



Excavaciones y Transportes David Pérez, S.L.

Promotor:



PROYECTO de EXPLOTACIÓN

Sección A) VALMADRID II

Consultoria Técnica:



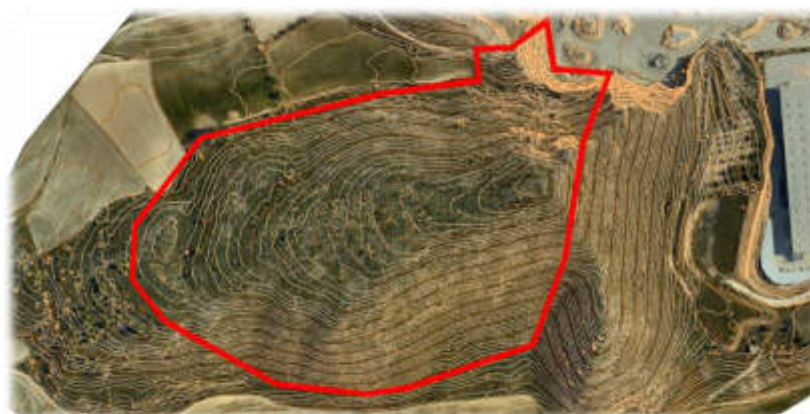
73153475C
EMILIO ANTONIO
QUEROL (R:
B44180628)

Firmado digitalmente
por 73153475C EMILIO
ANTONIO QUEROL (R:
B44180628)
Fecha: 2025.08.12
11:49:51 +02'00'

Agosto de 2025



Firmado por: Firmado por
Colegiado Oficial de
Ingenieros Técnicos y
Grados en Energía y Minas
de Aragón. Certificado
válido desde: 3/12/24
2:45:07 p. m. hasta 3/12/26
2:45:07 p. m. con número de
SERIE:





INDICE

PROYECTO de EXPLOTACIÓN

MEMORIA

1.- ANTECEDENTES

1.1 OBJETIVOS.

2.- PETICIONARIO

2.1 ANTECEDENTES ADMINISTRATIVOS

2.2. DATOS DE LA PROPIEDAD.

3.- SITUACIÓN GEOGRÁFICA

3.1. ACCESOS.

3.2. DEMARCACIÓN

4.- USOS DEL SUELO

5.- GEOLOGICA

5.1.- MINERAL A EXPLOTAR

6.- CALCULO DE RESERVAS

7.- DISEÑO DE EXPLOTACIÓN

7.1- CRITERIOS DE DISEÑO EN LA EXPLOTACIÓN A CIELO ABIERTO.

7.2.- CRITERIOS DE SELECTIVIDAD Y RECUPERACIÓN

7.3.- PARAMETROS GEOTÉCNICOS Y GEOMÉTRICOS

7.4.- CRITERIOS OPERATIVOS

8.- ESTUDIO MINERO

8.1- DINAMICA DE EXPLOTACIÓN.

8.2.- ESCOMBRERAS

8.3.- MAQUINARIA Y PERSONAL

8.4.- AGUAS DE ESCORRENTIA Y DRENAJES

8.5- ACCESOS Y PISTAS.



8.6.- DETERMINACIÓN DE MAQUINARIA MINERA

8.7.- NECESIDADES DE PERSONAL

8.8.- OBRAS DE INFRAESTRUCTURA

PRESUPUESTO

9.- VIABILIDAD ECONÓMICA

9.1- INTRODUCCIÓN

9.2.- COSTE DE PROPIEDAD

9.3.- COSTES HORARIOS

9.4.- OTROS COSTOS

9.5- ACCESOS Y PISTAS.

9.6.- COSTES TOTALES -RENTABILIDAD-

10.- PRESUPUESTO.

PLANOS

ANEXOS

ANEXO I.- Aprobación Municipal de Ocupación de Monte de Utilidad Pública.

ANEXO II.- Visualización de la Dinámica de Explotación.



Excavaciones y Transportes David Pérez, S.L.



PROYECTO de EXPLOTACIÓN MEMORIA

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALIDACIÓN ONLINE: gfeef05j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>



1.- ANTECEDENTES:

El presente proyecto se redacta a petición de **EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L.** en cumplimiento de lo dispuesto en el capítulo VII del Reglamento de Normas Básicas de Seguridad Minera con el objetivo de obtener la Autorización de la Autoridad Minera para iniciar el desarrollo de la actividad de aprovechamiento del recurso minero, piedra caliza, presente en las parcela 66 del Polígono 12 del término municipal de Valmadrid, en la Provincia de Zaragoza y que se denominará “VALMADRID II”.

La empresa ha suscrito un contrato de cesión de derechos mineros con los propietarios de las parcelas afectadas por la actividad minera y que se adjuntan como anexo al presente proyecto.

Así pues, el Proyecto de Explotación se redacta de acuerdo a lo establecido en la legislación detallada a continuación:

- Ley de Minas 22/1.973 de 21 de julio en sus Títulos III y VIII.
- Real Decreto 2.857/1.978 del Reglamento General para el Régimen de la Minería del 25 de agosto de 1.978 en su Título III, en lo referente a Regulación de los Aprovechamientos de recursos de la Sección “A”.
- Real Decreto 107 / 1995 de 27 de Enero, por el que se fija criterios de valoración para configurar la Sección A de la Ley de Minas, y corrección de errores.
- Real Decreto 863/1.985 de 2 de abril, por el que se aprueba el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, y las Instrucciones Técnicas Complementarias que la desarrollan, concretamente la referida al Capítulo VII Trabajos a cielo abierto.
- Real Decreto 1389 / 1997 , de 5 de Septiembre, sobre seguridad y salud en actividades mineras.

A lo largo del presente texto se tratará de dar cumplimiento a lo establecido en la Instrucción Técnica Complementaria 07.1.02 del Reglamento de Normas Básicas de Seguridad Minera, en la cual se detallan los contenidos de los Proyectos de explotación.



1.1- Objetivos:

En cuanto al recurso minero, calizas, sobre el que **EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L.** va a centrar la actividad extractiva, hay que hacer notar la gran importancia de su consumo en los sectores de la construcción principalmente; aunque hay otros sectores no menos importantes como el químico, siderometalúrgico, agroalimentario y medioambiental, siendo los principales campos de aplicación: aglomerantes, cerámica, vidrio, papel, cargas, fundentes, aditivos, correctores, hormigones, absorbentes, abrasivos, descontaminantes, escolleras para protección de obras hidráulicas, micronizados, alimentación, etc...

Entre los áridos industriales de mayor aplicación cabe mencionar la caliza puesto que representa un consumo elevado per capita, señalar que un español medio consume del orden de 11 toneladas año de áridos y que tiene una gran importancia en aplicaciones actuales y futuras relacionados con la conservación del medio ambiente.

Cerca del 20% de los áridos producidos anualmente en países industrializados se emplean en la agricultura, industria química, procesos metalúrgicos, como carga, en tratamientos medioambientales y otros usos. El resto es empleado en aplicaciones centradas en el sector de la construcción tanto de edificación como en infraestructuras de transporte.

El árido de naturaleza caliza tiene unas elevadas características mecánicas que le confieren capacidad de empleo en usos con mayores especificaciones técnicas como pueden ser las de capa de rodadura para vías de alta capacidad, etc.

Entre los usos industriales más importantes del árido de origen calizo tenemos los siguientes:

- Desulfuración de gases durante la combustión.
- Desulfuración después de la combustión.
- Fabricación de cal.
- Agregado agrícola para suelos.
- Industria ganadera, como lecho de las granjas.
- Industria alimentaria, tanto animal como humana.
- Tratamiento de aguas.
- Neutralización de aguas ácidas de mina.
- Recuperación de residuos en la industria de la acería.
- Cargas correctoras en procesos industriales.
- Prevención de los riesgos de explosión en minas de carbón.
- Fabricación de cemento Portland.
- Fabricación de vidrio.
- Fabricación de papel y pulpa.
- Fundentes.
- Relleno de huecos.
- Construcción.



EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L. va a destinar las calizas extraídas en la cantera “VALMADRID II” según lo establecido en la Directiva 89/106/CEE de 21 de Diciembre de 1989, relativa a la aproximación de las disposiciones legales, reglamentarias y administrativas de los Estados Miembros sobre productos de construcción, y en la transposición de la misma recogida en el Real Decreto 1630/1992 sobre disposiciones de libre circulación de productos de construcción, a las siguientes posibles especificaciones:

UNE-EN 12620: 2003/AC 2004	ÁRIDOS PARA HORMIGÓN
UNE-EN 13043: 2003/AC 2004	ÁRIDOS PARA MEZCLAS BITUMINOSAS Y TRATAMIENTOS SUPERFICIALES DE CARRETERAS, AEROPUERTOS Y OTRAS ZONAS PAVIMENTADAS
UNE-EN 13055-1: 2003/AC 2004	ÁRIDOS LIGEROS. ÁRIDOS LIGEROS PARA HORMIGÓN, MORTERO E INYECTADO
UNE-EN 13139: 2003/AC 2004	ÁRIDOS PARA MORTEROS
UNE-EN 13242: 2003/AC 2004	ÁRIDOS PARA MATERIALES TRATADOS CON LIGANTES HIDRÁULICOS Y MATERIALES NO TRATADOS UTILIZADOS PARA TRABAJOS DE INGENIERÍA CIVIL Y PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CARRETERAS
UNE-EN 13383-1: 2003/AC 2004	ESCOLLERAS.
UNE-EN 13450: 2003/AC 2004	ÁRIDOS PARA BALASTO

Por todo ello, el Proyecto de Explotación marca como objetivo primordial la obtención por parte de la Autoridad Minera Competente, la autorización para el aprovechamiento del recurso de la Sección A, calizas, en la Cantera “VALMADRID II”, con los posibles usos señalados siguiendo un plan de explotación y un ritmo de explotación racional tal y como se detalla a lo largo del presente Proyecto.

La presente ACTUALIZACIÓN DEL PROYECTO DE EXPLOTACIÓN de la cantera “VALMADRID II” (Zaragoza) se redacta a fin de diseñar las medidas conducentes a la reducción del impacto provocado por la actividad, así como a establecer las condiciones en las que quedará la zona tras el fin de la actividad minera.

El ámbito de aplicación previsto es una superficie de 9,22 ha, que abarca la totalidad de las zonas a afectar por la explotación dado que las zonas de acopios y planta se situarán en la actual explotación activa denominada VALMADRID nº 296.

El trabajo se ha desarrollado siguiendo las directrices de explotación y de Restauración recogidas en el Real Decreto 975/2009, de 12 de junio, sobre gestión de los residuos de las industrias extractivas y de protección y rehabilitación del espacio afectado por actividades mineras y su modificación mediante Real Decreto 777/2012 de 4 de mayo, a fin de diseñar las medidas conducentes a la reducción del impacto provocado por la actividad.



2.- PETICIONARIO:

La empresa promotora es **EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L.** con domicilio social en 50013 Ctra. Nacional 232 Km. 4,8, Pol. San Valero Nave 34, Zaragoza, y con CIF B-50.620.152.

La Dirección Facultativa de la explotación será por parte de D. Emilio Querol Monfil, Ingeniero Técnico de Minas colegiado nº 257 del Colegio de ARAGÓN.

2.1- Antecedentes Administrativos:

Desde el año 2005, la empresa EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L. está procediendo a la explotación de la cantera de caliza denominada “Valmadrid”, nº 296, donde lleva a cabo la extracción, tratamiento y comercialización de roca caliza para su uso como árido para hormigones, zahorras, arenas y escolleras, etc.

La planta de tratamiento se localiza a pie de cantera, mientras que la sede de la empresa se encuentra en la localidad de Zaragoza, en la dirección indicada en el primer párrafo.

En diciembre de 2004 se solicitó autorización para la apertura de la explotación, para lo cual se presentó Proyecto de Explotación, Estudio de Impacto Ambiental y un Plan de Restauración. Posteriormente, en noviembre de 2005, se presentó un Anexo al citado Plan de Restauración, en cumplimiento a lo establecido en la Resolución de 27 de octubre de 2005, del Instituto Aragonés del Gestión Ambiental, por la que se formula la Declaración de Impacto Ambiental del Proyecto de Aprovechamiento de los recursos de la Sección A “Valmadrid”, en el T.M. de Valmadrid, Provincia de Zaragoza, promovido por la entidad **EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L.**

En diciembre de 2005 se obtiene la autorización de explotación, comenzándose la misma en 2006.

En noviembre de 2016, se presenta una Revisión del Plan de Restauración, elaborado por D. Juan Ruiz Fonticiella, director facultativo de la cantera en ese momento, como consecuencia del diseño de una nueva pista de acceso cumpliendo con el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (RGNBSM) y con el objetivo de adecuar dicho Plan al Real Decreto 975/2009 de 12 de junio sobre gestión de los residuos de las industrias extractivas y de protección y rehabilitación del espacio afectado por actividades mineras.

El 22 de noviembre de 2016 se recibe un requerimiento del Servicio Provincial de Zaragoza, Sección Minas, para la mejora de la Revisión del Plan de Restauración presentado, para lo cual se encarga a GEOSCAN Consultoría la contestación a dicho requerimiento, presentado en enero de 2017.

En marzo de 2017, el Instituto Aragonés del Gestión Ambiental remite un nuevo requerimiento en relación a la Revisión del Plan de Restauración, donde se requiere a la empresa promotora a completar la documentación presentada añadiendo información detallada relativa a la descripción del entorno así como medidas para la rehabilitación del espacio afectado por la explotación, para lo cual es necesario redactar un nuevo documento que se adapte al Real Decreto 975/2009 y que además integre la información suministrada al Servicio Provincial de Zaragoza, Sección Minas, en



contestación a su requerimiento de 22 de noviembre. Dicho Plan de Restauración se presentó en junio de 2017.

En previsión de la próxima caducidad de la licencia de la explotación, a finales de 2025, se prevé la solicitud de una prórroga de vigencia de la misma para poder continuar con la explotación dentro de los límites autorizados. Para acompañar dicha solicitud, se redacta la presente actualización de Proyecto de Explotación acompañado de un nuevo del Plan de Restauración, que contempla su estado actual y la evolución de las labores de explotación hasta la finalización de su vida útil.

Dado la proyección a futuro de la excavación, es necesario AMPLIAR LA ZONA DE EXTRACCIÓN, a las 9,22 Has que supone la explotación de este proyecto VALMADRID II.

Como ya se ha comentado, la explotación del recurso se está llevando a cabo por la empresa **EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L.**

Se elabora el presente Proyecto de Explotación a instancias de la empresa **EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L.**

La cantera "VALMADRID II", se halla en la localidad de Valmadrid, en la provincia de Zaragoza. En un radio de 5 km desde la misma, tan sólo existe un derecho minero según se ha podido consultar el 22 de mayo de 2025 en la Infraestructura de Conocimiento Espacial de Aragón (ICEAragón) y en el catastro minero (Ministerio para la Transición Ecológica y el Reto Demográfico).

Éste corresponde al Permiso de Investigación Sección C "Torrero 5" nº 3.290, cuyo titular es la Comunidad de Bienes Montes de Torrero y cuyo objetivo es la explotación de glauberita.

Los trabajos de explotación en la cantera "VALMADRID II" es la continuidad de la explotación minera "VALMADRID" que se iniciaron en 2006. Es por ello que la zona de cantera próxima se encuentra en gran parte explotada, como se puede observar en la ortofoto.



2.2- Datos de la Propiedad:

El contorno autorizado de explotación se sitúa en parte de las parcelas 66 del polígono 12 del término municipal de Valmadrid (Zaragoza). La primera es propiedad del Ayuntamiento de dicha localidad y forma parte del Monte de Utilidad Pública “Vedado Alto” (Z-000031), el cual la alquila a la empresa promotora durante el tiempo que duren las labores de explotación. Se va a solicitar de forma inmediata la autorización de ocupación del Monte de Utilidad Pública.

La zona de instalaciones auxiliares, pertenece a la autorización minera VALMADRID (actualmente en explotación) y abarca las parcelas siguientes:

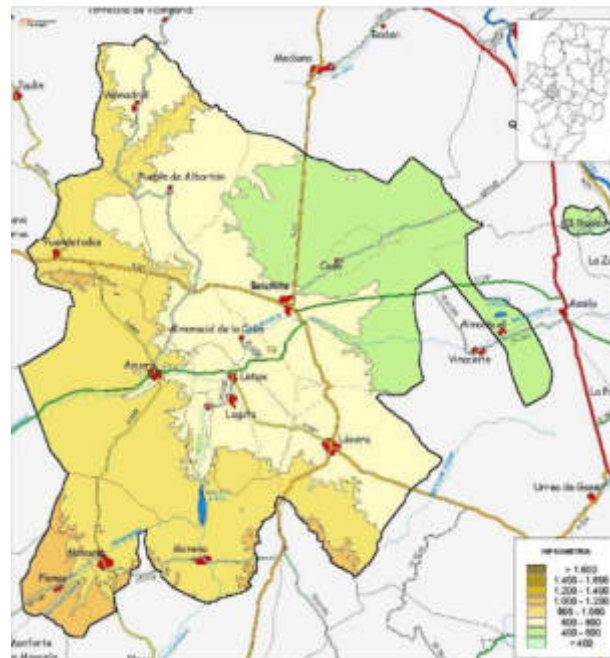
- ✓ Parte de las citadas parcelas 58 y 66 del polígono 12 (donde se localiza la planta de tratamiento y acopios de material triturado y clasificado), de las que ya se ha indicado su titularidad.
- ✓ La parcela 80 del polígono 12, donde se localiza el parque de maquinaria y varias casetas prefabricadas. Es de titularidad privada, si bien existe un acuerdo entre el propietario de la misma y la empresa promotora de la cantera, para su uso durante el periodo de explotación.
- ✓ La parcela 44 del polígono 12, para el acopio de tierra vegetal y material beneficiable. Esta parcela es propiedad de la empresa promotora de la cantera
- ✓ La parcela 47 del polígono 12, que unirá las áreas de ocupación de la planta de tratamiento y parque de maquinaria y la parcela de acopios. Es de propiedad privada, pero la empresa promotora se encuentra en negociaciones para su compra.

3.- SITUACIÓN GEOGRÁFICA:

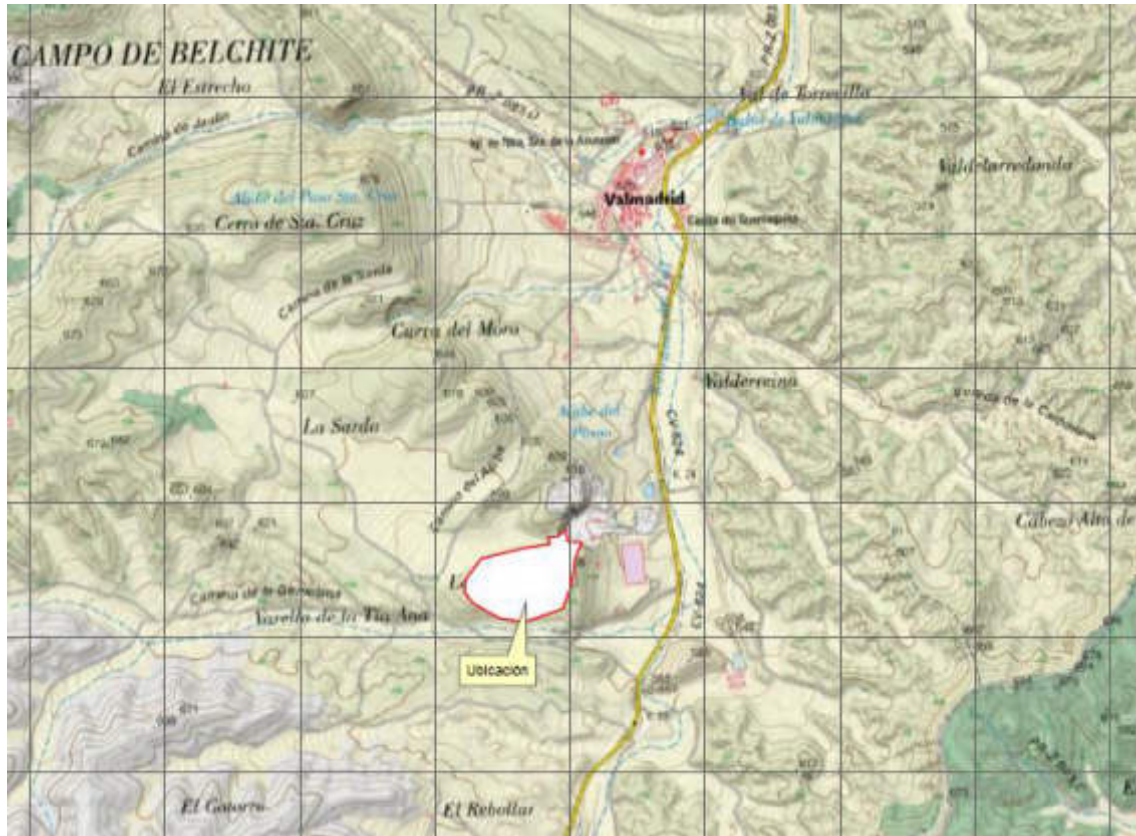
La cantera “VALMADRID II” se ubica en el término municipal de Valmadrid, a aproximadamente 1 km al sur del núcleo urbano, en la parcela 66 del polígono 12, entre los parajes conocidos como “La Gemelana” y “La Cantera”.



Este municipio pertenece, de acuerdo a lo recogido en la Ley 24/2002, de 12 de noviembre, pertenece a la comarca del Comunidad del Campo de Belchite, en la Provincia de Zaragoza y la Comunidad Autónoma de Aragón.



Los límites administrativos de Valmadrid son los municipios de Zaragoza al Norte, La Puebla de Albornón al Este, Fuendetodos al Sur y María de Huerva y Jaulín al Oeste.



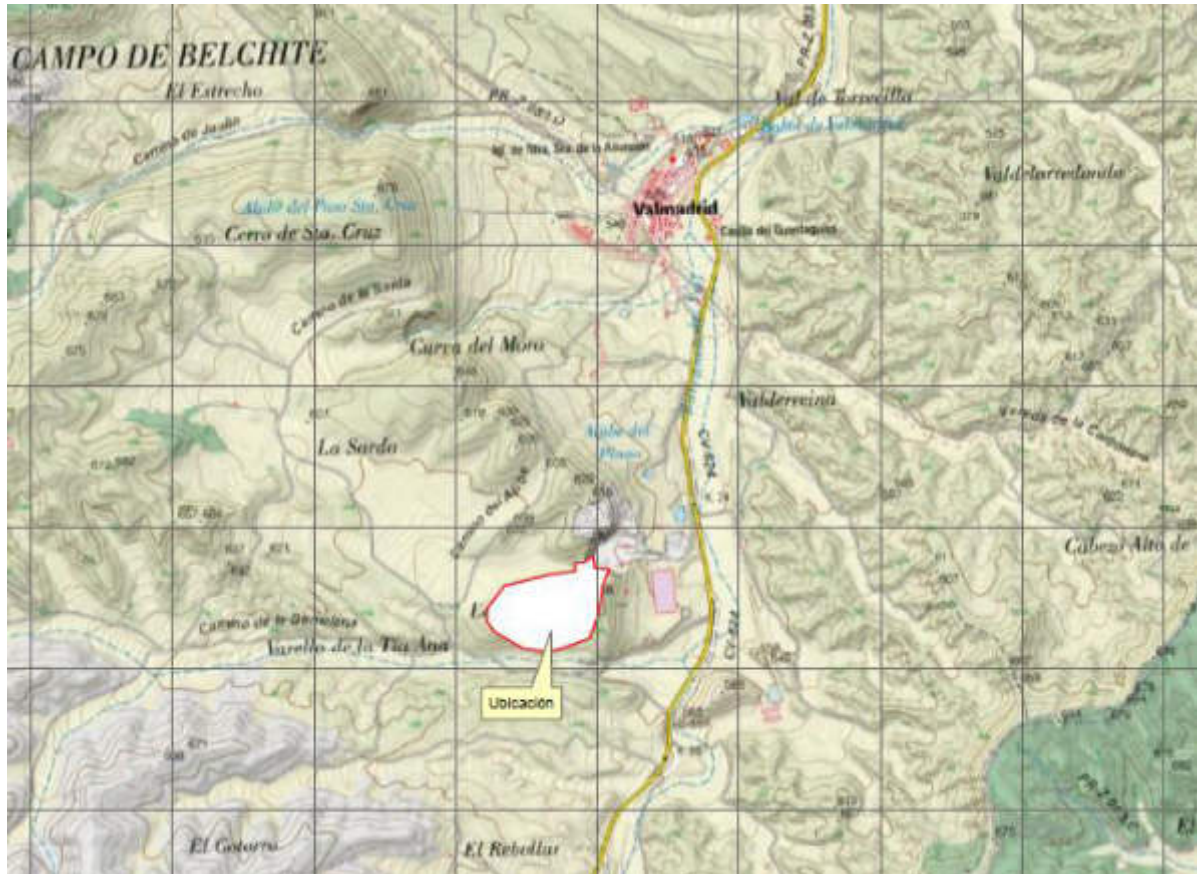
La zona de proyecto se localiza dentro de la Hoja del Mapa Topográfico Nacional a escala 1/50.000 denominada "Longares" nº 411. En escala más reducida (1/25.000) se encuentra ubicada en la hoja del MTN nº 411-II "Jaulín".

La altitud del perímetro de la zona de autorizada oscila entre los 560 y los 626 m.s.n.m. La plataforma donde se ubica la planta de tratamiento se encuentra a una altitud aproximada de unos 550 m.s.n.m.

Como se ha indicado, la superficie de afección por la explotación es de unas 9,22 ha.

3.1- Accesos:

El acceso desde Zaragoza hasta la zona de proyecto se realiza tomando la autovía A-68 en dirección a Alcañiz, hasta la Cartuja Baja, donde se toma la carretera CV-624, en dirección a Torrecilla de Valmadrid. Tras pasar el núcleo de Valmadrid, a la altura del P.K. 24, se toma un camino a mano derecha que conduce a la cantera.





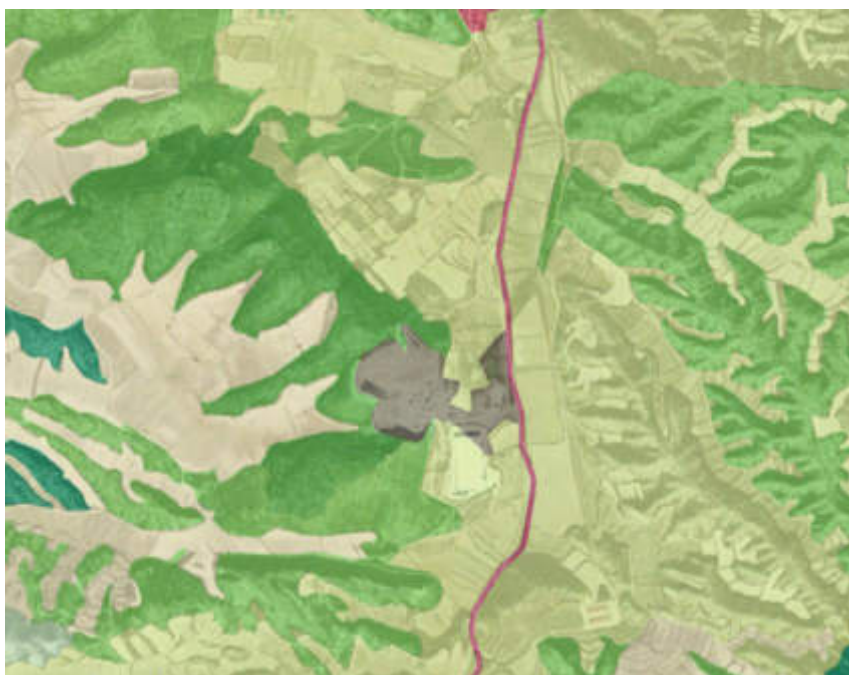
3.2- Demarcación:

La superficie autorizada de explotación de la cantera “Valmadrid” describe un polígono de geometría irregular de orientación noreste-suroeste, situado sobre parte de las parcelas 58 y 66 del polígono 12 del término municipal de Valmadrid. Las coordenadas UTM (ETRS89, Huso 30) aproximadas de los vértices que definen el perímetro de la zona autorizada son:

Coordenadas UTM (ETRS 89) – PERIMETRO AUTORIZADO CANTERA “VALMADRID II”		
Vertice	Coordenada X	Coordenada Y
1	676172	4588794
2	676113	4588715
3	676110	4588667
4	676139	4588629
5	676240	4588572
6	676322	4588563
7	676362	4588570
8	676472	4588608
9	676501	4588685
10	676518	4588792
11	676542	4588852
12	676491	4588856
13	676485	4588900
14	676453	4588876
15	676421	4588875
16	676423	4588847
17	676333	4588883

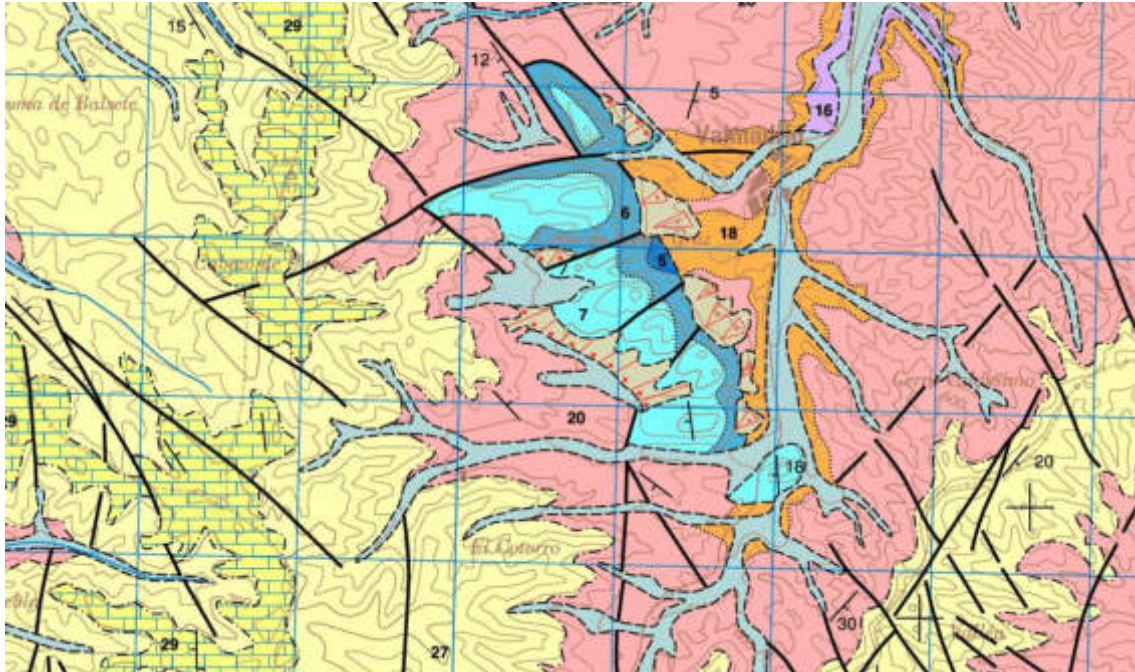
4.- USOS DEL SUELO:

Se ha consultado la cobertura Land Corine 2014 en el visor IBERPIX del Instituto Geográfico Nacional (IGN) apreciándose como, de forma mayoritaria, el entorno de la zona de proyecto está compuesto principalmente por espacios con matorral, suelos desnudos y cultivos herbáceos, si bien la zona concreta de explotación se ha catalogado, según su uso del suelo, como “Minas y canteras” y según la cubierta terrestre como “Infraestructura de residuos”.



5.- GEOLOGIA:

Calizas con oncolitos (Fm. Calizas con oncolitos de Higuieruelas) (7). Kimmeridgiense.



Es la unidad cartográfica del Jurásico que con mayor extensión aflora en la hoja de Longares (Hoja 411), ocupando la mayor parte de la superficie de las estructuras de Fuendetodos, Mezalocha y Puebla de Albortón, así como, los afloramientos de índole menor entre Muel y Jaulín y en Valmadrid.

Ha sido estudiada, como la unidad anterior, en la columna estratigráfica 04-MEZALOCHA, donde afloran 35 m, constituidos en la base y techo por calizas bioclásticas y oncolíticas, grises, en bancos de 0,5 m de potencia, con un tramo intermedio de calizas bioconstruidas, tipo biohermo o biostromo, y oncolíticas, blanquecinas muy recrystalizadas.

A diferencia de la Fm. Ritmita calcárea de Loriguilla, en esta, las estructuras sedimentarias son más abundantes y visibles, presentando estratificaciones cruzadas, de tipo planar y en surco, ripples y bioturbación de moderada a abundante.

En los afloramientos citados anteriormente se suelen encontrar dos tipos de facies, interrelacionadas entre sí, predominando una u otra en cada punto en concreto:

- Facies de plataforma interna de alta energía: representada por shoals oncolíticos, de geometría lenticular. Son las más abundantes en la hoja de Longares, y sobretodo hacia el NO
- Facies bioconstruidas: en las que la estructura tipo mud mound se desarrolla en zonas protegidas de mínima energía. Corresponden a masas lenticulares (biohermos) superpuestas. En la columna de MEZALOCHA, los biostromos están bien representados por cuerpos estratiformes, de unos 2 m de potencia, en los que se aprecian corales ramosos en posición de vida.

Al microscopio, en la base de la serie, predominan las calizas con texturas mudstone-wackestone con bioclastos (sobre todo, miliólidos y fragmentos de bivalvos y equínidos) y siliciclastos (cuarzo, feldespato, mica biotita y moscovita y óxidos de hierro, generalmente angulosos). Hacia el techo, estas calizas van adquiriendo paulatinamente texturas packstone-grainstone con bioclastos (foraminíferos, fragmentos de braquiópodos, gasterópodos, espículas de equínidos, briozoos, moluscos y algas) y otros aloquímicos, tales como, oncolitos, intraclastos, ooides y agregados. A la vez que aumenta el porcentaje de estos componentes carbonáticos, disminuye el contenido en siliciclastos hasta llegar a cantidades accesorias (1%), a excepción de los estratos del techo de la serie, en la que vuelven a aparecer siliciclastos en porcentajes de incluso el 10%.

5.1- Mineral a Explotar:

El mineral a explotar está formado por roca calcárea con oncolitos del Jurásico Superior (formación Higuieruelas). Se dispone en bancos centimétricos a decimétricos en la parte baja del frente, mientras que a cotas más elevadas se observan calizas más masivas, en las que apenas se distingue la estratificación pero se observa un importante desarrollo de diaclasas. Algunos planos de diaclasa contienen recristalizaciones de calcita. Además, se observan algunas vetas de yeso subverticales, así como algunos nódulos dispersos entre las calizas. También presenta alguna intercalación margosa.



El material que se va a beneficiar serán las calizas jurasicas aflorantes en la zona y que ya han sido explotadas con anterioridad. Dichas calizas se encuentran en un paquete muy definido en la zona.

Dichas calizas explotarán con los siguientes campos de aplicación:

- ✓ ÁRIDOS PARA HORMIGÓN
- ✓ ÁRIDOS LIGEROS. ÁRIDOS LIGEROS PARA HORMIGÓN, MORTERO E INYECTADO
- ✓ ÁRIDOS PARA MORTEROS
- ✓ ÁRIDOS PARA MATERIALES TRATADOS CON LIGANTES HIDRÁULICOS Y MATERIALES NO TRATADOS UTILIZADOS PARA TRABAJOS DE INGENIERÍA CIVIL
- ✓ ESCOLLERAS.



Las observaciones locales de las principales unidades litológicas han ayudado a delimitar los tramos de calizas aflorantes y las principales características de cada uno de ellos, en base a determinar la idoneidad desde el punto de vista de su explotabilidad. Por otro lado, se han clarificado los aspectos estratigráficos y estructurales más representativos del sector, poniendo especial relevancia en aquellos que afectan o se refieren a los materiales objeto de valoración y tienen influencia en las condiciones de una futura explotación. Si bien la investigación geológica de campo se ha dirigido fundamentalmente a constatar la calidad, continuidad del afloramiento de calizas sobre el que asentar la futura cantera en un área que anteriormente fue explotada para el beneficio de calizas.

En la imagen siguiente podemos observar el estado actual de una zona del antiguo frente de explotación.



A fecha de elaboración del presente proyecto no se ha podido completar una investigación mediante empleo de sondeos mecánicos u otro tipo de investigación geofísica como la tomografía y será aportada como anexo en cuanto se pueda realizar.

Dicha investigación marcará de modo mucho más preciso los contactos y continuidad de las capas en el subsuelo así como potencias reales de cada una de ellas y especialmente nos dará información sobre la calidad de las calizas para otros usos industriales más allá de los áridos convencionales.

Se ha realizado un análisis de la cartografía geológica disponible de la zona partiendo de los datos aportados por la hoja geológica de la zona y contrastando dichas informaciones con las observaciones realizadas en el campo y apoyándose en las fotografías aéreas de la zona para la comprensión de las estructuras presentes. Cuando la investigación mediante empleo de sondeos y geofísica (tomografía) pueda ser realizada, se podrá elaborar una cartografía geológica de detalle con una elevada precisión.



ANÁLISIS EFECTUADOS.

En una primera aproximación se han efectuado análisis de Desgaste Los Ángeles a las muestras recogidas en la zona de explotación. Sus resultados, que se exponen a continuación, nos dan una idea de la resistencia al desgaste de los dos tipos de roca explotable de la zona.

Ensayo:	Desgaste Los Angeles	ÁRIDO CALIZO
Norma:	NLT-149/95	

pasa	retiene	m.I	m.II
14	12.5	-	2554.0
12.5	10	-	2446.0
	Total		5000.0

Num vueltas	500
Bolas después	11
Bolas antes	11
Diferencia	0
Peso muestra	5000
Retenido num 12	3702
Pérdida	1298
% pérdida	25.96

% Coeficiente Desgaste Los Angeles
25.96 %

de acuerdo al marco normativo establecido por las Normas UNE aplicables a los áridos cuyo uso esta destinado a la fabricación de hormigones, así como a su uso en obras de infraestructura, se efectuarán una serie de ensayos iniciales que permitan determinar la idoneidad de las calizas y cuarcitas para cada uno de los usos proyectados, así como la normativa específica de Hormigones y el Pliego de Prescripciones Técnicas para obras de Carreteras PG-3.

Los ensayos iniciales a realizar son los siguientes:

- **Propiedades químicas**
 - Cloruros solubles en agua.
 - Contenido total en azufre.
 - Sulfatos solubles en ácido.
 - Contaminantes orgánicos ligeros.
 - Contaminantes orgánicos (húmicos).
- **Propiedades mecánicas y físicas de los áridos.**
 - Resistencia a desgaste (Ensayo los Ángeles).
 - Densidad de partículas y absorción de agua.
- **Propiedades térmicas y de alteración de los áridos.**
 - Ensayo sulfato de magnesio.



- Reactividad del Árido .

Todos estos aspectos se desarrollaran convenientemente a la hora de desarrollar el sistema de control de producción en fabrica de la cantera “VALMADRID” nº 296.

6.- CALCULO DE RESERVAS:

Tal y como se ha indicado en el punto anterior respecto a la investigación realizada, 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 clasificación de recursos minerales según norma UNE 22-850-85 es la siguiente:

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.

2. Campo de aplicaciones.

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

3. Definiciones.

3.1. 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. Clasificación.

En función del grado de conocimiento geológicos, 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 limitadas, 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.

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 explotables que se encuentra en la zona, se ha recurrido al método de modelización del terreno y comparación de superficies MDT, con lo que se obtiene el volumen a extraer para dejar la cantera según los parámetros del proyecto.



Mediante el uso de herramientas topográficas y de modelización del terreno se han obtenido los siguientes volúmenes de reservas sobre el área seleccionada para la ubicación de la extracción que se expresan divididos por zonas en las tablas siguientes:

ESTIMACIÓN CUBICACIÓN VALMADRID II por FASES de EXPLOTACIÓN				
FICHERO	Observaciones	m3		TRABAJOS
		DESMONTE	TERRAPLEN	
VALMADRID II ORIGEN	Origen partiendo EXPLOTACIÓN VALMADRID			
VALMADRID II Fase 0	Explanada Planta			PREPARACIÓN
VALMADRID II Fase 0 A	Explanada Planta + Acceso Planta	150	5787	
VALMADRID II Fase 0 B	Acceso Lateral a Planta	7406	11458	
VALMADRID II Fase 0 C	Acceso a Cantera	895	1829	
FICHERO	Observaciones	m3		TRABAJOS
		DESMONTE	TERRAPLEN	
VALMADRID II Fase 1	Apertura banco 570	45.278	0	EXPLOTACIÓN
VALMADRID II Fase 2	Acceso lateral a cota 610	33.233	9.956	
VALMADRID II Fase 3	Rebaje de a cota 910	26.254	0	
VALMADRID II Fase 4	Acceso a banco 590	17.909	39	
VALMADRID II Fase 5	Avance PARCIAL del banco 590	135.375	328	
VALMADRID II Fase 6	Avance PARCIAL del banco 570	85.900	0	
VALMADRID II Fase 7	Avance PARCIAL del banco 590	162.460	6	
VALMADRID II Fase 8	RESTAURACIÓN Zona Este del banco 590	0	24.403	
VALMADRID II Fase 9	Avance PARCIAL del banco 570	227.337	656	
VALMADRID II Fase 10	RESTAURACIÓN Zona Este del banco 570	738	19.391	
VALMADRID II Fase 11	Avance COMPLETO del banco 590	401.279	471	
VALMADRID II Fase 12	Avance COMPLETO del banco 570	1.127.011	1.327	
VALMADRID II Fase 13	RESTAURACIÓN Zona Oeste del banco 570	7.370	24.881	
VALMADRID II Fase 14	Avance PARCIAL del banco 550	234.212	433	
VALMADRID II Fase 15	Avance COMPLETO del banco 550	1.141.739	0	
VALMADRID II Fase 16	RESTAURACIÓN TOTAL del banco 550	6.396	330.440	
VALMADRID II Fase 17	RESTAURACIÓN TOTAL PLANTA	4.485	8.737	
		3.656.976	421.068	
	Densidad	2,35		
	Toneladas Estimadas	8.593.894		



Considerando el consumo actual de 80.000 m³/año, se prevé un incremento notable con la ampliación de reservas y la instalación de un planta de hormigon, pasando la estimación a unas 150.000 m³/año. La vida de la explotación de unos 24 años.

7.- DISEÑO DE EXPLOTACIÓN:

7.1.- Criterios de Diseño en 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 arcilla extraída, en definitiva, la rentabilidad económica de la mina.

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. Parámetros geotécnicos. Son dependientes de los ángulos máximos estables de los taludes en cada uno de los dominios estructurales en que se haya dividido el yacimiento.
- III. Parámetros 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. Parámetros medioambientales. El desarrollo de las sociedades conlleva una preocupación creciente por el cuidado del medioambiente o del entorno natural que nos rodea. Esta situación hace que la minería como un elemento más del entorno evolucione sin perder su esencia y sea capaz de armonizar la extracción de recursos con el respeto al medioambiente con medidas correctoras que minimicen el impacto visual, sonoro, y otros; así como desarrollar planes de restauración capaces de devolver al entorno su carácter preoperativo con éxito.

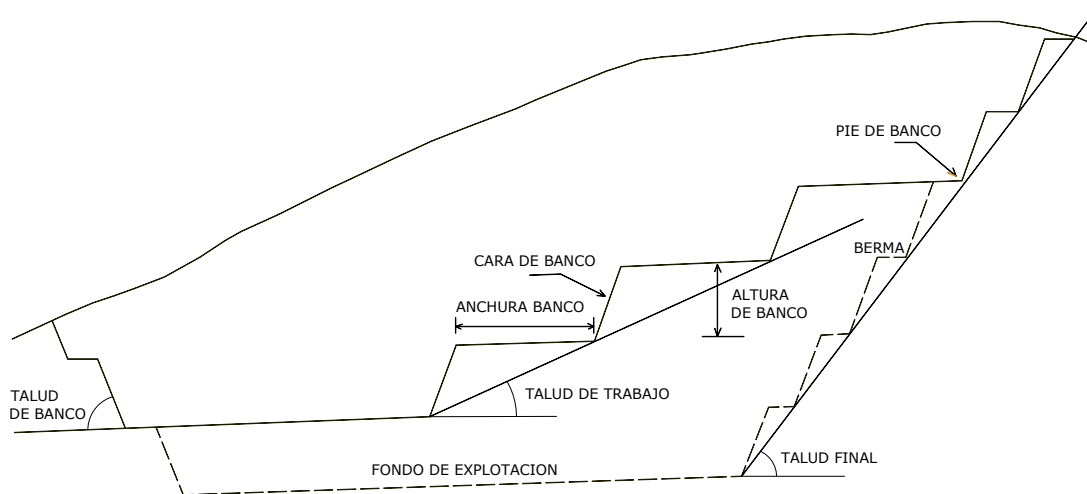
En definitiva una explotación minera a cielo abierto es aquella excavación realizada en la superficie del terreno con el fin de extraer y beneficiar un mineral. Esta operación normalmente implica mover cantidades variables de estéril según la profundidad del depósito.

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 banqueo con avance bidireccional, dirección Sureste en las primeras fases de apertura y avance de cantera, y posteriormente dirección Sur. A priori este tipo de minería se aplica a yacimientos subhorizontales u horizontales, con recubrimientos variables de estéril.

El ciclo de explotación será el tradicional de: perforación – voladura – carga – transporte – trituración – clasificación. Si bien el ciclo de transporte se va a ver eliminado con el ahorro en cuanto a costes de explotación que ello supone por la utilización de un equipo móvil de trituración y clasificado.

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 arcilla 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 coadyuvan 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.

7.2.- Criterios de Selectividad y Recuperación:

En cuanto a los criterios de selectividad y recuperación vendrán marcados en el Sistema de Control de Producción en Fabrica de la planta móvil de tratamiento que se instalará en la cantera. Dichos criterios tendrán como referencia los siguientes puntos:

- Pliego de Prescripciones Técnicas Particulares para obras de carreteras. PG-3.
- ORDEN FOM/891/2004, de 1 de marzo, por la que se actualizan determinados artículos del pliego de prescripciones técnicas generales para obras de carreteras y puentes, relativos a firmes y pavimentos.
- Norma EHE para hormigones.
- ÁRIDOS PARA HORMIGÓN
- ÁRIDOS PARA MEZCLAS BITUMINOSAS Y TRATAMIENTOS SUPERFICIALES DE CARRETERAS, AEROPUERTOS Y OTRAS ZONAS PAVIMENTADAS
- ÁRIDOS LIGEROS. ÁRIDOS LIGEROS PARA HORMIGÓN, MORTERO E INYECTADO
- ÁRIDOS PARA MORTEROS
- ÁRIDOS PARA MATERIALES TRATADOS CON LIGANTES HIDRÁULICOS Y MATERIALES NO TRATADOS UTILIZADOS PARA TRABAJOS DE INGENIERÍA CIVIL Y PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CARRETERAS
- ESCOLLERAS.
- ÁRIDOS PARA BALASTO

En el citado Sistema de Control de Producción en Fabrica 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 destinado.

Ante este panorama normativo es importante indicar que el grado de selectividad y aprovechamiento del material de la cantera no va a variar, estimando con los ensayos realizados, la disposición estratigráfica, la tectónica del entorno, y demás factores podemos señalar que los estériles supondrán en corte de cantera entre un 5 % y un 10%. Hay que reseñar que durante las fases iniciales de inicio de la actividad se han de mover todos los materiales acumulados y abandonados de la antigua actividad en la plaza de cantera para permitir una segura explotación de los frentes, lo que supondrá un movimiento de estériles superior al determinado por esas cantidades.



7.3.- Parámetros Geotécnicos y Geométricos:

7.3.1.- Orientación de Bancos:

Los bancos de explotación se orientarán aprovechando la orientación de los remanentes de la antigua explotación y se llevarán en avance barriendo en sentido antihorario desde la esquina Nort-Este del frente, zona encima de la planta de beneficio. Paralelamente a este avance se podrá alternar la explotación con la continuación del frente en la zona más al Oeste para lograr la alternancia de labores en los dos frentes según las especificaciones y calidades deseadas.

Con esta orientación se podrá obtener una mejor optimización de la explotabilidad del yacimiento, 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, es que se adapta bien a la topografía de la cantera a la orografía del terreno.

7.3.2.- Estabilidad de los Taludes. Cálculo:

Descripción de los 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, que en el caso de la Cantera van a ser fundamentalmente la litología y la grado de tectonización del emplazamiento. 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 litología.

La unidad estratigráfica sobre la que se van a desarrollar las labores de extracción de calizas destinadas a su empleo en hormigones y en obras públicas corresponde como se ha indicado en el capítulo correspondiente calizas y margas rojas y pasadas de calizas y conglomerado en base, en concreto corresponden a un nivel fotogeológico de calizas cartografiado en el Magna.

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 macizos rocosos. En ellos habremos de considerar familias de diaclasas, fracturas, relleno de las fracturas, orientación, naturaleza del relleno de las juntas, tamaño de bloque, etc... El emplazamiento se halla, como hemos dicho con anterioridad, en los laterales de la deformación producida por el desarrollo de un domo y no se observan episodios tectónicos de importancia.

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. Por este motivo se ha detectado que el relleno de juntas del material aflorante se halla compuesto por materiales terrígenos y arcillosos esta circunstancia indica la circulación de agua a través del macizo rocoso. Este hecho hará que en el desarrollo de las labores de perforación se preste especial atención en la detección de estas “cavidades” rellenas de arcillas para ajustar perfectamente los parámetros de la voladura.



- 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. Es muy frecuente la rotura de taludes en terrenos similares a los de la zona de explotación e periodo de lluvias intensas. 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. Ha sido también un factor a tener en cuenta debido a la altitud a la que se encuentra la explotación minera las condiciones de los ciclos hielo / deshielo puesto que la zona esta sometida a heladas durante los meses invernales.
- 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. La 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 traccionales 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.



Caracterización del macizo rocoso.

A continuación vamos a establecer cuales son las propiedades del macizo rocoso, hemos de tener en cuenta una serie de factores geológicos, qué son los que en gran medida van a dominar el comportamiento y propiedades mecánicas de los macizos rocosos. Estos factores son:

- La litología y propiedades de la matriz rocosa.
- La estructura geológica y las discontinuidades.
- Estado tensional.
- Grado de alteración o meteorización.
- Condiciones hidrogeológicas.

Hemos de entender que el macizo rocoso es el conjunto de los bloques de la matriz rocosa y de las discontinuidades de diverso tipo que afectan al medio rocoso. Mecánicamente los macizos rocosos son medios discontinuos, anisótropos y heterogéneos. La matriz rocosa es el material rocoso exento de discontinuidades, presentando un comportamiento heterogéneo ligado a su estructura mineralógica, mecánicamente queda definido por su densidad, resistencia y deformabilidad. En cuanto a las discontinuidades entenderemos que son aquellos planos cualquiera que sea su origen que independiza o separa los bloques de matriz rocosa en un macizo rocoso.

Las discontinuidades y los bloques de matriz constituyen en conjunto la estructura rocosa, y gobiernan el comportamiento global del macizo rocoso. Además de las propiedades intrínsecas del macizo rocoso asociadas a las características de la matriz rocosa y de las discontinuidades, que definen en gran parte su resistencia, existen otros factores que afectan a su comportamiento mecánico, que hemos visto con anterioridad:

- Estructuras tectónicas y sedimentarias en el macizo rocoso.
- Tensiones naturales a las que se está sometido.
- Condiciones hidrogeológicas y climáticas.
- Factores geoambientales.

En definitiva con estos datos de partida vamos a clasificar el macizo rocoso, el cual además de lo anteriormente expuesto estará basado en los siguientes factores:

- Propiedades de la matriz rocosa.
- Frecuencia y tipo de las discontinuidades, que definen el grado de fracturación, el tamaño y la forma de los bloques del macizo, sus propiedades hidrogeológicas, etc.
- Grado de meteorización o alteración.
- Estado de tensiones in situ.
- Presencia de agua.
- Grado de meteorización o alteración.
- Estado de tensiones in situ.

Los datos más característicos del macizo rocoso se pueden definir en los siguientes puntos, los datos se han obtenido mediante correlación de valores establecidos en tablas a partir de los datos obtenidos por Rahn, Walthan, Obert y Duball, Farmer e ISRM y mediante los datos ofrecidos el estudio de escenarios con similar litología.

MACIZO ROCOSO : CALIZA	
Resistencia a compresión simple (Kp/cm ²)	1400
Resistencia a tracción (Kp/ cm ²)	120
Ángulo de fricción básico (grados)	38º
Densidad (gr/ cm ³)	2.5
Módulo de elasticidad (Kg/cm ²)	5,1 (x 10 ⁵)
Coefficiente de POISSON	0,09
Velocidad de las ondas P (m/s)	5500
Cohesión (Kg/cm ³)	600

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 litología, las tensiones regionales, la aceleración sísmica de las voladuras y otros factores. En este caso, y de acuerdo a una visión panorámica del macizo remanente sobre el que se va a iniciar al explotación de calizas, se trata de un talud de una altura de 9 metros de altura en su punto de máximo desnivel con un ángulo cercano a los 90º. Además se puede apreciar el grado de deterioro del macizo remanente por el empleo de explosivos como método de arranque, con una secuenciación y una selección de la carga que no ha ayudado a la conservación de dicho macizo remanente.

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.

- Deslizamiento de pie o **rotura circular**, se trata de una rotura aproximadamente circular con su extremo inferior en el pie del talud.



- **Rotura plana** se produce a través de una única superficie plana, existe este riesgo por la existencia de una fractura dominante en la zona.

La hipótesis de rotura en cuña se ha considerado, si bien, el control de las posibles cuñas inestables dentro de los taludes de explotación, en el momento que se detecte su presencia se procederá al saneo del talud mediante medios mecánicos o por voladura para proceder a eliminar ese factor de riesgo en la explotación.

Análisis de estabilidad.

Análisis frente a rotura circular

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 un amasa 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 estos 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 precisa 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:

$$F = \frac{R_c + R_\phi}{S}$$

Donde:

R_c = Fuerzas cohesivas = $c A$

R_ϕ = Fuerzas de fricción = $W \cos \alpha \tan \phi$

S = Fuerzas que tienden al deslizamiento = $W \sin \alpha$

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 and BRAY, como primera aproximación, para el cálculo de la estabilidad frente a la rotura circular.

Basado en el método de Taylor o “método del círculo de rozamiento”, a partir de una serie de cinco ábacos aplicables a cinco escenarios o hipótesis de trabajo que dependen de la posición relativa del nivel freático en el talud, que permiten el cálculo del coeficiente de seguridad de taludes en materiales arcillosos con rotura circular por el pie del talud. Se obtiene a partir de los datos geométricos del talud y de los parámetros resistentes del suelo.

Asumiéndose las siguientes hipótesis:

- El material del talud es homogéneo.
- Se considera la existencia de una grieta de tracción.
- La tensión normal se concentra en un único punto de la superficie de rotura..

Se trata de un procedimiento de cálculo del coeficiente de seguridad válido para la hipótesis de material homogéneo y geometrías sencillas. La metodología es la siguiente:

Se elige un tipo de escenario que es probable que se presente en la estructura a analizar. En nuestro caso, escogeremos el escenario número 1, como condición más desfavorable. A raíz de la elección de este modelo tomaremos el ábaco correspondiente.

Taludes de explotación.

En primer lugar calcularemos el siguiente coeficiente adimensional:

$$\frac{C}{\gamma \cdot H \cdot \tan \phi}, \text{ Donde:}$$

γ = Densidad del material. Se aplica como densidad 2.5.

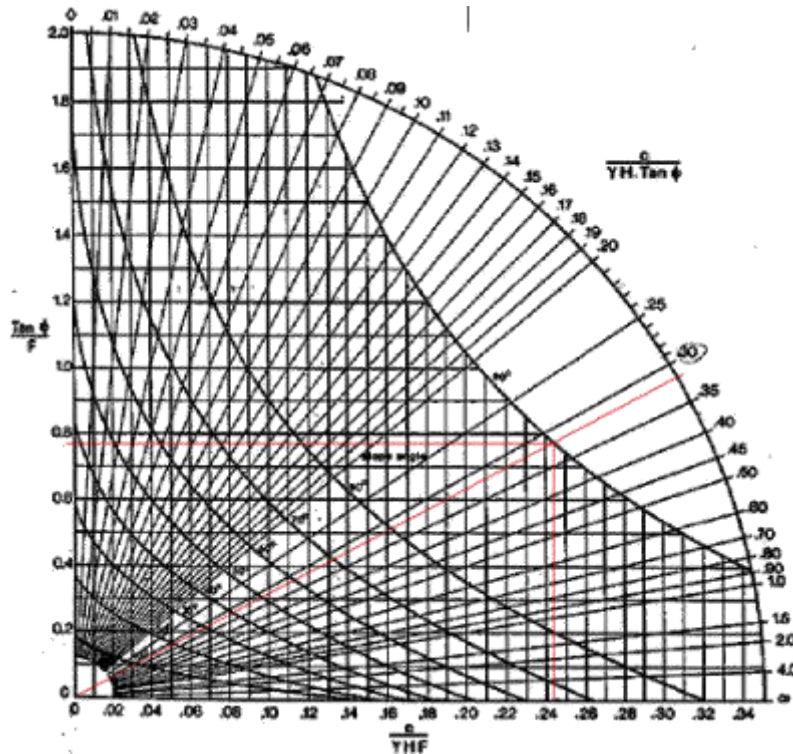
C = Cohesión aparente. 600 Kg/cm².

ϕ = Angulo de rozamiento interno. Corresponde con 38°.

H = Altura del talud. Consideraremos una altura de 9,5 metros de altura máxima de los taludes de explotación. Este talud permite un óptimo rendimiento del proceso de perforación-voladura-carga y transporte de la explotación, con unos consumos específicos de explosivo ajustados y sobre todo ofreciendo una pila de escombros que proporciona unas condiciones de carga por parte de la retroexcavadora destinada a tal efecto excelentes en cuanto a productividad y seguridad.

$$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot \tan \phi} = 0.3233$$

Acudimos al ábaco correspondiente, siguiendo la metodología establecida por Hoek and Bray.



Obtenemos las siguientes ecuaciones:

$$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot F} = 0.24 \quad \frac{\tan \phi}{F} = 0.76$$

El coeficiente de seguridad obtenido será de 1.02, evidentemente es superior a la unidad, si bien habrá que tomar medidas especiales a la hora de conservar el talud de explotación, dichas medidas consistirán en el saneo del frente tras cada voladura y si tras las primeras voladuras se estima necesario para aumentar la estabilidad se darán voladuras con precorte para dejar el macizo remanente sin conmocionar de modo que aumente la estabilidad del mismo frente a la caída de bloques o cualquier otra circunstancia.

Para aumentar el nivel de confianza con respecto al calculo de la estabilidad del talud emplearemos otro método con el fin de contrastar el resultado obtenido. El método a emplear será el Método de Taylor, si bien el Método de Hoek and Bray está basado en el mismo, vamos a detallar el procedimiento de análisis y las bases del mismo.

Como ya hemos indicado en anterioridad supondremos una superficie de rotura circular sobre las dimensiones, esta hipótesis se ajusta a la problemática real de taludes de altura finita, cuando no existen zonas de terreno que definan claramente el desarrollo de superficies de rotura. Sobre la superficie de rotura podemos identificar los siguientes elementos:

- W . Que es el peso de la masa de suelo.
- U. Presión intersticial del agua, distribuida a lo largo de la superficie de rotura.
- T (R_c + R_φ). Esfuerzo tangencial sobre la superficie de rotura.
- N. Esfuerzo normal distribuido por la superficie de rotura.

De acuerdo al criterio con el que hemos definido el coeficiente de seguridad F, y considerando como criterio de rotura el de Mohr - Coulomb y un terreno supuestamente homogéneo, la resistencia tangencial movilizada para llegar al equilibrio estricto (condición en la que el factor de seguridad es igual a la unidad será):

$$S = \frac{\tau}{F} = \frac{c}{F} + \sigma_N \cdot \frac{\tan \phi}{F}$$

De modo que los esfuerzos distribuidos en la superficie de rotura pueden sustituirse por:

- Resultante debida a la cohesión: $R_c = \int_0^\theta \frac{c}{F} d\theta$

Su línea de acción será paralela a la cuerda $\overline{AB}$

- La resultante de esfuerzos normales, $\overline{N}$.
- La resultante tangencial debida al rozamiento, R_φ, debe de ser normal a $\overline{N}$ y cumplir :
R_φ = $\overline{N} \tan \phi / F$, aunque el hecho de no conocer la posición y magnitud de $\overline{N}$, también se desconocen para R_φ.

Esta situación nos conduce a un punto muerto, puesto que nos encontramos ante un problema cuyas ecuaciones son un sistema indeterminado. Este hecho obliga a Taylor a generar una serie de modelos y de situaciones que permitieran la resolución matemática de las ecuaciones que modelizaban el comportamiento del talud.

El hecho de analizar teniendo en cuenta el rozamiento ,es decir con la cohesión y el ángulo de rozamiento interno distinto de cero, hacia preciso el introducir alguna hipótesis más, entre ellas destacamos la que considera que la resultante de las fuerzas normales está concentrada en un solo punto dando lugar al denominado “método del círculo de rozamiento” o método de Taylor.

Desarrollo una serie de ábacos y de formulaciones matemáticas que vamos a emplear a continuación. Por ultimo concluir que Taylor considera que los círculos de rotura más desfavorables pueden ser del tipo:

- Círculos de pie, cuando pasan por el pie de talud.

- Círculos de punto medio, tangentes a la capa dura con centro sobre la vertical del punto medio del talud.
- Círculos de talud, con salida en la cara del talud.

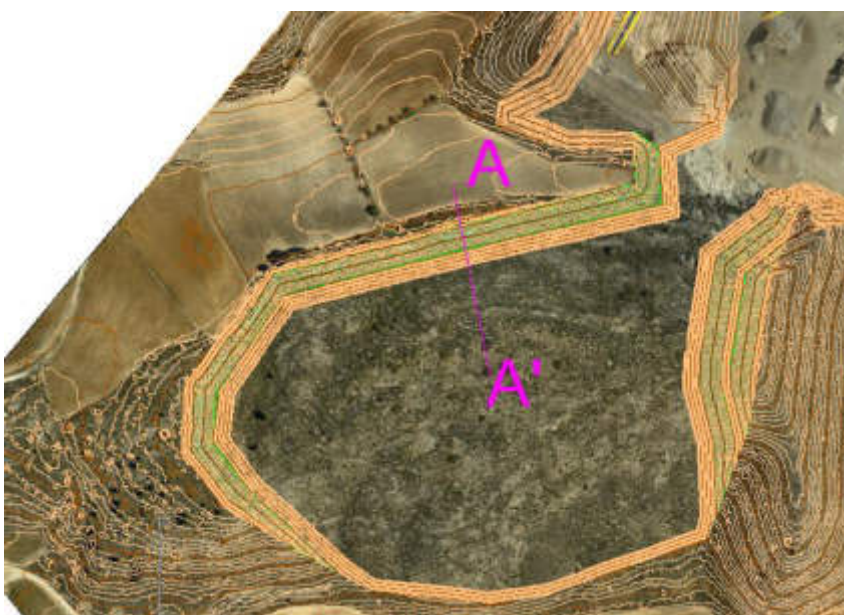
Consideraremos los valores que hemos tenido en cuenta a la hora de emplear el método de Hoek and Bray, tendremos taludes de 10 metros. La inclinación será próxima a la vertical (podemos tomar como valor para el cálculo 86°), la cohesión será de 600 Kg / cm^2 , un rozamiento interno de 38° y una densidad de 2.5 gr / cm^3 . Tomamos un valor de coeficiente de seguridad referido a la cohesión F_c , que consideraremos 1,5 a partir de este número determinamos el coeficiente de estabilidad N_e :

$$N_e = \frac{c^*}{\gamma \cdot H} = \frac{c/F_c}{\gamma \cdot H} = 0,148$$

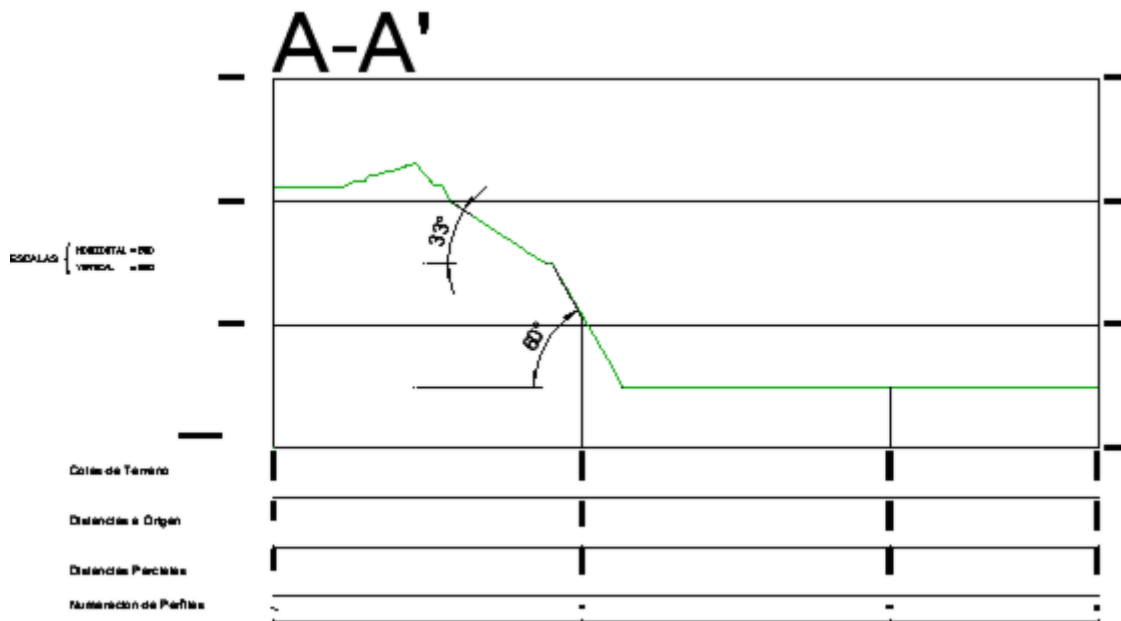
Si introducimos este valor en el ábaco de estabilidad de taludes elaborado por Taylor y modificado por Jiménez Salas, con la inclinación del talud (86°), se obtiene un valor del ángulo de rozamiento para el equilibrio límite ϕ^* de 24° , que nos ofrece un valor de factor de seguridad de $F = \tan \phi / \tan \phi^* = 1.67$, por encima del establecido como base de 1,5. Quedando el círculo de rotura por encima de la línea de talud. De este modo el diseño del talud para unas condiciones de inclinación y altura máxima de 20 metros es estable ante el modelo desarrollado.

Taludes finales de restauración.

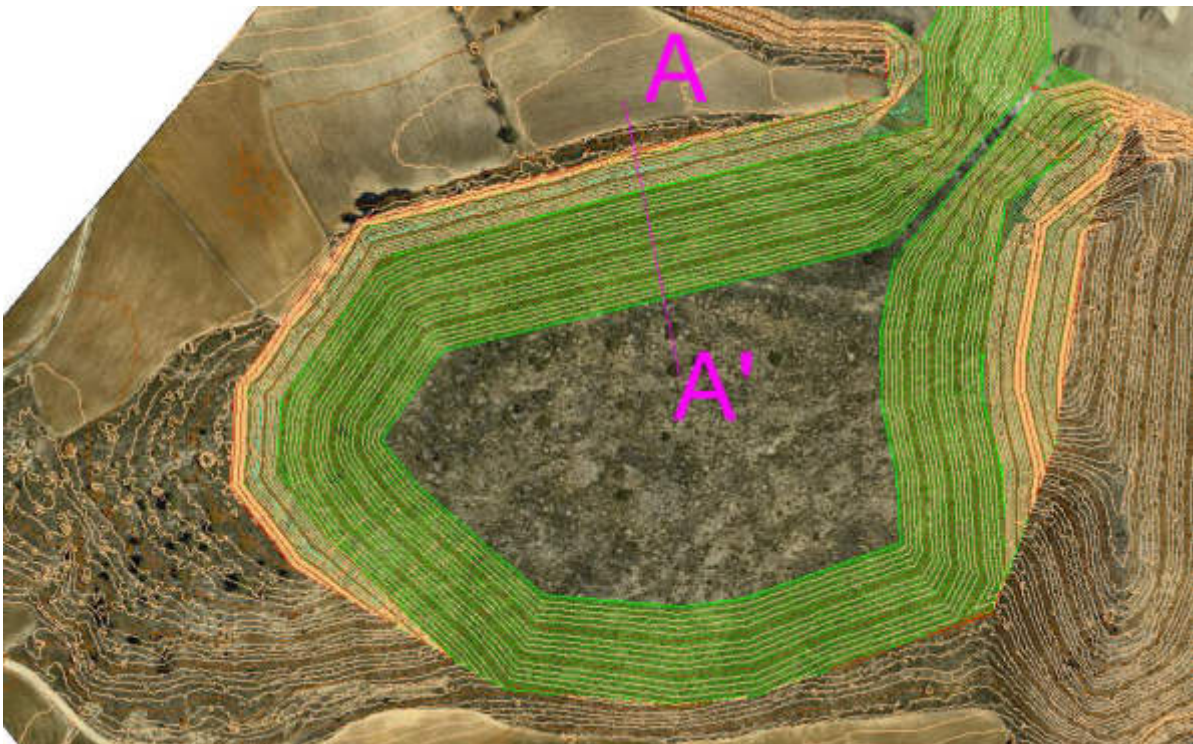
En este caso hemos de considerar como el peor caso posible el talud de fondo de explotación con un ángulo de 60° , que tendrá una altura máxima de 20 metros. Ver imagen de la fase 15, en donde ya se ha restaurado el banco 570.

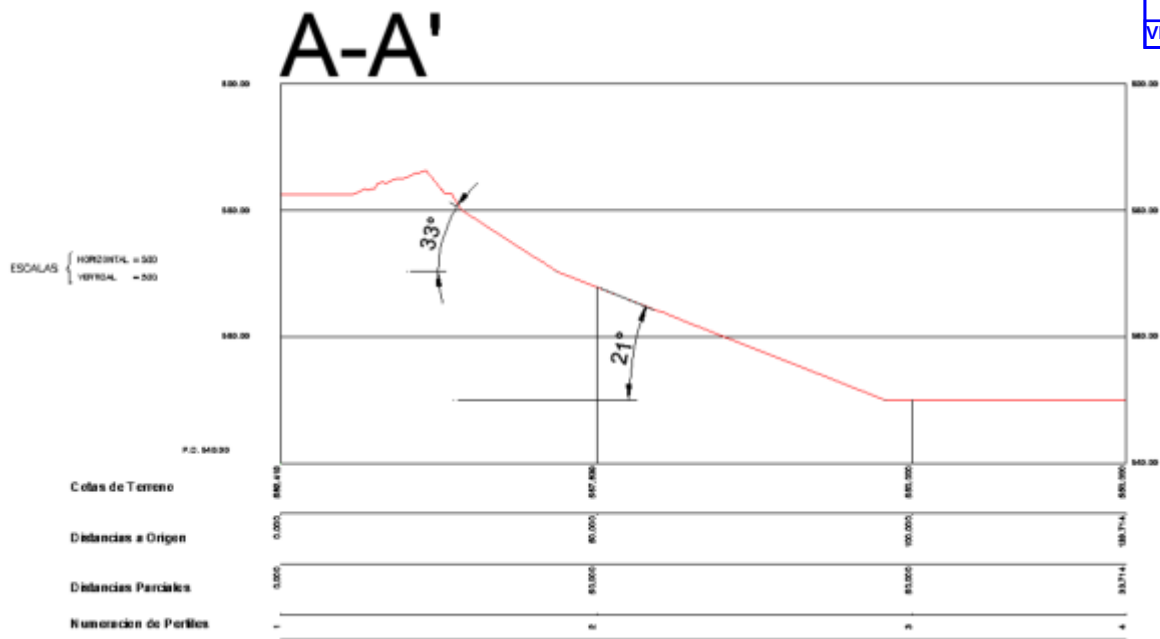


Se observa que los ángulos de explotación de 60° son restaurados en el banco 570 con un ángulo de restauración de 33° (ver perfil de abajo).

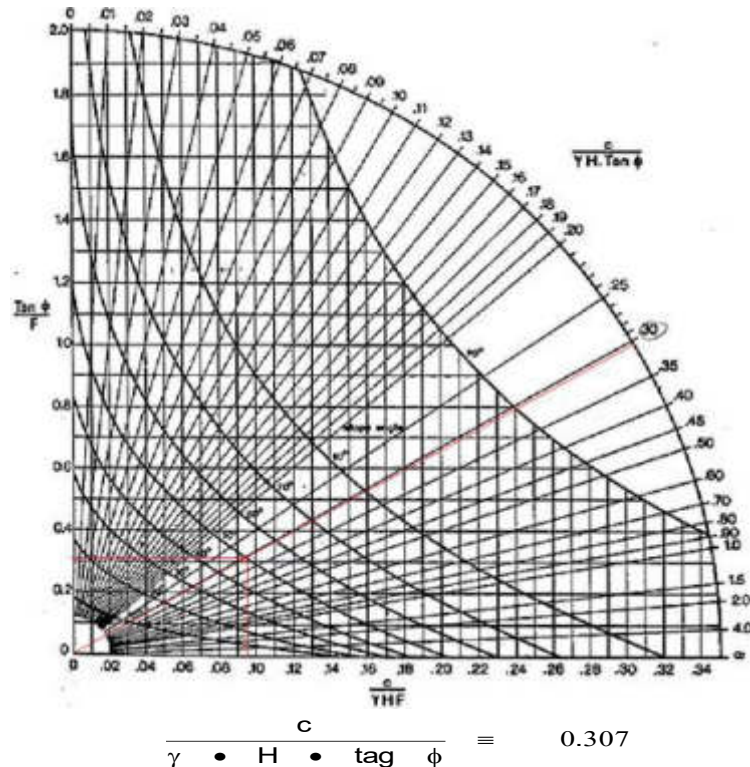


Una vez finalizado el banco inferior (banco 550) se procederá a una restauración con aportes externos para conseguir un ángulo próximo a los 20° .





Este talud resulta del suavizado de los taludes de explotación mediante voladura de la cuña superior que conforma la cabeza del talud de explotación y el deposito del escombro resultante a los pies de este. Además, los estériles resultantes del proceso operativo en la cantera y en planta se usarán en parte como relleno en la remodelación topográfica. Para los cálculos de estabilidad utilizaremos el mismo procedimiento operativo que con anterioridad.



Acudimos al ábaco correspondiente, siguiendo la metodología establecida por Hoek and Bray. Se busca sobre el eje de ordenadas y sobre el de abscisas sobre el ábaco de donde obtenemos las siguientes ecuaciones:

$$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot F} = 0.095$$

$$\frac{\tan \phi}{F} = 0.31$$

El factor de seguridad que se obtiene es de 2.5. Este valor nos indica que el diseño del talud en las condiciones indicadas y de acuerdo al modelo expuesto será estable.

Para aumentar el nivel de confianza con respecto al cálculo de la estabilidad del talud emplearemos otro método con el fin de contrastar el resultado obtenido. El método a emplear será el Método de Taylor, si bien el Método de Hoek and Bray está basado en el mismo, vamos a detallar el procedimiento de análisis y las bases del mismo.

Consideraremos los valores que hemos tenido en cuenta a la hora de emplear el método de Hoek and Bray, tendremos taludes de 10 metros en el peor de los casos, por norma general tendrán una altura media de 9 metros. La inclinación será de 50°, la cohesión será de 600 Kg / cm², un rozamiento interno de 38 ° y una densidad de 2.5 gr/cm³. Tomamos un valor de coeficiente de seguridad referido a la cohesión F_c, que consideraremos 1,5 a partir de este número determinamos el coeficiente de estabilidad N_e

$$N_e = \frac{c^*}{\gamma \cdot H} = \frac{c/F_c}{\gamma \cdot H} = 0,16$$

Si introducimos este valor en el ábaco de estabilidad de taludes elaborado por Taylor y modificado por Jiménez Salas, con la inclinación del talud de 50 °, se obtiene un valor del ángulo de rozamiento para el equilibrio límite ϕ^* de 4.5°, que nos ofrece un valor de factor de seguridad de 9, muy por encima del establecido como base de 1,5. Quedando el círculo de rotura por debajo del pie de la línea de talud. De este modo el diseño del talud es estable ante el modelo desarrollado.

Análisis frente a rotura plana.

Como ya se indicó con anterioridad este tipo de rotura supone un deslizamiento a través de una única superficie plana. Es una de las formas de colapso posible más sencilla y tiene lugar cuando existe una fracturación dominante en el macizo rocoso.

Generalmente se debe a la existencia de fallas que intersectan al talud o diaclasas asociadas, e incluso en macizos rocosos donde se produce alternancia de materiales más competentes y otros menos competentes. En nuestro caso vamos a trabajar con las siguientes hipótesis de trabajo:

- Vamos a suponer como “peor escenario posible” que la dirección del talud y del plano de deslizamiento son paralelos o casi paralelos.



- Los límites laterales de la masa deslizante han de ofrecer una resistencia al deslizamiento despreciable.
- Vamos a considerar la existencia de una grieta de tracción en la cabeza del talud, y que no esta drenada.

Taludes de explotación.

En primer lugar vamos a considerar los taludes de explotación, donde trabajaremos con los siguientes valores:

α ángulo de talud de 86°.

β inclinación potencial del plano potencial de rotura de 73°.

ϕ ángulo de rozamiento interno del material del plano de deslizamiento o diaclasa que consideraremos como una arcilla, tomaremos un valor de 25°.

H_w altura del nivel freático supuesto como drenaje normal a una altura de 3 metros.

Z_o altura de la grieta sin drenar, que vamos a suponer de 2.5 metros.

H altura del talud, que en este caso del talud de explotación es de 9.5 metros.

Con estos datos entramos en las siguientes expresiones:

$$X = \sqrt{(1 - \beta) \cdot \left[\beta - \phi \left(1 - 0.5 \left(\frac{H_w}{h} \right)^2 \right) \right]} = 21.9 \quad Y = \left[1 + \frac{3 \cdot Z_o}{H} \right] \cdot \frac{\gamma \cdot H}{c} = 7.08$$

Acudimos al Aboco de Hoek con los valores obtenidos, arrojándonos un valor de coeficiente de seguridad superior a 2, con los supuestos designados.

Taludes finales de restauración.

En primer lugar vamos a considerar los taludes de explotación, donde trabajaremos con los siguientes valores:

α ángulo de talud de 50°.

β inclinación potencial del plano potencial de rotura de 37°.

ϕ ángulo de rozamiento interno del material del plano de deslizamiento o diaclasa que consideraremos como una arcilla, tomaremos un valor de 25°.

H_w altura del nivel freático supuesto como drenaje normal a una altura de 3 metros.



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

H altura del talud, que en este caso del talud de explotación es de 9.5.

Con estos datos entramos en las siguientes expresiones:

$$X \equiv \sqrt{(i - \beta) \cdot \left[\beta - \phi \left(1 - 0.5 \left(\frac{Hw}{h} \right)^2 \right) \right]} \equiv 3.41 \quad Y \equiv \left[1 + \frac{3 \cdot Z_o}{H} \right] \cdot \frac{\gamma \cdot H}{c} \equiv 7.08$$

Acudimos al Aboco de Hoek (1970) con los valores obtenidos, arrojándonos un valor de coeficiente de seguridad muy superior a 2, con los supuestos designados.

7.3.3.- Taludes de Cara de Banco:

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, la capacidad portante y resistencia de las calizas que conforman la explotación resulta suficiente para permitir realizar unos ángulos de banco a 45º, de modo que ajustaremos las condiciones de perforación a un talud entre 60º que con la altura de talud entorno a los 20 metros permitirá un rendimiento optimo en la ejecución de las voladuras como método de arranque. Además, en la mayor parte de las zonas el macizo se encuentra bastante sano con escasas diaclasaciones y fracturas, y las direcciones de discontinuidades se extienden paralelamente a la línea que definiría el largo del frente de explotación. Son estas unas condiciones favorables para permitir un rendimiento y seguridad óptimos tanto en la voladura de las mismas como en el saneo del talud resultante. En cuanto a las condiciones de estabilidad se han analizado convenientemente en el apartado anterior.

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 perforación - voladura hace que debamos operar con un talud de entre 20 metros, puesto que estas alturas de banco van a permitir unas condiciones de ejecución de la voladura que rentabilicen dicha operación como método de arranque, refiriéndonos al grado de desplazamiento de la pila, al grado de fragmentación, a la altura de la pila de escombros, a las condiciones de seguridad y estabilidad de los taludes remanentes y a la velocidad y rentabilidad de la perforación, con lo que también podemos realizar un talud de gran ángulo, que en vistas de los cálculos realizados en epígrafes precedentes podemos ir a taludes de explotación prácticamente verticales.

7.3.4.- Escombrera de Estériles:

Se denomina escombrera a la acumulación de materiales procedentes de monteras o recubrimientos estériles, o rechazos en cuanto a calidad no deseada de las calizas de canterables. A priori, la escombrera será una estructura de carácter temporal, la técnica minera que se utilizará hace que el material acumulado en la escombrera se utilice en un breve periodo de tiempo para rellenar la zona explotada o tender los taludes finales de explotación y de este modo podemos ir dejando zonas habilitadas para la posterior implantación de la cubierta vegetal. Si bien estamos hablando de un volumen de material muy inferior, dado que no existe tierra vegetal y el material en su conjunto es válido comercialmente.

Este volumen y la utilidad del material no hace que se plantee una especial problemática en su ubicación en la explotación, puesto que este volumen se puede gestionar depositándolo en las zonas de talud a remodelar o para el relleno de la plaza de cantera o viales interiores y con la creación de una pequeña área de vertido en la parte Este de la explotación rellenando desde la cabeza del talud de la antigua explotación hasta la plaza de cantera de modo que la propia escombrera, una vez finalizada la actividad y mediante adecuada restauración se reintegrará en la topografía resultante.

7.3.5.- 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-carga-transporte hasta las instalaciones de tratamiento de áridos, debido a este fenómeno. 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.

Cálculos de máxima avenida. Caudal infiltrado.

Para la estimación del caudal punta o de máxima avenida se utilizará la fórmula racional clásica:

$$Q = \frac{C \cdot I \cdot S}{360} \cdot k$$

Q: caudal punta (m³/s)

C: coeficiente de escorrentía de la cuenca drenada (adimensional)

I: intensidad máxima de lluvia en el periodo de retorno considerado (mm/h)

S: área de la cuenca de aporte (Ha)



k: coeficiente corrector (adimensional) que se estima igual a 1.2 (aumento del 20% en el valor del caudal).

Deben por tanto determinarse los valores de: la intensidad máxima de lluvia esperada para el periodo de retorno que se considere, I, el coeficiente de escorrentía, C, y el área de la cuenca, S.

Intensidad máxima de lluvia.

El valor de la intensidad máxima de lluvia se estimará por medio de la fórmula de Nadal:

$$I = 9.25 \cdot I_h \cdot T_c^{-0.55}$$

Donde:

I: intensidad media máxima para el intervalo de referencia T_c, (mm/h)

I_h: intensidad media máxima de lluvia para un intervalo de referencia de una hora (mm/h)

T_c: tiempo de concentración (min)

Para determinar la intensidad máxima de lluvia, I, han de establecerse los valores de T_c y de I_h, según se detalla a continuación.

Tiempo de concentración, T_C

El tiempo de concentración es el tiempo que tarda el agua caída en la zona más alejada de la cuenca para llegar al punto de salida. Para su estimación se utilizará la fórmula propuesta por Témez, de amplia aplicación en la península:

$$T_c = 0.3 \cdot \left(\frac{L}{J^{1/4}} \right)^{0.76}$$

T_c: tiempo de concentración, (h)

L: longitud máxima recorrida por el agua, (km)

J: pendiente media, (tanto por uno)

En este caso los valores de L (longitud máxima) y J (pendiente media), determinados a partir del plano de la zona, mediante el uso de soporte informático son los siguientes:

$$L = 0,4153 \quad J = 0,120$$

Sustituyendo esos valores en la fórmula de Témez se obtiene:

$$T_c = 0,307 \text{ horas} = 18,43 \text{ minutos}$$

Intensidad máxima de lluvia en una hora, I_h . Método de Gumbel.

El cálculo de I_h se ha realizado a partir de los datos de precipitaciones diarias máximas del observatorio meteorológico más próximo, se trata del observatorio climatológico de la localidad de Mazaleón 9-941, registrados entre los años 1972 y 1993.

La ley de Gumbel es el modelo universalmente aceptado en distribuciones de variables aleatorias que sean extremos (máximos o mínimos) de un determinado fenómeno que se produce en el tiempo. El método de Gumbel permite obtener, a partir de una serie de intensidades máximas, la intensidad máxima correspondiente a cada periodo de retorno.

La función de distribución de la variable aleatoria ξ , con distribución de Gumbel es:

$$F(x) = \text{prob}(\xi \leq x) = e^{-e^{-\alpha(x-u)}} = \exp\{-\exp[-\alpha(x-u)]\}$$

x : valor de la variable, en este caso la intensidad de lluvia máxima

$F(x)$: probabilidad con la que x no es superado

α, u : parámetros que se deben ajustar en cada caso

Para la aplicación del método de Gumbel se parte de la serie de datos de precipitaciones diarias máximas anuales (un dato por año), para un número de años que nunca debe ser inferior a 10.

Para ajustar la serie de datos, éstos deben ordenarse en orden creciente, asignando a cada dato un número de orden y una frecuencia según la expresión:

$$F = \frac{n}{N+1}$$

n : nº de orden que le corresponde a cada dato en la serie ordenada

N : número de datos de la serie, en este caso: $N = 14$

Posteriormente se realiza el ajuste teórico. Para el ajuste teórico de la distribución, los valores de α y u , según se demuestra matemáticamente, se determinan como:

$$\alpha = \frac{s^*}{s}; \quad u = x_m - y \cdot \frac{s}{s^*}$$

En donde:

x_m : media de la serie de datos

s : desviación típica de la serie de datos



y, s^* : variables cuyo valor solo depende del número de datos de la serie, sus valores se encuentran definidos en tablas.

En este caso la serie de precipitaciones diarias máximas anuales, ya ordenada, es la reflejada en la tabla.

AÑO HIDROLOGICO	PRECIPITACIÓN
1972	50,0
1973	30,0
1974	48,0
1975	50,0
1976	56,0
1977	63,0
1978	26,0
1979	78,0
1980	30,0
1981	52,0
1982	65,0
1983	36,0
1984	30,0
1985	35,0
1986	45,5
1987	37,4
1988	35,6
1989	37,0
1990	50,0

Los valores de la media y la desviación típica de esa serie de datos son:

Media, $x_m = 45,0$ Desviación típica, $s = 45,5$

Y en este caso, con $N = 19$, se tiene, a partir de tablas, que:

$y = 0,5100$ $s^* = 1,0094$

A partir de los valores anteriores se obtiene:

$u = 36.50$ $\alpha = 0,00586$

Estos valores proporcionan un buen ajuste y definen la función de distribución de Gumbel, $F(x)$. Posteriormente, puede emplearse la distribución ajustada para el cálculo de la pluviometría correspondiente a un periodo de retorno dado, ya que el periodo de retorno, $T(x)$, y la función de distribución, $F(x)$, se hayan ligadas por la expresión:

$$F(x) = 1 - \frac{1}{T(x)}$$

Sustituyendo y despejando, se obtiene una fórmula que permite determinar la precipitación diaria máxima buscada, P, una vez fijado el periodo de retorno, T:

$$P = x = u - \frac{\ln\left(-\ln\left(1 - \frac{1}{T}\right)\right)}{\alpha}$$

Vemos en la Tabla 2, como para cada periodo de retorno obtendremos valores de P diferentes:

T (PERIODO RETORNO)	P (mm/día)
10	67,8
25	80,4
50	89,6
100	98,8

En este caso, considerando un periodo de retorno de 100 años, se obtiene:

$$P = 98,8 \text{ mm/día}$$

Siendo por lo tanto el valor de lh buscado:

$$lh = P/24 = 98,8/24 = 4,12 \text{ mm/h}$$

Determinados entonces los valores del tiempo de concentración, $T_c = 18,43 \text{ min}$, y de la precipitación $lh = 4,12 \text{ mm/h}$, se calcula, a partir de la fórmula de Nadal, la intensidad de lluvia, I:

$$I = 9,25 \cdot lh \cdot (T_c - 0,55) = 9,25 \cdot 4,12 \cdot (18,43 - 0,55) = 7,67$$

Coefficiente de escorrentía.

Para el cálculo del coeficiente de escorrentía, C, se empleará la fórmula del U.S. Soil Conservation Service:

$$C = \frac{(P - P_0)(P + 23P_0)}{(P + 11P_0)^2}$$

P: precipitación máxima diaria en el periodo de retorno considerado (mm)

P0: umbral de escorrentía (mm)



El parámetro P0, cuyo valor depende de la naturaleza del terreno, el tipo de vegetación y otros factores que faciliten la retención superficial del agua, puede estimarse mediante la tabla modificada del U.S. Soil Conservation Service . El valor obtenido a partir de dicha tabla debe multiplicarse por un factor regional, que para el área de España (en la que se encuentra la zona de estudio) toma un valor igual a 3.0.

Teniendo en cuenta que en este caso se trata de un terreno de tipo pastos, clasificada como media, con una pendiente mayor del 3%, y con un suelo de tipo B. . La profundidad de suelo es de baja, y su textura franco-arenosa, franca, franco-arcillo-arenosa o franco-limosa según terminología del U.S. Department of Agriculture. Están bien o moderadamente drenados, el valor de P0 según la tabla será igual a 19, que multiplicado por el correspondiente factor regional, da como resultado: P0 = 66.5 mm.

El valor de P es el obtenido anteriormente según el método de Gumbel, por tanto:

$$P = 98,8 \text{ mm.}$$

Sustituyendo esos dos valores en la expresión del coeficiente de escorrentía se obtiene:

$$C = 0,1727$$

Área de la cuenca de aporte.

El área de la cuenca se determina a partir del plano de la zona , con ayuda de los soportes informáticos y su valor es considerando únicamente la superficie a ocupar por la extracción es de 205.955 m2 .

Cálculo del caudal de máxima avenida.

La expresión del caudal punta o de máxima avenida era:

$$Q\left(\frac{\text{m}^3}{\text{s}}\right) = \frac{C \cdot I\left(\frac{\text{mm}}{\text{h}}\right) \cdot S(\text{Ha})}{360} \cdot k ;$$

Sustituyendo en esa expresión los valores obtenidos:

$$C = 0,1727$$

$$I = 7,67 \text{ mm/h}$$

$$S = 20,59 \text{ Ha}$$

$$k = 1,2 \text{ (coeficiente de corrección)}$$

Se tiene que el caudal punta esperado será: $Q = 0.09091 \text{ m}^3/\text{s} = 90.04 \text{ l/s}$



Este será el caudal que habrá de marcar el dimensionamiento de los drenajes de la explotación minera. Evidentemente no es un caudal importante, con lo cual mediante la ejecución de zanjas de drenaje la explotación quedará en unas condiciones de drenaje optimas, sin interferir en la red de escorrentías naturales de la zona.

Dimensionado de los canales o drenajes.

Evidentemente el control y canalización de las aguas de escorrentía en minería es un problema resuelto mediante la ejecución de canales. Las funciones de estas obras son:

- Evitar el paso de las aguas por áreas fuertemente erosionables, o en operación, y conducir las 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 metros / segundo. 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 mas fácil ejecución por parte de la maquinaria.

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

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

SMIN = Sección mínima teórica (m2).

Q= Caudal máximo previsible.

VMAX = Velocidad máxima admisible (metro / segundo).

Y por otro la fórmula de Manning:

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

V = Velocidad del agua.

L = Pendiente longitudinal del canal.

N = Número de Manning.



R = Radio Hidráulico.

Teniendo en cuenta estos conceptos podemos establecer como base del diseño de los canales las siguientes dimensiones:

Base del canal: 1,2 metros.

Anchura superior: 2,0 metros.

Altura: 0,50 metros.

Talud : 45 º.

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 periodos 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 1,2 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 periodos 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 previsibles, 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.

7.4.- Criterios Operativos:

7.4.1.- 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 la altura de banco vendrá determinada pues por los parámetros del método de arranque por voladura. Se opta por una altura óptima de 20 mts, para trabajar con un equipo de perforación que nos permita una eficiente perforación, voladura y carga y transporte de la pila de escombros generado mediante Dumperes rígidos o Articulados.



Así la 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.



7.4.2.- Altura de Banco:

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.

Si bien el diseño de la cantera hace que este parámetro no tenga especial importancia, puesto que trabajaremos con un único tajo o frente apoyado sobre la plaza de cantera, y la anchura de ese tajo será función del grado de desplazamiento del material a la hora de ejecutar la voladura. 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.

7.4.3. Bermas.

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

En nuestro caso, se ha entendido que lo más adecuado para la explotación de la cantera es continuar con el frente que ya se ha explotado con anterioridad. De este modo, en el avance de la explotación por voladura se irán dejando bermas con dimensiones seguras que nos permitan el remodelado de la superficie una vez que se ha finalizado la explotación de cada área definida.

7.4.4. Pistas.

De acuerdo a lo establecido por la ITC 07.1.03, 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 del material extraído.

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 sobreechancho.
- 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. Pero en nuestro caso, teniendo en cuenta que las pendientes mayores del terreno se sitúan en el 12 a 15% en las pistas de acceso para las labores de perforación en la zona superior tendremos pendientes entorno al 10 %. En cuanto a la pendiente transversal de las pistas será la suficiente que permite la adecuada evacuación del agua de escorrentía. Por otro lado, los accesos a la antigua plaza de cantera requieren de un simple acondicionamiento para su utilización ya que los caminos que conducen a los pies de la plaza de cantera son suficientemente transitables al situarse aprovechando una antigua trinchera de ferrocarril. La pendiente de estos accesos es prácticamente nula.

La anchura de las pistas vienen determinadas 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 el Dumper articulado tipo CAT – 730.

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 optimo.

7.4.5. 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.

La anchura de las mismas será de una vez y media la del vehículo mayor que se prevea que circule por ella, es decir, 4,5 metros. 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 % 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.

7.4.6. 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 m, 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 otro, a la tendencia de los conductores a no mantenerse en el eje de su carril, es necesario disponer de un sobreancho, función del radio de la curva y de la longitud del camión.

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

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

donde:

f = Sobreancho (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:

$$e = \frac{V^2}{127,14 R} - f$$

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 (m)	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, empalmando 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 cm/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.



8.- ESTUDIO MINERO:

8.1.- Dinamica de Explotación:

El método de explotación a desarrollar se ve condicionado por la existencia de labores mineras previas en la zona. Se ha estimado conveniente aprovechar los frentes existentes para continuar el avance. La geometría de la antigua explotación, así como la disposición del recurso en el terreno hacen que lo más adecuado sea efectuar el arranque mediante perforación y voladura desde los bancos cuyo pie se apoya sobre la antigua plaza de cantera y realizar una campaña de voladuras en fases que avanzarán en sentido antihorario recorriendo el perímetro del antiguo frente desde el punto más al este.

8.1.1.- Operaciones Básicas del ciclo de Explotación:

ETAPA PREVIA. CONTINUIDAD DEL PROCESO EXTRACTIVO.

El estado actual del paraje es una cantera ya en explotación desde hace ya varios años. Este proyecto recoge la continuidad del proceso extractivo realizado hasta la fecha, más la ampliación en plazo que se ha solicitado para la cantera VALMADRID.

Se utilizará las instalaciones existentes en la cantera VALMADRID, y VALMADRID II será la continuación de explotación hacia el Sur-Oeste de la cantera actual.

RETIRADA Y ACOPIO DEL SUELO 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.

Esta labor ha de desarrollarse con extremo cuidado, cumpliéndose las recomendaciones que se indican a continua 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 se pudo determinar que el horizonte superior, tiene una profundidad que ronda de 15 a 20 centímetros, si bien se encuentra muy localizado puesto que la roca aflora en un amplio porcentaje.

Antes de retirar el suelo, se ha de proceder al desbroce de la cubierta vegetal, 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 indico 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 e retirada deben efectuarse con gran cuidado especialmente con la capa de tierra vegetal 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 periodos 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 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 halla retirado el suelo.

ALMACENAMIENTO.

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

El deposito 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 ubicaran en masa limitadas dispuestas en horma de cinturón de sección trapezoidal, y altura máxima de 1,5 metros y taludes de en torno a los 45º.

El acopio se efectuara 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 perdida de suelo por el trabajo de la maquinaria o por contaminación por aceites u otros hidrocarburos, sobre este punto prestaremos especial atención para lo cual los equipos estarán en perfectas condiciones de mantenimiento.

Los montones acopiados no podrán ser utilizados para la reconstrucción del suelo en un periodo corto de tiempo, periodos inferiores a un año, para lo cual se procederá a sembrar sobre ellos leguminosas y gramíneas para enriquecer estos acopios en nitrógeno así como evitar la reducción del contenido de oxigeno 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.

PERFORACIÓN Y VOLADURA.

PERFORACIÓN.

Las labores de perforación se ejecutaran mediante el sistema de perforación denominado a rotopercusión con martillo en fondo o en cabeza dependiendo de las circunstancias, puesto que este hecho mejora considerablemente las condiciones de perforación aumentando el rendimiento de la misma y reduciendo en gran medida los errores achacables a la imprecisión de la perforadora. Trabajaremos con una malla de 3 x 3.50 m con un esquema de perforación al tresbolillo y dichas labores serán ejecutada por un carro perforador hidráulico que la empresa designará para tal efecto.



VOLADURA. PARÁMETROS VOLADURA TIPO.

Las voladuras a realizar han sido diseñadas de modo acorde a un modelo racional en función al material y granulometría que permitirá el desarrollo de las labores de carga y transporte, así como su posterior tratamiento en la planta de áridos. Se acudirá a un tipo de voladura que permita alcanzar un desplazamiento y esponjamiento óptimo de la roca, así como una fragmentación adecuada que nos permita una correcta alimentación de la planta de tratamiento de áridos y una altura de la pila de escombros reducida y de este modo mejorar las condiciones de seguridad de las labores de carga, tal y como establece el Reglamento de Normas Básicas de Seguridad Minera.

Las voladuras se han de calcular y efectuar para que la fragmentación sea adecuada para las labores de carga y tratamiento en la planta de trituración y clasificado granulométrico de áridos. Con lo cual logramos la máxima eficiencia de la voladura, puesto que el material volado ha de ser posteriormente cargado y transportado a la planta de tratamiento situada en los límites inferiores de la explotación.



MECANISMO DE ROTURA DEL MACIZO ROCOSO.

El mecanismo de rotura del macizo rocoso, estará condicionado por la potencia de los agentes energéticos capaces de fragmentar y fisurar el macizo. Estos agentes son dos:

ONDA DE DETONACIÓN U ONDA DE CHOQUE.

Se trata de una onda sonora, cuya presión va a ser función de la densidad del explosivo y la velocidad de detonación del explosivo. La onda de presión se propaga a través del medio rocoso, comprimiéndose y amortiguándose, de modo que esta presión de detonación va a ser función también de la distancia entre el punto considerado y el barreno donde se encuentra confinado el explosivo.

En la roca en contacto con el explosivo se produce una deformación plástica del macizo rocoso. Es una zona de pulverización, debido a las altísimas presiones, que deforman el terreno. La onda se sigue propagando, sometiendo al terreno a compresión. En estas condiciones el trabajo que ejerce la onda de detonación cae muy rápidamente, pero aún así es mucho mayor que la resistencia a compresión del macizo.

Esta presión origina unas fisuras radiales en el terreno. La onda pierde energía, es decir pierde presión en su frente y a partir de cierta distancia no supera la resistencia a la compresión dinámica de la roca y deja de agrietar el macizo. Esa onda elástica se propaga provocando vibraciones que inducen tensiones en las estructuras que encuentran a su paso. El hecho de efectuar la voladura en banco, implica la existencia de una cara libre cerca del barreno, cuando las ondas llegan a la interfase, es decir a la superficie de separación roca-aire, se produce una refracción y una reflexión de la onda. La diferencia entre la impedancia acústica del macizo y el aire es enorme, lo cual origina la reflexión total de la onda. Esta onda se refleja por completo y después de someter al macizo a esfuerzos de compresión ahora lo somete a esfuerzos de tracción.

Es un dato reseñable que la resistencia a compresión de la roca es mucho mayor que la resistencia a tracción, de modo que la onda de tracción, si la distancia entre el barreno y la superficie libre no es muy grande, puede tener presión en su frente para fisurar el macizo por tracción, hasta que la onda se amortigua, y deja de fisurar pero sigue propagándose en el terreno transmitiendo las vibraciones.

Es decir, si existe una cara libre, la interfase entre los dos medios con impedancias muy distintas, se produce una reflexión total, que en el viaje de "ida" actúa como onda de compresión y en el viaje de "vuelta" actúa como una onda de tracción. La tipología de las voladuras efectuadas en la obra en trinchera y a media ladera, no facilita a priori la existencia de una cara libre para forzar la salida de la voladura, para lo cual hemos de disponer el tajo en aquellas condiciones que nos facilite la salida, puesto que las condiciones existentes de salida forzada son en gran medida las causantes del aumento del consumo específico de explosivo, unido a la necesidad de reducción de tamaño medio de fragmento para su tratamiento en la traza en la machacadora móvil.

Existe también la posibilidad de la aparición de grietas circulares, debidas a la acción compuesta de los esfuerzos de compresión y tracción, y grietas tangenciales por descompresión del medio.



GASES DE VOLADURA.

En la voladura se produce un gran volumen de gases a gran presión y a una alta temperatura. Esto hace que posean un gran poder energético, ciertos expertos consideran que un 85 % del poder energético total del explosivo, se corresponde a este factor. Los gases actúan contra el macizo rocoso con cierto retraso respecto la onda de choque; y lo hacen a través de las fisuras, ya sean las fisuras naturales del macizo, o las fisuras inducidas por la onda de detonación. De modo que estos gases se introducen en esas fisuras y generan un efecto cuña, que debido a las altas presiones de los gases fisuran aún más el macizo, lo fragmentan y lo proyectan hacia delante.

Hemos de tener en cuenta que toda proyección extra del material es energía que requiere una inversión innecesaria. En esta fase final de la voladura, se producen las denominadas grietas por flexión, el macizo se comporta como una viga doblemente empotrada a la que se empuja por el centro. Debido a este efecto de flexión, es la parte inferior la que más cuesta arrancar, y aparecen por esta razón los “repies”.

Para el cálculo de la voladura, debemos tener en cuenta la Ley de la Conformidad, y partiendo de este hecho, existen infinidad de formulas empíricas fundamentadas por parte de sus autores en el desarrollo de infinidad de voladuras sobre las cuales han establecido sus conclusiones empíricas.

VARIABLES EN EL DISEÑO DE VOLADURAS.

En el cálculo y diseño de las voladuras, las variables que son controlables se clasifican en los siguientes grupos:

VARIABLES GEOMÉTRICAS .

- Diámetro de la perforación (ϕ). Se establece en pulgadas o milímetros.
- Piedra (V). Distancia del barreno a la cara libre. Se da en metros.
- Espaciamiento (E). Se trata de la distancia que hay entre los barrenos de una misma fila. Se da en metros.
- Altura del banco (Hb).
- Sobreperforación (Sp). Representa la sobre perforación, y es la longitud de barreno que queda sin carga explosiva y se llena de material inerte.
- Retacado (r). Es la longitud de barreno que queda sin carga explosiva y se llena de material inerte. Se da en metros. Es siempre igual a la piedra.
- Longitud total del barreno (Lb). Es función de la inclinación del barreno, de la sobre perforación y de la altura del banco.
- Carga de fondo (Cf). Representa la carga de fondo y es la cantidad de explosivo en kilogramos que se introduce en el fondo del barreno.
- Carga de columna (Cc). Se trata del resto del explosivo que se introduce sobre la carga de fondo.
- Inclinación de los barrenos (V/H).



Estas variables geométricas guardan relación unas con otras, de forma que conocido o fijado uno de ellos, el resto es deducible con el empleo de las formulas empíricas apropiadas. El parámetro más condicionante de los resultados finales de una voladura es la piedra, es sobre el que se fundamenta todo el cálculo.

VARIABLES FISICO-QUIMICAS DEL EXPLOSIVO.

- Potencia relativa. Se expresa en tanto por ciento referida a la goma pura.
- Densidad. Se expresa en gramos por centímetro cúbico.
- Velocidad de detonación. Factor importante, pues la velocidad de detonación es indicador del “potencial rompedor” del explosivo.
- Resistencia al agua. Factor muy importante, cara al desarrollo de la voladura, puesto que condiciona el tipo de explosivo a utilizar ante determinadas condiciones.

VARIABLES DE TIEMPO.

Dentro de este tipo de variables se engloban las referentes a la iniciación de la voladura, y recogen tanto el tipo de iniciación ya sea con detonadores eléctricos o con otros sistemas de inicio como los basados en la propagación de la onda sonora. También se consideran dentro de este grupo de variables el diseño racional de la salida de la voladura, que se verá afectado por la secuencia de disparo de los distintos barrenos. En definitiva se trata de una serie de variables que van a hacer que el diseño de nuestra voladura en cuanto a las condiciones de selección del explosivo y carga del mismo se desarrolle tal y como habíamos proyectado para nuestras necesidades de carga y transporte hasta la planta móvil de tratamiento o a la zona habilitada para el vertido.

Si bien es importante considerar que un cálculo teórico no puede predecir todos los detalles que tendrán lugar durante las operaciones de perforación y voladuras, ya que básicamente dependería de las variables características de las rocas, así como de las diaclasas, grietas y zonas débiles existentes, las condiciones de perforación, las condiciones meteorológicas, etc...

NECESIDADES TEÓRICAS DE EXPLOSIVO.

En el presente epígrafe se va a proceder al cálculo del consumo específico “teórico” en virtud de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso que se han detectado a lo largo del desarrollo de la obra y el resto de parámetros que intervienen en el diseño de la voladura. Las propiedades que más influyen en el diseño de las voladuras son:

- Resistencia dinámica de la roca.
- Espaciamiento y orientación de las discontinuidades.
- Litologías y potencias de los estratos.
- Velocidades de propagación de las ondas.
- Propiedades elásticas de las rocas.
- Tipos de relleno y apertura de las discontinuidades.



- Índices de anisotropía y heterogeneidad de los macizos, etc..

A partir de estos datos la compañía Steffen, Robertson y Kirsten Ltd, a finales del siglo pasado estableció un sistema de cálculo del consumo específico de explosivo, en las voladuras en banco, teniendo en cuenta varios parámetros geomecánicos entre los que se encuentra el R.Q.D., la Resistencia a Compresión Simple (Mpa), los ángulos de Fricción Interna, la Rugosidad de las discontinuidades y la Densidad (t/m³), este procedimiento tiene en cuenta el efecto del diámetro de los barrenos (mm) o lo que es lo mismo la distribución espacial del explosivo sobre el consumo específico de éste en la voladura.

A pesar que el hecho de trabajar con un sistema que posee 20 años es una herramienta muy útil y potente para el diseño de las voladuras en banco. El procedimiento operativo parte del cálculo de un valor X que se introduce en un ábaco semilogarítmico y a partir del mismo se obtiene el consumo específico de ANFO en gramos/m³.

$$X = \frac{\text{Densidad} \times \tan(\phi + 1) \times \sqrt[3]{\text{Resistencia a Compresión} \times (\text{Diámetro Barreno} / 100)^2}}{(115 - \text{RQD}) / 3,3}$$

Introduciendo los datos en nuestro poder en la anterior fórmula obtenemos un valor $X = 0,8$. Con dicho valor acudimos al ábaco habilitado por los investigadores anteriormente citados y obtenemos un valor de Consumo Teórico Específico de ANFO de 510 gramos / metro cúbico.

Evidentemente los modelos matemáticos utilizados para predecir el comportamiento de los materiales ante las condiciones de voladura deben ser utilizados con cautela y las conclusiones que de ellos se derivan han de ser testadas en la práctica.

Vemos pues que el modelo está muy ajustado a las necesidades reales de explosivo por la experiencia acumulada en escenarios de macizos calizos de similares propiedades, quizás podría considerarse el consumo específico como “alto” pero la búsqueda de un mayor desplazamiento del escombro para facilitar la carga, y la búsqueda de un menor tamaño de fragmentos que facilite su tratamiento posterior motivan esta modelización.

CARACTERÍSTICAS DE LA VOLADURA TIPO.

Contemplaremos en este apartado dos tipos de voladuras. En primer lugar una voladura de producción usual o voladura de destroza, cuyo único objetivo es lograr la independización de parte del macizo rocoso en forma y tamaño adecuado para la carga y tratamiento de reducción granulométrica posterior y, por otro lado, una voladura de contorno que pretende realizar un corte limpio entre la roca arrancada en una voladura de destroza y el macizo intacto al que se encontraba unida. Este segundo tipo de voladura nos permite una mejora en las condiciones del macizo remanente y se empleará cuando observemos, por experiencias previas o por el estado de la roca, que se hace necesario para la seguridad de las operaciones y, de manera más importante, cuando se trate de las últimas voladuras de producción en cada zona de explotación, con el objetivo de que los



taludes finales se encuentren en las mejores condiciones posibles. Hay que reseñar que cuando dos tipos de voladura mencionados se vayan a realizar conjuntamente, la de destroza se diseñará de acuerdo a los parámetros de voladura amortiguada.

Voladura de contorno

Mediante esta técnica vamos a obtener un macizo remanente menos fracturado y conmovido, obtendremos cortes más limpios con lo cual vamos a reducir los tiempos de saneo, además de controlar el volumen de excavación más directamente que con una voladura convencional de destroza, así mismo nos permitirá forzar los taludes a los valores indicados en el presente proyecto, con un macizo remanente saneado y no conmovido, si bien a lo largo del desarrollo del proyecto pudieran ser modificados ante propuesta razonada de los Ingenieros de Minas que van a supervisar todas las labores a desarrollar dentro de la cantera. A continuación dimensionaremos los parámetros de la voladura de contorno.

Para conseguir una mejor distribución de la energía y facilitar la carga de las voladuras, utilizaremos como explosivo, cordón detonante de 80-100 gr/m de pentrita. Los datos de partida son los siguientes:

Resistencia dinámica a compresión de la roca (MPa)	RC = 180
Resistencia dinámica a tracción de la roca (MPa)	RT = 11
Diámetro del barreno (mm)	D = 50 (2")
Inclinación de los barrenos (°)	$\beta = 4^\circ$
Diámetro del alma del cordón detonante (mm)	d = 9.89
Densidad de la carga de pentrita (gr/cm ³)	$\delta_e = 1.3$
Velocidad de detonación de la pentrita (m/s)	VD = 7000

Calcularemos la "Presión de Barreno" suponiendo la carga totalmente acoplada:

- $PB = 228 \cdot 10^{-6} \cdot \delta_e \cdot (VD^2 / 1 + 0,8 \cdot \delta_e)$
- PB = Presión de barreno (KPA)
- δ_e = Densidad del explosivo (gr/cm³)
- VD = Velocidad de detonación (m/s).

Como el cordón detonante tiene un diámetro mucho más pequeño que el del barreno, la presión de barreno efectiva será:

$$PB_e = 0,5 \cdot PB \cdot \left[\sqrt{C_1 \cdot \frac{d}{D}} \right]^{2,4}$$

- d = Diámetro de la carga (mm)



- D = Diámetro del barreno (mm)
- C1 = Cociente entre la longitud de carga y longitud de barreno (C1 = 1 para cargas continuas).

El valor resultante es de 158 Mpa. Se comprueba pues que no se producirá la trituración de la roca circundante a la caña del barreno al ser $PBe < RC$.

Con este valor y teniendo en cuenta las propiedades resistentes de la roca, el espaciamiento será según la formula de Calder y Jackson (1981):

$$S \leq \frac{[(PBe * D)]}{RT} + D$$

- S = Espaciamiento (mm)
- D = Diámetro de perforación (mm)
- PBe = Presión de barreno efectiva (MPa)
- RT = Resistencia a tracción de la roca (MPa)

Para nuestros valores prefijados obtendríamos un espaciamiento de 768,2 milímetros . Ante esta aproximación en base a modelos matemáticos obtenidos a partir del análisis de múltiples voladuras, podemos establecer a partir de otras formulas empíricas más sencillas un valor base para la voladura de contorno, usando cordón detonante de 100 gramos metro lineal y diámetro de perforación de dos pulgadas, un espaciamiento de 750 milímetros.

La longitud de retacado será 6 veces el diámetro de perforación, con lo cual tenemos que el retacado será 30 centímetros. El material utilizado para realizarlo será el propio detrito de la perforación, auxiliándose de un tapón de papel en la base del mismo.

La iniciación de los barrenos se realizará de forma instantánea mediante el empleo de un ramal maestro de cordón detonante de bajo gramaje (6 gr/m), iniciado a su vez por un detonador eléctrico.

El punto de iniciación se encontrará equidistante de los barrenos que se localizan en los extremos.

El disparo de los barrenos de precorte se efectuará simultáneamente con los de destroza, pero adelantándose un intervalo de tiempo de 120 ms.

Consumo específico de explosivo (gr/m²), si usamos cordón detonante el consumo en base a la formula siguiente será de 135 gramos / metro cuadrado,

$$C_e = \frac{\text{Gramaje}}{S^2}$$

Consumo específico de cordón detonante (m/m²), será de 1,35 metros por metro cuadrado.

$$C_e = \frac{1}{S}$$



Voladura de destroza.

El arranque de material se efectuará mediante la denominada voladura de destroza. Para que el plano de precorte no resulte dañado por la voladura de destroza, esta se diseñará de acuerdo con el modelo de voladura amortiguada. Este tipo de pegas se caracterizan porque en la fila de barrenos más próxima al precorte se reduce el consumo específico a casi la mitad del utilizado en una fila de producción, y la piedra y el espaciamiento disminuyen 0.5 las nominales de la fila adyacente. La distancia entre el precorte y la última fila es 0.4 veces el espaciamiento de la voladura de producción. Si bien la práctica habitual también indica como un valor aproximado de espaciamiento de 0,8 veces la piedra.

La total irregularidad del macizo a volar requeriría un cálculo individualizado de la distribución de la carga para cada barreno, dicho cálculo se realizará en el momento de llevar a la práctica este proyecto, puesto que el estudio de detalle de la geología de la zona así como las labores de investigación sobre el emplazamiento, limitándonos ahora al diseño de un esquema general basado en experiencias acumuladas en los meses durante los cuales la obra se ha estado desarrollando.

La roca como hemos visto con anterioridad tiene una resistencia a compresión simple estimada de 150-180 MPa. La perforación se realizará con un equipo rotopercutivo, con un diámetro de 3,5 pulgadas. La inclinación de los barrenos será de 5-6° generalmente, si bien alguna de las filas de barrenos pudieran ser verticales. El explosivo utilizado es Goma 2E-C en cartuchos de 65 mm de diámetro, con una densidad de 1.45 gr/cm³, como explosivo de fondo, y como explosivo de columna usaremos Nagolita a granel de densidad 0,8 gr/cm³.

Sobreperforación:	0.89 m
Retacado: T	2.5 m
Piedra: V	3 m
Espaciamiento: S	3.9 m
Volumen arrancado por metro de barreno	10.5 m ³
$VR = V * S * 1 / \cos \beta$	
Densidad de la Carga de fondo	5000 gramos / metro lineal
Densidad de la Carga de columna	5400 gramos / metro lineal
Consumo específico	0.390 Kg / m ³

De este modo queda definido el ciclo de perforación y voladura a seguir en la cantera. Con respecto a este epígrafe será convenientemente desarrollado en el Proyecto de Voladura Tipo que establece necesario el vigente Reglamento de Explosivos para obtener la autorización de Consumidor Habitual



de Explosivos para la cantera de calizas “Piedra Rosa”, en lo relativo a volumen de la voladura tipo, condiciones de disparo, secuenciación y otros factores reglamentarios exigidos.

CARGA.

Una vez disparada la voladura el equipo de carga destinado a tal fin se ubicará sobre la pila y procederá a la carga de los vehículos Dumper encargados del transporte hasta la planta de beneficio de áridos. Sobre este apartado se profundizará en el epígrafe referente a los equipos de carga y transporte.

TRANSPORTE.

En cuanto a las condiciones de transporte se detallaran igualmente en el epígrafe referente a los equipos de transporte.

DEPOSITO EN ACOPIO Y TRATAMIENTO EN PLANTA DE BENEFICIO.

Esta es la ultima fase del proceso de extracción del recurso, el deposito en el acopio de todo uno para su posterior tratamiento en la planta de beneficio que se instalará a tal efecto sobre la parcela que ocupa la cantera.

DINAMICA DE LA EXPLOTACIÓN.

Los ritmos de avance y la evolución de la cantera se encuentra detallada en los planos anexos al presente Proyecto de Explotación, en los que se detalla la evolución de la cantera y los ritmos de producción de la misma a lo largo de la planificación desarrollada a tal efecto.

El método de explotación consistirá en una minería de banqueo con avance en dirección variable según la orografía inicial. Se pretende rebajar la superficie de explotación de una forma ordenada y por ello se visualiza en la Dinamica de Explotación proyectada.

El ciclo de explotación será el tradicional de: perforación-voladura-cargatransporte- trituración-clasificación.

El diseño de la explotación que se plantea ha sido realizado por la empresa promotora y la Dirección Facultativa.

La cantera “VALMADRID II” es la continuidad de la cantera VALMADRID que comenzó su actividad en el año 2006, sobre un antiguo frente de extracción de una cantera de calizas. El sistema de explotación que se lleva a cabo y que se prevé continuar hasta el final de la vida de la explotación, es a cielo abierto, empleando un sistema de explotación consistente en el empleo de voladura y un procedimiento de tratamiento posterior.

Con el objetivo de evitar afecciones sobre la avifauna nidificante en las proximidades de la explotación, las voladuras se realizan fuera del periodo reproductivo de las mismas, es decir, entre



los meses de julio a diciembre. Por ello, la voladura que se realiza en el mes de diciembre suele ser de mayor envergadura con el objetivo de tener material disponible durante los meses de invierno.

Normalmente se realizan tres voladuras en el periodo mencionado.

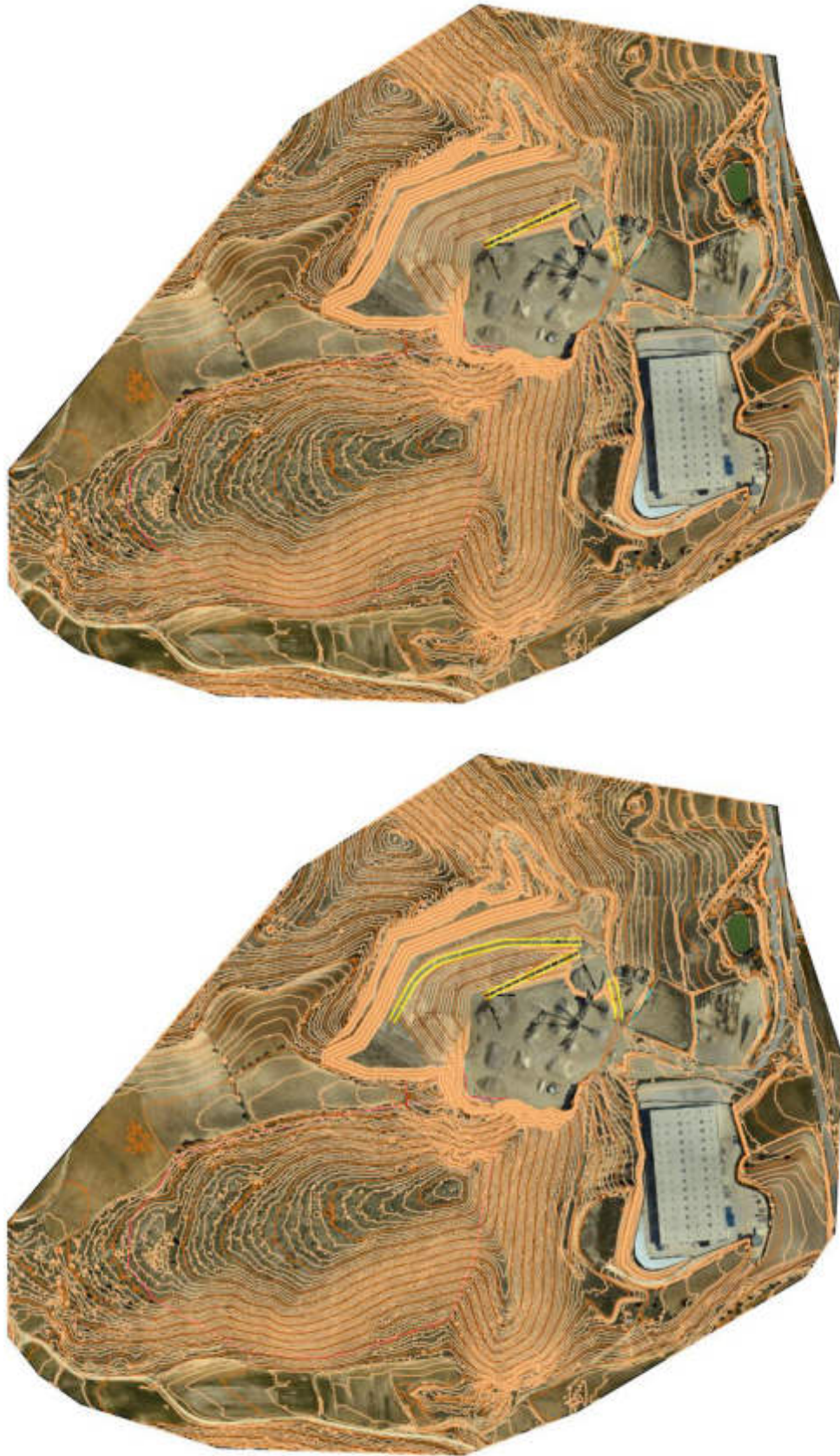
Una vez disparada la voladura, la pala cargadora procede a la carga y transporte del material volado desde el frente de hasta la planta de tratamiento.

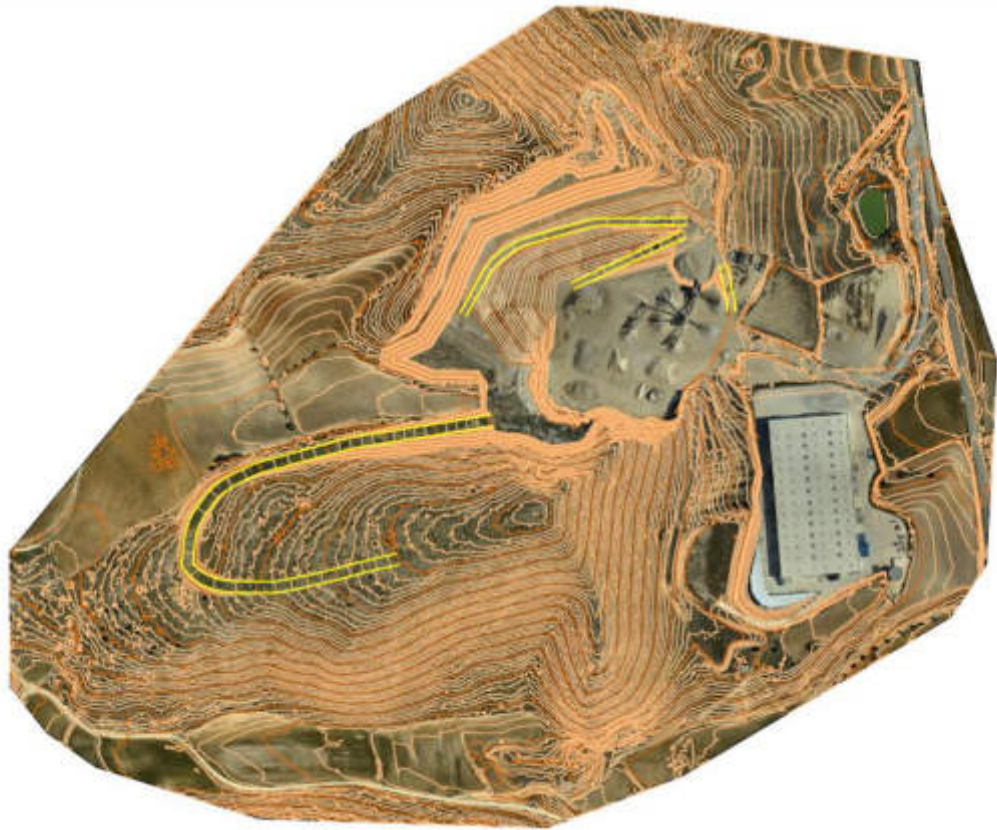
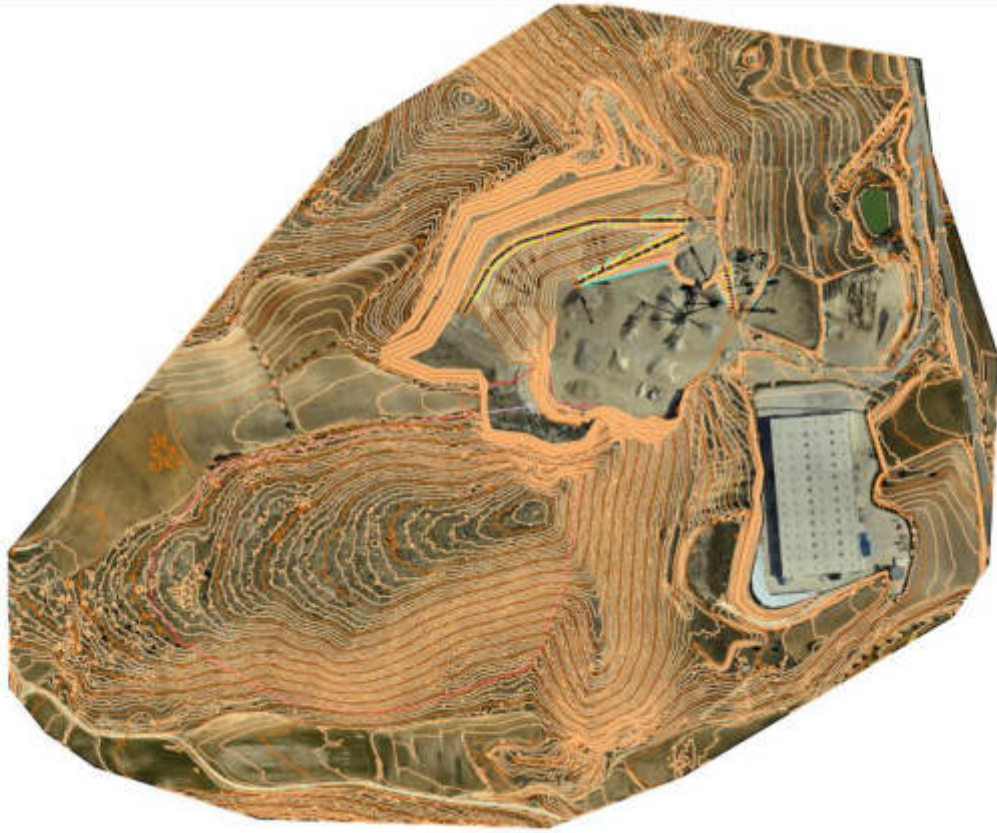
Los bancos de explotación se orientan de acuerdo al mejor diseño de la explotación. La altura de banco viene determinada por el método de arranque. En este caso, el emplearse voladuras, los taludes serán unos 20 m y se explotarán con unos taludes de 60º hasta el piso de la cantera.

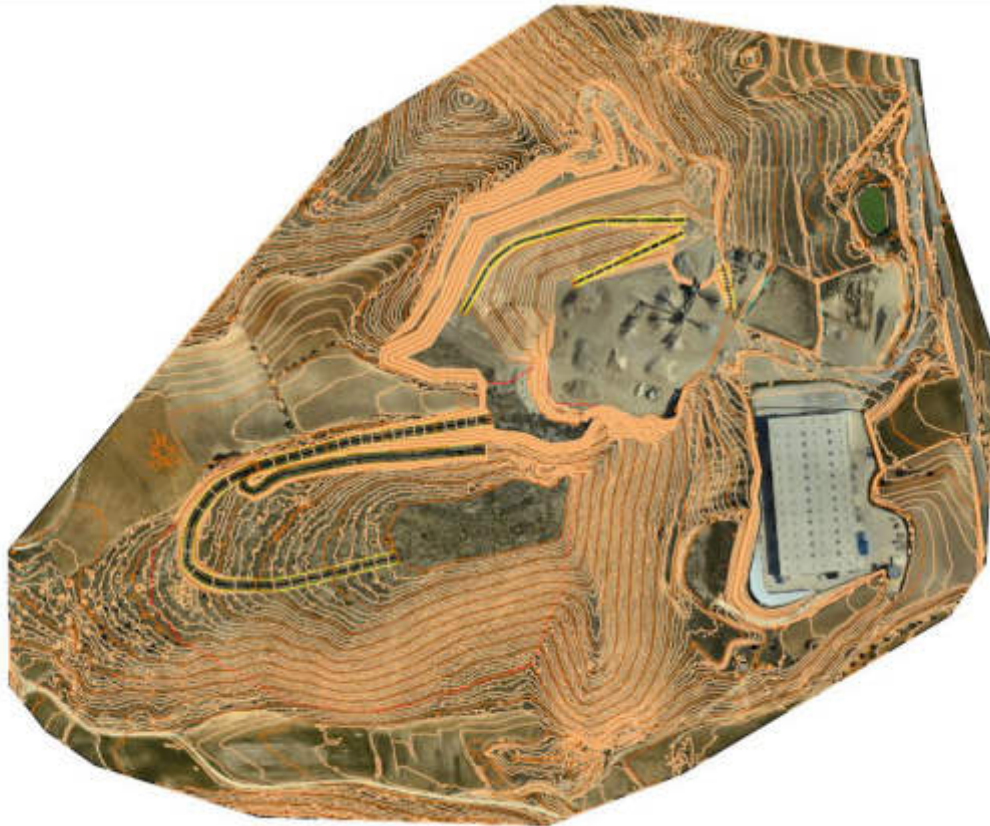
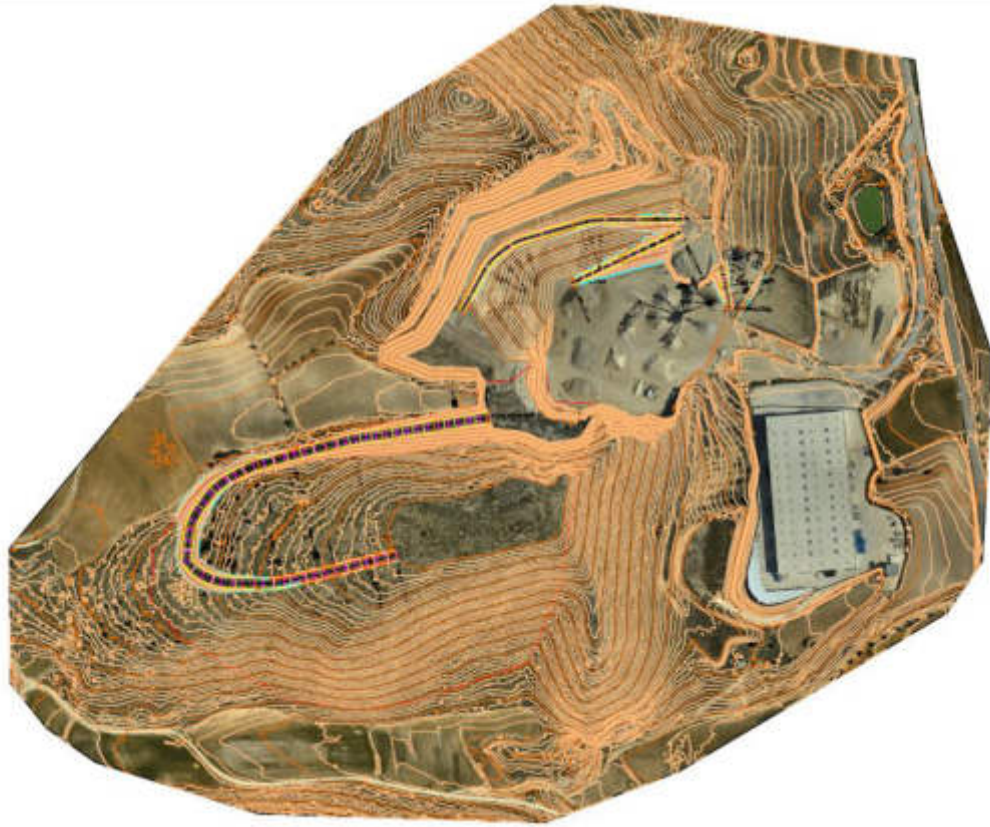
La explotación se realizará en dieciséis fases en las que se incluyen 5 fases de restauración. Por tanto son 12 fases de Explotación.

Los bancos principales son el 590, 570 y 550 (plaza de las instalaciones), si bien para llegar a la cota 590 se procederá a un rebaje de la orografía actual.

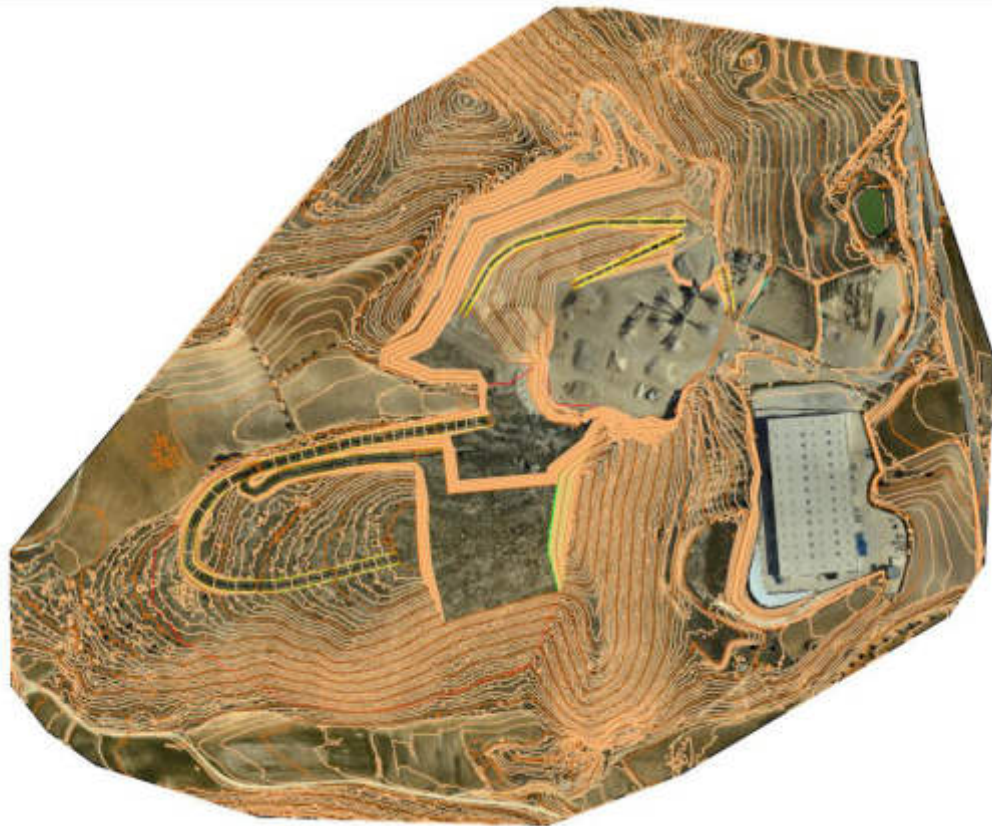
FICHERO	Observaciones	m³		TRABAJOS
		DESMONTE	TERRAPLEN	
VALMADRID II Fase 1	Apertura banco 570	45.278	0	EXPLOTACIÓN
VALMADRID II Fase 2	Acceso lateral a cota 610	33.233	9.956	
VALMADRID II Fase 3	Rebaje de a cota 910	26.254	0	
VALMADRID II Fase 4	Acceso a banco 590	17.909	39	
VALMADRID II Fase 5	Avance PARCIAL del banco 590	135.375	328	
VALMADRID II Fase 6	Avance PARCIAL del banco 570	85.900	0	
VALMADRID II Fase 7	Avance PARCIAL del banco 590	162.460	6	
VALMADRID II Fase 8	RESTAURACIÓN Zona Este del banco 590	0	24.403	
VALMADRID II Fase 9	Avance PARCIAL del banco 570	227.337	656	
VALMADRID II Fase 10	RESTAURACIÓN Zona Este del banco 570	738	19.391	
VALMADRID II Fase 11	Avance COMPLETO del banco 590	401.279	471	
VALMADRID II Fase 12	Avance COMPLETO del banco 570	1.127.011	1.327	
VALMADRID II Fase 13	RESTAURACIÓN Zona Oeste del banco 570	7.370	24.881	
VALMADRID II Fase 14	Avance PARCIAL del banco 550	234.212	433	
VALMADRID II Fase 15	Avance COMPLETO del banco 550	1.141.739	0	
VALMADRID II Fase 16	RESTAURACIÓN TOTAL del banco 550	6.396	330.440	
VALMADRID II Fase 17	RESTAURACIÓN TOTAL PLANTA	4.485	8.737	
		3.656.976	421.068	
		Densidad	2,35	
		Toneladas Estimadas	8.593.894	

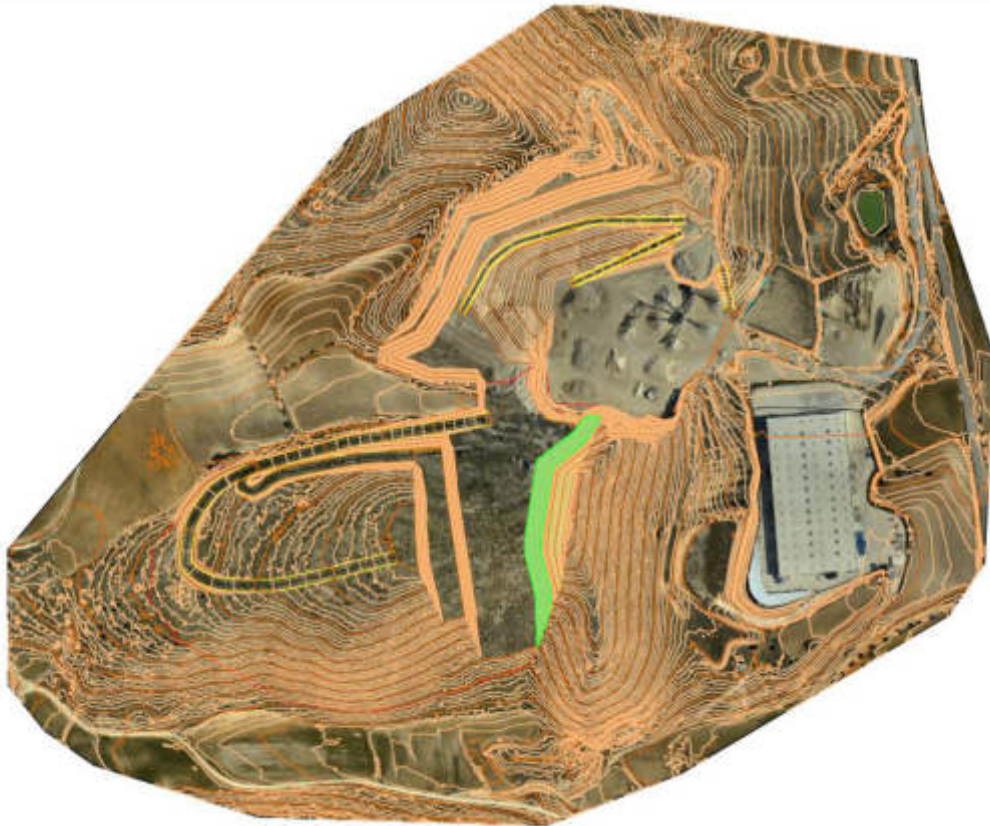
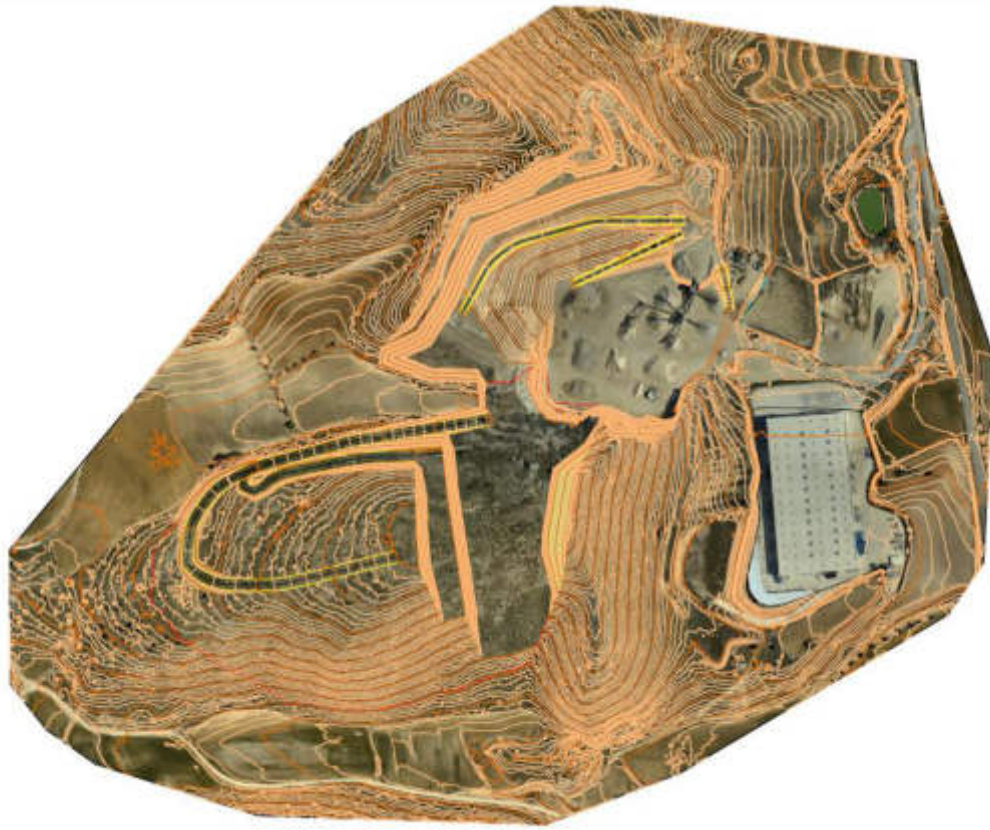


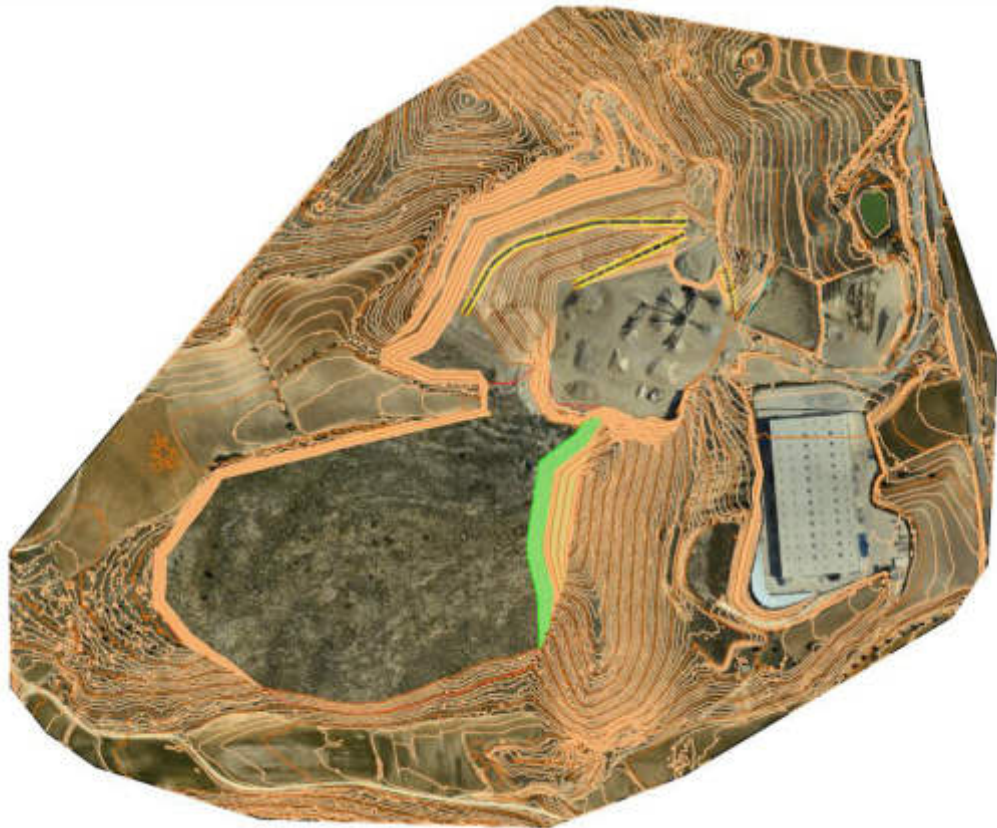
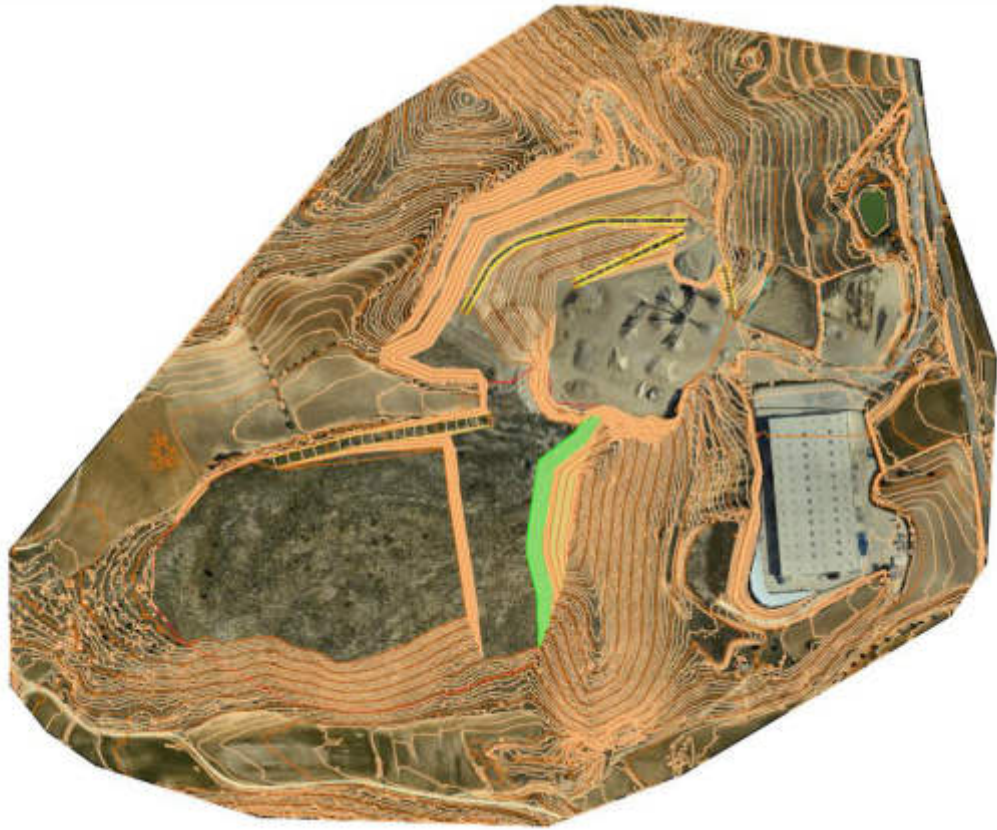


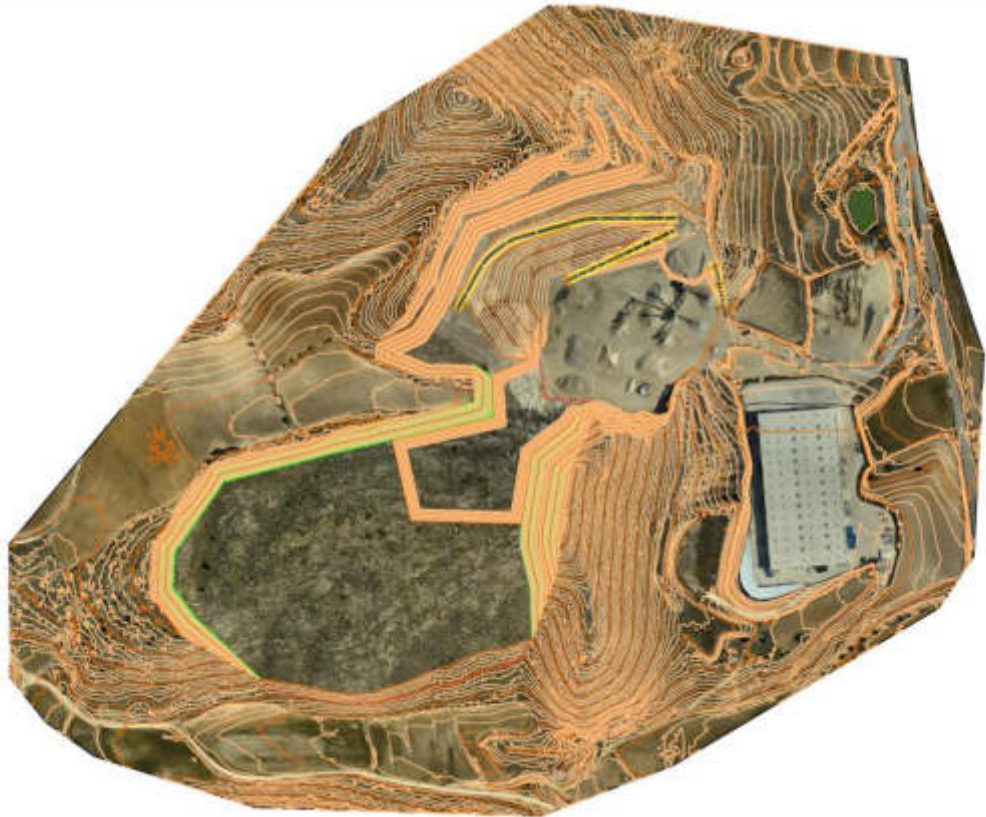
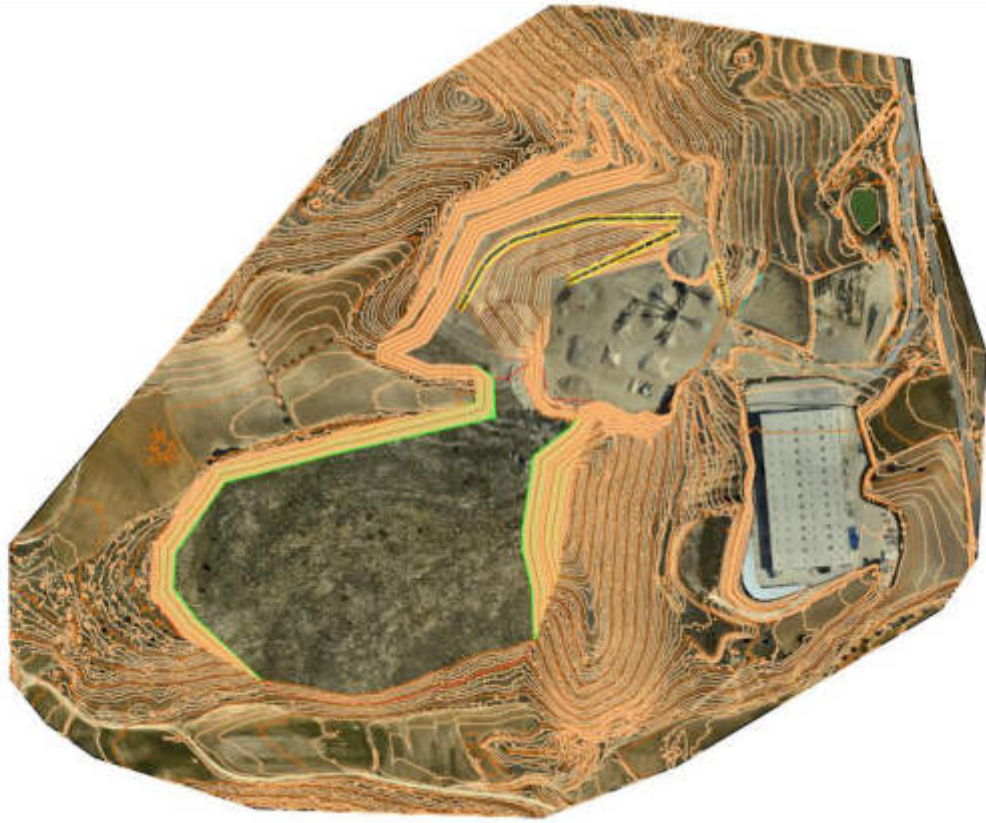


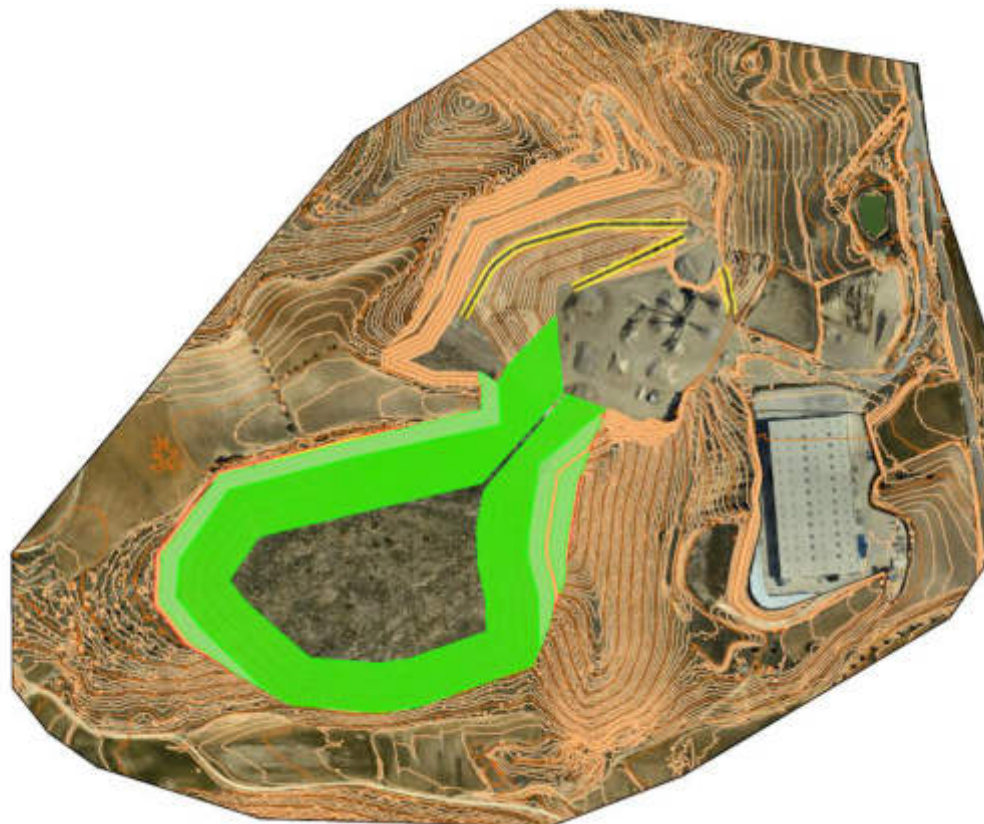
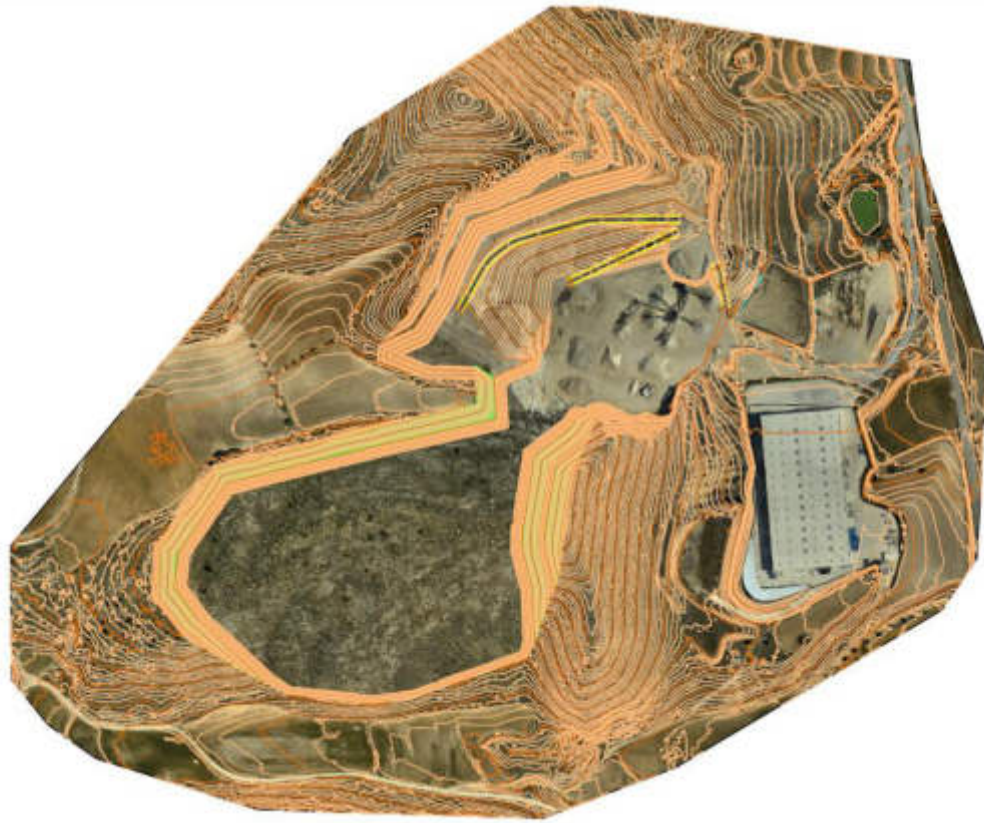


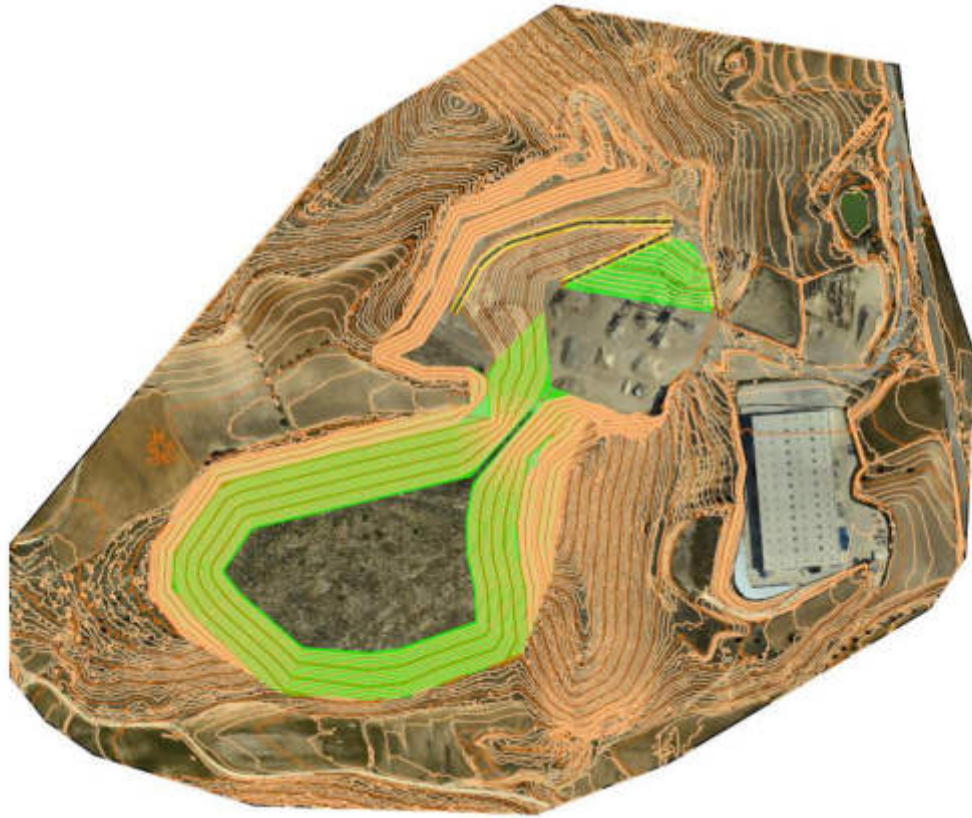












El material extraído de la cantera se somete a un tratamiento de trituración y clasificación granulométrica.

La retirada de la escasa tierra vegetal será progresiva conforme avance la explotación.

8.2.- Escombreras:

Como se ha comentado, los estériles (intercalaciones margosas y vetas de yeso que se apartan tras las voladuras) se vertían anteriormente en una pequeña escombrera temporal, ubicada en un pequeño saliente en la zona noreste, entre la pista de acceso al frente y el límite de la zona autorizada de explotación. Sin embargo, en la actualidad se venden, evitando así el recrecimiento de la escombrera existente.



No se prevé que exista un volumen importante de estériles más allá del material fino que puede aparecer intercalado entre las calizas, ya que todo el material que pasa por la planta de tratamiento tiene salida comercial. Es por esto que **se prevé utilizar tierras de excavación procedentes de obras que se ejecuten en áreas cercanas, para el tendido de los taludes de explotación, como se explicará más adelante.**

8.3.- Maquinaria y Personal:

Los medios de producción con los que se cuenta son los siguientes:

Medios Mecánicos

- Pala cargadora: realiza el proceso de carga y transporte del material volado, alimentación de la tolva de la planta de tratamiento y carga de camiones de transporte externo.
- Retroexcavadora (se usa ocasionalmente, como apoyo)
- Camiones de transporte externo

De manera puntual, cuando se realizan las voladuras, se suele alquilar durante unos días una retroexcavadora de mayores dimensiones.

Los maquinistas que van a trabajar en la cantera disponen del carné correspondiente. Así mismo, la maquinaria empleada dispone de sus correspondientes autorizaciones administrativas.

Medios Humanos

- Un operador de planta móvil
- Un maquinista de pala cargadora
- Un encargado
- Un director facultativo

Todo el personal que realice trabajos con la maquinaria dentro del recinto de la explotación deberá disponer de la correspondiente autorización (carné de maquinista) expedida por la Sección de Minas del Servicio Provincial de Presidencia, Economía y Justicia de Zaragoza y estar instruido en su cometido según las Disposiciones Internas de Seguridad.

Los días de trabajo anuales se estiman en 220 con una jornada de 8 horas diarias cinco días a la semana (de lunes a viernes).



8.4.- Aguas de escorrentía y drenajes:

Las aguas que pueden aparecer en la explotación son las aguas de escorrentía del entorno próximo y las aguas de precipitación directa sobre la explotación.

No se considera que pueda llegar a la explotación una importante escorrentía debido a que ésta se localiza en una zona elevada, y por lo tanto la cuenca de recepción no presenta una superficie muy amplia. Además, el reducido tamaño de la zona de explotación evitará igualmente que la escorrentía pueda ser importante.

Para evitar la salida de aguas de escorrentía con material en suspensión hacia la carretera y el barranco del Val, existe una pequeña balsa de decantación en la salida de la zona auxiliar.



8.5.- Accesos y Pistas:

Para el acceso a la cantera se utiliza un camino que parte de la carretera CV-624, a la altura del P.K. 24. Tiene una longitud de unos 400 m de los cuales 300 m se encuentran asfaltados y son compartidos con los trabajadores de la nave colindante. Los 100 m restantes es un camino de tierra hasta la entrada a la explotación y cuentan con un sistema de aspersión para el control del polvo por transporte.

Dentro de la propia explotación existía una pista de acceso al frente con unas inclinaciones que alcanzaban en algunas zonas pendientes de 25° (47%). Dado que dichas pendientes sobrepasaban en mucho el 20% indicado en el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (RGNBSM) para el caso de acceso a los tajos, se diseñó en 2009 una nueva pista de acceso a los diferentes frentes que tiene una pendiente media inferior al 20%. Esta pista discurre desde la entrada, por el límite noreste y norte de la zona de ocupación.





8.6.- Determinación de maquinaria minera:

8.6.1.- 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 acabo 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 tienen 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.

8.6.2.- Analisis 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:

- Componentes de tiempo del ciclo de trabajo.
- Factores de eficiencia y organización.
- Factores de esponjamiento y densidades.
- 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.

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:

A. 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.

B. 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.

C. 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

D. Factores de retorno

- Capacidad y rendimiento del equipo.
- Distancia de retorno.
- Condiciones de la pista de rodadura
- Pendiente
- Factores diversos que afectan a la velocidad de transporte.

E. Factores de espera v 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 la trituradora.



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 periodo 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, interrupciones por voladura, 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".

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, ...) y la calidad de organización es excelente. 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.

Si 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.

Factores de esponjamiento y densidades.

El material proporcionado por la voladura sufre un alto nivel de esponjamiento, además señalar que este es uno de los factores que se trata de obtener en la ejecución de la voladura, un alto nivel de desplazamiento y de esponjamiento que facilite las labores de carga. 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 in situ 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.

$$V = F.C.V. = \frac{V_b}{V_s} = \frac{\text{Kg / m}^3 \text{ material suelto}}{\text{Kg / m}^3 \text{ material en banco}} = 0.70$$

- Factor de esponjamiento "FE". Se define como el inverso del valor del Factor de Conversión Volumétrica. Se obtiene un valor de 1.4285.
- 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 42,85 %.



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.

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 t de peso, pero también indica que puede acarrear 17'4, 23,5 o 29,4 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 talud 1/ 1 , según es habitual siguiendo las normas SAE (Society Automotive 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 tales 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 aun 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.



8.6.3.- 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 cuales 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 elevado.

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:

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

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 1000 Kg de vehículo equivalen aproximadamente a un 2 % de resistencia a la rodadura.

Así un volquete con un peso de 36.388 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 726 kg (36.288 kg x 0,02). Si el volquete desarrolla un esfuerzo de tracción total de 13.000 kg dispondrá de 12.274 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:

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

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

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

Siendo PT el peso total del vehículo.

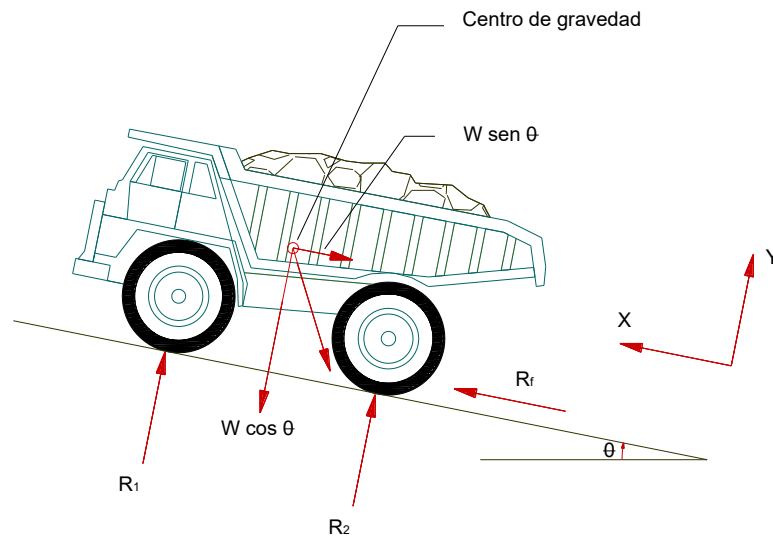


Se adjunta tabla con los valores más comunes de los factores de resistencia a la rodadura.

Tipo de pista	Factor Kg/t	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	35	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 150mm	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 36.288 Kg cuando se desplaza por una pista del 6% de pendiente debe desarrollar 2.177 Kg ($36.288 \text{ Kg} \times 0,06$) de esfuerzo de tracción para vencer esas resistencias. Si se disponía originalmente de 13.000 Kg de esfuerzo de tracción, podrá desarrollar el trabajo con 10.823 Kg (13.000 Kg menos 2.177 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 coeficientes de tracción característicos de diferentes tipos de materiales según que el tren de rodaje sea de neumáticos u orugas.



MATERIAL	Neumaticos	Cadenas
Hormigón	0,90	0,45
Marga arcillosa seca	0,55	0,90
Marga arcillosa 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	0,75	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 no se deben de apreciar disminuciones sensibles. En los motores con aspiración natural (dígase bombas de agua) se deberán tener en cuenta las pérdidas de potencia de un 3 % cada 300 mts por encima de los primeros 300 mts.



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 periodo 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				
Longitud de la pista (m)	Tramos horizontales. Unidad parada arrancando	Unidad en movimiento al entrar en el tramo		
		Horizontal	Contrapendiente	A favor de pendiente
0-60	0-0,40	0-0,65	0-0,67	1,00
61-120	0,40-0,51	0,65-0,70	0,67-0,72	(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	0,67-0,75	0,81-0,88	0,83-0,90	
461-610	0,75-0,80	0,88-0,91	0,90-0,93	
611-760	0,80-0,84	0,91-0,93	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
61-120	0,39-0,48	0,62-0,67	0,64-0,68	(Ídem)
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	0,79-0,84	0,88-0,91	
611-760	0,74-0,78	0,84-0,87	0,91-0,93	
761-1070	0,78-0,84	0,87-0,90	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 un pista se determinará a partir de la curva característica y la velocidad media se obtendrá con la expresión:



$$\text{Velocidad Media} = \text{Velocidad Maxima} \otimes \text{Factor de Velocidad}$$

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

$$\text{Tiempo de Transporte (min utos)} = \frac{\text{Longitud de la pista(m)} \bullet 0.06}{\text{Velocidad media (Km / h)}}$$

8.6.4.- 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.

Atendiendo 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 óptimos de transporte dumpers articulados, cuyas principales ventajas se resumen a continuación:

- Transporte de volúmenes medio, donde las condiciones de trabajo o clima cambien frecuentemente, por su gran adaptabilidad al terreno.
- Diseñados para permanecer trabajando en todo tipo de terreno.
- Flexibles.
- Económicos bajo costo por metro cúbico movido.
- Movilidad en Todo Terreno.
- Dirección articulada "paso de pato" .
- Gira en poco espacio.
- Oscilación lateral.
- Menos tensiones en el chasis.
- Boogie trasero.
- Mantiene el contacto sobre el suelo al pasar obstáculos.
- Baja presión sobre el suelo.
- Alta flotación: terrenos blandos.
- Trabaja en pistas de clase 0,6 o peor .
- Tracción a 4 ó 6 ruedas.



- Capaz de meterse en cualquier sitio.
- Bloqueos de diferencial.
- Gran luz al suelo.
- Soporta altas tensiones de carga.
- Diseño robusto.
- Aceros de alta calidad en chasis y caja.
- Sin riesgo en torsiones en chasis.
- Trabaja en condiciones difíciles de carga y descarga.
- Independiente de las condiciones climáticas.
- Alta disponibilidad.
- Ciclos de trabajo cortos.
- Menos mantenimiento de pistas (tracción 4-6 ruedas grandes).
- Seguridad, en caso de vuelco, no arrastra a la cabina.
- El dumper articulado puede construir su propio STOCK de material sin necesidad de dozer o pala cargadora, al poder descargar sobre el talud al disponer de lanzadera.
- Menor anchura necesaria en las pistas.
- Se puede transportar montado, con menores costos de transporte especial.
- Mejor reparto de la distribución del peso en vacío (mejor tracción) y en carga menor peso específico de los ejes.
- Menor círculo de viraje.

Líneas Generales.

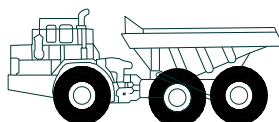
Los costes de transporte dependen de muchos factores, por lo que una diferencia en el precio de adquisición tiene una importancia marginal en los costos de operación, si los comparamos con los demás factores que intervienen en el proceso de transporte. Los dumpers articulados son más rentables en distancias entre 200 y 4.000 metros donde las condiciones del terreno son tales que se pueden aprovechar las extraordinarias propiedades de avance en caminos de mala calidad. Además de en las siguientes condiciones adversas:

- ✓ Cuando el camino es de buena calidad, pero los sitios de carga o descarga se ponen tan resbaladizos y blandos que los camiones o dumpers se queden atascados.
- ✓ Cuando el sitio de carga o descarga es tan angosto que los camiones o dumpers rígidos deben dar la vuelta y recular largos trechos.
- ✓ El camino es tan estrecho que los camiones o dumpers rígidos Precisan de puntos especiales de encuentro.

Utilizando plenamente las características especiales de los dumpers articulados se puede:

- ✓ Reducir o anular los costos para la construcción y mantenimiento del sitio de carga.
- ✓ Reducir los costos para la confección del sitio de descarga.
- ✓ Reducir la necesidad de máquinas buldozer en el sitio de descarga.
- ✓ Reducir los costos para la construcción y mantenimiento de los caminos de transporte.

Para los ritmos de producción estimados en el presente proyecto se considera apropiado la utilización de un equipo de transporte con capacidad de 25 a 30 tn, y dentro de la gama de dumpers articulados se considera como apropiado el CAT 730. A continuación se adjuntan sus principales características técnicas.

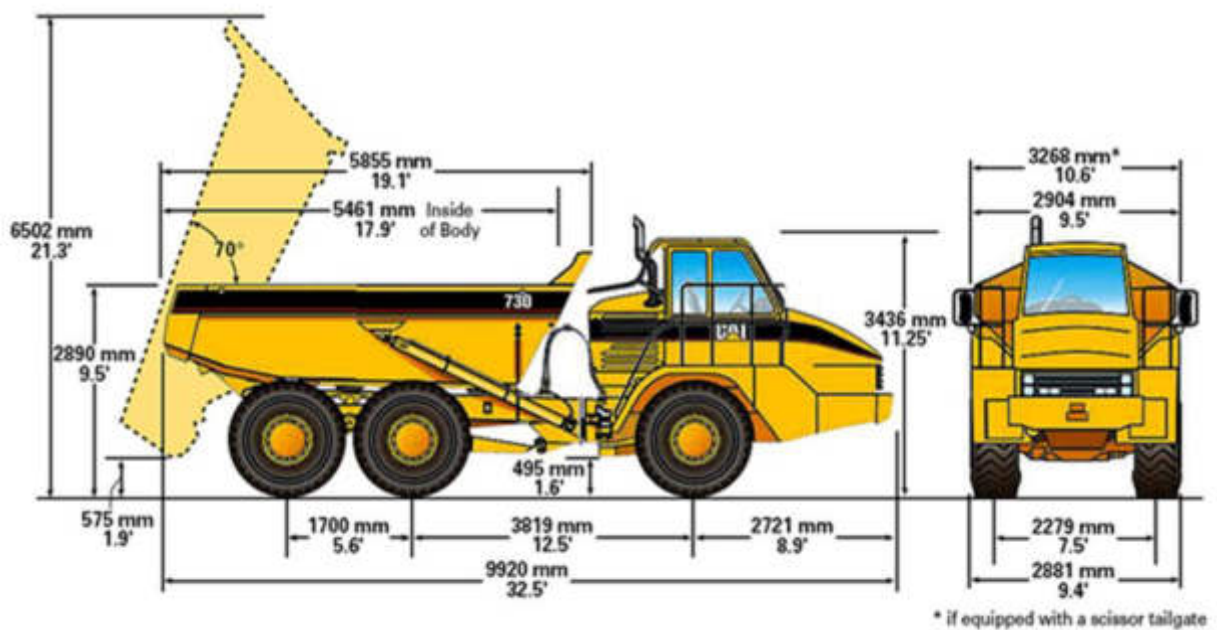


730

Potencia en el volante	228 KW
Peso en orden de trabajo (vacío)	21.720 Kg
Velocidad máxima (cargado)	51 Km/h
Peso bruto del vehículo	44.400 Kg
Distribución del peso (vacío) delante	56,4 %
Distribución del peso (vacío) en el centro	21,3 %
Distribución del peso (vacío) detrás	22,3 %
Distribución del peso (cargado) delante	31,2 %
Distribución del peso (cargado) en el centro	33,9 %
Distribución del peso (cargado) detrás	34,4 %
Capacidad A ras (SAE)	12,5 m ³
Capacidad Colmado (2/1) (SAE)	16,5 m ³
Modelo del motor	3196C ATAAC
Cilindros	6
Calibre	130 mm



Carrera	150 mm
Cilindrada	12 L
Neumáticos delanteros y traseros	23.5R25 Radiales
Diámetro de espacio libre para girar	15,2 m
Capacidad del tanque de combustible	310 L
Longitud total	9,92 m
Anchura de operación	2,90 m
Altura de carga (vacío)	2,89 m
Altura a plena descarga	6,50 m





Estimaciones de las condiciones reales del proyecto.

A continuación vamos a realizar las estimaciones reales de acuerdo al presente proyecto para poder tomar la decisión de que tipo y modelo de elementos de transporte vamos a dotar a la explotación. El objeto principal es poder alcanzar con las unidades de transporte interno la productividad máxima anual estimada en nuestra estimación de mercado.

Sobre la productividad teórica de un equipo habrá que multiplicarlas por unos factores que penalizan tales como la Eficiencia operativa Global, Averías y mantenimiento, Inclemencias del tiempo, Imprevistos.

DUMPER ARTICULADO CAT 730	
Rendimientos	
Eficiencia operativa global	0.76
Averías	0.97
Mantenimiento	0.95
Inclemencias tiempo	0.95
Imprevistos	0.97
	0.6453

La capacidad del equipo de transporte, y sus cargas y volúmenes teóricos para la caliza procedente de la voladura y la tierra vegetal con densidades de material suelto 1.9 y 1.250 kg /m³ suelto, respectivamente.

	Dumper ARTICULADO CAT 730	
	Peso máx.	M ³ (2 a 1)
Todo uno voladura	29.83	15,7
Tierra Vegetal	21,5	15,7



La potencia al volante y el peso de operación es la siguiente: 228 KW = 305 CV

Dumper ARTICULADO	
Potencia	305
Kg de operación vacío	21.720
Kg de trabajo	44.400
Potencia / tn vacío	14,04
Potencia / tn cargado	6,87

La resistencia a la rodadura, consiste en medir la huella dejada por el neumático en el firme de la pista. En nuestro caso dado que todavía no tenemos ese dato procederemos a suponer una huella teórica para el eje trasero de un dumper articulado y por el porcentaje de peso de cada eje y por el peso de operación bruto obtendremos la huella previsible y por tanto la resistencia de a la rodadura de su eje de tracción.

	Dumper ARTICULADO		
	Eje Delantero	Eje Central	Eje Trasero
Distribución	31,2 %	33,9 %	34,4 %
Peso Bruto	13.853	15.051	15.496
Tipo Neumático	23.5R25	23.5R25	23.5R25
Arco de apoyo	30 cm	30 cm	30 cm
Base de apoyo	2250 cm ²	2250 cm ²	2250 cm ²
Ruedas apoyo	2	2	2
Presión s / suelo	3 Kg/cm ²	3,34 Kg/cm ²	3,44 Kg/cm ²
Huella previsible	2,69 cm	3 cm	3 cm
Resistencia a Rodadura	1.687 kg		
Equivalencia en % de pendiente	3,80		



El equipo seleccionado presenta una resistencia a la rodadura excelente debido al peso bruto, a mejor equilibrado entre la distribución de pesos, y a la anchura de los neumáticos. Dadas las características del terreno deducimos según tabla de coeficientes de tracción indicada anteriormente, que trabajaremos sobre arcillas algo húmedas. Por tanto la tracción máxima:

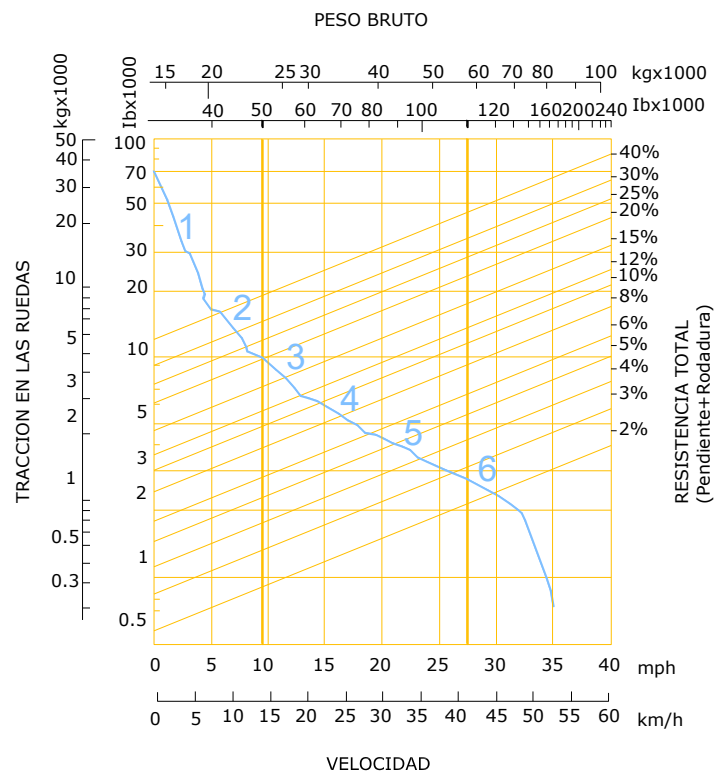
Peso Bruto sobre eje de tracción.	44.400 kg
Coeficiente Tracción	0.45
Tracción	19.980 kg

Se observa que dispone de una excelente tracción (coeficiente bajo de tracción) al disponer de dos ejes motrices y tener todo el peso bruto actuando sobre las tracciones. El Dumper articulado podrá desarrollar un máximo de 19.980 kg antes de que empiecen a patinar.

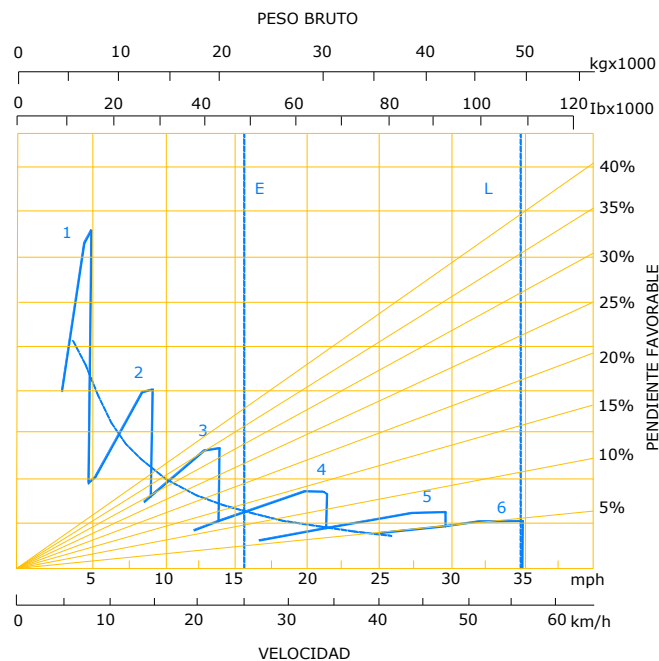


Curvas características del equipo seleccionado:

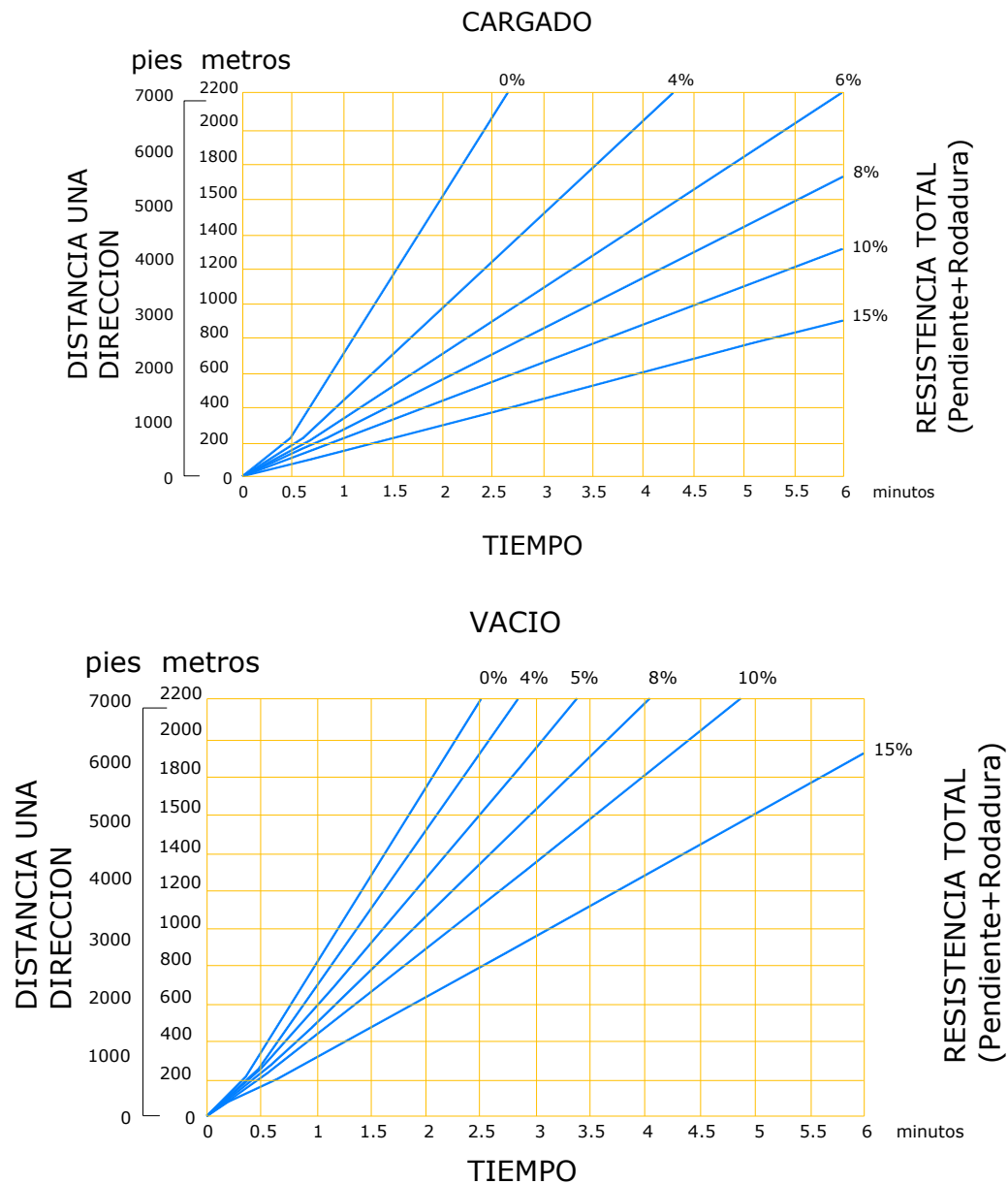
Tracción Velocidad Rendimiento en pendientes del 730 Camiones articulados
Neumaticos 23.5R25



Camiones articulados Tracción-Velocidad-Rendimiento en pendientes del 730
Neumaticos 23.5R25



Tiempo de desplazamiento del 730-Cargado/vacio
Neumaticos 23.5R.25



Para definir los tiempos invertidos debemos considerar un circuito teórico con los datos que disponemos del proyecto y que reúna las condiciones más adversas en todos sus elementos (distancias máximas, pendientes máximas, etc).

Las velocidades Medias de los tramos, será la Velocidad máxima que nos determina la curva. Así tendremos :

El recorrido máximo descargado de acceso a frentes de 290 metros con pendiente real menor del 3% y pendiente efectiva (resistencia total) del 3,5% nos permite una velocidad máxima de 51 Km/h empleando en completarlo 0,34 minutos mientras que durante el recorrido de retorno, cargado, la velocidad podrá alcanzar los 42 Km/h y el tiempo empleado será de 0,41 min. La restricción de límites



de velocidad teóricos para determinar los ciclos de transporte dentro de la explotación se fijará en 55 km/h.

Hemos de limitar la velocidad media en la circulación de la maquinaria a 20 Km / h para aumentar las condiciones de seguridad. Esto supone una reducción del ciclo teórico, de modo que los ciclos de transporte serán de 1.74 minutos.

Con todos los datos obtenidos podemos determinar la producción teórica de transporte durante un periodo de 1 hora, sin tener en cuenta los tiempos de espera y los tiempos de carga y descarga, dado que todavía no se ha definido la máquina de carga.

Producto	Carga Nominal	Factores Trabajo	Viajes / hora	Total/ hora
Todo uno voladura	15,7 m ³	0,6453	34	344.4
Tierra Vegetal	15,7 m ³			344.4

8.6.5.- Equipo de 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 expresión general:

$$P(m^3s/h) = \frac{60 \times Cc \times E \times F \times H \times A}{Tc} \quad P(m^3s/h) = \frac{60 \times Cc \times E \times F \times H \times A \times V}{Tc}$$

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. (palas de ruedas H = 1)

A = factor de corección del ángulo de giro(palas de ruedas A = 1)

V=. Factor de conversión volumétrica

Tc = Ciclo de un cazo (min)

V = Factor de conversión volumétrica.

Tc = Ciclo de un cazo (min)

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



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 adecuado 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 de Ruedas	Excavadora
Fácilmente Excavable	0.95-1.00	0.95-1.00
Excavabilidad Media	0.80-0.95	0.85-0.95
Difícilmente Excavable	0.50-0.80	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:

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

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 Adler, 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		Factor de Llenado "F"
Descripción	Tamaño Relativo "TR"	
Muy bien volada o suelos	≤ 0.12	0.8- 1.0
Bien volada o desgranada	0.12 – 0.25	0.7 – 0.9
Prevoladura o bloques gruesos	0.25 – 0.50	0.5 – 0.8
Mal volada o fragmentada	≥ 0.50	0.4 – 0.6

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 m3	0.60 min	0.45
4 m3 a 8 m3	1.00 min	0.60
9 m3 a 23 m3	1.50 min	1.00
Excavabilidad Media		
< de 3 m3	0.50	0.40
4 m3 a 8 m3	1.00	0.50
9 m3 a 23 m3	1.00	0.80
Excavabilidad Buena		
< de 3 m3	0.40	0.30
4 m3 a 8 m3	0.50	0.40
9 m3 a 23 m3	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.

% de la Altura Óptima	40	60	80	100
	160	140	120	
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:

Angulo de Giro	45	60	75	90	120	150	180
Factor de Giro "A"	1.1	1.1	1.0	1.0	0.9	0.8	0.7
	9	1	5	0	1	3	7

Elección de maquinaria de Carga.

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

- Versatilidad de trabajos (cargue, arranque, limpieza, etc).
- Movilidad relativa. (Se proyecta trabajar en tajos grandes en periodos largos).
- Selección del material todo uno de voladura apartando los denominados "bolos" que pudieran aparecer en la pila de escombros. Podríamos hablar en condiciones excepcionales de un nivel de bolos de 5 – 7 %.
- Capacidad de carga del volquete seleccionado CAT – 730 en 5 o 6 ciclos.

Por todo ello, se deduce 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.

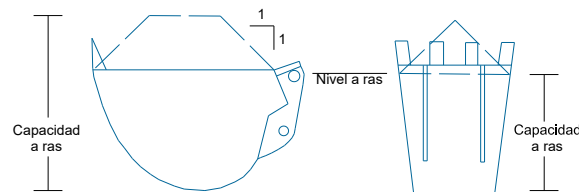
Debido a que la aplicación no requiere demasiado movimiento de sitio a sitio o en la obra misma, una excavadora de cadenas se considera como la mejor opción. Las excavadoras de cadenas

proporcionan tracción y flotación buenas en casi toda clase 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.**

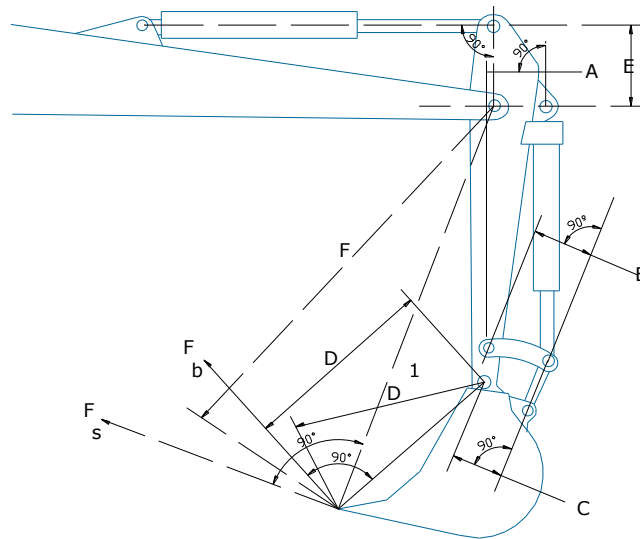
La elección del correcto cucharón para la retro-excavadora es tan importante como que no lo podamos sacar rendimiento a nuestra máquina por no llevar el apropiado cucharón. Una de las clasificaciones de los cucharones de excavadoras para que conformen con la norma PCSA Nº 3 y la SAE J-296. Las capacidades 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, delantera y trasera sin contar material en la plancha de derrame ni en los dientes.
- ✓ Capacidad colmado: 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.



$$F_b = \frac{\text{Fuerza del cilindro del cucharón}}{\text{Longitud del brazo}} \cdot \frac{(\text{BrazoA} \cdot \text{BrazoC})}{\text{BrazoB}}$$

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 D1. 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 en estériles, y un cucharón LX para uso de limpieza. El brazo elegido será el Mediano.

Es muy importante en todo el trabajo con retro excavadora la optimización de las operaciones de arranque y cargue, 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:

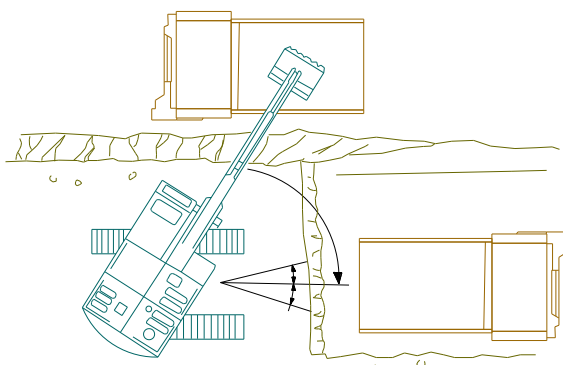
Altura de pila. Para materiales estables o consolidados, la altura del banco debe de ser aproximadamente la misma que la longitud del brazo.

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.

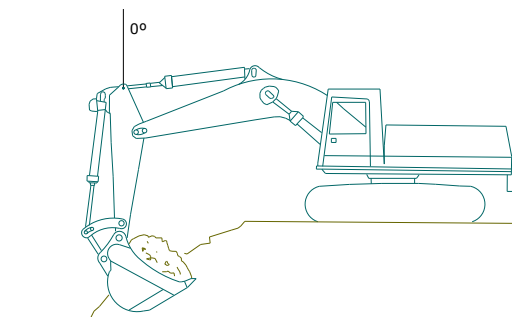


Zona de trabajo. Para obtener máxima producción, la zona de trabajo debe estar limitada a 15° a cada lado del centro de la máquina o aproximadamente igual al ancho del tren de rodaje.

Angulo 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.



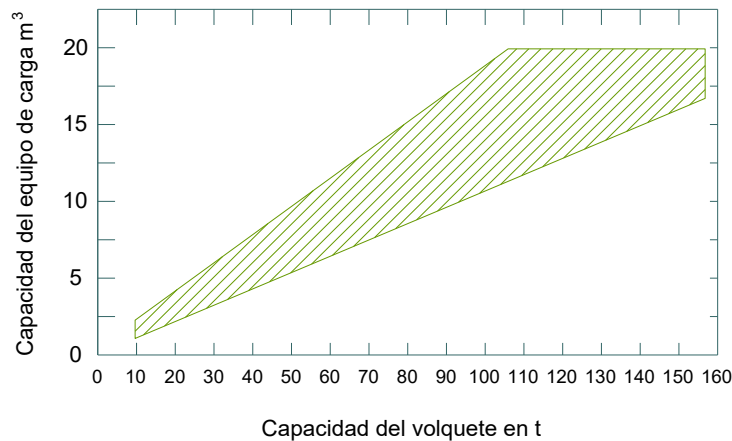
La elección del modelo idóneo para un equipo de volquetes tipo CAT – 730 será aquel que sus dimensiones se acoplen perfectamente a la capacidad de carga y a la vez tengamos una reserva de fuerza para el arranque de las areniscas (estériles) que probablemente se presentarán duras. Con el

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.

A continuación adjuntamos una gráfica que muestra la zona idónea de capacidad del cazo respecto a la capacidad del volquete.



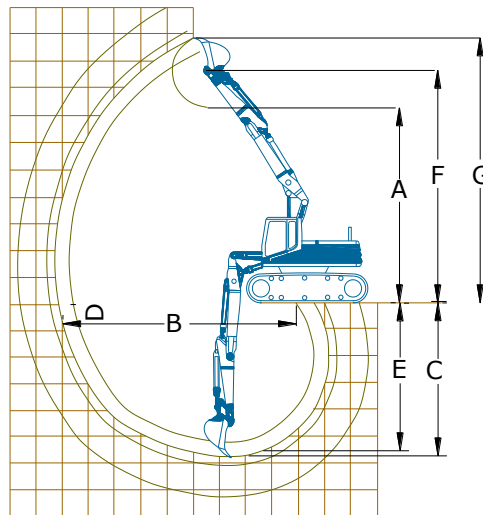
Con estos datos deducimos que como retro-excavadoras idóneas para este trabajo es la CAT – 330.

	X	LX
Todo Uno		3540
Estéril	2490	
Ciclos en CAT-730	6.9	4.8

Con los datos obtenidos, se deduce que la máquina CAT-330, es acorde con el equipo previsto de transporte.



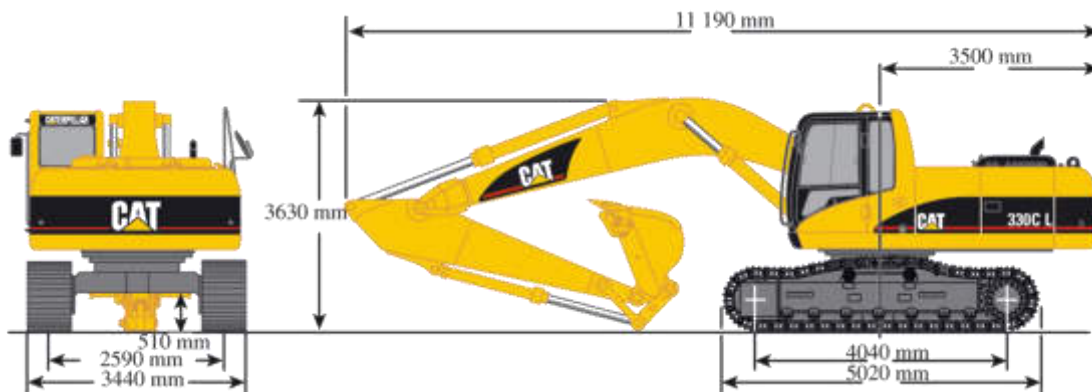
Motor	
Modelo de motor	3306
Potencia en el volante	186 KW 250 HP
Calibre	121 mm
Carrera	152 mm
Cilindrada	10,5 L
R.P.M	2000
Cilindros	6
Pesos	
Peso en orden de trabajo	42.140 kg
Mando	
Máxima velocidad de desplazamiento	3,65 km / h
Capacidad del cucharón	1,0 – 2,3 m ³



Limites de alcance:

- A:** Altura máxima de carga del cucharón con dientes.
B: Alcance máximo al nivel del suelo.
C: Producción máxima de excavación.
D: Excavación vertical máxima.
E: Profundidad máxima de excavación con fondo plano 2,44 m.
F: Altura máxima del pasador del cucharón.
G: Altura máxima a los dientes del cucharón en la cima del arco.

UDS	mm
A	6553
B	9652
C	5258
D	1956
E	5080
F	8306
G	9755



Producción del equipo de carga

Vamos a determinar la producción de una excavadora CAT- 330, con una capacidad de 3540 litros (cazo LX) y una capacidad de 2490 litros en estéril (cazo X). La altura de banco es la idónea puesto que podemos posicionar la retroexcavadora sobre la pila de escombros de voladura.

El giro medio que consideramos es de 90°, el factor de eficiencia es del 83 %.

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

$$\text{Prod. todo de voladura} = \frac{60 \times 2,49 \times 0,83 \times 0,80 \times 0,90 \times 1,00}{0,65} = 137 \text{ m}^3/\text{h}$$

Con lo que se observa que la producción de la máquina es más que suficiente 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 cargue externo, y que a la vez sirva de maquinaria auxiliar para el arreglo de tajos, escombreras, apoyo en el taller (elevación de repuestos pesados), 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 externo 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 3.25 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.

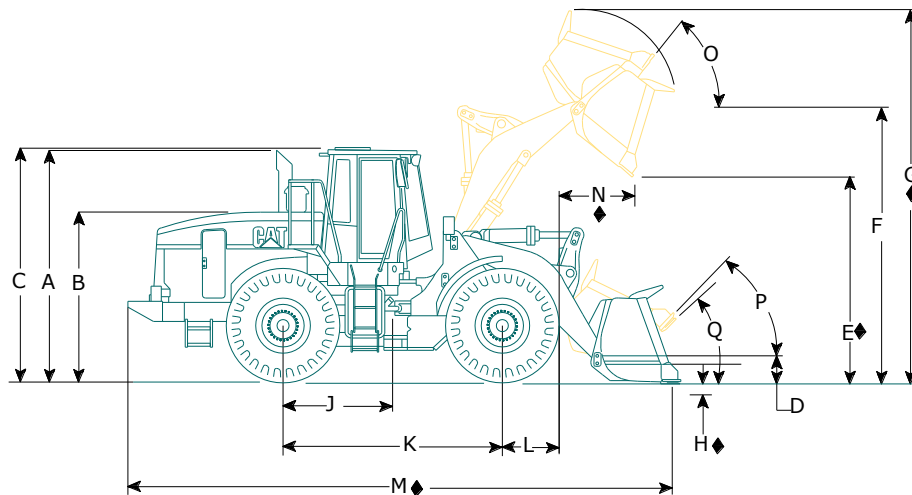


Partiendo de estos dos parámetros y considerando que debe de ir sobrada de fuerza por si alguna vez debe realizar trabajos en el propio tajo, consideramos que la máquina apropiada para estas misiones será una cargadora tipo la CAT-972F. No es necesario realizar estudio de producción dado que sus labores serán intermitentes a lo largo del día. Se adjuntan datos de dicha máquina.



Motor	
motor	Caterpillar 3196 con poseenfriamiento de aire a aire
Potencia en el volante	201 kW / 270 hp
Potencia máx. al volante	213 kW / 285 hp
Potencia en el volante - ISO 9249	209 kW / 280 hp
Potencia en el volante - EEC 80/1269	209 kW / 280 hp
Aumento total de par	49 % / 49 %
Calibre	130 mm / 5.1 pulg
Carrera	150 mm / 5.9 pulg
Cilindrada	12 L / 732 pulg3
Cucharones	
Capacidades de los cucharones	3,8-4,7 m ³ 5,0-6,0 yd ³
Pesos	
Peso en orden de trabajo	26000 kg / 56180 lb
Ejes	
Parte delantera	Parte delantera fija
Trasera	Oscilación +/- 13°
Subida y bajada máxima de una sola rueda	502 mm / 19.8 pulg
Frenos	
Frenos	Cumple con las normas requeridas.
Cabina	
ROPS / FOPS	Cumple con las normas SAE e ISO.

Dimensiones:



A Altura hasta el tubo de escape	3,54 m
B Altura hasta el capó del motor	2,56 m
C Altura hasta el techo ROPS	3,55 m
D Altura al pasador del cucharón en posición de acarreo	485mm
E Altura de descarga a 45º, a levantamiento máximo	3,29 m
F Altura al pasador del cucharón en levantamiento máximo	4,44 m
G Altura total máxima	6,02 m
H Profundidad máxima de excavación	110 mm
J Distancia de centro de máquina al eje	1,72 m
K Distancia entre ejes	3,45 m
L Radio de las ruedas	792mm
M Longitud total	9,04 m
N Alcance a levantamiento máximo	1,28 m
O Plegado máx. de cucharón a levantamiento máximo	55º
P Plegado máximo de cucharón a altura acarreo	47º
Q Plegado máximo del cucharón en el suelo	41º
Espacio libre sobre el suelo (con neumáticos estándar)	430mm
Entrevía (con neumáticos estándar)	2,23 m
Ancho, inclusive neumáticos(con neumáticos estándar)	2,96 m
Neumáticos utilizados para las medidas	6.5-R25,XHA (L-3)



8.6.4.- Producción Estimada:

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.

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.

El ciclo de carga estimado es el siguiente:

Carga del cucharón	0.25
Giro de carga	0.15
Descarga del cucharón	0.15
Giro sin carga	0.10
TOTAL	0.65

El número de cazos óptimo de llenado será de 5 cazos de 3.54 m³ cada uno. Con lo que para obtener los 17,2 m³ de carga óptima estaremos trabajando con un factor óptimo de llenado de 97%. El ciclo de carga total será $0.65 \times 5 = 3.25$ min.

Tiempo de Acarreo y Retorno.

Tal y como se calculo, en función de las velocidades de los camiones y sobre un recorrido teórico adverso de la explotación, los tiempos invertidos son de 1.7 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 mina (anchuras de tajos, pendientes, y puntos de descarga).

En nuestro caso consideraremos unas condiciones de descarga desfavorables. 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.



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	3.25 min.
Transporte	1.7 min.
Maniobra	1.40 min.
Descarga	1.60 min.
Maniobra	1.40 min.
Coef. Corrector 10%	1.20 min.
TOTAL	10.5 min.

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:

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

Considerando el ciclo real de trabajo de 10.5 min. y una carga neta de 15.7 m3 obtendremos una producción horaria de 89,71 m3/h, de modo que para la producción prevista es necesario emplear 629 horas de Dumper para generar el acopio de todo uno en la planta de beneficio.



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.

Con $FA = 0.6$ con esta opción estaremos sobrados de capacidad de carga pero justos o escasos de producción, si bien el hecho de disponer de las operaciones de carga y transporte durante sólo el tiempo determinado hace que dividiendo las horas de presencia en dos veces al año podamos operar de modo satisfactorio.



8.7.- Necesidades de Personal:

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	NUM
CONDUCTOR VEHÍCULO DUMPER	1
MAQUINISTA MAQ. MOVIL	1
ENCARGADO	1
DIRECTOR FACULTATIVO	1
TOTAL	4



8.8.- Obras de Infraestructura:

En este punto vamos a recoger el conjunto de obras que no son propiamente mineras, pero que se deben realizar para poder acometer el proyecto con las suficientes garantías de viabilidad. Así pues debemos de realizar:

- Parque de maquinaria. Es la primera obra a realizar desde el mismo momento en que los transportes especiales descargan la maquinaria en el lugar de explotación. En nuestro caso, la operación consistirá en primer lugar y como hemos descrito anteriormente, en la limpieza de la zona de antigua plaza de cantera para crear un espacio libre de obstáculos suficiente para el desarrollo seguro de las labores de arranque. El resto del espacio de la antigua plaza de cantera se irá limpiando y acondicionando siempre por delante del avance de la explotación.
- Depósito de Tierra vegetal. Como ya se ha comentado, las primeras labores a realizar serán el habilitar una zona para el depósito de tierra vegetal de todas las zonas que se verán afectadas. Dicha preparación consistirá únicamente en la retirada de la propia capa de tierra vegetal para evitar la compactación a la que se sometería por el paso de la maquinaria. La tierra vegetal, como se comento con anterioridad, se dispondrá en forma de cordón de tierra vegetal.
- Planta de tratamiento de áridos. Se procederá a la implantación de una instalación de tratamiento de áridos, sobre la que se profundizará en la documentación necesaria para su construcción y que se refleja en plano anexo. Dicha planta tendrá un parque de acopio de todo uno de voladura que se tratará en dicha planta con un proceso clásico de trituración – molienda. Así, como los pertinentes acopios para los distintos productos susceptibles de fabricarse.
- Obras de la red de drenaje de la cantera. Red de recogida de pluviales. Se procederá conforme vaya avanzando la explotación a la construcción de diversas canalizaciones con el fin de evitar que aguas de fuera lleguen a introducirse en la explotación, provocando el mayor desagüe de esta y produciendo inestabilidad en los taludes. Además que provocará mayores retrasos en las operaciones de producción. Aparte de intentar evitar en lo posible el agua dentro del hueco de explotación.
- Pistas y Accesos. No es necesario realizar ninguna labor de pistas y accesos. Actualmente existe una pista en perfectas condiciones que comunica la carretera con la zona de Explotación la cual se podrá someter a mejoras de piso y establecimiento se señalizaciones y advertencias para una mayor seguridad en el tránsito.



Excavaciones y Transportes David Pérez, S.L.



PROYECTO de EXPLOTACIÓN PRESUPUESTO

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALIDACIÓN ONLINE: gfeefoi5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>



9.- VIABILIDAD ECONÓMICA:

9.1- Introducción:

El objetivo del presente epígrafe es poder definir los costes de explotación. De todas las partidas a estudiar la más importante sin duda es el coste de la maquinaria. Vamos a establecer de modo general los costes horarios, teniendo en cuenta que debemos añadir gastos de vital importancia en la gestión de una explotación minera como son la supervisión y dirección, construcción y mantenimiento de pistas y tajo, es decir todas aquellos factores que facilitan el correcto funcionamiento de la maquinaria, extrayendo de ellas la máxima eficacia y rendimiento.

A la hora de establecer el coste horario, hemos de pensar que este es fruto de la suma de dos factores:

- Coste de propiedad o de disponibilidad de la maquina.
- Coste de operación o funcionamiento.

De este modo el coste por unidad de extracción ya sea tonelada o metro cúbico se calcula mediante la siguiente expresión:

$$\text{Coste horario por unidad} = \frac{\text{Coste horario de propiedad y operación}}{\text{Producción horaria}}$$

De modo que para optimizar esta expresión debemos transformarla en la siguiente:

$$\text{Eficiencia Optima Máxima} = \frac{\text{Coste Mínimo}}{\text{Máxima productiva da}}$$

Los costos por hora de propiedad y operación de un modelo de máquina pueden variar mucho, pues se basan en muchos factores: el tipo de trabajo, los precios locales de combustibles y lubricantes, servicio postventa, amortizaciones, etc. Los usuarios o dueños de las máquinas de movimientos de tierras podrán calcular con bastante precisión los costos por hora de propiedad y operación de su máquina en un trabajo y lugar determinados. Por lo tanto, lo que acompañamos a continuación en este capítulo, es una aproximación de evaluación de los costos por hora de posesión y de operación en las condiciones que presenta la explotación .



9.2- Costes de Propiedad:

El coste de propiedad de un equipo se obtiene mediante la suma de los siguientes factores:

- Amortización.
- Interés del capital invertido.
- Seguros.
- Impuestos.

Si bien los tres últimos factores los podemos globalizar en las llamadas cargas indirectas. Los costes de propiedad existen siempre, aunque la máquina no se encuentre trabajando, ya que, por un lado, se tiene un capital inmovilizado, que podría destinarse a otro uso generando intereses y, por otro, va perdiendo valor debido a los avances tecnológicos.

La partida más importante, es la amortización, va destinada fundamentalmente a la sustitución del equipo, por lo que se debe recuperar durante la vida útil de la máquina una cantidad igual a la pérdida de valor en el mercado, y por el propio uso, incluyendo después las partidas destinadas a proteger la inversión del equipo.

Amortización.

La amortización viene determinada por la pérdida de valor producida por el paso del tiempo y por el deterioro producida por el uso. Los factores que determinan la amortización son los siguientes:

Factores Físicos. Averías debidas a accidentes diversos y desastres, y envejecimiento debido al deterioro físico y al desgaste.

Factores funcionales. Ineptitud, falta de modernidad, desuso.

Evidentemente el paso de tiempo y el deterioro determinan la cantidad a amortizar, y si tuviésemos en cuenta sólo el segundo factor, deberíamos pensar en aplicar un coste por hora a la máquina con objeto de recuperar el precio de adquisición de la misma. No obstante, y como normalmente una máquina no trabaja de forma continua las 24 horas, sino que tiene periodos diarios de inactividad (siempre en función de la jornada de trabajo realizada), se incurre en la pérdida de valor reflejada en el primer factor. Podemos resumir diciendo que la vida útil de una máquina viene limitada tanto por su uso como por su antigüedad, y, por otra parte, podemos pensar que podemos amortizar el precio de adquisición de la máquina, o una cantidad mayor, en función de que los avances tecnológicos introducidos en los modelos que van sustituyendo al actual, aumentarán el precio, aunque también la rentabilidad. En las empresas distribuidoras de maquinaria, han valorado estos conceptos y considerando que el rendimiento de una máquina no debe amortizar otra superior tecnológicamente, y fijamos como cantidad a amortizar el precio de adquisición de la máquina, del que descontamos el Valor Residual (que no es amortizable porque lo vamos a recuperar) y el precio de los neumáticos (si



los monta la máquina de que se trate), ya que la amortización de todos los que se utilizan a lo largo de su vida útil se realiza en capítulo aparte.

Como procedimiento de la amortización emplearemos el Método Lineal. Que consiste en dividir la suma a amortizar por el periodo de amortización expresado en años. Para calcular el coste de amortización horaria, éste se obtiene dividiendo el coste de amortización anual por el número de horas trabajadas al año. La suma a amortizar debe obtenerse descontando al precio de adquisición del equipo el valor residual del mismo y el coste del juego de neumáticos, en caso de montarlos. Así pues tenemos que la amortización anual será:

$$A = \frac{\text{Precio de adquisición} - \text{Valor residual} - \text{Valor neumáticos}}{\text{Años de vida}}$$

Evidentemente el activo se deprecia en la misma cantidad cada año, de modo que el valor después de “t” años de servicio, será igual a:

$$B = P - A \cdot t$$

Si bien el cálculo de la amortización pudiera hacerse por otros métodos como el Método de la suma de los dígitos del año o el Método de amortización de doble saldo decreciente, si bien esta elección ha de partir de la propiedad puesto que ella mejor que nadie podrá definir los ritmos de amortización más acorde a sus balances de pérdidas y ganancias.

Por último añadir, que un factor fundamental para el cálculo correcto de la amortización es preciso definir con sumo cuidado las vidas útiles de los equipos y su valor residual. Para definir estos factores se deberán tener en cuenta varios factores como por ejemplo el mantenimiento de los equipos.

Cargas Indirectas.

Aquí se engloban las partidas restantes correspondientes a los costes de propiedad, es decir intereses, seguros, impuestos, etc y tienen una relación directa de proporcionalidad con el valor de la máquina, por lo que en una máquina recién comprada dependerán directamente del precio de adquisición de la misma.

Los intereses del capital son las cantidades anuales que debemos cargar en el coste de la máquina en concepto de los beneficios que se podrían haber obtenido a partir del capital invertido en la compra de la misma si en vez de adquirirla, se hubiese empleado el dinero en cualquier otro tipo de inversión o negocio. El mínimo que deberá aplicarse como coste de propiedad de interés del capital al coste horario de la máquina es aproximadamente el 5%, ya que como mínimo el propietario deberá obtener una rentabilidad del 5 %.

Como ya se ha indicado con anterioridad tanto los intereses del capital como los seguros y los impuestos, dependen directamente del precio de adquisición de la máquina, por lo que podemos hacer una evaluación conjunta del interés, que al añadir los otros dos conceptos se incrementará en uno o dos puntos. En resumen hoy podemos considerar que el interés global por cargas indirectas debe estar sobre el 6 %.



Otro punto muy importante es que este interés global no deberá aplicarse sobre el precio de adquisición de la máquina, sino sobre su valor real en cada momento, teniendo en cuenta las cantidades que vamos amortizando cada año, que por un lado disminuyen progresivamente el precio de la máquina y por otro son susceptibles de ser invertidas realmente para que produzcan intereses.

Es por todo lo expuesto por lo que aplicaremos el Método de la Inversión Media para el cálculo de las denominadas cargas indirectas. Definiremos como Inversión Media Anual, a la cantidad media a invertir, durante cada año del período de amortización, de manera que los intereses producidos por este capital medio, colocado a un rédito anual fijado, durante los “n” años del período de amortización, sea igual a la suma de los intereses de las cantidades que quedan pendientes de amortizar durante los “n” años mencionados.

Los factores a utilizar serán los siguientes:

- C= Precio de adquisición de la máquina.
- N= número de años de vida de la máquina.
- R= rédito anual en tanto por ciento.
- H= horas de trabajo al año.
- IM= Inversión Media.

Para calcular esta inversión media ya definida, el procedimiento es el siguiente:

- Cantidad pendiente de amortizar el 1º año: $C = C$
- Cantidad pendiente de amortizar el 2º año: $C - 1 = \frac{C}{n} = C - \frac{C(n-1)}{n}$
- Cantidad pendiente de amortizar el 3º año: $C - 2 = C - \frac{C(n-2)}{n}$
- Cantidad pendiente de amortizar el n-1 año: $C(n-2) = C - \frac{C \cdot 2}{n}$
- Cantidad pendiente de amortizar el n año: $C(n-1) = C - \frac{C \cdot 1}{n}$

Cada una de estas cantidades estará produciendo intereses al rédito previsto “r” durante un año cada una y su suma será igual a los intereses que produciría a lo largo de los “n” años la inversión media Im, naturalmente al mismo rédito.

La inversión media quedara:

$$\text{Inversión} = \frac{C(n+1)}{2n}$$

Que dividida por el número de horas de trabajo al año (h) y previa aplicación del rédito ya definido r, nos proporcionará el Coste horario de las cargas indirectas.



$$C.H.(de \text{ cargas indirectas}) = \frac{ln \cdot r}{h \cdot 100}$$

9.3- Costes Horarios:

Bajo este epígrafe englobamos todos aquellos gastos que se producen durante el funcionamiento de la máquina o por causa de éste, y son básicamente los siguientes:

- Costes de combustible y energía.
- Costes de lubricantes, grasa y filtros.
- Costes de elementos de desgaste.
- Costes de neumáticos o tren de rodaje.
- Costes de reparaciones.
- Coste del operador.

Costes de combustible y energía.

El consumo de combustible, se puede medir con bastante exactitud en la obra. Sin embargo, si no hay oportunidad de hacerlo, como es nuestro caso, se puede estimar sabiendo el empleo que se dará a la máquina y apoyándonos en tablas ya elaboradas por los distintos fabricantes. La clase de trabajo determina el factor de carga del motor y esto influye, a su vez en el consumo de combustible.

$$\text{COSTO COMBUSTIBLE} = \text{Consumo por hora} \cdot \text{Precio del combustible}$$

Para estimar el costo por hora de combustible, seleccionaremos el factor de carga basado en la aplicación y lograremos el consumo aproximado por hora.

$$\text{CONSUMO HORARIO (l/h)} = \text{Potencia} \otimes \text{CE}$$

$$\text{CONSUMO TOTAL (l)} = \text{Potencia} \otimes \text{CE} \otimes h$$

Potencia medida en HP.

CE= Consumo específico en litro por caballo y hora.

H= Tiempo real trabajado en horas.

Costes de lubricantes, grasas y filtros.

Los costos horarios de aceites lubricantes y grasa se pueden estimar con gran exactitud tomando los consumos por hora indicados en las tablas facilitadas por los fabricantes, y los precios locales. El costo horario por grasa será el costo unitario de cada engrase por el número de puntos de engrase en 2.000 horas y dividido por las 2.000 horas.

El costo horario por filtros, será la operación de multiplicar cada filtro por su coste y dividido por la duración de vida.



Para hacernos una idea orientativa del montante de esta partida, si lo comparamos con la de combustible se puede utilizar la siguiente formula, considerando unas condiciones de operación media:

$$\text{COSTE HORARIO} = \frac{1}{3} \cdot \text{Coste horario de combustible}$$

Costes de elementos de desgaste .

Este apartado es de difícil estimación, puesto que depende de numerosos factores, que además, son de compleja evaluación. Entre estos podemos indicar las calidades de las aleaciones empleadas, la abrasividad de los materiales, la experiencia del maquinista

Costes de neumáticos y tren de rodaje.

El cálculo de la vida útil de los neumáticos, es sumamente complicado ya que depende de varios factores. Hoy en día esta prácticamente estipulada la tabla que adjuntamos elaborada por un gran fabricante de neumáticos, para determinar la vida útil de estos. El costo horario del neumático será la resultante de dividir el costo del neumático por la vida útil estimada.

La estimación de vida útil, es la resultante de multiplicar todos los factores de cada punto. Así en nuestro caso para el dumper será y teniendo en cuenta los factores de la siguiente tabla:

$$\text{VIDA UTIL} = V \cdot U$$

Aproximadamente podemos decir una duración media es de 3.000 Horas.

Costo de tren de rodaje.

Para calcular el coste horario debido al tren de rodaje debemos seguir estrictamente los pasos que indica el fabricante. Se trata en primer lugar de obtener del cuadro correspondiente a cada máquina el factor básico característico de cada máquina para multiplicarlo por la suma de tres factores y por último multiplicar el resultado por un factor de corrección que viene indicado en la "Relación de precios para confeccionar costes horarios".

Los factores de impactos y de abrasión indican con su nombre a qué se refieren y dependerán de la naturaleza de los materiales a trabajar. El factor "Z" representa los efectos combinados de muchas condiciones relativas al ambiente, así como a las de manejo y conservación de la máquina, de cara a la duración de los componentes de un trabajo determinado.



Costes por reparaciones.

Incluye todos los gastos relativo a averías del equipo considerando tanto los materiales como la mano de obra. Normalmente, estos costes se expresen en tanto por ciento sobre el precio de adquisición de la máquina, teniendo en cuenta los periodos de amortización, así como que cada unidad ha tenido un mantenimiento preventivo adecuado. El coste horario medio relativo a reparaciones se obtendría con la siguiente expresión, en la que van incluidas, además de las partidas de materiales y repuestos, la correspondiente a mano de obra de mantenimiento.

$$CR = \frac{(\text{PRECIO DE ADQUISICIÓN} - \text{PRECIO NEUMATICOS} \otimes \text{FACTOR REPARACIÓN})}{\text{HORAS DE VIDA} \otimes 100}$$

Costes del operador.

Coste muy variable, dependiendo del criterio de la Dirección o Gerencia de la empresa peticionaria.

9.3.1.- Cálculo de costos horarios de Operación:

De modo previo al calculo definitivo de los costos horarios de operación de la maquinaria empleada en las instalaciones debemos introducir la productividad teórica de los equipos, para lo cual habrá que multiplicar por unos factores que penalizan tales como la Eficiencia Operativa Global, Averías y Mantenimiento, Inclemencias del Tiempo, Imprevistos.

Rendimientos	Maquinaria
Eficiencia operativa global	0.76
Averías	0.97
Mantenimiento	0.95
Inclemencias tiempo	0.95
Imprevistos	0.97
TOTAL	0.6453



Este factor será de utilidad a la hora de definir las horas de operatividad de la maquinaria. En las páginas siguientes se anexan cálculos justificativos.

VEHÍCULO	COSTE HORARIO (€/h)	HORAS /AÑO
Retroexcavadora CAT-330	60	1.200
Dumper CAT - 730	47	1.700
Pala Cargadora CAT- 938 G	43	1700



9.4- Otros Costos:

Además de los costos ya recogidos en el apartado anterior, hay que tener en cuenta otra serie de costos anuales, cuya estimación siempre es difícil realizar, y máxime al equipo redactor del proyecto ya que desconoce una serie de datos importantes sobre posibles negociaciones.

Personal.

En este apartado no se incluye partida puesto que los gastos de personal se incluyen en los costes horarios de los equipos de cantera.

Terrenos.

Se procederá a depositar de modo anual la cantidad de 20.170 € más IVA al Ayuntamiento de Valmadrid, de acuerdo a la propuesta de ocupación de Monte de Utilidad Pública.

Dirección facultativa y asistencia técnica.

Se encargará de velar por el cumplimiento del Reglamento de Normas Básicas de Seguridad Minera y mejorar productividad de la mina. Sus honorarios se deben considerar como íntegros e inherentes a la explotación minera proyectada. El coste anual será de 10.500 €.

Otros costos.

Aquí entraría los costos de licencias municipales, ampliaciones de proyectos, etc. Por lo variable de la partida no evaluaremos su montante.



9.5.- Costos Totales – RENTABILIDAD -:

Presentamos un cuadro representativo de todos los costos anuales que existirán en la explotación.

Nº Horas/ año	UNIDAD	€/Hora	Total €
1700	Dumper CAT-730	47	79.900
1.200	Retro CAT-330C	60	72.000
1700	Pala CAT-972	43	73.100
	Dirección Facultativa y Asistencia Técnica	10.500	10.500
	Fincas Arrendadas	20.170	20.170
TOTAL			255.670 €

Este dato económico nos indica que nuestro coste por tonelada de producción de la cantera para el año de producción de 150.000 m3 (330.000 tn) será de 0,77 €/tn para la extracción, si consideramos un coste de tratamiento y clasificación aproximado de 1,20 € / tn tendremos un coste total de 1,97, y si consideramos un precio medio del árido en planta de 5 € / tn la rentabilidad económica se ve garantizada por el margen del 60% sobre el costo total del proceso productivo.



10.- PRESUPUESTO:

De acuerdo a lo recogido en el presente Proyecto de Explotación de la Cantera "VALMADRID II" sita en el Termino Municipal de Valmadrid, Provincia de Zaragoza, se establece como presupuesto anual de la actividad, la cantidad de 255.670 € (DOSCIENTOS CINCUENTA Y CINCO mil SEISCIENTOS SETENTA euros).

Alcañiz a 11 de Agosto de 2025.

73153475C
EMILIO
ANTONIO
QUEROL (R:
B44180628)

Firmado digitalmente
por 73153475C
EMILIO ANTONIO
QUEROL (R:
B44180628)
Fecha: 2025.08.12
11:51:13 +02'00'

Emilio Querol Monfil
Ingeniero Técnico de Minas
Nº 257 Colegio de ARAGON

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALIDACIÓN ONLINE: gfeefoi5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>



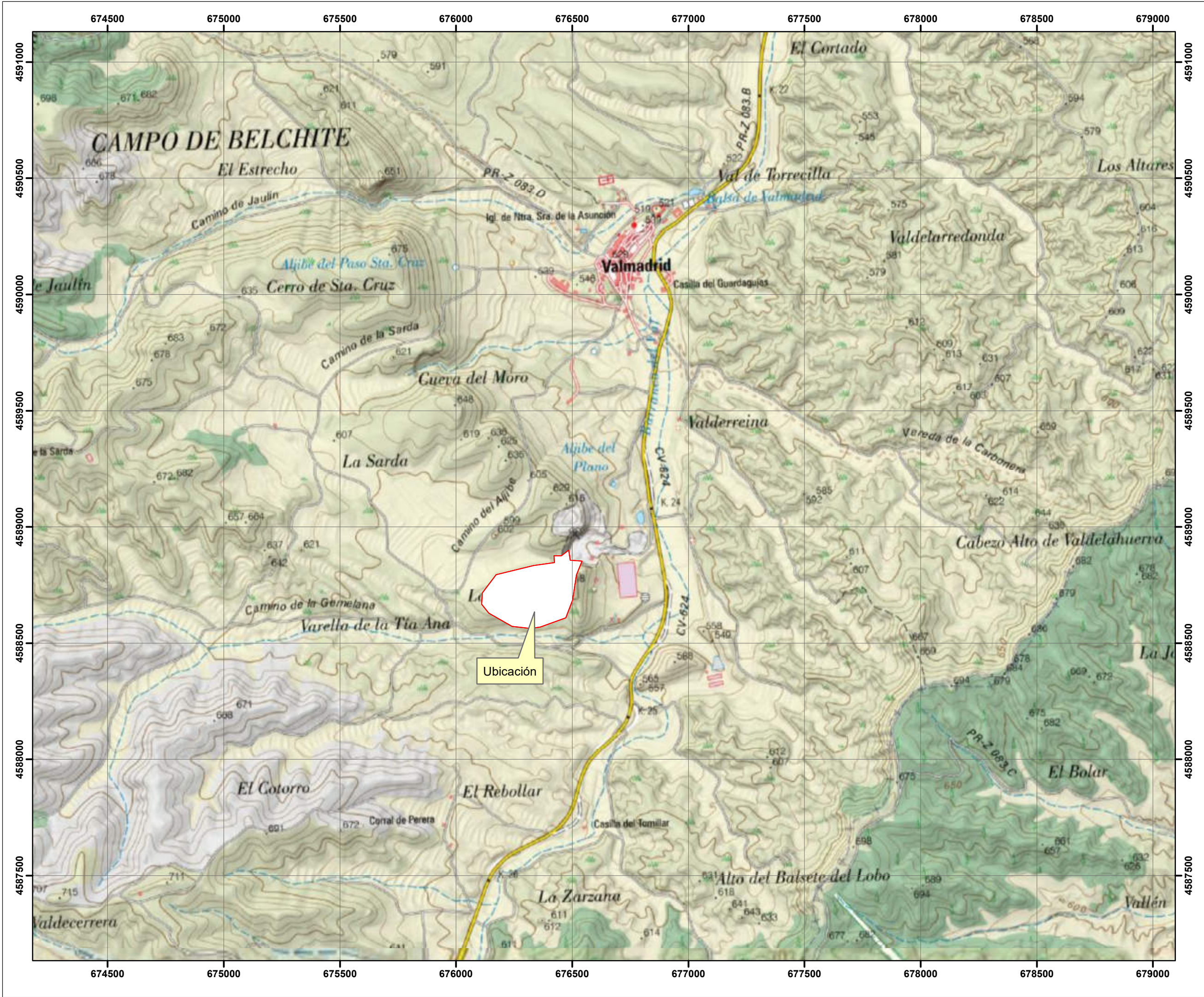


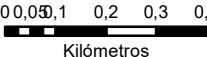
Excavaciones y Transportes David Pérez, S.L.

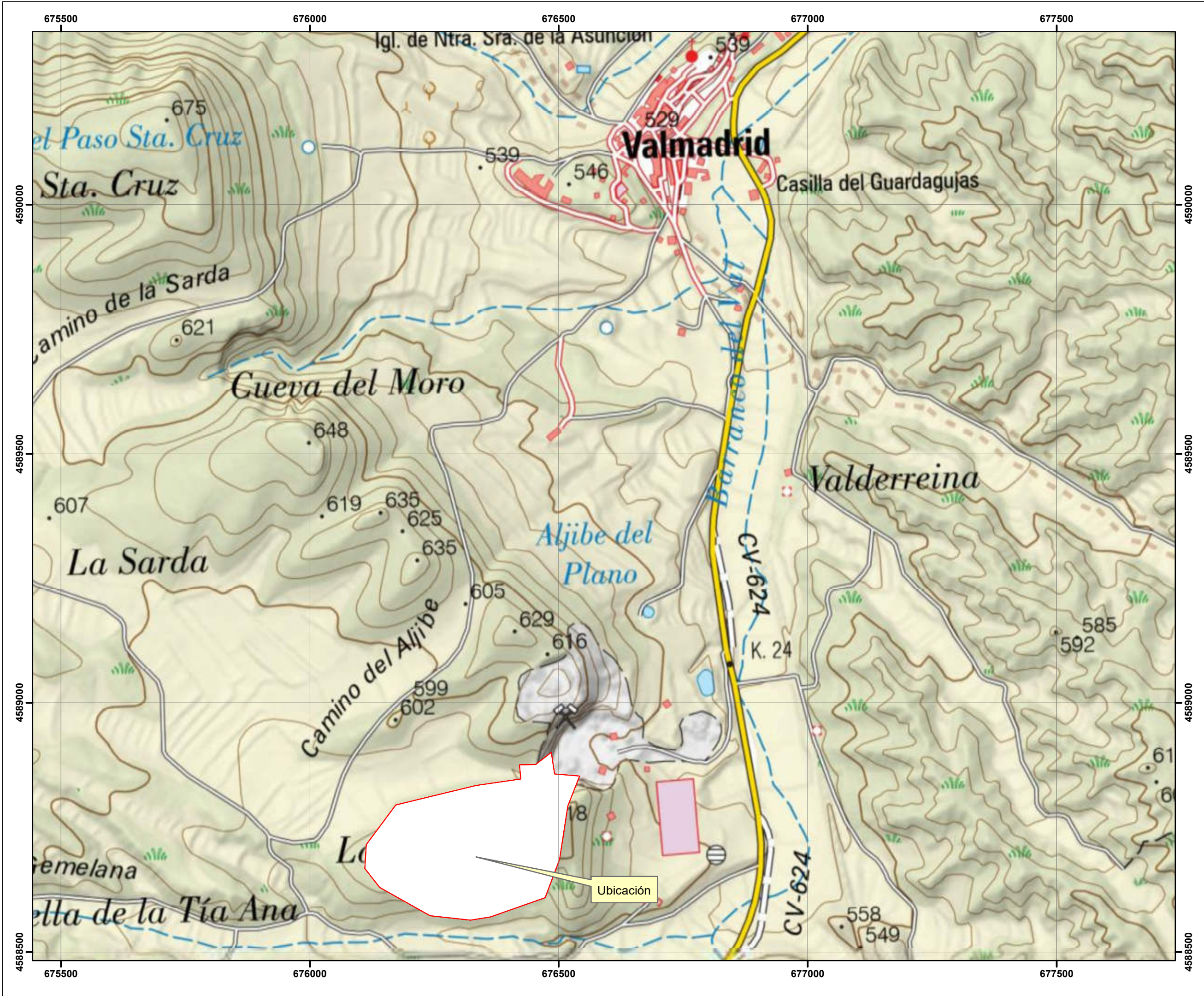


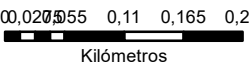
PROYECTO de EXPLOTACIÓN PLANOS

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALIDACIÓN ONLINE: gfeefoi5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

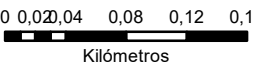


Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 1 UBICACIÓN
Escala	1:15.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

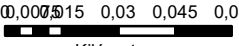


Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 2 ACCESOS
Escala	1:7.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 3 CATASTRAL
Escala	1:5.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  atm Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 4 ORTOFOTO
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  atm Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

4589000

4588500



676500

4589000

4588500

676500

VISADO
MINAS

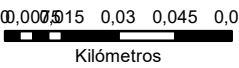


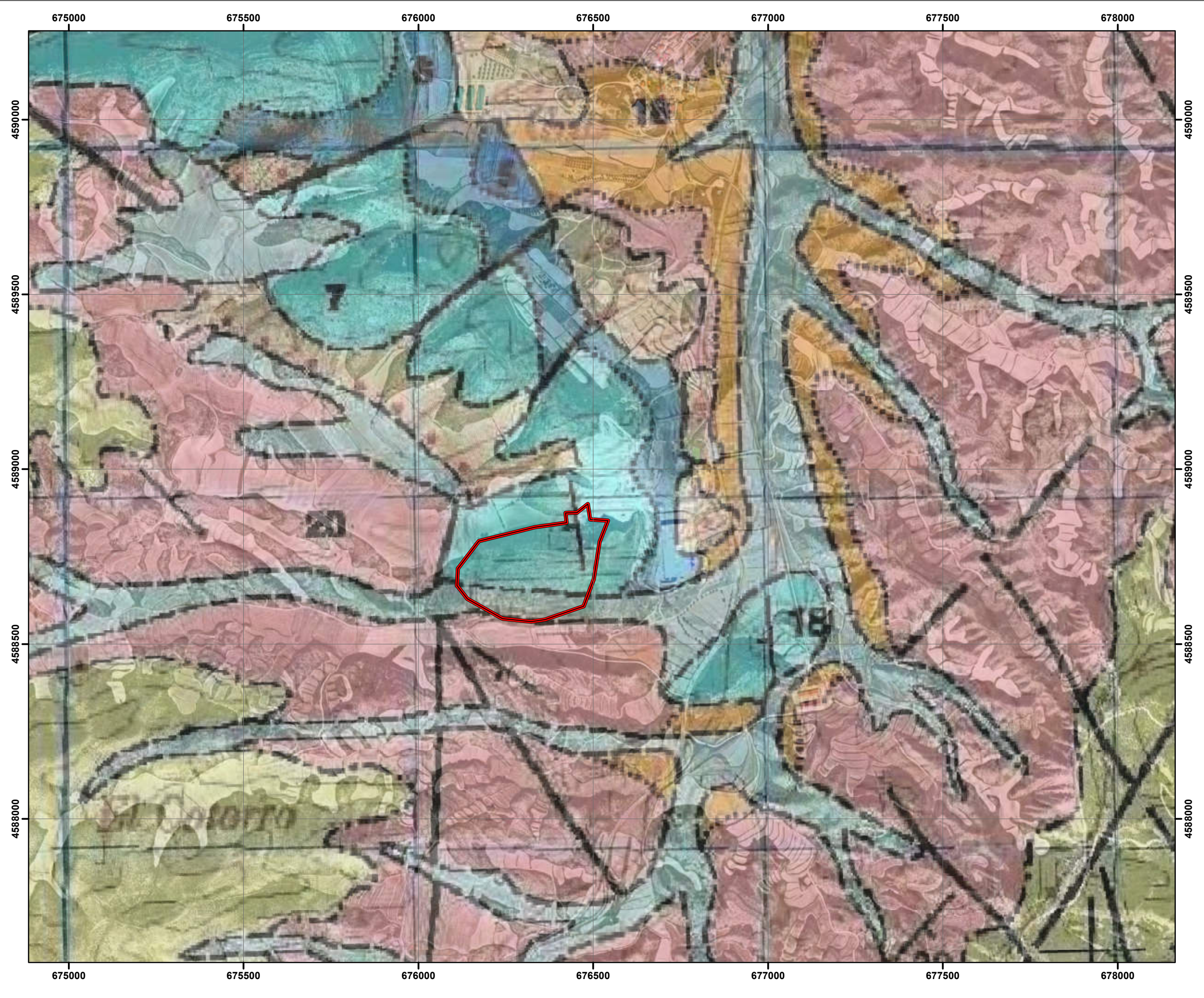
12/08/2025

E-VISADO

VEARA00030-25

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 5 PERIMETROS
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



VISADO
MINAS



12/08/2025

E-VISADO
VEARA00030-25

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 6 GEOLOGICO
Escala	1:10.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALIDACIÓN ONLINE: <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

676000

676500

4588500

676000

676500

4588500

VISADO
MINAS

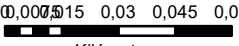


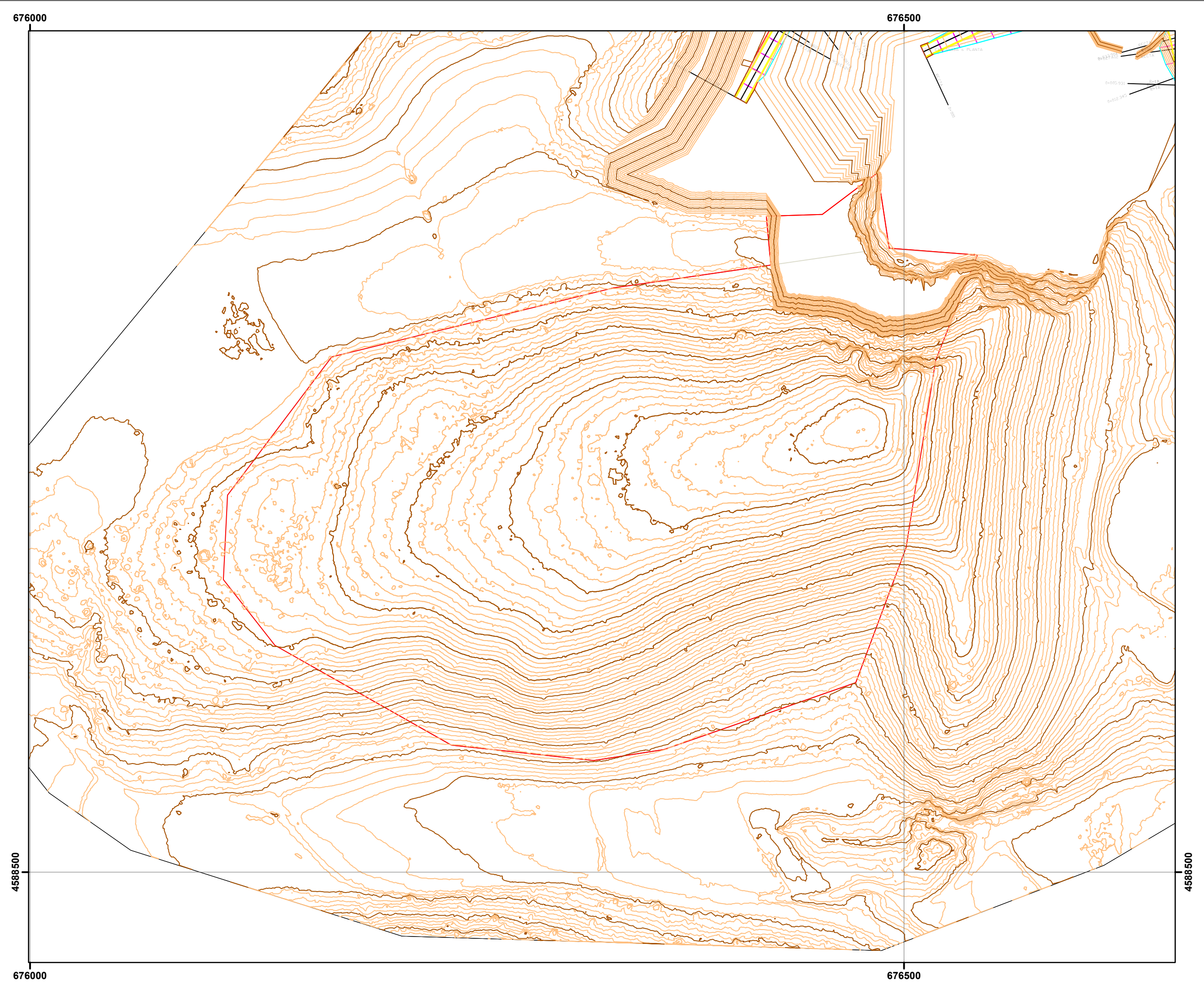
12/08/2025

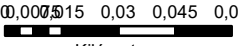
E-VISADO

VEARA00030-25

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALIDACIÓN ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 7 TOPOGRAFICO
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 8 VALMADRID II FASE 1
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

676000

676500

4588500

676000

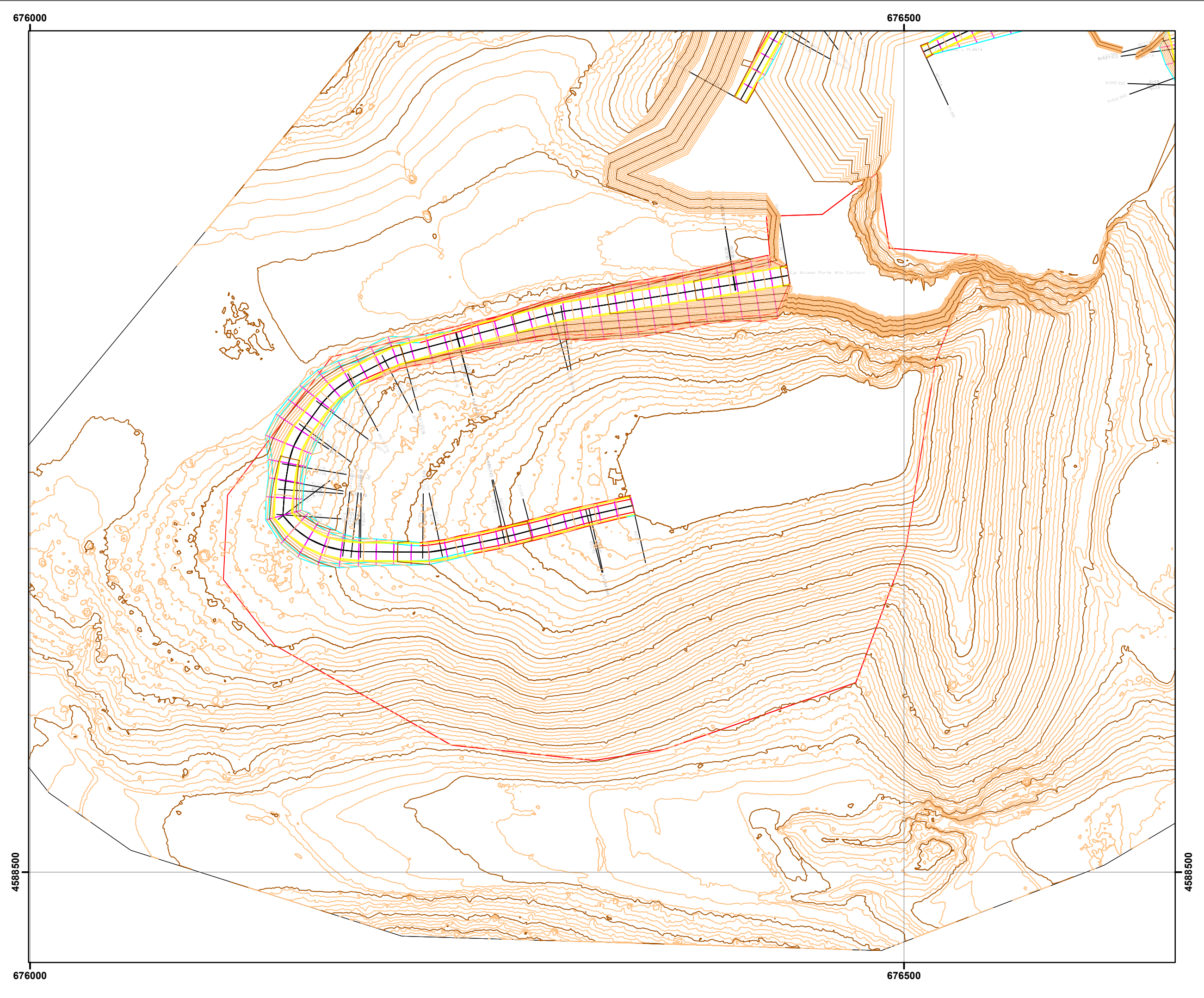
676500

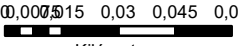
4588500



Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 9 VALMADRID II FASE 2
Escala	1:2.000 0,000 0,015 0,03 0,045 0,06 Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil atm Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 10 VALMADRID II FASE 3
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx> 12/08/2025

676000

676500

4588500

676000

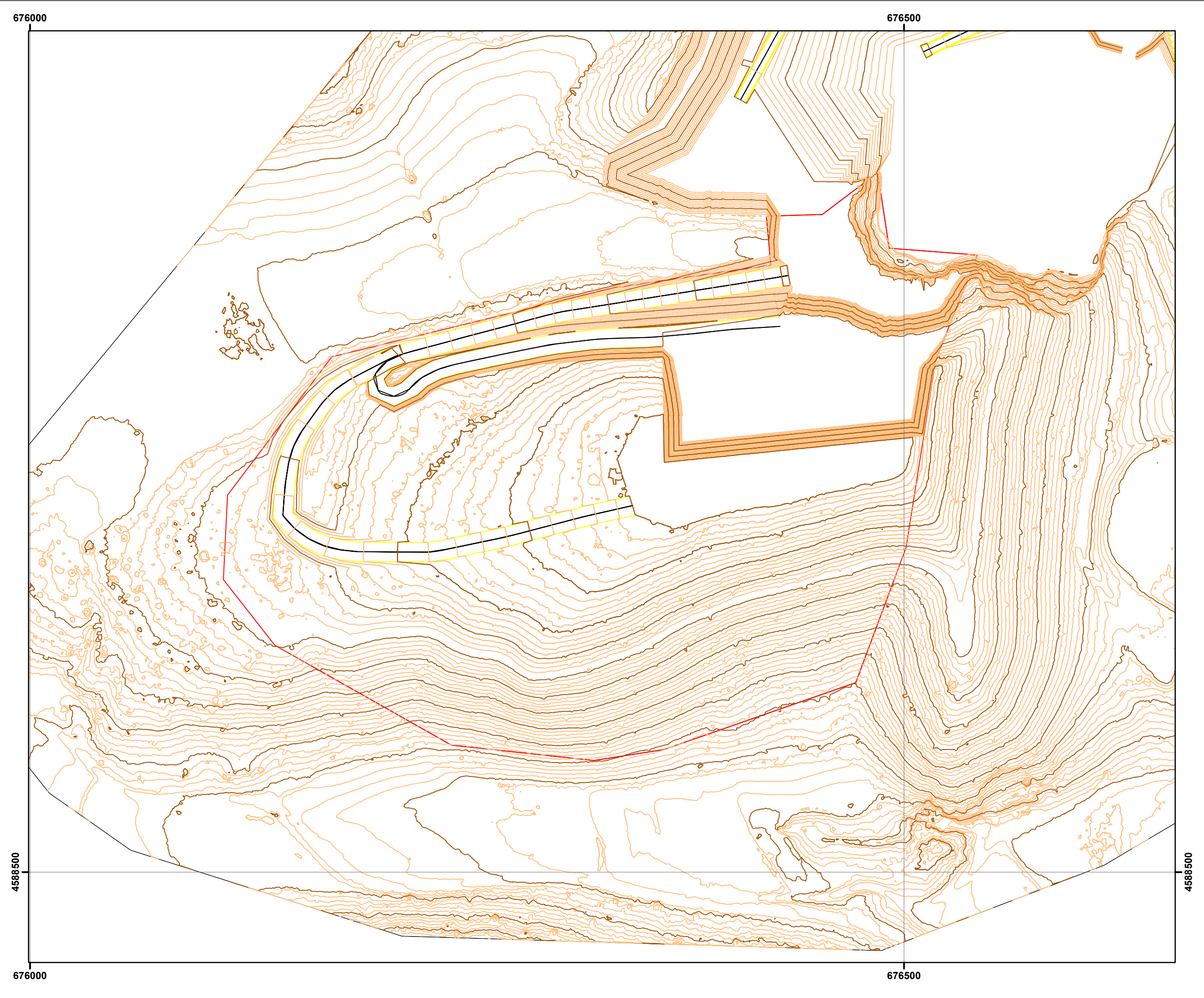
676500

4588500

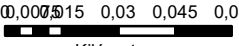


Document visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 11 VALMADRID II FASE 4
Escala	1:2.000 Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 12 VALMADRID II FASE 5
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

676000

676500

4588500

676000

676500

4588500



Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 13 VALMADRID II FASE 6
Escala	1:2.000 Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil atm Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

676000

676500

4588500

676000

676500

4588500

VISADO
MINAS

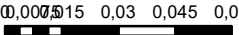


12/08/2025

E-VISADO

VEARA00030-25

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 14 VALMADRID II FASE 7
Escala	1:2.000  0,000 0,015 0,03 0,045 0,06 Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

676000

676500

4588500

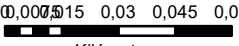
676000

676500

4588500



Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 15 VALMADRID II FASE 8
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

676000

676500

4588500

676000

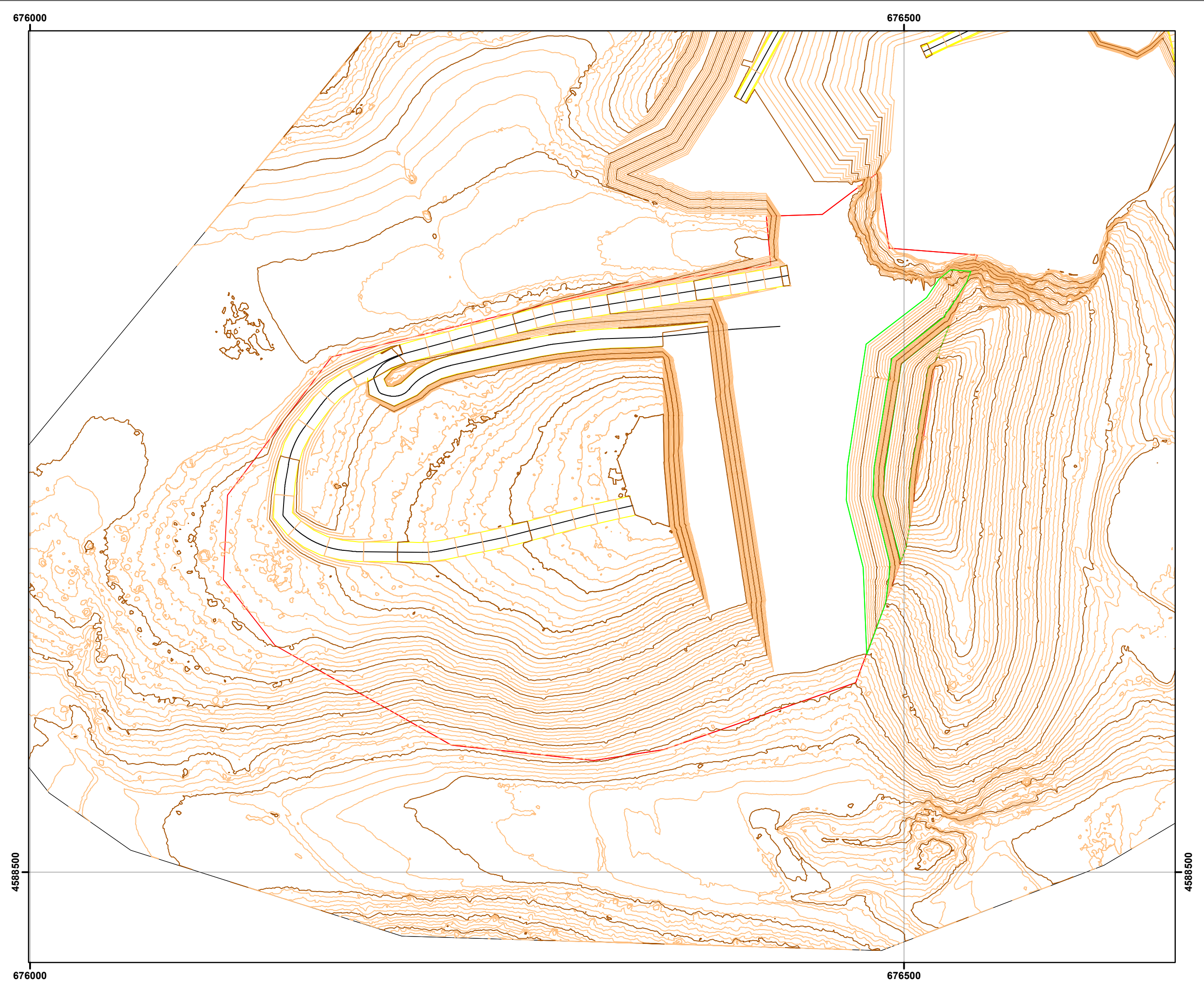
676500

4588500

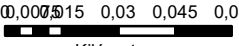


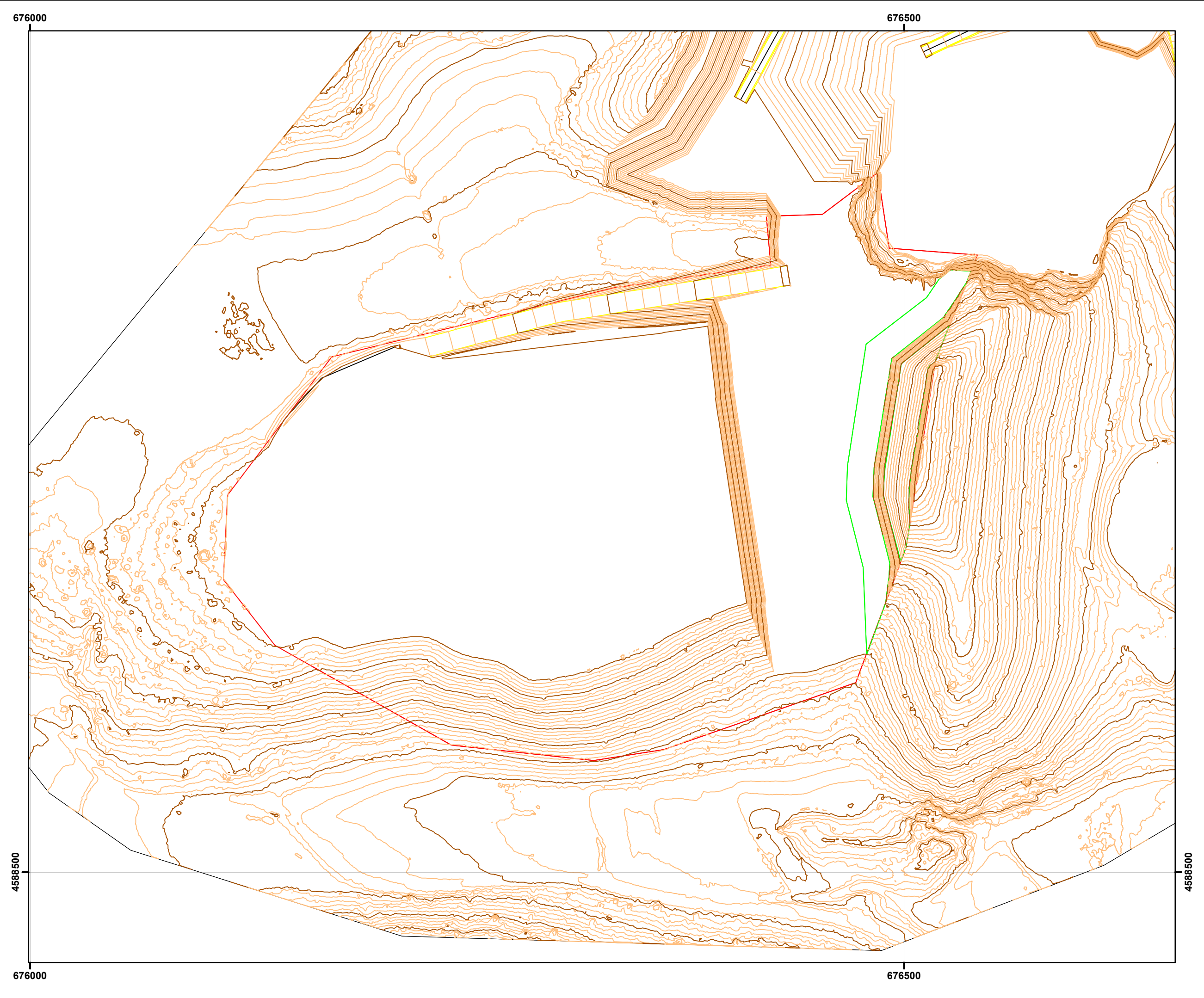
Document visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 16 VALMADRID II FASE 9
Escala	1:2.000 0,000 0,015 0,03 0,045 0,06 Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil atm Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

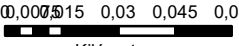


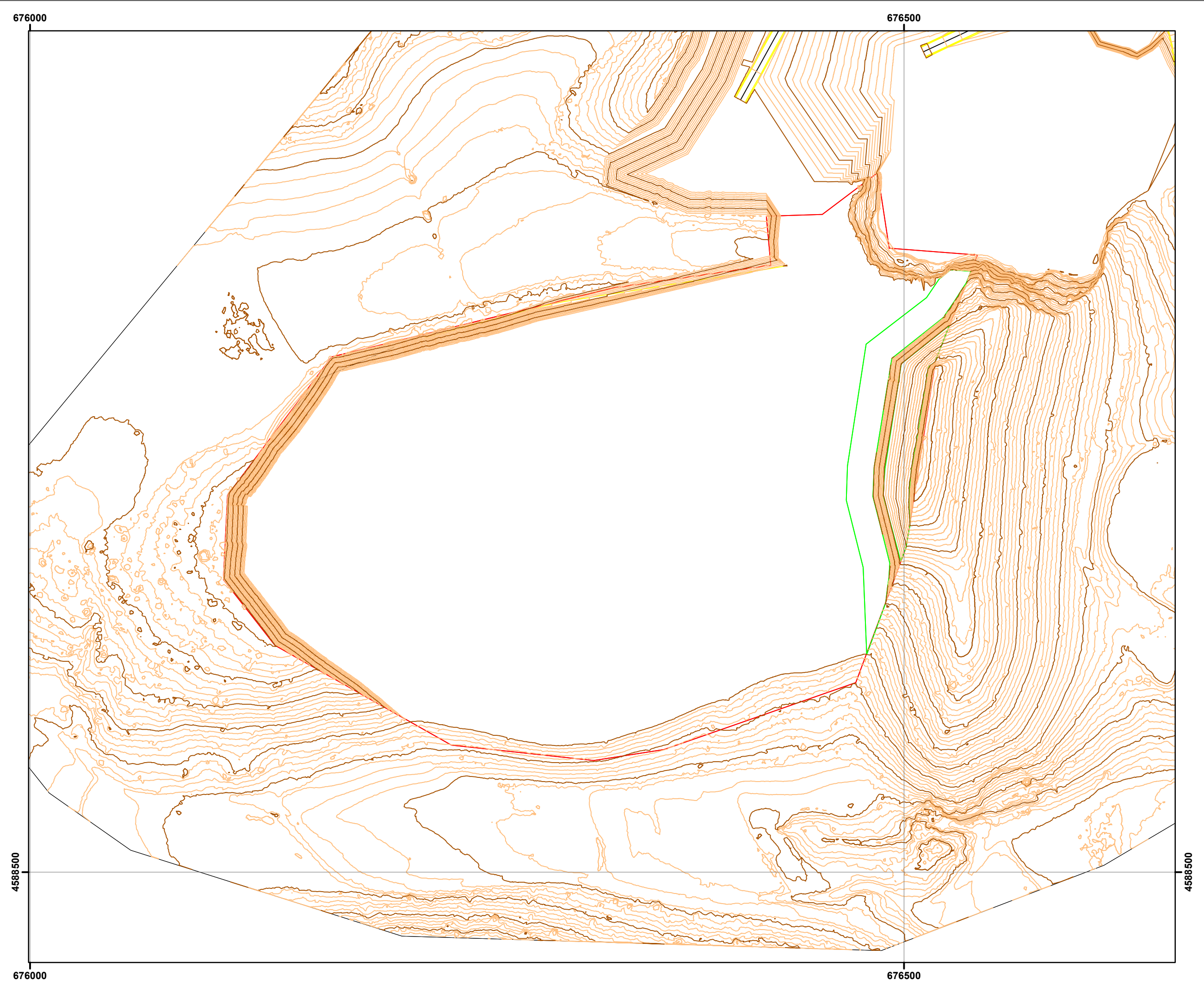
Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

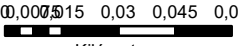
Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 17 VALMADRID II FASE 10
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

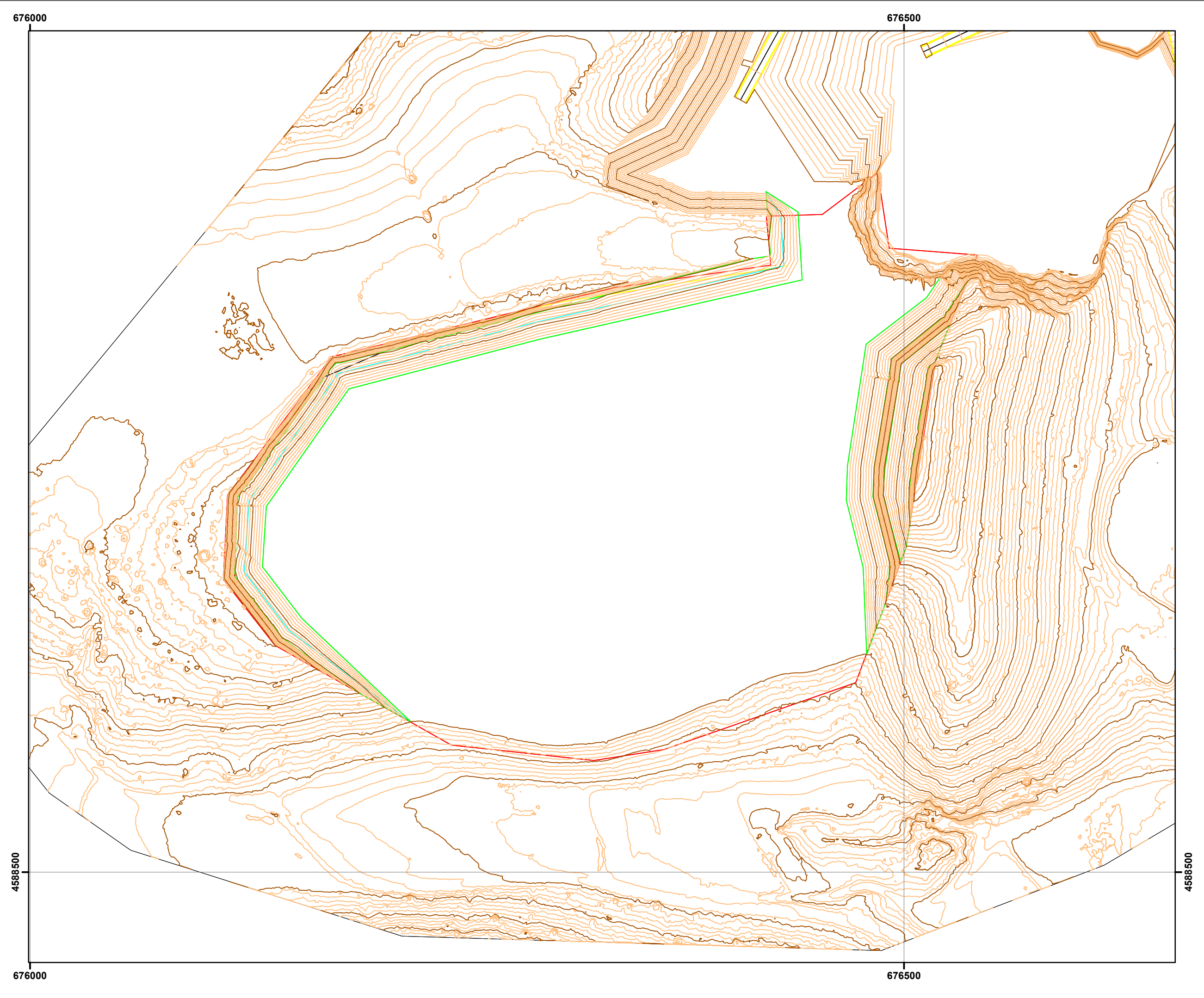


Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

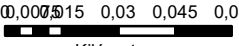
Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 18 VALMADRID II FASE 11
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

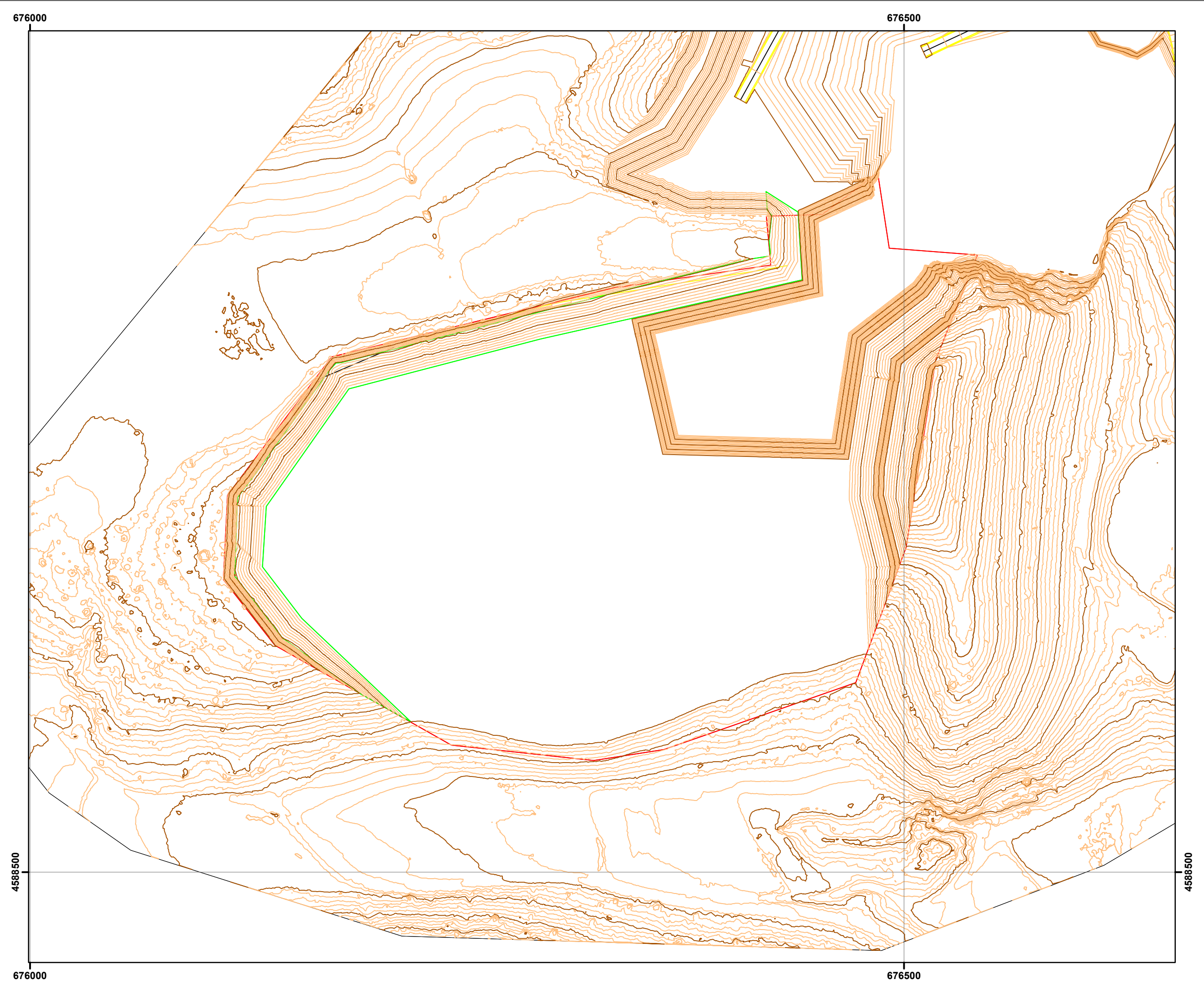


Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 19 VALMADRID II FASE 12
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

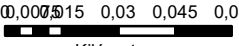


Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 20 VALMADRID II FASE 13
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx> 12/08/2025

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 21 VALMADRID II FASE 14
Escala	1:2.000  Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54

676000

676500

4588500

676000

676500

4588500

VISADO
MINAS

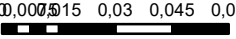


12/08/2025

E-VISADO

VEARA00030-25

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALMADRID ONLINE: gfpfo5j849202512817620 en http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx

Proyecto	PROYECTO de EXPLOTACIÓN VALMADRID II
Situación	VALMADRID (Zaragoza)
Promotor	 EXCAVACIONES y TRANSPORTES DAVID PÉREZ, S.L.
Plano	Datum ETRS 89 UTM Zona 30 Nº Plano : 22 VALMADRID II FASE 15
Escala	1:2.000  0,000 0,015 0,03 0,045 0,06 Kilómetros
Fecha	Agosto 2025
Consultora - Técnicos	Emilio Querol Monfil  Avd. Aragón nº 22 44600 Alcañiz (TE) 670 30 12 20 978 83 05 54



Excavaciones y Transportes David Pérez, S.L.



PROYECTO de EXPLOTACIÓN ANEXOS

Documento visado electrónicamente al colegiado nº 257. VALIDACIÓN ONLINE: gfeefoi5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>



ANEXO I.- Resolución Municipal de Ocupación de Monte de Utilidad Pública.



Sello de Oficina de Registro (1 de 1)
Ayuntamiento de Valmadrid
Fecha Firma: 29/11/2023
Hash: abcd3a02e17412e35b1142e99c75ed

VISADO
MINAS

E-VISADO
VEARA00030-25

12/08/2025

RECIBO

REGISTRO DE ENTRADA

OFICINA	Nº REGISTRO	FECHA Y HORA
Oficina Central de Registro	2023-E-RC-160	29/11/2023 11:38
RESUMEN		
Propuesta de Ampliación Cantera Valmadrid		
TERCERO	NIF/CIF/DIR3	NOMBRE
Interesado	B50620152	EXCAVACIONES Y TRANSPORTES DAVID PEREZ, S.L.

DOCUMENTOS

NOMBRE DEL FICHERO: Propuesta de Ampliación Cantera Valmadrid.pdf

TIPO DE DOCUMENTO: Solicitud

VALIDEZ: Original

CSV:

HUELLA DIGITAL: a3f4e03036de37c98eb0395a15149e90126a1323

DOCUMENTO FIRMADO ELECTRÓNICAMENTE

Cód. Validación: 395MMXXCMFCQW4R55Z7H2ZK
Verificación: <https://valmadrid.sedelectronica.es/>
Documento firmado electrónicamente desde la plataforma esPublico Gestiona | Página 1 de 1

VALIDACIÓN ONLINE: greefo5j849202512817620 en <http://coitm-aragon.e-visado.net/validacion.aspx>

Ayuntamiento de Valmadrid

CALLE IGLESIA Nº 9, Valmadrid. 50138 (Zaragoza). Tfno. 976 146 042. Fax:





ANEXO II.- Visualización de la Dinamica de Explotación.

ESTIMACIÓN CUBICACIÓN VALMADRID II por FASES de EXPLOTACIÓN

FICHERO	Observaciones	m3		TRABAJO
		DESMONTE	TERRAPLEN	
VALMADRID II ORIGEN	Origen partiendo EXPLOTACIÓN VALMADRID			
VALMADRID II Fase 0	Explanada Planta			
VALMADRID II Fase 0 A	Explanada Planta + Acceso Planta	150	5787	PREPARACIÓN
VALMADRID II Fase 0 B	Acceso Lateral a Planta	7406	11458	
VALMADRID II Fase 0 C	Acceso a Cantera	895	1829	

FICHERO	Observaciones	m3		TRABAJO
		DESMONTE	TERRAPLEN	
VALMADRID II Fase 1	Apertura banco 570	45.278	0	EXPLOTACIÓN
VALMADRID II Fase 2	Acceso lateral a cota 610	33.233	9.956	
VALMADRID II Fase 3	Rebaje de a cota 910	26.254	0	
VALMADRID II Fase 4	Acceso a banco 590	17.909	39	
VALMADRID II Fase 5	Avance PARCIAL del banco 590	135.375	328	
VALMADRID II Fase 6	Avance PARCIAL del banco 570	85.900	0	
VALMADRID II Fase 7	Avance PARCIAL del banco 590	162.460	6	
VALMADRID II Fase 8	RESTAURACIÓN Zona Este del banco 590	0	24.403	
VALMADRID II Fase 9	Avance PARCIAL del banco 570	227.337	656	
VALMADRID II Fase 10	RESTAURACIÓN Zona Este del banco 570	738	19.391	
VALMADRID II Fase 11	Avance COMPLETO del banco 590	401.279	471	
VALMADRID II Fase 12	Avance COMPLETO del banco 570	1.127.011	1.327	
VALMADRID II Fase 13	RESTAURACIÓN Zona Oeste del banco 570	7.370	24.881	
VALMADRID II Fase 14	Avance PARCIAL del banco 550	234.212	433	
VALMADRID II Fase 15	Avance COMPLETO del banco 550	1.141.739	0	
VALMADRID II Fase 16	RESTAURACIÓN TOTAL del banco 550	6.396	330.440	
VALMADRID II Fase 17	RESTAURACIÓN TOTAL PLANTA	4.485	8.737	
		3.656.976	421.068	
		Densidad	2,35	
		Toneladas Estimadas	8.593.894	

