



CONSEJO SUPERIOR Y COLEGIOS OFICIALES DE INGENIEROS DE MINAS

Hoja de control de firmas

Firma de Instituciones

<p>Firma Institución 1</p> <p>COLEGIO OFICIAL DE INGENIEROS DE MINAS DEL NORDESTE</p> <p>VISADO NÚMERO E0005/22-AR FECHA VISADO 20/05/2022</p> 	<p>Firma Institución 2</p>
<p>Firma Institución 3</p>	<p>Firma Institución 4</p>

Firma de Ingenieros

<p>Nombre: ALFONSO MARTINEZ ANDRES Nº Colegiado: NE062A Colegio: Ingenieros de Minas del Nordeste</p> <p>17446559R ALFONSO MARTINEZ (C:Q28700 18E)</p> <p>Firmado digitalmente por 17446559R ALFONSO MARTINEZ (C:Q2870018E) Nombre de reconocimiento (DN): cn=17446559R ALFONSO MARTINEZ (C:Q2870018E), givenName=ALFONSO, sn=MARTINEZ ANDRES, serialNumber=IDCES-17446559R, 2.5.4.97=VATES-Q2870018E, ou=INGENIERO DE MINAS, o=CONSEJO SUPERIOR DE COLEGIOS DE INGENIEROS DE MINAS, c=ES Fecha: 2022.05.09 13:21:48 +02'00'</p>	<p>Nombre: Nº Colegiado: Colegio: Seleccione su Colegio</p>
<p>Nombre: Nº Colegiado: Colegio: Seleccione su Colegio</p>	<p>Nombre: Nº Colegiado: Colegio: Seleccione su Colegio</p>



CONSTRUCCIONES MARIANO LÓPEZ NAVARRO, S.A.

**PROYECTO GENERAL DE EXPLOTACIÓN DE
LA AMPLIACIÓN DE LOS FRENTES DE
EXPLOTACIÓN EN LA CDE LA LONGATERA.
PARCELAS 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 Y 45
DEL POLÍGONO 155, DEL T.M. DE
ZARAGOZA.**



1	MEMORIA	4
1.1	Antecedentes.	4
1.2	Titular de la explotación.	8
1.3	Ubicación.	9
1.4	Normativa aplicable.	12
1.5	Recurso a explotar.	15
1.5.1	Descripción del recurso minero.	15
1.5.2	Calculo de reservas.	16
1.6	Clase y emplazamiento de la explotación.	21
1.7	Terrenos.	21
1.8	Justificación de la solución adoptada frente a diversas afecciones.	23
1.9	Personal.	23
1.10	Productos obtenidos.	23
1.11	Jornada laboral.	28
1.12	Método de explotación.	28
1.12.1	Criterios en el diseño de la explotación a cielo abierto.	28
1.12.2	Criterios de selectividad y operación.	32
1.12.3	Orientación de los bancos y de la explotación.	33
1.12.4	Recuperación de la cobertera vegetal	34
1.12.5	Arranque carga y transporte del material	36
1.13	Perfilado del terreno.	36
1.14	Restitución de la cobertera vegetal	37
1.15	Cultivo de la superficie restaurada	38
1.16	Planificación de la explotación.	38
1.17	Operaciones de desmonte.	39
1.18	Definición de taludes.	39
1.18.2	Taludes de cara de banco.	63
1.19	Escombreras.	64
1.20	Presas, Balsas y Depósitos de lodos.	65
1.21	Pistas y accesos.	65
1.21.1	Rampas.	67



1.21.2	Radios y sobreebanco en curvas.....	67
1.21.3	Conclusiones generales referentes a los accesos y pistas.....	69
1.22	Infraestructuras de drenaje y desagüe.....	70
1.23	Instalaciones.	73
1.24	Medios para la reducción del polvo.....	73
1.25	Medios para la reducción del ruido.....	74
2	Presupuesto.	75
3	PLANOS.....	76
4	ANEJOS.....	77



1 MEMORIA

1.1 Antecedentes.

El presente proyecto se redacta a petición de “CONSTRUCCIONES MARIANO LÓPEZ NAVARRO, S.A”, con C.I.F. A50316595 y domicilio a los efectos de comunicaciones en la C/Uncastillo, 19 Bajos de 50.008 Zaragoza, titular de la Concesión Directa de Explotación para recursos de la Sección C) -Gravas y Arenas, denominada “LA LONGATERA”. Se trata de un documento de adaptación a las necesidades normativas establecidas por el apartado 3 de la I.T.C. 07.1.02.

La actividad extractiva se ubica en el T.M. de Zaragoza, en el **Polígono 155 Parcelas 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 y 45**. Este apartado se encuentra debidamente detallado en el apartado de planos del presente proyecto.

A los efectos de situar la explotación minera de extracción de gravas y arenas para la fabricación de áridos, adjuntamos la siguiente tabla con las coordenadas U.T.M. HUSO 30 DATUM ETRS 89 de la explotación:



UTM ETRS 89 HUSO 30		
Nº	X	Y
1	655457	4622661
2	655436	4622649
3	655417	4622634
4	655326	4622556
5	655284	4622520
6	655283	4622520
7	655278	4622516
8	655286	4622510
9	655417	4622429
10	655544	4622351
11	655587	4622352
12	655591	4622194
13	655628	4622172
14	655592	4622133
15	655596	4621948
16	655598	4621887
17	655699	4621830
18	655723	4621885
19	655800	4622051
20	655909	4622265
21	655913	4622262



22	655979	4622214
23	655891	4621930
24	655881	4621901
25	655837	4621755
26	655874	4621766
27	655907	4621767
28	655946	4621763
29	656057	4621770
30	656153	4621775
31	656228	4621799
32	656280	4621819
33	656332	4621849
34	656381	4621877
35	656422	4621895
36	656457	4621904
37	656457	4621904
38	656445	4621976
39	656438	4622008
40	656428	4622058
41	656424	4622089
42	656419	4622126
43	656416	4622157
44	656231	4622209



45	656228	4622023
46	656053	4622016
47	656050	4622193
48	656049	4622196
49	656041	4622193
50	656032	4622362
51	656022	4622549
52	656030	4622554
53	656005	4622563
54	655988	4622567
55	655966	4622571
56	655910	4622583
57	655841	4622431
58	655582	4622585
59	655457	4622661



1.2 Titular de la explotación.

El titular de la solicitud de autorización de aprovechamiento para recursos de la Sección C) “gravas y arenas” denominado AMPLIACION FRENTES DE EXPLOTACION DE LA CDE LA LONGATERA, situada en el Polígono 155 Parcelas 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 y 45 del T.M. de Zaragoza, es la entidad “CONSTRUCCIONES MARIANO LÓPEZ NAVARRO, S.A”, con C.I.F. A50316595 y domicilio a los efectos de comunicaciones en la C/Uncastillo, 19 Bajos de 50.008 Zaragoza,



1.3 Ubicación.

La actividad extractiva que se pretende ampliar se ubica en el T.M. de Zaragoza, en el Polígono 155 Parcelas 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 y 45. Este apartado se encuentra debidamente detallado en el Mapa 1 anexo al presente proyecto.

A los efectos de situar los frentes de explotación que se amplían, para la explotación minera de extracción de gravas y arenas para la fabricación de áridos, adjuntamos la siguiente tabla con las coordenadas U.T.M. HUSO 30 DATUM ETRS89 de la explotación:

UTM ETRS 89 HUSO 30		
Nº	X	Y
1	655457	4622661
2	655436	4622649
3	655417	4622634
4	655326	4622556
5	655284	4622520
6	655283	4622520
7	655278	4622516
8	655286	4622510
9	655417	4622429
10	655544	4622351
11	655587	4622352
12	655591	4622194
13	655628	4622172
14	655592	4622133



15	655596	4621948
16	655598	4621887
17	655699	4621830
18	655723	4621885
19	655800	4622051
20	655909	4622265
21	655913	4622262
22	655979	4622214
23	655891	4621930
24	655881	4621901
25	655837	4621755
26	655874	4621766
27	655907	4621767
28	655946	4621763
29	656057	4621770
30	656153	4621775
31	656228	4621799
32	656280	4621819
33	656332	4621849
34	656381	4621877
35	656422	4621895
36	656457	4621904
37	656457	4621904



38	656445	4621976
39	656438	4622008
40	656428	4622058
41	656424	4622089
42	656419	4622126
43	656416	4622157
44	656231	4622209
45	656228	4622023
46	656053	4622016
47	656050	4622193
48	656049	4622196
49	656041	4622193
50	656032	4622362
51	656022	4622549
52	656030	4622554
53	656005	4622563
54	655988	4622567
55	655966	4622571
56	655910	4622583
57	655841	4622431
58	655582	4622585
59	655457	4622661



1.4 Normativa aplicable.

El presente documento se ha redactado teniendo en cuenta la siguiente normativa básica, con carácter no exhaustivo:

- **Ley 22/1.973, de 21 de julio, de Minas.**
- **Reglamento General para el Régimen de la Minería**, aprobado por Real Decreto 2.857/1.978 de 25 de agosto en su Título III sobre Regulación de los aprovechamientos de recursos de la sección "A", y VIII sobre Condiciones para ser titular de Derechos Mineros.
- **Real Decreto 863/1.985**, de 2 de abril, que aprueba el Reglamento de Normas Básicas de Seguridad Minera e Instrucciones Técnicas Complementarias.
- **Ley 31/1.995**, de Prevención de Riesgos Laborales.
- **Real Decreto 1.389/1.997**, de 5 de septiembre, sobre Disposiciones Mínimas destinadas a proteger la Seguridad y la Salud de los Trabajadores en las Actividades Mineras.
- **Real Decreto 1215/1997** sobre utilización de equipos de trabajo.
- **Ley 34/2007, de 15 de noviembre, de calidad del aire y protección de la atmósfera.**
- **Ley 21 / 1992**, de Industria.
- **Real Decreto 842 / 2002**, de 2 de Agosto, por el que se aprueba el Reglamento electrotécnico de baja tensión.
- **Real Decreto 1523 /1999**, de 10 de Octubre, por el que se aprueba el Reglamento de Instalaciones petrolíferas. ITC – MIE – IP 03.
- **Real Decreto 1319 / 1997**, por el que se determinan las Disposiciones mínimas de seguridad y salud para los trabajadores en actividades mineras.
- **Real Decreto 379/2001**, de 6 de abril por el que se aprueba el Reglamento de almacenamiento de productos químicos y sus instrucciones técnicas complementarias MIE-APQ-1, MIE-APQ-2, MIE-APQ-3, MIE-APQ-4, MIE-APQ-5, MIE-APQ-6 y MIE-APQ-7.
- **ORDEN DE 18 DE OCTUBRE DE 1984**, complementaria de la de 6 de julio que aprueba las instrucciones técnicas complementarias del reglamento sobre condiciones técnicas y garantías de seguridad en centrales eléctricas, subestaciones y centros de transformación. (ITC MIE-RAT 20).



- **REAL DECRETO 2267/2004**, de 3 de diciembre, por el que se aprueba el Reglamento de seguridad contra incendios en los establecimientos industriales.
- **Ley 22/2011**, de 28 de julio, de residuos y suelos contaminados.
- **Real Decreto 1481/2001** de 27 de diciembre, por el que se regula la eliminación de residuos mediante depósito en vertedero.
- **Orden 304/2002** de 8 de febrero, del Ministerio de Medio Ambiente por la que se publican las operaciones de valorización y eliminación de residuos y la Lista Europea de Residuos.
- **Real Decreto 833/1988**, de 20 de julio, por el que se aprueba el reglamento para la ejecución de la Ley 20/1986, Básica de residuos tóxicos y peligrosos.
- **Real Decreto 952/1997**, de 20 de junio, por el que se modifica el Reglamento para la ejecución de la Ley 20/1986, de 14 de mayo, Básica de Residuos Tóxicos y Peligrosos, aprobado mediante Real Decreto 833/1988, de 20 de julio.
- **Orden del Ministerio de Medioambiente 304/2002**, de 8 de Febrero por la que se publican las operaciones de valorización y eliminación de residuos y la lista europea de residuos.
- **Directivas Europeas 94/3/CE, 96/350/CE, 75/442/CE.**
- **Real Decreto 100/2011**, de 28 de enero, por el que se actualiza el catálogo de actividades potencialmente contaminadoras de la atmósfera y se establecen las disposiciones básicas para su aplicación.
- Real Decreto 1627/1997, de 24 de octubre, por el que se establecen disposiciones mínimas de seguridad y de salud en las obras de construcción.
- Real Decreto 604/2006, de 19 de mayo, por el que se modifican el Real Decreto 39/1997, de 17 de enero, por el que se aprueba el Reglamento de los Servicios de Prevención, y el Real Decreto 1627/1997, de 24 de octubre, por el que se establecen las disposiciones mínimas de seguridad y salud en las obras de construcción.
- Real Decreto 337/2010, de 19 de marzo, por el que se modifican el Real Decreto 39/1997, de 17 de enero, por el que se aprueba el Reglamento de los Servicios de Prevención; el Real Decreto 1109/2007, de 24 de agosto, por el que se desarrolla la Ley 32/2006, de 18 de octubre, reguladora de la subcontratación en el sector de la construcción y el Real Decreto 1627/1997, de 24 de octubre, por el que se establecen disposiciones mínimas de seguridad y salud en obras de construcción.



- **Norma UNE - EN 146131** Áridos reciclados.
- **Norma UNE – EN 13242** Áridos para capas granulares y capas tratadas con conglomerantes hidráulicos para uso en capas estructurales de firmes.
- **Áridos para hormigones**, de acuerdo a lo establecido en la **Norma UNE – EN 12620: 2.003**.
- **Pliego de prescripciones Técnicas Generales para Obras de Carreteras y Puentes PG-3/2004**.
- **Áridos para mezclas bituminosas y tratamientos superficiales de carreteras, aeropuertos y otras zonas pavimentadas**, de acuerdo a lo establecido en la **Norma UNE – EN 13043:2.003**.
- **Norma UNE EN 1744-1/99**.
- **Norma UNE EN 933-8**.
- **Norma UNE EN 1097-2**.
- **Directiva 89 / 106 / CEE** de 21 de Diciembre de 1989, relativa a la aproximación de las disposiciones legales, reglamentarias y administrativas de los Estados Miembros sobre productos de construcción.
- **Real Decreto 1630 / 1992** sobre disposiciones de libre circulación de productos de construcción.
- **NTP 72**, Trabajos con elementos de altura en presencia de líneas eléctricas aéreas.
- **Real Decreto 1812/1994**, de 2 de Septiembre, por el que se aprueba el Reglamento General de Carreteras.
- **ORDEN ITC/101/2006**, de 23 de enero, por la que se regula el contenido mínimo y estructura del documento sobre seguridad y salud para la industria extractiva.
- **Real Decreto 1630 / 1992** sobre disposiciones de libre circulación de productos de construcción.
- **Orden ITC/1607/2009**, de 9 de junio, por la que se aprueba la Instrucción técnica complementaria 02.2.01 «Puesta en servicio, mantenimiento, reparación e inspección de equipos de trabajo» del Reglamento general de normas básicas de seguridad minera.
- **LEY 7/2006**, de 22 de junio, de protección ambiental de Aragón.



- **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

1.5 Recurso a explotar.

1.5.1 Descripción del recurso minero.

A grandes rasgos el aprovechamiento minero se va a centrar en el beneficio de las gravas y arenas de las terrazas del Ebro las cuales se solapan parcialmente con las terrazas del río Jalón, con los usos industriales indicados a continuación:

- ARIDOS PARA HORMIGONES, de acuerdo a lo establecido en la Norma UNE - EN 12620 : 2.003.
- ARIDOS PARA MATERIALES TRATADOS CON LIGANTES HIDRÁULICOS Y MATERIALES NO TRATADOS UTILIZADOS PARA LOS TRABAJOS DE INGENIERIA CIVIL Y PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CARRETERAS, de acuerdo a lo establecido en la Norma UNE - EN 13242:2.003.
- ÁRIDOS PARA MEZCLAS BITUMINOSAS Y TRATAMIENTOS SUPERFICIALES DE CARRETERAS, AEROPUERTOS Y OTRAS ZONAS PAVIMENTADAS, de acuerdo a la Norma UNE-EN 13043:2002.
- ÁRIDOS PARA MORTEROS, de acuerdo a la Norma UNE-EN 13139:2003/AC 2004.
- OTROS USOS INDUSTRIALES Y DE OBRA PÚBLICA Y CONSTRUCCION EN GENERAL SIN ESPECIFICACIONES.

Desde el punto de vista geológico en el sector central occidental de la Hoja 1:50.000 del IGME número 354 27 - 14 "ALAGÓN". Nos encontramos en el sector central de la Depresión del Ebro. Administrativamente nos hallamos en la provincia de Zaragoza. Entre los ángulos NO y SE discurre el río Ebro, dando lugar a una banda deprimida que llega a alcanzar hasta los 10 kilómetros de anchura y ocupa prácticamente el 40% del total de la hoja geológica.

Dicha banda se encuentra limitada en su borde septentrional por un pronunciado escarpe, que puede superar los 100 metros de altura, dando lugar a las mayores pendientes de la hoja. Existen aquí afloramientos de depósitos tanto de la Edad terciaria como de la Edad cuaternaria. La Unidad Evaporítica y la Unidad Carbonatada, son aquellas en las que se ha dividido a la Edad terciaria,



mientras que la cuaternaria está representada por depósitos y morfologías variadas, entre las que destaca las terrazas del Ebro, diferentes generaciones de glaciares, o coluviones.

1.5.2 Cálculo de reservas.

De acuerdo a la investigación desarrollada se ha podido determinar el diseño último de la explotación en base a estos estudios, así como la experiencia adquirida durante la explotación en el área de trabajo durante varias décadas.

A partir de estos datos básicos arrojados por la investigación minera y en base a la superficie seleccionada para el desarrollo de la actividad extractiva”, estamos en condiciones de desarrollar la clasificación de recursos minerales según norma **UNE 22-850-85** es la siguiente:

1. Objeto.

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

2. Campo de aplicaciones.

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

3. Definiciones.

3.1. Recursos minerales.

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

3.2. Recursos minerales no renovables.

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



3.3 Grado de conocimiento geológico.

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

3.4. Materias contenidas.

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

3.5. Materias recuperables.

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

4. Clasificación.

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

- **Recursos probados (Identificados como R-1).** Son recursos existentes en depósitos que han sido estudiados con suficiente detalle para conocer su situación, morfología, tamaño y cualidades esenciales. La distribución de las materias contenidas y las propiedades físicas que afectan a su recuperación, se conocen por mediciones directas combinadas con una extrapolación limitada, de carácter geológico, geofísico y geoquímico. El grado de error en la estimación de su magnitud ha de ser inferior al 50 %.
- **Recursos posibles (Identificados como R-2).** Son recursos existentes de depósitos asociados con otros de la clase anterior, cuyo conocimiento se basa en estudios geológicos y medidas puntuales y cuyas características de situación, morfología y tamaño se deducen por analogía con depósitos de igual naturaleza del grupo R-1. El grado de error en la estimación de su magnitud es siempre superior al 50%.



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

En función de la rentabilidad económica se clasifican en:

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

5. Codificación.

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

Para determinar las reservas de gravas y arenas explotables que se encuentran en la zona de estudio, se ha recurrido al método de secciones transversales adyacentes, consistente en



dibujar secciones verticales en las que a intervalos regulares se representa la forma de la masa explotable y el área ocupada por la misma en cada sección y dentro del hueco proyectado.

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

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

Donde:

- ✓ $V_{i,i+1}$ = Volumen correspondiente entre los perfiles i e i+1
- ✓ S_i = Superficie correspondiente al perfil i
- ✓ $(d_{i,i+1})$ = Distancia entre perfiles i e i+1

El volumen total será:

$$V = \sum_{i=0}^{i=N-1} V_{i,i+1}$$

Mediante el uso de herramientas topográficas y de modelización del terreno se han obtenido los siguientes volúmenes de reservas sobre las áreas seleccionadas:



RESERVAS EVALUADAS DE MINERAL BRUTO EN LA SUPERFICIE DEFINIDA POR LAS PARCELAS 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 Y 45, POLIGONO 155. T.M. ZARAGOZA. AMPLIACION DE LOS FRENTES DE EXPLOTACION EN LA CDE LA LONGATERA.		
RECURSO MINERO	CODIFICACIÓN	VOLUMEN MINERAL BRUTO(M³)
GRAVAS Y ARENAS	R1 / E	3.619.036
TOTAL		3.619.036

Si bien para obtener este estándar, las reservas finales de acuerdo a los ratios de lavado existentes y considerando una densidad media de 1.6 t/m³ cargada sobre camión para su expedición, aplicándole los ratios de estériles, que de acuerdo a la información obtenida se evalúa en un 33 %, y las tierras de recubrimiento en la explotación minera, serán las siguientes:

RESERVAS EVALUADAS DE MINERAL VENDIBLE		
RECURSO MINERO	CODIFICACIÓN	VOLUMEN MINERAL NETO (TN)
GRAVAS Y ARENAS	R1 / E	3.879.606
TOTAL		3.879.606



1.6 Clase y emplazamiento de la explotación.

En líneas generales podemos definir la explotación minera como minería a cielo abierto, con avance unidireccional descendente.

El emplazamiento se encuentra debidamente detallado en los Planos que se encuentran en el presente anexo al proyecto general de explotación.

1.7 Terrenos.

Los terrenos donde se desarrollará la actividad extractiva, Polígono 155 Parcela 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 y 45 del T.M. de Zaragoza, son propiedad de la entidad mercantil “CONSTRUCCIONES MARIANO LÓPEZ NAVARRO, S.A.”.

A continuación, se presentan los datos catastrales disponibles en la Sede Electrónica del Catastro, una vez realizada la consulta en abril de 2022, de la zona de la actividad (Ver PLANO 2 DE CATASTRO. ESCALA 1:5.000). Los terrenos donde se desarrollará la actividad extractiva son los siguientes:

Datos catastrales: Los datos catastrales disponibles en la Sede Electrónica del Catastro, una vez realizada la consulta en abril de 2022, son los siguientes:

PARCELAS 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 y 45, POLIGONO 155:



REFERENCIA	LOCALIZACIÓN	PARAJE	CLASE DE SUELO	USO PRINCIPAL	SUPERFICIE
50900A15500090000GF	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	68.343 m ²
50900A155000110000GT	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	31.825 m ²
50900A155000130000GM	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	54.493 m ²
50900A155000140000GO	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	23.530 m ²
50900A155000150000GK	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	34.181 m ²
50900A155000160000GR	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	60.020 m ²
50900A155000180000GX	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	104.601 m ²
50900A155000190000GI	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	55.433 m ²
50900A155000310000GH	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	41.651 m ²
50900A155000450000GM	T.M. ZARAGOZA	ACAMPO ORUS	RUSTICO	AGRARIO C-Labor o Labradío Secano	31.823 m ²



En el capítulo de planos, se acompañan planos de la situación geográfica, emplazamiento y catastro.

1.8 Justificación de la solución adoptada frente a diversas afecciones.

No existen servidumbres evidentes a la fecha de redacción del presente documento.

1.9 Personal.

El personal que operará será el que hasta la fecha lo viene haciendo en las explotaciones mineras que el promotor viene desarrollando en el área de trabajo.

1.10 Productos obtenidos.

El recurso de la Sección C) “gravas y arenas” será tratado en las instalaciones que “CONSTRUCCIONES MARIANO LÓPEZ NAVARRO, S.A.” dispone al efecto, del tratamiento de dicha materia prima bruta se obtendrán los siguientes productos:

- ARIDOS PARA HORMIGONES, de acuerdo a lo establecido en la Norma UNE – EN 12620 : 2.003.
- ARIDOS PARA MATERIALES TRATADOS CON LIGANTES HIDRÁULICOS Y MATERIALES NO TRATADOS UTILIZADOS PARA LOS TRABAJOS DE INGENIERIA CIVIL Y PARA LA CONSTRUCCIÓN DE CARRETERAS, de acuerdo a lo establecido en la Norma UNE – EN 13242:2.003.
- ÁRIDOS PARA MEZCLAS BITUMINOSAS Y TRATAMIENTOS SUPERFICIALES DE CARRETERAS, AEROPUERTOS Y OTRAS ZONAS PAVIMENTADAS, de acuerdo a la Norma UNE-EN 13043:2002.
- ÁRIDOS PARA MORTEROS, de acuerdo a la Norma UNE-EN 13139:2003/AC 2004.



- Otros materiales como tierras vegetales, tierras para relleno sin prescripciones técnicas particulares.



Vista parcial de las instalaciones de tratamiento.



Vista parcial de las instalaciones de tratamiento.

Se adjunta el MARCADO CE de los diferentes productos industriales producidos.



AENOR Asociación Española de
Normalización y Certificación

CERTIFICADO CE DE CONTROL DE PRODUCCIÓN EN FABRICA
CE CERTIFICATE OF FACTORY PRODUCTION CONTROL

0099/CPD/A60/0270

2011-06-10
Pg. 1/2

En cumplimiento con la Directiva 89/106/CEE del Consejo de las Comunidades Europeas, de 21 de diciembre de 1988, relativa a la aproximación de las disposiciones legales, reglamentarias y administrativas de los Estados Miembros de la Directiva de Productos de Construcción (CPD), modificada por la Directiva 93/68/CEE del Consejo de las Comunidades Europeas, de 22 de julio de 1993, se ha verificado que el

In compliance with the Directive 89/106/EEC of the Council of European Communities of 21 December 1988 on the approximation of laws, regulations and administrative provisions of the Member States relating to the Construction Products Directive - (CPD), amended by the Directive 93/68/EEC of the Council of European Communities of 22 July 1993, it has been stated that:

Producto: **ÁRIDOS**
Product **AGGREGATES**

Referencias: **ver anexo**
References: **see annex**

Norma: **VER ANEXO (see annex)**
Standard:

Suministrado por: **CONSTRUCCIONES MARIANO LÓPEZ NAVARRO, S.A.U.**
Supplied by **CL UNCASTILLO, 19 BAJOS**
50008 ZARAGOZA (España)

Fabricado en: **CL EXTRAMUROS, S/N**
Manufactured at **50297 BÁRBOLES (Zaragoza - España)**

se somete por el fabricante al ensayo inicial de tipo del producto, a un control de producción en fábrica y al ensayo adicional de las muestras tomadas en la fábrica de acuerdo con un plan de ensayo previo y que el organismo de certificación notificado nº 0099 - AENOR ha llevado a cabo la inspección inicial de la fábrica y del control de producción en fábrica y que realiza el seguimiento continuo, la evaluación y la aprobación del control de producción en fábrica. Este certificado indica que se han aplicado todas las disposiciones relativas a la evaluación de la conformidad y todas las actuaciones descritas en el Anexo ZA de la norma mencionada arriba. Este certificado es válido salvo anulación o retirada por AENOR.

is submitted by the manufacturer to the initial type-testing of the product, a factory production control and to the further testing of samples taken at the factory in accordance with a prescribed testing plan and that the notified certification body no.0099 - AENOR has carried out the initial inspection of the factory and of the factory production and performs the continuous surveillance, assessment and approval of the factory production control. This certificate attests that all provisions concerning the attestation of conformity and the performances described in Annex ZA of the above standard. This certificate remains valid unless cancelled or withdrawn by AENOR.

Fecha de concesión: **2004-11-04**
Granting date:

Fecha de emisión: **2011-06-10**
Date of issue:

AENOR Asociación Española de
Normalización y Certificación
Ramón NAZ PAJARES
El Director General/General Manager

Este certificado anula y sustituye al certificado A60/000270, de fecha 2009-05-04.
No está autorizada la reproducción parcial de este documento.

This certificate supersedes certificate A60/000270, dated 2009-05-04.
It is not allowed the partial reproduction of this document.

AENOR - Génova, 6 - 28004 MADRID - Teléfono 914 32 60 00 - Telefax 913 10 46 83

Entidad acreditada por ENAC (OC-P/137)
Body accredited by ENAC (OC-P/137)



AENOR Asociación Española de
Normalización y Certificación

CERTIFICADO CE DE CONTROL DE PRODUCCIÓN EN FABRICA
CE CERTIFICATE OF FACTORY PRODUCTION CONTROL

0099/CPD/A60/0270

2011-06-10
Pg. 2/2

ANEXO
ANNEX

Norma Aplicable	Tamaño (d/D)
<i>Relevant Standard</i>	<i>Size</i>
UNE-EN 12620:2003+A1:2009	0/4 ; 4/12 ; 10/20
UNE-EN 13043:2003, UNE-EN 13043:2003/AC:2004	0/6 ; 2/6 ; 6/12 ; 12/20 ; 16/32
UNE-EN 13139:2003 y UNE-EN 13139:2003/AC:2004	0/4

AENOR Asociación Española de
Normalización y Certificación

Este certificado anula y sustituye al certificado A60/000270, de fecha 2009-05-04.
No está autorizada la reproducción parcial de este documento.

This certificate supersedes certificate A60/000270, dated 2009-05-04.
It is not allowed the partial reproduction of this document.

AENOR - Génova, 6 - 28004 MADRID - Teléfono 914 32 60 00 - Telefax 913 10 46 83

Entidad acreditada por ENAC (OC-P/137)
Body accredited by ENAC (OC-P/137)



1.11 Jornada laboral.

De acuerdo al nivel de producción estimado, la jornada laboral será de 8 horas por día, un total de 220 días anuales. Que es un total de 1.760 horas anuales por trabajador.

1.12 Método de explotación.

1.12.1 Criterios en el diseño de la explotación a cielo abierto.

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

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

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

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



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

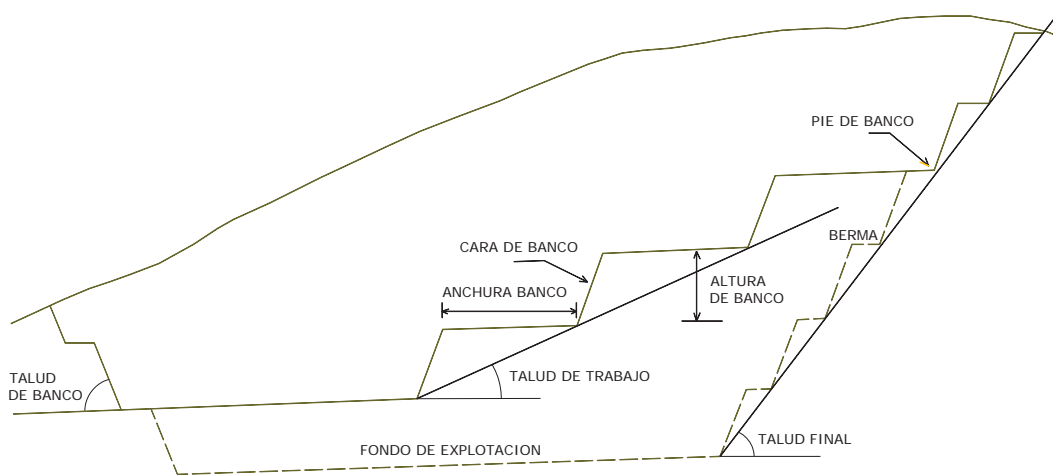
III. Parámetros operativos. Se trata de las dimensiones necesarias para que la maquinaria empleada trabaje en condiciones adecuadas de eficiencia y seguridad: altura de banco, anchuras de berma y pistas, anchuras de fondo, etc...

IV. Parámetros medioambientales. El desarrollo de las sociedades conlleva una preocupación creciente por el cuidado del medioambiente o del entorno natural que nos rodea. Esta situación hace que la minería como un elemento más del entorno evolucione sin perder su esencia y sea capaz de armonizar la extracción de recursos con el respeto al medioambiente con medidas correctoras que minimicen el impacto visual, sonoro, y otros; así como desarrollar planes de restauración capaces de devolver al entorno su carácter preoperativo con éxito.

En definitiva una explotación minera a cielo abierto es aquella excavación realizada en la superficie del terreno con el fin de extraer y beneficiar un mineral. Esta operación normalmente implica mover cantidades variables de estéril según la profundidad del depósito, si bien en nuestro caso, hemos determinado que asciende al 33 %, entre recubrimientos de capa, e intercalaciones de arcillas o mallacán. El procedimiento para realizar la explotación queda configurado por la aplicación de unos parámetros o criterios de diseño de la excavación que permiten alcanzar unas producciones programadas de mineral y estéril, de la forma más económica posible y en condiciones de seguridad.

En nuestro caso el método de explotación consistirá en una minería de avance unidireccional y descendente desde la cota superior del yacimiento para el arranque de mineral. El ciclo de explotación será el tradicional de: arranque - carga - transporte. Para su posterior tratamiento de lavado y clasificación granulométrica con circuitos secundarios de trituración y clasificación en la planta de tratamiento.

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



- **Banco**, es el módulo o escalón comprendido entre dos niveles que constituyen la rebanada que se explota de estéril o mineral, y que es objeto de excavación desde un punto del espacio hasta una posición final preestablecida.
- **Altura de banco**, es la distancia vertical entre dos niveles, o lo que es lo mismo desde el pie del banco hasta la parte más alta o cabeza del mismo.
- **Talud de banco**, es el ángulo delimitado entre la horizontal y la línea de máxima pendiente de la cara del banco.



- **Talud de trabajo**, es el ángulo determinado por los pies de los bancos entre los cuales se encuentra alguno de los tajos o plataformas de trabajo. Es, pues, una pendiente provisional de la excavación.
- **Pistas** son las estructuras viarias dentro de la explotación a través de las cuales se extrae el material canterable y el estéril, o se efectúan los movimientos de equipos y servicios entre diferentes puntos de la misma. Se caracterizan, fundamentalmente, por su anchura y su pendiente dentro de una disposición espacial determinada.
- **Limites finales de la explotación**, son aquellas situaciones espaciales hasta las que se realizan las excavaciones. El límite vertical determina el fondo final de la explotación, y los límites laterales los taludes finales de la misma. Los límites en profundidad de una mina están condicionados, por muy diversos factores como puede ser la potencia de la capa de arcilla a extraer u otros factores de mayor peso sobre las explotaciones mineras y son los aspectos económicos derivados de los costes de extracción del estéril para un determinado valor del mineral explotado. La fijación de tales límites se ve también influenciada, por motivos de estabilidad de taludes e incluso por dimensiones mínimas del espacio de trabajo necesario para las máquinas.
- **Bermas**, son aquellas plataformas horizontales existentes en los límites de la explotación sobre los taludes finales, que coadyuvan a mejorar la estabilidad de un talud y las condiciones de seguridad. El intervalo de las bermas y su anchura, así como el ángulo de talud, se establecen por condicionantes geotécnicos y de seguridad, y en ocasiones por consideraciones operativas si se utilizan como pistas de transporte.
- **Talud final de explotación**, es el ángulo del talud estable delimitado por la horizontal y la línea que une el pie del banco inferior y la cabeza del superior.



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

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

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

1.12.2 Criterios de selectividad y operación.

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

Ante este panorama normativo es importante indicar que el grado de selectividad y aprovechamiento del material de la explotación no va a variar, estimando con los ensayos realizados, la disposición estratigráfica, la tectónica del entorno, y demás factores podemos señalar que únicamente hablaremos de estériles en la planta de tratamiento, que podemos cifrar en un 33 %. Es decir, que los estériles de cantera y de planta de tratamiento así como otros residuos inertes, definidos como tal de acuerdo al Código LER de residuos, Orden MAM 304/2002 y a la definición de inerte que establece el RD 975/2009, serán albergados en el hueco de explotación para la



restitución final del terreno en las condiciones establecidas de cotas y taludes definidas en los planos anexos, las cotas finales de restauración se han establecido con un criterio de poder garantizar la restauración en un plazo viable de tiempo, puesto que en estos momentos la importante crisis en el sector de la construcción haría que fuesen necesarias varias décadas para el relleno a cota original de las parcelas. No obstante, si se modificasen las condiciones del mercado, se procederá a restaurar las fincas a la cota preoperacional con las mismas condiciones agrologicas que contaban al inicio de la actividad extractiva.

1.12.3 Orientación de los bancos y de la explotación.

El banco de explotación se orientará paralelos a la línea que define el largo del polígono de explotación, consideramos que de esta forma se podrán atacar de una forma que tengamos una cara libre de gran superficie que sirva para una optima ejecución de las labores de arranque. De esta manera, y dado que utilizaremos para la carga una retroexcavadora tipo Liebherr 954, la altura de los bancos de trabajo será de 3,5 metros, los cuales avanzaran hasta los bancos definitivos de altura aproximada de unos 15 metros, con bermas mínimas de 6 metros de anchura, tal y como se detalla en los planos anexos al presente proyecto.



Fotografía 1.- Vista de la operación. Se observa lo indicado en la memoria. Bancos de operación de 3,5 metros para llegar a los bancos finales de 15 metros, con bermas de anchura mínima de 6 metros.



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

Otra ventaja añadida a esta orientación, es que se adapta bien a la topografía de la cantera a la orografía del terreno.

A continuación desarrollamos el **PLAN DE EXPLOTACIÓN**:

1.12.4 Recuperación de la cobertera vegetal

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

1.12.4.1 Retirada.

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

- En la etapa previa al inicio de las labores preparatorias, se ha de tener en cuenta la estructura del perfil del suelo, para ello en la etapa de investigación del recurso a extraer se efectuaron una serie de calicatas, sobre las cuales se pudo determinar que el horizonte superior, tiene una profundidad que ronda de 50 centímetros.
- Antes de retirar el suelo, se ha de proceder al desbroce de la cubierta vegetal, cosa que en el caso concreto de la explotación no será preciso efectuar puesto que vamos a centrar la actividad sobre terrenos de cultivo. Esta operación es importante



puesto que la descomposición de las plantas en los montones de suelo acopiado puede causar deterioros en la calidad del sustrato.

- Como ya se indico anteriormente, se ha de evitar en la medida de lo posible el mezclar horizontes, para que no se diluyan las cualidades del horizonte superior con las de peores calidades.
- Los trabajos e retirada deben efectuarse con gran cuidado, especialmente con la capa de tierra vegetal para evitar su deterioro por compactación, de esta manera, preservar la estructura del suelo, evitar la muerte de microorganismos aerobios, el riesgo de contaminación, la alteración del ciclo normal de los compuesto nitrogenados, el riesgo de erosión eólica e hídrica. Por ello, se debe restringir el paso de maquinaria por la zona de actuación.
- Evitar el desarrollo de esta operación en condiciones de excesiva humedad, para minimizar el riesgo de alteración del suelo por esta circunstancia es convenientemente restringir las operaciones de manejo del suelo a épocas secas, suspendiéndose las labores los periodos lluviosos o cuando presente aquellas condiciones no apropiadas para ello o bien podemos efectuar o bien pruebas de campo para determinar la humedad del suelo o bien usando tablas con criterios de precipitación.
- En la operación de transporte hasta la zona de acopio, hemos de diseñar una ruta que impida la circulación de los vehículos sobre el sustrato sin retirar y circule por aquellas zonas donde ya se halla retirado el suelo.

1.12.4.2 Almacenamiento.

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

- El depósito de los materiales ha de efectuarse evitando la formación de grandes montones. El acopio se hará a modo de pantallas visuales sobre terreno allanado, no solo por razones de estabilidad, sino para evitar la desaparición de nitratos en forma de sales solubles arrastrados por las aguas de infiltración. Estará suficientemente drenado para evitar que se origine un ambiente reductor en las partes bajas del acopio. Las tierras vegetales se ubicaran en masa limitadas dispuestas en horma de cinturón de sección trapezoidal, y altura máxima de 2 metros y taludes de en torno a los 45°.



- El acopio se efectuara siempre buscando la máxima protección frente a la erosión tanto eólica como hídrica, también hemos de protegerlo de la compactación y de posibles contaminantes. Es decir en zonas en la medida de lo posible no contiguas a la zona de explotación para evitar riesgos de pérdida de suelo por el trabajo de la maquinaria o por contaminación por aceites u otros hidrocarburos.
- Los montones acopiados no podrán ser utilizados para la reconstrucción del suelo en un periodo corto de tiempo, periodos inferiores a un año, se procederá a sembrar sobre ellos leguminosas y gramíneas para enriquecer estos acopios en nitrógeno así como evitar la reducción del contenido de oxígeno y cambios adversos en la fertilidad, evitando su erosión, así como naturalizar su tonalidad ante el posible impacto visual. La siembra en verde se realizará de forma regular cada temporada, y se emplearan semillas de gramíneas y leguminosas autóctonas por el procedimiento de siembra a voleo acompañadas de ligero abonado.

1.12.5 Arranque carga y transporte del material

El proceso extractivo de arranque-carga-transporte mediante los medios técnicos y humanos que se indican en el presente proyecto se desarrollara de acuerdo a lo establecido a los planos anejos al presente proyecto. En él se indican las tres fases (FASE 1, 2 y 3) de operación en el ciclo de explotación para cada tajo de explotación, tal y como se detalla en los planos anexos al presente proyecto. Se trata en líneas generales de una minería de avance unidireccional con relleno del hueco de extracción.

1.13 Perfilado del terreno

Se definirá una topografía final del terreno de cada una de las fases de explotación mediante una plataforma que permita la recuperación del uso agropecuario y un talud suave con una pendiente máxima, de unos 30°. Cada uno de los diseños de restauración o estado final de las áreas de extracción se detalla en los planos anexos.

El material de rechazo que pueda aparecer en el propio frente de explotación, se acopiara para su utilización en las labores de restitución finales de la explotación minera. Es decir, que los estériles de cantera y de planta de tratamiento así como otros residuos inertes, definidos como tal



de acuerdo al Código LER de residuos, Orden MAM 304/2002 y a la definición de inerte que establece el RD 975/2009, serán albergados en el hueco de explotación para la restitución final del terreno en las condiciones establecidas de cotas y taludes definidas en los planos anexos.

1.14 Restitución de la cobertera vegetal

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

- Se procederá a extender la tierra sobre el terreno ya remodelado, con maquinaria que ocasione una mínima compactación. Para proporcionar un buen contacto entre las sucesivas capas de material superficial se procederá a escarificar la superficie de la capa antes de cubrirla. En principio con una profundidad de unos 40 centímetros será suficiente. Se empleará la tierra vegetal extraída en las fases de arranque.
- El material restituido deberá adoptar una morfología similar a la diseñada en los perfiles que se recogen en los planos adjuntos al presente documento. El extendido de cada capa debe efectuarse de forma que se consiga un espesor aproximadamente uniforme en consonancia con el perfil del terreno diseñado y la red de drenaje.
- Evitar el paso de maquinaria pesada sobre el material extendido.
- Una vez reconstruido el suelo se procederá a la siguiente fase del plan de restauración en el menor tiempo posible para evitar las pérdidas de suelo por los factores erosivos.



1.15 Cultivo de la superficie restaurada

En lo que respecta a los espacios afectados se dispondrá un uso agrícola de la zona de explanada, que asciende a 323.931 metros cuadrados, y una zona de taludes y el área perimetral de protección a colindantes que se destinará a un uso “forestal” que asciende a 97.101 metros cuadrados.

En resumen:

SUPERFICIE TALUDES A RESTAURAR: $97.101 \text{ m}^2=9,71 \text{ ha}$

SUPERFICIE EXPLANADA A RESTAURAR: $323.931 \text{ m}^2=32,39 \text{ ha}$

SUPERFICIE TOTAL DE RESTAURACION: $421.032 \text{ m}^2 = 42,10 \text{ ha}$

1.16 Planificación de la explotación.

El avance de la explotación queda definido en los planos anexos al presente proyecto, en los cuales se define la planificación de la explotación para los próximos **39 años, considerando pues una ampliación del primer periodo de vigencia de la Concesión Minera, en concordancia con lo establecido por el RGRM**. Con objeto de facilitar el análisis de este documento se detalla a continuación tabla indicativa de la planificación de la explotación, dicha planificación puede ser modificada en función de las calidades obtenidas y las necesidades de mercado, puesto que la experiencia en la explotación minera nos indica que existe una enorme variación de las calidades de los materiales a beneficiar, y en la disposición de los estériles, debido fundamentalmente a la propia génesis del yacimiento minero. Se debe señalar, que para la redacción de este documento, y con objeto de justificar tal y como establece el Reglamento General para el Régimen de la Minería, se ha considerado para el cálculo del ciclo de vida las reservas de gravas y arenas existentes en la Parcelas 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 y 45 del Polígono 155 del T.M. de Zaragoza. Considerando un ritmo medio de explotación de unas **100.000 toneladas vendibles año**.



FASE DE ARRANQUE	SUPERFICIE OCUPADA UTIL PARA LA EXPLOTACION DEL RECURSO MINERO (m ²)	VOLUMEN MINERAL(m ³)	CICLO DE VIDA DE EXPLOTACION DE LAS RESERVAS EXPLOTABLES (años) A RAZON DE 100.000 TN VENDIBLES AÑO.	PRODUCCION VENDIBLE (tn)
1	110.041 m ²	672.683 m ³	7,2	721.116
2	123.771 m ²	1.182.882 m ³	12,7	1.268.049
3	202.306 m ²	1.763.471 m ³	18,9	1.890.441
TOTAL	436.118 m²	3.619.036 m³	39	3.879.606

1.17 Operaciones de desmonte.

No se ejecutaran labores de desmonte propiamente dichas, puesto que no difiere de la operación normal de extracción de las gravas y arenas. Por lo que la operación de desmonte, coincide con la de limpieza o retirada de tierra vegetal. En aquellos entornos en los que el horizonte de recubrimiento sea de mayor potencia, se utilizará para la construcción de viales y relleno de las áreas de trabajo.

1.18 Definición de taludes.

1.18.1.1 Descripción de los parámetros que definen la estabilidad.

La estabilidad de taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental por lo que se refiere a la seguridad y rentabilidad de la misma, siendo el cálculo de las dimensiones



de los mismos uno de los parámetros de mayor importancia y ha de realizarse en las etapas iniciales del proceso de diseño de la explotación, puesto que de él van a depender una serie de cuestiones de gran importancia.

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

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

La unión de los cuatro factores puede determinar la condición de rotura a lo largo de una o varias superficies, y que sea cinemáticamente posible el movimiento de un cierto volumen de masa del talud. La posibilidad de rotura y los mecanismos y modelos de inestabilidad de los taludes están controlados principalmente por factores geológicos y geométricos. Así mismo debemos considerar dentro de los factores influyentes en la inestabilidad de los taludes los denominados factores condicionantes, o intrínsecos a los materiales naturales, van a ser fundamentalmente la litología y el factor agua. Junto con los factores condicionantes debemos de considerar los factores desencadenantes, estos provocan la rotura una vez que se cumplen una serie de condiciones. Se trata de las sobrecargas estáticas, las cargas dinámicas, los cambios en las condiciones hidrogeológicas, los factores climáticos, las variaciones en la geometría, la reducción de los parámetros resistentes. Se detallan a continuación algunos de los factores de mayor interés o importancia relativa.

- Estratigrafía y litología.
- Estructura geológica y discontinuidades.

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



- **Condiciones hidrogeológicas.**

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

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

- Reducción de la resistencia al corte de los planos de rotura al disminuir la tensión normal efectiva.
- La presión ejercida sobre grietas de tracción aumenta las fuerzas que tienden al deslizamiento.
- Aumento del peso del material por saturación.
- Erosión interna por flujo subsuperficial o subterráneo.
- Meteorización y cambios en la composición mineralógica de los materiales. No se encuentran señales de la circulación de agua a través del macizo rocoso. Es esta una circunstancia favorable tanto para las labores de perforación como para garantizar la estabilidad de los taludes.
- Apertura de discontinuidades por congelación, que debido a la altitud y zona geográfica puede ser de interés, pero la naturaleza de los materiales no hace pensar en un factor especialmente preocupante.
- Es muy importante también la disposición de la superficie freática en el talud, esta superficie va a depender de diferentes factores, entre los que se encuentra la permeabilidad de los materiales, la geometría o forma del talud y las condiciones de contorno. En cuanto al nivel freático la profundidad a la que se halla el mismo hace que este factor no sea de interés a la hora de la redacción del presente proyecto de explotación. No solo hemos de tener en cuenta el agua que circula por el interior del terreno, hemos de considerar el papel del agua superficial, puesto que las precipitaciones y las escorrentías pueden causar problemas importantes de estabilidad al crearse altas presiones en discontinuidades y grietas, y en la zona más superficial del terreno. Los fenómenos de erosión y lavado en materiales blandos o poco consistentes aparecen asociados a las escorrentías, por esta cuestión se ha de evaluar el caudal máximo de avenida esperado en la zona de explotación, así como las medidas de drenaje propuestas para evitar el encharcamiento de la explotación así como la estabilidad de los taludes.
- Propiedades geomecánicas. No cabe duda que el colapso de un talud a través de una superficie de debilidad depende de los parámetros resistentes del material: cohesión y rozamiento interno. a influencia de la naturaleza de los suelos en sus propiedades mecánicas, implica que la



selección de los parámetros resistentes representativos de la resistencia al corte, la cual debe ser realizada teniendo en cuenta la historia geológica del material.

- Tensiones naturales. Este fenómeno es debido a la liberación de tensiones que provoca la excavación del terreno, que puede originar la descompresión del material, lo cual puede llegar a provocar la transformación y deslizamiento. Si bien este fenómeno es más acusado en rocas donde la excavación puede liberar las tensiones internas del macizo rocoso convirtiéndolo en un suelo con un comportamiento geotécnico muy alejado de la realidad del terreno previo a la excavación. Un fenómeno constatado en excavaciones profundas es la aparición de deformaciones plásticas en el pie del talud, y en cabecera debido a que se generan estados tensionales anisótropos con componentes traccionales que se traducen en la aparición de grietas verticales. Es pues este un factor de gran importancia, si bien como ya se ha indicado, en nuestro caso no será de especial atención.
- Sobrecargas estáticas y cargas dinámicas.
- Régimen climático.
- Proceso de meteorización.

1.18.1.2 Caracterización del material granular.

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

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

Los datos más característicos del suelo se pueden definir en los siguientes puntos, los datos se han obtenido mediante correlación de valores establecidos en tablas a partir de los datos obtenidos por Rahn (1986), Walthan (1999), Obert y Duball (1967), Farmer (1968) e ISRM (1981) y mediante los datos ofrecidos el estudio de escenarios con similar litología.



Así pues desde el punto de vista de la Mecánica de Suelos podemos considerar los materiales sobre los que se asienta el vaso de vertido según el Sistema Unificado de Clasificación de Suelos (USGS) como GW-GC, mezcla bien graduada de gravas y arena. Se va a tratar pues de un suelo de grano grueso de denso a muy denso, con un 94% de los materiales mayores de 0,075 mm. Su Peso Específico Aparente Seco (γ_d) de 2,58 g/cm³. La humedad media es de 6 %. El índice de huecos (e) es 0,45. Su permeabilidad será para estos materiales de $K= 0.8$ (cm/s).

Por último vamos a indicar el valor del Angulo de Rozamiento Interno Efectivo ϕ^* , factor de gran importancia a la hora de efectuar los cálculos de estabilidad de los taludes y estructuras proyectadas dicho ángulo va a aumentar con:

- Angulosidad de las partículas.
- Tamaño de las partículas.
- Buena graduación granulométrica.
- Compacidad.

Y disminuye con:

- Tensiones efectivas o altura de talud.
- Contenido en finos arcillosos.
- Friabilidad o alteración del material.

De modo que según las estimaciones realizadas se obtiene un valor para el ángulo de Rozamiento Interno Efectivo de los materiales que comportan el sustrato del vaso de vertido será según los cálculos efectuados de $\phi^* = 39.6^\circ$.

1.18.1.3 . Tipos de rotura susceptibles de análisis.

Un estudio de los materiales que van a conformar los taludes de la explotación minera, nos hace indicar por la experiencia acumulada en taludes sobre este tipo de materiales que el mecanismo de rotura va a depender en gran medida del grado de tectonización, es decir de las diaclasas o discontinuidades estructurales que hacen aumentar la permeabilidad, reducen la resistencia al corte y actúan como superficie de drenaje y plano potencial de rotura, al igual que las fallas , también va a depender de la litología, las tensiones regionales, y otros factores. La dinámica de explotación nos hará llevar taludes finales de explotación de 12 metros, los cuales durante el proceso de explotación se verán divididos mediante bermas de seguridad de anchura mínima de 8 metros, entre los taludes de 12 metros se dispondrá de una berma de seguridad de anchura mínima de 10 metros, altura apropiada para alcanzar una alta productividad en los equipos de arranque. La altura máxima



es de 19 metros, que mantiene la misma estructura de tres bermas, como se puede comprobar en los planos anexos. Finalmente, señalar, que tras el periodo de restauración se procede al suavizado de los taludes llevándolos a unos ángulos 30° aproximadamente, con alturas máximas de 3,5 metros aproximadamente, puesto que la plaza de cantera se eleva varios metros de media, por la deposición de los residuos del ciclo de producción, y tierras y piedras procedentes de excavaciones de obra pública.

Así pues el estudio de este talud nos lleva a considerar los siguientes tipos de rotura del talud a la hora de calcular la estabilidad del mismo.

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



1.18.1.4 Análisis de estabilidad. Análisis frente a rotura circular.

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

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

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

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

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

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

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



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

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

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

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

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

Donde:

- R_c = Fuerzas cohesivas = $c A$
- R_ϕ = Fuerzas de fricción = $W \cos \alpha \operatorname{tg} \phi$
- S = Fuerzas que tienden al deslizamiento = $W \sin \alpha$
- A = Área del plano de rotura.

Existen varios métodos para el cálculo del coeficiente de seguridad por equilibrio límite, aplicados fundamentalmente a materiales como los que nos encontramos en la explotación minera. Utilizaremos para el cálculo de los taludes el Método de HOEK and BRAY (1981), como primera aproximación, para el cálculo de la estabilidad frente a la rotura circular.

Basado en el método de Taylor o “método del círculo de rozamiento”, a partir de una serie de cinco ábacos aplicables a cinco escenarios o hipótesis de trabajo que dependen de la posición relativa del nivel freático en el talud, que permiten el cálculo del coeficiente de seguridad de taludes



en materiales arcillosos con rotura circular por el pie del talud. Se obtiene a partir de los datos geométricos del talud y de los parámetros resistentes del suelo.

Asumiéndose las siguientes hipótesis:

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

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

Se elige un tipo de escenario que es probable que se presente en la estructura a analizar. En nuestro caso tomaremos aquel con condiciones más desfavorables para realizar el análisis.

- **Taludes de explotación.**

Definimos como taludes de explotación a aquellos sobre los cuales se está desarrollando la actividad extractiva, es decir, sobre los que se produce de forma directa el arranque, con lo cual si el banco de explotación del recurso es de aproximadamente 15 metros la extracción la desarrollaremos mediante varios taludes de explotación de 3,5 metros (que es la medida óptima de arranque para la retroexcavadora que se destinará al arranque). En primer lugar calcularemos el siguiente coeficiente adimensional:

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

Donde:

- ✓ γ = Densidad del material. Se aplica como densidad 2.58
- ✓ C = Cohesión aparente. 250 Kg/cm².
- ✓ ϕ = Angulo de rozamiento interno. Corresponde con 39.6°.
- ✓ H = Altura del talud. Efectuaremos los cálculos para cada una de las alturas de talud previstas en la explotación, es decir, para 3.5 metros. Este diseño de taludes permite un óptimo rendimiento del proceso de arranque-carga-transporte.

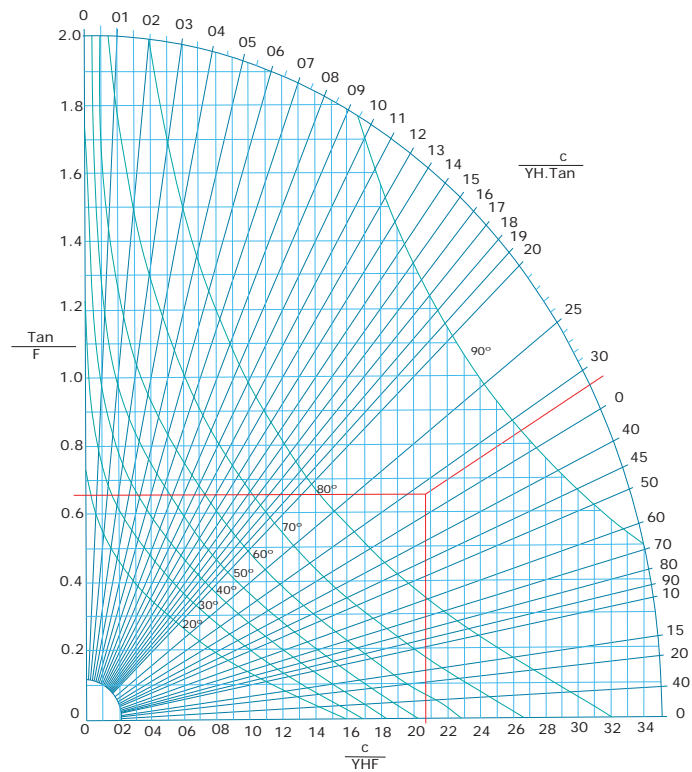


Con los valores correspondientes realizamos el cálculo del coeficiente adimensional, cuyos valores para cada talud considerado son:

Altura de Taludes	Coeficiente adimensional	Valores obtenidos
3,5 metros	$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot \tan \varphi}$	0,334

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

Altura de Taludes	Fórmula	Valores obtenidos
3,5 metros	$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot F}$	0,21
3,5 metros	$\frac{\tan \varphi}{F}$	0,64



Los correspondientes coeficientes de seguridad obtenidos son:

Altura de Taludes	Coefficiente Seguridad
3,5 metros	1,29

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

Como ya hemos indicado en anterioridad supondremos una superficie de rotura circular sobre dos dimensiones, esta hipótesis se ajusta a la problemática real de taludes de altura finita, cuando



no existen zonas de terreno que definen claramente el desarrollo de superficies de rotura. Sobre la superficie de rotura podemos identificar los siguientes elementos:

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

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

$$S = \frac{\tau}{F} = \frac{c}{F} + \sigma_N \cdot \frac{\operatorname{tg} \varphi}{F}$$

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

- Resultante debida a la cohesión:

$$R_C = \int_0^{\theta} \frac{c}{F} d\theta$$

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

- La resultante de esfuerzos normales, \overline{N} .
- La resultante tangencial debida al rozamiento, R φ , debe de ser normal a \overline{N} y cumplir :

$R_\varphi = \overline{N} \operatorname{tg} \varphi / F$, aunque el hecho de no conocer la posición y magnitud de \overline{N} , también se desconocen para R φ .



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

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

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

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

Consideraremos los valores que hemos tenido en cuenta a la hora de emplear el método de Hoek and Bray, tendremos taludes de explotación de 3,5 metros. La inclinación será de 80° en los taludes de explotación, la cohesión será de 250 Kg/cm^2 , un rozamiento interno de 39.6° y una densidad de $2,58 \text{ g/cm}^3$. Tomamos un valor de coeficiente de seguridad referido a la cohesión F_c , que consideraremos 1,5 a partir de este número determinamos el coeficiente de estabilidad N_e :



Si introducimos estos valores en el ábaco de estabilidad de taludes elaborado por Taylor y modificado por Jiménez Salas, con la inclinación del talud (80°), se obtiene unos valores del ángulo de rozamiento para el equilibrio límite ϕ^* mayores de 25° en todos los casos, que nos ofrecen valores del factor de seguridad por encima de 1,75, superiores al establecido como base (1,5). De este modo nuestro punto de trabajo está siempre situado en la Zona A, zona de estabilidad del diagrama, en la que el círculo de rotura se encuentra por encima de la línea de talud. De este modo el diseño del talud para unas condiciones de inclinación y altura máxima de 3.5 metros es estable ante el modelo desarrollado.

Altura de Taludes	Coefficiente de estabilidad	Valores obtenidos
3.5 metros	$N_E = \frac{c^*}{\gamma \cdot H} = \frac{c/F_c}{\gamma \cdot H}$	0.17



- Taludes finales de explotación.

El procedimiento operativo será idéntico al efectuado para los taludes de restauración. En primer lugar calcularemos el siguiente coeficiente adimensional:

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

Donde:

γ = Densidad del material. Se aplica como densidad 2.58

C = Cohesión aparente. 250 Kg/cm².

ϕ = Angulo de rozamiento interno. Corresponde con 39.6°.

H = Altura del talud. Efectuaremos los cálculos para cada una de las alturas de talud previstas en los taludes finales de explotación, es decir, para una altura máxima de 15 metros. Este diseño de taludes permite un óptimo rendimiento del proceso de restauración final, puesto que el ángulo de 22° permitirá un óptimo desarrollo de la restauración. En el presente epígrafe vamos a calcular la estabilidad del talud total máximo a 15 metros con el ángulo de 79°.

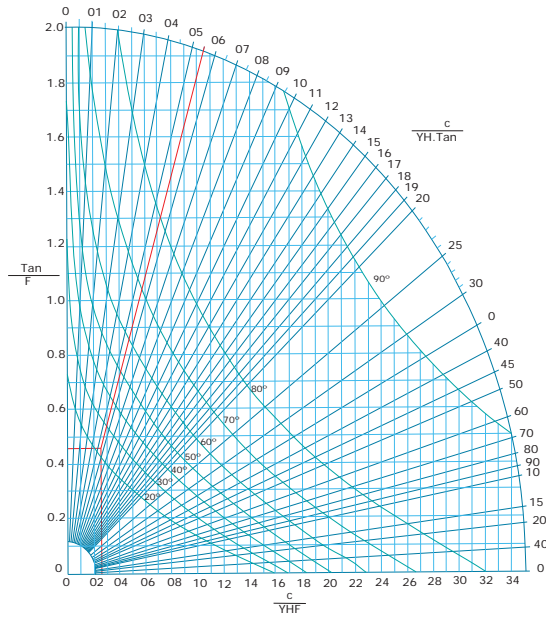
Altura de Taludes	Coficiente adimensional	Valores obtenidos
15 metros	$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot \tan \phi}$	0.05577



Con los valores correspondientes realizamos el cálculo del coeficiente adimensional, cuyos valores para cada talud considerado son:

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

Altura de Taludes	Fórmula	Valores obtenidos
15 metros	$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot F}$	0.027
15 metros	$\frac{\tan \phi}{F}$	0.48



Los correspondientes coeficientes de seguridad obtenidos son:

Altura de Taludes	Coficiente Seguridad
15 metros	1.5



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

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

W. Que es el peso de la masa de suelo.

U. Presión intersticial del agua, distribuida a lo largo de la superficie de rotura.

T ($R C + R \phi$). Esfuerzo tangencial sobre la superficie de rotura.

N. Esfuerzo normal distribuido por la superficie de rotura.

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

$$S = \frac{T}{F} = \frac{c}{F} + \sigma_N \cdot \frac{\text{tg } \phi}{F}$$

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

Resultante debida a la cohesión:

$$R_C = \int_0^{\theta} \frac{c}{F} d\theta$$



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

La resultante de esfuerzos normales, \overline{N} .

La resultante tangencial debida al rozamiento, R_ϕ , debe de ser normal a \overline{N} y cumplir :

$R_\phi = \overline{N} \operatorname{tg} \phi / F$, aunque el hecho de no conocer la posición y magnitud de \overline{N} , también se desconocen para R_ϕ .

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

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

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

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

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

Círculos de talud, con salida en la cara del talud.

Consideraremos los valores que hemos tenido en cuenta a la hora de emplear el método de Hoek and Bray, tendremos taludes máximos de 15 metros. La inclinación será de 79° en los taludes, la cohesión será de 250 Kg/cm^2 , un rozamiento interno de $39,6^\circ$ y una densidad de 2,25



g/cm³. Tomamos un valor de coeficiente de seguridad referido a la cohesión F_c, que consideraremos 1,5 a partir de este número determinamos el coeficiente de estabilidad N_E :

Altura de Taludes	Coeficiente de estabilidad	Valores obtenidos
15 metros	$N_E = \frac{c^*}{\gamma \cdot H} = \frac{C/F_c}{\gamma \cdot H}$	0.0529

Si introducimos estos valores en el ábaco de estabilidad de taludes elaborado por Taylor y modificado por Jiménez Salas, con la inclinación del talud (22°), se obtiene unos valores del ángulo de rozamiento para el equilibrio límite ϕ^* mayores de 25° en todos los casos, que nos ofrecen valores del factor de seguridad por encima de 1,75, superiores al establecido como base (1,5). De este modo nuestro punto de trabajo está siempre situado en la Zona A, zona de estabilidad del diagrama, en la que el círculo de rotura se encuentra por encima de la línea de talud. De este modo el diseño del talud para unas condiciones de inclinación y altura máxima de 15 metros es estable ante el modelo desarrollado.

- **Taludes de restauración.**

El procedimiento operativo será idéntico al efectuado para los taludes de restauración. En primer lugar calcularemos el siguiente coeficiente adimensional:

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

Donde:

- ✓ γ = Densidad del material. Se aplica como densidad 2,58.
- ✓ C = Cohesión aparente. 250 Kg/cm².
- ✓ ϕ = Angulo de rozamiento interno. Corresponde con 39,6°.



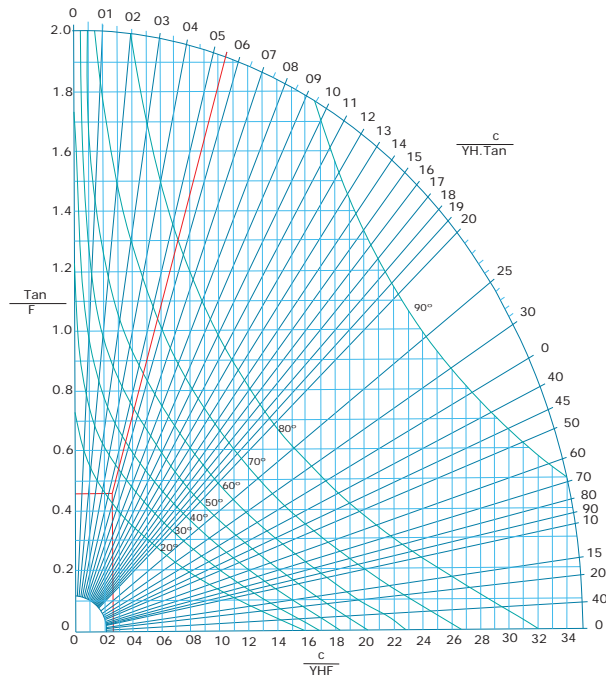
✓ H = Altura del talud. Efectuaremos los cálculos para cada una de las alturas de talud previstas en la restauración, es decir, para una altura máxima de 15 metros. Este diseño de taludes permite un óptimo rendimiento del proceso de restauración final, puesto que el ángulo de 20° permitirá un óptimo desarrollo de la restauración. En el presente epígrafe vamos a calcular la estabilidad del talud total máximo a 15 metros con el ángulo de 20°.

Con los valores correspondientes realizamos el cálculo del coeficiente adimensional, cuyos valores para cada talud considerado son:

Altura de Taludes	Coeficiente adimensional	Valores obtenidos
15 metros	$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot \tan \phi}$	0.05577

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

Altura de Taludes	Fórmula	Valores obtenidos
15 metros	$\frac{c}{\gamma \cdot H \cdot F}$	0.027
15 metros	$\frac{\tan \phi}{F}$	0.48



Los correspondientes coeficientes de seguridad obtenidos son:

Altura de Taludes	Coefficiente Seguridad
15 metros	1,5



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

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

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

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

$$S = \frac{T}{F} = \frac{c}{F} + \sigma_N \cdot \frac{\text{tg } \phi}{F}$$

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

- Resultante debida a la cohesión:



$$R_c = \int_0^{\theta} \frac{c}{F} d\theta$$

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

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

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

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

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

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

Consideraremos los valores que hemos tenido en cuenta a la hora de emplear el método de Hoek and Bray, tendremos taludes máximos de 12 metros. La inclinación será de 20° en los taludes, la cohesión será de 250 Kg/cm², un rozamiento interno de 39.6 ° y una densidad de 2.25



gr/cm³. Tomamos un valor de coeficiente de seguridad referido a la cohesión F_c , que consideraremos 1,5 a partir de este número determinamos el coeficiente de estabilidad N_E :

Altura de Taludes	Coeficiente de estabilidad	Valores obtenidos
15 metros	$N_E = \frac{c^*}{\gamma \cdot H} = \frac{c/F_c}{\gamma \cdot H}$	0.0529

Si introducimos estos valores en el ábaco de estabilidad de taludes elaborado por Taylor y modificado por Jiménez Salas, con la inclinación del talud (25°), se obtiene unos valores del ángulo de rozamiento para el equilibrio límite ϕ^* mayores de 25° en todos los casos, que nos ofrecen valores del factor de seguridad por encima de 1,75, superiores al establecido como base (1,5). De este modo nuestro punto de trabajo está siempre situado en la Zona A, zona de estabilidad del diagrama, en la que el círculo de rotura se encuentra por encima de la línea de talud. De este modo el diseño del talud para unas condiciones de inclinación y altura máxima de 15 metros es estable ante el modelo desarrollado.

1.18.2 .Taludes de cara de banco.

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

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

En nuestro caso, tienen la resistencia adecuada para llevar a cabo la explotación con ángulos de banco de aproximadamente 80°, que junto a las alturas consideradas de 3,5 metros va a permitir un rendimiento óptimo en el arranque con la utilización de retroexcavadora. En cuanto a las condiciones de estabilidad se han analizado convenientemente, puesto que se ha estimado las peores condiciones posibles de trabajo.

1.19 Escombreras.

No existen escombreras externas, puesto todos los estériles identificados, que ya se ha indicado que se evalúan en un 33 % (tanto en el frente de cantera como en el tratamiento), se utilizarán para el relleno a las cotas indicadas en el presente proyecto, es decir que se utilizarán para la regularización interna de la explotación. Es decir, que los estériles de cantera y de planta de tratamiento así como otros residuos inertes, definidos como tal de acuerdo al Código LER de residuos, Orden MAM 304/2002 y a la definición de inerte que establece el RD 975/2009, serán albergados en el hueco de explotación para la restitución final del terreno en las condiciones establecidas de cotas y taludes definidas en los planos anexos.



Fotografía 2.- Modelo del relleno tras la explotación hasta la cota diseñada.



1.20 Presas, Balsas y Depósitos de lodos.

No son necesarias en la explotación minera.

1.21 Pistas y accesos.

De acuerdo a lo establecido por la ITC 07.1.03, entenderemos como pistas, a las vías destinadas a la circulación de vehículos o personal para el servicio habitual uniendo la zona de explotación con la zona de descarga de mineral de la planta de tratamiento y la que une los acopios de material fabricado. Para la construcción de las mismas emplearemos material de rechazo debidamente tratado en una granulometría que permita su utilización para este menester.

En su diseño hay que considerar, en relación con las unidades de transporte que se utilicen, una serie de parámetros que sin perder ritmo de operación las hagan seguras:

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

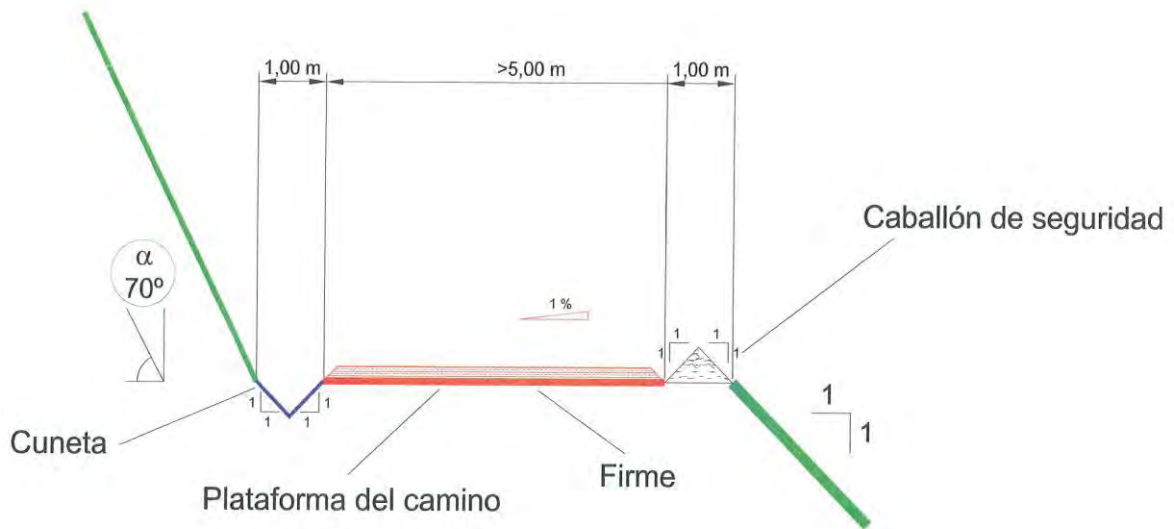
Los dos primeros tienen que ver más con el rendimiento y coste del transporte que con la seguridad. Sin embargo, debe señalarse que una pista construida adecuadamente es más fácil y barata de mantener en buenas condiciones, de forma que no sólo se consigue un buen ritmo de transporte sino que también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

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

La anchura de las pistas vienen determinadas en la I.T.C. 07.1.03, indicando a modo general que serán en el caso de pistas de un solo carril una vez y media la del vehículo mayor que circule por ella. Y en el caso de pistas de doble sentido de circulación, la anchura será tres veces la dimensión del vehículo de mayor tamaño que circule por ella.



Se realizará sobre ellas un mantenimiento sistemático y periódico, de modo que se conserven en todo momento en buenas condiciones de seguridad, lo cual sin duda proporcionará unas condiciones de operatividad que permitirán mantener un rendimiento en las labores de transporte óptimo. A continuación aportamos ejemplo ilustrativo del diseño de viales con carácter genérico, en el apartado de cálculos justificativos se detalla el diseño de los mismos.





1.21.1 Rampas.

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

La anchura de las mismas será de una vez y media la del vehículo mayor que se prevea que circule por ella, es decir, teniendo en cuenta una anchura de operación de 2.9 metros la anchura mínima de la pista será de 4,5 metros. En cuanto a las pendientes longitudinales de los accesos a los tajos se podrá superar el límite establecido por la I.T.C. 07.1.03 en lo referente a pistas (10 por 100 de pendiente longitudinal media), siempre y cuando en las condiciones reales más desfavorables, el vehículo pueda arrancar y remontar la pendiente a plena carga, pero en ningún caso se superarán el 20 por 100. La pendiente transversal será tal que garantice una adecuada evacuación del agua de escorrentía.

1.21.2 Radios y sobreebanco en curvas.

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

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

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

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

donde:

f = Sobreebanco (m)

R = Radio de la curva (m)

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



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

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

donde:

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

v = velocidad (Km / h).

R = radio de la curva (m).

f = coeficiente de fricción.

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

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

En las uniones de tramos con diferentes peraltes es preciso establecer una longitud de pista en la que el peralte variará de forma gradual, esta es la denominada "zona de transición". Cuando las velocidades puedan superar los 20 Km/h, este cambio gradual arrancará con un radio doble de unos 20 m antes del punto de tangencia teórico, empalmando con la curva original, unos 10 m, después de dicho punto; esto obliga a desplazar la curva hacia el interior para mantener las tangencias.



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

Los valores más usuales de dichas pendientes transversales varían entre un 2% y un 4%. Por ejemplo, el menor valor de 2 cm/m es adecuado para superficies con reducida resistencia a la rodadura que drenan fácilmente, y el valor máximo para casos de elevada resistencia a la rodadura.

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

1.21.3 Conclusiones generales referentes a los accesos y pistas.

- Todas pistas y accesos a área de trabajo se han diseñado de acuerdo a lo establecido por el R.G.N.B.S.M. I.T.C. 07.1.03. .
- Tendrán un ancho mínimo de 6 metros.
- La pendiente no superará un desnivel del 10%.
- Se dotaran de barreras infranqueables consistentes en un caballón de tierra.
- Tendrán el drenaje adecuado, mediante la excavación de una cuneta de desaguado de 0,5 metros de profundidad y 0,8 metros de ancho.
- Indicar que los viales de contacto desde las áreas de explotación hasta la planta de tratamiento se encuentran sobre el trazado de un camino agropecuario, por lo cual se compartirá el uso.
- Así mismo, todos y cada uno de las pistas mineras se define en detalle en los planos asociados al presente documento.
- Se mantendrán perfectamente acondicionados, con las cunetas limpias para evitar la formación de encharcamientos.
- Todos los accesos se dotarán de un elemento que impida físicamente la entrada de personal ajeno, así como carteles advirtiendo la prohibición de entrada.



→ Se vallaran las áreas perimetrales, con objeto de evitar que ante la imposibilidad física de entrar a través de los accesos lo hagan a través del monte.

1.22 Infraestructuras de drenaje y desagüe.

En cuanto al comportamiento de los taludes, como se ha indicado con anterioridad es fundamental el efecto del agua. Pero no solo es importante para los taludes, sino para toda la explotación, puesto que un diseño defectuoso de la red de drenaje puede llevar a circunstancias de pérdidas de productividad en el ciclo de arranque-carga-transporte hasta las instalaciones de tratamiento, debido a este fenómeno. En el presente epígrafe vamos a evaluar a partir de la pluviometría y de las características de la cuenca receptora, los caudales de agua que pueden incidir sobre el depósito sobre los huecos de explotación, a los que habrá de dar oportuna evacuación para evitar problemas de estabilidad, erosión, y de drenaje de la explotación.

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

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



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

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

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

Donde:

- ✓ S_{MIN} = Sección mínima teórica (m²).
- ✓ Q= Caudal máximo previsible.
- ✓ V_{MAX} = Velocidad máxima admisible (metro / segundo).

Y por otro la fórmula de Manning:

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

Donde:

- ✓ V = Velocidad del agua.
- ✓ L = Pendiente longitudinal del canal.
- ✓ N = Número de Manning.
- ✓ R = Radio Hidráulico.



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

Base del canal: 0.5 metros.

Anchura superior: 1 metros.

Altura: 0,50 metros.

Talud: 35 °.

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

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



1.23 Instalaciones.

Se tratará de las instalaciones de tratamiento de minerales con objeto de ajustar el mineral bruto a las necesidades industriales de los mercados a los que se va a suministrar, que está en funcionamiento a la fecha. Las instalaciones en operación de la explotación minera son las que se encuentran debidamente autorizadas en el Registro Industrial N° 22934.

1.24 Medios para la reducción del polvo.

Se procederá a la utilización sistemática de los siguientes medios para la reducción de polvo:

1. Se procederá a un riego ligero en aquellos puntos potencialmente generadores de polvo.
2. Mantenimiento óptimo de las pistas de acceso y los viales de servicio de la planta, en la medida de lo posible se asfaltarán o en su caso se procederá a su riego habitual para evitar la emisión de polvo.
3. Se limitará la velocidad dentro del recinto de todos los vehículos para minimizar que se levante polvo. Siendo el límite máximo de circulación de 20 Km / hora por la explotación.
4. Será de obligado cumplimiento lo establecido en el Reglamento de Normas Básicas de Seguridad Minera concretamente lo indicado en la INSTRUCCIÓN TÉCNICA COMPLEMENTARIA 2.0.02. Protección de los trabajadores contra el polvo, en relación con la silicosis, en las industrias extractivas.
5. Se mantendrá un programa intensivo de mantenimiento de todos los equipos para evitar que ciertos elementos sufran sobremanera y provoquen episodios puntuales de generación de ruido y vibración.
6. Se recubrirán con elementos de caucho todos aquellos elementos que pudieran verse afectados por impactos continuos de piedras o material.
7. En definitiva la tecnología dispuesta hace que su funcionamiento este dentro de unos estándares que permiten unas condiciones óptimas de trabajo en cuanto a su afección al medio a atmósfera.



1.25 Medios para la reducción del ruido

De acuerdo a las mediciones de ruido realizadas en el último periodo de actividad se procederá a dotar a los trabajadores de las pertinentes medidas de protección frente al ruido. Así mismo se procederá al desarrollo de las siguientes buenas prácticas:

1. Mantenimiento adecuado de equipos y maquinaria.
2. Carenado de partes móviles en equipos.
3. Mantenimiento de accesos y pistas en estado óptimo.
4. Y por supuesto, la realización de las medidas de medición oportunas para controlar este contaminante físico.



2 PRESUPUESTO.

El presente proyecto general de explotación establece un presupuesto para el desarrollo de la actividad extractiva para la ampliación de los frentes de explotación de la CDE "LA LONGATERA", correspondientes a las parcelas 9, 11, 13, 14, 15, 16, 18, 19, 31 y 45 del polígono 155 del término municipal de Zaragoza, al amparo de la solución técnica indicada en el presente documento, para la operación prevista durante el primer año de actividad, de acuerdo a los datos económicos y de producción aportados por el titular.

Así pues, la partida presupuestaria de operación con carácter anual, tomando que la producción bruta será de aproximadamente unas 93.298 metros cúbicos, será de **297.620,62 euros (doscientos noventa y siete mil setecientos veinte euros con sesenta y dos céntimos)**, donde tendremos un coste definido de 3.19 €/m³.

En Zaragoza, a 9 de mayo de 2022.

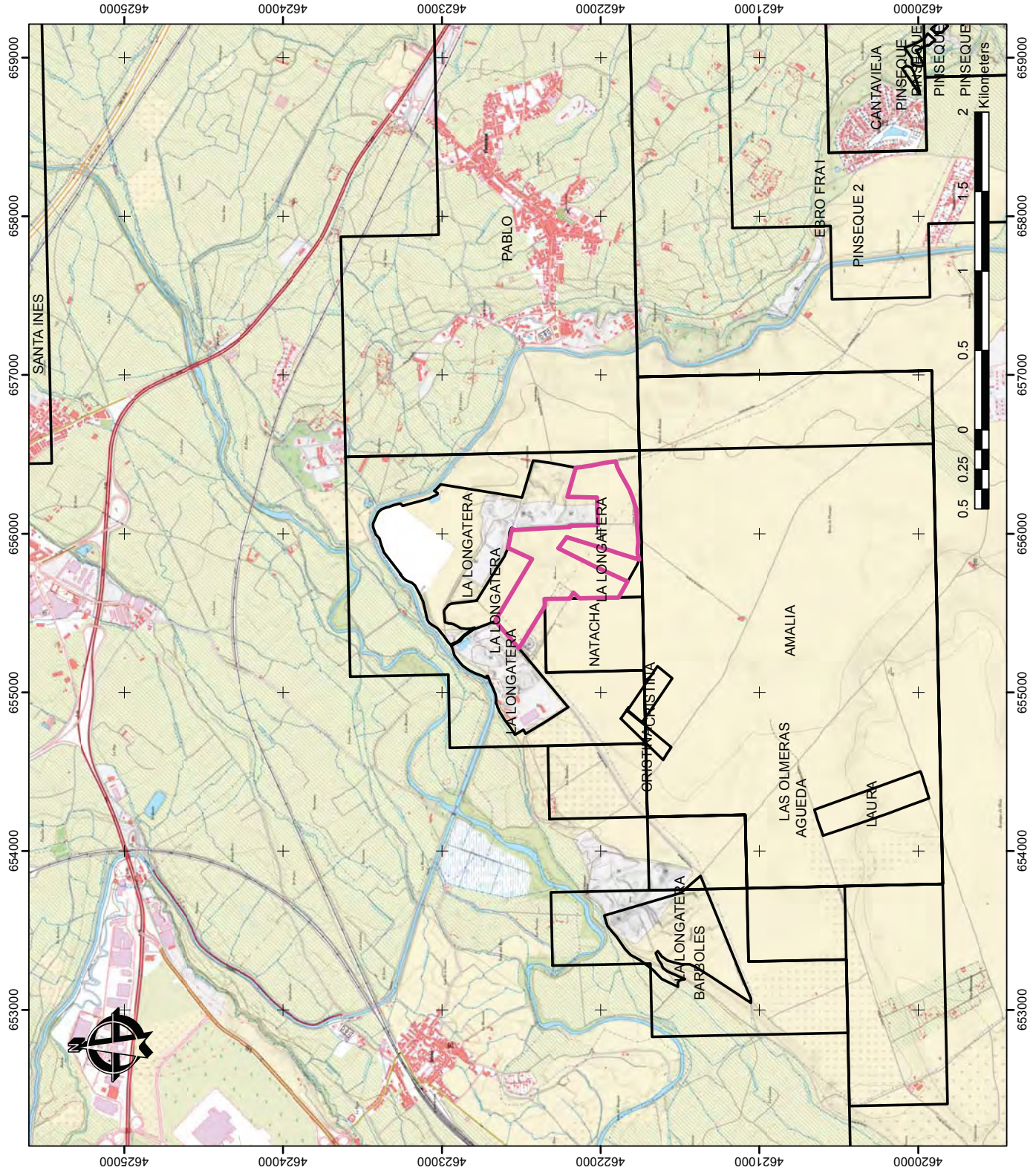
Alfonso Martínez Andrés

Ingeniero de Minas NE 062 A

Doctor por la Universidad de Oviedo



3 PLANOS.



LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter

- LIMITE_AMPLIACION
- REGISTRO MINERO

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:
 Proyecto General de Explotación de la Ampliación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:
 SITUACIÓN GEOGRÁFICA GENERAL

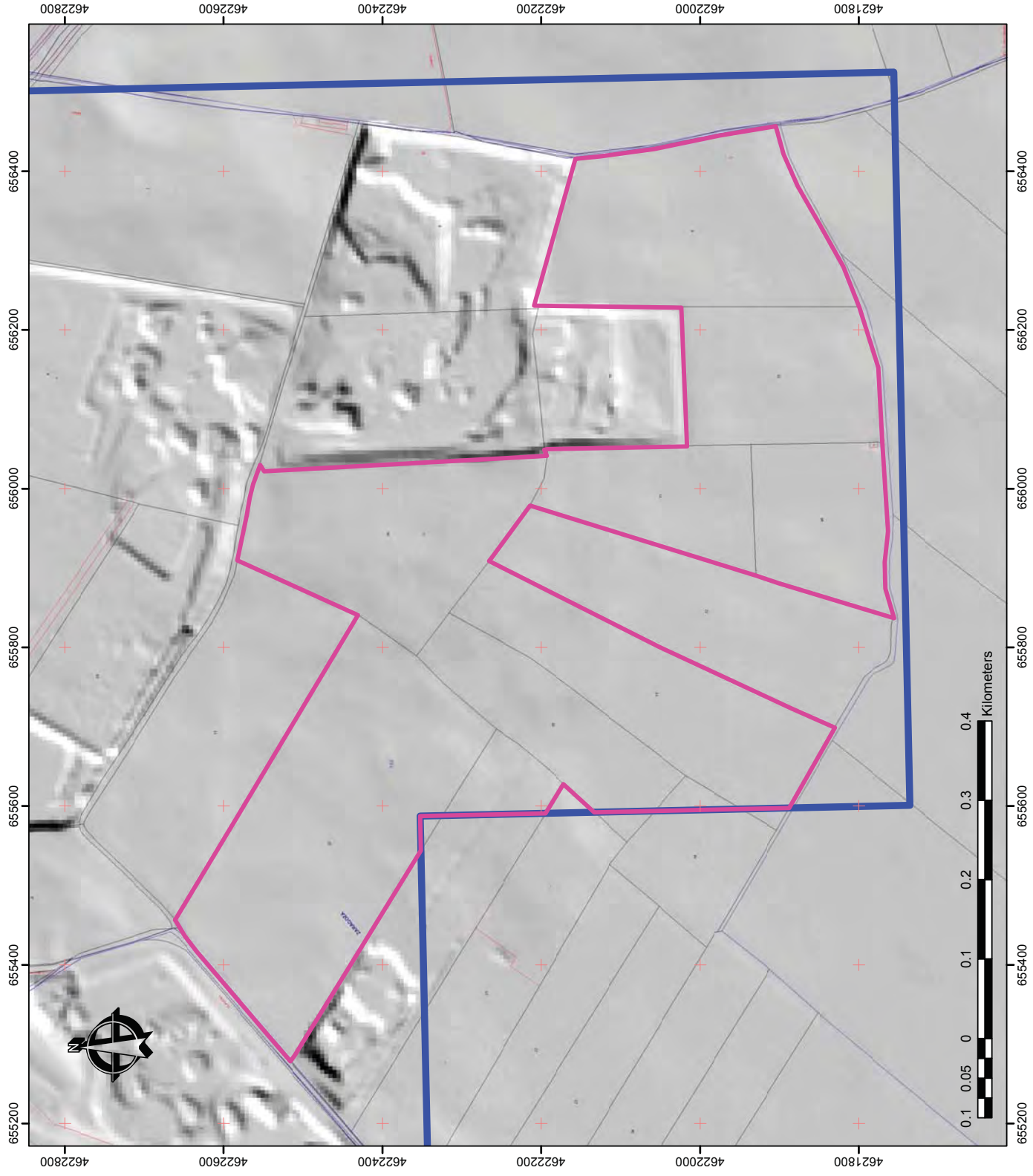
PROMOTOR Y SOLICITANTE:
 Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:

D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

FECHA: ABR 2022	PLANO Nº 1
ESCALA: 1:25,000	

FUENTE: WMS IGN + IDEARAGON + CAD
 TAMAÑO: **A3**



LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter



CDE LONGATERA



LIMITE_AMPLIACION

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:

Proyecto General de Explotación de la Ampliación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:

CATASTRO

PROMOTOR Y SOLICITANTE:

Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:



D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

FECHA: ABR 2022

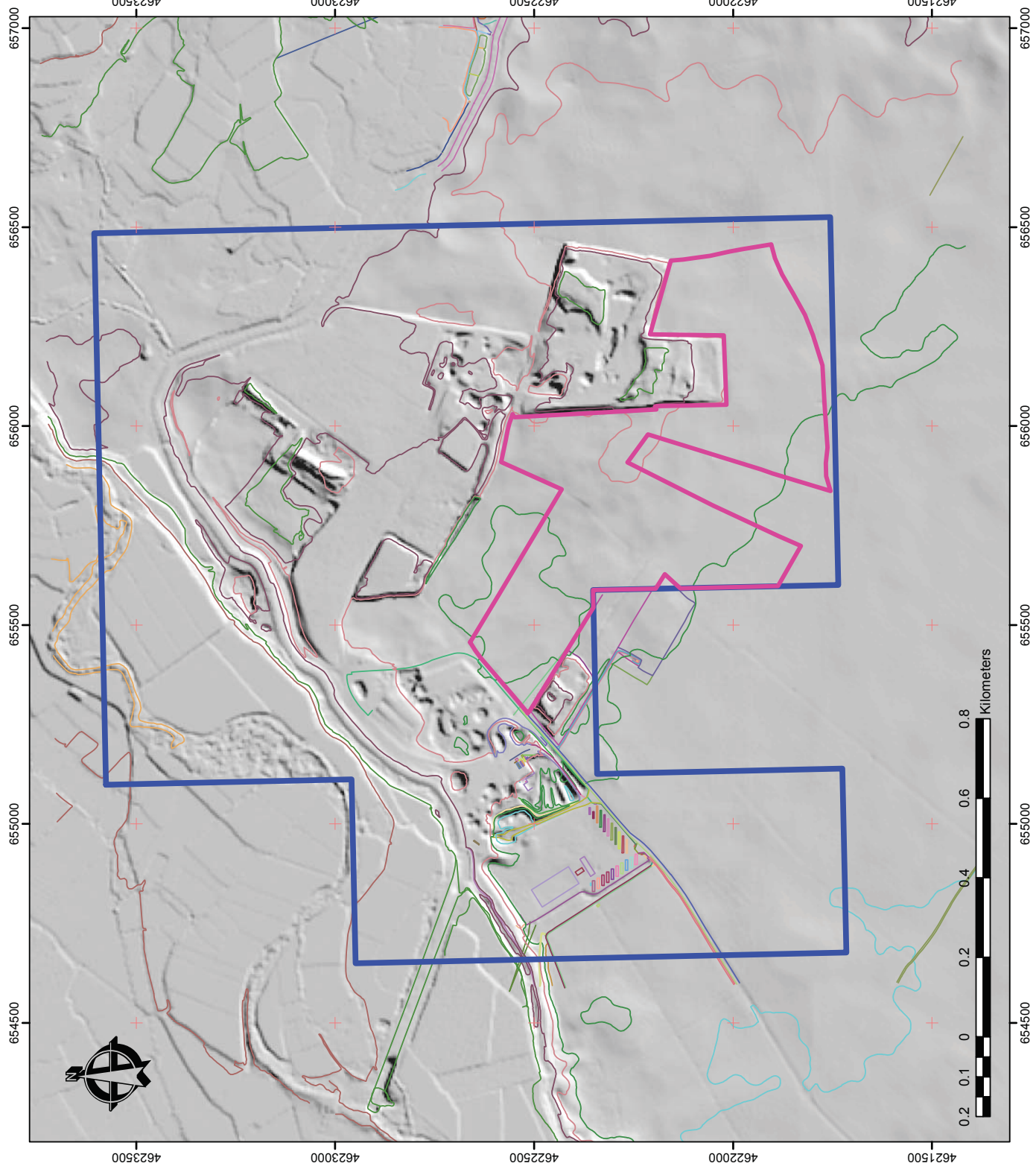
PLANO Nº

ESCALA: 1:5.000

2

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD

TAMAÑO: **A3**



LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000,000
 False Northing: 0,000
 Central Meridian: -3,0000
 Scale Factor: 0,9996
 Latitude Of Origin: 0,0000
 Units: Meter



CDE LONGATERA



LIMITE_AMPLIACION

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:

Proyecto General de Explotación
 de la Ampliación
 de los frentes de explotación
 en la CDE LA LONGATERA.
 T.M. de ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:

PERIMETRO E INSTALACIONES

PROMOTOR Y SOLICITANTE:

Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:



D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

FECHA: ABR 2022

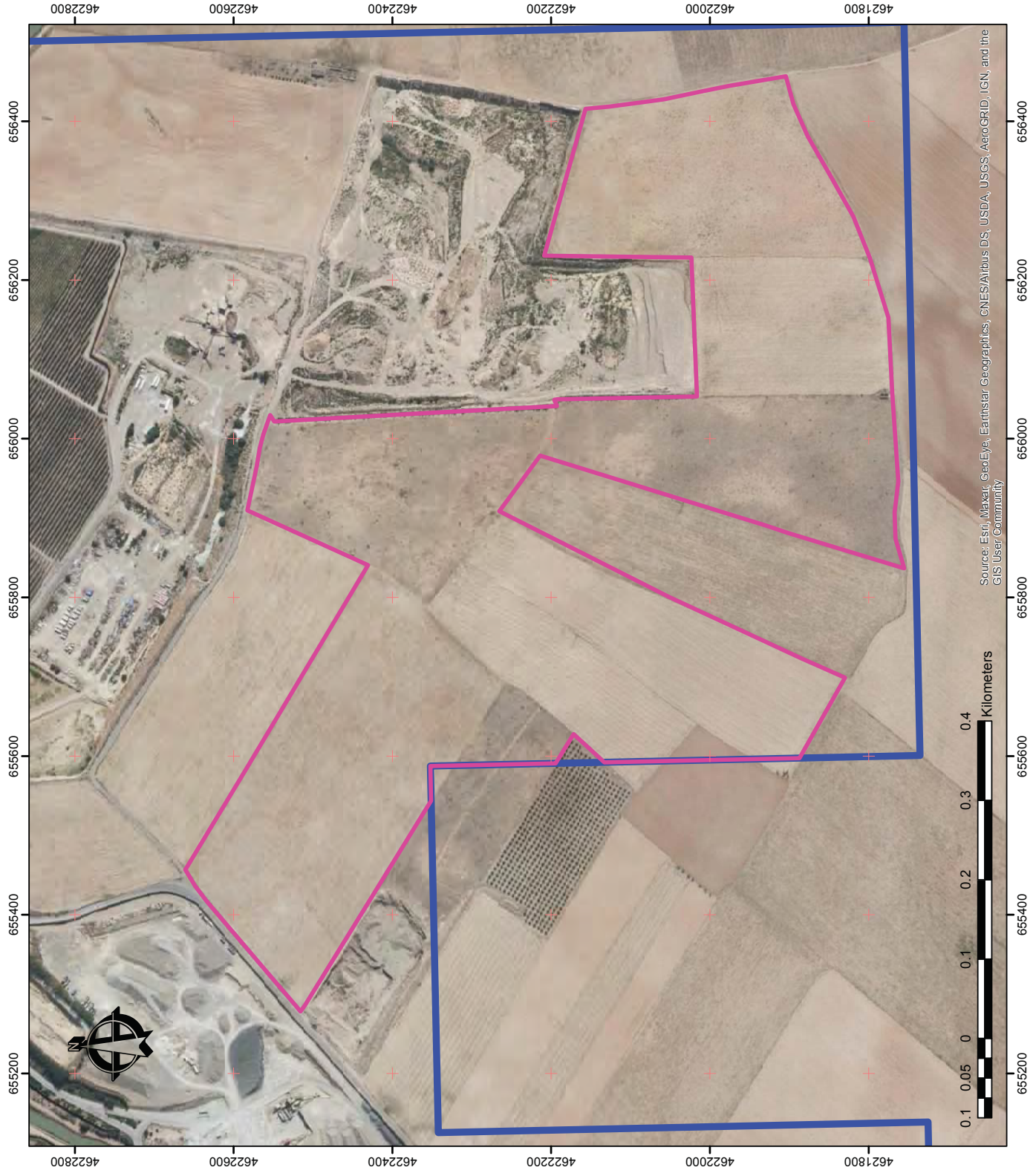
PLANO Nº

ESCALA: 1:10,000

3

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD

TAMAÑO: **A3**



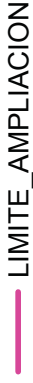
Source: Esri, Maxar, GeoEye, Earthstar Geographics, CNES/Airbus DS, USDA, USGS, AeroGRID, IGN, and the GIS User Community

LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter



CDE LONGATERA



LIMITE_AMPLIACION

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:

Proyecto General de Explotación de la Ampliación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:

ORTOFOTO PNOA

PROMOTOR Y SOLICITANTE:

Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:



D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

FECHA: ABR 2022

PLANO Nº

ESCALA: 1:5.000

4

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD

TAMAÑO: **A3**

LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter


— CONTOUR_1m
 — LIMITE_AMPLIACION

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:
 Proyecto General de Explotación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:
RASTER DE COTAS

PROMOTOR Y SOLICITANTE:
 Construcciones Mariano López Navarro

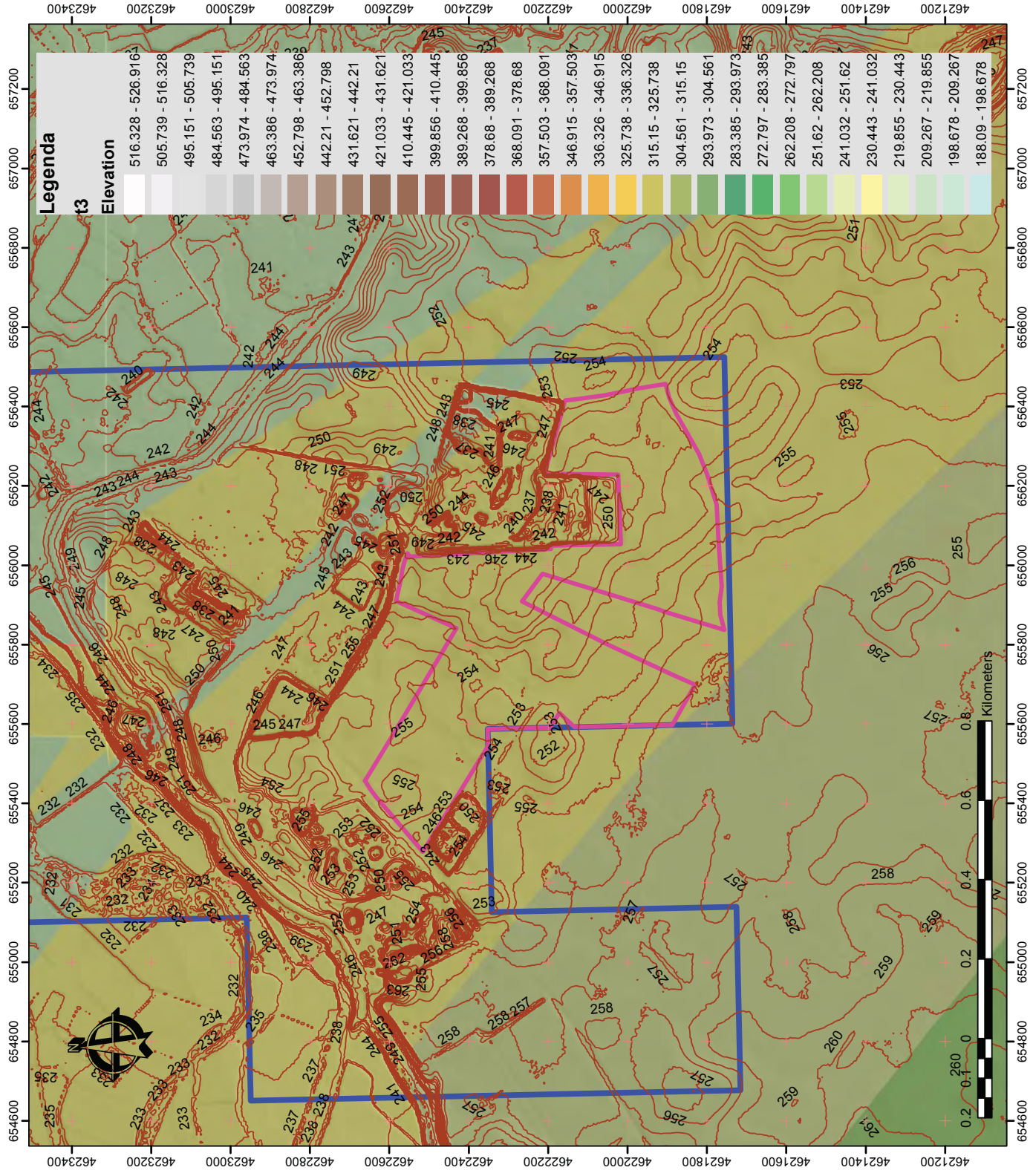
AUTOR DEL PLANO:



D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

FECHA: ABR 2022 **PLANO Nº**
ESCALA: 1:10,000 **5**

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD **TAMAÑO: A3**




LEYENDA:
 Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter

— LIMITE_AMPLIACION
 □ RADIO_5km
 □ REGISTRO MINERO

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:
 Proyecto General de Explotación de la Ampliación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

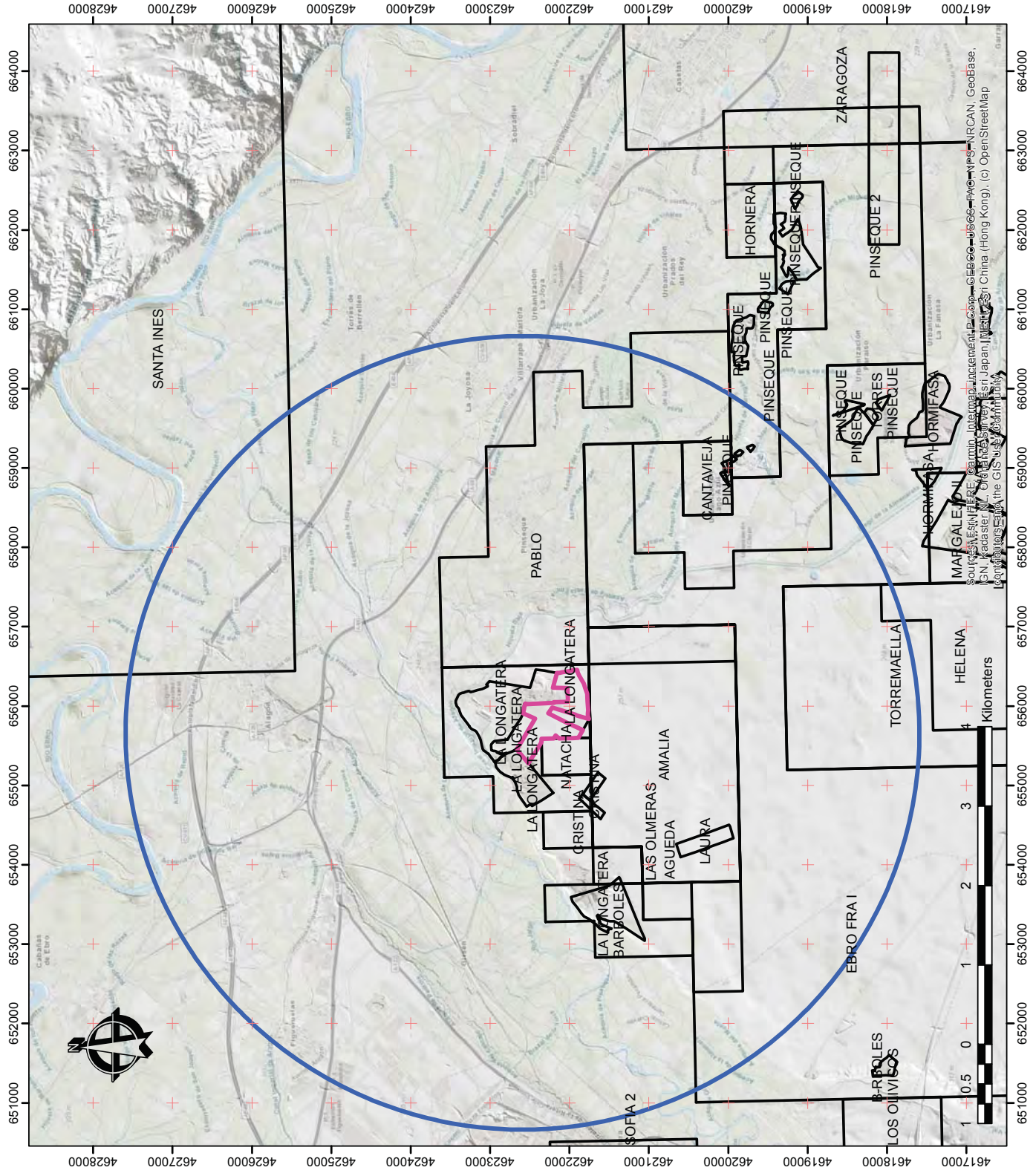
DENOMINACIÓN DEL PLANO:
 UBICACION DERECHOS MINEROS EN UN RADIO DE 5 KM

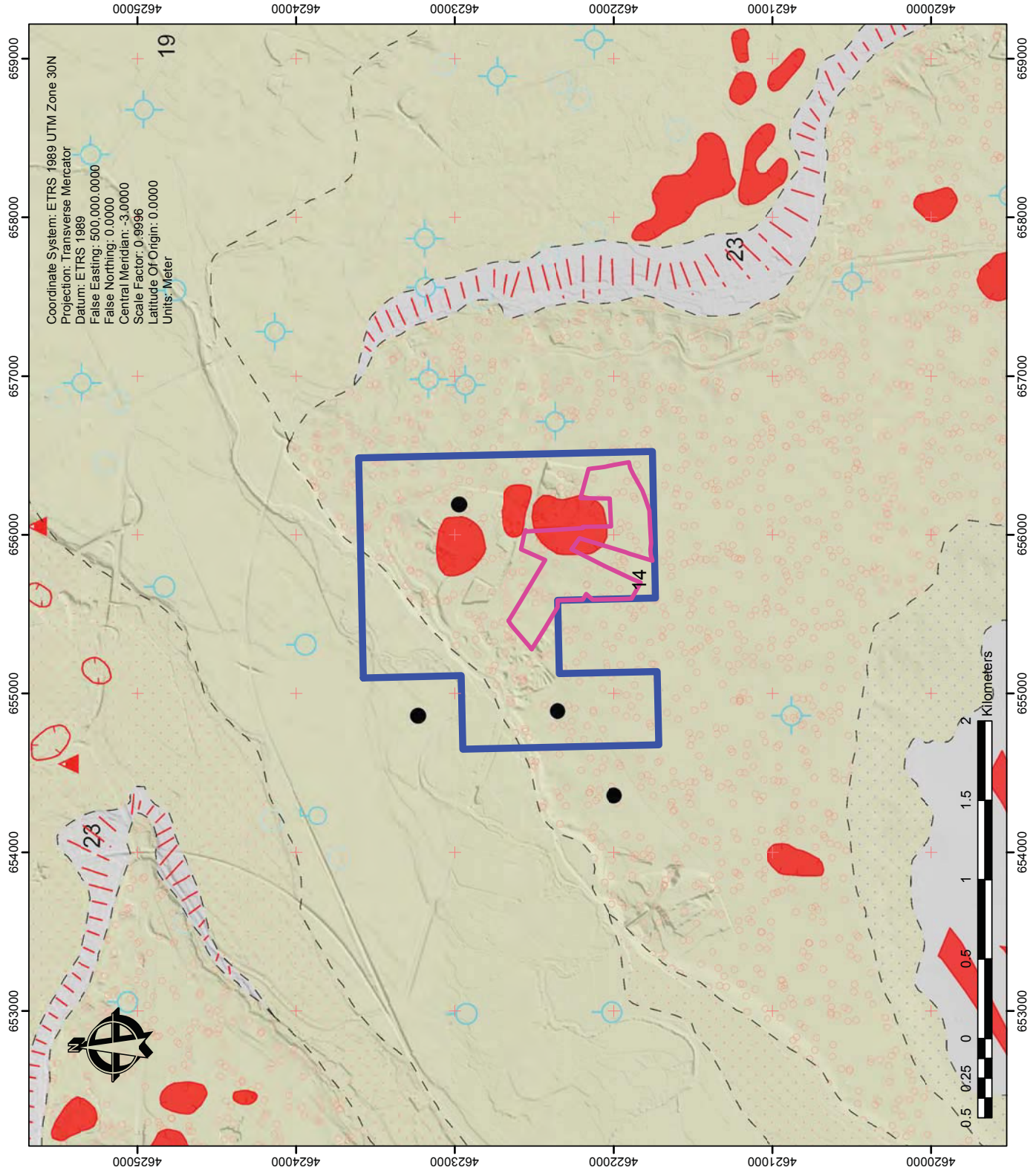
PROMOTOR Y SOLICITANTE:
 Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:

 D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

FECHA: ABR 2022 PLANO Nº **6**
 ESCALA: 1:50,000

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD TAMAÑO: **A3**





LEYENDA:

	CDE LONGATERA
	LIMITE_AMPLIACION

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:
 Proyecto General de Explotación de la Ampliación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:
GEOLOGIA

PROMOTOR Y SOLICITANTE:
 Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:


D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.


FECHA: ABR 2022	PLANO Nº
ESCALA: 1:25,000	7

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD

TAMAÑO: **A3**

LEYENDA:
 Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter


 CDE LONGATERA

 LIMITE_AMPLIACION

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:
 Proyecto General de Explotación de la Ampliación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

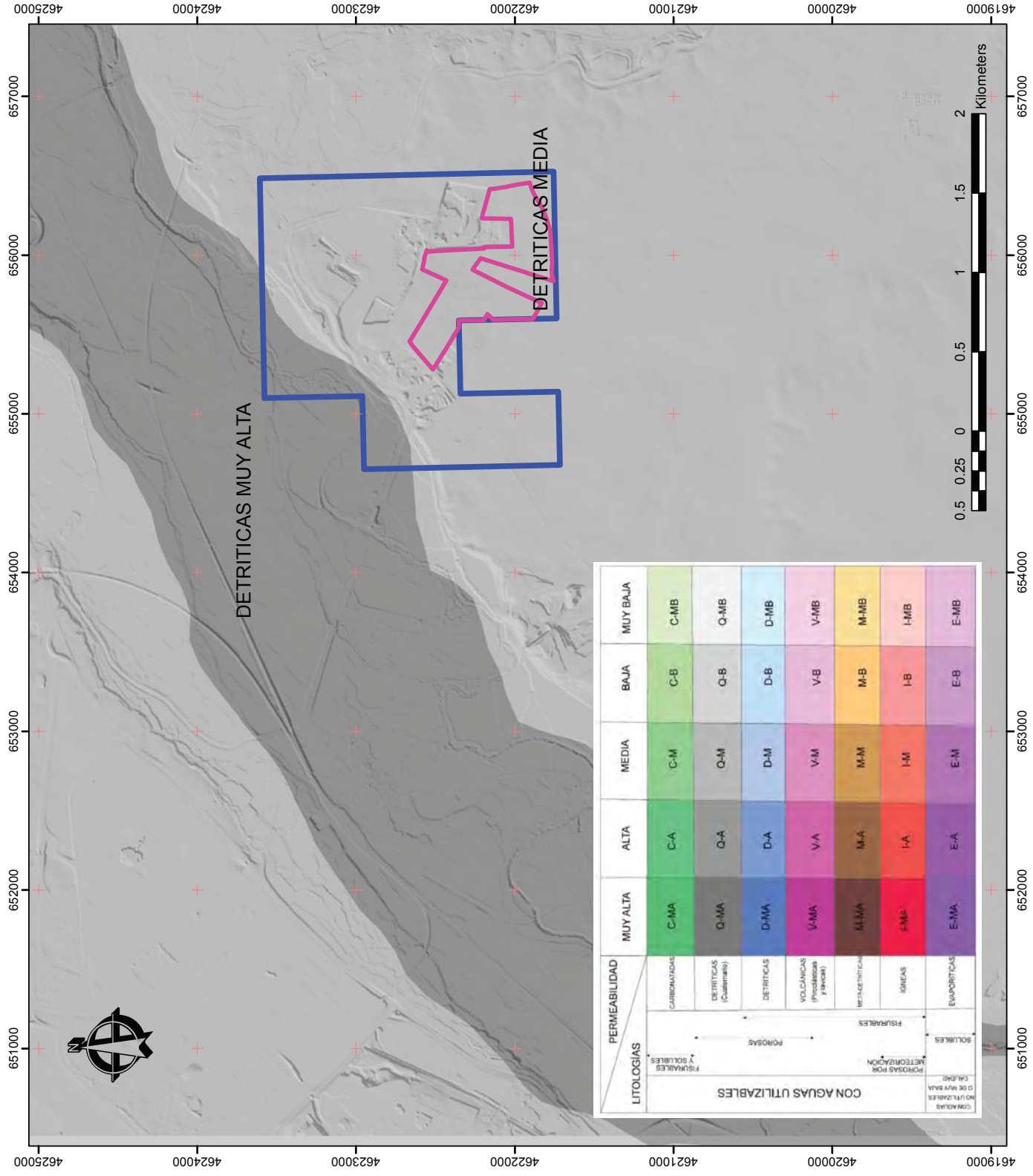
DENOMINACIÓN DEL PLANO:
PERMEABILIDAD

PROMOTOR Y SOLICITANTE:
 Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:

 D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

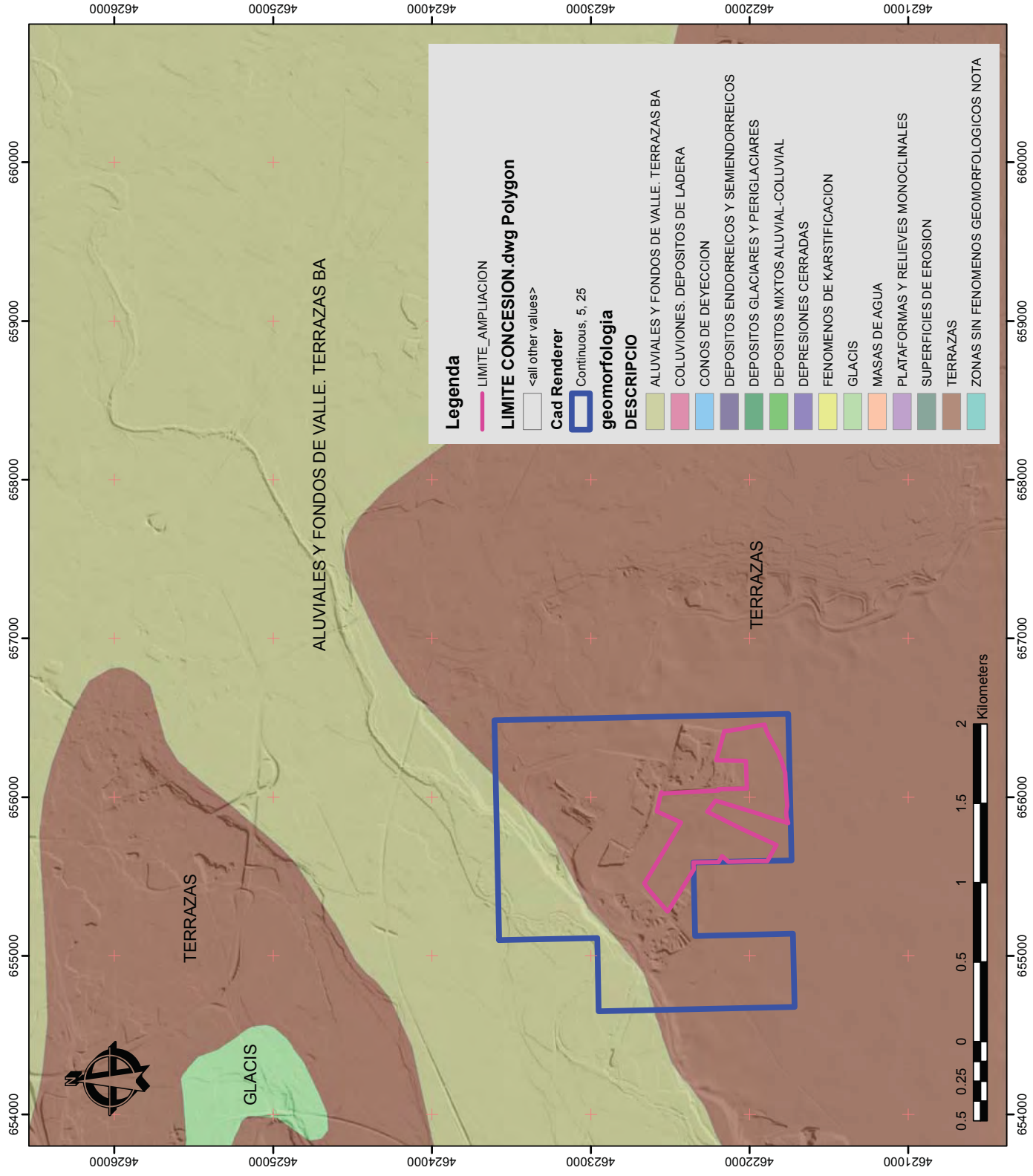
FECHA: ABR 2022 **PLANO Nº**
 ESCALA: 1:25,000 **8**

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD TAMAÑO: **A3**



PERMEABILIDAD	MUY ALTA						MUY BAJA					
	C-MA	Q-MA	D-MA	V-MA	M-MA	E-MA	C-MB	Q-MB	D-MB	V-MB	M-MB	E-MB
ALTA	C-A	Q-A	D-A	V-A	M-A	E-A	C-B	Q-B	D-B	V-B	M-B	E-B
MEDIA	C-M	Q-M	D-M	V-M	M-M	E-M	C-M	Q-M	D-M	V-M	M-M	E-M
BAJA	C-B	Q-B	D-B	V-B	M-B	E-B	C-B	Q-B	D-B	V-B	M-B	E-B
MUY BAJA	C-MB	Q-MB	D-MB	V-MB	M-MB	E-MB	C-MB	Q-MB	D-MB	V-MB	M-MB	E-MB

LITOLOGIAS	CON AGUAS UTILIZABLES					
	POZOSAS Y SOLUBLES	POZOSAS	PSURAS	PSURAS POR METEORIZACION	PSURAS DE MUY BAJA CALIDAD	COMUNAS NO UTILIZABLES
PERMEABILIDAD	CARBONATADAS	DETRITICAS (Cuarzos)	DETRITICAS	VOLCANICAS (Piroclasticas y Hincas)	METAFELTICAS	IGNEAS
	EVAPORITICAS					

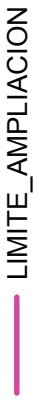


LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 UTM Zone 30N
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000,000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter



CDE LONGATERA



LIMITE_AMPLIACION

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:

Proyecto General de Explotación de la Ampliación de los frentes de explotación en la CDE LA LONGATERA. T.M. de ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:

GEOMORFOLÓGICO

PROMOTOR Y SOLICITANTE:

Construcciones Mariano López Navarro

AUTOR DEL PLANO:



D. Alfonso Martínez Andrés.
 Dr. Ingeniero de Minas.
 Colegiado nº NE-062-A.

FECHA: ABR 2022

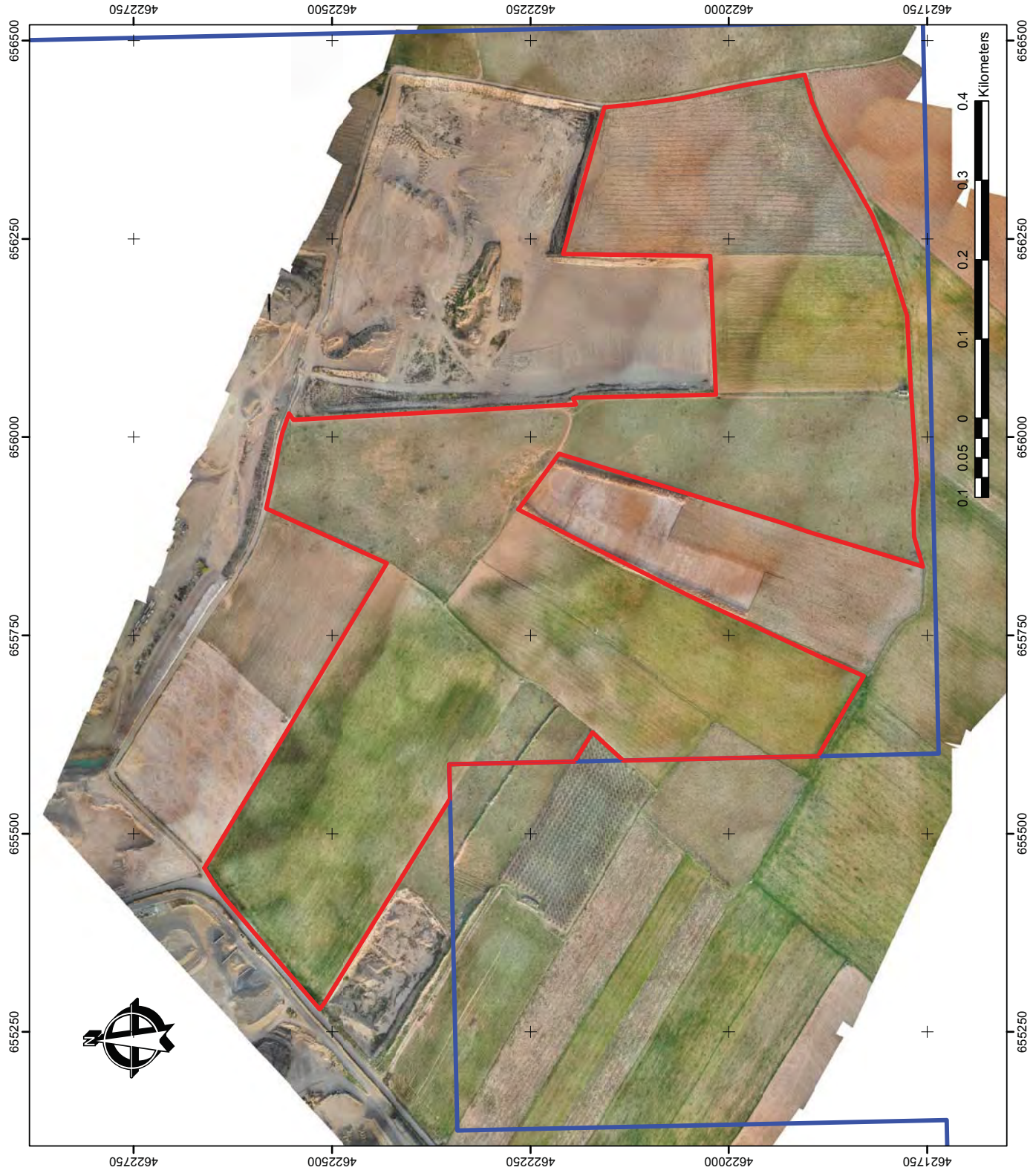
PLANO Nº

ESCALA: 1:25,000

9

FUENTE: WMS CATASTRO + IGN + CAD

TAMAÑO: **A3**



LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 ETRS-TM30
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:
 PROYECTO GENERAL EXPLOTACION
 AMPLIACION FRENTE EXPLOTACION
CDE LA LONGATERA
 TM ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:
 ORTOFOTO ACTUAL

PROMOTOR Y SOLICITANTE:
 CONSTRUCC. MARIANO LOPEZ NAVARRO, S.A.U.

AUTOR DEL PLANO:

D. Alfonso Martínez Andrés
 Dr. Ingeniero de Minas

FECHA: 04/2022
 ESCALA: 1:5.000
PLANO Nº 10

FUENTE: Ortofoto actual.
 TAMAÑO: **A3**



LEYENDA:

Coordinate System: ETRS 1989 ETRS-TM30
 Projection: Transverse Mercator
 Datum: ETRS 1989
 False Easting: 500,000.0000
 False Northing: 0.0000
 Central Meridian: -3.0000
 Scale Factor: 0.9996
 Latitude Of Origin: 0.0000
 Units: Meter

DENOMINACIÓN DEL PROYECTO:
 PROYECTO GENERAL EXPLOTACION
 AMPLIACION FRENTE EXPLOTACION
CDE LA LONGATERA
 TM ZARAGOZA

DENOMINACIÓN DEL PLANO:
 ORTOFOTO ACTUAL

PROMOTOR Y SOLICITANTE:
 CONSTRUCC. MARIANO LOPEZ NAVARRO, S.A.U.

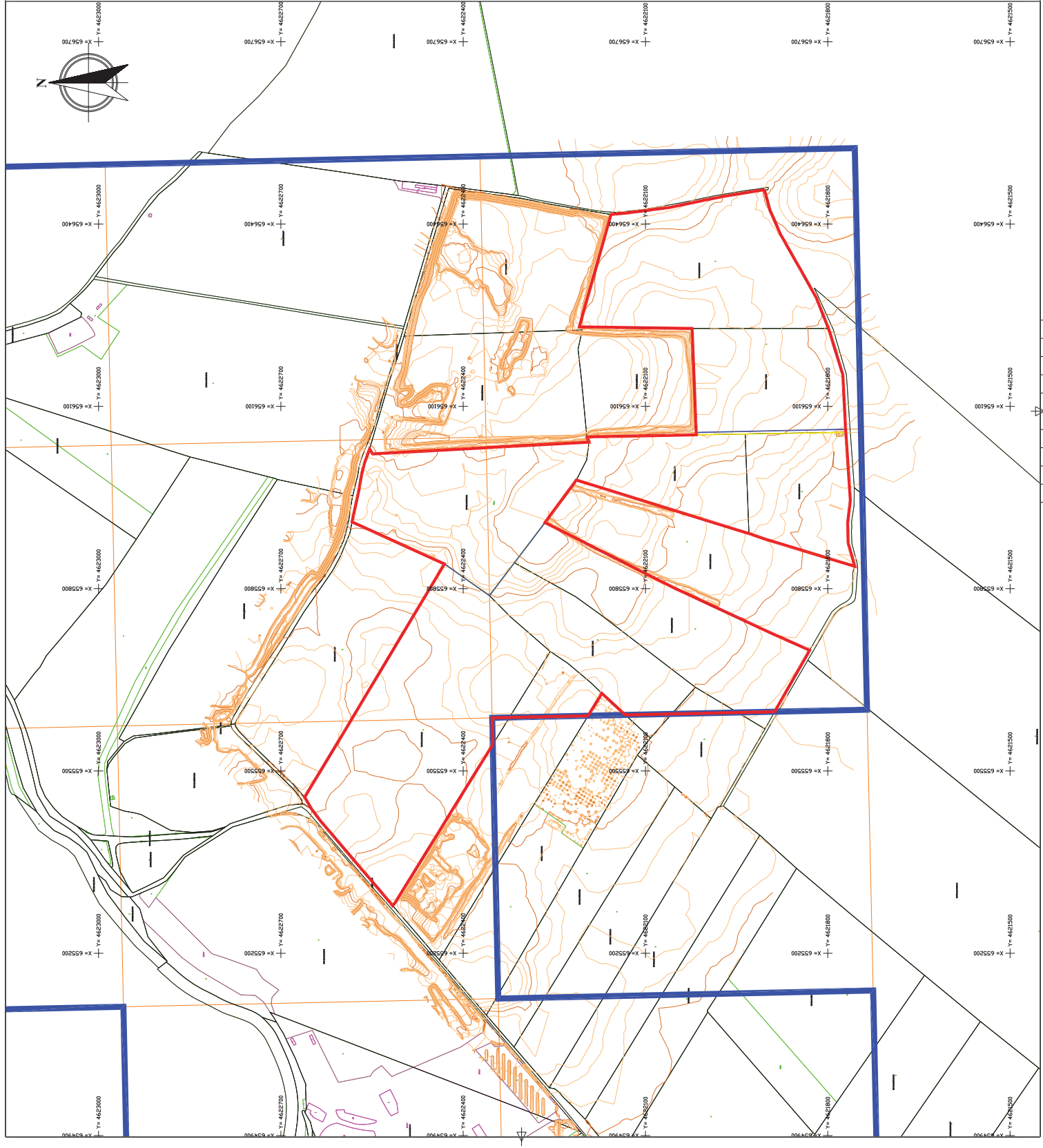
AUTOR DEL PLANO:









D. Alfonso Martínez Andrés
 Dr. Ingeniero de Minas

FECHA: 04/2022
 ESCALA: 1:5.000
PLANO Nº 11

FUENTE: Ortofoto actual.
 TAMAÑO: **A3**



LEYENDA:

-  Curva de Nivel (equidist. 0.5 m)
-  Curva Directora (equidist. 2.5 m)
-  Parcelas Catastrales
-  Perfiles transversales
-  PERIMETRO DEMARCACION CUADRICULAS CE LONGATERA
-  PERIMETRO AMPLIACION FRENTES EXPLOTACION CE LONGATERA

NOTAS:

Sistema geodésico de referencia: ETRS89; Proyección UTM, HUSO 30.
Fuente: Levantamiento topográfico propio.

TITULAR:



DENOMINACION PROYECTO:

PROYECTO GENERAL DE EXPLOTACION
AMPLIACION CDE "LA LONGATERA"

DENOMINACION PLANO:

TOPOGRAFÍA DE DETALLE SOBRE CATASTRO
ESTADO PREOPERACIONAL

PROYECTADO POR: AUTOR DEL PROYECTO:



Alfonso Martínez Andrés
Dr. Ingeniero de Minas

EMPLAZAMIENTO:

T.M. ZARAGOZA

FECHA: 04/2022

PLANO N°: 12

ESCALA:

1:3000

TAMAÑO: A1

HOJA: 1/1

REV: 1

LEYENDA:

-  Curva de Nivel (equidist. 0.5 m)
-  Curva Directora (equidist. 2.5 m)
-  Parcelas Catastrales
-  Perfiles transversales
-  PERIMETRO DEMARCAACION CUADRICULAS CE LONGATERA
-  PERIMETRO AMPLIACION FRENTER EXPLOTACION CE LONGATERA

NOTAS:

Sistema geodésico de referencia: ETRS89; Proyección UTM, HUSO 30.
Fuente: Levantamiento topográfico propio.

TITULAR:



DENOMINACION PROYECTO:

PROYECTO GENERAL DE EXPLOTACION AMPLIACION CDE "LA LONGATERA"

DENOMINACION PLANO:

TOPOGRAFIA DE DETALLE CON UBICACION PERFILES ESTADO PREOPERACIONAL

PROYECTADO POR: AUTOR DEL PROYECTO:



Alfonso Martínez Andrés
Dr. Ingeniero de Minas

EMPLAZAMIENTO:

T.M. ZARAGOZA

FECHA:

04/2022

PLANO N°:

13

ESCALA:

1:3000

TAMAÑO:

A1

HOJA:

1/1

REV:

1

