

Promotor:
ÁRIDOS Y EXCAVACIONES VICUÑA, S.L.



**PROYECTO DE EXPLOTACIÓN
AMPLIACIÓN GRAVERA "VICUÑA-I"**
Andosilla (Navarra)
(Ref.: 2020/109)

JUNIO 2.020



Servicios Minero Ambientales del Ebro, S.L.
Avda. Gran Vía, 51, entrplta. pta. 2, izq.
C.P.: 26.005, Logroño, La Rioja.
Tif.: 941 20 75 48
e-mail: gerencia@ingenieriaebro.com

PROYECTO DE EXPLOTACIÓN

AMPLIACIÓN GRAVERA

“VICUÑA-I”

JUNIO 2.020

T.M. de Andosilla (Navarra)

Promotor:

ARIDOS Y EXCAVACIONES VICUÑA, S.L.

INDICE:

1. – MEMORIA	3
1.0. INTRODUCCIÓN.	4
1.1. ANTECEDENTES.	5
1.2. TITULAR DE LA EXPLOTACIÓN.	9
1.3. NORMATIVA APLICABLE.	9
1.4. RECURSO A EXPLOTAR.	10
1.5. CLASE Y EMPLAZAMIENTO DE LA EXPLOTACIÓN.	10
1.6. TERRENOS.....	11
1.7. PERSONAL.....	25
1.8. PRODUCTOS OBTENIDOS.	26
1.9. JORNADA LABORAL.	26
1.10. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	26
1.11. PLANIFICACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN.	30
1.12. OPERACIONES DE DESMONTE.....	38
1.13. DEFINICIÓN DE TALUDES.....	40
1.14. ESCOMBRERAS.	57
1.15. PRESAS, BALSAS Y DEPÓSITOS DE LODOS.	57
1.16. PISTAS Y ACCESOS.	58
1.17. INFRAESTRUCTURAS DE DRENAJE Y DESAGÜE.	63
1.18. INSTALACIONES	80
1.19. MEDIOS PARA LA REDUCCIÓN DEL POLVO.	81
1.20. MEDIOS PARA LA REDUCCIÓN DEL RUIDO.....	85
2. – ANEXOS.....	91
2.1. GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO.	92
2.2. ESTUDIO HIDROGEOLÓGICO.	99
2.3. ESTUDIO GEOTÉCNICO DE ESTABILIDAD.....	101
2.4. ESTUDIO HIDROLÓGICO.	116
2.5. ANTEPROYECTO DE ABANDONO.....	116
3. – CALCULOS JUSTIFICATIVOS	118
3.1. EVALUACIÓN DE RESERVAS EXPLOTABLES.....	119
3.2. RITMO Y VIDA DE LA EXPLOTACIÓN.....	127
3.3. PISTAS Y ACCESOS.	127

3.4. CALCULOS GEOTÉCNICOS DE ESTABILIDAD DE BANCO, GENERAL DE TRABAJO Y FINAL Y JUSTIFICACIÓN DE ANCHOS DE BERMAS Y PLATAFORMAS DE TRABAJO.	134
3.5. DIMENSIONAMIENTO Y JUSTIFICACIÓN DEL PARQUE DE MAQUINARIA.	136
3.6. CÁLCULO DE LA VOLADURA.	144
3.7. OTROS CÁLCULOS.	144
4. – RELACIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIA	145
4.1. RELACIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIA.	146
5. – ESTUDIO ECONOMICO.....	150
5.1. ESTUDIO ECONÓMICO.	151
6. – INSTALACIONES	159
6.1. INSTALACIONES.....	160
7. – PRESUPUESTO	161
7.1. PRESUPUESTO EXPLOTACIÓN.	162
8. – PLANOS.....	177
8.1. PLANOS.....	178

1. – MEMORIA

1.0. INTRODUCCIÓN.

A la hora de llevar a cabo la redacción del presente Proyecto de Ampliación de la Explotación de gravas y arenas "VICUÑA-I", sita en el t.m. de Andosilla, Navarra, se siguen las indicaciones recogidas en la página web del Gobierno de Navarra, sobre explotaciones de la sección A), concretamente en el apartado de Documentación y Tramitación, Documentación Técnica: http://www.navarra.es/home_es/servicios/ficha/2956/Autorizacion-de-aprovechamiento-de-recursos-mineros-de-la-seccion-A#documentacion, en el punto de Documentación Técnica se indica que el proyecto de explotación "Deberá redactarse con arreglo a la Guía para la elaboración del proyecto de explotaciones a cielo abierto".

Siguiendo estas indicaciones, se ha tomado como índice para este proyecto de explotación la Guía indicada, ajustándose a los diferentes apartados de las I.T.C. M.I.E. S.M. 07.1.02 "TRABAJOS A CIELO ABIERTO. Proyecto de Explotación" e I.T.C. M.I.E. S.M. 07.1.03 "TRABAJOS A CIELO ABIERTO. Desarrollo de las labores".

Esta Guía para la elaboración del proyecto de explotaciones a cielo abierto establece un orden de capítulos a desarrollar, como son:

1. Memoria.
2. Planos.
3. Anejos.
4. Cálculos Justificativos.
5. Relación de Equipos y Maquinaria.
6. Estudio Económico.
7. Presupuesto.
8. Instalaciones.

Los puntos del índice de la guía se han complementado con otros que creemos necesarios para el adecuado entendimiento del proyecto.

En el caso que nos atañe se ha decidido desplazar el apartado de Planos al final del documento, dejando la parte de redacción en primer lugar y la parte gráfica al final del mismo.

El equipo redactor de este proyecto entiende que esta modificación facilita la búsqueda de los datos a la vez que mejora la presentación del documento.

1.1. ANTECEDENTES.

La empresa ÁRIDOS Y EXCAVACIONES VICUÑA S.L. fue constituida con objeto de dedicarse a la actividad extractiva para el abastecimiento al sector de la construcción. Es por ello la búsqueda de gravas y arenas reconocidas en la ampliación de la explotación "VICUÑA-I" –con el objeto de dar respuesta a las necesidades, con unos costes de transporte más razonables-, ha sido la causa que ha motivado a la empresa promotora del presente proyecto de ampliación a adquirir la parcela nº 347 del polígono nº 2 de Andosilla, que junto con las nº 338 y 339 del mismo polígono y sobre las que tienen derechos constituirán la nueva ampliación de la explotación "VICUÑA-I".

La explotación VICUÑA-I fue autorizada por la sección de Minas del Gobierno de Navarra en el año 2005, Resolución 890/2005, de 18 de mayo, del Director General de Industria y Comercio, para las parcelas 344 y 350 del polígono nº 2 de Andosilla, posteriormente y tras una serie de permutas de parcelas y tras acuerdos con la empresa Canteras y Hormigones Vre, S.A.(VRESA), auspiciados por el Gobierno de Navarra, se solicitó una primera ampliación de la explotación que fue autorizada por la sección de Minas del Gobierno de Navarra en el año 2010, mediante la Resolución 969/2010, de 28 de abril, de la Directora General de Empresa, ampliando la autorización para la parcela 349 y las zonas permutadas de las parcelas 353 y 354 del polígono nº 2 de Andosilla. El **documento del acuerdo** de 2008 se puede consultar **en el Tomo de Documentación** que se entrega junto con este proyecto.

El 10 de agosto del 2016 la sección de Minas realizó una visita de inspección a la gravera y la planta de tratamiento, fruto de la cual el 3 de octubre del mismo año se hizo entrega a la empresa de un informe con una serie de conclusiones sobre la misma, entre las cuales se indicaba que los trabajos no se estaban desarrollando como señalaba el proyecto en vigor, por lo que se debía presentar una modificación del mismo con un nuevo horizonte temporal. También se debía incluir una modificación del plan de restauración, así como debía adecuarse y legalizarse la planta de tratamiento vinculada a la explotación.

La empresa ha realizado los trabajos y labores necesarias para cumplir con lo solicitado desde la sección de minas, incluyendo un nuevo proyecto de explotación, con modificación del plan de restauración, y una memoria de la planta de tratamiento, clasificación y lavadero de áridos asociadas a la explotación minera.

Mediante la Resolución 57/2019, de 6 de mayo del 2019, de la Directora General de Industria, Energía e Innovación autorizó ampliar el periodo de autorización de explotación de recursos mineros en sección A) "Vicuña-I" en Andosilla hasta el 28 de abril del 2027.

Junto a dicha autorización se requirió a la empresa la presentación, en un periodo inferior a 18 meses, a contar desde el día siguiente a la notificación de la Resolución 57/2019, de un nuevo proyecto de explotación, estudio de impacto ambiental y plan de restauración que incorpore la parcela 347 del polígono 2 de Andosilla.

En el escrito de 4 de abril del 2019 se indicó que: "La empresa ha adquirido recientemente una parcela (nº 347 del polig. nº 2 de Andosilla) en la zona de la explotación Vicuña-I, de tal modo que dicha parcela une el hueco minero con otras parcelas (nº 339 y 338 del polig. nº 2 de Andosilla) que ya tenía la empresa para así poder crear una explotación mayor y poder realizar un aprovechamiento más racional de los recursos mineros, poder seguir con la actividad empresarial y poder realizar una restauración final más adecuada y que pueda integrarse de mejor manera en el entorno."

Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L. intentó durante el año 2019 adquirir las parcelas nº 345 y 346 del polígono nº 2 de Andosilla (azul) y entonces pertenecientes a VRESA, pero finalmente no se pudo llegar a un acuerdo satisfactorio para ambas partes por lo que no se realizó la adquisición.

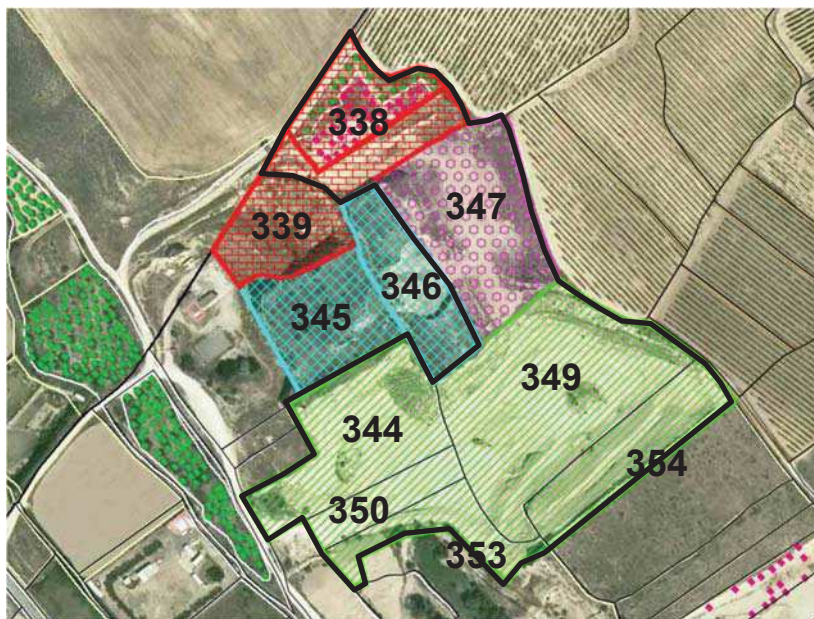


Ilustración 1: En verde VICUÑA-I, en rojo parcelas sobre las que tiene los derechos la empresa, en fucsia la nueva parcela adquirida, y en azul las parcelas que se intentaron adquirir a VRESA. También se ha marcado el perímetro de ocupación de la explotación en negro.

Este proyecto de ampliación de la explotación, junto con el estudio de impacto ambiental y plan de restauración serán entregados al órgano sustantivo a fin de poder obtener las autorizaciones correspondientes para la nueva ampliación de la explotación.

Actualmente la empresa no dispone de ninguna otra explotación para obtener materiales, por lo que en vista de las previsiones futuras del negocio, el promotor considera imprescindible para poder seguir desarrollando su actividad el disponer de la autorización de un aprovechamiento propio de

gravas y arenas en las proximidades de su planta de tratamiento para reducir costes de transporte y especialmente cerca de sus potenciales clientes, que se centran en la zona de Andosilla, San Adrián, Cárcar, Sartaguda, Lerín, ... (Navarra) y la zona de Calahorra (La Rioja) y sus alrededores.

La empresa desea seguir trabajando en su municipio natal, Andosilla, por lo que ha motivado a la empresa promotora a adquirir la parcela para poder seguir desarrollando su labor en dicha zona.

Se pretende ampliar la explotación en esta zona donde ya se tiene experiencia minera y se conoce la calidad del material extraído.

En la zona existen varias explotaciones activas de áridos: "Muga de Cárcar", "Vallaliebres" y "El Montecillo" y también en tramitación: "Picón-Yasa 2", todas a menos de 3,5 km de "VICUÑA-I".

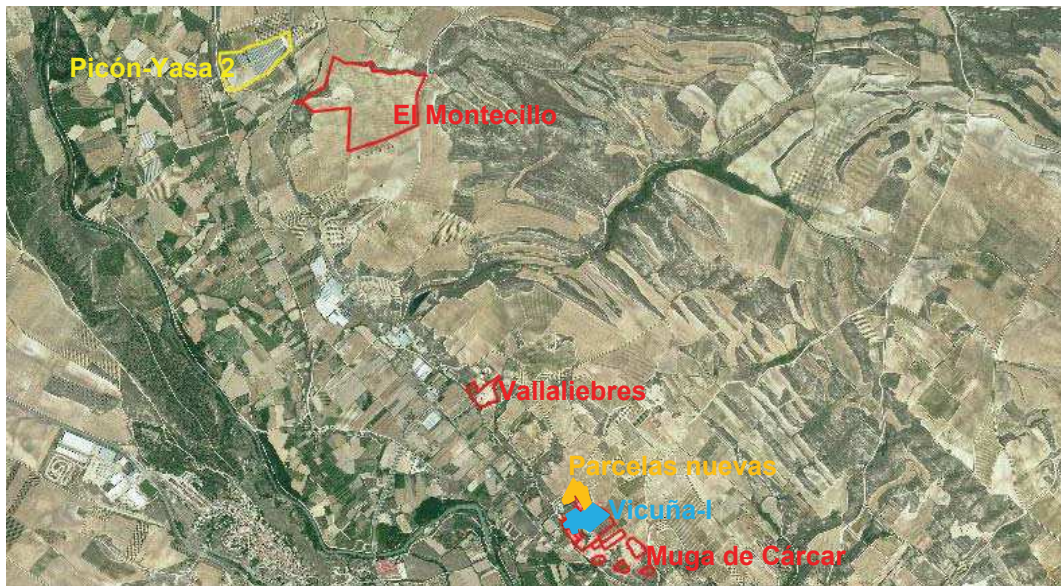


Ilustración 2: Ubicación explotación próximas a VICUÑA-I y nuevas parcelas. IDENA 07/05/2020

No se ha realizado investigación alguna, ya que la explotación "Vicuña-I" viene explotándose de forma ininterrumpida desde hace más de quince años, y se conoce el material a extraer y la calidad del mismo, en este caso podemos decir que la investigación realizada es el día a día de esta explotación.

La empresa dispone del marcado CE de los áridos que se producen en la planta de tratamiento asociada a esta explotación de "VICUÑA-I" y de la que se alimenta.

Según los datos estudiados podemos concluir estableciendo el siguiente corte geológico:



Ilustración 3: Corte geológico y vista de la existencia del recurso en la explotación.

El objeto principal de este Proyecto es la descripción general de la explotación tal como indica el actual Reglamento General para el Régimen de la Minería, de cara, a la obtención de permisos y autorizaciones pertinentes, ante el organismo competente:

- Gobierno de Navarra, Sección de Minas, de conformidad con lo establecido en la Ley 22/1973, de 21 de julio, de Minas y en el Reglamento General para el Régimen de la Minería, a fin de ejercer el aprovechamiento del recurso citado, gravas y arenas, de la Sección A).
- El Excelentísimo Ayuntamiento de Andosilla, Navarra.

El presente Proyecto comprende los estudios y datos preliminares necesarios para justificar y definir la explotación, características generales y medidas de seguridad previstas. Dirigido y firmado por un técnico titulado competente.

1.2. TITULAR DE LA EXPLOTACIÓN.

ÁRIDOS Y EXCAVACIONES VICUÑA S.L con C.I.F. B-31414592, y domicilio social en la calle Ramón y Cajal 44, Andosilla (Navarra), es quien encarga la elaboración del presente Proyecto de Modificación de la Explotación de Gravas y Arenas "VICUÑA I", sita en el término municipal de Andosilla (Navarra), para su estudio y aprobación, por la Sección de Minas del gobierno de Navarra.

Nombre:	Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L.
Dirección:	Ramón y Cajal, 44. Andosilla, Navarra. C.P. 31261
Teléfono:	948690531
CIF:	B-31414592
Representante:	David Vicuña Morales. D.N.I.: 16015958-T
Móvil:	630975470
Capital Social:	201.278,95 €
Nº Cuenta Cotización S.S.:	0111 31100201230

1.3. NORMATIVA APLICABLE.

Al redactar el presente proyecto y en su ejecución se tendrán en cuenta las siguientes Reglamentaciones específicas:

- Ley 22/1973 de 21 de julio, de Minas.
- Reglamento General para el Régimen de la Minería aprobado por el Decreto 2857/1978 de 25 de agosto.
- Reglamento de policía minera y metalúrgica.
- Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera y sus Instrucciones Técnicas Complementarias, aprobado por el Real Decreto 863/1985, de 2 de abril.
- Ley 21/2013, de 9 de diciembre, de evaluación ambiental.
- Real Decreto 2994/82 de 15 de octubre sobre Restauración del Espacio Natural afectado por actividades mineras.
- Reglamento de Actividades Molestas, Insalubres, Nocivas y Peligrosas regulado por el Decreto 2414/1961 de 30 de noviembre.
- Ley 38/1.972 de Protección del Ambiente Atmosférico y Decreto y Orden Ministerial que la desarrolla.
- Real Decreto 1131/1988 de 30 de septiembre por el que se aprueba el Reglamento para la ejecución del Real Decreto 1302/1986
- Real Decreto 1389/97 sobre disposiciones mínimas destinadas a proteger la Seguridad y Salud de trabajadores en actividades mineras.
- Plan especial de Protección del Medio Ambiente Natural en Navarra y Las Normas Urbanísticas Regionales.

1.4. RECURSO A EXPLOTAR.

El recurso a explotar del presente Proyecto se centra en las gravas y arenas del Cuaternario existentes en la zona. Esta actividad minera de extracción, generará un recurso que, podrá ser utilizado directamente como materiales para hormigón y otros, previo tratamiento en la planta que la empresa dispone en las proximidades, para la venta a terceros o empleo directo en obras.

La producción anual prevista será de unos 10.000 m³ de áridos, y las reservas estimadas son:

Fase	Volumen Reserva (m³)
1	67.931
2	53.621
Total	121.552

1.5. CLASE Y EMPLAZAMIENTO DE LA EXPLOTACIÓN.

Según la clasificación CNAE – 2009, esta industria podríamos definirla como: 0812 Extracción de gravas y arenas; extracción de arcilla y caolín, que también comprende:

- Extracción y dragado de arena industrial, arena para la construcción y grava.
- La trituración y molido de grava.
- La extracción de arena.
- La extracción de arcilla, tierras refractarias y caolín.

Esta clase no comprende:

- La extracción de arena bituminosa.

El Proyecto de ampliación de "VICUÑA-I" se ubica en terrenos del término municipal de ANDOSILLA (Navarra), concretamente en el paraje denominado PLANILLOS.

El acceso a la gravera se realiza preferentemente a través de la planta de tratamiento, siguiendo la pista que une ambas instalaciones, de esta forma ni la pala retroexcavadora ni los camiones que transportan el material desde la gravera hasta la planta de tratamiento emplean la NA-8715. Este es el acceso que se usa habitualmente. Este recorrido tiene una longitud de 1.469 m y el firme es de gravas compactadas.

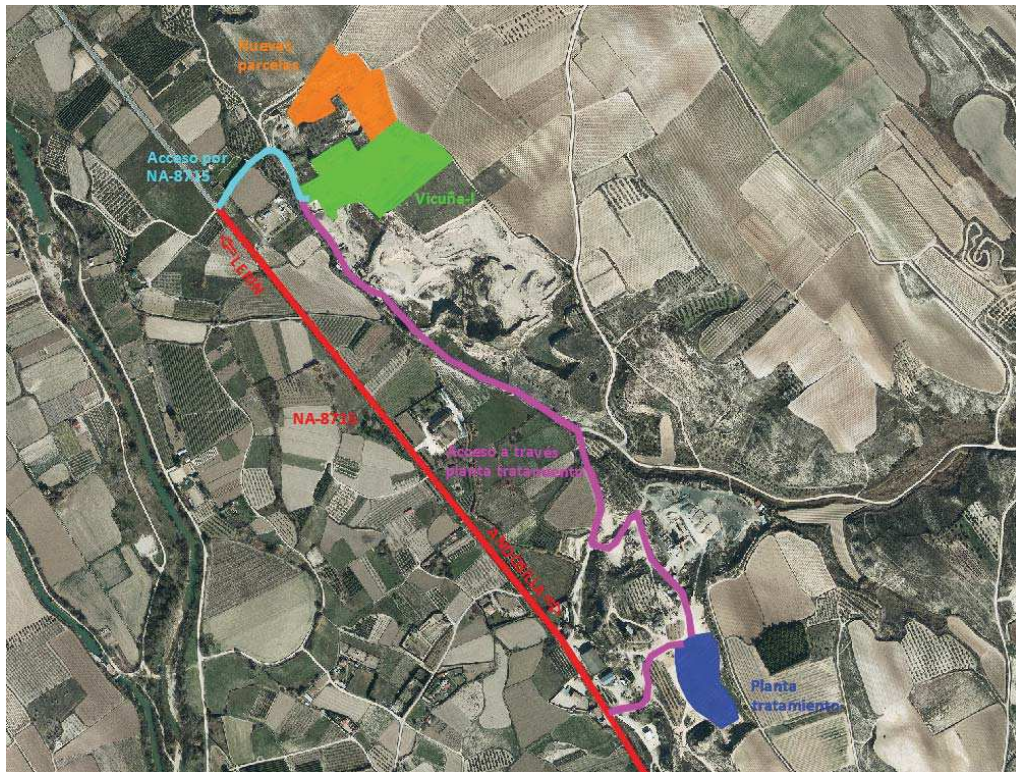


Ilustración 4: En rosa acceso a VICUÑA-I (verde) y parcelas de la ampliación (naranja) a través de la planta de tratamiento (azul oscuro). En azul clarito sería el acceso desde la carretera NA-8715, Andosilla-Lerín (en rojo).

También es posible llegar desde Andosilla empleando la NA-8715, en ese caso seguimos la carretera sentido Andosilla-Lerín, y a la altura el punto kilométrico 1,0, margen derecho se toma la pista y se sigue durante unos 138 m y se gira a la derecha y tras recorrer otros 115 m aproximadamente se llega a la entrada de la gravera. Este acceso se usa exclusivamente cuando accedemos con coche a la gravera desde Andosilla.

1.6. TERRENOS.

La relación de parcelas afectadas por la explotación es la siguiente:

- Vicuña-I: 344, 349, 350, 353 parcial y 354 parcial, del polígono nº 2 de Andosilla.
- Nuevas parcelas, Ampliación: 338, 339 y 347, del polígono nº 2 de Andosilla.

Parcelas	Superficie parcela (m ²)	Superficie Ocupación (m ²)	Superficie Explotación (m ²)
344	6.247,80	5.040,78	4.358,76
349	10.659,66	10.659,66	10.272,78
350	1.813,86	1.813,86	1.753,80
353 parcial	9.340,89	2.455,85	1.929,93
354 parcial	10.709,86	4.064,73	3.579,98
Total Vicuña-I	38.772,07	24.034,88	21.895,25

Las parcelas 353 y 354 se han indicado como parcial debido al acuerdo alcanzado en el año 2008 entre Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L. y Canteras y Hormigones Vre, S.A.

En la parcela 344 hay un talud de unos 28 m de alto y más de 80º de pendiente, en el acuerdo alcanzado en el año 2008, este talud sería explotado por Canteras y Hormigones Vre, S.A. cuando explotara la parcela 345.

El acuerdo mencionado se refiere al acuerdo al que llegaron las empresas Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L. (Vicuña) y Canteras y Hormigones Vre, S.A. en el año 2008.

Dicho acuerdo fue requerido por el Departamento de Desarrollo Rural y Medio Ambiente en coordinación con el Servicio de Seguridad Industrial (Sección de minas), ambos del Gobierno de Navarra, para presentar una solución conjunta de cara a un aprovechamiento más racional de los recursos mineros y que además facilitara la restauración de la zona actual y futura.

Ambas empresas habían adquirido parcelas en la zona que debido a su tamaño o ubicación hacían imposible una explotación racional y segura de los recursos mineros y la futura rehabilitación de la zona.

Parcelas	Superficie parcela (m ²)	Superficie Ocupación (m ²)	Superficie Explotación (m ²)
338	3.058,88	2.817,38	2.232,95
339	5.679,22	2.453,97	2.085,53
347	7.125,77	7.125,77	6.438,40
Total Ampliación	15.863,87	12.397,12	10.756,88

En la guía para la elaboración del proyecto de explotación a cielo abierto se indica que habrá que especificar la superficie a ocupar el primer año y la total prevista al finalizar la explotación en m².

Durante el primer año se continuará explotando en la zona que está actualmente alterada ya que se trata de una ampliación de una explotación que está ya autorizada y trabajando. El terreno ya en explotación es de unos 21.895,25 m² y se corresponde con Vicuña-I y está previsto explotar otros 10.756,88 m² que se corresponden con la ampliación.

Las parcelas 338 y 347 pertenecen a Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L., mientras que la nº 339 pertenece a Dña. M^a Pilar Morales Esparza, natural de Andosilla y que ha firmado un contrato privado con Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L. para la cesión de explotación de la parcela rústica nº 339 del

polígono nº 2 de Andosilla, que se adjuntará a esta documentación, por lo tanto, la sociedad dispone de los derechos de explotación sobre los terrenos objeto de la ampliación.

Según el departamento de Riqueza Territorial de Navarra las tres nuevas parcelas suman una superficie total de $15.863,87 \text{ m}^2 \approx 15.864 \text{ m}^2$ de los cuales se explotarán $10.756,88 \text{ m}^2 \approx 10.757 \text{ m}^2$, por lo tanto, no se explotará un resto total de $5.106,99 \text{ m}^2 \approx 5.107 \text{ m}^2$.

El resto se corresponde a lo siguiente:

1. Superficies de seguridad, $1641,02 \text{ m}^2$.
 2. Zona sur de la parcela nº 339 que no se explotará, $3.213,84 \text{ m}^2$
 3. Zona las parcelas 338 y 339 que está ocupada por la pista de subida, $252,13 \text{ m}^2$
- El total que no se explotará es de unos $5.106,99 \text{ m}^2 \approx 5.107 \text{ m}^2$.

Parcelas	Superficie (m ²)	Explotar (m ²)	Diferencia (m ²)
338	3.058,88	2.232,95	825,93
339	5.679,22	2.085,53	3.593,69
347	7.125,77	6.438,40	687,37
Total	15.863,87	10.756,88	5.106,99

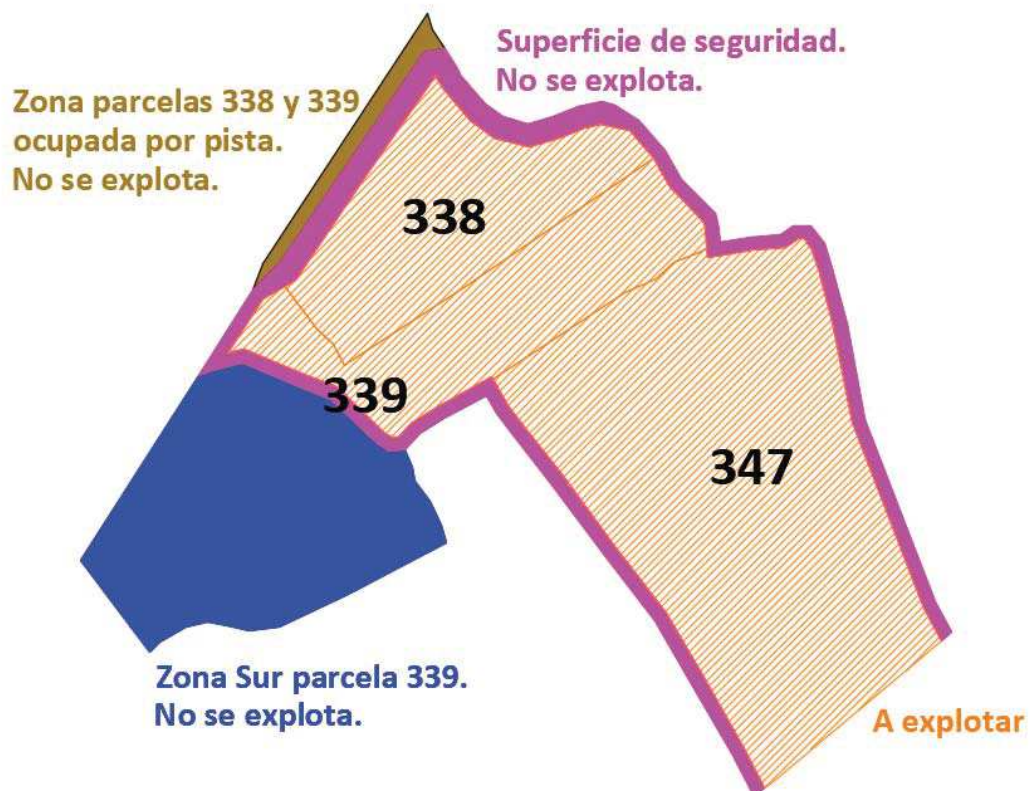


Ilustración 5: Superficies zona nueva.

El Plan General Municipal de Urbanismo indica la necesidad de dejar un margen de seguridad de 3 metros de anchura con camino público sin que se plantee actividad extractiva en esa franja, así como respetar un retranqueo de 3 m a caminos públicos para los cierres o vallados.

En la nueva zona se dejará una margen de seguridad de 3 m de ancho excepto en el camino que sube por el oeste y linda con la parcela 338 y en parte de la zona de la parcela 338 que linda con la parcela 337 al norte (marcado en amarillo en la imagen inferior) donde se vallará a los tres metros para poder preservar los frutales que hay en dicha zona y posteriormente se dejará 2 m más hasta la cabeza del talud dejando un total de 5 m de seguridad.

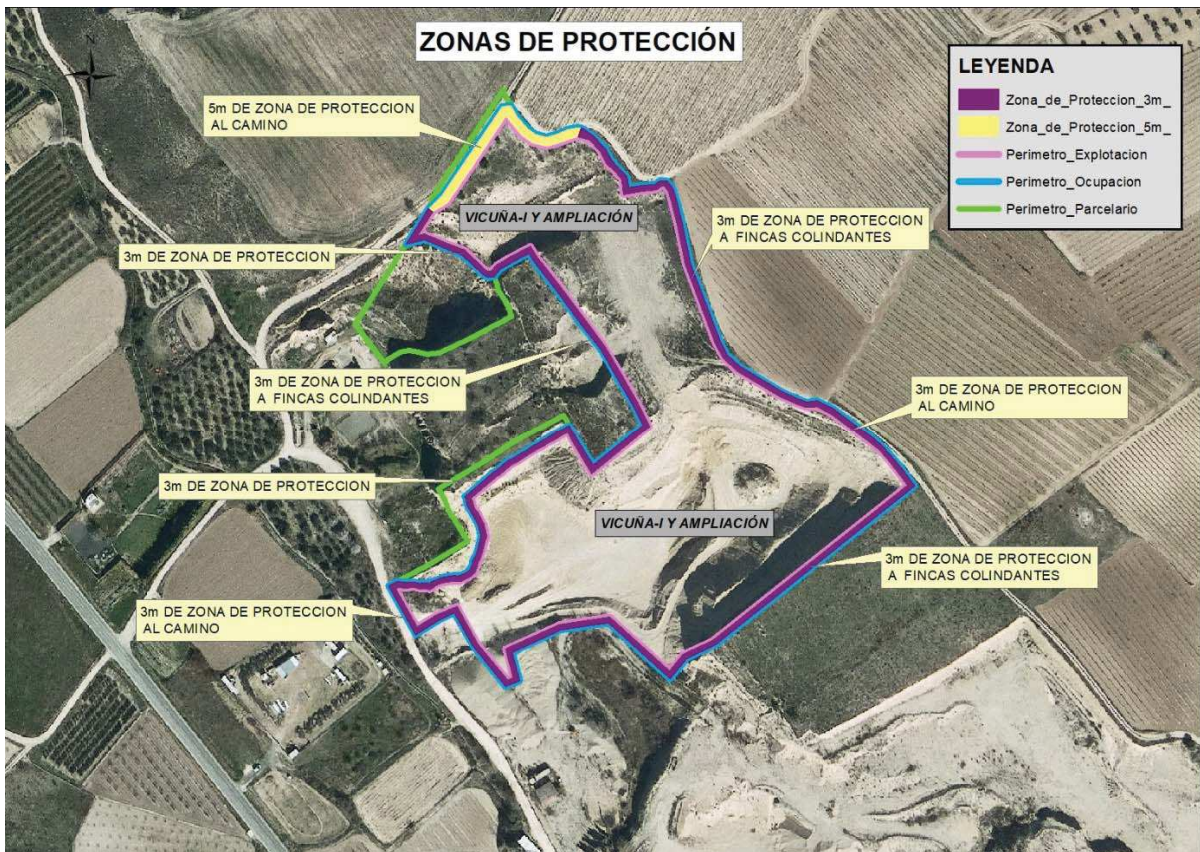


Ilustración 6: Zonas de protección consideradas.

Tabla 1: Tabla resumen superficies según parcelas y catastro.

Zona	Superficie Ocupación (m ²)	Superficie Explotación (m ²)	Superficie Seguridad (m ²)
<i>Vicuña-I</i>	24.034,88	21.895,25	2.139,63
<i>Ampliación</i>	12.397,12	10.756,88	1.640,24
TOTAL:	36.432,00	32.652,13	3.779,87

Respecto a las superficies de las Fases, éstas en principio, deberían coincidir con las de ocupación de Vicuña-I y de ampliación, pero al ejecutar una parte de la pista de acceso de la Fase-1 a la Fase-2 las superficies de estas Fases varían ligeramente, quedando de la siguiente forma:

Superficies fases:

Fase-1:	24.195, 00 m²
Fase-2:	12.237,00 m²
Total Fases:	36.432,00 m²

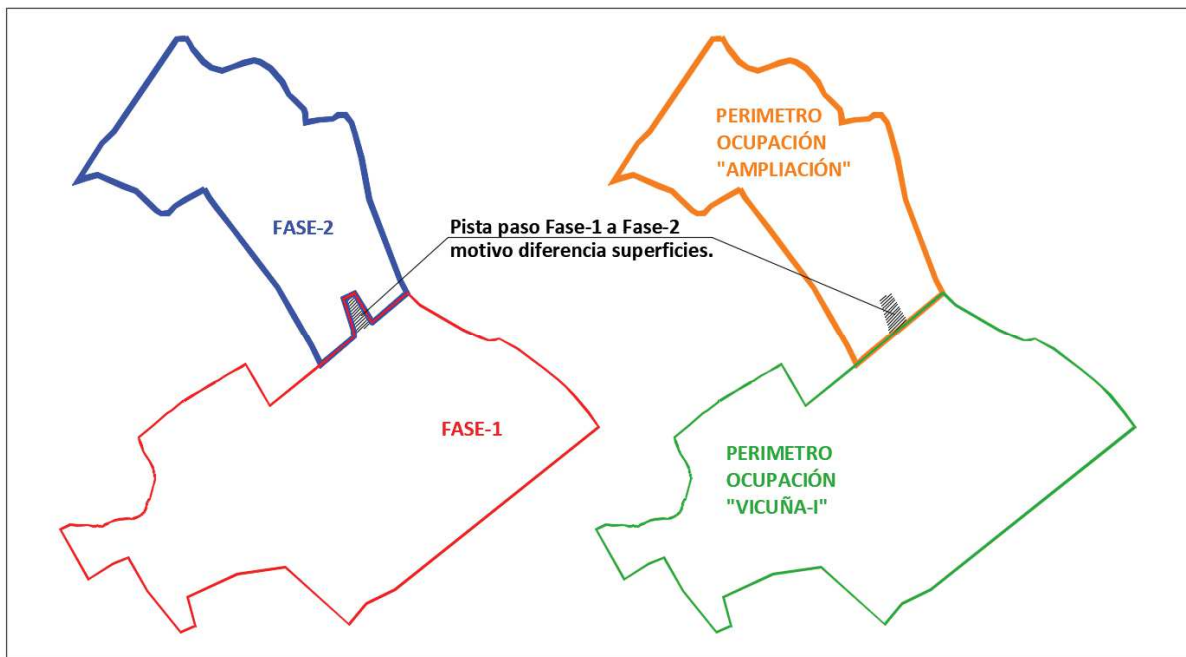


Ilustración 7: Comparativo superficie fases y perímetros de ocupación.

Consulta de referencia catastral

Municipio: ANDOSILLA (15)
 Polígono: 2
 Parcela: 339
 Paraje: Planillos
 Superficie: 5.679,22 m²

----- Opciones para la Parcela ----- ▾

Subparcelas rústicas

Bien Inmueble	SUBPARCELA	Tipo de Tierra	Cultivo	Clase	Superficie (m ²)
310000000010262740M *	A	FORESTAL-PASTOS	IMPRODUCTIVO	300	3.001,37
310000000010262740M *	B	SECANO	IMPRODUCTIVO	300	1.877,85

(*) Este bien inmueble está conformado por varias unidades inmobiliarias (unidades urbanas y/o subparcelas)

Nafarroako Gobernua Gobierno de Navarra

Consulta de referencia catastral

Municipio: ANDOSILLA (15)
 Polígono: 2
 Parcela: 338
 Paraje: Planillos
 Superficie: 3.058,88 m²

----- Opciones para la Parcela ----- ▾

Subparcelas rústicas

Bien Inmueble	SUBPARCELA	Tipo de Tierra	Cultivo	Clase	Superficie (m ²)
31000000002210662QZ *	A	SECANO	IMPRODUCTIVO	300	1.675,87
31000000002210662QZ *	B	FORESTAL-PASTOS	CAMINO	300	368,68
31000000002210662QZ *	C	SECANO	OLIVAR	300	1.014,33

(*) Este bien inmueble está conformado por varias unidades inmobiliarias (unidades urbanas y/o subparcelas)

Nafarroako Gobernua Gobierno de Navarra

Consulta de referencia catastral

Municipio: ANDOSILLA (15)
 Polígono: 2
 Parcela: 347
 Paraje: Planillos

----- Opciones para la Parcela ----- ▾

Bien Inmueble	Tipo de Tierra	Cultivo	Clase	Superficie (m ²)
31000000001026280SE	IMPRODUCTIVO	IMPRODUCTIVO	0	7.125,77

Nafarroako Gobernua Gobierno de Navarra

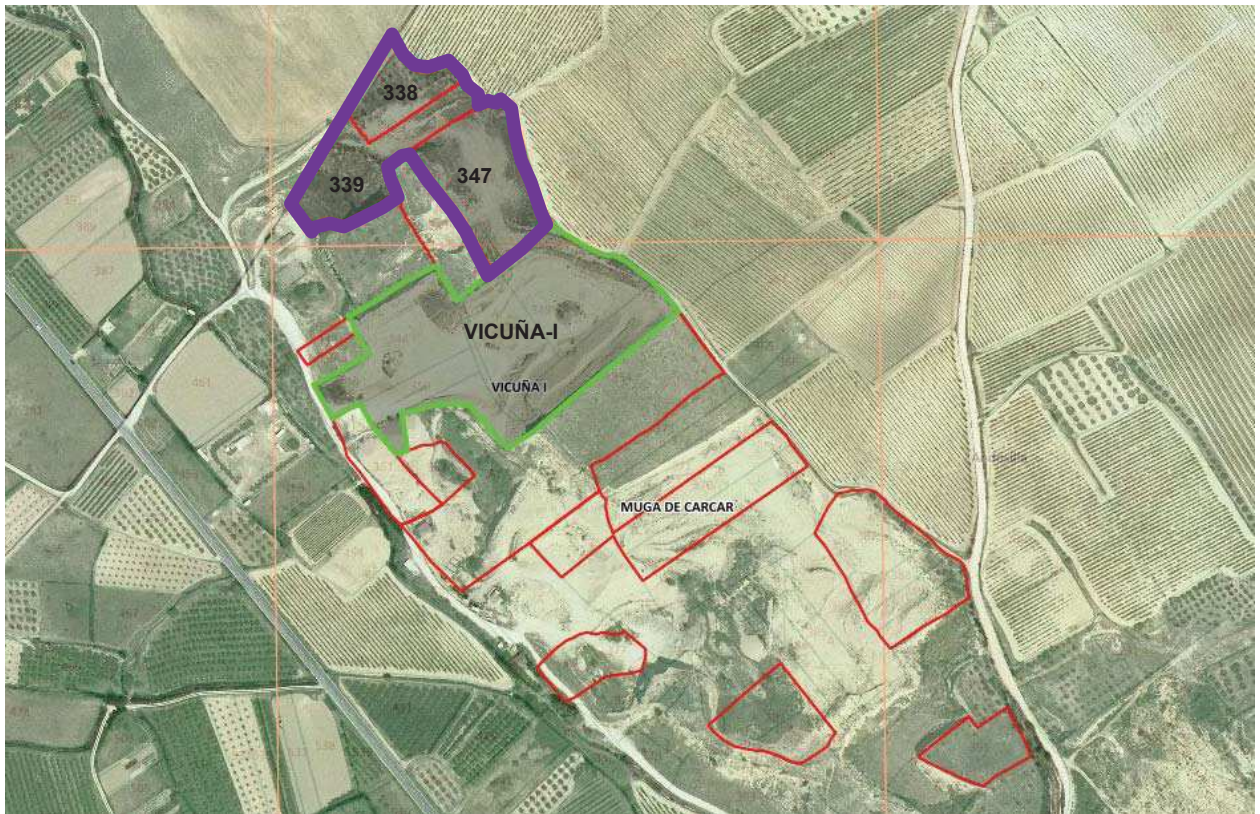


Ilustración 8: Ubicación de las parcelas de la ampliación, en morado, respecto a VICUÑA-I en verde.

1.6.1. PERÍMETRO CATASTRAL, DE OCUPACIÓN Y DE EXPLOTACIÓN.

En el proyecto se han definido diferentes perímetros o superficies:

Perímetro parcelario o catastral: perímetro de las parcelas sobre las que el titular dispone derechos de explotación. En este caso, no todo el perímetro parcelario se verá afectado por las labores extractivas. Se ha excluido de las zonas extractivas la parte sur de la parcela 339 debido a que no tiene materiales aprovechables, y parte de la parcela 344 debido a que se acordó con VRESA que esa zona tendría que ser restaurada por ellos.

Perímetro o superficie de ocupación: incluye la superficie que será afectada tanto por las labores de explotación como de restauración, incluido el margen de seguridad en el cual se realizará el vallado, cunetas de coronación, etc. La superficie de ocupación asciende a unos 36.432,00 m².

Perímetro o superficie de explotación: Dentro de la superficie de ocupación se ha delimitado la **superficie de explotación** como la superficie donde exclusivamente se van a realizar labores extractivas tras dejar un margen de seguridad respecto a la zona de ocupación. Será la zona efectiva de explotación y coincidirá con la superficie que habrá que restaurar. La superficie de explotación suma unos 32.652,13 m².

Margen de seguridad: franja entre 3 y 5 metros de anchura según zonas. Tiene una superficie de 3.779,87 m². Sería la diferencia entre la superficie de ocupación y la de explotación.

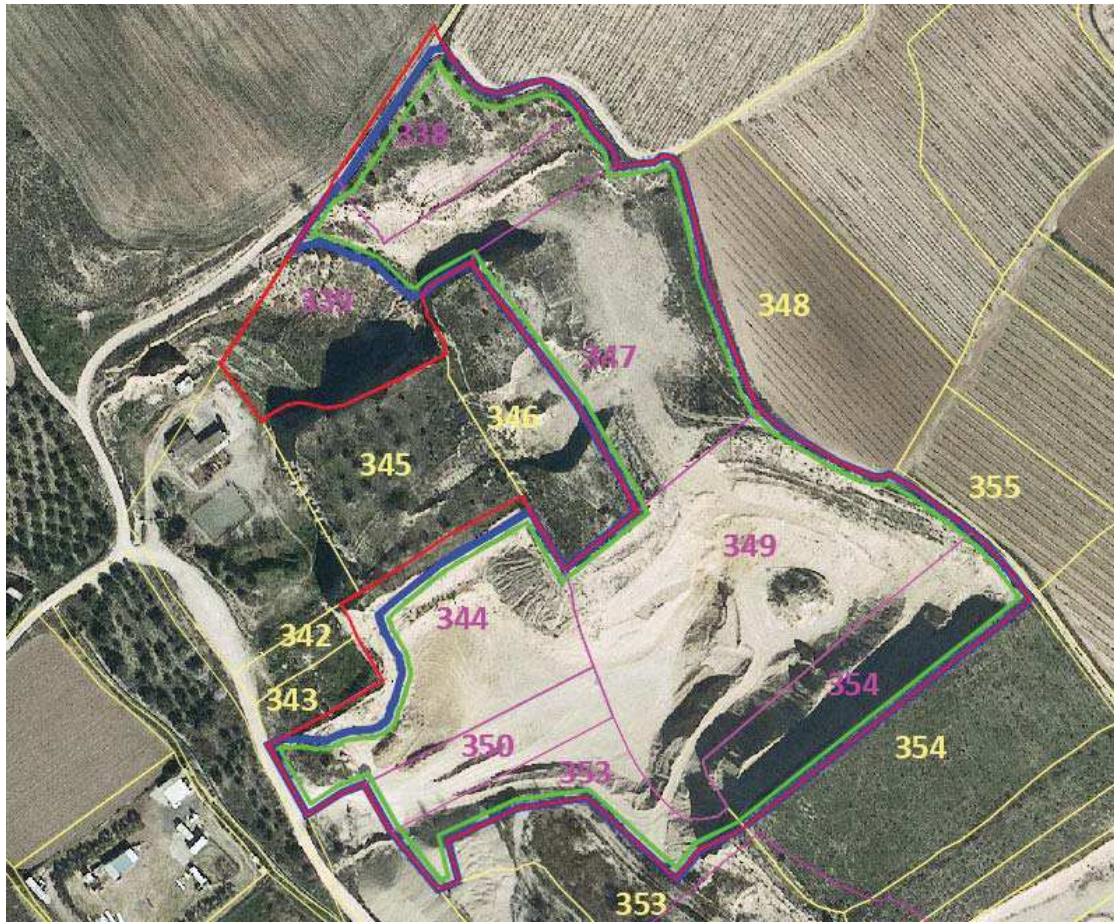


Ilustración 9: Perímetro parcelario en rojo, de ocupación en azul y de explotación en verde.

Las parcelas que se van a considerar en este proyecto de explotación son por una parte las ya autorizadas y por otra parte las nuevas incorporaciones.

Coordenadas UTM de los vértices exteriores más significativos del perímetro de ocupación:

- | | |
|-----------------------------------|------------------------------------|
| 1. X=586003.3208 / Y=4694176.4302 | 6. X=586142.5272 / Y=4693948.4137 |
| 2. X=586058.6977 / Y=4694249.6515 | 7. X=586008.5180 / Y=4693971.4600 |
| 3. X=586140.8410 / Y=4694209.9960 | 8. X=586034.4269 / Y=4694044.1602 |
| 4. X=586172.5200 / Y=4694118.8060 | 9. X=586128.1060 / Y=4694081.7860 |
| 5. X=586271.0579 / Y=4694049.5723 | 10. X=586068.0680 / Y=4694171.9430 |



Ilustración 10: Perímetro de ocupación marcado en azul, en rosa las parcelas que se afectan de forma total o parcial.

1.6.3. COMPATIBILIDAD DEL PROYECTO CON LA LEGISLACIÓN Y PLANIFICACIÓN VIGENTE

El Proyecto es compatible con toda la legislación vigente.

No interfiere con ninguna normativa de protección del medio ambiente, en especial con las de conservación de especies, espacios naturales, gestión de residuos, gestión de agua, energía, etc.

A continuación, se detallan otras compatibilidades del Proyecto con la normativa de usos del suelo y los planes que le afectan.

PLANEAMIENTO URBANÍSTICO

El Plan Municipal de Ordenación Urbana de Andosilla se aprobó en 1999.

La zona de estudio se encuentra en Suelo No Urbanizable. En la zona definida como T-01 y categorizada como suelo de mediana productividad agrícola o ganadera y afectada por carretera.

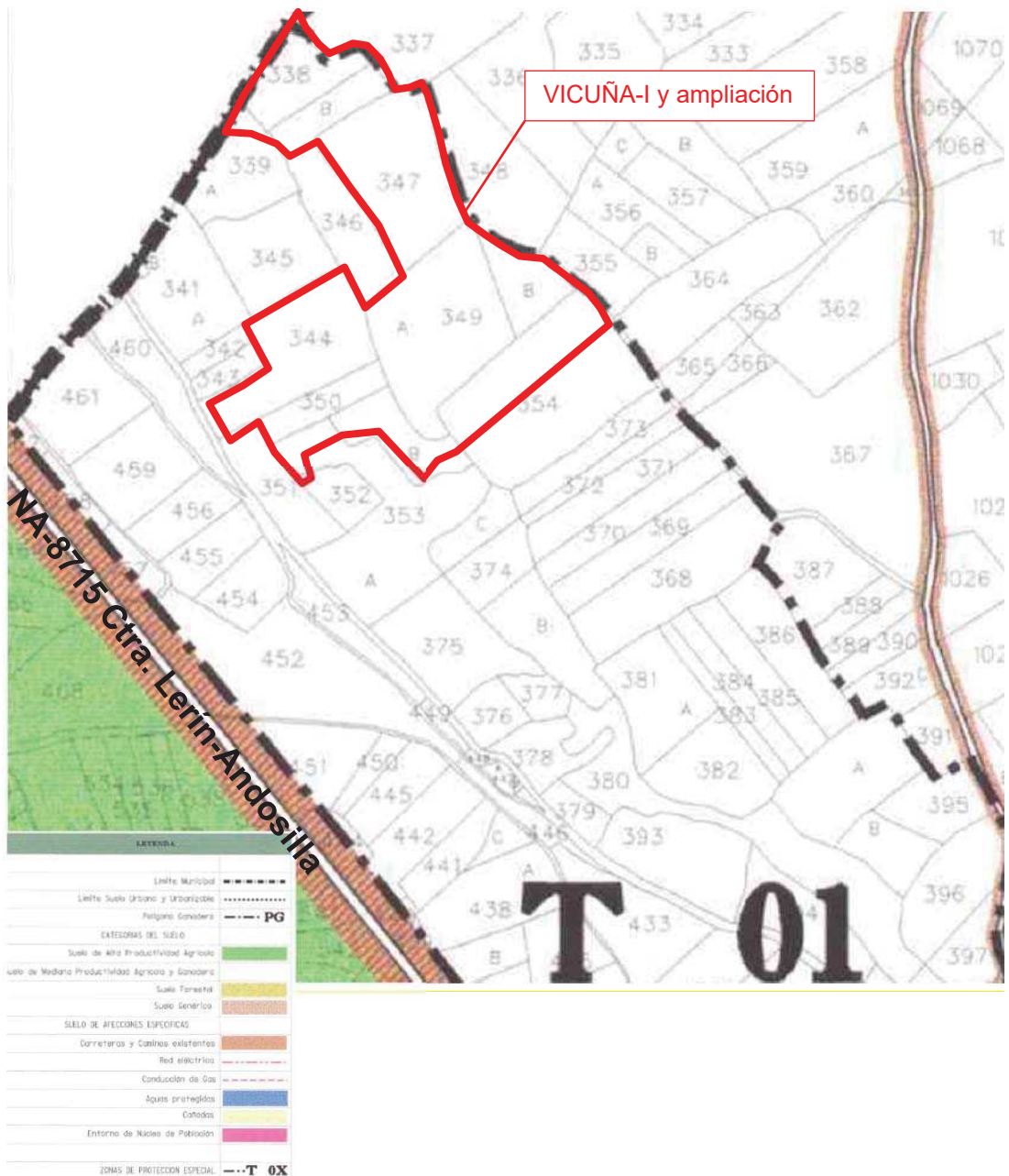


Ilustración 11: Extracto del plano PT-D del Plan General de Ordenación Urbana.

En esta zona, además del régimen general de protección establecido en la Normativa particular, se aplican unas limitaciones a la extracción de gravas y arenas.

Según explican las Normas particulares el Proyecto extractivo deberá someterse a la Administración urbanística y deberá considerar sus efectos negativos sobre la integridad de la naturaleza y el paisaje e incluir medidas adecuadas para minimizar los efectos negativos que este uso produzca sobre la naturaleza y el paisaje.

Así mismo indica que incluirá la restauración y acondicionamiento de los espacios alterados, y en concreto, deberá prever la **forestación** con árboles de hoja perenne de una franja de terreno de un

mínimo de **10 m de ancho**, situada en el límite del terreno de modo **que proteja visualmente** la zona afectada, respecto a la carretera de Andosilla a Lerín.

Dado que en el Plan General no hace referencia a cuál es la carretera de Andosilla a Lerín se ha identificado que se refiere a la NA-8715.



Ilustración 12: Mapa de las carreteras próximas a la explotación. La NA-8715 es la carretera de Andosilla a Lerín a la que hace referencia el Plan General. Respecto a ella hay realizar una plantación de, al menos, 10 m de ancho para proteger visualmente la zona afectada por la actividad extractiva. Esta plantación se estudia en el Estudio de Impacto Ambiental y Plan de Restauración.

La forestación que menciona el Plan General se tendrá en cuenta como actuación de revegetación en el Plan de Restauración de la explotación minera. Ver documento *Estudio de Impacto Ambiental y Plan de Restauración ampliación gravera "Vicuña-I"*.

El Plan General también establece una zona de servidumbre a los caminos no principales de 3 metros a cada lado.

PLAN DE ORDENACIÓN DEL TERRITORIO POT 5

Andosilla se encuentra afectado por el Plan de Ordenación del Territorio POT 5: Eje del Ebro (2011). En concreto está localizado en el Área 3, subárea 03.3 EGA, definidas en el propio POT 5.

El POT 5-Eje del Ebro considera prohibida la implantación de actividades extractivas sobre los suelos determinados en el siguiente plano que están sombreados con color. La superficie de donde se va a desarrollar la actividad se encuentra fuera de las zonas prohibidas determinadas por el POT 5.

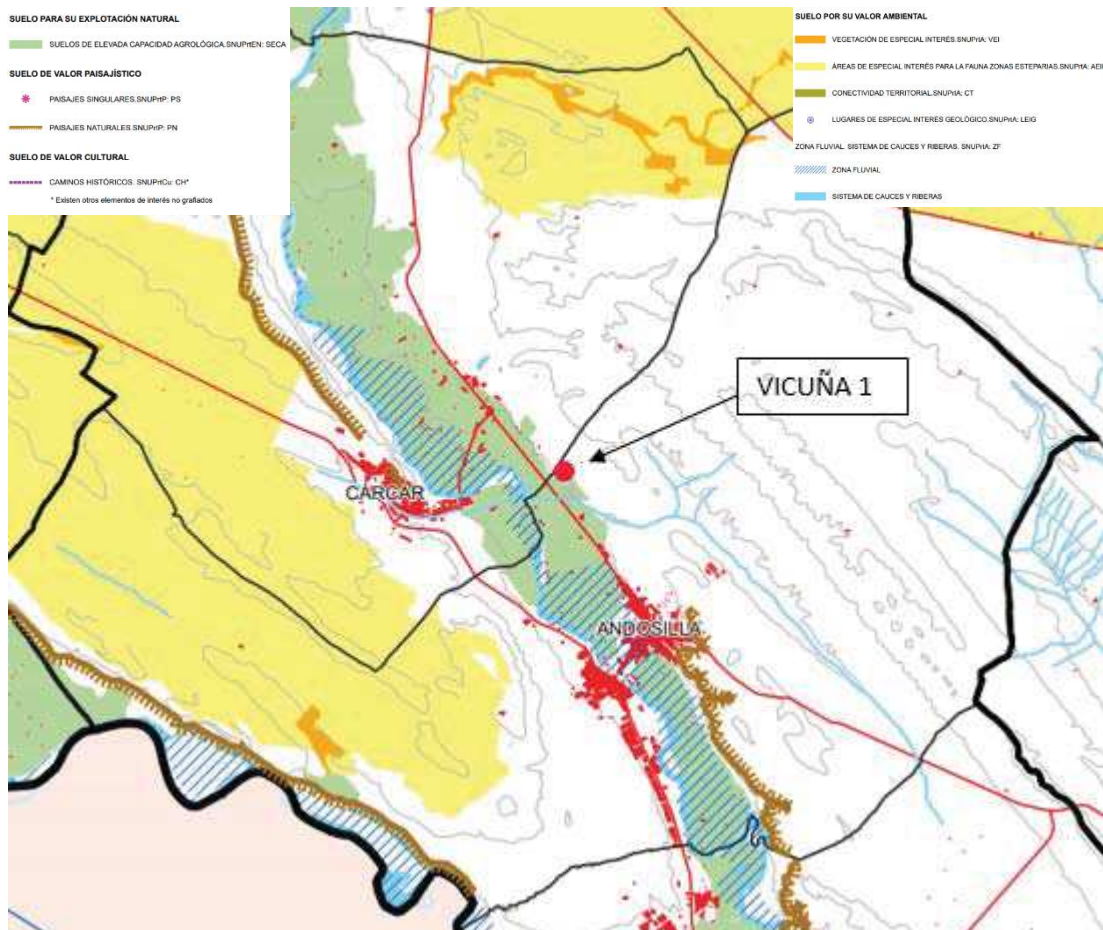


Ilustración 13: Extracto del mapa 3.1. Áreas de Especial Protección del POT 5. Delimitado en rojo está la explotación. Se encuentra fuera de todas las categorías de protección.

DECRETO FORAL 84/1990, DE 5 DE ABRIL, POR EL QUE SE REGULA LA IMPLANTACIÓN TERRITORIAL DE POLÍGONOS Y ACTIVIDADES INDUSTRIALES EN NAVARRA

Según el Decreto Foral 84/1990, la actividad extractiva de áridos es una actividad industrial autorizable en suelo no urbanizable al ser una actividad vinculada al lugar de producción o almacenaje de materias primas y su primera transformación (art. 6).

Este Real Decreto establece una serie de condiciones para asegurar la compatibilidad urbanística de las actividades autorizables (art. 7 al 30). A continuación, se pasa a justificar el cumplimiento de cada uno de ellos:

Condiciones de emplazamiento:

Condiciones de emplazamiento establecidas	CUMPLE (SI/NO)	JUSTIFICACIÓN
Ubicación en suelos genéricos o mediana productividad según Ley Foral 6/1987.	SI	Según el PGM el suelo de la parcela es suelo de mediana productividad agrícola o ganadera y afectada por carretera. El artículo 33 sobre Suelo de mediana productividad agrícola o ganadera de la Ley Foral 10/1994, de 4 de julio que deroga el art.21 de la Ley Foral 6/1987, establece que Podrán autorizarse la explotación minera, la extracción de gravas y arenas, las canteras, la apertura de nuevas pistas y caminos y quema de vegetación.
No podrán situarse en lugares prominentes	SI	Se explota la ladera de la terraza media del Ebro.
No en terrenos con pendientes >5%	SI	Las parcelas de la AMPLIACIÓN tienen una pendiente <5%.
No a menos de 100 m de bienes inmuebles de interés cultural o de edificios o elementos de interés cultural que participen de valores históricos, culturales o ambientales, ni del Camino de Santiago, calzadas históricas u otras rutas de interés.	SI	En 100 m sólo hay cultivos agrícolas.
No se podrán alterar las cañadas ni cerrar parcelas con materiales de obra a menos de 3 m del borde la cañada.	SI	Dependiendo la zona el margen de seguridad será de 3 o 5 m.
No talas de árboles con impacto paisajístico y ecológico. Respecto al arbolado existente.	SI	No se contempla ninguna tala.
Las actividades de producción con grandes superficies edificables requieren 60.000 m2 de parcela	SI	No se necesita superficie edificable.

- Parcelas:

No se va a dividir la parcela a efectos edificatorios.

- Ocupación máxima:

No se van a realizar edificaciones.

- Franja de separación:

La parcela no linda con ninguna carretera.

- Distancia de las edificaciones a linderos y cierres:

No se van a construir edificaciones y no se encuentra al lado de ninguna carretera. No será necesario dejar 10 m a los 15 m respecto del borde de la calzada de la carretera.

- Movimientos de tierra:

Los movimientos de tierra que se van a desarrollar son los intrínsecos a la actividad extractiva. No aplica las limitaciones de este artículo porque se registrarán por la Ley de Minas.

- Acceso rodado y vado máximo a vía pública

Para acceder a la explotación se emplea una pista de una anchura de unos 3 m que salva una acequia.

- Abastecimiento de agua:

No se necesita abastecimiento de agua para la actividad extractiva. La de boca será embotellada.

- Incendios

La maquinaria móvil llevará un extintor portátil adecuado a la misma, tipo 144B o de similares características.

- Saneamiento, depuración y vertidos líquidos

La actividad no necesita ninguna red de saneamiento.

Las aguas pluviales tampoco necesitan ser evacuadas. Se infiltran sobre el mismo terreno. En el Proyecto de Explotación queda justificado el sistema de cunetas y desagües.

- Residuos sólidos

No se generarán residuos sólidos.

- Energías y Energía eléctrica:

La única energía necesaria será para alimentar a la pala retroexcavadora. Será mediante gasóleo. No se necesitará energía eléctrica en la gravera.

- Otras instalaciones:

La actividad, al ser una actividad al aire libre, no necesita disponer de alumbrado. Sólo se trabajará en periodo diurno.

- Aparcamientos interiores:

Dentro de la parcela se señalará una zona para aparcar, para mínimo 2 coches.

- Jardinería y arbolado

No se ha propuesto el arbolado o el ajardinamiento de la parcela porque la propia actividad, tras su explotación, se irá restaurando. Para más información ver el EIA y plan de restauración.

- Cierres:

La parcela se cerrará con un vallado siguiendo las indicaciones del plan municipal, altura máxima de 1,25 m. La parte que falta de vallar tendrá una longitud de unos 497 m. En total, contará con una longitud de vallado de 981 m.

- Ejecución de la urbanización:

No se tiene previsto realizar ninguna obra de urbanización. La actividad no la necesita. Tras el cese de la actividad y la restauración de la parcela, se retirarán todos los elementos artificiales no necesarios.

- Almacenamiento exterior:

No se necesitará disponer de almacenamiento exterior.

- Depósitos al aire libre:

La actividad sí será generadora de acopios de áridos no permanentes, sólo se mantendrán hasta su traslado a la planta de tratamiento vinculada.

- Publicidad:

La actividad contará con carteles indicativos.

Se ha previsto colocar un cartel indicativo de la existencia de la actividad minera y de sus riegos a la entrada. También se instalarán carteles indicativos en el perímetro de la explotación.

- Condiciones estéticas:

El arranque de material se realizará con un diseño en bancos descendentes. Por lo que esta explotación será visible desde diferentes puntos cercanos a la misma.

En el EIA y plan de restauración se ha realizado un completo estudio de visibilidad de la explotación minera.

1.7. PERSONAL.

La previsión anual de personal empleado será (*):

- 1 encargado de la explotación.
- 1 operador para el manejo de la pala retroexcavadora en la explotación.
- 1 chófer para el transporte de los materiales desde la gravera a la planta de tratamiento. Se contrata con el alquiler del camión.

(*) El mismo trabajador puede ocupar varios puestos. Se ha indicado el personal en gravera. El de la planta se indicó en su proyecto.

Los trabajadores disponen de los carnets correspondientes para el manejo de maquinaria minera expedidos por el Gobierno de Navarra, además reciben la formación específica según la Orden ITC/1316/2008, de 7 de mayo, por la que se aprueba la ITC 02.1.02 "Formación preventiva para el desempeño del puesto de trabajo", del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera.

Las labores estarán bajo la supervisión de un Director Facultativo, en este caso Ingeniero Técnico de Minas.

Para las labores de alimentación de la planta de tratamiento, retirada de los materiales tratados y mantenimiento de la misma hay contratados dos trabajadores: Javier Vicuña Monasterio y Pablo Vicuña Monasterio. Estas contrataciones fueron comunicadas a la sección de Minas y aprobadas mediante las Resoluciones 116E/2018 y 117E/2018, de 14 de agosto, del Director del Servicio de Energía, Minas y Seguridad Industrial.

No se ha previsto la subcontratación de las labores de arranque, carga y transporte, si bien, y de forma puntual será necesario la subcontratación de ciertas labores, como podría ser la humectación de pistas, accesos, acopios, ...

La dirección facultativa no se ha incluido dentro del personal que va realizar las labores de explotación.

Los temas administrativos concernientes a la explotación se llevarán desde la sede de la empresa en c/ Ramón y Cajal, 44, Andosilla, Navarra.

1.8. PRODUCTOS OBTENIDOS.

Los productos obtenidos en la explotación **son gravas y arenas sin clasificar**, zahorras, **y la comercialización es regional** mediante venta directa o destinadas a la planta de tratamiento que dispone la empresa en Andosilla, a unos 1.000 m en línea recta del hueco minero.

En cuanto a la producción anual vendible, debemos indicar que prácticamente la totalidad de lo extraído se destinará al establecimiento de beneficio de la empresa y una vez tratado se vende a terceros para su empleo en la elaboración de los productos antes indicados.

Respecto al valor anual de venta del producto no tratado este es de 38.000€.

La comercialización del producto, viene determinada por la proximidad de los centros de consumo, como pueden ser, las diversas obras de la zona, así como para el autoconsumo en la planta de tratamiento vinculada, ubicada fuera del hueco minero a unos 1.000 m de este.

El área de comercialización del material explotado, gravas y arenas, se centra en la zona de Andosilla, San Adrián, Cárcar, Sartaguda, Lerín, ... (Navarra) y la zona de Calahorra (La Rioja) y sus alrededores.

1.9. JORNADA LABORAL.

La jornada laboral será de 8h, de lunes a viernes, sobre unos 220 días laborales, no se trabajará a turnos ni en horario nocturno.

1.10. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

Al tratarse de una terraza colgada, compuesta de gravas y arenas, el método empleado es el de gravera seca, entendemos que es el método más racional, el que menos complicaciones técnicas creará y el que mayor seguridad laboral proporcionará a los operarios que trabajen en la misma.

El tipo de arranque, como en todas las explotaciones similares, **será el mecánico, empleando una pala retroexcavadora** tipo O&K MH 6.5 que es la que dispone actualmente la empresa.

No se emplearán voladuras para el arranque de los materiales.

Para el transporte de los materiales hasta la zona del establecimiento de beneficio se empleará un camión que se alquila cuando se necesita, y para alimentar la tolva se emplea una pala cargadora O&K L45.5.

Para ejecutar la restauración de los taludes también se empleará la pala retroexcavadora.

Justificación de la selección del método elegido:

Respecto a las gravas y arenas podemos considerarlas como un suelo, más o menos competente, formado por granos de diferentes tamaños que se encuentran unidos entre sí, pero que se disgregan con más o menos facilidad una vez se le aplica una fuerza de corte sobre el talud, en este caso por medio de la pala retrocargadora.

En el caso de las graveras se vienen usando las siguientes maquinas:

- Rotopalas
- Dragalinas
- Excavadora de cables
- Mototraíllas
- Pala Cargadora
- Retroexcavadora

Todos estos equipos presentan una serie de ventajas y desventajas respecto al resto de máquinas.

La elección de la máquina debe hacerse teniendo en cuenta factores de rendimiento, altura del banco, longitud del banco, empleo en otras labores, factores geológicos y geotécnicos y factores económicos.

Así las rotopalas, dragalinas y excavadoras de cables son muy efectivas con frentes altos, en el cual la potencia de explotación es importante, y en el que la producción es muy elevada. Tanto las rotopalas como las excavadoras de cable permiten la carga directa de los camiones o el transporte mediante cintas. Los problemas de estos equipos es la inversión inicial y piezas de recambio.

Las mototraíllas, permiten el arranque del material y su traslado a distancias competitivas, sin embargo, en muchas ocasiones se necesita un ripado previo del suelo a arrancar, necesitan una superficie amplia para sus operaciones, ya que la capa que arranca es de poca potencia por pasada y hay ocasiones en las que necesitan ser empujadas por un tractor de cadenas para mejorar su

rendimiento, además no permite realizar la carga sobre camiones, excepto instalando un cargadero por el fondo.

Las palas cargadoras y las retroexcavadoras, por su parte, permiten operar en espacios más reducidos, bancos más bajos, y permiten el realizar la carga sobre los camiones de una forma sencilla y directa, además pueden realizar otras labores, como saneo de pistas, frentes y bancos, el alimentar plantas de tratamiento, etc.

Las palas cargadoras y retroexcavadoras son muy empleadas en explotaciones de arcillas, arenas y gravas con potencias de banco no muy elevadas, menos de 20 m, además son equipos muy probados, que dan un buen rendimiento.

En 1.977 Atkinson publica la siguiente gráfica, en la que referencia maquinaria en función de la Resistencia a la compresión.

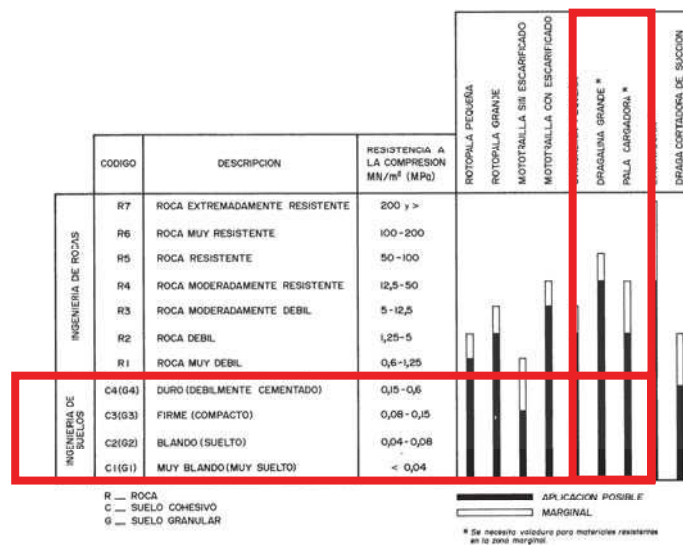


Ilustración 14: Campos de aplicación de la maquinaria en función de resistencia a la compresión. Atkinson, 1977

Teniendo en cuenta estos factores, y los factores geotécnicos de los bancos, creemos que el empleo de una pala retroexcavadora es adecuado para la explotación.

Características de los equipos a emplear:

El equipo de trabajo que se emplea de forma continua en la gravera es la pala retroexcavadora O&K MH 6.5, de 121 kW de potencia.

Retroexcavadora O&K MH 6.5:**Ilustración 15: Retroexcavadora O&K MH 6.5**

Especificación	Dimensiones
Altura techo cabina	3,15 m
Anchura	2,50 m
Altura de excavación	8,80 m
Profundidad de excavación	5,50 m
Capacidad del Cucharón	1,50 m ³

Para el transporte de las gravas desde la gravera hasta la planta de tratamiento se emplea un camión con bañera.

Se ha indicado un camión marca MAN debido a que es el que la empresa ha alquilado en otras ocasiones, pero no necesariamente debe ser de dicha marca, sino que cumpla con las características que necesita la empresa.

El alquiler del camión se realiza con chófer incluido.

Camiones rígidos MAN:

Ilustración 16: Modelo camión MAN.

Especificación	Dimensiones
Largo	8,36 m
Ancho	2,50 m
Alto	3,33 m
Capacidad caja	14,00 m ³

Datos obtenidos mediante catálogo de especificaciones técnicas de la empresa.

No se indica en este apartado la pala cargadora O&K L45.5 que dispone la empresa debido a que, en principio, no se empleará para la explotación, de los áridos, salvo que por circunstancias de averías de la pala retroexcavadora sea necesario emplear la pala cargadora en la gravera, pero siempre de forma puntual y lo mínimo e imprescindible.

Las características de la pala cargadora se indicaron en el proyecto de la planta de tratamiento.

1.11. PLANIFICACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN.

El rechazo o estéril de una explotación minera va a depender del recurso que estemos buscando, así en una explotación de arcillas el rechazo pueden ser las gravas suprayacentes mientras que en una explotación de gravas precisamente el rechazo pueden ser las arcillas.

Además, en las graveras los materiales tienen diferente granulometría, por lo que en un caso las arenas pueden ser el rechazo y en otro caso serlo las gravas con tamaño mayor de 100 mm.

En el caso de Vicuña-I podemos decir que no hay rechazo en la gravera, y que todo el material es útil, por lo que el estéril es cero.

El diseño de la explotación está basado en la I.T.C M.I.E S.M 07.1.03 "Trabajos a cielo abierto". Determinándose las alturas de los bancos y las inclinaciones de los taludes finales y de trabajo mediante la estabilidad de los mismos, de modo que se eviten al máximo los posibles riesgos motivados por los desprendimientos o corrimientos en masa.

Las labores de explotación se realizan a cielo abierto por el sistema de bancos de talud forzado, que han demostrado una efectividad total referente a su rentabilidad, utilizando para ello máquinas apropiadas como la pala retroexcavadora.

El ciclo de explotación minera se puede definir como una sucesión de fases en operaciones básicas aplicadas, al material. Complementándose las labores de explotación con las de restauración.

El método de explotación se divide en diversas labores:

- Fase de Instalación.
- Fase de Explotación
- Fase de Clausura y abandono.

A. FASE DE INSTALACIÓN.

Previo a los trabajos de explotación minera propiamente dichos, se deberán realizar unas labores de preparación del terreno para recibir tales actos. Estos serán los siguientes:

- **Colocación de hitos fijos para delimitar la explotación:**

A fin de determinar los límites de la explotación se podrá delimitar el perímetro mediante hitos fijos, y también se marcará y delimitará el hueco a explotar, con las separaciones correspondientes de 5 o 3m según zonas.

- **Colocación de vallado perimetral y señalización:**

Siguiendo el Plan General de Ordenación Urbana de Andosilla el cierre de fábrica no superará los 1,25 m de altura. Para Vicuña-I se establecerá un vallado cinagético. El total del vallado será 981 m.

En la Fase-1 ya existe un vallado perimetral con carteles indicativos y vallado móvil para el acceso, también hay un cartel indicativo con los riesgos genéricos de la misma, y en el perímetro de la explotación hay carteles de peligro e indicando la actividad. También en el acceso principal se colocará un cartel indicativo del Punto de Encuentro. En esta Fase-1 se presupuestará la reposición de unos 14 carteles ya colocados y la colocación 1 cartel de Punto de Encuentro y otro de aparcamiento.

En la Fase-2, la longitud del vallado a instalar se ha calculado en unos 497 m y se correspondería prácticamente con la totalidad de la Fase-2, se colocará un vallado móvil a modo de puerta para las diferentes entradas de emergencia. Junto con el vallado se realizará una señalización de la explotación, indicando y del riesgo: "Peligro Cantera", "Zona Minera", "Prohibido el paso", "Caída a distinto nivel" o similar y también de velocidad máxima de circulación. En esta Fase-2 se presupuestará la colocación de 10 carteles, pero no su reposición, ya que la vida de estos se supone superior a la de la Fase-2.



Ilustración 17: Ejemplo Cartelería.

- **Retirada de tierra vegetal:**

En la Licencia de Actividad otorgada en el 2009 indicaba la necesidad de retirar 30 cm de tierra vegetal previamente a la explotación de las gravas para su conservación y posterior empleo en la restauración.

Teniendo en cuenta la situación de las parcelas únicamente será posible retirar tierra vegetal en la parcela nº 338, donde hay una plantación de frutales, se ha calculado que el volumen de tierra vegetal a retirar será de unos 557,0 m³.

Esta retirada se realizará durante el último año de la Fase-1 y se extenderá en la banda de los árboles de la Fase-1 y lo que sobre el bermas y taludes de la Fase-1, por lo que en principio no se crearán acopios de tierra vegetal. Para más detalle consultar el EIA y plan de restauración.

La retirada de la cubierta vegetal existente se realizará preferentemente con la pala retroexcavadora, si bien también podría emplearse la pala cargadora.



Ilustración 18: Ubicación tierras vegetales a retirar.



Ilustración 19: Vistas parcela 338 de donde se retirará la tierra vegetal.

- **Drenajes y desagües:**

Este apartado se estudiará con más detalles en 1.17.- Infraestructuras de Drenaje y desagüe.

B. FASE DE EXPLOTACIÓN.

Una vez cometidas las actuaciones anteriormente descritas se procederá a la extracción del recurso, para ello, se han distribuido los trabajos de explotación en diversas fases, que se describirán más adelante.

C. FASE DE CLAUSURA Y ABANDONO.

Una vez se termine la restauración, se procederá al abandono de la explotación minera, para lo cual se deberán presentar las medidas adoptadas y a adoptar para garantizar la seguridad de las personas y bienes, según se indica en el Reglamento General de Normas Básicas de seguridad Minera, ITC MIE SM 13.0.01, Abandono de Labores, y en el artículo 15 del 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 las actividades mineras.

Las medidas a adoptar y que se presupuestarán en este proyecto serán las siguientes:

- Retirada del vallado perimetral existente y de los elementos de cierre, en caso de no ser necesario por temas de seguridad de la actividad posterior a la de minería.
- Retirada de los carteles indicativos existentes.
- Retirada de cualquier otro elemento artificial no necesario.

CALENDARIO Y FASES DE EXPLOTACIÓN:

Para poder definir los parámetros de la explotación se ha realizado una simulación de la misma, de tal forma que se han elaborado los planos de las distintas fases, teniendo en cuenta la producción prevista/necesaria anualmente.

En este caso se han planificado dos fases: la primera de siete años y la segunda fase de cinco años. Un total de 12 años de explotación y un año más para concluir la restauración.

Fase	Vida (años)	Explotado Bruto (m³)	Explotado Neto (m³)
1	7	67.931,0	67.931,0
2	5	53.621,0	53.621,0
Total	12	121.552,0	121.552,0

FASE - 1

La vida de esta fase se ha calculado en siete años, con un volumen bruto y neto arrancado de unos 67.931,0 m³, y por tanto un estéril de 0,0 m³ en la gravera. La explotación se llevará a cabo en la zona que actualmente está autorizada.

La explotación se realiza con la pala retroexcavadora y los bancos y frentes se generarán según lo indicado en el apartado 1.13.- Definición de taludes. Los materiales arrancados se acopiarán en la plaza de cantera, vertiéndolos de banco a banco, y dependiendo de la demanda se van trasladando los materiales a la planta de tratamiento mediante camión.

Respecto a la restauración topográfica, la intención es que el talud final de explotación sea el talud de restauración, para minimizar los aportes de materiales externos.

En el plano de explotación de la Fase – 1, se representa la explotación total de la Fase – 1, y cómo quedarían los taludes finales de explotación que serán los de restauración.

Como hemos indicado en el apartado 1.13.- Definición de taludes se explica la geometría de cada talud y de los bancos que los forman, indicando las alturas de los bancos, las anchuras de las bermas, las pendientes de los bancos y la pendiente final del frente.

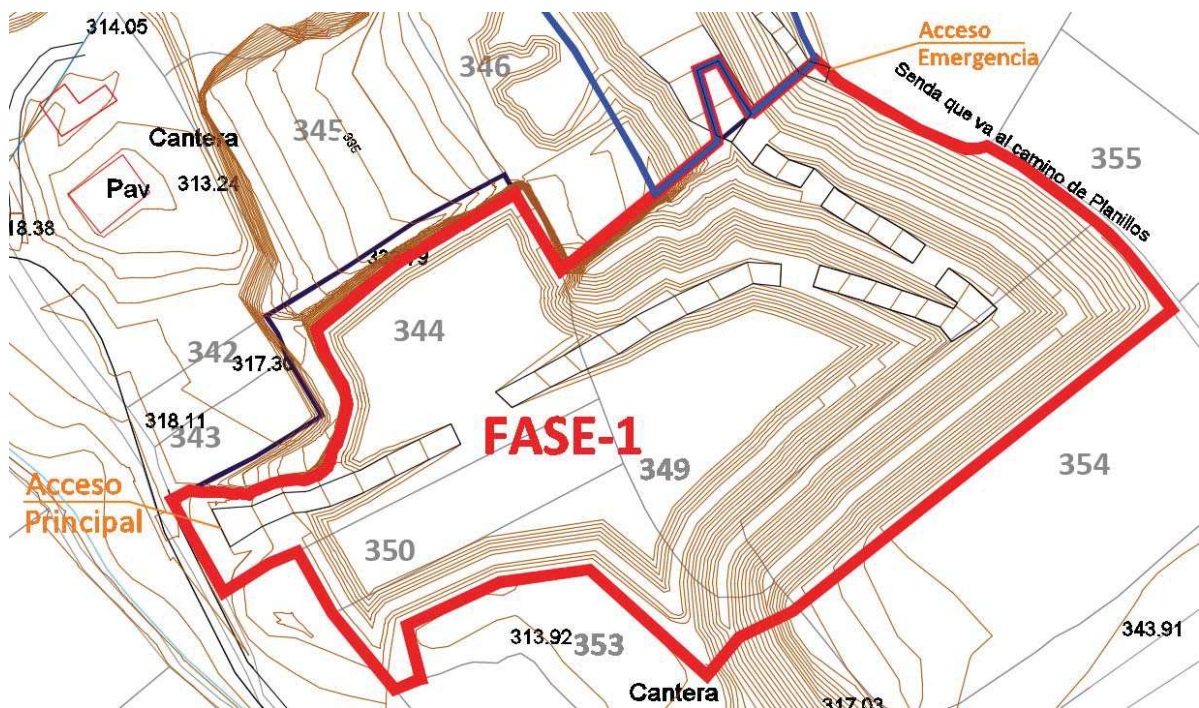


Ilustración 20: Fase-1

FASE - 2

La vida de esta fase se ha calculado en cinco años, englobando la retirada de la tierra vegetal en la parcela 338. El volumen bruto y neto arrancado de unos 53.621,0 m³, y el estéril de 0,0 m³ en la gravera. La explotación se llevará a cabo en la zona de las nuevas parcelas.

La explotación se realiza con la pala retroexcavadora y los bancos y frentes se generarán según lo indicado en el apartado 1.13.- Definición de taludes. Los materiales arrancados se acopiarán en la plaza de cantera, vertiéndolos de banco a banco, y dependiendo de la demanda se van trasladando los materiales a la planta de tratamiento mediante camión.

Respecto a la restauración topográfica, la intención es que el talud final de explotación sea el talud de restauración, para minimizar los aportes de materiales externos.

En el plano de explotación de la Fase – 2, se representa la explotación total de la Fase – 2, y cómo quedarían los taludes finales de explotación que serán los de restauración.

Como hemos indicado en el apartado 1.13.- Definición de taludes se explica la geometría de cada talud y de los bancos que los forman, indicando las alturas de los bancos, las anchuras de las bermas, las pendientes de los bancos y la pendiente final del frente.

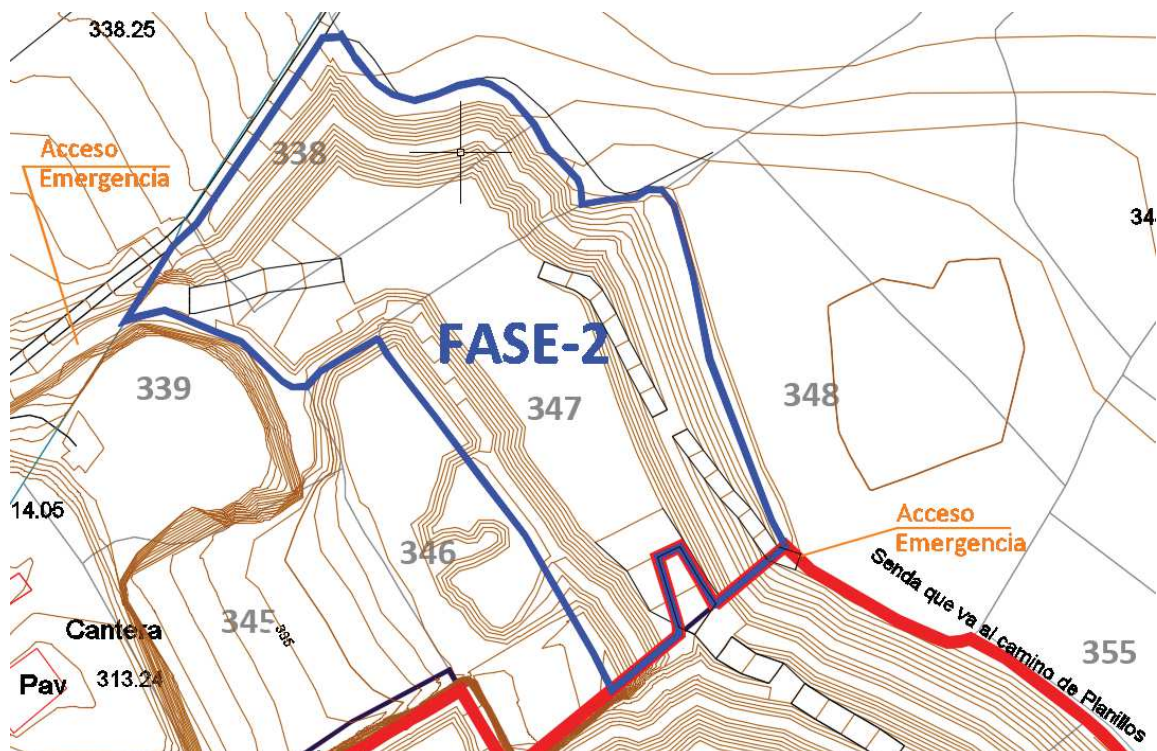


Ilustración 21: Fase-2

Calendario labores VICUÑA-I.

ACTIVIDADES	AÑOS	FASE 1							FASE 2					13
		0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	
PREPARACIÓN														
Colocación de hitos de delimitación														
Instalación de vallado y señalización														
Contrucción drenajes y desagües		Para Fase 1							Para Fase 2					
Retirada de tierra vegetal														
EXPLOTACIÓN														
Explotación	Explotado Fase 1													
	Explotado Fase 2													
Mantenimiento (riegos polvo, pistas, etc)														
RESTAURACIÓN														
Remodelado del terreno	Fase 1													
	Fase 2													
Rehabilitación del suelo	Extendido de tierra vegetal													
Revegetación	Activa-Plantaciones													
	Pasiva													
CLAUSURA Y ABANDONO														
Retirada definitiva elementos artificiales: cartelería, maquinaria, aseos, ,etc.														

1.12. OPERACIONES DE DESMONTE.

La I.T.C. M.I.E. S.M. 07.1.03 TRABAJOS A CIELO ABIERTO, Desarrollo de las labores, en su capítulo 2.- Operación de desmonte, indica lo siguiente:

“Se definen como materiales de recubrimiento al conjunto de suelos y rocas que cubren el depósito de material útil, y que normalmente se eliminan en una fase previa a la explotación propiamente dicha en la operación denominada desmonte. El proyecto de explotación deberá contemplar específicamente la operación de desmonte.

Si la operación de desmonte es previa e independiente de la operación de explotación, se elaborará un proyecto específico cumplimentando las exigencias de esta Instrucción Técnica Complementaria, que requerirá la aprobación de la Autoridad minera competente.

Cuando se interrumpa la fase de desmonte, los frentes deberán ser lo más estables posibles, para lo que se les dará el talud apropiado y se protegerán de la acción de las aguas, mediante la construcción de cunetas de guarda para las aguas de escorrentía y de drenajes para las aguas de infiltración.

Entre el pie del desmonte y la cabeza del frente de explotación debe guardarse una berma de seguridad que impida que los posibles desprendimientos o corrimientos del recubrimiento caigan sobre la explotación y que permita, si fuera necesario, la reanudación de los trabajos de desmonte en condiciones suficientes de seguridad.

Cuando por razones de espesor no se efectúe una operación diferenciada de desmonte, el material de recubrimiento deberá considerarse integrado en el diseño y sistema de explotación”.

En la Licencia de Actividad otorgada en el 2009 indicaba la necesidad de retirar 30 cm de tierra vegetal previamente a la explotación de las gravas para su conservación y posterior empleo en la restauración.

Teniendo en cuenta la situación de las **parcelas únicamente será posible retirar tierra vegetal en la parcela nº 338**, donde hay una plantación de frutales, se ha calculado que el volumen de tierra vegetal a retirar será de **unos 557,0 m³**.

Esta retirada se realizará cuando se vaya a iniciar la explotación de la parcela nº 338 y se llevarán directamente a restaurar los taludes finales ya explotados de la Fase-1., quedando integrada en el diseño del sistema de explotación, por lo que no es necesario un proyecto específico aparte.

La retirada de la cubierta vegetal existente se realizará preferentemente con la pala retroexcavadora, si bien también podría emplearse la pala cargadora.

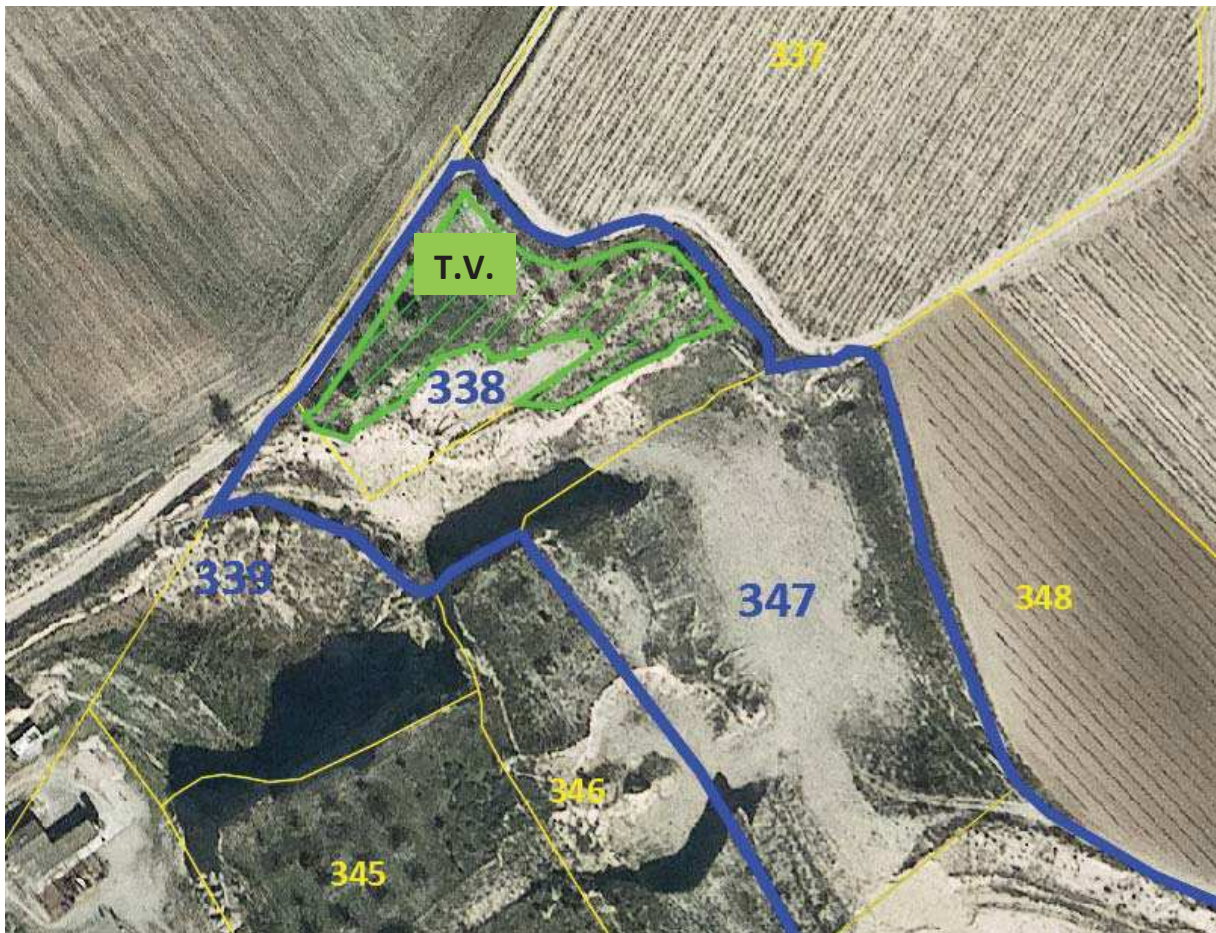


Ilustración 22: En verde ubicación tierra vegetal a retirar en la parcela 338.

1.13. DEFINICIÓN DE TALUDES.

En este apartado se definirán el número y dimensiones de los bancos, las bermas y las plataformas de trabajo, el talud general de trabajo y el final, así como la profundidad máxima prevista alcanzar y los coeficientes de seguridad empleados.

Para facilitar las explicaciones vamos a dividir la explotación en dos fases, siendo:

- Fase-1 → Zona actualmente en explotación.
- Fase-2 → Zona de la ampliación.

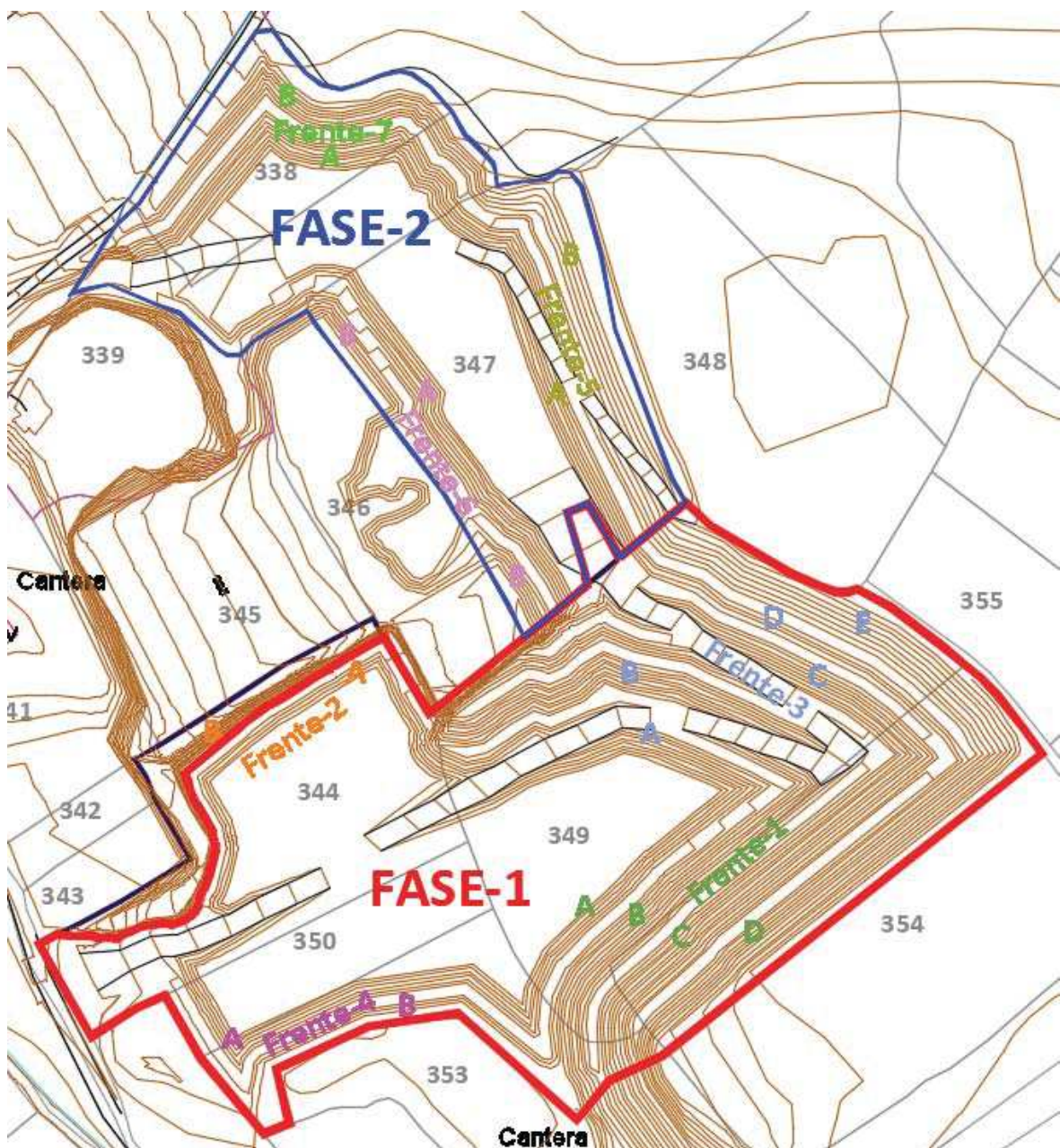


Ilustración 23: Disposición de la Fase-1 y la Fase-2, con los diferentes Frentes.

FASE – 1:

Esta fase es la zona que actualmente está en explotación, la hemos dividido en cuatro frentes según la siguiente imagen:

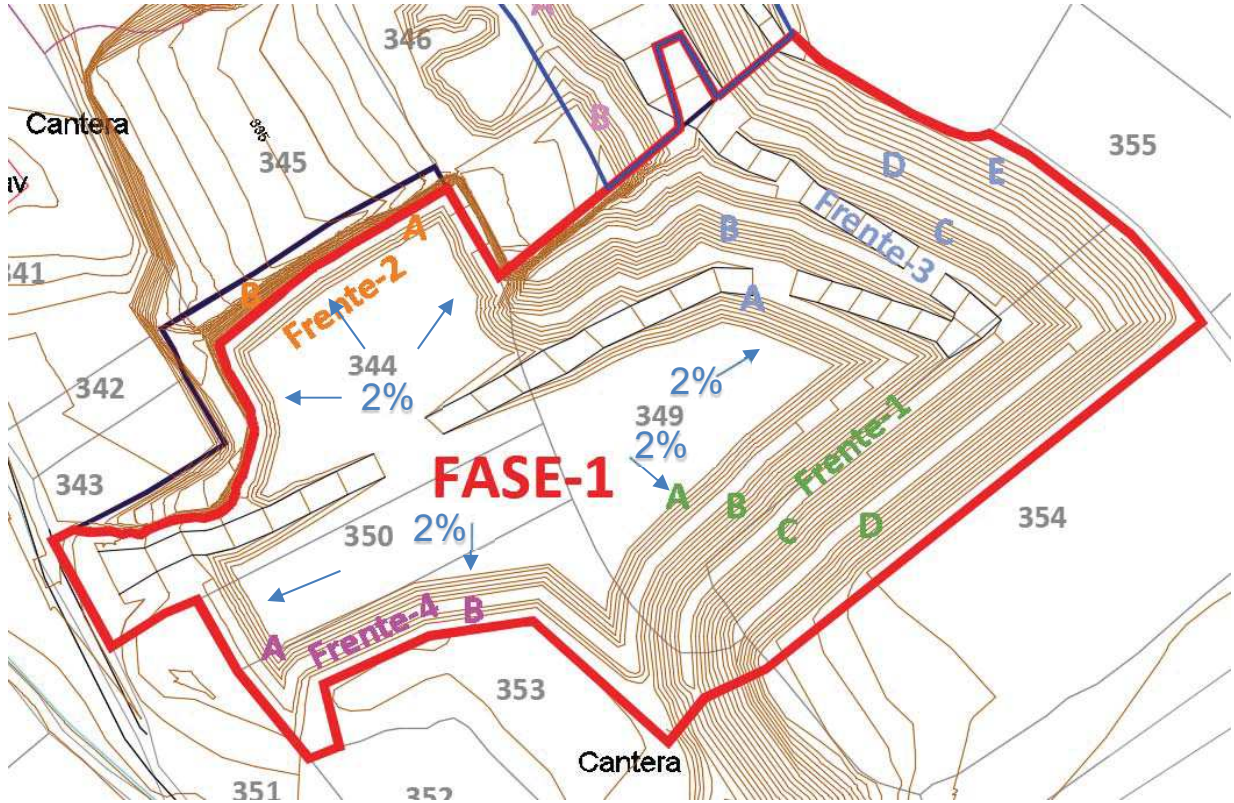


Ilustración 24: Disposición frentes en Fase-1

La plaza generada en esta Fase-1 *tendrá una pendiente mínima del 2% hacia el pie de los taludes* inferiores, de tal forma que el agua de lluvia se distribuya uniformemente a las cunetas de dichos pies.

○ **FRENTE-1:**

Es el frente que queda más al este en esta Fase-1, y linda con parte de la parcela nº 354. Estará formado por 4 bancos (A, B, C y D)

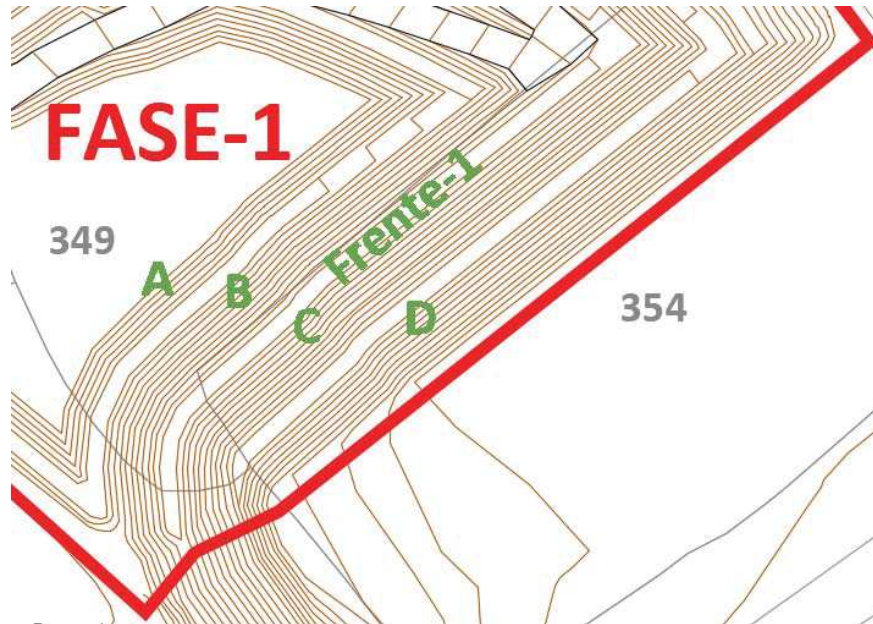


Ilustración 25: Disposición Frente-1 con los diferentes bancos.

1. Banco "A":

Es el banco inferior. Su altura varía entre los 5 y los 7 m, ya que la berma entre el banco "A" y el "B" tiene parte en pendiente, una la berma inferior del Frente-1 de cota 313 m con la berma inferior del Frente-3 de cota 316 m.

Este banco estará entre la cota 308 y la 315 m.

El ángulo final será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Durante su explotación no tendrá plataforma de trabajo, ya que se explotará desde la base de la gravera para esta Fase-1.

2. Banco "B":

Estará entre la cota 313-315 m y la 323-324 m, 10 m de altura. Esta variación en las cotas se debe a la berma en pendiente entre el banco "A" y el banco "B" y a la berma en pendiente entre el banco "B" y el banco "C".

El ángulo final es de 45°, y es un banco que ya estaría construido a falta de unir las bermas.

Al estar ya construido no podemos indicar valores de la plataforma de trabajo ni el ángulo de trabajo.

3. Banco "C":

Estará entre las cotas 323-324 m y la 332-333 m, 10 m de altura. Esta variación en las cotas se debe a la berma en pendiente entre el banco "B" y el banco "C", y entre el banco "C" y el banco "D".

El ángulo final es de 45° , y es un banco que ya estaría construido a falta de unir las bermas.

Al estar ya construido no podemos indicar valores de la plataforma de trabajo ni el ángulo de trabajo.

4. Banco "D":

Es un banco contra montera, y estará entre la cota 332-333 m y 342-343 m, 10 m de altura.

El ángulo final es de 45° , y es un banco que ya estaría construido a falta de unir la berma anterior.

Al estar ya construido no podemos indicar valores de la plataforma de trabajo ni el ángulo de trabajo.

Todas las bermas intermedias serán de 3 m de ancho, justificadas por el estudio de estabilidad. La longitud máxima de estos bancos serán 123 m y el ángulo final del frente de $38,5^\circ$ con la horizontal.

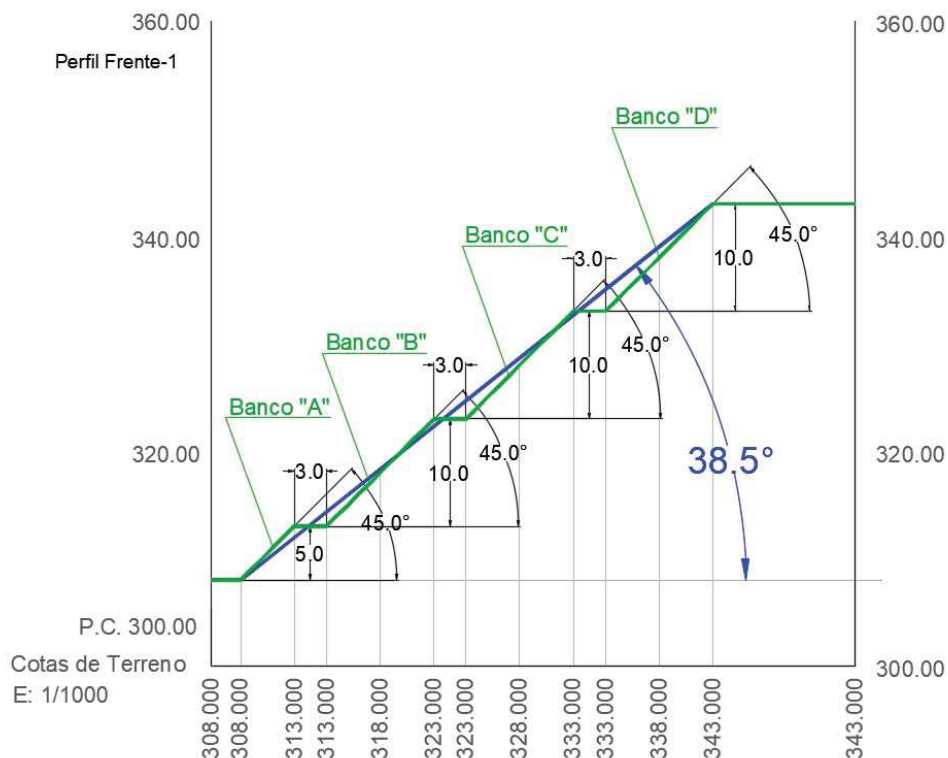


Ilustración 26: Perfil longitudinal del Frente-1 con indicación de alturas de bancos, anchuras de bermas y ángulos de banco y ángulo final del frente en azul.

○ **FRENTE-2:**

Es el frente que queda más al oeste en esta fase-1, estaría en la parcela nº 344, y linda con las parcelas nº 341, 342, 343, 345 y 346. Estará formado por 2 bancos "A" y "B". Sólo se crea el banco inferior, el "A", ya que el "B" es un banco ya existente.

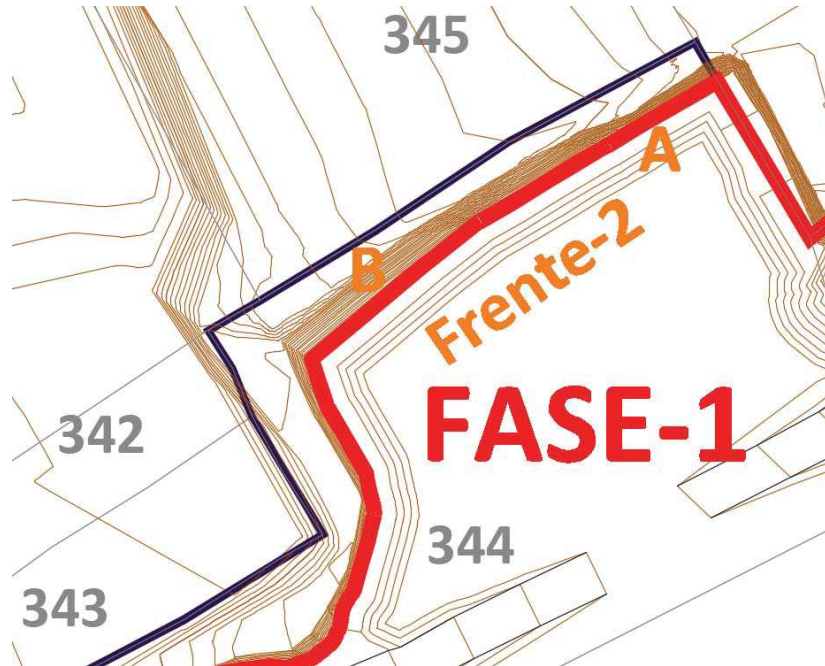


Ilustración 27: Disposición del Frente-2 con los diferentes bancos.

1. Banco "A":

Es el banco inferior. Su altura varía entre los 3 y los 4 m ya que la berma entre el banco "A" y el banco "B" tiene parte en pendiente.

Este banco estará entre la cota 308 y la 311-312 m.

El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Consideramos que el ángulo final del frente también serán los 45° al estar ya explotado el banco "B" y no considerarlo.

Entre el banco "A" y el banco "B" hay una berma de 3 m de ancho, justificada en el estudio de estabilidad.

Durante su explotación no tendrá plataforma de trabajo, ya que se explotará desde la base de la gravera para esta Fase-1.

La longitud de este banco es de unos 116,0 m.

2. Banco "B":

Es un banco ya existente. Tiene unos 28 m de alto y ángulo con la horizontal superior a los 80°, llegando hasta los 88°.

Según el acuerdo firmado entre Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L. y Canteras y Hormigones Vre, S.A. el banco "B" sería explotado por Canteras y Hormigones Vre, S.A.

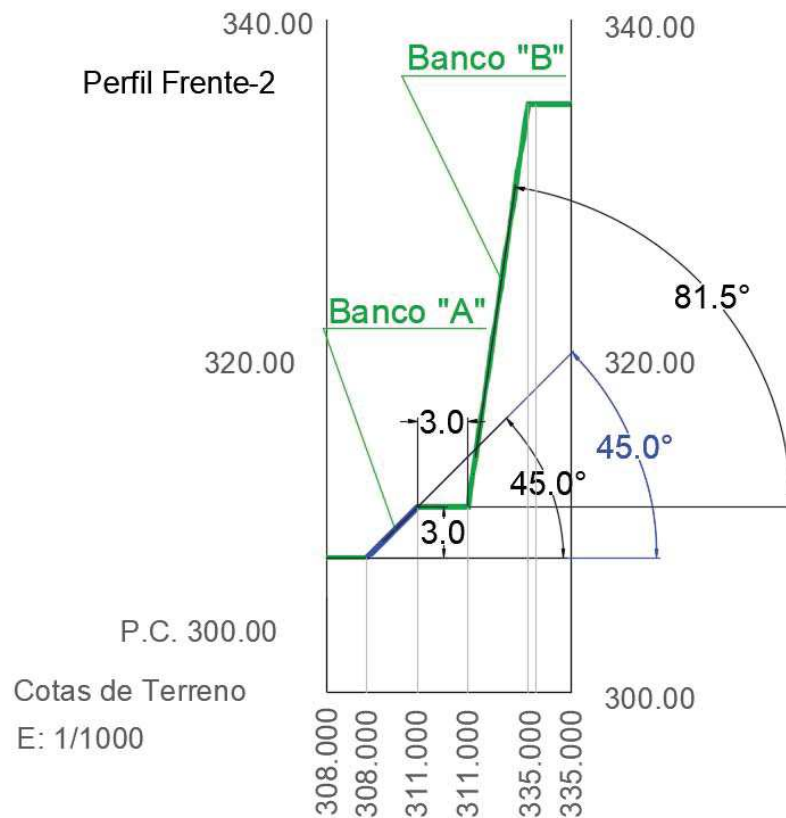


Ilustración 28: Perfil longitudinal del Frente-2 con indicación de la altura del banco explotado, anchura de la berma y ángulo de banco y ángulo final del frente en azul, que en este caso al ser un único banco que se explota coinciden.

○ **FRENTE-3:**

Es el frente que queda más al norte de esta fase-1, y que linda con la senda al Camino de Planillos y con las parcelas nº 346 y 347.

Estará formado por cinco bancos, la pista de subida parte los bancos (A, B y C) pero los seguiremos considerando como el mismo banco. El banco de mayor cota será contra montera.

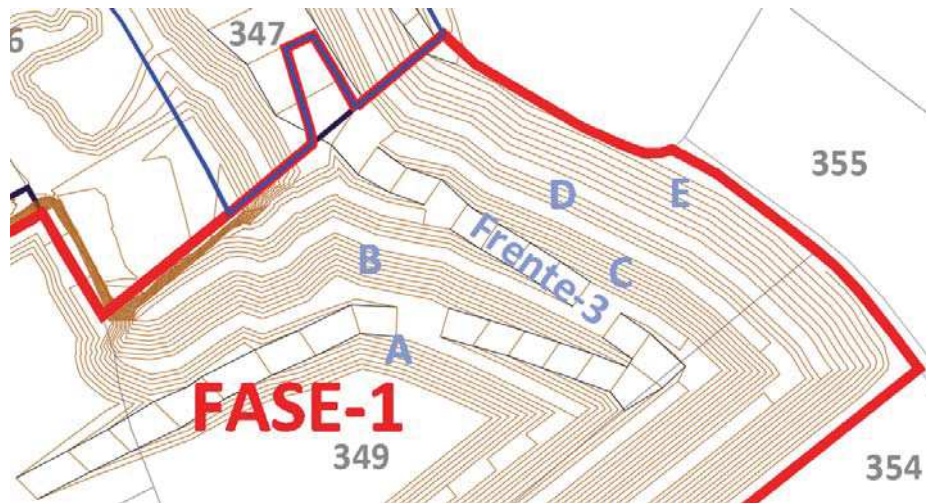


Ilustración 29: Disposición del Frente-3 con los diferentes bancos.

1. Banco "A":

Es el banco inferior. Estará entre la cota 308 m y la 316 m, con una altura de 8 m. El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Durante su explotación no tendrá plataforma de trabajo, ya que se explotará desde la base de la gravera para esta Fase-1.

2. Banco "B":

Estará entre la cota 316 m y 324 m, con una altura de 8 m.

El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Se explotará desde una plataforma de trabajo.

3. Banco "C":

Estará entre la cota 324 m y 332 m, con una altura de 8 m.

El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Se explotará desde una plataforma de trabajo.

4. Banco "D":

Estará entre la cota 332 m y 335 m, con una altura de 3 m.

El ángulo final del banco será 40° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Se explotará desde una plataforma de trabajo.

5. Banco "E":

Estará entre la cota 335 m y 343 m, con una altura de 8 m.

El ángulo final del banco será 34° con la horizontal.

Este es un banco contra montera que ya está construido.

Al estar ya construido no es posible indicar su ángulo de explotación ni la plataforma de trabajo.

Todas las bermas intermedias tendrán una anchura de 3 m, justificadas con el estudio geotécnico.

Las plataformas de trabajo para los bancos "B", "C" y "D" serán como mínimo de 4,41 m de ancho, incluyendo barrera no franqueable de 0,5 m en condiciones normales de trabajo. El banco "A" no tendrá plataforma al explotarse desde la base de la gravera.

La longitud máxima de estos bancos será de 139 m y el ángulo final del frente será de 28,8°.

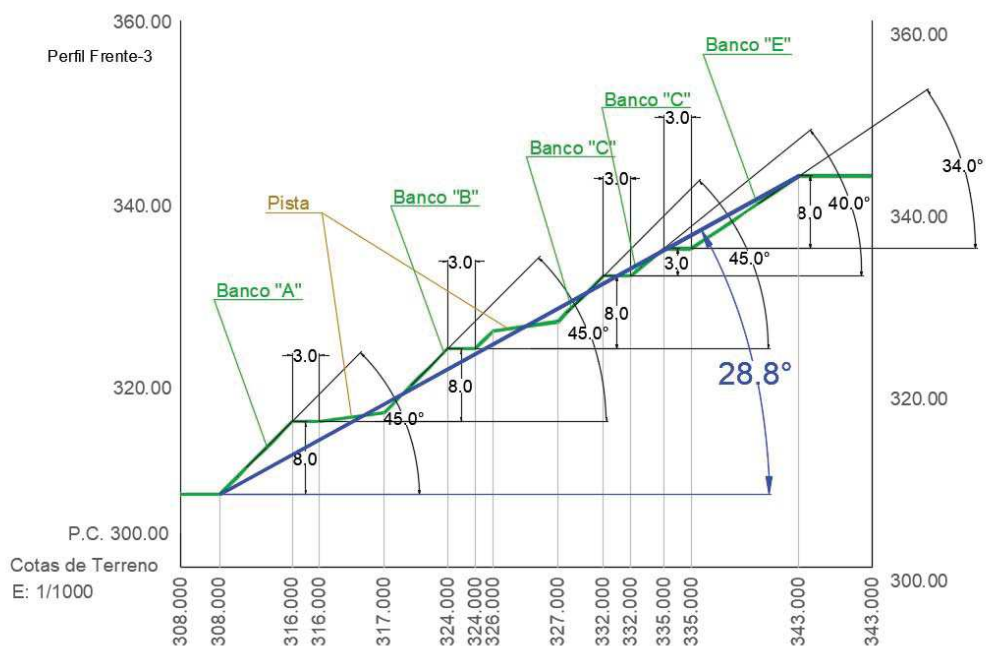


Ilustración 30: Perfil longitudinal del Frente-3 con indicación de alturas de bancos, anchuras de bermas y ángulos de banco y ángulo final del frente en azul.

○ **FRENTE-4:**

Es el frente que queda más al sur de esta fase-1, y que linda con las parcelas nº 351, 352 y 353. Este frente sería continuación del Frente-1 pero se ha preferido mantener las dimensiones del banco inferior para poder generar la berma intermedia.

Estará formado por 2 bancos "A" y "B". El banco de mayor cota será contra montera.



Ilustración 31: Disposición del Frente-4 con los diferentes bancos.

1. Banco "A":

Es el banco inferior. Estará entre la cota 308 m y la 313 m, con una altura de 5 m. El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Durante su explotación no tendrá plataforma de trabajo, ya que se explotará desde la base de la gravera para esta Fase-1.

2. Banco "B":

Estará entre la cota 313 m y 315 m, con una altura de 2 m.

El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

La plataforma de trabajo será mínimo de 4,41 m de ancho, incluyendo barrera no franqueable de 0,5 m de ancho en condiciones normales de trabajo.

La berma intermedia tendrá una anchura de 3 m, justificada en el estudio de estabilidad.

La longitud máxima de estos bancos será de 160 m y el ángulo final del frente será de 35,2°.

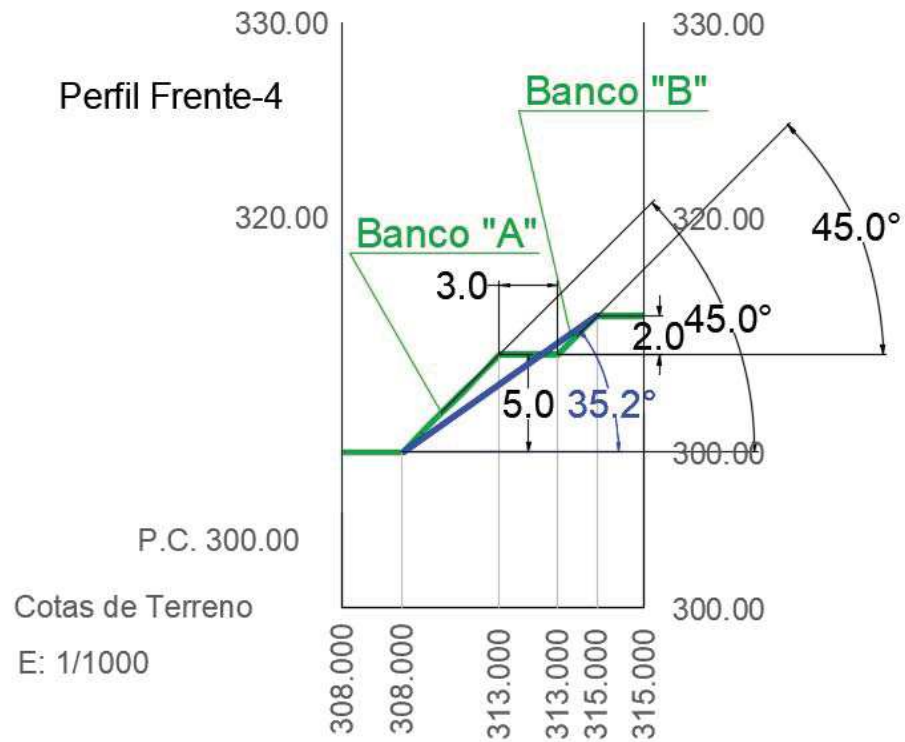


Ilustración 32: Perfil longitudinal del Frente-4 con indicación de alturas de bancos, anchura de berma y ángulos de banco y ángulo final del frente en azul.

FASE – 2:

Esta fase es la zona que podemos definir como nueva, comprende la parcela nº 347 recientemente comprada y las parcelas nº 338 y 339, sobre las cuales la empresa dispone los derechos de explotación. La hemos dividido en tres frentes, del 5 al 7, siguiendo la numeración de la fase anterior:

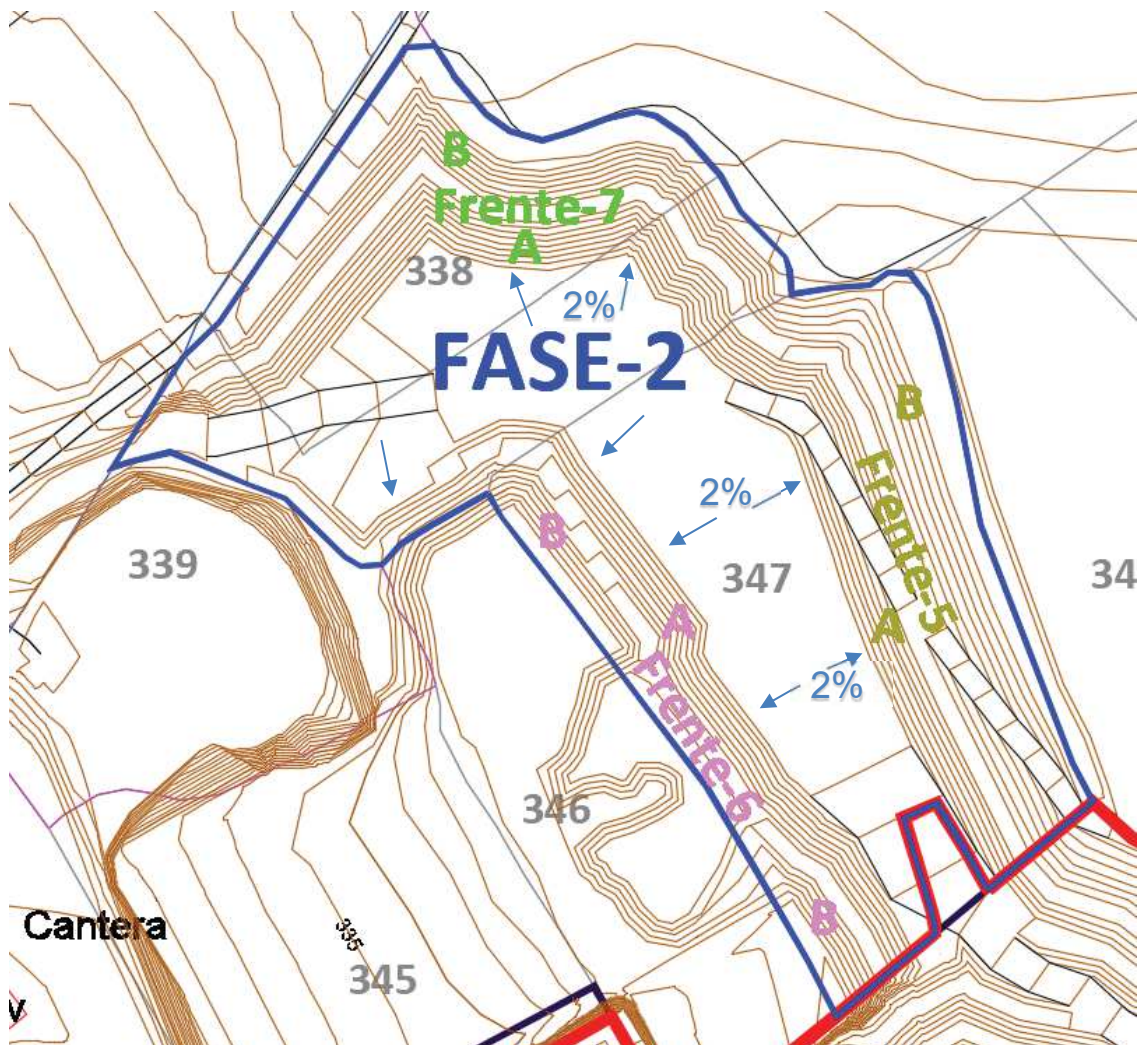


Ilustración 33: Disposición de frentes en Fase-2.

La plaza generada en esta Fase-2 *tendrá una pendiente mínima del 2% hacia el pie de los taludes* inferiores, de tal forma que el agua de lluvia se distribuya uniformemente a las cunetas de dichos pies.

○ **FRENTE-5:**

Este frente podría considerarse como una continuación del Frente-3 de la fase anterior. Dispondrá de dos bancos "A" y "B". El banco "B" ya está prácticamente revegetado, y con una pendiente de unos 36° , no se explotará este banco "B", sólo se adecuará la pista que baja desde la senda que va al Camino de Planillos.

Los límites de este Frente-4 sería la propia parcela 347, este frente lindaría con la parcela 349 en el este y la 339 en el oeste.

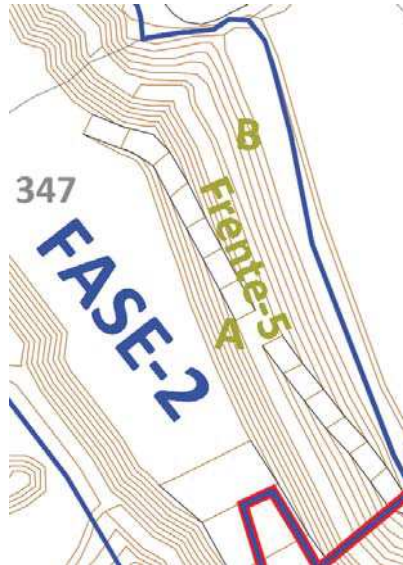


Ilustración 34: Disposición del Frente-5 con los diferentes bancos.

1. Banco "A":

Es el banco inferior. Estará entre la cota 328 m y la 335 m, con una altura de 7 m. El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80° .

Durante su explotación no tendrá plataforma de trabajo, ya que se explotará desde la base de la gravera para esta Fase-2.

2. Banco "B":

Estará entre la cota 335 m y 342 m, con una altura de 7 m.

Es un banco que ya existe. El ángulo final del banco es de 36° con la horizontal.

La berma intermedia tendrá una anchura de 3 m, justificada en el estudio de estabilidad.

La longitud máxima de estos bancos será de 109 m y el ángulo final del frente será de $25,7^\circ$.

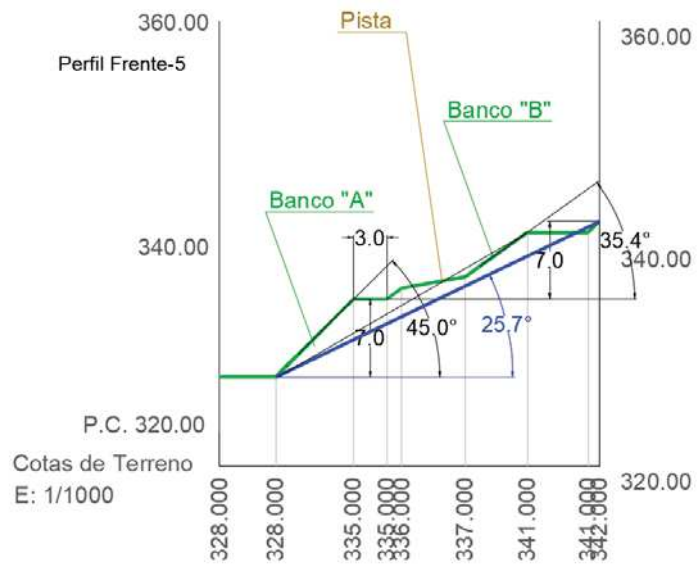


Ilustración 35: Perfil longitudinal del Frente-5 con indicación de alturas de bancos, anchura de berma y ángulo de banco y ángulo final del frente en azul.

○ **FRENTE-6:**

Este frente quedaría justo enfrente del anteriormente explicado Frente-5.

Estará compuesto de dos bancos "A" y "B". este frente lindará con la parcela 346 por la parte norte de esta.

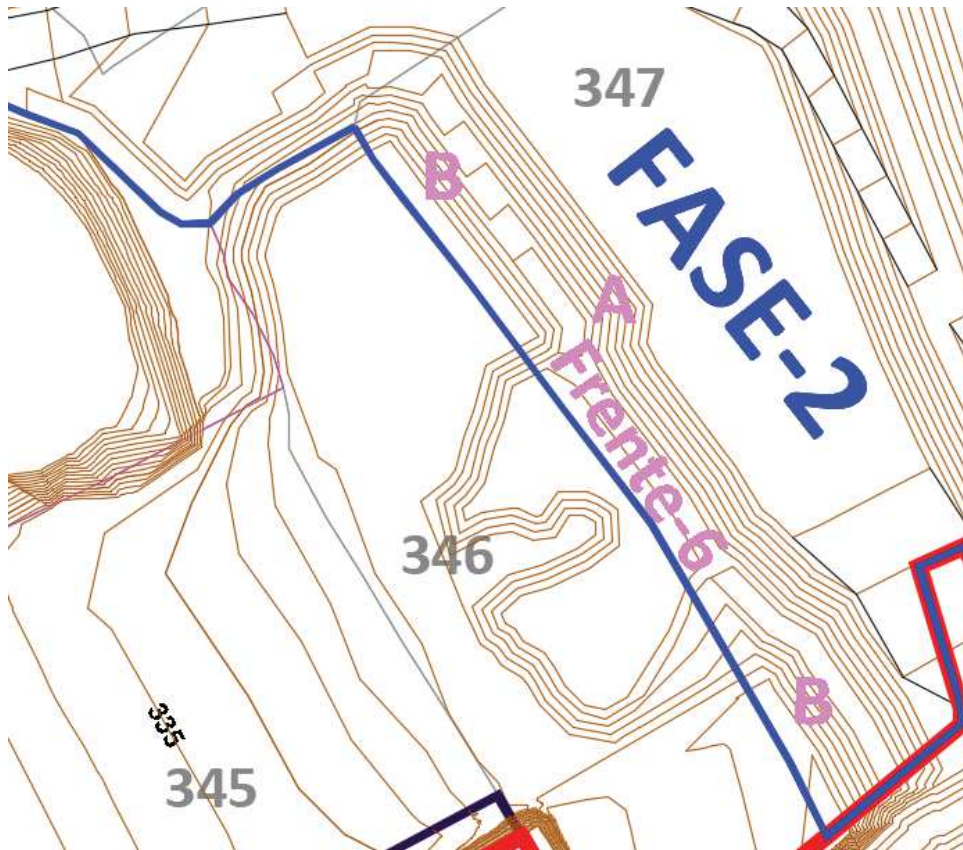


Ilustración 36: Disposición del Frente-6 con los diferentes bancos.

1. Banco "A":

Es el banco inferior. Estará entre la cota 328 m y la 336 m, con una altura de 8 m.

El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Durante su explotación no tendrá plataforma de trabajo, ya que se explotará desde la base de la gravera para esta Fase-2.

2. Banco "B":

Será un banco contra montera. Estará entre la cota 336 m y 342 m, con una altura máxima de 6 m.

El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

La plataforma de trabajo será mínimo de 4,41 m de ancho, incluyendo barrera no franqueable, de 0,5 m de ancho, en condiciones normales de trabajo.

La berma intermedia tendrá una anchura de 3 m, justificada en el estudio de estabilidad. Esta berma será en pendiente, para poder acceder a ella desde la parcela 339.

La longitud máxima de estos bancos será de 116 m y el ángulo final del frente será de 39,6°.

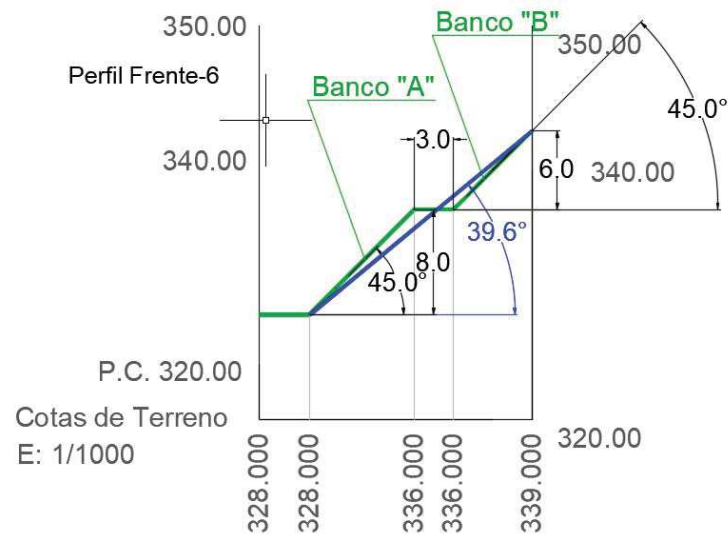


Ilustración 37: Perfil longitudinal del Frente-6 con indicación de alturas de bancos, anchura de berma y ángulo de banco y ángulo final del frente en azul.

○ **FRENTE-7**

Este frente quedaría al este de la nueva zona, y lindaría con la pista que sube por el oeste, en la parcela 338.

Estará formado por dos bancos "A" y "B".

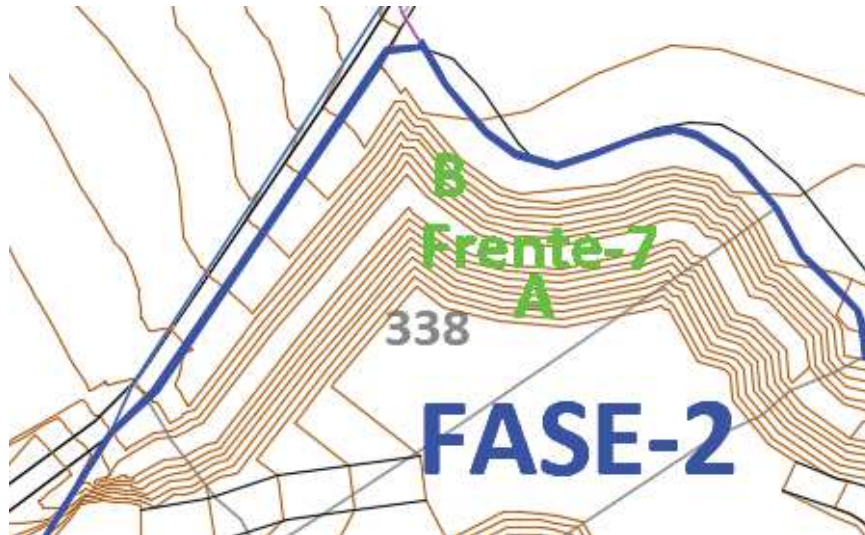


Ilustración 38: Disposición del Frente-7 con los diferentes bancos.

1. Banco "A":

Es el banco inferior. Estará entre la cota 328 m y la 336 m, con una altura de 8 m. El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

Durante su explotación no tendrá plataforma de trabajo, ya que se explotará desde la base de la gravera para esta Fase-2.

2. Banco "B":

Será un banco contra montera. Estará entre la cota 336 m y 344 m, con una altura máxima de 8 m.

El ángulo final del banco será 45° con la horizontal y el de trabajo inferior a los 80°.

La plataforma de trabajo será mínimo de 4,41 m de ancho, incluyendo barrera no franqueable, de 0,5 m de ancho, en condiciones normales de trabajo.

La berma intermedia tendrá una anchura de 3 m, justificada en el estudio de estabilidad. Esta berma tendrá una parte en pendiente, para poder acceder a ella desde la berma del Frente-5.

La longitud máxima de estos bancos será de 138 m y el ángulo final del frente será de 40,1°.

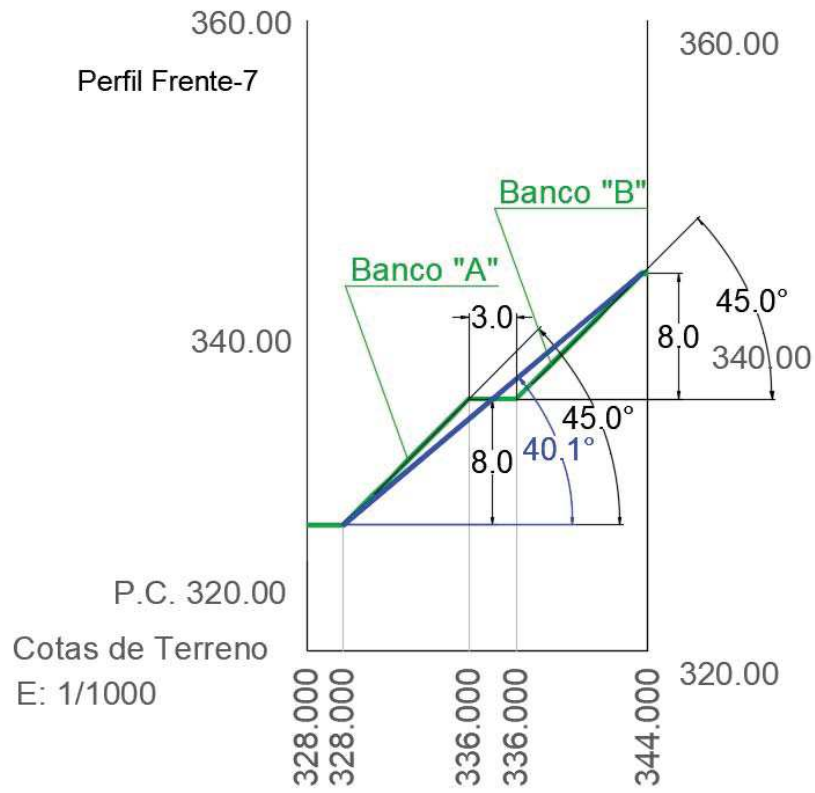


Ilustración 39: Perfil longitudinal del Frente-7 con indicación de alturas de bancos, anchura de berma y ángulo de banco y ángulo final del frente en azul.

1.14. ESCOMBRERAS.

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, define como escombrera a *“una instalación de residuos mineros construida para el depósito de residuos mineros sólidos en superficie”*.

Así mismo en dicho Real Decreto se indica que *“Se considera que forman parte de dichas instalaciones cualquier presa u otra estructura que sirva para contener, retener o confinar residuos mineros o tenga otra función en la instalación, así como, entre otras cosas, las escombreras y las balsas. Los huecos de explotación rellenados con residuos mineros tras el aprovechamiento del mineral con fines de rehabilitación o de construcción no tienen la consideración de instalaciones de residuos mineros, si bien están sujetos a lo dispuesto en el artículo 13”*.

Siguiendo este razonamiento del Real Decreto 975/2009, ***podemos indicar que en la explotación “VICUÑA-I” y ampliación no se creará ninguna Instalación de Residuos Mineros***, ya que en la gravera no se prevé que se generen residuos mineros.

1.15. PRESAS, BALSAS Y DEPÓSITOS DE LODOS.

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, define como balsa a *“una instalación de residuos mineros natural o construida para la eliminación de residuos mineros de grano fino junto con cantidades diversas de agua libre, resultantes del tratamiento y beneficio de recursos minerales y del aclarado y reciclado del agua usada para dicho tratamiento y beneficio”*.

Siguiendo este razonamiento del Real Decreto 975/2009, ***podemos indicar que en la explotación “VICUÑA-I” y ampliación no existe ni se creará ninguna presa, balsas y/o depósito de lodos***.

1.16. PISTAS Y ACCESOS.

Se definirán el número, dimensiones y ubicación de los caminos, rampas, pistas y accesos, con especificación geométrica de cada uno de ellos.

En este proyecto se han diseñado un total de cuatro pistas:

1. Pista de acceso al hueco minero, plaza, desde el sur. Acceso a la Fase-1.
2. Pista de acceso desde la plaza hasta la zona de las nuevas parcelas. Acceso a la Fase-2 desde la Fase-1.
3. Acceso al hueco minero desde la pista que sube por el oeste. Acceso a la Fase-2. Acceso de emergencia.
4. Pista de acceso al hueco minero desde la senda que va al Camino de Planillos. Acceso a la Fase-2. Acceso de emergencia.

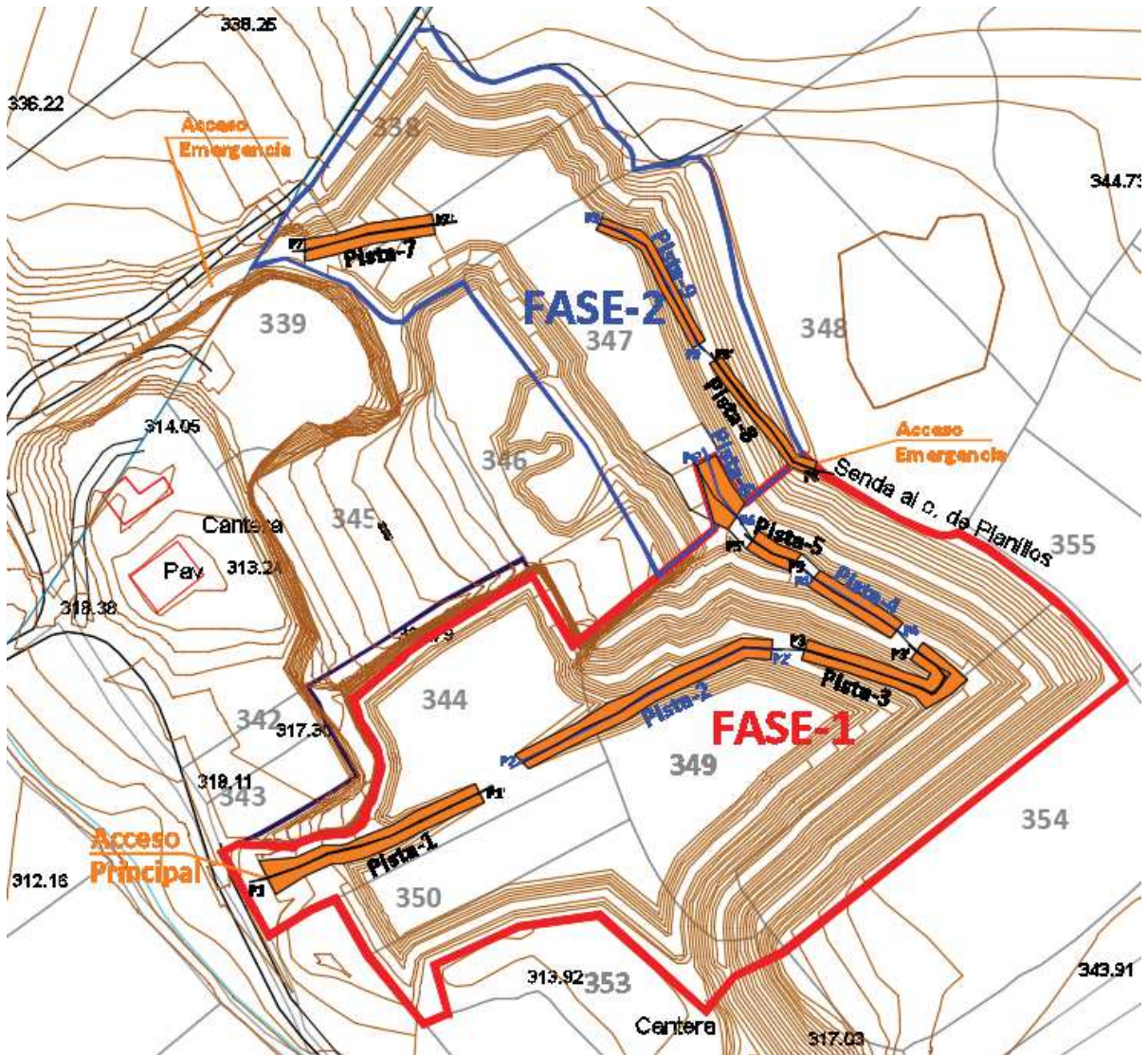


Ilustración 40: Ubicación de las pistas en la explotación.

○ **PISTA ACCESO A LA GRAVERA, ACCESO A LA FASE-1:**

- Será la pista de acceso a la Fase-1 desde el sur.
- Será la entrada principal y habitual a la gravera.
- Estará entre las cotas 315 m, acceso, y 308 m, plaza de gravera.
- Tendrá un solo tramo, se ha denominado como PISTA-1.
- Tendrá una anchura de 6,25 m según lo calculado en el apartado 3.3.1.- Anchura de calzadas en pistas y accesos.
- Tendrá una longitud de unos 70,5 m y una pendiente longitudinal media de 5,71º; (10,00%).
- La pista tendrá una pendiente transversal de un 2% para evacuar el agua de escorrentía.
- Se realiza plano con las diferentes pistas.

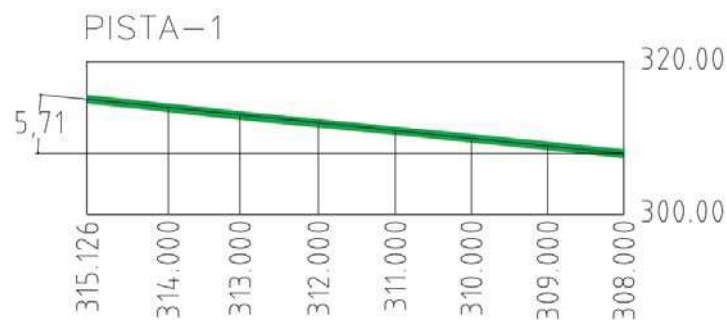


Ilustración 41: Perfil longitudinal Pista-1.

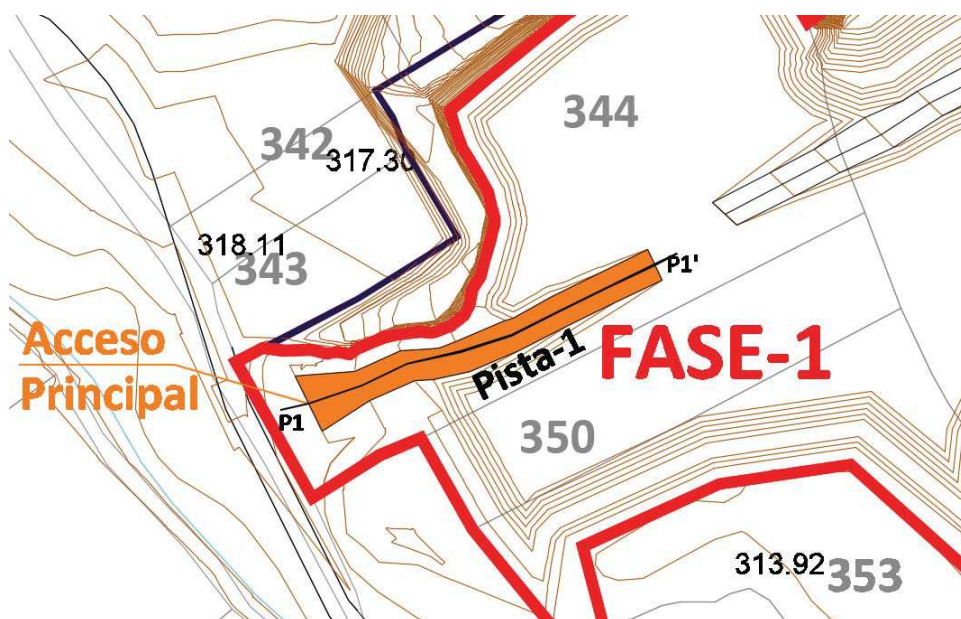


Ilustración 42: Pista de acceso al hueco minero, a la Fase-1, por el sur, Pista-1.

○ **PISTA DE ACCESO A LA FASE-2 DESDE LA FASE-1:**

- Esta será la pista de acceso desde la Fase-1 hasta la Fase-2.
- Estará entre las cotas 308 m, plaza, y 331 m, acceso Fase-2.
- Tendrá cinco tramos debido a los accesos a las bermas. Se han denominado Pista-2, Pista-3, Pista-4, Pista-5, Pista-6,
- Tendrá una anchura de 6,25 m según lo calculado en el apartado 3.3.1.- Anchura de calzadas en pistas y accesos.
- Al finalizar la explotación de la Fase-1 y antes de empezar la explotación de la Fase-2 tendrá una longitud total de unos 243,0 m. Una vez finalizada la explotación de la Fase-2 tendrá una longitud total de unos 214,0 m y una pendiente longitudinal media del conjunto de 5,71‰; (10,00%).
- La pista tendrá una pendiente transversal de un 2% para evacuar el agua de escorrentía.
- Se realiza plano con las diferentes pistas.



Ilustración 43: Perfil longitudinal del conjunto de la pista de acceso a la Fase-2 desde la Fase-1

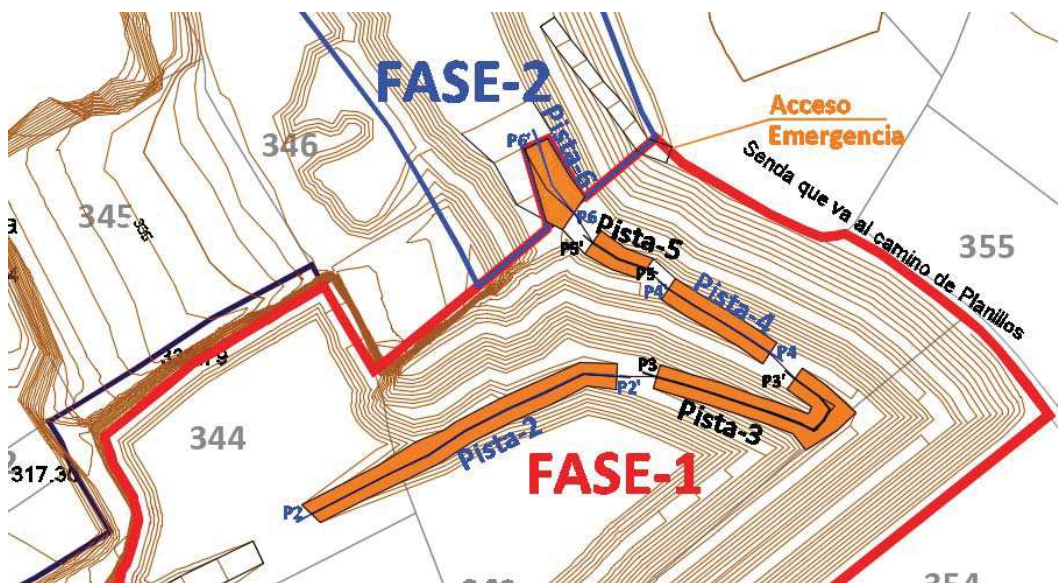


Ilustración 44: Pista de acceso a la Fase-2, desde la Fase-1.

○ **PISTA DE ACCESO A LA FASE-2 DESDE EL OESTE:**

- Será la pista de acceso a la Fase-2 desde el camino que sube por el oeste.
- Será un acceso de emergencia para cuando no pueda usarse la entrada principal por el sur, por ejemplo, en caso de obras en el camino.
- Estará entre las cotas 330 m, acceso, y 328 m, plaza Fase-2.
- Tendrá un solo tramo. Se ha denominado Pista-7.
- Tendrá una anchura de 6,25 m según lo calculado en el apartado 3.3.1.- Anchura de calzadas en pistas y accesos.
- Tendrá una longitud de unos 40,0 m y una pendiente longitudinal media de 2,85°; (5,00%).
- La pista tendrá una pendiente transversal de un 2% para evacuar el agua de escorrentía.
- Se realiza plano con las diferentes pistas.

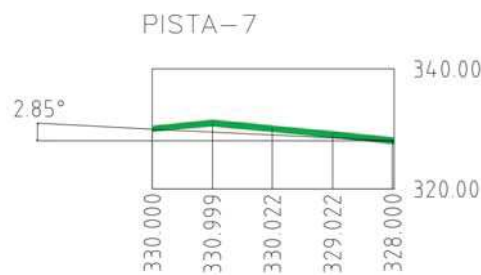


Ilustración 45: Perfil longitudinal de la pista de acceso a la Fase-2 desde el oeste, Pista-7.

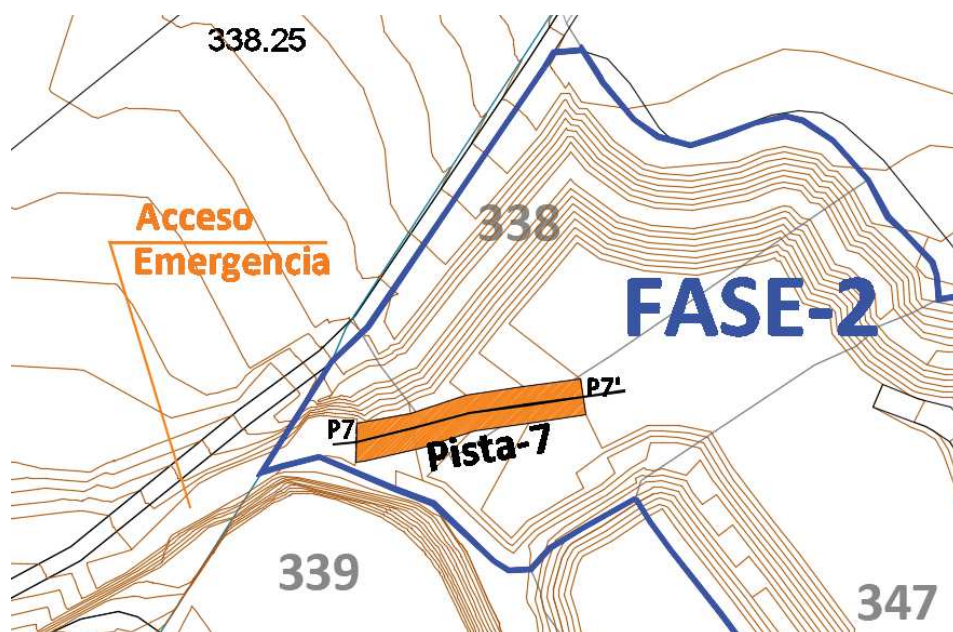


Ilustración 46: Pista de acceso a la Fase-2, desde el camino que sube por el oeste.

○ **PISTA DE ACCESO A LA FASE-2 DESDE LA SENDA QUE VA AL CAMINO DE PLANILLOS:**
DE PLANILLOS:

- Será la pista de acceso a la Fase-2 desde la senda que va al Camino de Planillos.
- Será un acceso de emergencia para cuando no pueda usarse la entrada principal por el sur, por ejemplo, en caso de obras en el camino.
- Estará entre las cotas 342 m y 328 m.
- Tendrá dos tramos debido a la berma. Denominados Pista-8 y Pista-9.
- Tendrá una anchura de 4,25 m según lo calculado en el apartado 3.3.1.- Anchura de calzadas en pistas y accesos.
- Tendrá una longitud total de unos 103,0 m y una pendiente longitudinal media del conjunto de 7,72°; (13,55%).
- La pista tendrá una pendiente transversal de un 2% para evacuar el agua de escorrentía.
- Se realiza plano con las diferentes pistas.

Esta pista es más estrecha (4,25 m) y con más pendiente (13,55%) que las anteriores debido a que parte se ejecuta en un talud que está prácticamente revegetado de forma espontánea, y por lo tanto se desea preservar afectándolo lo menos posible.

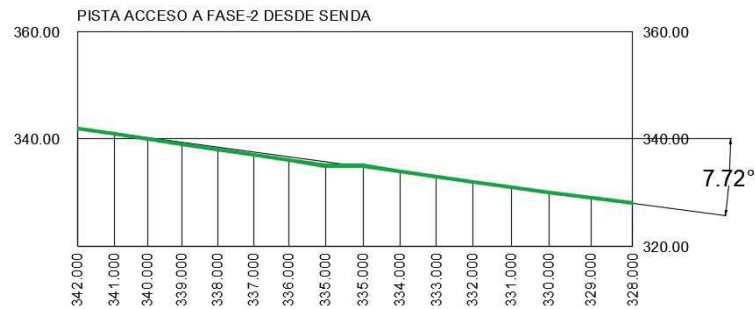


Ilustración 47: Perfil longitudinal del conjunto de la pista de acceso a la Fase-2 desde la senda que va al camino de Planillos.



Ilustración 48: Pista de acceso a la Fase-2 desde la senda que va al camino de Planillos.

1.17. INFRAESTRUCTURAS DE DRENAJE Y DESAGÜE.

La correcta estimación de los caudales de máxima crecida, es cada vez más importante para dimensionar correctamente sistemas de desagüe de obras y reducir y evitar daños en cauces fluviales, zonas regables y núcleos urbanos.

Existen un gran número de procedimientos de cálculo de crecidas, sin que ninguno de ellos se haya adoptado unánimemente. Sin embargo, los modelos hidrológicos son los que tienen un mayor sentido físico e hidrológico permitiendo estudiar aceptablemente el fenómeno de máxima crecida.

El jueves 10 de marzo de 2016 se publicó en el BOE la Orden FOM/298/2016, de 15 de febrero, por la que se aprueba la norma 5.2 - IC drenaje superficial de la Instrucción de Carreteras.

La orden considera tres métodos de cálculo de caudales:

- Racional.
- Estadístico.
- Otros métodos hidrológicos.

Según la misma Orden, en cuencas de área inferior a 50 km², se utilizarán los datos sobre caudales máximos proporcionados por la Administración Hidráulica o si no hay dichos datos, se deberá emplear el método Racional.

En nuestro caso debido al tamaño de la cuenca, emplearemos el método Racional.

FASE-1:

En el año 2017 se llevaron a cabo cálculos para las cunetas de la autorización Vicuña-I. Lo que entonces era Vicuña-I ahora sería la Fase-1, ver imagen siguiente, por lo que entendemos que los cálculos de la cuneta perimetral realizados en el 2017 son válidos para la cuneta perimetral del 2020 para la Fase-1 antes de empezar los trabajos en la Fase-2.

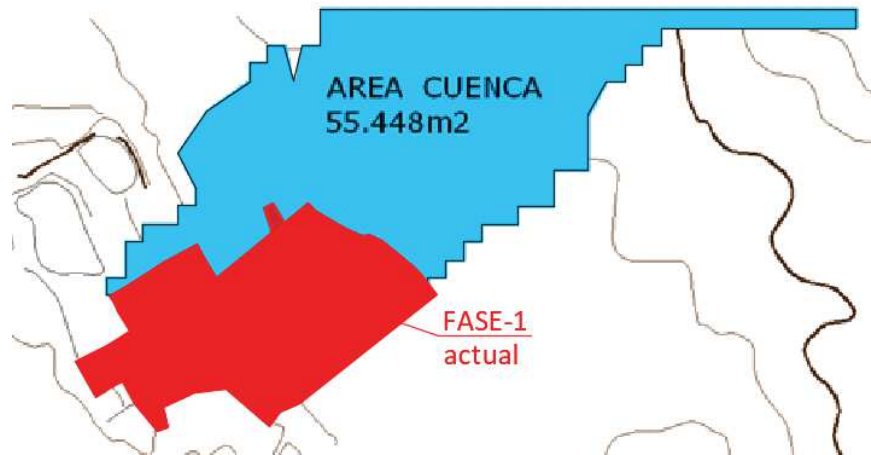


Ilustración 49: Imagen del área de cuenca elaborada en el 2017 con indicación de la Fase-1 actual.

En cambio, las cunetas de pie calculadas no serán las mismas al haber cambiado la geometría de los bancos y frentes, por lo que habrá que volver a calcularlas.

FASE-2:

Respecto a las cunetas de la Fase-2, si tomamos en cuenta la cuenca aportante del 2017, imagen anterior, e incluimos la Fase-2 vemos que parte de la cuenca es ahora interior a la Fase-2 y por lo tanto no afectará a la cuneta de coronación y sí a las de pie de la Fase-2.

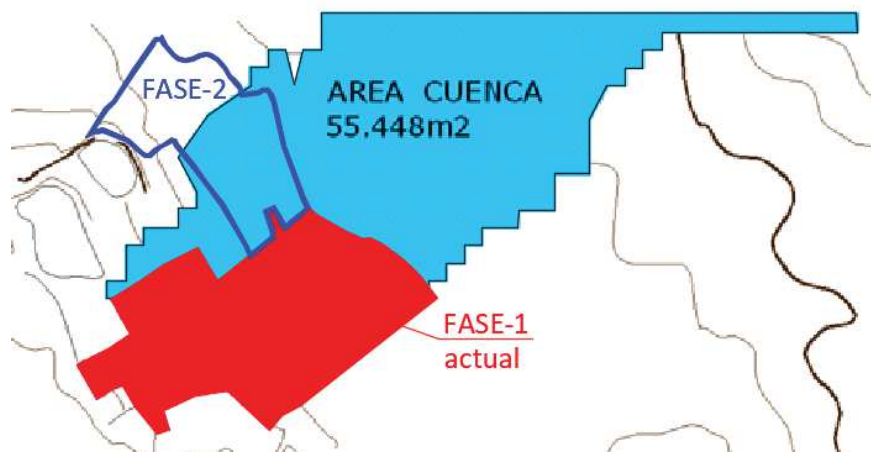


Ilustración 50: Imagen del área de cuenca elaborada en el 2017 con indicación de la Fase-2.

Para determinar la cuneta de coronación de la Fase-2 habría que dividir la cuenca aportante entre la Fase-1 y la Fase-2, previamente reducirla en la parte que queda interior a la Fase-2, y rehacer los cálculos para ambas fases, por lo tanto, las cunetas de coronación a calcular serían más reducidas que la calculada en el 2017, por lo que es entendible no rehacer los cálculos y emplear para la cuneta de coronación de la Fase-2 también las dimensiones de la cuneta de coronación calculada en el 2017.

Por lo tanto, podemos decir que la cuneta de coronación tanto para la Fase-1 como para la Fase-2 será de **$h = 27 \text{ cm}$ y $b = 81 \text{ cm}$.**

A. MÉTODO RACIONAL:

Caudal máximo anual Q_T , en m^3/s :

$$Q_T = \frac{I(T, t_c) * C * A * K_t}{3,6}$$

Siendo:

- i. $I(T, t_c)$ = **Intensidad de precipitación** correspondiente al periodo de retorno considerado T , para una duración del aguacero igual al tiempo de concentración t_c , de la cuenca, en mm/h .
- ii. C = **Coefficiente medio de escorrentía** de la cuenca o superficie considerada, *adimensional*.
- iii. A = **Área de la cuenca** o superficie considerada, en km^2 .
- iv. K_t = **Coefficiente de uniformidad** en la distribución temporal de la precipitación, *adimensional*.

La fórmula anterior es válida para cuencas homogéneas, en nuestro caso, y debido al pequeño tamaño de la cuenca la consideramos homogénea.

i. Intensidad de precipitación $I(T,t)$, en mm/h :

$$I(T, t) = I_d * F_{int}$$

Siendo:

- I_d = **Intensidad media diaria de precipitación corregida** correspondiente al periodo de retorno T , en mm/h .
- F_{int} = **Factor de intensidad**, *adimensional*

Para el cálculo del caudal haremos $t=t_c$.

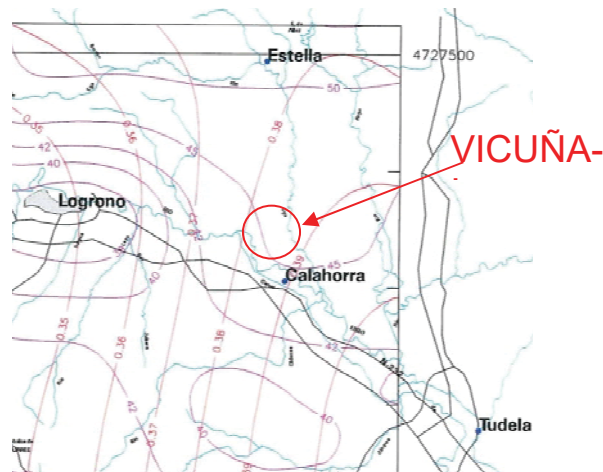
1. Intensidad media diaria de precipitación corregida I_d , en mm/h:

$$I_d = \frac{P_d * K_A}{24}$$

Siendo:

- P_d = precipitación diaria correspondiente al periodo de retorno T , en mm.
- K_A = Factor reductor de la precipitación por área de la cuenca, adimensional.

La precipitación diaria máxima (P_d) para cualquier punto de España se obtiene para el periodo de retorno deseado de los mapas de isolinias y tablas del Ministerio de Fomento, 1999. Ver siguiente figura:



Mapa lluvias Ministerio de Fomento

De este mapa obtenemos dos valores directos, que son \bar{P} y C_v . Posteriormente mediante la siguiente tabla, también de la misma publicación, corregimos \bar{P} para obtener el valor de P_d dependiendo del periodo de retorno establecido.

$$P_d (m m) = K t \times \bar{P}$$

K_t es un factor de amplificación del Mapa de máximas lluvias diarias de España para calcular la precipitación diaria máxima. Los K_t se obtienen de la siguiente tabla, conociendo C_v y el periodo de retorno que queremos se extrae el valor de K_t .

En la I.C.- 5.2 se establecen diferentes valores del periodo de retorno, dependiendo de la intensidad de ocupación de la vía de circulación. En nuestro caso, ya que no se trata de ninguna vía de circulación emplearemos 100 años como periodo de retorno.

Factor de amplificación (K_r)

C_r	PERIODO DE RETORNO EN AÑOS (T)							
	2	5	10	25	50	100	200	500
0.30	0.935	1.194	1.377	1.625	1.823	2.022	2.251	2.541
0.31	0.932	1.198	1.385	1.640	1.854	2.068	2.296	2.602
0.32	0.929	1.202	1.400	1.671	1.884	2.098	2.342	2.663
0.33	0.927	1.209	1.415	1.686	1.915	2.144	2.388	2.724
0.34	0.924	1.213	1.423	1.717	1.930	2.174	2.434	2.785
0.35	0.921	1.217	1.438	1.732	1.961	2.220	2.480	2.831
0.36	0.919	1.225	1.446	1.747	1.991	2.251	2.525	2.892
0.37	0.917	1.232	1.461	1.778	2.022	2.281	2.571	2.953
0.38	0.914	1.240	1.469	1.793	2.053	2.327	2.617	3.014
0.39	0.912	1.243	1.484	1.808	2.083	2.357	2.663	3.067
0.40	0.909	1.247	1.492	1.839	2.113	2.403	2.708	3.128
0.41	0.906	1.255	1.507	1.854	2.144	2.434	2.754	3.189
0.42	0.904	1.259	1.514	1.884	2.174	2.480	2.800	3.250
0.43	0.901	1.263	1.534	1.900	2.205	2.510	2.846	3.311
0.44	0.898	1.270	1.541	1.915	2.220	2.556	2.892	3.372
0.45	0.896	1.274	1.549	1.945	2.251	2.586	2.937	3.433
0.46	0.894	1.278	1.564	1.961	2.281	2.632	2.983	3.494
0.47	0.892	1.286	1.579	1.991	2.312	2.663	3.044	3.555
0.48	0.890	1.289	1.595	2.007	2.342	2.708	3.098	3.616
0.49	0.887	1.293	1.603	2.022	2.373	2.739	3.128	3.677
0.50	0.885	1.297	1.610	2.052	2.403	2.785	3.189	3.738
0.51	0.883	1.301	1.625	2.068	2.434	2.815	3.220	3.799
0.52	0.881	1.308	1.640	2.098	2.464	2.861	3.281	3.860

a. Factor reductor de la precipitación K_A , adimensional:

$$\text{Si } A < 1 \text{ km}^2 \rightarrow K_A = 1$$

$$\text{Si } A \geq 1 \text{ km}^2 \rightarrow K_A = 1 - \frac{\log_{10} A}{15}$$

Siendo:

- $A = \text{Área de la cuenca, en km}^2$.

2. Factor de intensidad F_{int} , adimensional

$$F_{int} = \text{máx} (F_a, F_b)$$

El Factor de intensidad será el mayor valor de los dos indicados, F_a , F_b .

Siendo:

- F_a = obtenido a partir del índice de torrencialidad (I_1/I_d), adimensional.
- F_b = Factor obtenido a partir de las curvas IDF de un pluviógrafo próximo, adimensional.

a. Obtención de F_a , adimensional:

$$F_a = \left(\frac{I_1}{I_d} \right)^{3,5287 - 2,5287 * t^{0,1}}$$

Siendo:

- I_1/I_d = Índice de torrencialidad, adimensional, se obtiene del mapa siguiente.
- t = Duración del aguacero, en horas, normalmente haremos $t = t_c$.

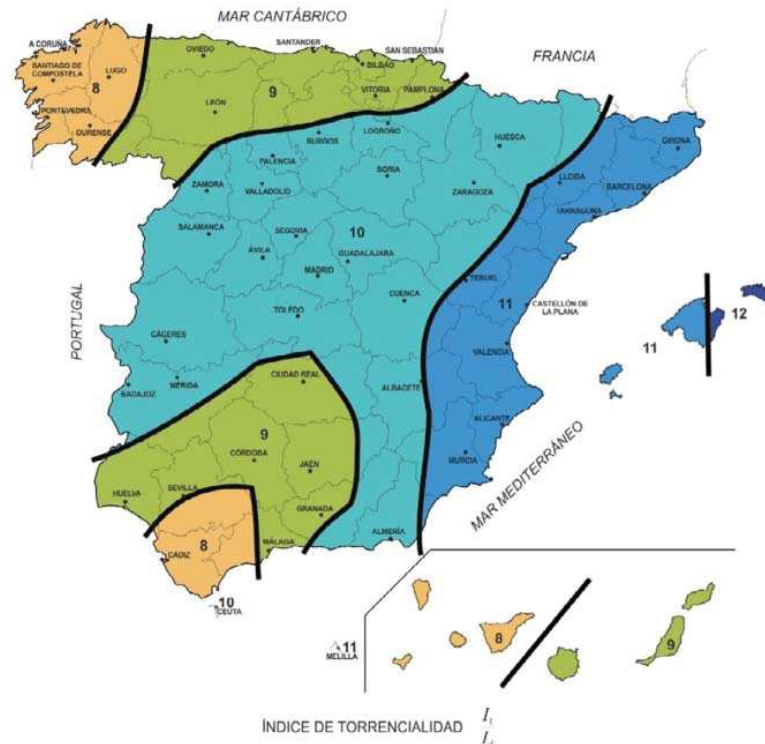


Ilustración 51: Índice de torrencialidad (I_1/I_d).

b. *Obtención de F_b , adimensional:*

$$F_b = k_b * \frac{I_{IDF}(T, t_c)}{I_{IDF}(T, 24)}$$

Siendo:

- $I_{IDF}(T, t_c)$ = Intensidad de precipitación correspondiente al periodo de retorno T y al tiempo de concentración t_c , obtenido a través de las curvas IDF del pluviógrafo, en mm/h.
- $I_{IDF}(T, 24)$ = Intensidad de precipitación correspondiente al periodo de retorno T y a un tiempo de aguacero igual a veinticuatro horas ($t = 24h$), obtenido a través de las curvas IDF, en mm/h.
- k_b = Factor que tiene en cuenta la relación entre la intensidad máxima anual en un período de veinticuatro horas y la intensidad máxima anual diaria. En defecto de un cálculo específico se puede tomar $k_b = 1,13$.

El cálculo de las curvas IDF implica el empleo de sistemas estadísticos, regresiones y cálculos complejos, además de datos pluviométricos muy concretos. Para los datos que buscamos en este tipo de proyectos, creemos que los cálculos que son necesarios para obtener las curvas IDF son excesivamente complejos, y que realmente su aporte no es tan importante, no se calculará F_b y se empleará el F_a .

3. Tiempo de concentración, t_c , en horas:

Es el tiempo mínimo necesario desde el comienzo del aguacero para que toda la superficie de la cuenca esté aportando escorrentía en el punto de desagüe.

$$t_c = 0,3 * L_c^{0,76} * J_c^{-0,19}$$

Siendo:

- L_c = Longitud del cauce, en km.
- J_c = Pendiente media del cauce, adimensional.

ii. Coeficiente de escorrentía, C, adimensional

$$\text{Si } P_d * K_A > P_0 \rightarrow C = \frac{\left(\frac{P_d * K_A}{P_0} - 1\right) * \left(\frac{P_d * K_A}{P_0} + 23\right)}{\left(\frac{P_d * K_A}{P_0} + 11\right)^2}$$

$$\text{Si } P_d * K_A \leq P_0 \rightarrow C = 0$$

Siendo:

- P_d = Precipitación diaria correspondiente al período de retorno T considerado, en mm.
- K_A = Factor reductor de la precipitación por área de la cuenca, adimensional.
- P_0 = Umbral de escorrentía, en mm.

1. Umbral de escorrentía, P_0 , en mm

$$P_0 = P_0^i * \beta$$

Siendo:

- P_0^i = Valor inicial del umbral de escorrentía, en mm
- β = Coeficiente corrector del umbral de escorrentía, adimensional

a. Valor inicial del umbral de escorrentía, P_0^i , en mm

Se obtiene de la tabla 2.3.- Valor inicial del umbral de escorrentía P_0^i (mm), que viene publicada en el BOE nº 60 de jueves 10 de marzo de 2016, y con los grupos hidrológicos de suelo que vienen en la figura 2.7 y tabla 2.4 también del BOE nº 60 de jueves 10 de marzo de 2016.

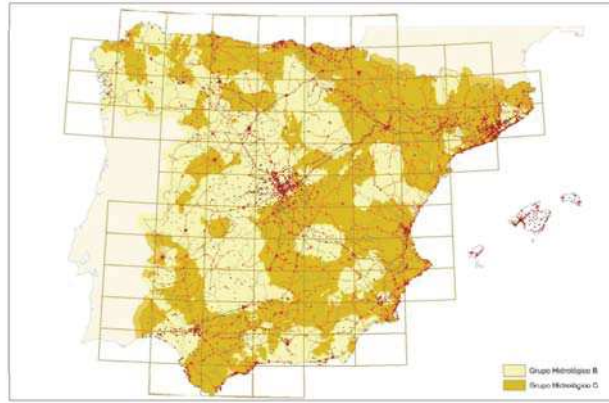


FIGURA 2.7.- MAPA DE GRUPOS HIDROLÓGICOS DE SUELO

TABLA 2.4.- GRUPOS HIDROLÓGICOS DE SUELO A EFECTOS DE LA DETERMINACIÓN DEL VALOR INICIAL DEL UMBRAL DE ESCORRENTÍA

Grupo	Infiltración (cuando están muy húmedos)	Potencia	Textura	Drenaje
A	Rápida	Grande	Arenosa Areno-limosa	Perfecto
B	Moderada	Media a grande	Franco-arenosa Franca Franco-arcillosa-arenosa Franco-limosa	Bueno a moderado
C	Lenta	Media a pequeña	Franco-arcillosa Franco-arcillo-limosa Arcillo-arenosa	Imperfecto
D	Muy lenta	Pequeño (litosuelo) u horizontes de arcilla	Arcillosa	Pobre o muy pobre

Nota: Los terrenos con nivel freático alto se incluirán en el Grupo D.

Ilustración 52: Mapa y tabla de grupos hidrológicos.

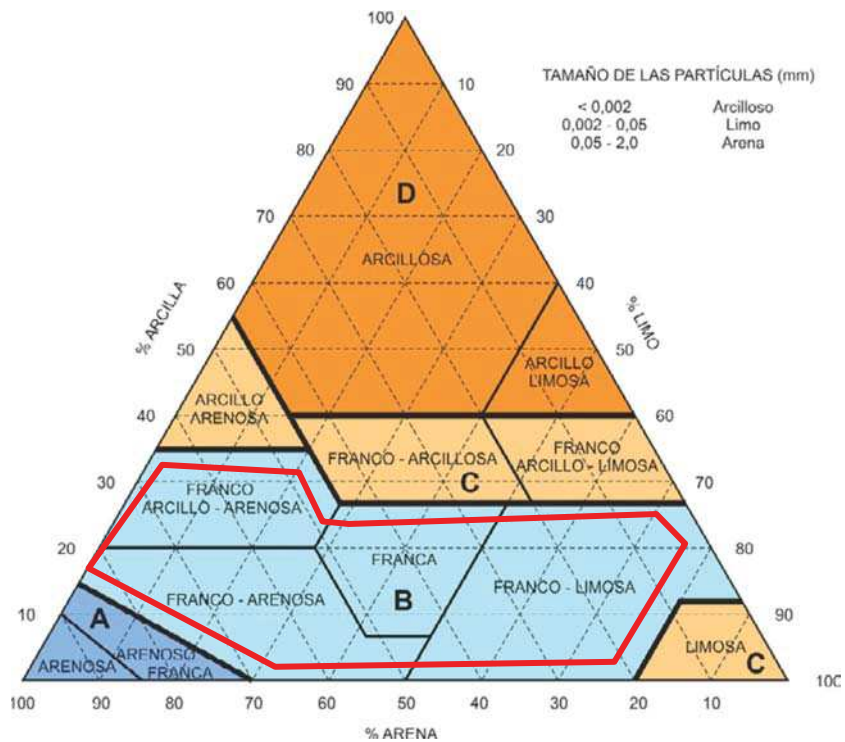


Ilustración 53: Figura 2.8.- Diagrama triangular para determinación de la textura en materiales tipo suelo.



FIGURA 2.9.- REGIONES CONSIDERADAS PARA LA CARACTERIZACIÓN DEL COEFICIENTE CORRECTOR DEL UMBRAL DE ESCORRENTÍA

Ilustración 55: Regiones para caracterizar el coeficiente corrector del umbral de escorrentía.

TABLA 2.5.- COEFICIENTE CORRECTOR DEL UMBRAL DE ESCORRENTÍA:
VALORES CORRESPONDIENTES A CALIBRACIONES REGIONALES

Región	Valor medio, β_m	Desviación respecto al valor medio para el intervalo de confianza del			Período de retorno T (años), F_T				
		50% Δ_{50}	67% Δ_{67}	90% Δ_{90}	2	5	25	100	500
11	0,90	0,20	0,30	0,50	0,80	0,90	1,13	1,34	1,59
12	0,95	0,20	0,25	0,45	0,75	0,90	1,14	1,33	1,56
13	0,60	0,15	0,25	0,40	0,74	0,90	1,15	1,34	1,55
21	1,20	0,20	0,35	0,55	0,74	0,88	1,18	1,47	1,90
22	1,50	0,15	0,20	0,35	0,74	0,90	1,12	1,27	1,37
23	0,70	0,20	0,35	0,55	0,77	0,89	1,15	1,44	1,82
24	1,10	0,15	0,20	0,35	0,76	0,90	1,14	1,36	1,63
25	0,60	0,15	0,20	0,35	0,82	0,92	1,12	1,29	1,48
31	0,90	0,20	0,30	0,50	0,87	0,93	1,10	1,26	1,45
32	1,00	0,20	0,30	0,50	0,82	0,91	1,12	1,31	1,54
33	2,15	0,25	0,40	0,65	0,70	0,88	1,15	1,38	1,62
41	1,20	0,20	0,25	0,45	0,91	0,96	1,00	1,00	1,00
42	2,25	0,20	0,35	0,55	0,67	0,86	1,18	1,46	1,78
511	2,15	0,10	0,15	0,20	0,81	0,91	1,12	1,30	1,50
512	0,70	0,20	0,30	0,50	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00
52	0,95	0,20	0,25	0,45	0,89	0,94	1,09	1,22	1,36
53	2,10	0,25	0,35	0,60	0,68	0,87	1,16	1,38	1,56
61	2,00	0,25	0,35	0,60	0,77	0,91	1,10	1,18	1,17
71	1,20	0,15	0,20	0,35	0,82	0,94	1,00	1,00	1,00
72	2,10	0,30	0,45	0,70	0,67	0,86	1,00	-	-
81	1,30	0,25	0,35	0,60	0,76	0,90	1,14	1,34	1,58
821	1,30	0,35	0,50	0,85	0,82	0,91	1,07	-	-
822	2,40	0,25	0,35	0,60	0,70	0,86	1,16	-	-
83	2,30	0,15	0,25	0,40	0,63	0,85	1,21	1,51	1,85
91	0,85	0,15	0,25	0,40	0,72	0,88	1,19	1,52	1,95
92	1,45	0,30	0,40	0,70	0,82	0,94	1,00	1,00	1,00
93	1,70	0,20	0,25	0,45	0,77	0,92	1,00	1,00	1,00
941	1,80	0,15	0,20	0,35	0,68	0,87	1,17	1,39	1,64
942	1,20	0,15	0,25	0,40	0,77	0,91	1,11	1,24	1,32
951	1,70	0,30	0,40	0,70	0,72	0,88	1,17	1,43	1,78
952	0,85	0,15	0,25	0,40	0,77	0,90	1,13	1,32	1,54
101	1,75	0,30	0,40	0,70	0,76	0,90	1,12	1,27	1,39
1021	1,45	0,15	0,25	0,40	0,79	0,93	1,00	1,00	1,00
1022	2,05	0,15	0,25	0,40	0,79	0,93	1,00	1,00	1,00

En Ceuta y Melilla se adoptarán valores similares a los de la región 61.
Pueden obtenerse valores intermedios por interpolación adecuada a partir de los datos de esta tabla
En todos los casos $F_{10}=1,00$

Ilustración 56: Valores calibraciones regionales.

iii. Área de la cuenca, A, en km².

El área de la cuenca será la superficie medida en proyección horizontal (planta) que drena al punto de desagüe.

iv. Coefficiente de uniformidad en la distribución temporal de la precipitación, K_t, adimensional.

$$K_t = 1 + \frac{t_c^{1,25}}{t_c^{1,25} + 14}$$

Siendo:

- $t_c =$ tiempo de concentración de la cuenca, en horas.

Y una vez conocido $I(T, t_c)$, C, A y K_t se calcula el caudal máximo:

$$Q_T = \frac{I(T, t_c) * C * A * K_t}{3,6}$$

En función del caudal máximo de la cuenca o micro cuenca calculado, se deberán dimensionar las cunetas. Al calcularse el caudal punta para las diecisiete micro cuencas que afectan a la explotación se han obtenido diecisiete valores.

Según la *Ecuación de Continuidad*:

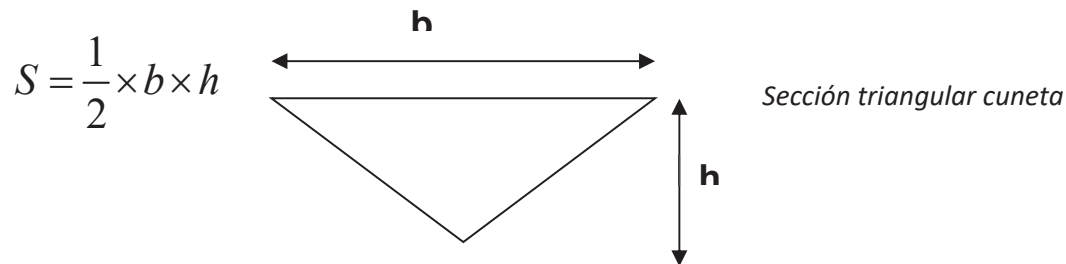
$$Q = S \times V$$

siendo:

S (m²)= sección de la cuneta

V (m/s)= velocidad máxima admisible de la cuneta

Como la cuneta es triangular tenemos:



Según el material de la superficie se considerará una velocidad máxima admisible según la siguiente tabla:

Tabla 1.3
Velocidad máxima del agua

NATURALEZA DE LA SUPERFICIE	MÁXIMA VELOCIDAD ADMISIBLE (m/s)
Arena fina o limo (poca o ninguna arcilla)	0,20 - 0,60
Arena arcillosa dura, margas duras	0,60 - 0,90
Terreno parcialmente cubierto de vegetación	0,60 - 1,20
Arcilla, grava, pizarras blandas con cubierta vegetal	1,20 - 1,50
Hierba	1,20 - 1,80
Conglomerados, pizarras duras, rocas blandas	1,40 - 2,40
Mampostería, rocas duras	3,00 - 4,50
Hormigón	4,50 - 6,00

Velocidad máxima del agua

CÁLCULOS DE LAS CUNETAS:

Cuneta de coronación:

Es la cuneta encargada de evitar que el agua de escorrentía de las parcelas colindantes al hueco minero entre dentro de la explotación.

$$Q_T = \frac{I(T,t_c) \cdot C \cdot A \cdot K_t}{3,6}; \quad I(T, t) = I_d \cdot F_{int}; \quad I_d = \frac{P_d \cdot K_A}{24}$$

Para obtener P_d empleamos el mapa de lluvias de donde sacamos el valor de \bar{P} y C_v , y de la tabla de Factor de amplificación obtenemos el valor de K_t y hacemos $P_d = \bar{P} \cdot K_t$, por lo tanto, $P_d = 45 \cdot 2,327 = 104,715$.

$$\text{Si } A < 1 \text{ km}^2 \rightarrow K_A = 1$$

$$\text{Si } A \geq 1 \text{ km}^2 \rightarrow K_A = 1 - \frac{\log_{10} A}{15}$$

La superficie de la cuenca considerada (A) es de $55.480 \text{ m}^2 = 0,055 \text{ km}^2 < 1 \text{ km}^2$, por lo tanto,

$$K_A = 1, \text{ y } I_d = \frac{P_d \cdot K_A}{24} = \frac{104,715 \cdot 1}{24} = 4,363$$

$$F_{int} = \max (F_a, F_b)$$

$$F_a = \left(\frac{I_1}{I_d}\right)^{3,5287-2,5287*t^{0,1}} ; \quad F_b = k_b * \frac{I_{IDF}(T,t_c)}{I_{IDF}(T,24)}$$

El cálculo de las curvas IDF implica el empleo de sistemas estadísticos, regresiones y cálculos complejos, además de datos pluviométricos muy concretos. Para los datos que buscamos en este tipo de proyectos, creemos que los cálculos que son necesarios para obtener las curvas IDF son excesivamente complejos, y que realmente su aporte no es tan importante, por ello no se calculará F_b y se empleará el F_a .

I_1/I_d se obtiene del mapa de Índice de Torrencialidad, en este caso $I_1/I_d = 10$

$$t_c = 0,3 * L_c^{0,76} * J_c^{-0,19}$$

L_c es la longitud de la cuenca considerada, en este caso 448 m = 0,448 km y J_c es la pendiente media de dicha cuenca, en este caso 0,038, por lo tanto, $t_c = t = 0,303$, y en consecuencia obtenemos que $F_a = F_{int} = 19,24$, y por lo tanto $I(T,t) = 4,363 * 19,24 = \mathbf{83,96}$

$$\text{Si } P_d * K_A > P_0 \rightarrow C = \frac{\left(\frac{P_d * K_A}{P_0} - 1\right) * \left(\frac{P_d * K_A}{P_0} + 23\right)}{\left(\frac{P_d * K_A}{P_0} + 11\right)^2}$$

$$\text{Si } P_d * K_A \leq P_0 \rightarrow C = 0$$

$$P_0 = P_0^i * \beta \rightarrow \beta = \beta_m * F_T$$

P_0^i se obtiene de las tablas 2.3 Valor Inicial del Umbral de Escorrentía P_0^i , y con el Tipo de Suelo que nos indica Figura 2.8.- Diagrama Triangular para Determinación de la Textura en Materiales Tipo Suelo, en este caso el tipo de suelo es B, y para viñedos de regadío y con pendiente > 3 tenemos que $P_0^i = 28$.

β_m se obtiene de la Tabla 2.5.- Coeficiente corrector del Umbral de escorrentía, lo mismo que F_T , para un periodo de retorno de $T = 100$ años y para la región nº 91 que se saca del mapa Figura 2.9.- Regiones consideradas para la caracterización del Coeficiente Corrector del Umbral de Escorrentía, tenemos que $\beta_m = 0,85$, $F_T = 1,52$, y por lo tanto tenemos que: $P_0 = 28 * (0,85 * 1,52) = 36,176$.

Como $P_d * K_A = 104,715 * 1 = 104,715 > P_0 = 36,176$, entonces hacemos:

$$C = \frac{\left(\frac{P_d * K_A}{P_0} - 1\right) * \left(\frac{P_d * K_A}{P_0} + 23\right)}{\left(\frac{P_d * K_A}{P_0} + 11\right)^2} = \frac{\left(\frac{104,715 * 1}{36,176} - 1\right) * \left(\frac{104,715 * 1}{36,176} + 23\right)}{\left(\frac{104,715 * 1}{36,176} + 11\right)^2} = \mathbf{0,25}$$

$$K_t = 1 + \frac{t_c^{1,25}}{t_c^{1,25} + 14} = 1 + \frac{0,303^{1,25}}{0,303^{1,25} + 14} = 1,016$$

$$Q_T = \frac{I(T, t_c) * C * A * K_t}{3,6} = \frac{83,96 * 0,25 * 0,055 * 1,016}{3,6} = 0,33$$

$$Q_T = S * V \rightarrow S = \frac{Q_T}{V} = \frac{0,33}{1,5} = 0,22$$

La mitad del caudal circula por la mitad de la cuneta, y la otra mitad por la otra mitad, por ello para el cálculo de las dimensiones emplearemos $Q_T/2=0,11$

$$S = \frac{1}{2} * b * h = \frac{1}{2} * 3 * h * h \rightarrow h = \sqrt{\frac{2*S}{3}} = \sqrt{\frac{2*0,11}{3}} = 0,27 \text{ cm}$$

Por lo tanto, tenemos **$h = 27 \text{ cm}$ y $b = 81 \text{ cm}$**

Cunetas de pie de talud:

Son las cunetas encargadas de evitar que el agua de escorrentía circule de un talud a otro. En este caso la "cuenca" estará formada por el talud y la berma y pista en su caso.

Se calcularán las cunetas de pie para cada banco de cada frente, Frente-1, Frente-2, Frente-3, Frente-4, Frente-5, Frente-6 y Frente-7.

La operativa de cálculo es la misma que para la cuneta de coronación, modificando los valores necesarios de, superficies, pendientes, longitudes de cuenca, uso final del suelo, siembra, plantación, etc., por ello sólo pondremos las dimensiones de las cunetas de cada caso.

Se indican los valores de la cuneta de pie para cada banco de cada uno de los frentes:

FASE-1:

<i>FRENTE-1</i>	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
BANCO-A*	0,21	0,64
BANCO-B	0,10	0,30
BANCO-C	0,10	0,30
BANCO-D	0,10	0,30

FRENTE-2	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
BANCO-A*	0,21	0,64
BANCO-B	0,08	0,24

FRENTE-3	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
BANCO-A*	0,21	0,64
BANCO-B	0,11	0,32
BANCO-C	0,10	0,30
BANCO-D	0,07	0,21
BANCO-E	0,10	0,31

FRENTE-4	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
BANCO-A*	0,21	0,64
BANCO-B	0,06	0,18

(*) La cuneta de pie para el Banco-A es también la cuneta de pie para la plaza de cantera, por eso se ha indicado el mismo valor para todos los frentes de la Fase-1. Es la misma cuneta para los cuatro frentes.

FASE-2:

FRENTE-5	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
BANCO-A*	0,19	0,58
BANCO-B	0,10	0,30

FRENTE-6	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
BANCO-A*	0,19	0,58
BANCO-B	0,08	0,24

FRENTE-7	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
BANCO-A*	0,19	0,58
BANCO-B	0,07	0,20

(*) La cuneta de pie para el Banco-A es también la cuneta de pie para la plaza de cantera, por eso se ha indicado el mismo valor para todos los frentes de la Fase-2. Es la misma cuneta para los cuatro frentes.

Se procurará que las cunetas de la Fase-1 no afecten a las de la Fase-2 y viceversa, dando diferentes inclinaciones a las cunetas.

CUNETA CORONACIÓN	H, ALTURA (m)	A, ANCHURA (m)
FASE-1	0,27	0,81
FASE-2	0,27	0,81

Notas sobre las infraestructuras de drenaje y desagüe:

- Las cunetas de las pistas serán las mismas que las del pie del talud que salven.
- La explotación no dispone de salidas naturales a barrancos o cursos de agua, por lo que la función de las cunetas será más el de retener el agua y evitar que circule por los taludes que el de sacar el agua del hueco minero.
- Las gravas existentes filtran el agua de forma rápida, incluso en la zona donde más cercanos están los yesos y las arcillas, por lo que cuando llueve apenas se forman charcos, si bien las gravas se mantienen húmedas un cierto tiempo.

1.18. INSTALACIONES

En la gravera "VICUÑA-I" y ampliación no existen instalaciones, de beneficio ni talleres auxiliares como talleres de mantenimiento de maquinaria, edificaciones, locales u otros servicios.

La gravera tiene vinculada una planta de beneficio en el término municipal de Andosilla. Sobre esta instalación se entregó un proyecto.

El 3 de octubre de 2016 se recibió escrito del resultado de la visita realizada por la sección de Minas el 10 de agosto del 2016, en dicho escrito, entre otras cuestiones, se indicaba la necesidad de adecuar y legalizar la planta de tratamiento de la empresa.

El 29 de junio del 2017 se entregó una memoria sobre el establecimiento de beneficio vinculado a VICUÑA-I. Así mismo se han entregado diferentes documentos a la sección de minas, como los resultados de las inspecciones realizadas por la OCA.

1.19. MEDIOS PARA LA REDUCCIÓN DEL POLVO.

Tendremos en cuenta el polvo generado en la explotación debido al arranque, la carga y el transporte. El polvo generado en la planta de tratamiento se trató en el proyecto de la planta de beneficio.

En este caso debemos basarnos en la ITC-MIE-SM-02.2.02 "Protección de los Trabajadores contra el Polvo, en relación con la Silicosis, en las Industrias Extractivas" y en la Ley 34/2007, de 15 de noviembre, de calidad del aire y protección de la atmósfera.

La ITC anteriormente mencionada nos indica en el punto 4.2.7 los Valores límites ambientales (VLA-ED).

Los valores límites para la Exposición Diaria (ED), que han de tenerse en cuenta simultáneamente, serán:

- a) Sílice libre contenida en la fracción respirable de polvo no será superior a 0,1 mg/m³ en caso de Cristobalita o Tridimita este valor se reduciría a 0,05 mg/m³.
- b) Fracción respirable de polvo, no sobrepasará el valor de 3 mg/m³.

Respecto a la Ley 34/2007, hay que señalar que esta explotación de áridos está calificada como actividad potencialmente contaminadora de la atmósfera por estar incluida en el grupo C (04 06 16 02) del Catálogo de actividades potencialmente contaminadoras de la atmósfera que aparece en el ANEXO IV de dicha ley.

MINERÍA NO ENERGÉTICA Y LOGÍSTICA DE SUS PRODUCTOS		
Actividades primarias de minería no energética que conlleven la extracción o tratamiento de productos minerales cuando la capacidad es > 200.000 t/año o para cualquier capacidad cuando la instalación se encuentre a menos de 500 m de un núcleo de población	B	04 06 16 01
a.e.a., cuando la capacidad es <= 200.000 t/año siempre que la instalación no se encuentre a menos de 500 m de un núcleo de población	C	04 06 16 02

Respecto a los niveles de contaminación, habría que considerar los niveles de emisión y los niveles de inmisión permitidos.

Según las definiciones de la Ley 34/2007, de 15 de noviembre, de calidad del aire y protección de la atmósfera, se entiende por Emisión, la descarga a la atmósfera continua o discontinua de materias, sustancias o formas de energía procedentes, directa o indirectamente, de cualquier fuente susceptible de producir contaminación atmosférica.

Según las definiciones del Anexo 1 de la O. M. de 18-10-76, se entiende por Inmisión, la concentración de contaminantes en la atmósfera, a nivel de suelo y en un punto determinado, de modo temporal o permanente; siendo el nivel de inmisión la cantidad de contaminantes, por unidad de volumen de aire existente entre cero y dos metros de altura sobre el suelo.

Los niveles de emisión se medirán en chimenea o en canal o conducto, salvo cuando, como es nuestro caso, los efluentes no estén canalizados, en cuyo caso se medirán en el ambiente exterior, como si de inmisiones se tratara. Situando los instrumentos de medida o toma de muestras a una distancia del foco emisor que se fijará en cada caso.

En la Ley 34/2007, de 15 de noviembre, de calidad del aire y protección de la atmósfera no se indican los niveles de inmisión, por ello se toman los que se publicaron en el Decreto 833/1975, si bien este ha sido derogado.

Los niveles de inmisión del Anexo I del Decreto 833/1975 fueron modificados por el R.D.1613/1985, de 1 de agosto y después por el R.D. 1321/1992, de 30 de octubre, a fin de adaptar la legislación española a la Directiva 80/779/CEE, de 15 de Julio, modificada por la Directiva 89/427/CEE de 21 de junio, quedando los niveles según sigue:

Valores límite para el dióxido de azufre y las partículas en suspensión.

TABLA A Valores límite para el dióxido de azufre expresado en μ/m^3N y valores asociados para las partículas en suspensión expresados en μ/m^3N .			
Periodo considerado	Valor límite para el dióxido de azufre	Valor asociado para partículas en suspensión *	
		Método del humo normalizado	Gravimétrico
Anual	80	> 40	> 150
	120	\leq 40	\leq 150
	Medianas de los valores medios diarios registrados durante el periodo anual.		
Invernal	130	> 60	> 200
	180	\leq 60	\leq 200
	Medianas de los valores medios diarios registrados durante el periodo invernal.		
Anual	250: No se deben sobrepasar durante más de tres días consecutivos	> 150	> 350
	350: No se deben sobrepasar durante más de tres días consecutivos	\leq 150	\leq 350
	Percentil 98 de todos los valores medios diarios registrados durante el período anual.		

*Ambos métodos podrán ser utilizados indistintamente.

TABLA B Valores límite para las partículas en suspensión expresados en $\mu\text{g}/\text{m}^3\text{N}$.		
Periodo considerado	Valores límite para las partículas en suspensión *	
	Método del humo normalizado	Gravimétrico
Anual	80: (Mediana de los valores medios diarios registrados durante el periodo anual)	150: (Media aritmética de los valores medios diarios registrados durante el período anual)
Invernal	130: (Mediana de los valores medios diarios registrados durante el periodo invernal)	-----
Anual	250: (Percentil 98 de todos los valores medios diarios registrados durante el período anual)	300: (Percentil 95 de todos los valores medios diarios registrados durante el período anual)
	No se deben sobrepasar durante más de tres días consecutivos	

*Ambos métodos podrán ser utilizados indistintamente.

Cálculo de mediana y percentiles:

El cálculo de medianas y de los diferentes percentiles, a partir de los valores tomados a lo largo de los periodos considerados, se realizará de la siguiente manera: el percentil "q" se calculará a partir de los valores efectivamente medidos redondeados al $\mu\text{g}/\text{m}^3\text{N}$ más próximo. Todos los valores se anotarán en una lista establecida por orden creciente para cada lugar: $X_1 \leq X_2 \dots \leq X_k \dots \leq X_{n-1} \leq X_n$

El percentil "q" será el valor del elemento de orden "k", para el que "k" se calculará por medio de la siguiente fórmula:

$$K = \frac{q * n}{100}$$

Donde:

- "q" = 98 para el percentil 98, 95 para el percentil 95 y 50 para la mediana (percentil 50).
- "n" corresponde al número de valores efectivamente medidos.
- El valor "K" se redondeará al número entero más próximo.

Procesos contaminantes. Contaminación prevista.

Los procesos contaminantes en este caso, coinciden con los señalados en el epígrafe operaciones contaminantes.

Los movimientos de material en la explotación se realizan mediante pala retroexcavadora y camión para el transporte de las gravas a la planta.

Son operaciones en las que los efluentes no están canalizados y por tanto no cabe referirlos a los niveles de emisión de referencia, sino que deben medirse en el exterior, como si de inmisiones se tratara.

En todo caso, es preciso tener en cuenta que la legislación de contaminación atmosférica de origen industrial, se refiere siempre y únicamente a la contaminación exterior de la fábrica, factoría o instalación, debida a las emisiones que la citada fábrica, factoría o instalación vierten al exterior y nunca a las emisiones o contaminación existente dentro del reducto, ámbito o edificio donde se desarrolla la actividad, las cuales vendrán reguladas y corregidas por la legislación general de seguridad e higiene y prevención de riesgos laborales y la particular de cada tipo de actividades, en este caso concreto el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera aprobado por R.D. 836/1985 de 2 de abril y sus Instrucciones Técnicas Complementarias y el R.D. 1389/1997 por el que se aprueba el Reglamento de los Servicios de Prevención y Salud de los Trabajadores en las actividades mineras.

Para definir la contaminación prevista, habrá que tener en cuenta, además de las precedentes, las siguientes consideraciones:

- a) Se trata de una explotación de áridos, con una producción prevista anual de 10.000,00 m³.
- b) La maquinaria consistirá en una retroexcavadora y un camión para transportar el material.
- c) Aunque la explotación está en ladera se encuentra bastante confinada entre parcelas agrícolas y de otra explotación, por lo que la dispersión del polvo es baja.
- d) Se trata de una explotación de gran extensión superficial, no concentrando el polvo generado en una zona concreta.

Medidas de prevención:

En ninguna de las operaciones se llegará al nivel de inmisión de referencia, al encontramos con las siguientes medidas:

- a) Las pistas, pilas y plazas deben mantenerse con un grado de humedad suficiente para evitar la puesta en suspensión del polvo depositado en ellas, utilizando, en caso necesario, sustancias que consoliden y mantengan la humedad del suelo.**
- b) La pista de acceso será ejecutada de tal forma que la producción de polvo en la misma sea la mínima, será regada cuando sea necesaria.**
- c) Se limitará la velocidad de circulación de la maquinaria mediante la colocación de las señales indicativas necesarias.**
- d) Las cabinas de los vehículos deben disponer de aire acondicionado y filtrado, de tal forma que los operarios no deban abrir las puertas y ventanas para ventilar la cabina mientras estén en la explotación.**

- e) *Las puertas y ventanas de los vehículos deben mantenerse cerradas durante la estancia de los vehículos en la explotación, de tal forma que se evite la entrada de polvo en la cabina.*
- f) *En general los lugares de trabajo deben mantenerse limpios evitando que se acumule polvo que posteriormente se pueda poner en suspensión.*

En resumen, la mayor parte de la contaminación producida lo será en forma de polvo sedimentable, la mayoría sedimentable de inmediato y el resto sedimentable en breve espacio de tiempo y su alcance no será más allá de unas decenas de metros del punto de producción, es decir, que no es probable que la contaminación producida alcance las fincas limítrofes y menos que en esos puntos supere los niveles de calidad de aire establecidos.

1.20. MEDIOS PARA LA REDUCCIÓN DEL RUIDO.

Andosilla no cuenta con una ordenanza de ruidos, si bien dentro del Plan Municipal de Ordenación Urbana de Andosilla, en el art. 53.- *Régimen de tolerancia de usos*, se indica:

2.- *Para la regulación de actividades emisoras de ruidos y vibraciones serán de aplicación el Decreto Foral 48/1987 y Decreto Foral 135/1989 en el que se establecen las condiciones técnicas que deberán cumplir estas actividades.*

3.- *Ciertas instalaciones también son materia regulada por estas Normas y el Ayuntamiento habrá de controlarlas para su correcta realización.*

Tales son:

- a) *Locales en Edificios de uso residencial.*
- b) *Bares y Establecimientos hoteleros.*
- c) *Anclaje y apoyos de maquinaria.*
- d) *Canalizaciones y conductos de ventilación.*

a.- *A estos efectos y como orientación no se permite el funcionamiento de actividades o instalaciones, cuyo nivel sonoro exterior sobrepase los siguientes valores en determinadas zonas (en dBA):*

ZONA	DÍA	NOCHE
Sanitaria	50	40
Residencial o docente o patios de manzana cerrados	55	45
Comercial y de servicios	65	55
Industrial	70	60

b.- Asimismo, no se permite el funcionamiento de actividades o instalaciones, cuyo nivel sonoro interior sobrepase los siguientes valores en determinadas zonas (en dBA):

ZONA	DÍA	NOCHE
Viviendas, edificios sanitarios y edif. Docentes (dormitorios, salas de estar y aulas)	35	30
Viviendas, edificios sanitarios y edif. Docentes (pasillos, cocinas, aseos y zonas de servicio)	40	35
Actividades comerciales y de servicios	45	45
Actividades industriales silenciosas	55	55

c.- Con independencia de lo dispuesto en el apartado anterior, no se admite el funcionamiento de actividades o instalaciones ubicadas en zonas no industriales, cuyos niveles sonoros exterior o interior supongan un incremento superior a 5 dBA del nivel sonoro de ruido de fondo existente en cualquier punto de zonas sanitarias, docentes y residenciales.

d.- El límite del nivel de vibraciones no podrá sobrepasar los siguientes valores:

LOCAL RECEPTOR	DÍA	NOCHE
Zona no industrial	60	55
Zona industrial	70	65

Aquí estudiaremos el caso de la gravera, la reducción del ruido puede ser atacada desde tres frentes:

- a) Control del ruido en la fuente
- b) Control del ruido en el medio
- c) Control del ruido en el receptor

Control del ruido en la fuente:

Se trata de emplear maquinaria que cumpla con la normativa sobre ruido, presentando el marcado CE correspondiente con el que se supone que los fabricantes han incorporado en sus procesos de construcción de la maquinaria las limitaciones que impone la Unión Europea.

Otra medida para reducir el ruido provocado por los impactos entre los materiales extraídos y los elementos metálicos puede ser el empleo de materiales de recubrimiento en las palas y en las cajas de las unidades de transporte, si bien suelen tener el inconveniente de su desgaste y de la necesidad de un mayor mantenimiento.

El mantenimiento de los equipos de trabajo es fundamental a la hora de reducir el ruido en una explotación minera, además es imprescindible para garantizar el buen funcionamiento de los

dispositivos de control de ruido instalados, podemos indicar las siguientes: lubricación de componentes, corrección de defectos de alineamiento, sustitución de piezas desgastadas, revisión general de anclajes y tornillería, evitar holguras, verificar carcasas, carenados y capotas y revisar los silenciadores de los escapes.

Control del ruido en el medio:

El ruido llega desde la fuente hasta el receptor bien a través del aire, bien a través de las estructuras sólidas (edificio, suelo, equipos, etc.).

En este caso el control del ruido se llevará a cabo el mantenimiento adecuado y el empleo de equipos adecuados a cada labor.

Estas medidas pueden ser efectivas para los equipos fijos, ya que no se modifica la estructura del mismo, si bien en los equipos móviles la sustitución o la implantación de un cerramiento que no se haya homologado puede llevar a que el equipo móvil pierda su marcado CE y por lo tanto su garantía respecto al fabricante.

Es muy importante concienciar a los trabajadores de no desarrollar su trabajo con las puertas y ventanas abiertas, debido a la disminución de la eficacia de las medidas anti ruido y por ello al incremento de la exposición tanto al ruido, como al polvo. Así mismo es importante que las cabinas se encuentren climatizadas con sistemas de filtrado de partículas y suficientemente aisladas, tanto térmica como acústicamente a fin de que los trabajadores no tengan necesidad de abrirlas para su ventilación.

El empleo de pantallas vegetales o cordones de tierra de seguridad perimetrales ayuda a disminuir el ruido que pueda llegar a un receptor.

Control del ruido en el receptor:

Cuando los niveles de protección alcanzados con las medidas colectivas no son suficientes, se debe recurrir a las medidas de protección individual.

El último recurso es recurrir al empleo de equipos de protección individual (EPI), como son los tapones y cascos.

Niveles de ruido, determinación:

Explicados los métodos para reducir el ruido debemos ver si los niveles actuales de ruido que produce la actividad están o no dentro de los niveles mínimos, para ello debemos saber qué acciones son las que nos van a producir el ruido y cuánto.

La principal fuente de ruido proviene de la pala retroexcavadora no se toma en consideración el camión debido a que su presencia es muy puntual.

Siguiendo Orden Foral 276/1990, de 15 de mayo de 1990, que determina el contenido del proyecto técnico para instalación o ampliación de actividades clasificadas, debemos basarnos en el Decreto Foral 135/1989, de 8 de junio, en el cual se dan los valores máximos que deben cumplir las industrias, también tendremos en cuenta el Real Decreto 286/2006, de 10 de marzo, sobre la protección de la salud y la seguridad de los trabajadores contra los riesgos relacionados con la exposición al ruido.

El Decreto Foral 135/1989 indica en su Capítulo IV, Condiciones de inmisión sonora y vibraciones Artículo 15º.- 1, que No se permite el funcionamiento de actividades o instalaciones, cuyo nivel sonoro exterior sobrepase los siguientes valores (en dB(A)):

ZONA	DÍA	NOCHE
Sanitaria	50	40
Residencial o docente (sin talleres ni tráfico importante) o patios de manzana cerrados	55	45
Residencial o docente (con talleres o tráfico importante)	60	50
Comercial y de servicios	65	55
Industrial	70	60

Vemos que **coincide con lo indicado en el Plan Municipal de Ordenación Urbana de Andosilla.**

El ruido producido por la maquinaria en el recinto de la explotación que consideramos para este proyecto es el generado exteriormente por la máquina, en la declaración de conformidad de la máquina incluido en 4.1.1.- Características de los equipos a emplear en la gravera se dice que se garantiza un nivel de 106 dB(A) al exterior.

Se calculará el ruido que llega a la población más cercana, en este caso a Andosilla, a unos 1.245 m en línea recta.

El caso más desfavorable lo tenemos con la retroexcavadora, no consideramos los camiones, al entender que su participación es muy discontinua, en la gravera.

El nivel de ruido transmitido hasta dicho límite queda determinado mediante la expresión de la Propagación y Amortiguación del Ruido en el Espacio Libre: $L_p = L_w - 10 \log 4 \cdot \pi \cdot r^2$

Siendo:

L_p : Nivel presión acústica a una distancia r de la fuente (dB(A)).

L_w : Nivel de potencia acústica de la fuente (dB(A)).

r : Distancia de la fuente (m).

$$L_p = 106 - 10 \cdot \log 4 \cdot \pi \cdot 1245^2 = 33,11 \text{ dB(A)}$$

Por lo tanto nos encontramos que el nivel de ruido que soportarán los vecinos de Andosilla se podría comparar, según el gráfico adjunto con Zona residencial de noche, sin embargo, la zona donde llegarían el ruido es precisamente la carretera de Andosilla a Lerín, la carretera NA-8715, que soporta un tráfico intenso de coches, camiones y vehículos agrícolas, por lo que el ruido de la pala retroexcavadora llegaría muy diluido, además, la gravera está encajada entre otras parcelas que impiden que salga el ruido.



Recomendaciones para mitigar las fuentes de ruido, que principalmente son las máquinas móviles:

- Mantenimiento adecuado, para conservar las condiciones del marcado CE de origen.
- Revisión de cojinetes, rodamientos engranajes y mecanismos en general de la maquinaria.
- Engrase apropiado y frecuente.
- Dotar a los motores de apoyos anti vibratorios.
- Empleo de silenciosos adecuados en los tubos de escape.

Por otra parte, y en lo que afecta a la seguridad y salud de los trabajadores, el Real Decreto 286/2006, de 10 de marzo, sobre la protección de la salud y la seguridad de los trabajadores contra los riesgos relacionados con la exposición al ruido, en el Artículo 5. indica los Valores límite de exposición y valores de exposición que dan lugar a una acción.

Estos límites son:

- v. Valores límite de exposición: $L_{Aeq,d} = 87$ dB(A) y $L_{pico} = 140$ dB (C), respectivamente;
- vi. Valores superiores de exposición que dan lugar a una acción: $L_{Aeq,d} = 85$ dB(A) y $L_{pico} = 137$ dB (C), respectivamente;
- vii. Valores inferiores de exposición que dan lugar a una acción: $L_{Aeq,d} = 80$ dB(A) y $L_{pico} = 135$ dB (C), respectivamente.

Estos valores serán controlados periódicamente por el Servicio de Prevención Ajeno, como referencia la medición de ruido higiénico del año 2018 dio los siguientes resultados:

Nº	Tarea	Tiempo de exposición (min / jornada)	$L_{Aeq,T}$ (dBA)	L_{pico} (dBC)
1	PALISTA/RETROEXCAVADORA	480	75,5	134

Resultado global:

Tiempo de exposición global a ruido (min)	480
$L_{Aeq,d}$ (dBA)	75,5
L_{pico} (dBC)	134

Ilustración 57: Resultados medición ruido higiénico retroexcavadora Vicuña-I el 27/07/2018.

Logroño, junio 2020



INGENIERIA EBRO
SERVICIOS MINERO AMBIENTALES DEL EBRO S.L.
Avda. Gran Vía, 51 - Edificio 2
28005 LOGROÑO (La Rioja)
Tel: 941 20 75 46 Fax 941 20 71 27

Elena Fuertes Fernández
Lic. Ciencias Ambientales



INGENIERIA EBRO
SERVICIOS MINERO AMBIENTALES DEL EBRO S.L.
Avda. Gran Vía, 51
Edificio 2
28005 LOGROÑO (La Rioja)
Tel. 941 20 75 46 Fax 941 20 71 27

Alejo Alcaraz Paseiro
Ing. Técnico de Minas

2. – ANEXOS

2.1. GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO.

NATURALEZA GEOLÓGICA

La explotación extrae los materiales del cuaternario marcados como Q₁T₅-G, la Terraza 5 y Glacis, gravas sueltas con escasa matriz arenosa en el Mapa Geológico de España E. 1:50.000, Lodosa, 205, (24-10), por lo que nos centraremos en dichas terrazas, sin embargo, en la zona además aparecen, y de forma más abundante, yesos con arcillas, T^A_{C32} y T^{A-Ba}_{C33-11}.

CUATERNARIO:

Los depósitos cuaternarios, que recubren de una manera discontinua la región, podemos clasificarlos en diferentes tipos.

Unos son de origen fluvial y forman terrazas de los ríos Ebro y Ega, constituidas por una acumulación de cantos alóctonos; otros, de origen lateral, formados por aportes laterales arrancados a las vertientes, que se denominan glacis; otros, relacionados con la terraza inferior actual o llanura de inundación, originados por los arroyos que drenan los valles y que se han dado como fondo aluvial o relleno de valle. Estas formas se encuentran frecuentemente asociadas, constituyendo un único conjunto morfológico, cuya separación es prácticamente imposible.

El desarrollo de las terrazas se encuentra, en parte, condicionado y favorecido por la suave estructura geológica, así como por la fragilidad de los materiales terciarios (arcillas calcáreas y yesos), donde se asienta la red fluvial.

Los glacis, que se extienden sobre las vertientes con una suave inclinación, vienen condicionados por la existencia de una superficie de erosión y por la acción de un clima árido que facilita la denudación de los materiales y, por consiguiente, el suministro de derrubios.

Se han cartografiado a lo largo del Ebro, con el actual, ocho niveles de terrazas cuya altitud relativa es de alrededor de 0/5 m., 5/10 m., 10/20 m., 20/30 m., 70/80 m., 110/120 m., 130/140 m. y 170/180 m.

Los niveles más bajos se encuentran también sobre el Ega, concretamente los que poseen las altitudes siguientes: 0/5 m., 5/10 m. y 20/30 m.

Se ha creído conveniente agruparlos de un modo más o menos arbitrario, basándonos en caracteres litológicos, morfológicos, y en la altitud relativa con respecto al Ebro. Así, pues, los hemos clasificado de la siguiente manera:

- Terrazas altas: Niveles Q^{T1}_1 (170/180 m.), Q^{TG2}_1 (130/140 m.), Q^{T3}_1 (110/120 m.) y Q^{T4}_1 (70/80 m.).
- Terrazas medias: Niveles Q^{TG5}_1 (20/30 m.) y Q^{TG6}_1 (10/20 m.).
- Terrazas bajas: Niveles Q^{T7}_2 (5/10 m.) y Q^{A1}_2 (0/5 m.).

Un fenómeno que se da con bastante frecuencia en toda la región es la deformación de las terrazas como consecuencia del movimiento de los yesos subyacentes. Por eso, a veces, resulta difícil la determinación de los niveles de terraza, y, por consiguiente, su correlación.

No existe ninguna evidencia paleontológica para datar las terrazas, tal como hemos hecho. Por eso, es necesario acudir a criterios morfológicos para establecer una cronología que al menos sitúe relativamente estos depósitos cuaternarios dentro del ámbito general de esta época.

Las terrazas altas, terrazas medias y las terrazas deformadas se han incluido dentro del Pleistoceno; las terrazas bajas, en el Holoceno. Como la explotación Vicuña-I la situamos dentro de las terrazas medias sólo haremos mención a estas.

Pleistoceno:

- Terrazas medias: Niveles: Q^{TG5}_1 y Q^{TG6}_1 .

Se encuentran a una altura sobre el nivel actual del río de 20/30 m. y 10/20 m.

Son, como las anteriormente descritas, colgadas y se caracterizan por estar asociadas a glaciares, con los que forman una misma unidad morfológica prácticamente imposible de separar.

Constan casi exclusivamente de gravas poligénicas, poco cementadas, compuestas por cantos, relativamente homométricos, de calizas secundarias y eocenas, y de cuarcitas y areniscas permotriásicas. En algunas zonas se observan lentejones de arenas blanco-amarillentas con cantos englobados, lechos arenosos ricos en materia orgánica, y niveles de caliche.

Por debajo de estas gravas nos encontramos con el Terciario, concretamente la unidad T^A_{C32} .

TERCIARIO:**Stampienese:**

- Unidad T^A_{c32}.

Constituye el núcleo del anticlinal de Cárcar ("Anticlinal de Arguedas", Hoja de Alfaro, 244). Hacia el NE. y el NO. pasa lateralmente a facies detríticas con episodios evaporíticos y carbonatados de menor importancia (Unidades T^A_{c32-33} y Tc^A_{c32}, quedando reducida a zonas muy limitadas de los flancos de los anticlinales de Falces, Cárcar y Alcanadre.

La potencia de esta unidad en el flanco S. del anticlinal de Falces es de 340 m. (perfil de Vallacuera), este espesor es muy variable, disminuyendo considerablemente hacia el O. de la Hoja, en los anticlinales de Alcanadre y Cárcar, donde la potencia varía entre 15 y 40 m., a la vez que el techo va pasando a niveles detríticos y calizos. En la parte central de la Hoja (perfil de Cárcar), no se conoce la potencia total, ya que la base no aflora, pero se ha medido un mínimo de 260 m. Fundamentalmente esta unidad está constituida por una sucesión de tramos yesíferos y tramos arcillosos, de espesor variable.

Los primeros presentan, una estructura hojosa que consiste en una alternancia fina de yesos terrosos, yesos fibrosos y arcillas yesíferas, en capas bien estratificadas de alrededor de 1 cm. Esporádicamente se intercalan en la secuencia niveles de yesos más potentes, de 10 a 40 cm., de tonos blanquecinos y textura sacaroidea o alabastrina, a menudo muy replegados.

Frecuentemente se intercalan entre los yesos tramos de arcilla calcárea de tonos rojizos, grises y pardo-amarillentos, con abundante yeso disperso y yeso fibroso secundario rellenando grietas. Se observan delgadas capas de arenisca, más o menos calcárea, caliza arenosa, caliza gris fétida, caliza pardo-amarillenta y yeso interestratificadas. Estos niveles subordinados a las arcillas adquieren un mayor desarrollo hacia el O., a medida que la unidad va perdiendo espesor, como consecuencia del cambio de facies.

Una gran proporción de muestras recogidas en esta unidad son azoicas y la mayor parte de los microorganismos hallados carecen de valor estratigráfico. Por la posición estratigráfica ha sido datada como Stampienese. Sin embargo, desde el punto de vista micropaleontológico, parece ser que pertenece al Sannoisiense Superior, como lo testifica la asociación.

Rabdochara cf. stockmansii, GRAMB.

Harrisichara cf. tuberculifata

lo cual se acepta con muchas reservas.

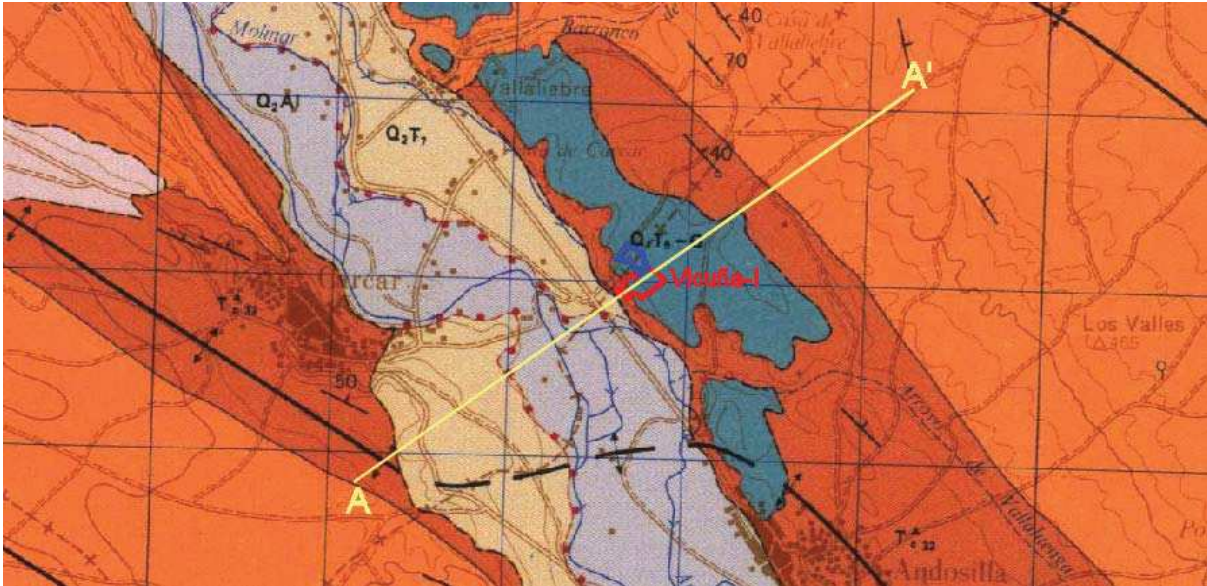


Ilustración 58: Mapa Geológico de España E. 1:50.000, Lodosa, 205, (24-10), corte por la explotación Vicuña-I.

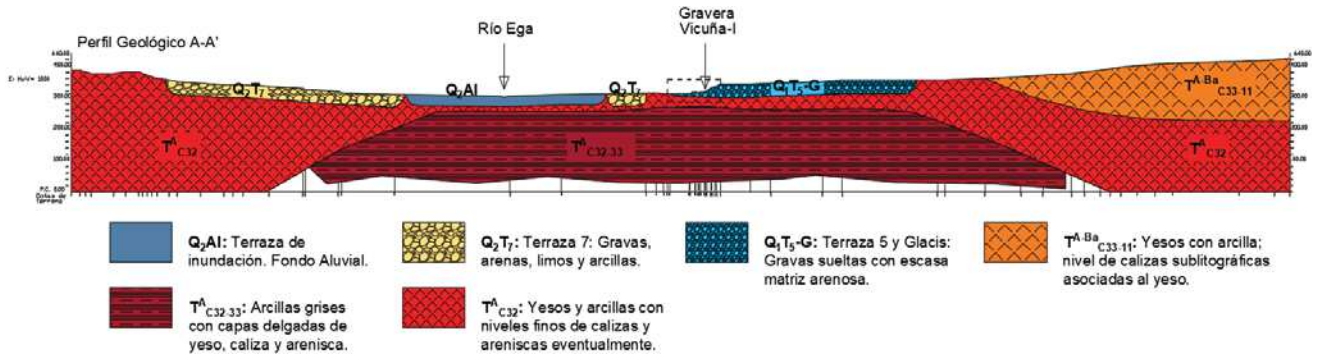


Ilustración 59: Perfil geológico realizado sobre el Mapa Geológico de España E. 1:50.000, Lodosa, 205, (24-10).

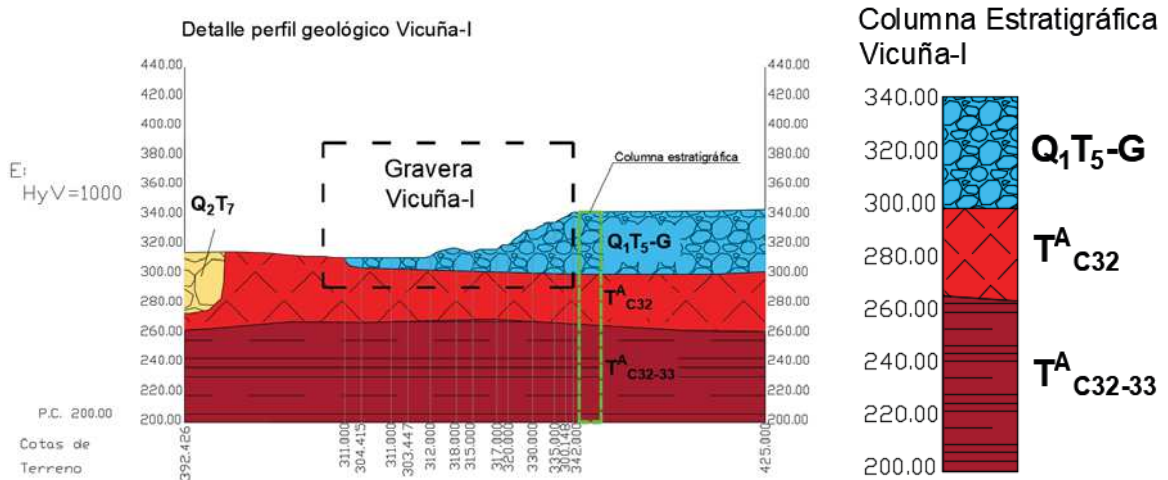


Ilustración 60: Detalle perfil geológico Vicuña-I y columna estratigráfica.



Ilustración 61: Aspecto de las gravas a extraer en Vicuña-I.



Ilustración 62: Terraza en explotación, tanto en la gravera "VICUÑA-I", como en la vecina gravera "MUGA DE CARCAR", de la cual se distingue a la derecha la planta de tratamiento y hormigón.

VICUÑA-I:

La explotación se desarrolla entre las cotas 308 m y 343 m, por lo que se encontraría en las terrazas medias +40-45 m, 20-25 m y +15 respecto a la cota del río. Son terrazas colgadas y se caracterizan por estar asociadas a glaciares, con los que forman una misma unidad morfológica prácticamente imposible de separar, en los mapas geológicos muchas veces se incluye todo dentro de una misma referencia. **El recurso a explotar son las gravas y arenas del Cuaternario, Pleistoceno-Holoceno, Q₁T₅-G del MAGNA, Mapa Geológico de España E. 1:50.000, Lodosa, 205, (24-10).**

Constan casi exclusivamente de gravas poligénicas, poco cementadas, compuestas por cantos, relativamente homométricos, de calizas secundarias y eocenas, y de cuarcitas y areniscas permotriásicas. En algunas zonas se observan lentejones de arenas blanco-amarillentas con cantos englobados, lechos arenosos ricos en materia orgánica, y niveles de caliche.

La actividad minera, generará principalmente y previo tratamiento, materiales para la fabricación de los diferentes materiales ya mencionados en apartados anteriores.

El mapa de rocas industriales de Logroño:

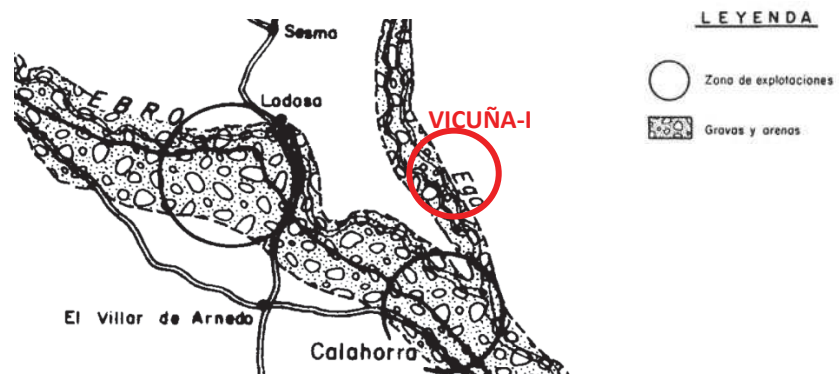


Ilustración 63: Mapa de rocas industriales de Logroño.

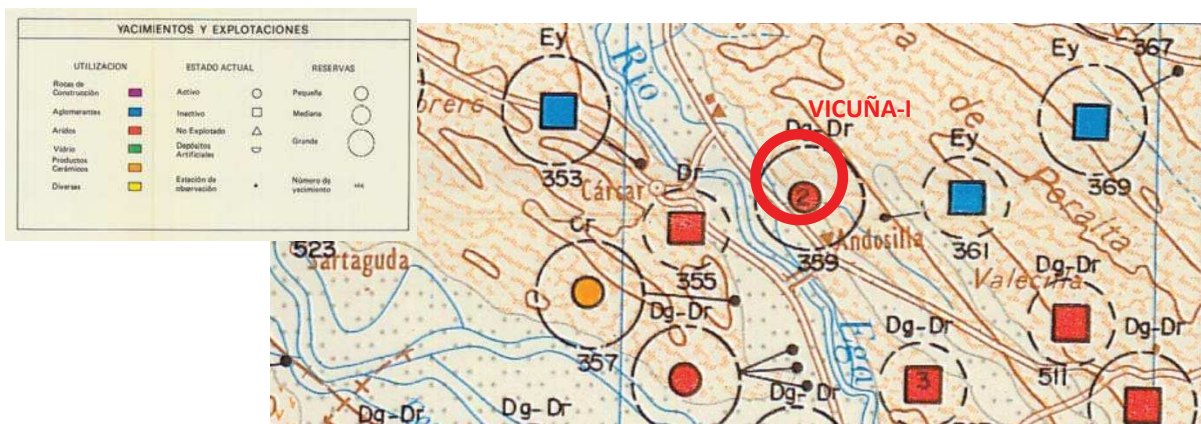


Ilustración 64: Mapa de rocas industriales, hoja de Logroño, 21, 6-3.

El mapa de rocas industriales de Logroño, indicaba una concentración de explotaciones de gravas, en la zona de Calahorra, San Adrián, Andosilla, Lodosa, Sartaguda, ...

Del propio mapa de rocas industriales extraemos los siguientes comentarios:

Bajo la denominación de gravas, se agrupan junto con las gravas propiamente dichas, la fracción arenosa presente en el todo-uno de los depósitos cuaternarios.

Estos depósitos están ampliamente representados en la hoja de Logroño, localizándose en ambos márgenes del río Ebro y de algunos de sus afluentes más significativos, como los ríos Oja, Glera, Tirón, Iregua, Leza, Najerilla y Ega.

Deben clasificarse estos depósitos cuaternarios en terrazas y aluviones. Se establece entre ambos una diferenciación geográfico-morfológica, de tal forma que en el término terraza quedarán englobados los depósitos antiguos de la red fluvial que afecta a la zona estudiada, y en el de aluviones los depósitos actuales.

Las terrazas se encuentran ubicadas en cotas que exceden los 20 m del curso actual de los ríos. Los depósitos que las constituyen están formados por conglomerados de cantos y arenas, bien redondeados, comúnmente poligénicos, con un ligero predominio de cantos de naturaleza cuarcítica, en los que pueden apreciarse heterometría acusada. Los cantos depositados a mayor altura de cota presentan mayor grado de consolidación, mostrando una matriz arcillo-arenosa de tonos rojizos y beige.

En las terrazas más antiguas, se observa, la presencia de una película de naturaleza calcárea la cual limita su destino para la obtención de hormigones.

Las formaciones se presentan en bancos horizontales, donde generalmente destacan intercalados entre ellos, delgadas capas, comúnmente lenticulares, de arcillas y arenas.

La mayor densidad de graveras se observa a lo largo del curso del río Ebro, todas las gravas y arenas extraídas se utilizan como áridos.

GRAVAS PARA "ÁRIDOS"

Las gravas obtenidas en las explotaciones se emplean como áridos para hormigones, y las arenas para hormigones y morteros.

Las explotaciones son a cielo abierto, donde se efectúa el arranque por medio de palas mecánicas; el todo-uno así obtenido es transportado a las plantas de tratamiento donde llegan a obtenerse hasta 5 granulometrías incluida la arena.

Las granulometrías más comunes las comprendidas entre 0-5 mm, 5-12 mm, 12-18 mm, 18-30 mm y 30 mm, además de la arena, que puede venderse lavada o sin lavar.

Las características de estos materiales, de acuerdo con los análisis y ensayos efectuados en los mismos, son:

<u>% Materia orgánica</u>	<u>Equivalente de arena %</u>	<u>Presencia de sulfatos</u>
0,135–0,560	9,40–95,60	Positivo–Negativo

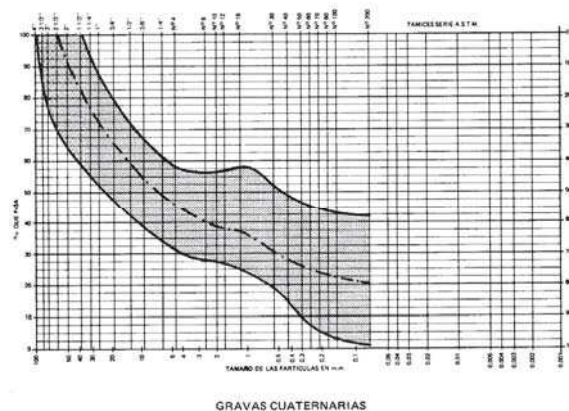


Ilustración 65: Gravas cuaternarias de la zona. Granulometría media y gráfico de dispersión de las gravas.

2.2. ESTUDIO HIDROGEOLÓGICO.

El estudio hidrogeológico tratará de determinar la presencia de agua en el macizo a excavar y analizar la influencia de esta en la estabilidad de los taludes.

Por una parte, estudiamos los pozos y sondeos que estén cerca de la explotación minera y por otra parte hacemos observación directa de los propios taludes para buscar surgencias y/o humedades importantes en los taludes que nos delaten la presencia de agua en el macizo y una cata en la parte más baja de la explotación minera.

Para el estudio de los pozos acudimos a SITEbro, donde tenemos tres pozos y un manantial registrados cerca de la explotación minera.

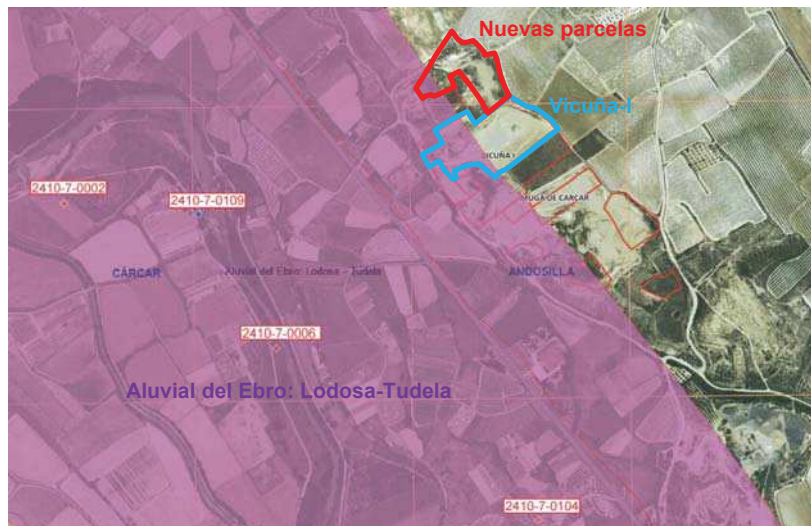


Ilustración 66: Pozos, manantial y aluvial del Ebro: Lodosa-Tudela. SITEbro.

Pozos, manantial y río Ega:

- Pozo: 2410-7-0002, está a unos 795 m de Vicuña-I y según la ficha de SITEbro el agua estaría a cota 305,64m.
- Pozo: 2410-7-0006, está a unos 510 m de Vicuña-I y no hay datos del nivel de agua.
- Pozo: 2410-7-0104 está a unos 770 m de Vicuña-I y según la ficha de SITEbro el agua estaría a cota 305,0 m.
- Manantial: 2410-7-0109, está a unos 518 m de Vicuña-I y la cota del punto que aparece en la ficha de SITEbro es 303,0 m.
- El río Ega en dicha zona estaría a unos 305 m de cota.

En las observaciones directas de los frentes no se detecta la presencia de surgencias o humedades importantes en los materiales, lo que hace pensar que los frentes estarían libres de agua. Cuando llueve estas gravas retienen humedad, pero el agua se infiltra rápidamente en el suelo.

Como vemos en la imagen del SITEbro una parte de las parcelas de la explotación se sitúan encima del Aluvial del Ebro: Lodosa-Tudela, sin que tenga ningún efecto sobre la explotación.

Por otra parte, se ha realizado una calicata o cata mediante la pala retroexcavadora hasta encontrar el agua. En este caso la cata se ha realizado en la plaza de cantera, de cota 308 m y la profundidad de la cata ha sido de 3 m que es donde se ha encontrado el agua, lo que nos hace pensar que el nivel freático está a 305m. Los materiales que se han atravesado en la cata son exclusivamente gravas, no se habría llegado a la formación de yesos-arcillas subyacente que indica el geológico.

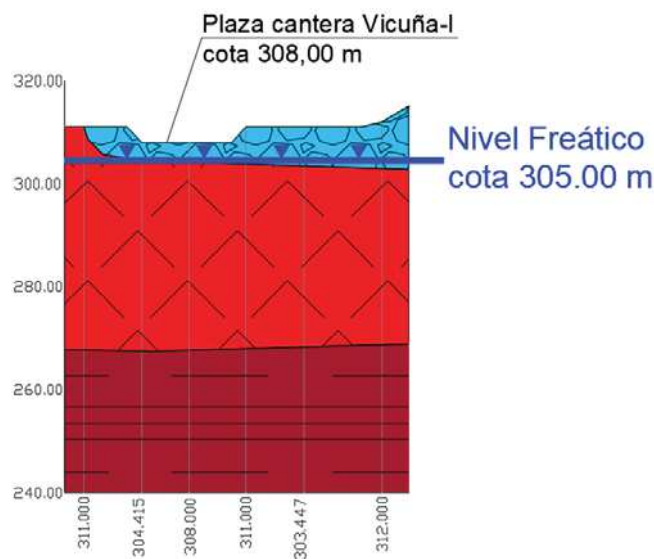
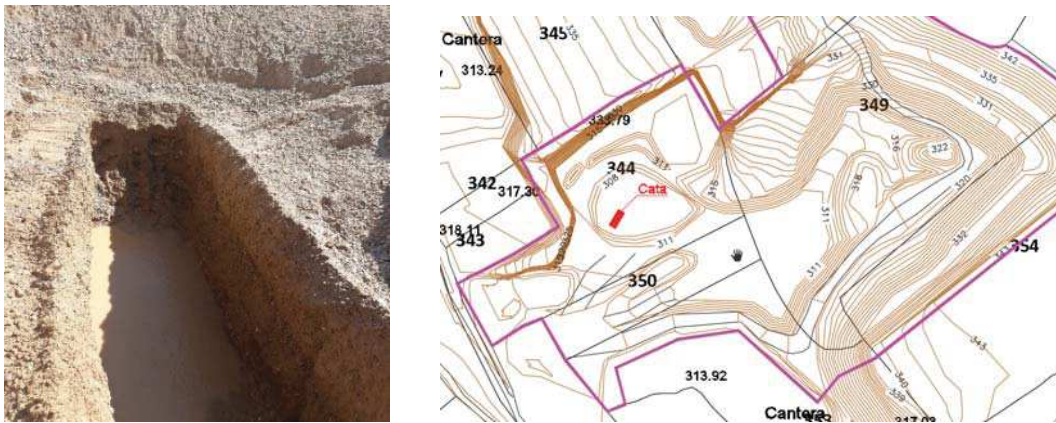


Ilustración 67: Calicata realizada en la plaza de cantera de Vicuña-I, ubicación aproximada de la misma y columna del nivel freático.

Se ha identificado la presencia de agua freática asociada a la base de niveles cuaternario. Estas aguas se acumularían por la infiltración del agua de lluvia en el terreno hasta alcanzar un nivel impermeable, formando acuíferos (estacionales) no confinados.

Teniendo en cuenta los datos anteriores se ha determinado que la cota de base, plaza de cantera, se sitúe en la cota 308,00 m, unos tres metros por encima del nivel freático, 305 m.

2.3. ESTUDIO GEOTÉCNICO DE ESTABILIDAD.

Determinar la estabilidad de un talud significa determinar para qué parámetros dicho talud se mantiene en pie a lo largo del tiempo y para qué parámetro el talud se desestabiliza y rompe.

La estabilidad del talud vendrá condicionada principalmente por los siguientes puntos:

- Ángulo de rozamiento interno de los materiales.
- Peso específico de los materiales.
- Cohesión de los materiales.
- Presencia de agua en el talud.
- Altura y pendiente del talud.

Para poder determinar la estabilidad de los taludes a generar lo que vamos a hacer es trabajar a la inversa, se dispone de un talud en la gravera que lleva desde el año 2008 sin ser explotado y presenta estabilidad, de este talud estable obtendremos los valores necesarios para calcular la estabilidad de los nuevos taludes a generar.

Datos que podemos obtener de este talud:

- Es estable en el tiempo → $F_s = 1$ (mínimo).
- Altura del talud → 28 m
- Ángulo del talud → 88°
- Densidad de los materiales → La propiedad indica 2,2 en banco y 1,8 suelto, tomamos como densidad el valor de 2.
- Ángulo de fricción interna para las gravas → empleamos la tabla de Costet J y Sanglerat G, en 1975 dan la siguiente tabla, si bien la estiman para naturaleza silíceas de los materiales y otorgando ya un valor de 36° por ello.

$\phi = 36^\circ + \phi_1 + \phi_2 + \phi_3 + \phi_4$			
Compacidad	ϕ_1	suelta media compacta	-6° 0° $+6^\circ$
Forma y rugosidad de los granos	ϕ_2	aguda media Redondeada muy redondeada	$+1^\circ$ 0° -3° -5°
Grosor de los granos	ϕ_3	arena grava fina grava gruesa	0° $+1^\circ$ $+2^\circ$
Granulometría	ϕ_4	uniforme media abierta	-3° 0° $+3^\circ$

Valores ángulo fricción interno de los medios incoherentes. Costet J y Sanglerat G, 1975.

Si bien los valores dependiendo la naturaleza de cada material pueden ser:

- Silíceos → 36º
- Carbonatados → 34º
- Esquistosos → 32º
- Arcillosos → 30º

En Vicuña-I los materiales son carbonatados, por lo que en lugar de 36º, tendríamos 34º.

El resto de los parámetros según la tabla anterior serían:

- Compacidad → Compacta → +6º
- Forma y rugosidad → Redondeada → -3º
- Grosor de los granos → Grava fina → +1º
- Granulometría → Media → +0º

Por lo tanto, tendríamos: $\emptyset=34+6-3+1+0= 38^\circ$

- Peso específico de los materiales.

El peso específico de las gravas en banco tomamos 2,00 tn/m³.

- Presencia de agua en el talud.

No se ha detectado presencia de agua en el talud que pueda influir en la estabilidad del mismo.

- Altura y pendiente del talud generado.

El talud presenta una altura máxima de 28 m, con ángulos entre los 82º y 88º con la horizontal.

Partiendo de este talud y con los condicionantes anteriores vamos a determinar la cohesión en banco de las gravas, es importante remarcar que es la cohesión en banco debido a que, una vez aplicada una fuerza de corte sobre el talud, retroexcavadora, las gravas pierden las propiedades anteriormente indicadas.

Para determinar la cohesión de este "suelo" vamos a basarnos en los ábacos de Hoek & Bray, 1981, pero a la inversa, esto es, sabiendo que el talud es estable, sabiendo la densidad de las gravas

en el banco, sabiendo la altura del banco y sabiendo el ángulo de fricción interna vamos a determinar la cohesión de las gravas en banco.

Utilizamos los ábacos de Hoek & Bray para la rotura circular de un suelo, que es el caso más habitual de rotura de un frente de gravas.

La utilización habitual de los ábacos sería la siguiente:

1. Se eligen condiciones del agua en el suelo utilizando una de las cinco posibilidades presentadas en la Figura 17. Se elegirá siempre, en caso de duda entre dos de ellas, la que esté por el lado de la seguridad.
2. Se calcula el valor adimensional $c/(\gamma H \tan \phi)$. Siendo γ la densidad natural del suelo. Se sitúa el valor encontrado en la escala de la parte exterior de los círculos de las Figuras 18 a 22 que corresponda.
3. Se sigue el radio desde el valor encontrado en 2 hasta su intersección con la curva correspondiente al ángulo del talud en consideración.
4. Se busca el correspondiente valor de $\tan \phi / F$ ó $c/(\gamma H F)$, dependiendo de cual sea más conveniente, y se calcula el factor de seguridad F .

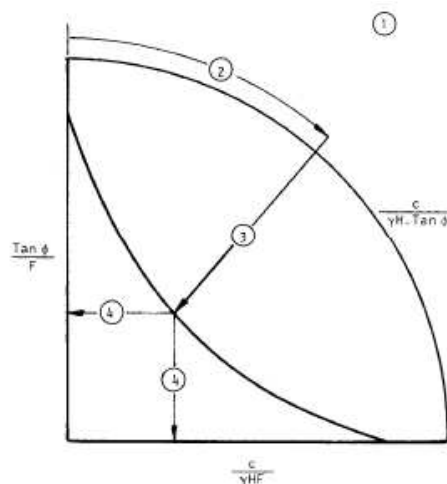


Figura 16 Secuencia de pasos para usar los ábacos de Hoek y Bray (Hoek and Bray, 1981)

Condiciones del flujo de agua subterránea	Ábaco
Talud seco - completamente drenado	1
Salida del agua a 1/8 de la altura del talud	2
Salida del agua a 1/4 de la altura del talud	3
Salida del agua a 1/2 de la altura del talud	4
Talud completamente saturado con recarga superficial continuada	5

Figura 17 Caso de selección del nivel freático resultante en los ábacos (Hoek and Bray, 1981)

Como hemos indicado el talud es estable, por lo que el factor de seguridad será al menos de 1, $F_s=1$, y el ángulo de fricción interno tomamos el calculado, 38° , y hacemos $\text{tg}\phi/F_s = \text{tg}38/1 = 0,78$ y entramos en el ábaco y seguimos la recta de 0,78 hasta el ángulo de 80° (tomamos 80° por seguridad) y cuando lo intersecciona determinamos el valor de c , mediante: $c/(\gamma \cdot H \cdot F)$ y $c/(\gamma \cdot H \cdot \text{tg}\phi)$, tomamos el mínimo para ir por el lado de la seguridad.

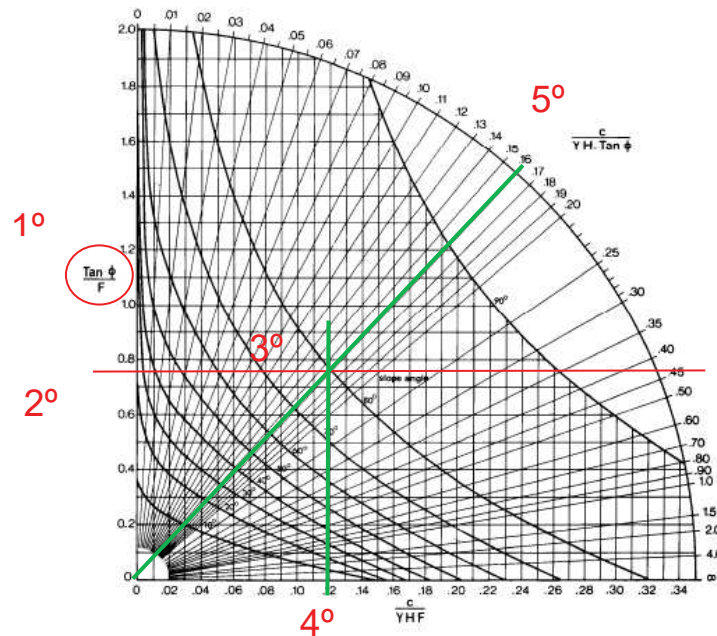


Figura 19 Ábaco N° 2 de Hoek y Bray

En este caso tenemos:

$$c/(\gamma \cdot H \cdot F) = 0,14 \rightarrow c/(2 \cdot 28 \cdot 1) = 0,12 \rightarrow c = 6,72$$

$$c/(\gamma \cdot H \cdot \text{tg}\phi) = 0,215 \rightarrow c/(2 \cdot 28 \cdot \text{tg}38) = 0,16 \rightarrow c = 7,00$$

Como vemos ambos valores son similares, tomaremos el menor de ambos, $c = 6,72 \text{ tn/m}^2$, aun así, aplicaremos un factor de minoración de un 20%, por lo tanto, el valor a emplear será de $5,4 \text{ tn/m}^2$.

Este sería el valor mínimo de la cohesión para que el talud esté en el límite de su estabilidad.

Por lo tanto, para determinar la estabilidad de los taludes de la explotación emplearemos los siguientes valores:

- Densidad = $2,0 \text{ tn/m}^3 = 20 \text{ kN/m}^3$
- Cohesión = $5,4 \text{ tn/m}^2 = 52,92 \text{ kPA} \approx 53 \text{ kPA}$.
- Ángulo fricción interna = 38°
- Altura del frente = dependiendo de la zona.

Los ábacos de Hoek y Bray son útiles cuando tenemos un banco único, pero en el caso de la explotación Vicuña-I tendremos un frente con diferentes bancos y bermas, por lo que consideramos más adecuado el emplear el programa informático SLOPE, el cual emplea el método del equilibrio límite, que consiste en estudiar el equilibrio de un cuerpo rígido, constituido por el talud y por una superficie de deslizamiento de cualquier forma (línea recta, arco circular, espiral logarítmica). Con tal equilibrio calcula las tensiones de corte (τ) y las compara con la resistencia disponible (τ_f), valorada según el criterio de rotura de Coulomb, de tal comparación se deriva la primera indicación sobre la estabilidad con el coeficiente de seguridad $F_s = \tau_f/\tau$.

El cálculo de la estabilidad de los taludes lo realizaremos para la situación de trabajo y para la final, una vez terminada la explotación y terminada la restauración.

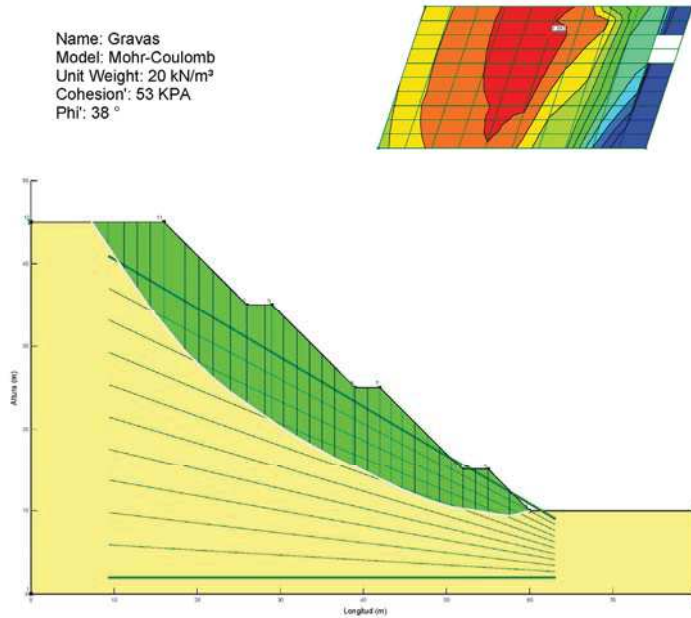
Calcularemos la estabilidad en los siguientes frentes:

- Frente-1: Final.
- Frente-2: Trabajo y Final
- Frente-3: Trabajo y Final
- Frente-4: Trabajo y Final
- Frente-5: Trabajo y Final
- Frente 6 y Frente 7: Trabajo y Final
- Banco de 8 m y 80° con la horizontal, el peor caso, trabajo.
- Banco de 10 m y 45° con la horizontal, el peor caso, final.

El Frente-1 no se calcula durante trabajo debido a que no se van a realizar labores de explotación.

- **FRENTE-1. FINAL.**

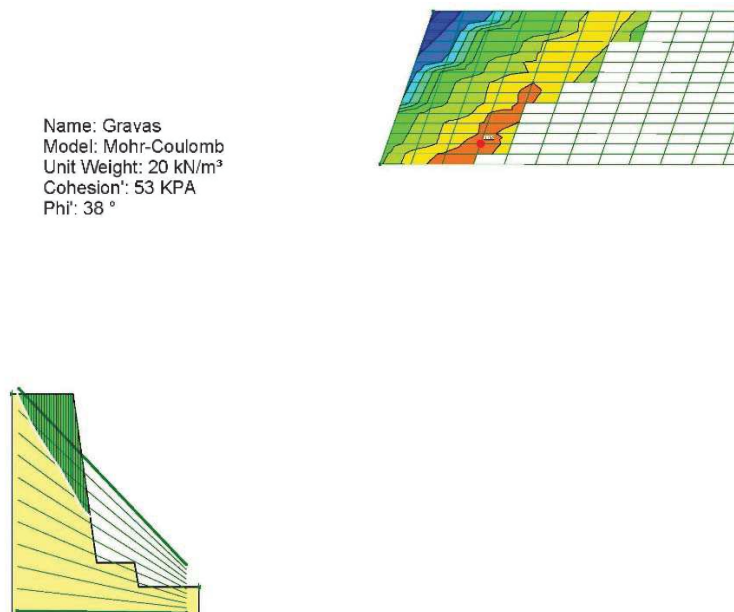
Este frente presentará tres bancos superiores de 10 m de alto y 45° de inclinación y un banco inferior de 5 m de alto y 45° de inclinación, para un total de 35 m de alto. Entre los bancos habrá bermas intermedias de 3 m de ancho.



Factor de seguridad de 1,952.

- **FRENTE-2. TRABAJO.**

Este frente presenta dos bancos, el inferior de 4 m de alto y 80° con la horizontal en trabajo y el superior, que no se explota, con unos 28 m de alto y unos 82° con la horizontal, entre ambos hay una plataforma de 6,3 m de ancho que posteriormente pasa ser la berma de 3 m de ancho.

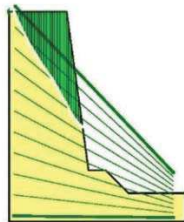
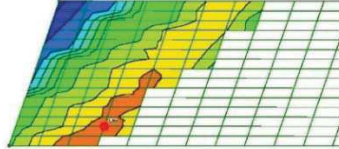


Factor de seguridad de 1,192.

- **FRENTE-2. FINAL.**

Este frente, que es el final del anterior, presenta dos bancos, el inferior de 4 m de alto y 45º con la horizontal al final y el superior, que no se explota, con unos 28 m de alto y unos 82º con la horizontal, entre ambos hay berma de 3m de ancho.

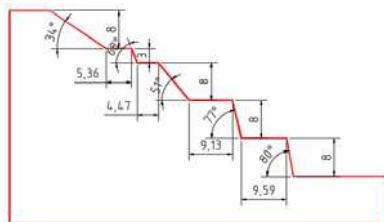
Name: Gravas
 Model: Mohr-Coulomb
 Unit Weight: 20 kN/m³
 Cohesion: 53 KPA
 Phi: 38 °



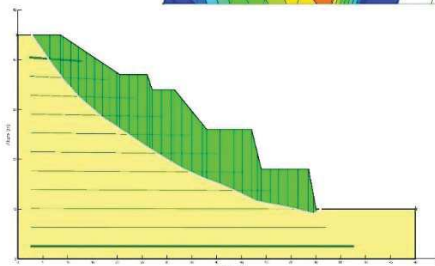
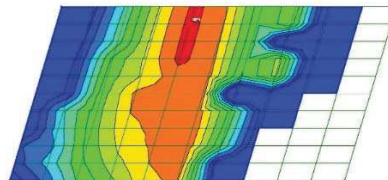
Factor de seguridad de 1,192.

- **FRENTE-3. TRABAJO.**

Para el "diseño" del frente en esta situación partimos del terreno actual y diseñamos el que sería el frente de trabajo activo. Este frente de trabajo quedará con el talud superior contra montera tal cual está ahora y el resto de taludes según la siguiente imagen:



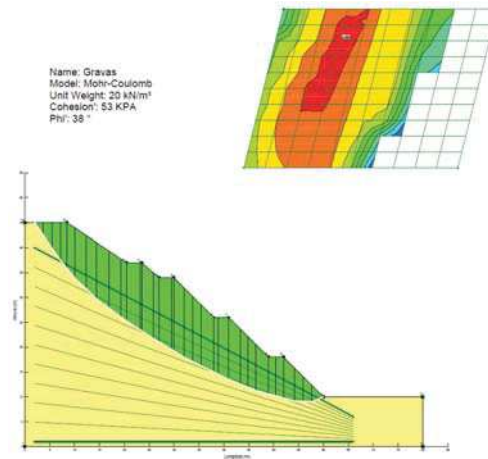
Name: Gravas
 Model: Mohr-Coulomb
 Unit Weight: 20 kN/m³
 Cohesion: 53 KPA
 Phi: 38 °



Factor de seguridad de 2,14.

- **FRENTE-3. FINAL.**

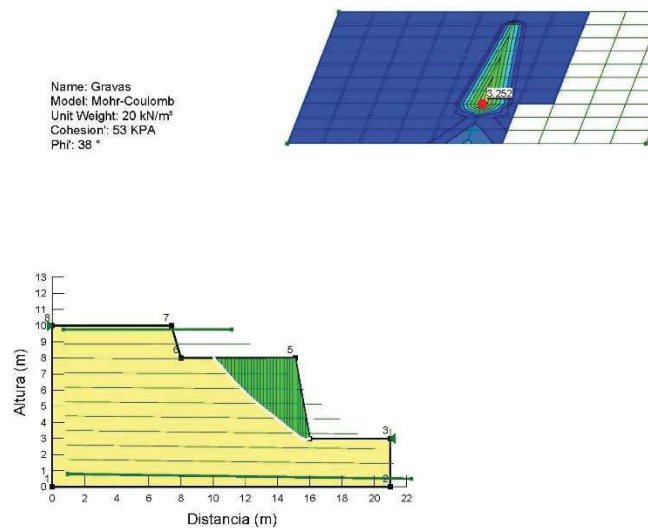
Este frente presentará un banco a montera de 7-8 m y 34° otro de 3 m y 40° y tres bancos inferiores de 8 m de alto y 45° de inclinación, para un total de 34-35 m de alto. Entre los bancos habrá bermas intermedias de 3 m de ancho.



Factor de seguridad de 2,150.

- **FRENTE-4. TRABAJO.**

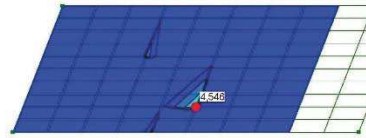
Este frente presentará dos bancos, uno inferior de 5 m de alto y 80° con la horizontal durante el trabajo y otro superior de 2 m de alto y 80° con la horizontal, entre ambos habrá una plataforma de trabajo de unos 7,0 m que luego se convertirá en la berma de 3 m de ancho.



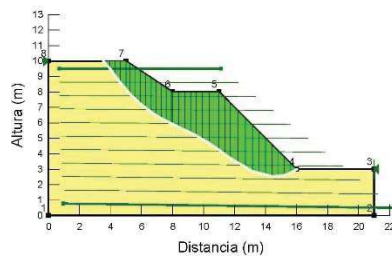
Factor de seguridad de 3,252.

- **FRENTE-4. FINAL.**

Este frente, que es el final del anterior, presentará dos bancos, uno inferior de 5 m de alto y 45° con la horizontal al final y otro superior de 2 m de alto y 45° con la horizontal, entre ambos habrá una berma de 3 m de ancho.



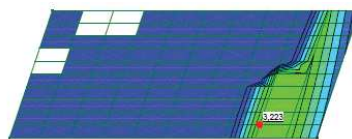
Name: Gravas
Model: Mohr-Coulomb
Unit Weight: 20 kN/m³
Cohesion: 53 KPA
Phi: 38 °



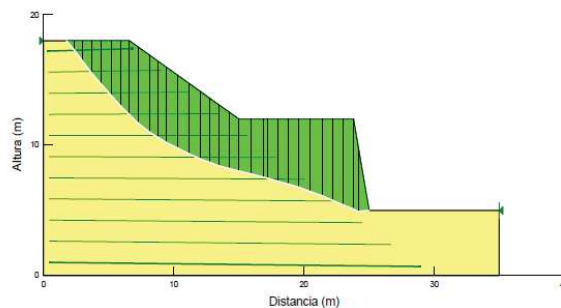
Factor de seguridad de 4,546.

- **FRENTE-5. TRABAJO.**

Este frente tendrá dos bancos uno inferior de 7 m de alto y 80° con la horizontal durante el trabajo y otro superior de 6 m de alto y 36° final.



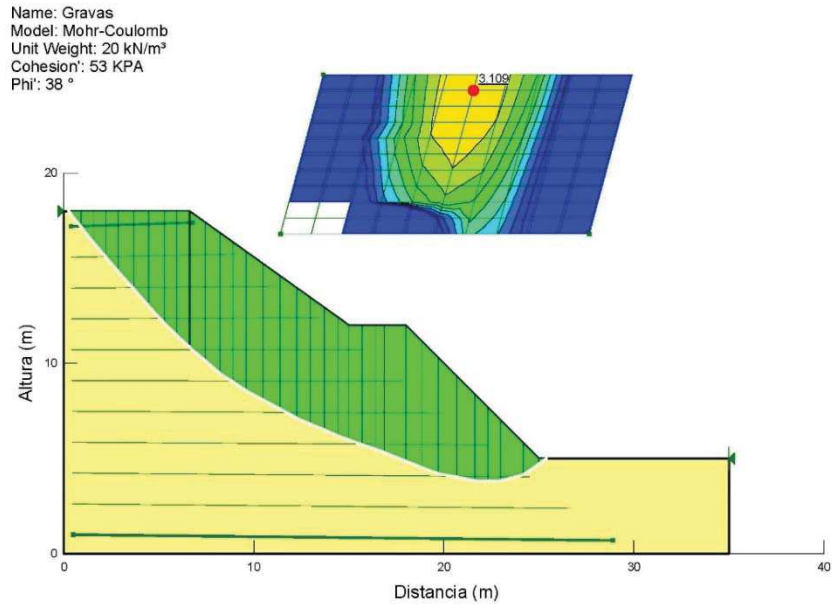
Name: Gravas
Model: Mohr-Coulomb
Unit Weight: 20 kN/m³
Cohesion: 53 KPA
Phi: 38 °



Factor de seguridad de 3,223.

- **FRENTE-5. FINAL.**

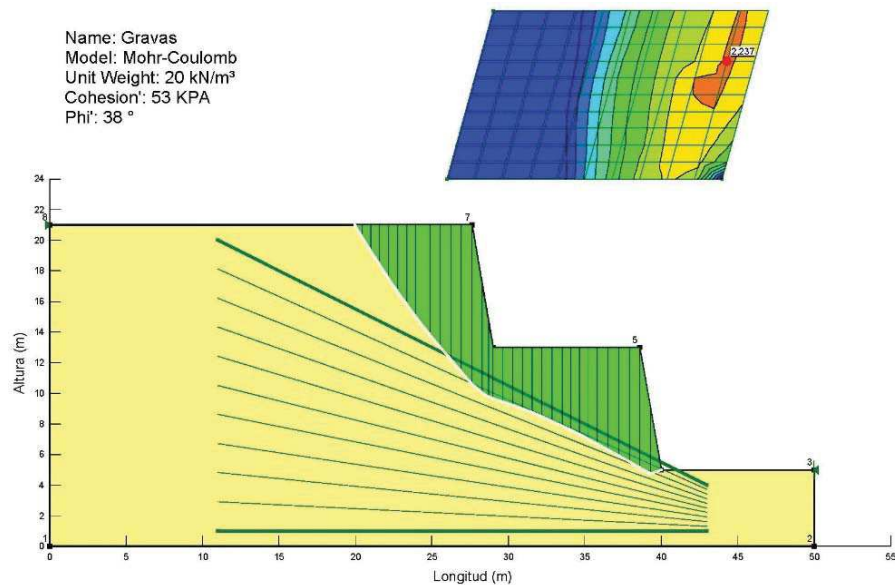
Este frente tendrá dos bancos uno inferior de 7 m de alto y 80° con la horizontal durante el trabajo y otro superior de 6 m de alto y 36° final.



Factor de seguridad de 3,109.

- **FRENTE-6 y FRENTE-7. TRABAJO.**

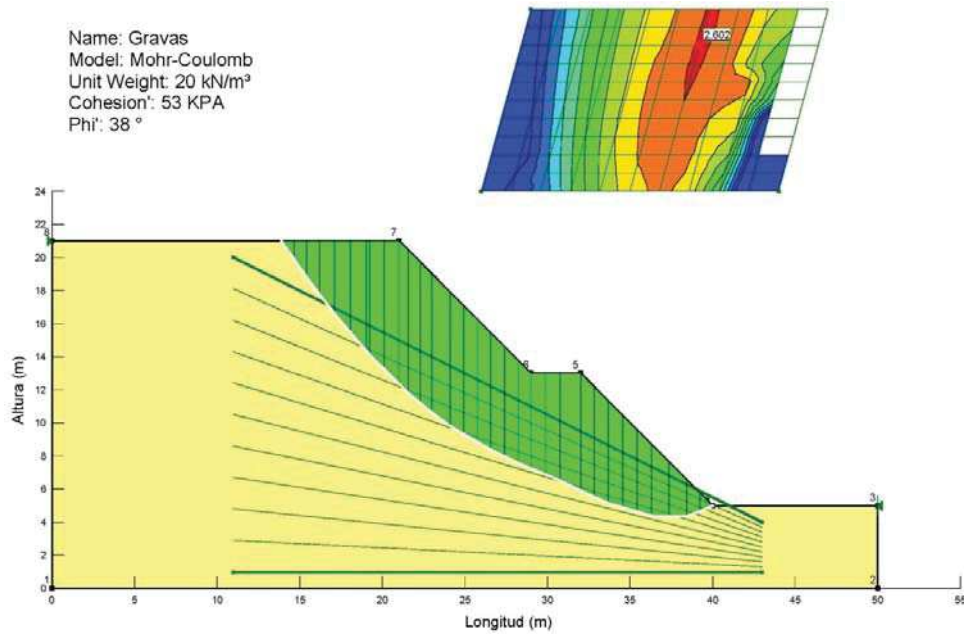
Ambos frentes tienen dos bancos de máximo 8 m de alto y 80°, y una plataforma intermedia de 9,6 m de ancho que luego se convertirá en la berma intermedia final de 3 m.



Factor de seguridad de 2,237.

- **FRENTE-6 y FRENTE-7. FINAL.**

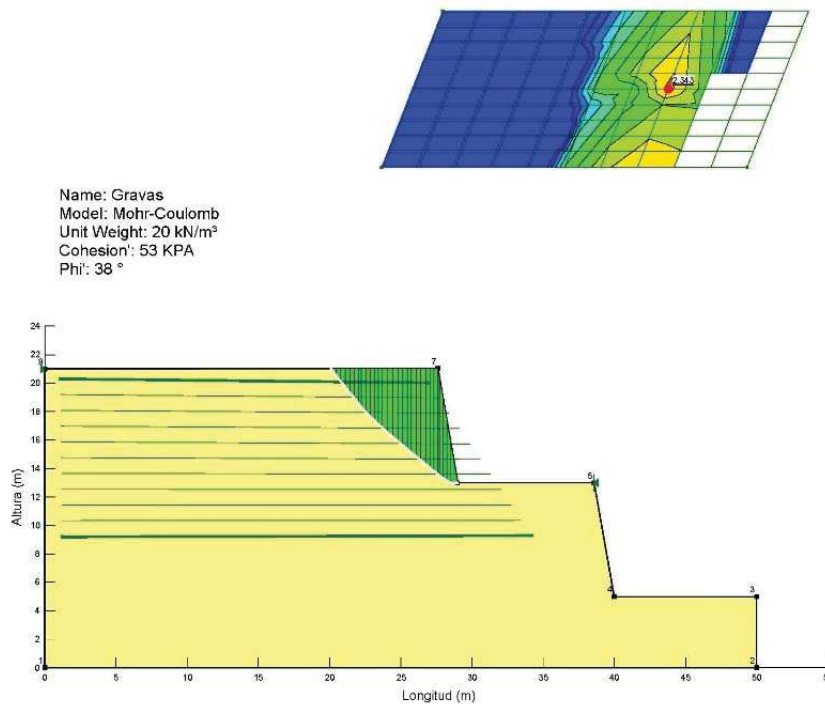
Ambos frentes tienen dos bancos de máximo 8 m de alto y 45°, y berma intermedia final de 3 m.



Factor de seguridad de 2,602.

- **BANCO de 8 m y 80° con la horizontal, trabajo, el peor caso, TRABAJO.**

En este caso se ha tomado un banco de trabajo, de 8 m de altura y 80° con la horizontal para calcular su estabilidad.



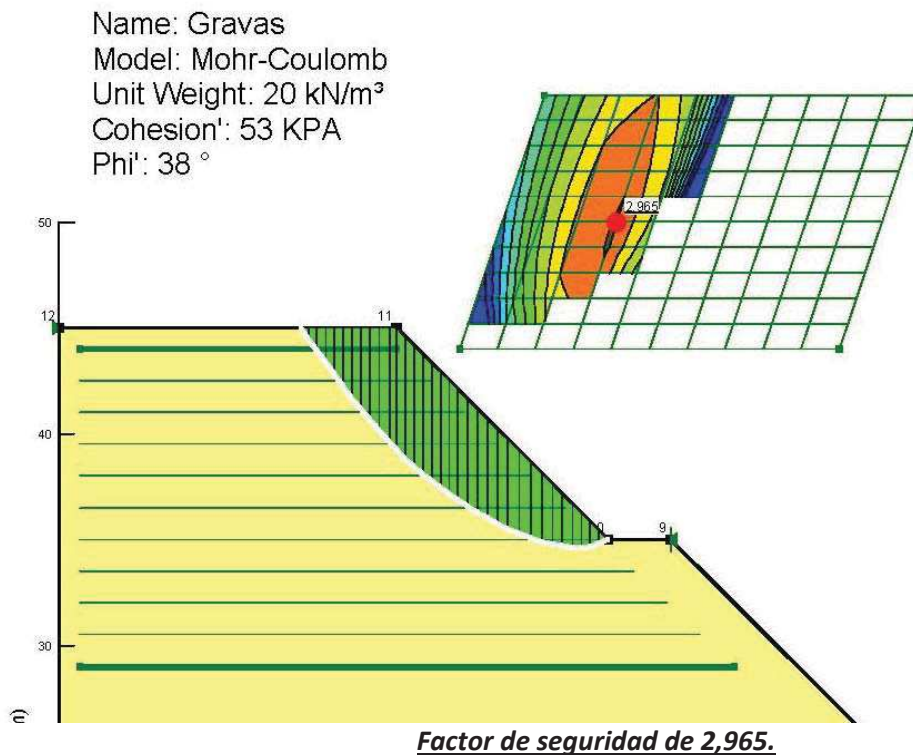
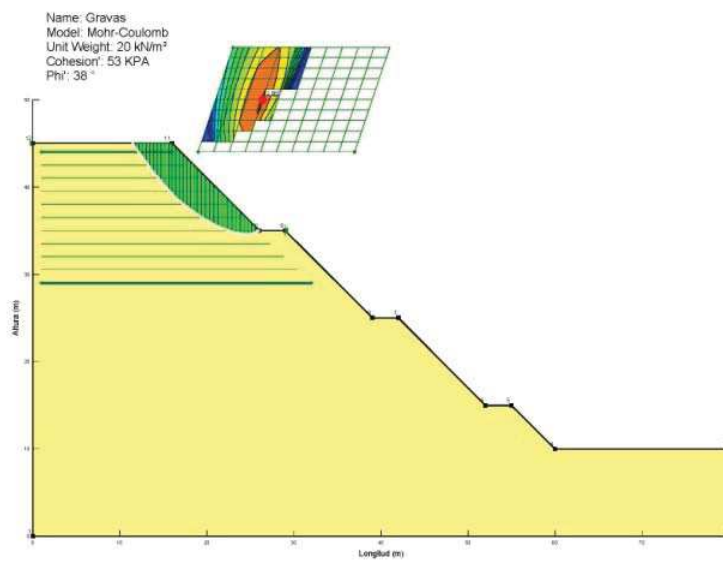
Factor de seguridad de 2,343.

- **BANCO de 10 m de alto, 45º, peor situación, FINAL.**

Se realizan los cálculos de estabilidad del banco contra montera de 10 m de alto y 45º, a fin de comprobar que cada banco independientemente de su frente también es estable.

Sólo se hace el de 10 m de alto y 45º por ser la situación peor. Se ejecuta sobre el frente que da a la parcela 345, y sobre el banco contra montera.

En el programa se hace delimitando la zona entre los puntos 9 y 12 del perfil del frente.



CONCLUSIONES:

- Se ha partido de un frente con un único banco de 28 m de alto, y casi vertical, 88º, que es estable, y que no se ha explotado, ni tocado desde el año 2008, lo cual indica estabilidad a lo largo del tiempo, y no sólo durante la explotación.
- Se han determinado los parámetros del frente estable empleando métodos de reconocido prestigio y totalmente probados, Ábacos de Hoek & Bray, y bibliografía existente, para su posterior traslado a los frentes y bancos a estudiar.
- Para el cálculo de estabilidad de los taludes a crear se ha preferido emplear el programa informático GeoSlope, ya que Hoek & Bray se emplea con un solo banco o un frente continuo, y en este caso se disponen de bermas intermedias creando diferentes bancos.
- El factor de seguridad mínimo calculado ha sido de 1,19 para el Frente-2, con el banco de 28 m de alto y 82º, esto es lógico, al ser el frente donde se encuentra el banco más alto de todos y de mayor inclinación.
- Se determina que un banco es estable cuando el factor de seguridad es 1, en este caso el mínimo calculado ha sido el 1,19 ya indicado.
- Una vez calculada la estabilidad de los frentes y de un banco en particular en las situaciones más desfavorables, tanto en trabajo, como en situación final, **podemos determinar que estos serán estables siempre y cuando se mantengan las condiciones con las que se realizaron los cálculos.**

COMENTARIOS SOBRE MÉTODO EMPLEADO CON EL GEOSLOPE:

- El **GeoSlope** se utiliza principalmente **para determinar roturas circulares en taludes de materiales tipo suelo**: gravas, arcillas, arenas, ... no se utiliza para la rotura de rocas.
- El GeoSlope utiliza diferentes métodos para determinar el factor de seguridad, nosotros empleamos el denominado "Cuadrícula y radio", al considerarlo más sencillo y más visual.
- Con los métodos **lo que se trata es determinar el centro del círculo de rotura que pasa por el talud**. Independientemente del método empleado el resultado será el mismo.

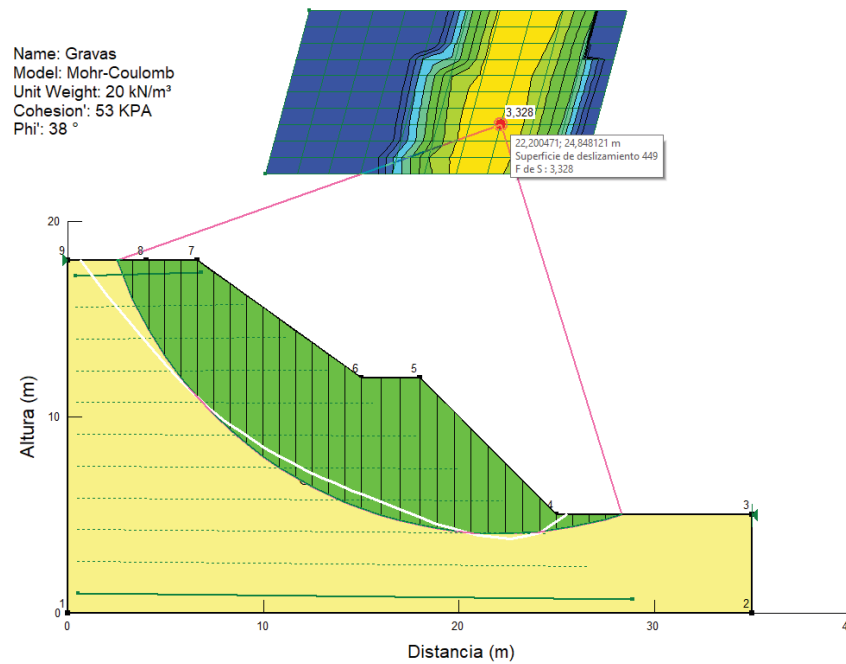


Ilustración 68: Círculo de rotura que genera el factor de seguridad mínimo y que pasa por el talud.

- Para determinar el centro del círculo de rotura debemos crear el talud a estudiar introduciendo sus dimensiones y los datos de los materiales, en caso de que hubiera diferentes materiales habría que hacer diferentes regiones e introducir los datos geotécnicos de cada región.
- Una vez introducidos los datos del talud debemos marcar la cuadrilla de los centros (Factores de Seguridad) y las líneas de los radios que generarán la superficie de deslizamiento en el talud y dejar que el programa haga las iteraciones necesarias para determinar el Factor de Seguridad.
- Para asegurarnos que el Factor de Seguridad obtenido es el adecuado debemos tener en cuenta que el valor NO se sitúe en los límites de la cuadrícula de superficies de deslizamiento, ya que de estar en los bordes de esta no habrá seguridad de que ese sea el Factor de Seguridad mínimo, en caso de que el Factor de Seguridad se sitúe en el borde de la cuadrícula deberemos modificar la ubicación de esta, hasta que el valor esté dentro de la cuadrícula, entonces tendremos ya el Factor de Seguridad mínimo.

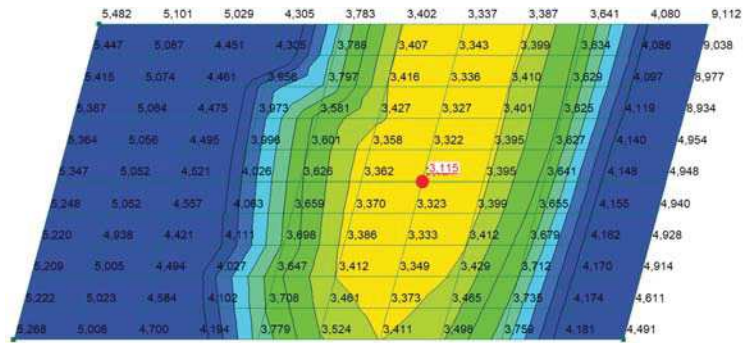


Ilustración 69: La imagen superior e inferior son la cuadrícula de superficies de deslizamiento del mismo cálculo. En la superior se ve cómo el Factor de Seguridad (FS) marcado es el más pequeño, y sabemos que no hay otro más pequeño ya que está rodeado de otros FS más elevados.

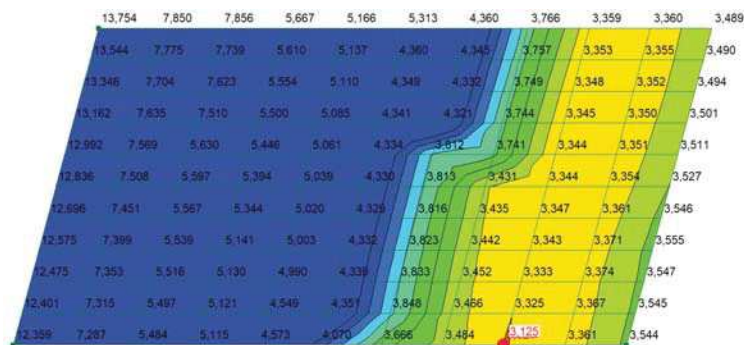


Ilustración 70: Vemos un FS No válido por estar en el borde de la cuadrícula, lo cual no asegura que sea el mínimo, que sería el de la imagen superior. En este caso la diferencia es mínima, pero nos confirma que este no es el menor FS.

- Si este factor de seguridad fuera inferior a 1 nos indicaría que el talud no es estable, y el círculo nos marcaría la zona que podría deslizarse o romperse, lo cual podría ser muy útil para saber que zonas habría que reforzar o modificar su geometría.

2.4. ESTUDIO HIDROLÓGICO.

La explotación de gravas y arenas "VICUÑA I" y su ampliación están localizados sobre la cuenca hidrológica del río Ebro, en la margen izquierda a unos 4.500 m del mismo. El curso de agua más próximo a VICUÑA-I es el arroyo de Vallaluenga a unos 200m sin embargo este arroyo suele estar seco y sólo se activa en episodios de fuertes precipitaciones. El río Ega, que circula en dirección norte-sur por el oeste de la misma está a unos 475 m del área de explotación, siendo el curso de agua más importante más cercano a la explotación.

Debido a la topografía del paisaje en estos parajes, de terrazas y glacis colgados, se ha desarrollado una red de cursos de agua superficial, que se corresponden con barrancos o yasas. En ciertos momentos puntuales que coinciden con fuertes precipitaciones pueden activarse estos cursos de agua superficiales que finalmente acaban contribuyendo con sus caudales a la cuenca del río Ega.

Existe una gran cantidad de canales y acequias de riego para su aprovechamiento en los cultivos.

Debido a la ubicación respecto al río Ebro y al río Ega no se prevén afecciones de estos a la gravera en caso de avenidas o inundaciones.

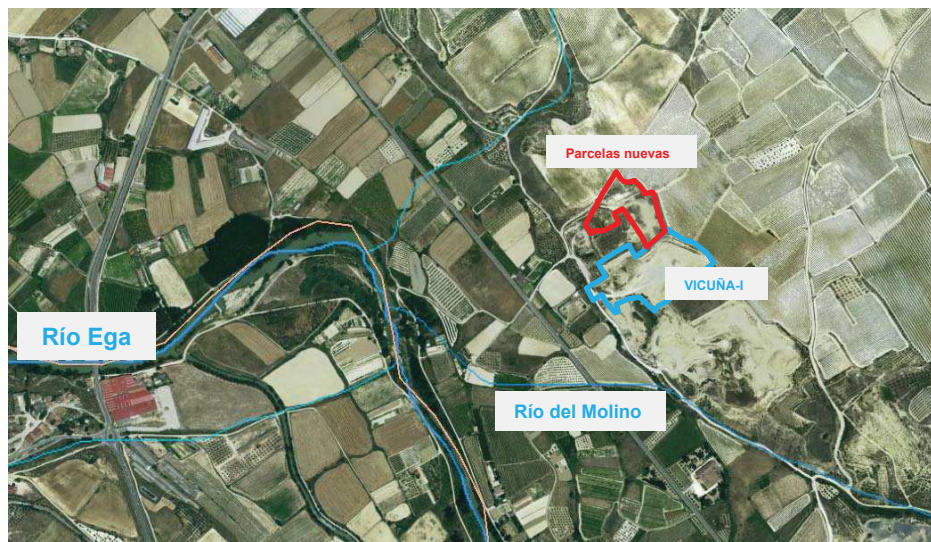


Ilustración 71: Hidrología superficial zona VICUÑA-I. SITEbro.

2.5. ANTEPROYECTO DE ABANDONO.

La legislación minera establece la forma en la que se debe realizar el abandono de las labores mediante la ITC 13.0.01. *Abandono de labores*, esta ITC se estableció para asegurar que dicho

abandono se realizaba en las mejores condiciones de seguridad posibles, evitando la presencia de aguas colgadas, accesos no seguros, daños en la superficie y en parcelas contiguas, etc.

En el caso de "VICUÑA-I", al ser una explotación a cielo abierto desarrollaremos el abandono de labores mediante la retirada de todos los elementos no naturales que no sean necesarios una vez se haya terminado de restaurar el hueco minero, como por ejemplo la maquinaria, los carteles y señalizaciones y las vallas que no sean necesarias para mantener la seguridad.

El abandono definitivo se solicitará una vez se haya terminado el proceso de restauración y de retirada de los elementos mencionados del hueco minero, por ello debemos referirnos al plan de restauración que se presentará junto a este de explotación.

En el presupuesto de la explotación se referirá la retirada de estos elementos.

3. – CALCULOS JUSTIFICATIVOS

3.1. EVALUACIÓN DE RESERVAS EXPLOTABLES.

Se considera que todo el material extraído de la explotación será destinado para el abastecimiento de la planta vinculada y de las obras, no generándose ningún tipo de estéril, siendo el porcentaje de rechazo 0 %.

El cálculo de las reservas se llevó a cabo mediante el método de perfiles por secciones verticales, y mediante el empleo de programas informáticos de simulación MDT.

El porcentaje de rechazo se sitúa en el 0 %, ya que actualmente se emplea todo el material que se arranca, las reservas calculadas son:

Fase	Volumen Reserva (m³)
1	67.931
2	53.621
Total	121.552

La determinación del volumen explotado podemos realizarla mediante dos métodos, ambos empleando programas de CAD y Modelos Digitales de Terreno (MDT). Serían el método de Mallas-Celdas y el de Perfiles Transversales.

1. Método de Mallas-Celdas:

Se emplea un programa de CAD con Modelo Digital del Terreno, MDT, el cual compara dos planos, uno que llamaremos terreno natural, y otro que será el terreno explotado, de tal forma que mediante la comparación de ambos obtenemos el material arrancado.

Para ello antes debemos crear el estado final explotado, modificando las curvas de nivel según sea necesario.

Una vez ya tenemos los dos planos, mediante el programa de CAD creamos dos modelos digitales del terreno (MDT), y posteriormente se comparan como hemos comentado anteriormente. Las zonas no explotadas no tendrán diferencias de cotas en los planos, pero las zonas explotadas sí tendrán diferencias de cotas de tal modo que el programa puede determinar el volumen generado en dichas diferencias.

2. Método de Perfiles Transversales:

Este método consiste en obtener los perfiles transversales de ambos terrenos por el mismo eje, calcular la diferencia de las superficies de esos perfiles transversales, y multiplicarlos por la separación entre perfiles transversales.

Si nos fijamos en la imagen siguiente, A_1 , A_2 y A_3 serían la diferencia entre las superficies del mismo perfil transversal para cada plano a comparar, y L la diferencia entre dichos perfiles transversales.

Así el programa calcularía el volumen de un prisma irregular de bases A_1 y A_2 y de altura L .

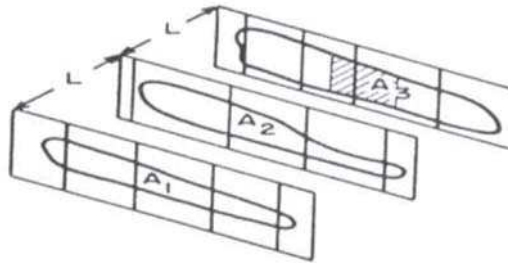


Ilustración 72: Secciones transversales.

En este caso se ha empleado el método de perfiles transversales, y en la siguiente imagen podemos ver un ejemplo de los datos que se puede obtener con este método.

Listado de Cubicación
VOLUMEN TERRENO FASE-1 CON RESPECTO FASE-2
03/06/2020

P.K.	Sup.Des.	Sup.Ter.	Sup.Veg.	Vol.Des.	Vol.Ter.	Vol.Veg.
184.000	344.738	0.000	0.000	4211.924	1.070	0.000
185.000	366.468	0.000	0.000	355.603	0.000	0.000
186.000	404.986	0.000	0.000	456.757	1.070	0.000
187.000	449.054	0.000	0.000	385.727	0.000	0.000
188.000	209.086	1.936	0.000	4963.254	1.070	0.000
189.000	254.607	28.960	0.000	427.020	0.000	0.000
190.000	301.410	27.615	0.000	5380.214	1.070	0.000
191.000	676.738	8.630	0.000	324.670	0.968	0.000
192.000	729.057	0.000	0.000	5704.845	2.038	0.000
193.000	812.017	0.000	0.000	227.347	15.448	0.000
194.000	906.084	0.000	0.000	5932.191	17.486	0.000
195.000	1001.688	0.000	0.000	278.009	28.287	0.000
196.000	1099.818	0.000	0.000	6210.200	45.773	0.000
197.000	791.267	0.000	0.000	489.074	18.122	0.000
198.000	877.739	0.000	0.000	6699.276	63.895	0.000
199.000	941.635	0.000	0.000	702.913	4.315	0.000
200.000	1447.534	0.000	0.000	7402.167	68.210	0.000
201.000	1500.552	0.000	0.000	770.662	0.000	0.000
202.000	1513.939	0.000	0.000	8172.740	68.210	0.000
203.000	1468.222	0.000	0.000	859.060	0.000	0.000
204.000	1434.694	0.000	0.000	9031.790	68.210	0.000
205.000	1393.023	0.000	0.000	963.886	0.000	0.000
206.000	1359.838	0.000	0.000	9985.676	68.210	0.000
				1060.753	0.000	0.000
				11036.429	68.210	0.000
				845.543	0.000	0.000
				11981.972	68.210	0.000
				834.603	0.000	0.000
				12816.475	68.210	0.000
				509.687	0.000	0.000
				13726.162	68.210	0.000
				1194.686	0.000	0.000
				14820.747	68.210	0.000
				1474.043	0.000	0.000
				16294.790	68.210	0.000
				1507.245	0.000	0.000
				17902.035	68.210	0.000
				1491.080	0.000	0.000
				19393.115	68.210	0.000
				1451.458	0.000	0.000
				20844.573	68.210	0.000
				1413.859	0.000	0.000
				22258.432	68.210	0.000
				1376.431	0.000	0.000
				23634.863	68.210	0.000

Ilustración 73: Extracto del listado de volúmenes de la Fase-2 obtenido por el método de perfiles transversales. En este extracto hay un volumen acumulado de desmonte, explotación, de 23.634,86 m³ y un volumen acumulado de terraplén, relleno, de 68,21 m³, también se indica el punto (p.k.) donde se da esa acumulación.

3.1.1. MODELIZACIÓN DEL YACIMIENTO.

El proceso de estimación de un yacimiento debe concretarse, cuando sea posible, en la realización de un modelo numérico del mismo. La validez de tal modelo dependerá en primera instancia, de la medida en que éste se adapte a las características geológicas del depósito. Por ello se forzará su ajuste a un modelo geológico previo.

Así mismo, deberá ser coherente con los resultados de un análisis estructural previo (anisotropías, alcances, etc.).

El modelo geológico

Es la primera fase del proceso de modelización. Se elabora por integración de toda la información, tanto la procedente de la campaña de sondeos o calicatas, como de los levantamientos geológicos sobre el terreno, en labores mineras, etc.

Debe representar las características morfológicas de los cuerpos mineralizados existentes. Se discriminan los diferentes tipos de mineralizaciones en función de las litologías encajantes, tipos morfológicos, paragénesis, alteraciones, etc. Todos esos caracteres se tipificarán mediante los oportunos códigos geológicos.

Una vez elaboradas las hipótesis geológicas necesarias, se procede a la representación gráfica según secciones verticales o cortes y secciones horizontales o plantas, con expresión de:

- Los impactos de los sondeos
- Las interfases o contactos entre las distintas unidades geológicas.
- Los límites entre zonas estériles a priori y zonas mineralizadas.
- Los accidentes geológicos que puedan haber jugado determinado papel en la génesis o evolución del yacimiento (por ejemplo, las fallas).
- La topografía y otros detalles de interés.

Toda esta información se sintetiza sobre las secciones tanto verticales, cortes, como horizontales, plantas, que representan las intersecciones del modelo con los futuros bancos de la explotación.

El modelo geométrico

En un caso general, el depósito mineral está compuesto por una serie de cuerpos mineralizados de geometrías más o menos irregulares. Para poder pasar del modelo geológico ya establecido, al modelo numérico, es necesario recurrir a una referencia intermedia, que denominamos modelo geométrico del yacimiento.

Establecer el modelo geométrico, es configurar y delimitar espacialmente una matriz de bloques comportando a los cuerpos mineralizados (a los que posteriormente se asignarán los correspondientes valores, para constituir así el modelo numérico). Esta etapa, en el caso más general, comprende dos procesos:

- 1 - Regularización geométrica o contorneo
- 2 - Discretización

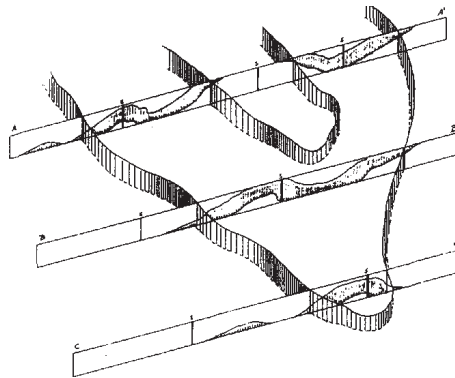


Ilustración 74: Creación modelo geométrico: (1)- Regularización geométrica del contorno mineralizado.

1 - Regularización geométrica o contorneo:

Consiste en asimilar la geometría irregular de los cuerpos mineralizados, a cuerpos geométricos regulares, fácilmente discretizables posteriormente. Se realiza planta por planta, integrando la información morfológica de los cortes y de las plantas, junto con los datos analíticos (leyes y rendimientos) de los sondeos.

Se delimitará, sobre cada banco o rebanada del yacimiento, el volumen rocoso conteniendo al menos un espesor mínimo de mineral, a definir, tal que la correspondiente ley del banco, esté por encima de cierto valor límite, debajo del cual consideraremos a la roca como estéril. En otras palabras, el contorneo se hará teniendo en cuenta el grado de dilución del mineral respecto a la altura del banco (tasa de dilución en la vertical = espesor de mineral/altura del banco). Tomando la máxima ley metal posible en ese tipo de mineral, habrá una tasa de dilución límite, más allá de la cual consideraremos a la roca como estéril: Ley Límite / Ley máxima posible = Tasa de dilución límite

2 - Discretización:

Consiste en una división del cuerpo mineralizado, previamente regularizado, en bloques de forma y dimensiones previamente definidas y adecuadas a la geometría y estructura del yacimiento, y a la malla de sondeos existente.

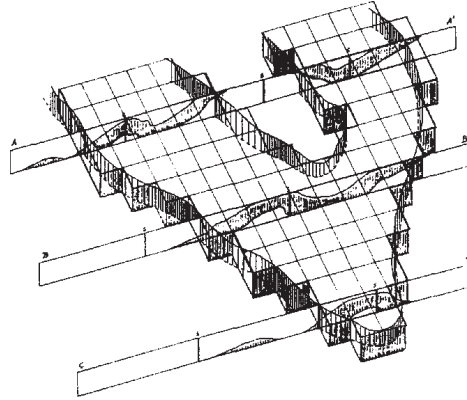


Ilustración 75: Creación modelo geométrico:(2)- Discretización o división en bloques.

Trabajaremos bajo restricción geológica, es decir las distintas entidades geológicas serán tratadas separadamente. Por tanto, cada uno de los bloques de nuestro modelo debe ir caracterizado por un código geológico, indicativo de la especie geológica dominante en él.

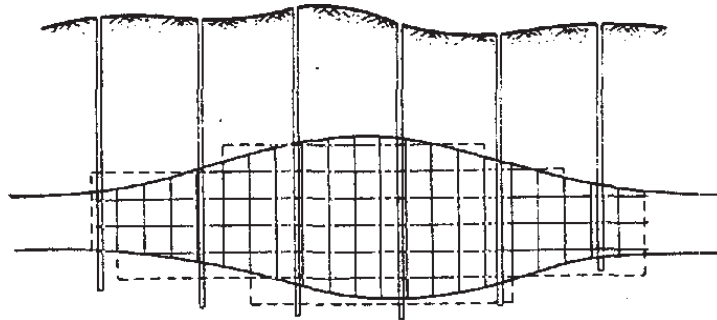


Ilustración 76: Corte vertical de un yacimiento, mostrando la discretización del cuerpo mineralizado

Definición práctica de la matriz de bloques:

Con el proceso de discretización, realizado según rebanadas horizontales (planta por planta), se trata de representar el yacimiento mediante una matriz de bloques referidos a unas coordenadas locales x, y, z.

Se elabora en primer lugar una plantilla representando un retículo de bloques, referido a unas coordenadas locales, y cuyo origen se referencia debidamente según las coordenadas generales. La configuración de los bloques será conforme con el módulo de estimación previamente establecido, tras el análisis estructural. De esa plantilla se hacen tantas copias como plantas tenga el modelo geológico.

La codificación de cada bloque de la matriz, se establece superponiendo el retículo al modelo geológico ya regularizado planta por planta. En el caso de bloques dudosos, de frontera entre dos unidades geológicas, la decisión por el código de una u otra se toma consultando los correspondientes cortes verticales para poder aplicar el criterio del código dominante.

Normalmente sólo se codifican y computan para establecer el modelo geométrico, los bloques correspondientes al volumen mineralizado. El resto del volumen del modelo geológico, correspondiente al encajante o zonas estériles a priori, quedarán por exclusión fuera de este modelo y no serán por tanto objeto de estimación.

Con esas referencias locales, y su correspondiente código geológico, se introduce la matriz de bloques resultante. Queda así constituido el fichero de bloques o modelo geométrico que va a ser objeto de estimación.

Este proceso es diferente frente a la forma habitual de modelización, que opera estableciendo una matriz de bloques paralelepípedica regular, que engloba el volumen reconocido por los sondeos; a partir de ahí todos los bloques de dicha matriz se someten a estimación, tanto si corresponden efectivamente al cuerpo mineralizado, como a la roca encajante.

El modelo numérico

Llamamos modelo numérico a la matriz de bloques una vez estimados convenientemente sus valores; esto es tras haber sido valorados los parámetros de los bloques, a partir de los de los sondeos, por un método de extensión, sea el krigeaje¹ u otros², figura siguiente.

¹El krigeaje o krigeado (del francés krigeage) es un método geoestadístico de estimación de puntos que utiliza un modelo de variograma para la obtención de datos. Calcula los pesos que se darán a cada punto de referencias usados en la valoración. Esta técnica de interpolación se basa en la premisa de que la variación espacial continúa con el mismo patrón. Fue desarrollada inicialmente por Danie G. Krige a partir del análisis de regresión entre muestras y bloques de mena, las cuales fijaron la base de la geoestadística lineal.

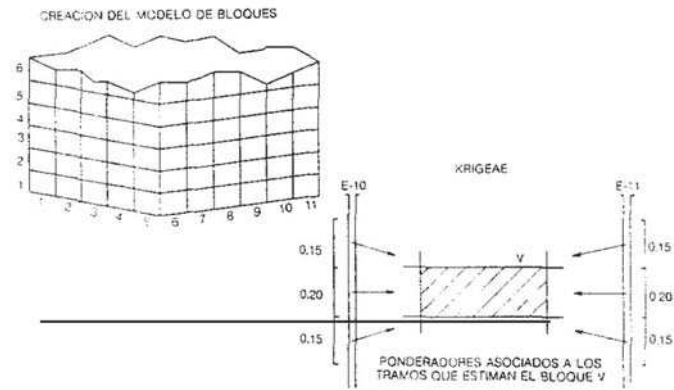


Ilustración 77: Matriz de bloques y asignación de valores a los mismos, por krigeaje de los datos de sondeos.

Debido a las ventajas del krigeaje, será ésta la técnica a utilizar normalmente para estimar los bloques por extensión de los valores de los sondeos. Para la estimación de los rendimientos metal, emplearemos sin embargo el método de los I.C.D. operativamente más sencillo, y que nos da resultados satisfactorios.

²Algunos autores (CHICA 1990) reservan el término de “modelo numérico” para la matriz de bloques de los valores simulados.

Aplicación a la explotación “VICUÑA-I”

La modelización del yacimiento es interesante cuando se estudia la explotación de un mineral que aparece en capas o en vetas, como puede ser la minería del carbón, la del hierro o mineralizaciones similares, y sobre todo cuando se plantea una explotación de interior.

En el caso de una gravera, donde podemos decir que todo, o casi todo vale y que además no hay apenas diferenciación entre el mineral y el estéril, la modelización del yacimiento no tiene tanta importancia, además los costes de explotación en una gravera son muy inferiores a los costes de explotación de una mina subterránea, donde sería imprescindible el llevar a cabo dicha modelización.

En el caso de la gravera “VICUÑA-I”, podemos decir que todo el material que constituye la parcela a explotar constituirá la masa explotable, por lo que no tendría sentido el realizar la modelización de la misma.

3.1.2. CUBICACIÓN DE RESERVAS EXPLOTABLES.

Entendemos como reservas "los recursos minerales susceptibles de aprovechamiento industrial rentable". En el caso de las graveras, las limitaciones podrían ser la altura del nivel freático, la presencia de arcillas, roca u otro material que las haga inviables y la disposición de las parcelas.

La explotación podría realizarse de varias formas, aprovechando al máximo el material existente, y posteriormente generar los taludes finales, bermas y pistas mediante rellenos, o también ir creando los taludes finales, bermas y pistas con el propio material existente, y por lo tanto aprovechando menos material.

En el primer caso el volumen arrancado sería muy alto, pero también el volumen necesario para la restauración, lo cual comprometería la rehabilitación de la gravera, mientras que en el segundo caso la restauración sería más factible y sencilla, si bien el volumen arrancado sería mucho menor, todo puede depender de las obras que disponga el promotor y de su acceso a materiales de relleno válidos.

En este caso se ha optado por realizar la explotación de los recursos mineros de tal forma que el talud final de explotación sea el de restauración, de tal modo que el relleno sea prácticamente cero.

La cubicación del material a explotar se ha llevado a cabo realizando la comparación entre diferentes modelos digitales del terreno, uno sería el del terreno actual y luego sería los modelos elaborados para cada fase de explotación con la restauración correspondiente, empleando para ello un programa de MDT (Modelo Digital del Terreno) sobre plataforma CAD.

La comparación entre los diferentes modelos es lo que nos da el volumen de explotación final, en este caso 121.552 m³ brutos que al tener un 0% de rechazo en la gravera coincide con el neto.

Las reservas explotables son de : 121.552 m³.

3.1.3. CUBICACIÓN DEL ESTÉRIL. RATIO MEDIO ECONÓMICO.

Como ya se ha indicado ***se considera que el porcentaje de estéril en la gravera es de cero, ya que todo el material se traslada a la planta de tratamiento.***

3.2. RITMO Y VIDA DE LA EXPLOTACIÓN.

El volumen de reservas es de 121.552 m³, y el volumen anual previsto de explotación se sitúa sobre los 10.000,00 m³.

La vida de la gravera es de unos 13 años, 12 de explotación y restauración y uno más para concluir las labores de restauración y abandono.

El ritmo de explotación será de unos 10.000,00 m³ brutos/netos año, lo que hace un volumen bruto/neto de 833,33 m³/mes.

3.3. PISTAS Y ACCESOS.

Este apartado se refiere a las pistas y accesos interiores de la explotación, y no los exteriores al hueco minero que nos sirven para acceder al mismo.

La I.T.C. M.I.E. S.M. 07.1.03 TRABAJOS A CIELO ABIERTO, Desarrollo de las labores, en su apartado 1.5.- Pistas y accesos, indica lo siguiente:

"Pista, la vía destinada a la circulación de vehículos para el servicio habitual de una explotación.

Acceso, la vía destinada a la circulación de vehículos y/o personal de carácter eventual para el servicio a un frente de explotación.

En el diseño de las pistas y accesos, deben considerarse los dos aspectos de trazado en planta y perfil, con vistas a garantizar una circulación segura y sin dificultades en función de los tipos de vehículos que vayan a utilizarlos y la intensidad prevista de circulación.

En su construcción debe tenerse en cuenta la calidad de la superficie de rodadura, así como la estabilidad y posibilidad de frenado de los vehículos que vayan a circular por ellos. Por otra parte, debe proyectarse un perfil transversal adecuado que facilite el desagüe, así como un perfil longitudinal que evite la existencia de badenes.

El arcén de separación entre el borde de la pista o acceso y el pie o el borde inferior de un talud no puede ser menor de dos metros.

Cuando exista riesgo de deslizamientos o desprendimientos en los taludes que afecten a una pista, ésta debe protegerse mediante el mallazo, bulonado, gunitado, etc., del talud, dejando en caso necesario un arcén de seguridad de cinco metros de anchura.

En aquellos accesos que sean paso obligado de personal, el arcén de separación del borde inferior del talud se aumentará en dos metros más, para disponer de un arcén peatonal complementario.

En zonas donde exista riesgo de caída o vuelco, el borde de la pista deberá balizarse convenientemente. Si además la distancia de la pista al borde superior de un talud es inferior a cinco metros de terreno firme, deberá o bien colocarse un tope o barrera no franqueable para un vehículo que circule a la velocidad normal establecida, o señalarse la anchura de pista y limitar la velocidad”.

Los criterios a la hora de construir las pistas serán:

- Firme.
- Pendiente.
- Anchura de pista.
- Curvas: radios, peraltes y sobre ancho.
- Visibilidad en curvas y cambios de rasante.
- Convexidad o bombeo.

Los dos primeros parámetros tienen que ver básicamente con el rendimiento y coste del transporte, pero también con la seguridad. La determinación de la pendiente óptima de una pista se realiza a partir de las curvas características de los vehículos, que consideran la velocidad y la capacidad de frenado. Los mejores rendimientos y costes, junto con unas condiciones de seguridad adecuadas, se obtienen con pendientes en torno al 8,5%, incluyendo una resistencia a la rodadura normal.

En las pistas, su diseño debe ser tal que las unidades de transporte que se utilicen se muevan sin perder el ritmo de operación en condiciones seguras.

3.3.1. ANCHURA DE CALZADAS EN PISTAS Y ACCESOS.

La I.T.C. M.I.E. S.M. 07.1.03 TRABAJOS A CIELO ABIERTO, Desarrollo de las labores, en su punto 1.5.1.- Anchura de calzadas en pistas y accesos indica lo siguiente:

“La anchura mínima de la calzada de una pista de un solo carril será vez y media la del vehículo mayor que se prevea que circule por ella.”

En la explotación Vicuña-I y ampliación se han diseñado cuatro pistas, la pista de acceso a la Fase-1 por el sur, entrada a la gravera, la pista que sube desde la Fase-1 hasta la Fase-2, la pista de

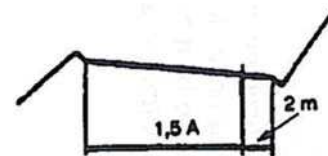
acceso desde el oeste a la Fase-2 como acceso de emergencia y la pista que baja desde la senda que va al Camino de Planillos hasta la Fase-2, también como acceso de emergencia.

1. Pista de Acceso a la Fase-1 por el sur; pista de paso de la Fase-1 a la Fase-2 y pista de acceso a la Fase-2 por el oeste:

Estas tres pistas tendrán la misma anchura, por ello las calculamos a la vez. Las pistas de acceso a la Fase-1 por el sur y la de acceso a la Fase-2 por el oeste son de tramo único y se han denominado Pista-1 y Pista-7 respectivamente, mientras que la pista que va de la Fase-1 a la Fase-2 dispone de diferentes tramos por los accesos a las bermas y se han denominado Pista-2, Pista-3, Pista-4, Pista-5 y Pista-6.

Tomamos como datos de partida las siguientes premisas:

- Un carril.
- Poco Tráfico.
- Sin arcén de seguridad.



Con ello tenemos que la anchura mínima de la calzada de una pista de un solo carril será vez y media la del vehículo mayor que se prevea que circule por ella, además en este caso se construirá un arcén de separación entre el borde de la pista o acceso y el pie o el borde inferior de un talud, cuya dimensión no sea inferior a dos metros, por ello tenemos que: $A_p = (1,5 * A_v) + 2$.

Siendo:

- A_p = anchura de la pista (m)
- A_v = anchura del vehículo mayor que se prevea circule por la pista (m)

El vehículo que se prevé que vaya a circular habitualmente por las pistas es la pala retroexcavadora, con una anchura máxima de 2,50 m. La anchura mínima de la pista será: $A = (1,5 * 2,5) + 2 = 5,75$ m.

La anchura total de estas pistas será de 6,25 m al incrementar la anchura mínima calculada de 5,75 m en 0,5 m con la barrera no franqueable en condiciones normales de trabajo para un vehículo que circule a la velocidad establecida.

2. Pista de acceso a la Fase-2 desde la senda que va al camino de Planillos:

Esta pista es más estrecha que las tres anteriores debido a que se actúa sobre un talud que ya está prácticamente revegetado, banco "B" del Frente-5 y se pretende alterarlo lo menos posible. Además, será una pista que se emplee menos. Esta pista estará formada por dos tramos debido a la berma, se han denominado Pista-8 y Pista-9 ambos de la misma anchura.

Tomamos como datos de partida las siguientes premisas:

- Un carril.
- Poco Tráfico.
- Sin arcén de seguridad.

Para este caso tenemos que la anchura mínima de la calzada de una pista de un solo carril será vez y media la del vehículo mayor que se prevea que circule por ella: $A_p = (1,5 * A_v)$.

Siendo:

- A_p = anchura de la pista (m)
- A_v = anchura del vehículo mayor que se prevea circule por la pista (m)

El vehículo que se prevé que vaya a circular habitualmente por la pista es la pala retroexcavadora, con una anchura máxima de 2,50 m. La anchura mínima de la pista será: $A = (1,5 * 2,5) = 3,75$ m.

La anchura total de esta pista será de 4,25 m al incrementar la anchura mínima calculada de 3,75 m en 0,5 m con la barrera no franqueable en condiciones normales de trabajo para un vehículo que circule a la velocidad establecida.

En el apartado 1.16. PISTAS Y ACCESOS Se dan más datos de estas pistas.

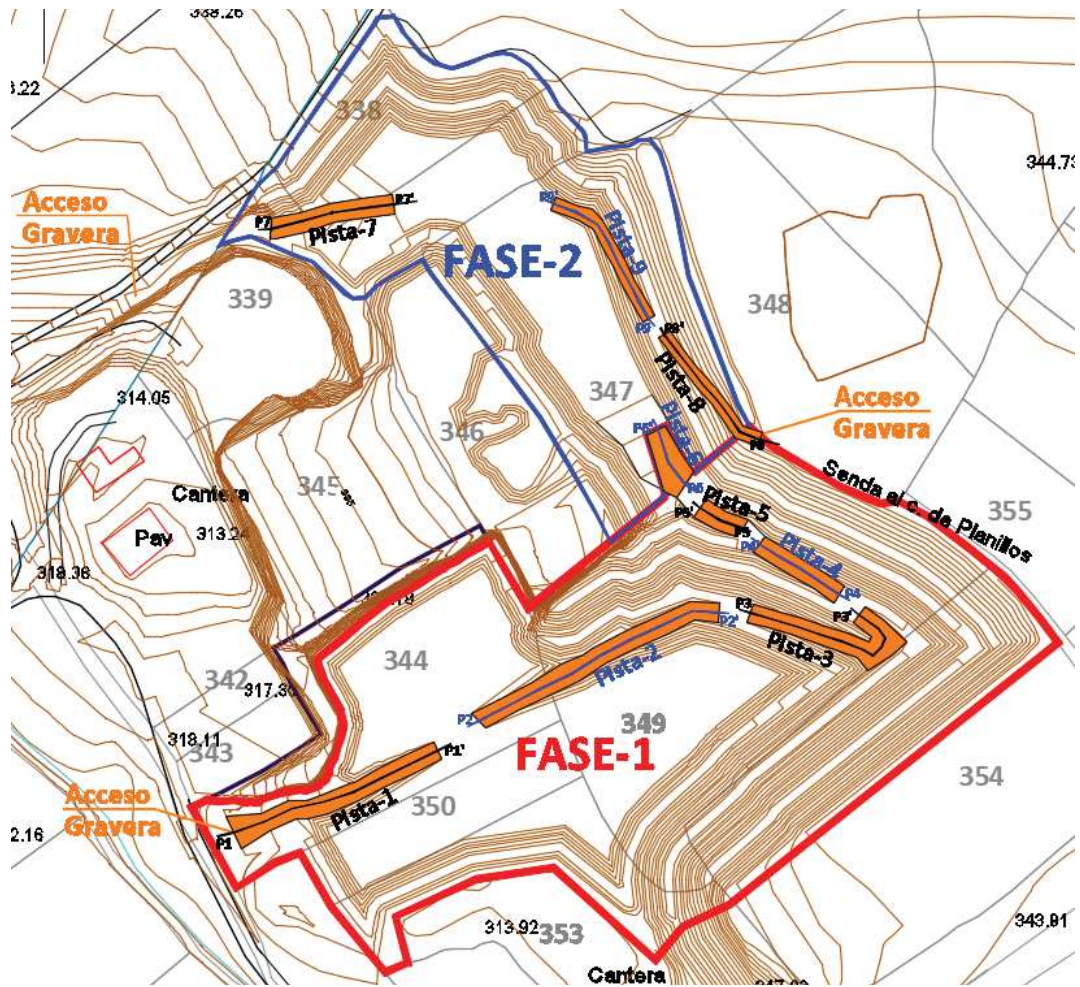


Ilustración 79: Ubicación de las pistas.

3.3.2. PENDIENTES DE PISTAS Y ACCESOS.

Las pendientes longitudinales de las pistas y accesos están adaptadas a las características de los vehículos y de las cargas que transportan.

Los vehículos o maquinas que circulen por estos tramos deberán adoptar las medidas de seguridad específicas.

Las pendientes longitudinales medias de pistas no sobrepasarán el 10%, puntualmente el 15%.

Los accesos, al ser temporales podrán sobrepasar el 15% indicado, pero nunca el 20%.

La pendiente transversal deberá garantizar la evacuación de las aguas, será en torno al 2 %.

3.3.3. PERALTES, SOBREANCHO Y RADIO DE CURVATURA.

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 fórmula 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 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

Relaciones recomendables entre el radio, peralte y velocidad adecuada de recorrido en una curva circular.

El radio mínimo admisible en las curvas, será aquel con el que puedan trazarlas los vehículos sin necesidad de efectuar maniobras.

En ningún caso se permitirán peraltes inversos. Para que las curvas no supongan una limitación en la producción deben tener un radio mínimo entre 20 y 30 m, dependiendo del vehículo.

La expresión utilizada normalmente para calcular el sobreelevación es la debida a Voshell:

$$F = 2 \times (R - \sqrt{R^2 - L^2}) \times \frac{5,8}{\sqrt{R}}$$

donde:

- F = Sobreelevación (m).
- R = Radio de la curva (m).
- L = Distancia entre ejes del camión o volquete (m).

Para la retroexcavadora tendríamos que tener un sobreecho de pista de:

$$F = 2 \times (25 - \sqrt{25^2 - 2,65^2}) \times \frac{5,8}{\sqrt{25}} = 0,32m$$

Según la I.T.C M.I.E S.M 07.1.03 en las curvas deberá considerarse un sobreecho para cada carril según la expresión siguiente:

$$S = \frac{I^2}{2R}$$

donde:

- S = Sobreecho (m).
- R = Radio de la curva (m).
- I = Longitud del vehículo (m).

$$S = \frac{6,5^2}{2 \times 25} = 0,85 m$$

3.3.4. BOMBEO Y CONVEXIDAD.

La sección transversal de la 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%. 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 el caso de explotaciones mineras, lo que se tiende es a construir las pistas sin bombeo, pero sí con una inclinación de un 2% hacia uno de los laterales, hacia la cuneta, de tal forma que se pueda retirar el agua de la zona de rodadura.

3.3.5. VISIBILIDAD Y CAMBIOS DE RASANTE.

Un factor importante que debe considerarse tanto en las curvas como en los cambios de rasante, es la distancia de visibilidad de parada, es decir, aquella necesaria para que un vehículo pueda detenerse, sin deceleraciones inadmisibles, antes de llegar a chocar con cualquier obstáculo que pueda hallarse en su camino.

En los accesos y pistas no se prevén cambios de rasante importantes, dada la topografía del terreno.

Un factor importante que debe considerarse tanto en las curvas como en los cambios de rasante, es la "distancia de visibilidad de parada" es decir, aquella necesaria para que un vehículo pueda detenerse, sin deceleraciones inadmisibles, antes de llegar a chocar con cualquier obstáculo que pueda hallarse en su camino.

Para calcular la visibilidad de una curva, seguimos las recomendaciones de la Instrucción de Carreteras, Norma 3.1-IC "Trazado", por la cual tenemos que "el valor del despeje necesario para disponer de una determinada visibilidad en una curva circular, se obtendrá aplicando la fórmula siguiente: $F = R - (R+b) \cdot \cos[(31,83 \cdot D)/(R+b)]$ "

Cálculo del despeje (F):

La altura de visión del chófer es 2,72 m.

El ángulo del talud en explotación es de unos 70°.

Por lo tanto, tenemos que: $F = \tan 20^\circ \cdot 2,72 = 0,99$ m.

Radio de la pista = 25,00 m, caso más extremo.

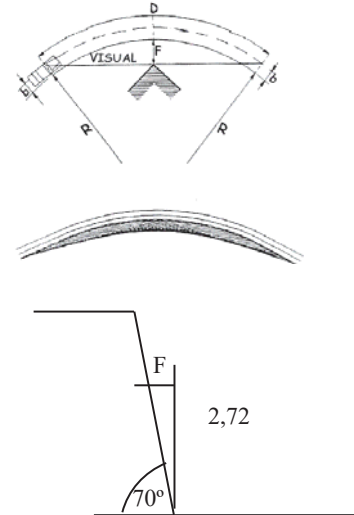
$$F = R - (R+b) \cdot \cos[(31,83 \cdot D)/(R+b)]$$

$$F = R - (R+b) \cdot \cos[(31,83 \cdot D)/(R+b)]$$

$$F = 0,99 \text{ m}; R = 25,00 \text{ m}; b = 2,50 \text{ m}$$

$$0,99 = 25,0 - (25+2,5) \cdot \cos[(31,83 \cdot D)/(25+2,5)] \rightarrow 0,87 = \cos(1,1574 \cdot D) \rightarrow D = 25,52 \text{ m.}$$

La mínima distancia de visión sería de 25,5 m, suficiente en este caso.



3.4. CALCULOS GEOTÉCNICOS DE ESTABILIDAD DE BANCO, GENERAL DE TRABAJO Y FINAL Y JUSTIFICACIÓN DE ANCHOS DE BERMAS Y PLATAFORMAS DE TRABAJO.

3.4.1. CALCULOS GEOTÉCNICOS DE ESTABILIDAD DE BANCO, GENERAL DE TRABAJO Y FINAL

Los cálculos geotécnicos para justificar los taludes se han realizado en el punto ESTUDIO GEOTÉCNICO DE ESTABILIDAD, del apartado ANEXOS.

3.4.2. JUSTIFICACIÓN DE ANCHOS DE BERMAS Y PLATAFORMAS DE TRABAJO.

Justificación anchos de bermas.

La I.T.C. M.I.E. S.M. 07.1.03 TRABAJOS A CIELO ABIERTO, Desarrollo de las labores, en su apartado 1.3.- Formación de bancos. Bermas, indica lo siguiente:

Cuando el espesor del material a extraer sea superior a la altura máxima permitida, la explotación será realizada por niveles formando bancos; dicha explotación será descendente.

En la explotación por banqueo se dejarán bermas con el fin de evitar que posibles desprendimientos de frentes activos o no activos caigan sobre lugares de trabajo y/o pistas situados a niveles inferiores.

Las bermas definitivas se proyectarán como resultado de un estudio geotécnico que determine el talud final estable.

Para que una berma pueda ser utilizada para la circulación de vehículos, debe poder cumplir lo reglamentado sobre pistas.

Teniendo en cuenta que el estudio geotécnico de estabilidad del frente final se ha realizado con bermas intermedias de 3 m de ancho, consideramos que esa puede ser la berma definitiva.

Plataformas de trabajo.

La I.T.C. M.I.E. S.M. 07.1.03 TRABAJOS A CIELO ABIERTO, Desarrollo de las labores, en su apartado 1.4.- Plataforma de trabajo, indica lo siguiente:

La plataforma de trabajo debe de ser lo suficientemente amplia para permitir que los volquetes y palas maniobren con facilidad, sin aproximarse innecesariamente al frente de arranque y manteniendo una distancia mínima de seguridad de cinco metros al borde del banco, en el desarrollo normal del trabajo.

En situaciones especiales, como la iniciación de plataformas o limitaciones de amplitud de estas por diversas causas en las que se presenten riesgos de vuelco o caídas, se colocaran topes o barreras infranqueables en condiciones de trabajo normales.

La plataforma de trabajo está diseñada para ser regulable, permita la fácil maniobra, su estabilidad y un desagüe eficaz.

Se prestará especial atención a la conservación y limpieza de los drenajes existentes para evitar encharcamientos, así como a la restauración de la superficie de la plataforma, eliminando baches, blandones, roderas, etc. Se retirarán las piedras descalzadas de los taludes o caídas de las cajas de los vehículos.

Los camiones no accederán a la plataforma de trabajo, exclusivamente accederá la pala retroexcavadora. Las palas retroexcavadoras tienen una maniobrabilidad muy alta, ya que pueden

girar la cabina 180º y volver por donde han venido sin tener que recurrir a ir "marcha atrás", además, en este caso, la pala dispone de unos estabilizadores que ayudan durante el trabajo.

Por limitación de espacio:

La anchura mínima de las plataformas de trabajo será de 4,41 m, siendo la suma de la anchura de la retroexcavadora con los estabilizadores; 3,91 m; más los 0,50 m de ancho que tendrá el "tope o barrera infranqueable en condiciones de trabajo normales".

Se ejecutarán con un desnivel del 2 % hacia el pie del talud para permitir el desagüe eficaz del agua de escorrentía.

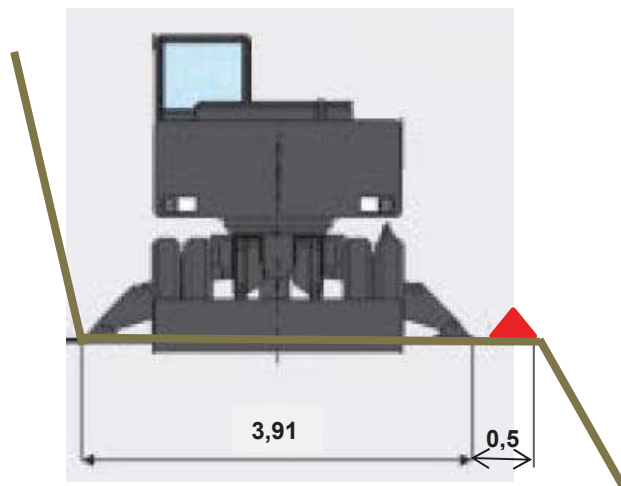


Ilustración 80: Anchura mínima plataforma de trabajo.

3.5. DIMENSIONAMIENTO Y JUSTIFICACIÓN DEL PARQUE DE MAQUINARIA.

3.5.1. EQUIPOS DE PERFORTACIÓN Y ARRANQUE.

Al ser una gravera no es necesario perforación, por lo que solamente determinaremos el arranque, para ello se calculará el rendimiento del equipo y se comparará con las necesidades de la empresa, determinado si cumple o no. A fin de determinar el rendimiento emplearemos el Capítulo XX Cálculo de Rendimientos del Manual de Arranque, Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto, ITGME, 1995.

RETROEXCAVADORA O&K MH 6.5:**ARRANQUE DE LAS GRAVAS EN BANCO:**

Calculamos el rendimiento de la retroexcavadora arrancando el material, en banco, también es la ejecución de las cunetas.

$$P (m^3 b/h) = \frac{60 * C_c * E * F * H * A * V}{T_c}$$

Siendo:

Cc = Capacidad del cazo en m³.

E = Factor de eficiencia (Tanto por uno).

F = Factor de llenado del cazo (Tanto por uno).

H = Factor corrección por la altura de la pila de material. Para las palas de ruedas se toma H = 1.

A = Factor de corrección por el ángulo de giro. Para las palas de ruedas se considera A = 1.

V = Factor de conversión volumétrica.

Tc = Ciclo de un cazo (min.).

C _c	E	F	H	A	V	T _c
1,5	0,9	0,8	1,0	1,0	0,72	0,4

Tenemos que:

$$P (m^3 b/h) = \frac{60 * 1,5 * 0,9 * 0,8 * 1,0 * 1,0 * 0,72}{0,4} = 116,64 m^3 b/h$$

$$R (h/m^3) = \frac{1}{116,64} = 0,009 h/m^3$$

Producción todo uno anual = 10.000,00 m³ → Producción todo uno mensual = 833,33 m³

Arranque día = 116,64/h m³ x 8h = 933,12 m³ → Arranque mes = 1.008 m³ x 22días = 20.528,64 m³.

Producción todo-uno mensual < Rendimiento retro por mes → Cumple Arranque

ARRANQUE DE LAS TIERRAS VEGETALES:

Calculamos el rendimiento de la retroexcavadora arrancando el material, al ser las tierras vegetales consideramos que están sueltas:

$$P (m^3 s/h) = \frac{60 * C_c * E * F * H * A}{T_c}$$

Siendo:

C_c = Capacidad del cazo en m^3 .

E = Factor de eficiencia (Tanto por uno).

F = Factor de llenado del cazo (Tanto por uno).

H = Factor corrección por la altura de la pila de material. Para las palas de ruedas se toma $H = 1$.

A = Factor de corrección por el ángulo de giro. Para las palas de ruedas se considera $A = 1$.

T_c = Ciclo de un cazo (min.).

C_c	E	F	H	A	T_c
1,5	0,97	0,9	1,0	1,0	0,3

Tenemos que:

$$P (m^3 s/h) = \frac{60 * 1,5 * 0,97 * 0,9 * 1,0 * 1,0}{0,3} = 261,9 m^3 s/h$$

$$R (h/m^3) = \frac{1}{261,9} = 0,004 h/m^3$$

Tablas empleadas:

TABLA VIII

ESTADO DEL MATERIAL A CARGAR	EQUIPO DE CARGA		
	Pala de ruedas	Excavadora	Dragalina
Fácilmente excavable	0,95 - 1,00	0,95 - 1,00	0,95 - 1,00
Excavabilidad media	0,80 - 0,95	0,85 - 0,95	0,85 - 0,95
Difícilmente excavable	0,50 - 0,80	0,75 - 0,85	0,70 - 0,80

Tabla VIII, Factor de eficiencia, E.

TABLA IX

ROCA FRACTURADA O FRAGMENTADA		FACTOR DE LLENADO "F"
DESCRIPCION	TAMAÑO RELATIVO "TR"	
Muy bien volada, suelos	$\leq 1/8$	0,8 - 1,0
Bien volada	1,4 - 1/8	0,7 - 0,9
Bloques gruesos de roca prevolada	1,4 - 1/2	0,5 - 0,8
Roca mal volada o fragmentada	2 1/2	0,4 - 0,6

Tabla IX, Factor de llenado del cazo, F.

TABLA XI

% DE LA ALTURA OPTIMA	40 160	60 140	80 120	100
FACTOR DE CORRECCION "H"	1,25	1,10	1,02	1,00

Tabla XI, Factor corrección de altura, H.

Para palas cargadoras H = 1, en este caso para retroexcavadora también H = 1.

TABLA XII

ANGULO DE GIRO (°)	45	60	75	90	120	150	180
Factor de giro "A"	1,19	1,11	1,05	1,00	0,91	0,83	0,77

Tabla XII, Factor corrección ángulo de giro, A.

Para palas cargadoras A = 1, en este caso para retroexcavadora también H = 1.

TABLA IV

MATERIAL	kg por m ³ en el banco (kg/m ³ b)	kg por m ³ suelto (kg/m ³ s)	Porcentaje de expansión "PE"	Factor de conversión volumétrica "V ó FCV"
Grava, arcilla seca	1.700	1.300	40	0,72
Grava, arcilla mojada	2.200	1.600	40	0,72
Carbón (antracita)	1.450	1.070	35	0,74
Tierra común y marga secas	1.540	1.250	25	0,80
Tierra común y marga mojadas	2.000	1.600	25	0,80
Rocas bien voladas	2.400	1.600	50	0,67
Rocas y piedras trituradas	1.950-2.350	1.430-1.730	35	0,74
Rocas blandas	1.800	1.350	33	0,75
Escorias	1.600	1.300	23	0,81
Bauxitas	1.600-2.600	1.200-1.950	33	0,75
Hormigón	1.950-2.500	1.400-1.800	40	0,72
Granito	2.700	1.800-1.500	50-80	0,67-0,56
Yeso	3.000	1.720	74	0,57
Caliza volada	2.400-2.700	1.400-1.600	67-75	0,60-0,57
Mármol	2.750	1.550-1.650	67-75	0,60-0,57
Barro seco	1.300-1.750	1.100-1.500	20	0,83
Barro húmedo	1.750-2.100	1.500-1.750	20	0,83
Pizarras	2.700-2.900	2.100-2.250	30	0,77
Mineral de hierro	2.800-3.500	2.100-2.600	33	0,75

Tabla IV, Factor de conversión volumétrica, V.

TABLA X

TAMAÑO DEL CAZO	PALAS DE RUEDAS	EXCAVADORAS	DRAGALINAS
	Excavabilidad Mala		
Menor de 3 m ³ (4 yd ³)	0,60 min	0,45 min	0,65 min
4 m ³ (5 yd ³) a 8 m ³ (10 yd ³)	1,00 min	0,60 min	0,85 min
9 m ³ (11 yd ³) a 23 m ³ (30 yd ³)	1,50 min	1,00 min	1,45 min
	Excavabilidad Media		
Menos de 3 m ³ (4 yd ³)	0,50 min	0,40 min	0,55 min
4 m ³ (5 yd ³) a 8 m ³ (10 yd ³)	1,00 min	0,50 min	0,65 min
9 m ³ (11 yd ³) a 23 m ³ (30 yd ³)	1,00 min	0,80 min	1,05 min
	Excavabilidad Buena		
Menos de 3 m ³ (4 yd ³)	0,40 min	0,30 min	0,40 min
4 m ³ (5 yd ³) a 8 m ³ (10 yd ³)	0,50 min	0,40 min	0,50 min
9m ³ (11 yd ³) a 23 m ³ (30 yd ³)	0,80 min	0,60 min	0,75 min

Tabla X, Ciclo de un cazo, Tc.

3.5.2. EQUIPOS DE CARGA.

En equipo de carga es el mismo que el de arranque, retroexcavadora O&K MH 6.5, pero en este caso se empleará la fórmula de material suelto, ya que suponemos que se carga desde un acopio creado en el arranque.

$$P (m^3s/h) = \frac{60 * C_c * E * F * H * A}{T_c}$$

Siendo:

C_c = Capacidad del cazo en m^3 .

E = Factor de eficiencia (Tanto por uno).

F = Factor de llenado del cazo (Tanto por uno).

H = Factor corrección por la altura de la pila de material. Para las palas de ruedas se toma $H = 1$.

A = Factor de corrección por el ángulo de giro. Para las palas de ruedas se considera $A = 1$.

T_c = Ciclo de un cazo (min.).

C_c	E	F	H	A	T_c
1,5	0,97	0,9	1,0	1,0	0,3

Tenemos que:

$$P (m^3s/h) = \frac{60 * 1,5 * 0,97 * 0,9 * 1,0 * 1,0}{0,3} = 261,9 m^3s/h$$

$$R (h/m^3) = \frac{1}{261,9} = 0,004 h/m^3$$

Producción todo uno anual = 10.000,00 m^3 → Producción todo uno mensual = 833,33 m^3

Carga día = 261,9 m^3/h x 8h = 2.095,2 m^3 → Carga mes = 2.095,2 m^3 x 22días = 46.094,4 m^3 .

Producción todo-uno mensual < Rendimiento retro por mes → Cumple Carga

3.5.3. EQUIPOS DE TRANSPORTE.

La empresa no dispone de camión propio, por lo que lo alquila con las características que necesita.

$$P (m^3s/h) = \frac{60 * C_v * E}{TT_c}$$

Siendo:

C_v = Capacidad del volquete (m^3).

E = Eficiencia de la operación (Tanto por uno).

T_{Tc} = Tiempo de ciclo (min.).

El tiempo total de ciclo se obtiene sumando a los tiempos fijos de carga; T_c ; maniobras; T_m ; etc., los tiempos invertidos en el trayecto de ida cargado y en el de vuelta vacío; T_v .

T_c = Tiempo de carga: es el tiempo que tarda la unidad de carga en llenar la caja del vehículo de transporte, se calcula multiplicando el nº de cazos necesarios para llenar la caja del camión, por el ciclo de cada cazo.

T_v = Tiempo de trayecto o viaje: se calcula dividiendo la distancia al punto de consumo, entre la velocidad media de circulación.

T_m = Tiempo de maniobra: es la suma de los tiempos de descarga y maniobras más el de esperas. En este caso usamos el tiempo que nos indican en tablas:

TABLA XXI

CONDICIONES DE OPERACION	TIEMPOS DE DESCARGA Y MANIOBRAS		TIEMPOS DE ESPERA DEL EQUIPO DE CARGA	
	Volquetes	Unidades de descarga por el fondo	Volquetes	Unidades de descarga por el fondo
Favorables	1,0	0,3	0,15	0,15
Medias	1,3	0,6	0,30	0,50
Desfavorables	1,5 a 2	1,5	0,50	1,00

Nota: Tiempos en minutos.

Datos de partida:

Volumen Caja = $14,00 m^3$.

Volumen Cazo retroexcavadora = $1,5 m^3$

Ciclo Cazo = $0,30$ min

$E = 0,97$

$T_c = (14,00/1,5) * 0,30 = 2,8$ min

$T_m = T_d + T_e = 1 + 0,15 = 1,15$ min

$T_v = \text{DistIda}(\text{Km}) / \text{Velm}(\text{Km/h}) + \text{DistVuelta}(\text{Km}) / \text{Velm}(\text{Km/h}) = 1,3/20 + 1,3/20 = 0,13$

$h = 7,8$ min

Camión - Pala cargadora:

$T_{Tc} = T_c + T_m + T_v = 2,8 + 1,15 + 7,8 = 11,75$ min \approx 11 min y 45 seg.

Tenemos que:

$$P(m^3 s/h) = \frac{60 * C_v * E}{T_c} = \frac{60 * 14,0 * 0,97}{11,75} = 69,34 m^3/h$$

$$R (h/m^3) = \frac{1}{69,34} = 0,014 h/m^3$$

Producción todo uno anual = 10.000,00 m³ → Producción todo uno mensual = 833,33 m³

Transporte día = 69,34 m³/h x 8h = 554,72 m³ → Transporte mes = 554,72 m³ x 22d = 12.203,84 m³.

Producción todo-uno mensual < Rendimiento camión por mes → Cumple Transporte

FACTOR DE ACOPLAMIENTO:

$$X = T_c / (p * t) \dots X * n = T_c * n / p * t \dots N = T_c * n / p * t \dots N * p * t / n * T_c = 1$$

$$T_c = N * p * t / n = N / n * p * t$$

X = Factor de acoplamiento

T_c = Tiempo del ciclo completo del vehículo de transporte en minutos.

p = Relación de "m³" entre la caja del vehículo de transporte y el cazo de la máquina de carga.

t = Tiempo en minutos de una palada de la máquina de carga

N = Número total de volquetes o camiones.

n = Número total de unidades de carga

$$X = \frac{T_c}{(p * t)}$$

Nº óptimo de camiones entre la Retroexcavadora y el camión.

$$X = 1/(1/1,5*0,3) = 5 \text{ camiones / retroexcavadora}$$

Vemos que el número óptimo serían 5 camiones, para cubrir completamente el trabajo de la retroexcavadora. En el caso de Vicuña-I el chófer del camión será el propio operador de la retroexcavadora por lo que no se cumpliría el ratio.

Resaltar que el método habitual de trabajo, estará formado por una retro excavadora, la cual arrancarán del frente el material y lo acopiará, para luego cargarlo sobre el camión, el cual transportarán el material directamente del frente a las obras o planta de tratamiento. En este caso la retroexcavadora estará desocupada durante el periodo de traslado de los materiales a la planta.

CONCLUSIONES:

- La maquinaria cumple individualmente con las necesidades de producción de la empresa.
- El rendimiento menor es el que nos va a limitar la producción general, y vemos que también cumple.
- La maquinaria cumple en conjunto con las necesidades de producción de la empresa.
- Para tener totalmente ocupada a la retroexcavadora necesitaríamos emplear 5 camiones, no es este caso, ya que se empleará un solo camión.
- Los rendimientos de la máquina nos indican que podría aumentarse la producción anual sin problemas para cumplir con ella, especialmente en los apartados de arranque y carga, en el caso de transporte sería necesario incorporar más camiones.
- Al no necesitar aumentar la producción anual podemos emplear la retroexcavadora para otras labores, como por ejemplo limpieza, adecuación de caminos y pistas, ...
- También al no necesitar aumentar la producción anual no se necesita el contratar más camiones.

Cálculo Rendimientos Maquinaria para cada acción en la gravera:

Las labores que se realizan con la retroexcavadora son el: Arranque de la tierra vegetal, el traslado de la tierra vegetal a restauración, el arranque de las gravas, la carga de las gravas al camión para planta y la ejecución de las cunetas.

Para los rendimientos de estas acciones empleamos las fórmulas del Capítulo XX Cálculo de Rendimientos del Manual de Arranque, Carga y Transporte en Minería a Cielo Abierto, ITGME, 1995.

- Para el arranque de la tierra vegetal y la carga del camión emplearemos los mismos valores ya calculados anteriormente $\rightarrow P = 261,9 \text{ m}^3/\text{h} \rightarrow P' = 0,0038 \text{ h}/\text{m}^3$.
- Para el arranque de las gravas y la ejecución de las cunetas emplearemos los mismos valores ya calculados anteriormente $\rightarrow P = 116,64 \text{ m}^3/\text{h} \rightarrow P' = 0,0086 \text{ h}/\text{m}^3$.
- Para el traslado de la tierra vegetal a restauración empleamos la siguiente fórmula:

$$P(\text{m}^3 \text{ s}/\text{h}) = \frac{60 * Cc * E}{Tt}$$

Siendo:

Cc = Capacidad del cazo en m³

E = Factor de eficiencia (Tanto por uno)

Tt = Tiempo Ciclo de Transporte (min).

Cc	E	Tt
1,50	0,9	1,0

Tenemos que:

$$P(m^3s/h) = \frac{60*1,50*0,9}{1,5} = 54,00 m^3s/h \rightarrow P' = 0,019 h/m^3$$

El tiempo del ciclo de transporte será 1,5 minuto, considerando la carga, la ida, descarga y vuelta.

3.5.4. EQUIPOS AUXILIARES.

No se consideran otros equipos auxiliares.

3.6. CÁLCULO DE LA VOLADURA.

No se consideran otros cálculos al no emplearse voladura.

3.7. OTROS CÁLCULOS.

No se consideran otros cálculos.

4. – RELACIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIA

4.1. RELACIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIA.

En este apartado nos referiremos exclusivamente a los equipos que van a trabajar en la gravera. No se van a relacionar los equipos de la planta de tratamiento, para ello nos referimos al proyecto ya entregado sobre la misma.

En la gravera de forma habitual trabajará la pala retroexcavadora O&K MH 6.5, y de forma puntual trabajará un camión para el transporte de los áridos desde la gravera hasta la planta de tratamiento.

No se considera la pala cargadora O&K L45.5 debido a que su destino principal es el de alimentar la planta de tratamiento, si bien, y en caso de necesidad; avería de la pala retroexcavadora; podría usarse en la gravera, pero siempre de forma puntual y lo mínimo e imprescindible.

4.1.1. CARACTERÍSTICAS DE LOS EQUIPOS A EMPLEAR EN LA GRAVERA

Equipo de arranque y carga de los áridos:

Retroexcavadora O&K MH 6.5:




Ilustración 81: Retroexcavadora O&K MH 6.5

Este equipo fue comprado en el año 2003 y pertenece a la empresa, por lo que no será necesario su adquisición.

Según la declaración de conformidad de la pala no dispone de sistema ROPS pero sí de sistema FOPS, tiene una potencia de 121 kW y dispone de un extintor adecuado a la misma.

El mantenimiento se realiza siguiendo las indicaciones de la empresa y se hace fuera de gravera por personal especializado.



ORENSTEIN & KOPPEL AG
 Staakener Straße 53-63
 13581 Berlin - GERMANY

EC-DECLARATION OF CONFORMITY

Hereby we declare that the machine described below has been designed and manufactured in compliance with following European Directives, as amended, and the regulations transposing them into national laws. :

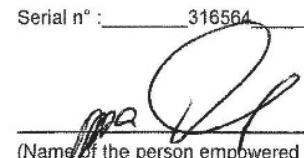
1. 98/37/EC "Machinery Directive"	
1.1	European harmonised standards: EN 474-1 Earthmoving machinery – Safety Part 1 : General Requirements EN 474-5 Earthmoving machinery – Safety Part 5 : Requirements for Hydraulic excavator
1.2	Main safety components installed and supplied with the machine
1.2.1	Object handling application kit (according EN 474-5 clause 4.1.7.3 ~ 4.1.7.5) <input type="checkbox"/> Yes <input checked="" type="checkbox"/> No
1.2.2	Roll-over protective structure (R O P S) <input type="checkbox"/> Yes <input checked="" type="checkbox"/> No
1.2.3	Falling object protective structure (F O P S) <input checked="" type="checkbox"/> Yes <input type="checkbox"/> No
2. 2000/14/EC "Noise emission in the environment by equipment for use outdoors"	
2.1	Conformity assessment procedure followed <u>Annex VIII</u>
2.2	Notified Body (name and address) <u>RW TÜV Anlagentechnik GmbH, Langemarckstrasse 20, D-45141 Essen</u>
2.3	Measured sound power level on an equipment representative for this type : <u>105</u> dB(A)
2.4	Guaranteed sound power level for this equipment : <u>106</u> dB(A)
2.5	Engine net installed power <u>121</u> kW
3. 89/336/EEC "Electro-Magnetical Compattibility"	
3.1	European Harmonised standards: EN 13309 Construction equipment –Machines with internal electrical power supply.
4. Other Directive/s/Standards :	
5. Manufacturer:	ORENSTEIN & KOPPEL AG
6. Category:	Hydraulic excavator
7. Type :	<u>MH 6.5</u>
8. Serial n° :	<u>316564</u>
9. Berlin ,	<u>21.5.2003</u>
	 (Name of the person empowered to sign on behalf of the manufacturer)

Ilustración 82: Declaración de conformidad de la retroexcavadora.

Las características más importantes de la retroexcavadora son:

Especificación	Dimensiones
Altura techo cabina	3,15 m
Anchura	2,50 m
Altura de excavación	8,80 m
Profundidad de excavación	5,50 m
Capacidad del Cucharón	1,50 m ³
Potencia	121 kW

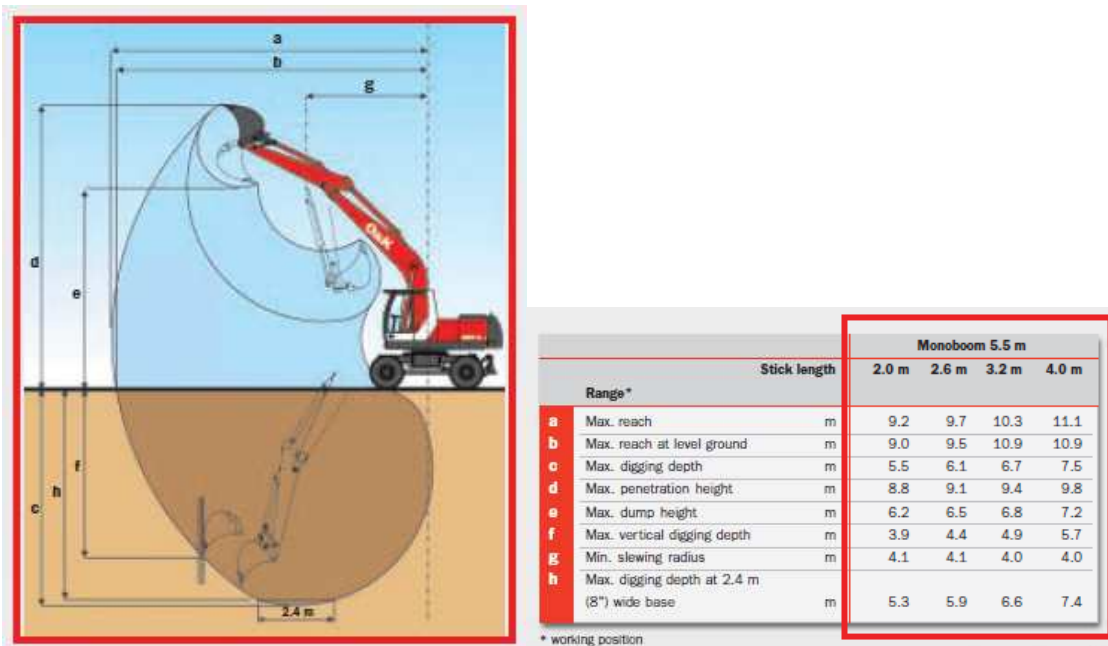


Ilustración 83: Datos retroexcavadora.

La carga de los camiones se realizará sobre piso llano, en la plaza de gravera en la Fase-1.

En la Fase-2 la carga de los camiones se hará en la plaza de la gravera de la Fase-2, para llegar a ella el camión empleará principalmente las pistas diseñadas, en caso necesario empleará el camino que sube por el oeste del perímetro de ocupación.

Equipo de transporte de los áridos:

Para el transporte de las gravas desde la gravera hasta la planta de tratamiento se emplea un camión con bañera. Se ha indicado un camión marca MAN debido a que es el que la empresa ha alquilado en otras ocasiones, pero no necesariamente debe ser de dicha marca, sino que cumpla con las características que necesita la empresa.

Este equipo no pertenece a la empresa y no será adquirido. Estos camiones normalmente no disponen ni de protección ROPS ni FOPS, aunque sí disponen de extintor en la cabina. Estos camiones suelen tener motores cuya potencia ronda los 300 kW, al ser vehículos que alquilan el mantenimiento suele estar incluido y se realiza en los talleres que dispone la empresa que los renta.

Camiones rígidos MAN:



Ilustración 84: Modelo camión MAN.

Especificación	Dimensiones
Largo	8,36 m
Ancho	2,50 m
Alto	3,33 m
Capacidad caja	14,00 m ³

Datos obtenidos mediante catálogo de especificaciones técnicas de la empresa.

La empresa suele alquilar un camión con chófer unas dos veces al mes, lo que supone hacer un acopio temporal de unos 750 tn.

5. – ESTUDIO ECONOMICO

5.1. ESTUDIO ECONÓMICO.

5.1.1. ANTECEDENTES.

Junto con el Proyecto de Explotación es necesario realizar un Estudio de Viabilidad Económica de la Explotación.

Para su elaboración ha sido necesario calcular los rendimientos de la maquinaria utilizada en la explotación, los presupuestos de las labores de explotación y restauración en base a los rendimientos de la maquinaria calculados, el presupuesto del plan de vigilancia ambiental y el de seguridad y salud. Todos estos cálculos se incluyen en el presente Estudio.

5.1.2. METODOLOGÍA.

OBJETIVO

El presente Estudio tiene por objetivo la evaluación financiera de la inversión requerida para la ejecución y explotación de la gravera "Vicuña-I" y su ampliación, ubicada en el T.M. de Andosilla, Navarra y cuyo promotor es Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L.

El estudio se centra en el análisis de las inversiones, ingresos y costes del propio aprovechamiento de gravas y arenas dentro de la propia explotación, desde que se extrae el material y se trata en el establecimiento de beneficio móvil que se instalará dentro del hueco minero, y las labores de restauración.

Se ha tomado como referencia el capítulo 10. Evaluación económica de proyectos mineros del Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras (Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997).

CRITERIOS DE EVALUACIÓN DE LA INVERSIÓN.

Se realizará una evaluación que permitirá conocer los parámetros de rendimiento económico del proyecto mediante el siguiente método, RENDIMIENTO DE LA INVERSIÓN (ROI). **El ROI** es de gran utilidad para evaluar la rentabilidad, pues **nos permite saber cuánto ha generado en ventas cada euro invertido.**

$$ROI = \left[\frac{\sum (C_j - A_j) / N}{(I_0 + I_N) / 2} \right]$$

donde:

C_j = Flujos netos en el año i

A_j = Amortizaciones en el año i

I₀ = Inversión inicial

I_N = Inversión final (total)

N = Número de años de explotación.

5.1.3. COSTES HORARIOS DE LA MAQUINARIA MÓVIL.

En este apartado se presentan los cálculos estimativos de los costes horarios (€/hora) de la maquinaria de Áridos y Excavaciones Vicuña, S.L.

Se incluyen en dichos cálculos los costes directos o de operación, gastos que se producen durante el funcionamiento del equipo, y, los costes indirectos o de propiedad derivados de la amortización de la maquinaria y las cargas indirectas, intereses de capital, seguros e impuestos.

El promotor utilizará habitualmente para la gravera una pala retroexcavadora de ruedas para las labores de explotación y restauración. Esta maquinaria esta en propiedad y no debe comprarse, pero para este estudio se considerará que toda la maquinaria se compra nueva.

Los costes horarios, sin incluir la amortización, se usarán para calcular los costes de extracción y de restauración del Proyecto.

CALCULO DEL COSTE HORARIO DE LA MAQUINA:		RETRO RUEDAS																																																																																																																																																							
DATOS: <table border="1"> <tr><td>Precio de adquisición €</td><td>250000</td></tr> <tr><td>Vida útil estimada (horas)</td><td>20000</td></tr> <tr><td>Valor residual (%)</td><td>23</td></tr> <tr><td>Tasa anual de interés (%)</td><td>4</td></tr> <tr><td>Seguros (%)</td><td>1</td></tr> <tr><td>Impuestos (%)</td><td>1</td></tr> <tr><td>Periodo de depreciación (años)</td><td>10</td></tr> <tr><td>Potencia (Kw)</td><td>121</td></tr> <tr><td>Condiciones de trabajo</td><td>Medias</td></tr> <tr><td>Nº de neumáticos</td><td>8</td></tr> <tr><td>Precio del neumático €</td><td>180</td></tr> </table>		Precio de adquisición €	250000	Vida útil estimada (horas)	20000	Valor residual (%)	23	Tasa anual de interés (%)	4	Seguros (%)	1	Impuestos (%)	1	Periodo de depreciación (años)	10	Potencia (Kw)	121	Condiciones de trabajo	Medias	Nº de neumáticos	8	Precio del neumático €	180	<h3>ESTIMACIÓN DE LA VIDA UTIL</h3> <table border="1"> <thead> <tr> <th rowspan="3">MAQUINARIA</th> <th rowspan="3">POTENCIA (kw)</th> <th colspan="3">HORAS ESTIMADAS (X1000)</th> </tr> <tr> <th colspan="3">CONDICIONES DE TRABAJO</th> </tr> <tr> <th>LIGERAS</th> <th>MEDIAS</th> <th>DURAS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td rowspan="2">BULDOZER</td><td><150</td><td>12</td><td>10</td><td>8</td></tr> <tr><td>>150</td><td>22</td><td>18</td><td>15</td></tr> <tr><td rowspan="2">PALAS DE RUEDAS</td><td><150</td><td>12</td><td>10</td><td>8</td></tr> <tr><td>>150</td><td>15</td><td>12</td><td>10</td></tr> <tr><td>RETROEXCAVADORAS</td><td>TODAS</td><td>30</td><td>20</td><td>10</td></tr> <tr><td>EXCAVADORAS FRONTALES</td><td>TODAS</td><td>11</td><td>9</td><td>7</td></tr> <tr><td>MOTOTRAILLAS AUTOCARGABLES</td><td>TODAS</td><td>12</td><td>10</td><td>8</td></tr> <tr><td>MOTOTRAILLAS CONVENCIONALES</td><td>TODAS</td><td>10</td><td>15</td><td>10</td></tr> <tr><td>MOTONIVELADORAS</td><td>TODAS</td><td>18</td><td>14</td><td>11</td></tr> <tr><td>DUMPERES ARTICULADOS</td><td>TODAS</td><td>16</td><td>12</td><td>10</td></tr> <tr><td rowspan="2">DUMPERES RIGIDOS</td><td><60</td><td>25</td><td>20</td><td>15</td></tr> <tr><td>>60</td><td>40</td><td>30</td><td>20</td></tr> <tr><td>PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN FONDO</td><td>TODAS</td><td></td><td>24</td><td></td></tr> <tr><td>PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN CABEZA</td><td>TODAS</td><td></td><td></td><td>15</td></tr> </tbody> </table>		MAQUINARIA	POTENCIA (kw)	HORAS ESTIMADAS (X1000)			CONDICIONES DE TRABAJO			LIGERAS	MEDIAS	DURAS	BULDOZER	<150	12	10	8	>150	22	18	15	PALAS DE RUEDAS	<150	12	10	8	>150	15	12	10	RETROEXCAVADORAS	TODAS	30	20	10	EXCAVADORAS FRONTALES	TODAS	11	9	7	MOTOTRAILLAS AUTOCARGABLES	TODAS	12	10	8	MOTOTRAILLAS CONVENCIONALES	TODAS	10	15	10	MOTONIVELADORAS	TODAS	18	14	11	DUMPERES ARTICULADOS	TODAS	16	12	10	DUMPERES RIGIDOS	<60	25	20	15	>60	40	30	20	PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN FONDO	TODAS		24		PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN CABEZA	TODAS			15																																																		
Precio de adquisición €	250000																																																																																																																																																								
Vida útil estimada (horas)	20000																																																																																																																																																								
Valor residual (%)	23																																																																																																																																																								
Tasa anual de interés (%)	4																																																																																																																																																								
Seguros (%)	1																																																																																																																																																								
Impuestos (%)	1																																																																																																																																																								
Periodo de depreciación (años)	10																																																																																																																																																								
Potencia (Kw)	121																																																																																																																																																								
Condiciones de trabajo	Medias																																																																																																																																																								
Nº de neumáticos	8																																																																																																																																																								
Precio del neumático €	180																																																																																																																																																								
MAQUINARIA	POTENCIA (kw)	HORAS ESTIMADAS (X1000)																																																																																																																																																							
		CONDICIONES DE TRABAJO																																																																																																																																																							
		LIGERAS	MEDIAS	DURAS																																																																																																																																																					
BULDOZER	<150	12	10	8																																																																																																																																																					
	>150	22	18	15																																																																																																																																																					
PALAS DE RUEDAS	<150	12	10	8																																																																																																																																																					
	>150	15	12	10																																																																																																																																																					
RETROEXCAVADORAS	TODAS	30	20	10																																																																																																																																																					
EXCAVADORAS FRONTALES	TODAS	11	9	7																																																																																																																																																					
MOTOTRAILLAS AUTOCARGABLES	TODAS	12	10	8																																																																																																																																																					
MOTOTRAILLAS CONVENCIONALES	TODAS	10	15	10																																																																																																																																																					
MOTONIVELADORAS	TODAS	18	14	11																																																																																																																																																					
DUMPERES ARTICULADOS	TODAS	16	12	10																																																																																																																																																					
DUMPERES RIGIDOS	<60	25	20	15																																																																																																																																																					
	>60	40	30	20																																																																																																																																																					
PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN FONDO	TODAS		24																																																																																																																																																						
PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN CABEZA	TODAS			15																																																																																																																																																					
COSTES DE PROPIEDAD (FIJOS) <table border="1"> <tr><td>Precio de adquisición €</td><td>250000</td></tr> <tr><td>Valor residual o de reventa €</td><td>57500</td></tr> <tr><td>Valor de neumaticos €</td><td>1440</td></tr> </table> <p>Amortización lineal (depreciación)</p> <table border="1"> <tr><td>Valor neto a recobrar mediante el trabajo (base amortizable=Precio adquisición-valor residual) €</td><td>192500</td></tr> <tr><td>Vida útil estimada (horas)</td><td>20000</td></tr> </table> <p>COSTES DE AMORTIZACION (€/HORA) 9,63</p> <p>Cargas indirectas</p> <p>Cargas indirectas=(Inversión media/utilización anual)*total tasas anual</p> <p>Inversión media=(Precio adquisición *(periodo depreciación+1))/(2*periodo depreciación)</p> <p>Intereses, seguros e impuestos.</p> <table border="1"> <tr><td>Tasa anual de intereses (%)</td><td>4</td></tr> <tr><td>Seguro (%)</td><td>1</td></tr> <tr><td>Impuestos (%)</td><td>1</td></tr> <tr><td>Total tasas anuales</td><td>0,06</td></tr> </table> <table border="1"> <tr><td>Utilización anual (horas)</td><td>2000</td></tr> <tr><td>Periodo depreciación (años)</td><td>10</td></tr> <tr><td>Precio de adquisición €</td><td>250000</td></tr> <tr><td>Inversión media</td><td>137500</td></tr> </table> <p>CARGAS INDIRECTAS (€/HORA) 4,13</p> <p>TOTAL COSTES DE PROPIEDAD (€/HORA) 13,75</p>		Precio de adquisición €	250000	Valor residual o de reventa €	57500	Valor de neumaticos €	1440	Valor neto a recobrar mediante el trabajo (base amortizable=Precio adquisición-valor residual) €	192500	Vida útil estimada (horas)	20000	Tasa anual de intereses (%)	4	Seguro (%)	1	Impuestos (%)	1	Total tasas anuales	0,06	Utilización anual (horas)	2000	Periodo depreciación (años)	10	Precio de adquisición €	250000	Inversión media	137500	<p>RETROEXCAVADORAS</p> <p>EXCAVADORAS FRONTALES</p> <p>MOTOTRAILLAS AUTOCARGABLES</p> <p>MOTOTRAILLAS CONVENCIONALES</p> <p>MOTONIVELADORAS</p> <p>DUMPERES ARTICULADOS</p> <p>DUMPERES RIGIDOS</p> <p>PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN FONDO</p> <p>PERFORADORAS HIDRÁULICAS MARTILLO EN CABEZA</p>																																																																																																																													
Precio de adquisición €	250000																																																																																																																																																								
Valor residual o de reventa €	57500																																																																																																																																																								
Valor de neumaticos €	1440																																																																																																																																																								
Valor neto a recobrar mediante el trabajo (base amortizable=Precio adquisición-valor residual) €	192500																																																																																																																																																								
Vida útil estimada (horas)	20000																																																																																																																																																								
Tasa anual de intereses (%)	4																																																																																																																																																								
Seguro (%)	1																																																																																																																																																								
Impuestos (%)	1																																																																																																																																																								
Total tasas anuales	0,06																																																																																																																																																								
Utilización anual (horas)	2000																																																																																																																																																								
Periodo depreciación (años)	10																																																																																																																																																								
Precio de adquisición €	250000																																																																																																																																																								
Inversión media	137500																																																																																																																																																								
COSTES DE OPERACION (VARIABLES) <p>Combustible</p> <table border="1"> <tr><td>Factor combustible</td><td>0,14</td></tr> <tr><td>Kw máquina</td><td>121</td></tr> <tr><td>Consumo gas-oil (Litros/hora)</td><td>16,94</td></tr> <tr><td>Precio€/Litro</td><td>1,02</td></tr> </table> <p>Coste horario del combustible=Potencia (kW)*Factor combustible*Precio combustible</p> <p>COSTE COMBUSTIBLE (€/HORA) 17,28</p> <p>Lubricantes, grasas y filtros (Coste horario combustible*Factor)</p> <table border="1"> <tr><td>Factor (%)</td><td>18</td></tr> </table> <p>COSTE LUBRICANTES(€/HORA) 3,28</p> <p>Reparaciones</p> <table border="1"> <tr><td>Factor reparación (%)</td><td>0,34</td></tr> <tr><td>Precio de adquisición €</td><td>250000</td></tr> <tr><td>Valor de neumáticos €</td><td>1440</td></tr> <tr><td>Vida útil estimada (horas)</td><td>20000</td></tr> </table> <p>COSTE REPARACIONES (€/HORA) 4,23</p> <p>Neumáticos</p> <table border="1"> <tr><td>Nº neumáticos</td><td>8</td></tr> <tr><td>Precio de neumáticos €</td><td>180</td></tr> <tr><td>Coste neumáticos €</td><td>1440</td></tr> <tr><td>Vida del neumático (horas)</td><td>2500</td></tr> </table> <p>COSTE NEUMATICOS (€/HORA) 0,578</p> <p>Salario operario</p> <p>COSTE OPERARIO (€/HORA) 10</p> <p>TOTAL COSTES DE OPERACION (€/HORA) 35,36329</p> <p>COSTE HORARIO TOTAL (€/HORA) 49,11</p> <p>COSTE HORARIO TOTAL SIN AMORTIZACIÓN (€/HORA) 39,49</p>		Factor combustible	0,14	Kw máquina	121	Consumo gas-oil (Litros/hora)	16,94	Precio€/Litro	1,02	Factor (%)	18	Factor reparación (%)	0,34	Precio de adquisición €	250000	Valor de neumáticos €	1440	Vida útil estimada (horas)	20000	Nº neumáticos	8	Precio de neumáticos €	180	Coste neumáticos €	1440	Vida del neumático (horas)	2500	<table border="1"> <thead> <tr> <th rowspan="2">GAS OIL</th> <th colspan="3">FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO</th> </tr> <tr> <th>LIGERAS</th> <th>MEDIAS</th> <th>DURAS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>BULDOZER</td><td>0,12</td><td>0,15</td><td>0,20</td></tr> <tr><td>PALA CARGADORA CADENAS</td><td>0,12</td><td>0,15</td><td>0,20</td></tr> <tr><td>PALA CARGADORA RUEDAS</td><td>0,10</td><td>0,14</td><td>0,19</td></tr> <tr><td>EXCAVADORAS</td><td>0,09</td><td>0,14</td><td>0,17</td></tr> <tr><td>DUMPERES</td><td>0,05</td><td>0,07</td><td>0,09</td></tr> <tr><td>MOTONIVELADORA</td><td>0,09</td><td>0,14</td><td>0,19</td></tr> </tbody> </table> <table border="1"> <thead> <tr> <th rowspan="2">LUBRICANTES Y FILTROS</th> <th colspan="3">FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO</th> </tr> <tr> <th>LIGERAS</th> <th>MEDIAS</th> <th>DURAS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>BULDOZER</td><td>17%</td><td>20%</td><td>21%</td></tr> <tr><td>PALA CARGADORA RUEDAS</td><td>13%</td><td>14%</td><td>17%</td></tr> <tr><td>EXCAVADORAS</td><td>17%</td><td>19%</td><td>21%</td></tr> <tr><td>DUMPERES</td><td>9%</td><td>10%</td><td>13%</td></tr> </tbody> </table> <table border="1"> <thead> <tr> <th rowspan="2">REPARACIONES</th> <th colspan="3">FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO</th> </tr> <tr> <th>LIGERAS</th> <th>MEDIAS</th> <th>DURAS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>BULDOZER</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>150 - 300 Kw</td><td>0,60</td><td>0,77</td><td>0,94</td></tr> <tr><td>> 300 Kw</td><td>0,51</td><td>0,68</td><td>0,85</td></tr> <tr><td>PALA CARGADORA CADENAS</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>50 - 150 Kw</td><td>0,68</td><td>0,94</td><td>1,11</td></tr> <tr><td>150 - 300 Kw</td><td>0,60</td><td>0,77</td><td>0,85</td></tr> <tr><td>PALA CARGADORA RUEDAS</td><td></td><td></td><td></td></tr> <tr><td>< 150 Kw</td><td>0,34</td><td>0,47</td><td>0,60</td></tr> <tr><td>150-300 Kw</td><td>0,28</td><td>0,34</td><td>0,43</td></tr> <tr><td>EXCAVADORAS</td><td>0,26</td><td>0,34</td><td>0,43</td></tr> <tr><td>DUMPERES</td><td>0,34</td><td>0,47</td><td>0,60</td></tr> <tr><td>MOTONIVELADORA</td><td>0,34</td><td>0,43</td><td>0,51</td></tr> </tbody> </table> <table border="1"> <thead> <tr> <th rowspan="2">RUEDAS</th> <th colspan="3">VIDA ESTIMADA DE LOS NEUMATICOS (h)</th> </tr> <tr> <th>LIGERAS</th> <th>MEDIAS</th> <th>DURAS</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>PALA CARGADORA</td><td>3.600</td><td>2.500</td><td>1.500</td></tr> <tr><td>DUMPERES</td><td>4.000</td><td>3.000</td><td>2.000</td></tr> </tbody> </table>		GAS OIL	FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO			LIGERAS	MEDIAS	DURAS	BULDOZER	0,12	0,15	0,20	PALA CARGADORA CADENAS	0,12	0,15	0,20	PALA CARGADORA RUEDAS	0,10	0,14	0,19	EXCAVADORAS	0,09	0,14	0,17	DUMPERES	0,05	0,07	0,09	MOTONIVELADORA	0,09	0,14	0,19	LUBRICANTES Y FILTROS	FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO			LIGERAS	MEDIAS	DURAS	BULDOZER	17%	20%	21%	PALA CARGADORA RUEDAS	13%	14%	17%	EXCAVADORAS	17%	19%	21%	DUMPERES	9%	10%	13%	REPARACIONES	FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO			LIGERAS	MEDIAS	DURAS	BULDOZER				150 - 300 Kw	0,60	0,77	0,94	> 300 Kw	0,51	0,68	0,85	PALA CARGADORA CADENAS				50 - 150 Kw	0,68	0,94	1,11	150 - 300 Kw	0,60	0,77	0,85	PALA CARGADORA RUEDAS				< 150 Kw	0,34	0,47	0,60	150-300 Kw	0,28	0,34	0,43	EXCAVADORAS	0,26	0,34	0,43	DUMPERES	0,34	0,47	0,60	MOTONIVELADORA	0,34	0,43	0,51	RUEDAS	VIDA ESTIMADA DE LOS NEUMATICOS (h)			LIGERAS	MEDIAS	DURAS	PALA CARGADORA	3.600	2.500	1.500	DUMPERES	4.000	3.000	2.000
Factor combustible	0,14																																																																																																																																																								
Kw máquina	121																																																																																																																																																								
Consumo gas-oil (Litros/hora)	16,94																																																																																																																																																								
Precio€/Litro	1,02																																																																																																																																																								
Factor (%)	18																																																																																																																																																								
Factor reparación (%)	0,34																																																																																																																																																								
Precio de adquisición €	250000																																																																																																																																																								
Valor de neumáticos €	1440																																																																																																																																																								
Vida útil estimada (horas)	20000																																																																																																																																																								
Nº neumáticos	8																																																																																																																																																								
Precio de neumáticos €	180																																																																																																																																																								
Coste neumáticos €	1440																																																																																																																																																								
Vida del neumático (horas)	2500																																																																																																																																																								
GAS OIL	FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO																																																																																																																																																								
	LIGERAS	MEDIAS	DURAS																																																																																																																																																						
BULDOZER	0,12	0,15	0,20																																																																																																																																																						
PALA CARGADORA CADENAS	0,12	0,15	0,20																																																																																																																																																						
PALA CARGADORA RUEDAS	0,10	0,14	0,19																																																																																																																																																						
EXCAVADORAS	0,09	0,14	0,17																																																																																																																																																						
DUMPERES	0,05	0,07	0,09																																																																																																																																																						
MOTONIVELADORA	0,09	0,14	0,19																																																																																																																																																						
LUBRICANTES Y FILTROS	FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO																																																																																																																																																								
	LIGERAS	MEDIAS	DURAS																																																																																																																																																						
BULDOZER	17%	20%	21%																																																																																																																																																						
PALA CARGADORA RUEDAS	13%	14%	17%																																																																																																																																																						
EXCAVADORAS	17%	19%	21%																																																																																																																																																						
DUMPERES	9%	10%	13%																																																																																																																																																						
REPARACIONES	FACTOR DE CONDICIONES DE TRABAJO																																																																																																																																																								
	LIGERAS	MEDIAS	DURAS																																																																																																																																																						
BULDOZER																																																																																																																																																									
150 - 300 Kw	0,60	0,77	0,94																																																																																																																																																						
> 300 Kw	0,51	0,68	0,85																																																																																																																																																						
PALA CARGADORA CADENAS																																																																																																																																																									
50 - 150 Kw	0,68	0,94	1,11																																																																																																																																																						
150 - 300 Kw	0,60	0,77	0,85																																																																																																																																																						
PALA CARGADORA RUEDAS																																																																																																																																																									
< 150 Kw	0,34	0,47	0,60																																																																																																																																																						
150-300 Kw	0,28	0,34	0,43																																																																																																																																																						
EXCAVADORAS	0,26	0,34	0,43																																																																																																																																																						
DUMPERES	0,34	0,47	0,60																																																																																																																																																						
MOTONIVELADORA	0,34	0,43	0,51																																																																																																																																																						
RUEDAS	VIDA ESTIMADA DE LOS NEUMATICOS (h)																																																																																																																																																								
	LIGERAS	MEDIAS	DURAS																																																																																																																																																						
PALA CARGADORA	3.600	2.500	1.500																																																																																																																																																						
DUMPERES	4.000	3.000	2.000																																																																																																																																																						
<p>*Tablas extraídas del Módulo 8 "Costes de la maquinaria móvil" del Curso GESTIÓN ECONOMICA de la Cátedra ANEFA, 2010.</p>																																																																																																																																																									

5.1.4. PRECIOS DESCOMPUESTOS.

En este apartado se incluyen los cuadros de precios descompuestos. Estos datos informarán sobre los costes totales de explotación y de restauración.

Para su cálculo se han tenido en cuenta los costes horarios calculados anteriormente y los rendimientos de la maquinaria estimados.

Rendimientos maquinaria

Para el cálculo de los presupuestos se ha utilizado los rendimientos de la maquinaria estimados en el Apartado 3.5. DIMENSIONAMIENTO Y JUSTIFICACIÓN DEL PARQUE DE MAQUINARIA.

Precios descompuestos

Ver en los apartados correspondientes de los presupuestos de explotación, restauración y vigilancia ambiental, con un cuadro de descompuestos.

5.1.5. INVERSIONES.

La Inversión Total, se calcula a través del Método del Índice de Facturación. El índice de facturación o de ventas es igual al valor de la unidad de producto dividido por la inversión específica del proyecto. En minería se suele verificar que la relación entre la facturación anual y la inversión total oscila entre 0,3 y 0,35.

- Precio venta del material¹= 2,23 €/Tn
- Índice de facturación = 0,35
- Media anual de material útil = 17.000,00 Tn

$$\mathbf{Inversión\ Total = \frac{2,23\ \text{€/Tn}}{0,35} \times 17.000,00\ \text{Tn} = 108.571,43\ \text{€}}$$

¹ Precio de venta de grava arrancada y en cantera. No incluye transporte. Precio facilitado por el propio promotor.

5.1.6. COSTES.

Los costes se definen como aquellos generados de forma continuada durante el funcionamiento de la operación minera. Cada año es necesario hacer frente a una serie de gastos para que siga en marcha la explotación.

Estos costes se reflejan tanto en el presupuesto elaborado de las acciones propiamente dichas de explotación de las gravas y arenas e incluido en el Proyecto de Explotación como en el presupuesto del Plan de restauración que indican los costes de llevar a cabo todas las acciones de restauración y el abandono final de la explotación.

Los costes totales son la suma de ambos presupuestos de ejecución material.

RESUMEN DE PRESUPUESTO**EXPLOTACIÓN "VICUÑA-I" 2020**

CAPITULO	RESUMEN	EUROS	%
FASE-1	FASE-1.....	52.894,50	55,45
FASE-2	FASE-2.....	42.493,84	44,55
TOTAL EJECUCIÓN MATERIAL		95.388,34	
	13,00% Gastos generales.....	12.400,48	
		12.400,48	
	21,00% I.V.A.....	22.635,65	
TOTAL PRESUPUESTO TOTAL		130.424,47	
TOTAL PRESUPUESTO GENERAL		130.424,47	

Asciede el presupuesto general a la expresada cantidad de CIENTO TREINTA MIL CUATROCIENTOS VEINTICUATRO EUROS con CUARENTA Y SIETE CÉNTIMOS

RESUMEN DE PRESUPUESTO**RESTAURACIÓN "VICUÑA-I"**

CAPITULO	RESUMEN	EUROS	%
FASE-1	FASE-1.....	1.091,97	39,74
FASE-2	FASE-2.....	1.398,01	50,88
ABANDONO	ABANDONO.....	257,50	9,37
TOTAL EJECUCIÓN MATERIAL		2.747,48	
	13,00% Gastos generales.....	357,17	
		357,17	
	21,00% I.V.A.....	651,98	
TOTAL PRESUPUESTO TOTAL		3.756,63	
TOTAL PRESUPUESTO GENERAL		3.756,63	

Asciede el presupuesto general a la expresada cantidad de TRES MIL SETECIENTOS CINCUENTA Y SEIS EUROS con SESENTA Y TRES CÉNTIMOS

A estos costes hay que añadir también los seguros (se considera un 2% de los ingresos totales), la dirección facultativa más el plan de labores anual y el informe anual de vigilancia ambiental. La dirección facultativa y el plan de labores sólo tendrán lugar durante los años de explotación y restauración (12 años), no durante el periodo de mantenimiento de la restauración.

OTROS COSTES	
Personal	Incluido en los presupuestos de la maquinaria
Seguros	9.120,00 €
Dirección facultativa+ Plan de Labores	28.800,00 €
Vigilancia ambiental	12.516,00 €
TOTAL	50.436,00 €

COSTES TOTALES	
Explotación	95.388,34 €
Restauración	2.747,48 €
Otros Costes	50.436,00
TOTAL	148.571,82 €

INGRESOS TOTALES.

Los ingresos operacionales son los cobros por la venta del material, dependen de la producción anual y del precio de la materia prima mineral que se produce. El volumen de estéril o rechazo generado se utilizará para las labores de restauración de la explotación.

Producción útil total: 206.638,40 Tn

Producción útil anual 17.000,00 Tn

Producción útil (tn/año)	€/tn	Ingreso anual ventas €
17.000,00	2,23	38.000,00

Ingreso anual ventas €	Nº AÑOS EXPLOTACIÓN	INGRESOS TOTALES €
38.000,00	12	456.000,00

EVALUACIÓN ECONÓMICA.

Para llevar a cabo la valoración económica de un proyecto existen diferentes métodos, que pueden clasificarse en dos grandes grupos, según se tenga en cuenta, o no, el valor temporal del dinero: métodos estáticos y dinámicos (Bustillo Revuelta & López Jimeno, 1997).

- Métodos estáticos: No toman en consideración el factor tiempo. Tan sólo tiene en cuenta la cuantía del flujo de fondos. Uno de los métodos más clásicos dentro de este grupo es:
 - RENDIMIENTO DE LA INVERSIÓN (ROI):

$$ROI = \left[\frac{\sum (C_j - A_j) / N}{(I_0 + I_N) / 2} \right]$$

donde:

C_j = Flujos netos en el año i

A_j = Amortizaciones en el año i

I₀ = Inversión inicial

I_N = Inversión final (total)

N = Número de años totales de vida de la explotación.

- $\Sigma (C_j - A_j) = \text{Ingresos} - \text{Costes} - \text{Inversión} = 456.000,00 - 148.571,82 - 108.571,43 =$
198.856,75 €

- I₀ = I_N

$$ROI(\%) = \left[\frac{198.856,75}{12} / 108.571,43 \right] \times 100 = 15,26\%$$

5.1.7. CONCLUSIONES.

De los resultados obtenidos en la evaluación económica se desprenden las siguientes conclusiones:

- ***El rendimiento de la inversión es alto, un 15,26%. Indica, en %, las veces que se multiplicará la inversión.***
- ***La producción va íntegra para autoconsumo, destinado a la planta de tratamiento.***
- ***Se considera un proyecto viable económicamente.***

5.1.8. BIBLIOGRAFÍA.

Bustillo Revuelta, M., & López Jimeno, C. (1997). Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras. Madrid: Entorno Gráfico, S.L.

Estévez Cruz, E. (s.f.). Evaluación geólogo-económica de yacimientos mineral. Recuperado el 18 de Febrero de 2011, de:

www.monografias.com/trabajos35/evaluacion-yacimientos/evaluacion-yacimientos.shtml

Mileti, M., & Berri, A. M. (noviembre de 2005). Instituto de Investigaciones Teóricas y Aplicadas de la Escuela de Contabilidad. Universidad Nacional del Rosario. Obtenido de LA CONTABILIDAD EN LA DETERMINACIÓN DEL VALOR EMPRESA:

<http://www.fcecon.unr.edu.ar/investigacion/jornadas/archivos/miletiyberri.PDF>.

6. – INSTALACIONES

6.1. INSTALACIONES.

En la gravera "VICUÑA-I" y ampliación no existen instalaciones, de beneficio ni talleres auxiliares como talleres de mantenimiento de maquinaria, edificaciones, locales u otros servicios.

La gravera tiene vinculada una planta de beneficio en el término municipal de Andosilla.

El 3 de octubre de 2016 se recibió escrito del resultado de una visita realizada por la sección de Minas el 10 de agosto del 2016, en dicho escrito, entre otras cuestiones, se indicaba la necesidad de adecuar y legalizar la planta de tratamiento de la empresa.

El 29 de junio del 2017 se entregó una memoria sobre el establecimiento de beneficio vinculado a VICUÑA-I. Así mismo se han entregado diferentes documentos a la sección de minas, como los resultados de las inspecciones realizadas por la OCA.

8. – PLANOS

8.1. PLANOS.**ÍNDICE DE PLANOS**

Plano 1: Situación (E: 1/25.000)

Plano 2: Emplazamiento (E: 1/8.000)

Plano 3: Acceso (E: 1/5.000)

Plano 4: Catastral (E: 1/1.000)

Plano 5: Geológico (E: 1/50.000)

Plano 6: Zonas de Protección y Perímetros (E: 1/1.500)

Plano 7: Fases (E: 1/2.000)

Plano 8: Terreno Actual (E: 1/1.000)

Plano 9: Explotado y Restaurado Fase-1 (E: 1/1.000)

Plano 10: Explotado y Restaurado Fase-2 (E: 1/1.000)

Plano 11: Geoformas Taludes (E: 1/1.000)

Plano 12: Geoformas Bermas (E: 1/1.000)

Plano 13: Geoformas Plaza (E: 1/1.000)

Plano 14: Geoformas Pistas (E: 1/1.000)

Plano 15: Plano de Geoformas (E: 1/1.000)

Plano 16: Banda de árboles modificado propuesta plantación (E: 1/1.000)

Plano 17: Remodelado (E: 1/1.000)

Plano 18: Rehabilitación del suelo (E: 1/1.000)

Plano 19: Revegetación (E: 1/1.000)

Plano 20: Transversal TN-F1 (Terreno Actual con la Fase-1) (E: 1/2.000)

Plano 21: Transversal F1-F2 (Fase-1 con la Fase-2) (E: 1/2.000)

Plano 22: Longitudinal TN-F1 (Terreno Actual con la Fase-1) (E: 1/2.000)

Plano 23: Longitudinal F1-F2 (Fase-1 con la Fase-2) (E: 1/2.000)

Plano 24: Perfiles Pistas P1-P6 (E: 1/1.000)

Plano 25: Perfiles Pistas P7-P9 (E: 1/1.000)

Plano 26: Perfil Tipo Fase-1 (S/E)

Plano 27: Perfil Tipo Fase-2 (S/E)

Plano 28: Carreteras próximas (E: 1/15.000)

Plano 29: Hidrografía (E: 1/10.000)

Plano 30: Explotaciones próximas (E: 1/12.000)

Plano 31: Estudio de visibilidad (S/E)

Plano 32: Vallado y Carteles Seguridad (E: 1/1.000)