



Proyecto de Explotación Ampliación de la unidad de explotación 'Monte da Costa' Nº8. Arteixo (A Coruña)

Mayo 2025

LISTA

esmin
Ingeniería



ÍNDICE

IDENTIFICACIÓN DEL TRABAJO	4
1 ANTECEDENTES Y OBJETO	5
2 SITUACIÓN GEOGRÁFICA	6
3 ENCUADRE GEOLÓGICO	10
4 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.....	11
4.1 DESCRIPCIÓN DE LOS DISTINTOS MÉTODOS DE EXPLOTACIÓN.....	11
4.1.1 Avance frontal y frente de trabajo de altura creciente	13
4.1.2 Excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos	14
4.1.3 Avance lateral y abandono del talud final.....	14
4.1.4 Excavación troncocónica con pérdida de macizo de protección.....	15
4.2 DESCRIPCIÓN DE LOS DISTINTOS SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN	15
4.3 MÉTODO Y SISTEMA DE EXPLOTACIÓN SELECCIONADO	16
5 CÁLCULO DE RESERVAS.....	18
5.1 DESCRIPCIÓN DE LOS DISTINTOS MÉTODOS.....	18
5.1.1 Método de las secciones transversales adyacentes	18
5.1.2 Método de las isolíneas	19
5.1.3 Método de triangulación	19
5.1.4 Método de polígonos.....	19
5.1.5 Método de los prismas regulares	19
5.1.6 Método del modelo de bloques	20
5.1.7 Modelización 3D	20
5.2 APROVECHAMIENTO Y ESTÉRIL	21
6 FASES DE EXPLOTACIÓN.....	22
6.1 SITUACIÓN ACTUAL.....	22
6.2 SITUACIÓN INTERMEDIA	24
6.2.1 Fase 1.....	24
6.2.2 Fase 2.....	27
6.3 SITUACIÓN FINAL	29
7 ESTABILIDAD DE TALUDES.....	32
8 DISEÑO DE PISTAS	33
8.1 ANCHURA PISTAS Y ACCESOS	33

8.2	PENDIENTES.....	35
8.3	CURVAS	35
8.4	CONSERVACIÓN	36
9	VOLADURA TIPO	37
9.1	SISTEMA DE PERFORACIÓN	37
9.2	PARÁMETROS VOLADURA	37
9.2.1	<i>Diámetro de los barrenos</i>	<i>37</i>
9.2.2	<i>Altura de banco</i>	<i>38</i>
9.2.3	<i>Inclinación de los barrenos</i>	<i>38</i>
9.2.4	<i>Retacado.....</i>	<i>39</i>
9.2.5	<i>Sobreperforación</i>	<i>39</i>
9.2.6	<i>Piedra y espaciamiento</i>	<i>39</i>
9.2.7	<i>Esquema de perforación.....</i>	<i>40</i>
9.2.8	<i>Distribución del explosivo en los barrenos.....</i>	<i>40</i>
9.2.9	<i>Consumo específico de explosivo.....</i>	<i>40</i>
9.3	CÁLCULO VOLADURA	41
9.3.1	<i>Voladura tipo: Banco 12 metros.....</i>	<i>41</i>
9.3.2	<i>Voladura tipo: Banco 15 m.....</i>	<i>44</i>
9.4	INICIACIÓN Y SECUENCIADO	46
9.5	RESUMEN DE PARÁMETROS DE VOLADURA	49
9.6	LIMITACIONES VOLADURA POR AFECCIONES A ESTRUCTURAS	49
9.6.1	<i>Tipo de estructura.....</i>	<i>50</i>
9.6.2	<i>Criterio de prevención de daños</i>	<i>50</i>
9.7	ANÁLISIS DE VIBRACIONES.....	51
9.7.1	<i>Proyecto tipo de vibraciones.....</i>	<i>53</i>
9.7.2	<i>Control de vibraciones</i>	<i>53</i>
9.7.3	<i>Estudio preliminar de vibraciones.....</i>	<i>54</i>
9.7.4	<i>Aplicación a la voladura tipo</i>	<i>56</i>
10	DESCRIPCIÓN DE MEDIOS	63
10.1	MAQUINARIA.....	63
10.1.1	<i>Perforación</i>	<i>63</i>
10.1.2	<i>Carga</i>	<i>64</i>
10.1.3	<i>Transporte</i>	<i>64</i>
10.1.4	<i>Carga material final.....</i>	<i>65</i>
10.1.5	<i>Selección de equipos.....</i>	<i>65</i>

10.2	PERSONAL	67
11	INSTALACIONES AUXILIARES Y SERVICIOS	69
12	TRATAMIENTO DE AGUAS.....	70
13	ESTUDIO ECONÓMICO	71
14	PRESUPUESTO	72

ANEXO I: PRESUPUESTO DE ACONDICIONAMIENTO INICIAL DE LA EXPLOTACIÓN

ANEXO II: ESTUDIO ECONÓMICO

ANEXO III: PLANOS

ANEXO IV: ESTUDIO GEOLÓGICO

ANEXO V: ESTUDIO GEOTÉCNICO

ANEXO VI: ESTUDIO HIDROLÓGICO

ANEXO VII: INSTALACIONES

IDENTIFICACIÓN DEL TRABAJO

TÍTULO DEL PROYECTO

Proyecto de Ampliación de la Unidad de Explotación 'Monte da Costa'

FECHA DE REDACCIÓN

Mayo 2025

REFERENCIA

08-2025

PROMOTOR PROYECTO

LISTA

Lista Granit S.A.

REDACCIÓN DEL PROYECTO



ESMIN Ingeniería, SL

ELABORACIÓN

Arias Arcos, Carlos

Ingeniero de Minas
Colegiado n° 3098 COIMNO

Fdo.



Firmado digitalmente por ARIAS ARCOS CARLOS - 36156358J
Fecha: 2025.05.21 09:35:39 +02'00'

Silvoso Abal, Silvana

Ingeniera de Minas
Colegiada N°2353 COIMNO

Fdo.



Firmado digitalmente por SILVANA SILVOSO ABAL
Fecha: 2025.05.19 19:13:41 +02'00'

DIRECCIÓN Y SUPERVISIÓN

González Paz, Javier

Ingeniero de Minas
Colegiado n° 1634 COIMNO

Fdo.



Firmado digitalmente por GONZALEZ PAZ JAVIER - 34987594V
Fecha: 2025.05.21 11:08:11 +02'00'

1 ANTECEDENTES Y OBJETO

La autorización de aprovechamiento de recursos de la sección A) "Monte da Costa " N°8 del libro de registro de derechos mineros de A Coruña, fue otorgada con fecha 23 de septiembre de 1971 a la empresa "Arenas y Gravas S.A.", hoy día denominada **Lista Granit S.A.**, que es además titular de dicha autorización, de la que obtiene árido como materia prima para la construcción.

La actividad se viene desarrollando ininterrumpidamente desde el año 1971, consistente en el aprovechamiento de un yacimiento geológico de origen granítico para la fabricación de áridos destinados a la construcción; para ello dispone de las instalaciones necesarias para el desarrollo de los trabajos.

El avance de la explotación del yacimiento se ha realizado a media ladera mediante banqueo descendente, hasta alcanzar una cota cero de la unidad de explotación. Ha llegado un punto en el que la excavación se aproxima al límite de la unidad de explotación actual, por lo que, para seguir dando viabilidad a la extracción del granito, se ha evaluado el avance de esta hacia el noreste, permitiendo el incremento de las reservas explotables.

Por tanto, el objeto del presente proyecto es el de definir y desarrollar las labores de explotación del recurso que supongan un incremento del aprovechamiento del yacimiento de una forma más eficiente y racional, dando así cumplimiento a la exigencia del apartado 1. b) del artículo 17¹ de *Ley 3/2008, de 23 de mayo, de ordenación de la minería de Galicia*.

¹ Artículo 18 de la Ley 3/2008, de 23 de mayo, de ordenación de la minería de Galicia tras la modificación originada por la Ley 5/2017, de 19 de octubre, de fomento de la implantación de iniciativas empresariales en Galicia.

2 SITUACIÓN GEOGRÁFICA

La zona objeto del proyecto de ampliación de la unidad de explotación denominada 'Monte da Costa' N°8 se sitúa en el municipio de Arteixo, al norte de la provincia de A Coruña.

La zona ocupada por la unidad de explotación actual y la ampliación proyectada se recoge en la parte sur de la hoja nº0021- 3 "A Coruña" del Mapa Topográfico Nacional a escala 1:25.000, más concretamente entre las hojas 0021A-0208 y 0032A-0308 de la Base Topográfica de Galicia a escala 1:10.000 realizada en el año 2020 y publicada por el *Instituto de Estudos do Territorio* de la Xunta de Galicia.

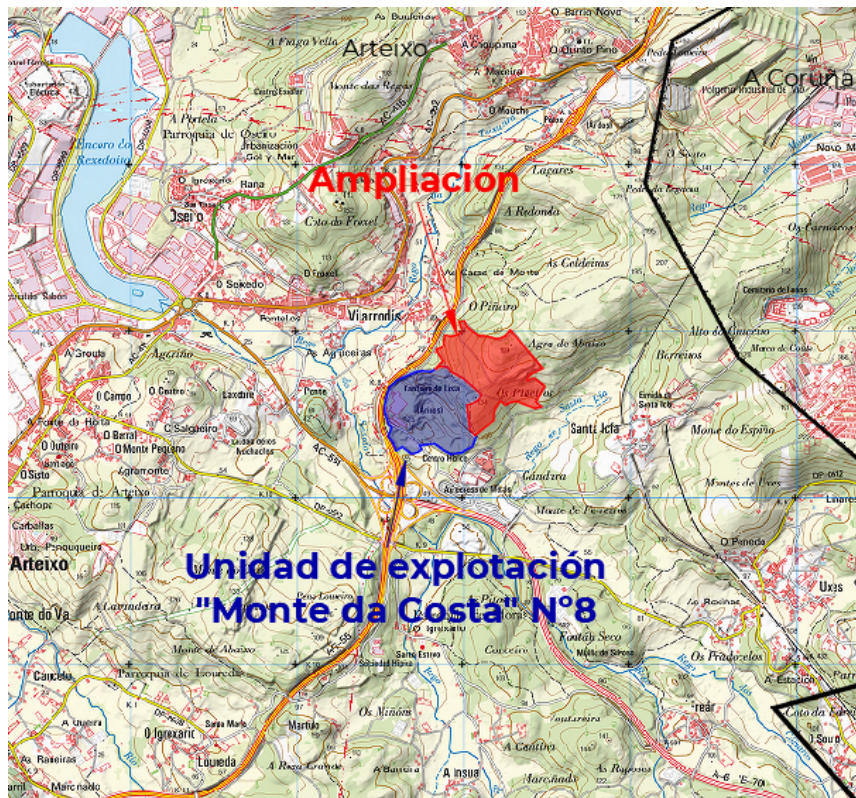


IMAGEN 2.1: UBICACIÓN DE LA UNIDAD DE EXPLOTACIÓN. FUENTE: ELABORACIÓN PROPIA, SOBRE MAPA BASE TOPOGRÁFICO NACIONAL

El perímetro de la unidad de explotación actual es el encerrado por los puntos cuyas coordenadas se recogen en la siguiente tabla y abarca una superficie total de 22,70 ha:

Unidad de Explotación 'Monte da Costa' n°8					
Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29					
Punto	X	Y	Punto	X	Y
1	542.535,52	4.795.555,71	18	543.062,62	4.795.311,08
2	542.560,93	4.795.661,75	19	542.997,21	4.795.271,23
3	542.608,86	4.795.705,42	20	542.933,63	4.795.261,50
4	542.727,58	4.795.757,03	21	542.891,26	4.795.284,14
5	542.762,53	4.795.762,09	22	542.835,16	4.795.325,22
6	542.812,74	4.795.756,19	23	542.747,08	4.795.315,45
7	542.867,82	4.795.789,21	24	542.755,49	4.795.288,09
8	542.914,24	4.795.784,03	25	542.733,58	4.795.274,30
9	542.934,20	4.795.757,05	26	542.696,45	4.795.262,54
10	543.004,50	4.795.718,81	27	542.640,52	4.795.307,34
11	543.069,68	4.795.662,11	28	542.604,93	4.795.282,32
12	543.116,88	4.795.618,80	29	542.584,53	4.795.331,41
13	543.097,21	4.795.584,98	30	542.556,83	4.795.367,98
14	543.060,90	4.795.565,96	31	542.576,18	4.795.422,54
15	543.029,90	4.795.555,83	32	542.559,27	4.795.440,98
16	543.049,10	4.795.407,80	33	542.534,48	4.795.522,50
17	543.084,81	4.795.367,23			

TABLA 2.1: COORDENADAS UNIDAD DE EXPLOTACIÓN 'MONTE DA COSTA'

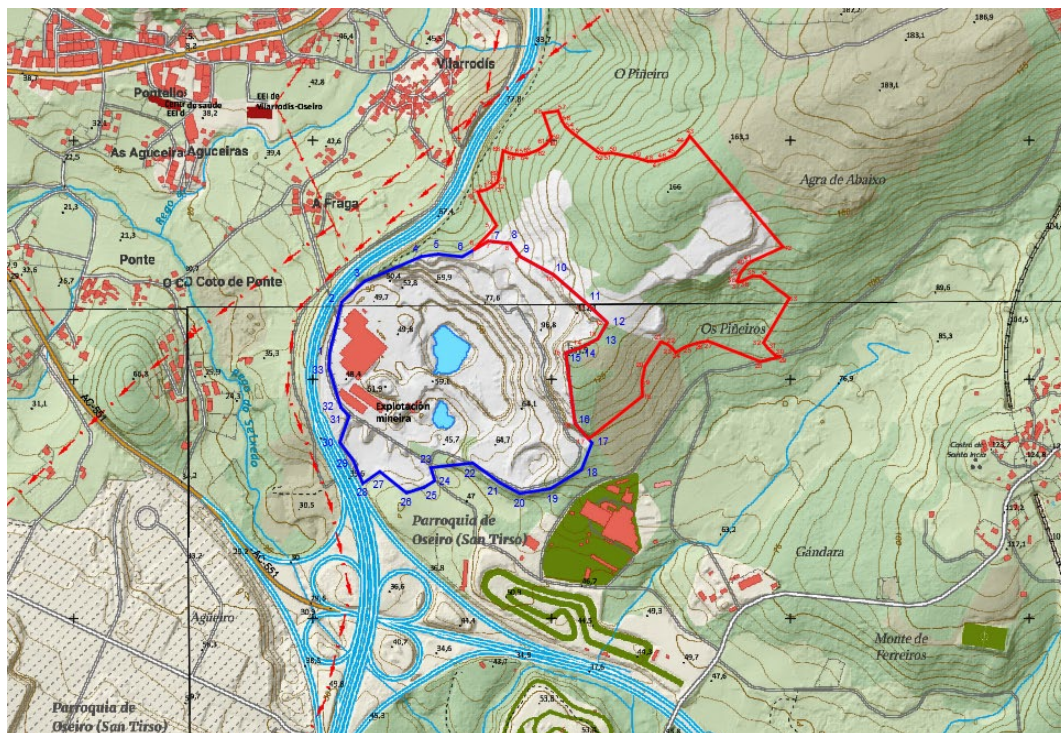


IMAGEN 2.2: PERÍMETROS DE LA ACTUAL UNIDAD DE EXPLOTACIÓN Y AMPLIACIÓN.. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA.

El perímetro correspondiente a la ampliación que es objeto de este proyecto es el correspondiente a las parcelas catastrales 15005A07000399 (en aquella superficie que no está ocupada por el hueco de explotación actual) y 15005A0700040, definido por 241 puntos, y cuyas **coordenadas simplificadas** son las siguientes:

Ampliación Unidad de Explotación 'Monte da Costa' n°8					
Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29 (SIMPLIFICADAS) (*)					
Punto	X	Y	Punto	X	Y
1	542.865,47	4.795.897,86	38	543.388,94	4.795.705,94
2	542.855,85	4.795.894,56	39	543.395,94	4.795.723,37
3	542.845,87	4.795.892,77	40	543.410,99	4.795.741,66
4	542.851,86	4.795.876,64	41	543.418,53	4.795.746,55
5	542.885,24	4.795.821,87	42	543.484,93	4.795.776,85
6	542.837,56	4.795.771,07	43	543.289,29	4.796.008,91
7	542.867,82	4.795.789,21	44	543.279,66	4.795.993,33
8	542.914,24	4.795.784,03	45	543.257,99	4.795.969,97
9	542.934,20	4.795.757,05	46	543.238,50	4.795.960,81
10	543.004,50	4.795.718,81	47	543.217,91	4.795.956,24
11	543.069,68	4.795.662,10	48	543.201,99	4.795.955,98
12	543.116,88	4.795.618,80	49	543.180,48	4.795.962,53
13	543.097,21	4.795.584,98	50	543.126,11	4.795.973,53
14	543.060,90	4.795.565,96	51	543.111,96	4.795.972,26
15	543.029,90	4.795.555,83	52	543.106,95	4.795.972,56
16	543.049,10	4.795.407,80	53	543.098,50	4.795.974,33
17	543.077,68	4.795.375,33	54	543.043,15	4.796.015,79
18	543.190,69	4.795.465,35	55	543.029,44	4.796.028,58
19	543.189,19	4.795.495,61	56	543.021,75	4.796.040,70
20	543.195,80	4.795.527,77	57	543.014,03	4.796.061,52
21	543.228,76	4.795.578,45	58	542.982,62	4.796.056,65
22	543.243,51	4.795.573,09	59	542.999,86	4.796.006,94
23	543.252,09	4.795.565,97	60	542.994,76	4.795.997,91
24	543.260,03	4.795.556,15	61	542.986,90	4.795.989,82
25	543.278,34	4.795.567,21	62	542.972,40	4.795.980,14
26	543.304,29	4.795.576,13	63	542.952,07	4.795.971,91
27	543.327,64	4.795.580,18	64	542.943,02	4.795.969,58
28	543.438,00	4.795.537,21	65	542.933,50	4.795.969,20
29	543.479,41	4.795.547,63	66	542.918,47	4.795.971,29
30	543.469,46	4.795.549,55	67	542.904,57	4.795.975,48
31	543.453,25	4.795.564,69	68	542.898,60	4.795.978,40

Ampliación Unidad de Explotación 'Monte da Costa' n°8					
Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29 (SIMPLIFICADAS) (*)					
32	543.443,99	4.795.576,70	69	542.888,94	4.795.921,66
33	543.498,07	4.795.669,95	70	542.888,01	4.795.917,50
34	543.437,49	4.795.715,43	71	542.886,58	4.795.913,92
35	543.420,59	4.795.715,97	72	542.884,37	4.795.910,60
36	543.396,84	4.795.704,87	73	542.880,93	4.795.907,20
37	543.390,72	4.795.703,65	74	542.875,08	4.795.903,15

TABLA 2.2: COORDENADAS SIMPLIFICADAS AMPLIACIÓN UNIDAD DE EXPLOTACIÓN 'MONTE DA COSTA'

(*) Debido al gran número de puntos (coordenadas) que definen el perímetro final de la ampliación, aquí se indican solo las coordenadas simplificadas.

La entrada principal se encuentra en la Rúa Agoeiros N°150, a la que se llega por el sur, desde la carretera DP-0512, que une el municipio de Arteixo con la ciudad de A Coruña. A la altura del km 8,5 sentido Arteixo, a mano derecha, se accede a la carretera CM-0398, desde la que se accede a una pista asfaltada (Rúa Agoeiros) que conduce a la entrada de la zona de explotación.

Desde el norte, el acceso se realiza a través de la AC-552, que une Cee con A Coruña, a la altura del Km 7, a mano derecha a través de la Rúa Vilarrodís hacia la rúa Agoeiros.



IMAGEN 2.3: ACCESOS DESDE EL NORTE Y EL SUR A LA EXPLOTACIÓN.

3 ENCUADRE GEOLÓGICO

Para la elaboración del estudio geológico, se ha partido de los planos geológicos publicados por el Instituto Geológico y Minero de España (IGME), a escala E: 1:50.000, GEDE50, de la zona Z1200 "Galicia-Tras-os-Montes". Concretamente, en la Hoja 45 (5-5) "Betanzos".

De acuerdo con la hoja, la explotación se desarrolla sobre rocas plutónicas de naturaleza granítica, cuyo orden por antigüedad es el siguiente:

- Granodiorita precoz.
- Granito de dos micas deformado.
- Granodiorita tardía.

La unidad de explotación actual se encuentra sobre Granodiorita precoz (facies de dos micas porfídicas de grano medio), y en el límite justamente con la Granodiorita tardía (facies de dos micas sin diferencia), situada en el noreste, que es la zona hacia la que se proyecta la ampliación.

En el *Anexo III: Estudio Geológico* se realiza un estudio más profundo de la geología de la zona.

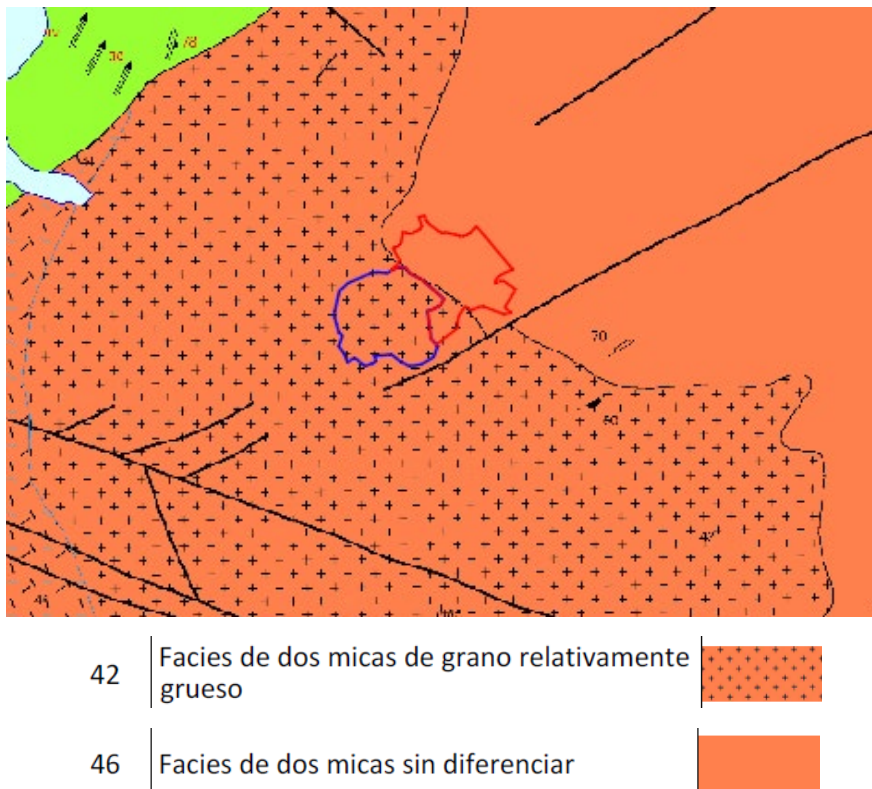


IMAGEN 3.1: UNIDAD DE EXPLOTACIÓN SOBRE Y AMPLIACIÓN SOBRE GEOLÓGICO GEODE50. FUENTE: IGME

4 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Un método minero puede definirse como el procedimiento utilizado y el orden espacial con el que se lleva a cabo la extracción de materiales de interés y sus estériles asociados. La elección de un método u otro depende, fundamentalmente, de las características morfológicas del yacimiento y de la topografía del terreno.

Una vez investigado un yacimiento, y constatada su viabilidad, con los estudios previos necesarios, se procederá a realizar el proyecto minero.

El proyecto minero contendrá, entre otros capítulos, el diseño de la explotación, la evaluación de las reservas explotables, la selección del método minero y los equipos de extracción a emplear, la planificación de las labores, etc.

Las etapas para la elaboración de un proyecto minero aparecen reflejadas en la siguiente imagen:

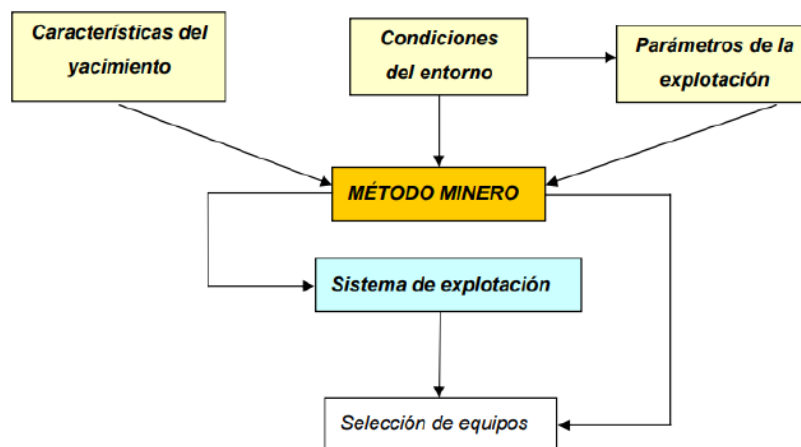


IMAGEN 4.1: SECUENCIA SEGUIDA EN DEFINICIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN Y SELECCIÓN DE MAQUINARIA

4.1 Descripción de los distintos métodos de explotación

A la hora de seleccionar un método de explotación se analizarán todos los condicionantes técnicos y económicos asociados a cada uno de ellos, con objeto de determinar cual ofrece los mejores rendimientos.

El método de excavación a cielo abierto de una explotación consiste en una excavación tridimensional por banqueo, con uno o varios niveles, según la disposición

estructural del yacimiento y la topografía del lugar. De este modo, las explotaciones pueden clasificarse atendiendo al criterio del relieve del terreno original, distinguiéndose:

- Explotaciones desarrolladas en terrenos horizontales.
- Explotaciones en ladera.

Las explotaciones en terrenos horizontales se caracterizan por la necesidad de tener que realizar unos trabajos de apertura más costosos con el fin de disponer del frente de un banco para el arranque de los materiales. Las labores se inician en forma de trinchera, hasta alcanzar la profundidad del primer nivel, ensanchándose a continuación el hueco creado.

La ampliación del hueco en superficie puede compaginarse con la profundización; de esta forma se compensan las distancias de acarreo, se concentran los tajos en los que se trabaja y se afecta a una superficie de terreno menor.

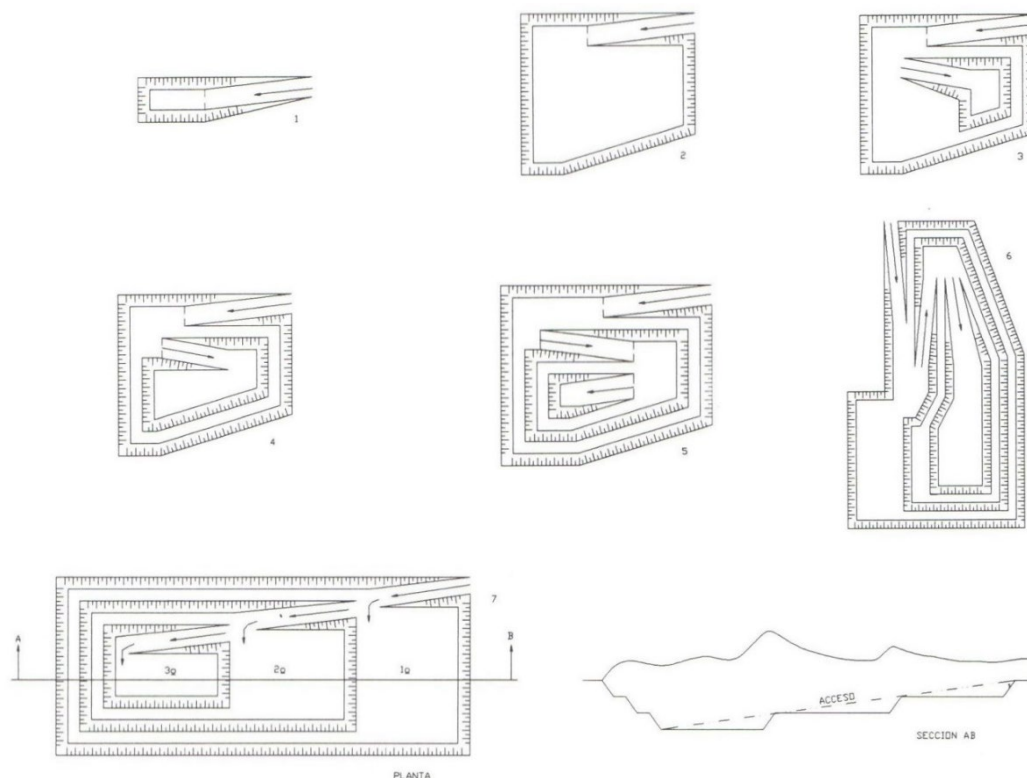


IMAGEN 4.2: FASES DE EXPLOTACIÓN EN TERRENO HORIZONTAL

El principal inconveniente de estas explotaciones estriba en la necesidad de efectuar todo el transporte de materiales contra pendiente. Por el contrario, presentan

la ventaja de que una vez excavado un hueco con dimensiones suficientes es posible instalar la planta de tratamiento dentro del mismo. De esta manera se evitan los problemas de impacto ambiental por intrusión visual, polvo y ruido, y se produce una menor ocupación de terrenos.

En estas explotaciones es posible proyectar la pista general en una posición que no tenga que moverse durante mucho tiempo y con un trazado rectilíneo o poligonal, facilitando la implantación del sistema de cintas transportadoras.

Por otro lado, las explotaciones con desarrollo en ladera son las más numerosas, este tipo de explotaciones se caracterizan por un gran número de bancos.

Generalmente el sentido de avance en la extracción es de arriba hacia abajo, que es como operan la mayor parte de las explotaciones. Sin embargo, existen explotaciones en las cuales dichos avances pueden ser distintos dependiendo de la morfología del yacimiento y relieve del terreno.

Según la dirección en la que se realicen los trabajos de excavación, pueden distinguirse las siguientes alternativas:

- Avance frontal y frente de trabajo de altura creciente.
- Excavación descendente y abandono del talud final en bancos altos.
- Avance lateral y abandono del talud final.
- Excavación troncocónica con pérdida de macizo de protección.

4.1.1 AVANCE FRONTAL Y FRENTE DE TRABAJO DE ALTURA CRECIENTE

Se caracteriza por la facilidad de apertura de las explotaciones y la mínima distancia de transporte inicial hasta la planta de tratamiento. El frente de trabajo está siempre activo, salvo en alguna pequeña zona, y progresivamente más alto, por lo que es prácticamente inviable proceder a la restauración de los taludes hasta que no finalice la explotación.

4.1.2 EXCAVACIÓN DESCENDENTE Y ABANDONO DEL TALUD FINAL EN BANCOS ALTOS

Esta alternativa, a diferencia de la primera, permite realizar la restauración de los bancos situados por encima del frente de explotación, a medida que la explotación avanza en sentido descendente. Este método requiere una definición previa del talud final y, consecuentemente, un proyecto a largo plazo.

La principal desventaja que plantea es la necesidad de construir toda la infraestructura viaria para acceder a los niveles superiores, así como una mayor distancia de transporte en los primeros años de la explotación.

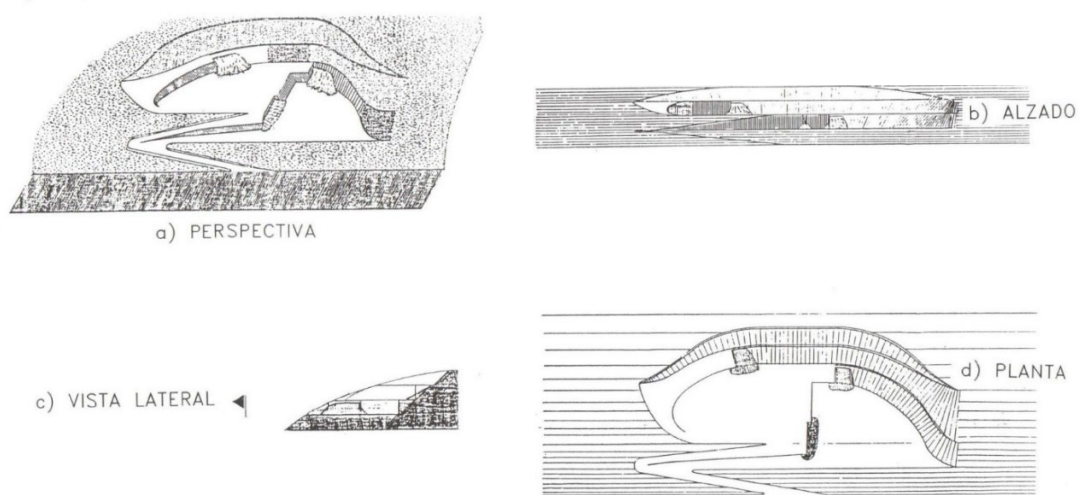


IMAGEN 4.3: EXPLOTACIÓN CON EXCAVACIÓN DESCENDENTE Y TRATAMIENTO DE TALUDES FINALES EN BANCOS ALTOS

4.1.3 AVANCE LATERAL Y ABANDONO DEL TALUD FINAL

Se lleva a cabo cuando la explotación tiene un desarrollo transversal reducido, es decir se profundiza poco en la ladera, pero el avance lateral es amplio, tal y como se observa en la siguiente imagen.

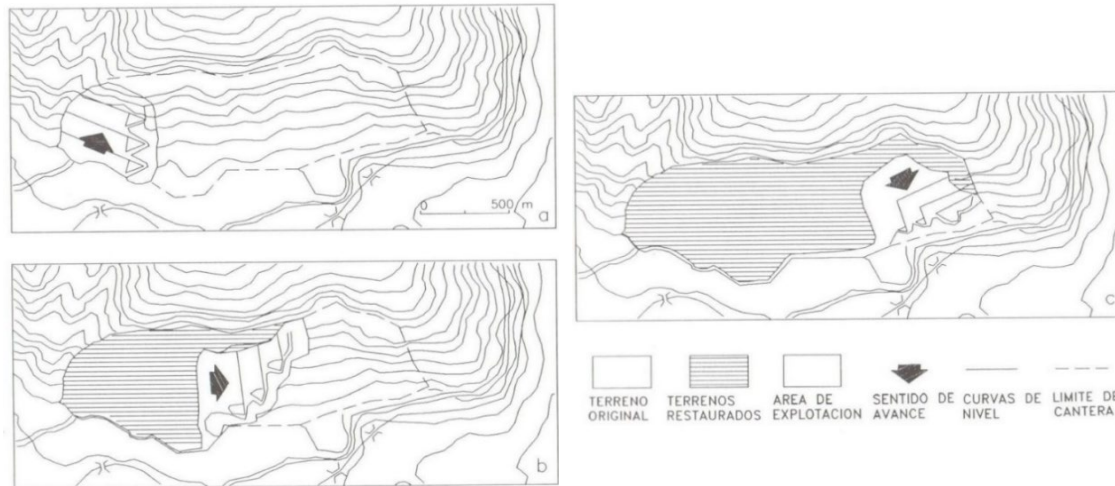


IMAGEN 4.4: EXPLOTACIÓN CON AVANCE LATERAL Y TRATAMIENTO DE TALUDES FINALES CREADOS

Las principales ventajas que presenta son la posibilidad de recuperar los taludes finales, una vez excavado el primer hueco en uno de los extremos de la propiedad, el poder efectuar un relleno parcial de dicho hueco con estériles o residuos inertes, y mantener de forma más constante la distancia de transporte, siempre que la instalación se encuentre en el centro de la corrida de la explotación.

Debido a que ya la unidad de explotación actual está siendo explotada mediante este método, este será el método que se pretende mantener en la ampliación de esta.

4.1.4 EXCAVACIÓN TRONCOCÓNICA CON PÉRDIDA DE MACIZO DE PROTECCIÓN

Las labores se inician en forma de trinchera hasta alcanzar el largo y la profundidad deseada para el primer banco, luego se ensancha el hueco. Si se dispone de un banco de suficiente extensión se inicia la excavación del segundo banco y así sucesivamente hasta alcanzar la profundidad deseada que vendrá limitada por la necesidad de dejar bermas entre los taludes superiores e inferiores.

4.2 Descripción de los distintos sistemas de explotación

Conocido el método de explotación, pasaremos a describir los sistemas de explotación y los diferentes equipos de arranque, carga y transportes necesarios en la explotación para llevarlo a cabo.

De acuerdo con el ciclo básico de producción, se pueden diferenciar los siguientes sistemas:

1. Sistema totalmente discontinuo.
2. Sistema mixto con trituradora estacionaria dentro de la explotación.
3. Sistema mixto con trituradora semimóvil dentro de la explotación.
4. Sistema continuo con trituradora móvil y arranque discontinuo.
5. Sistema de transporte mixto y arranque continuo.
6. Sistema de arranque y transporte continuo.

En la siguiente imagen se pueden observar estos sistemas de explotación.

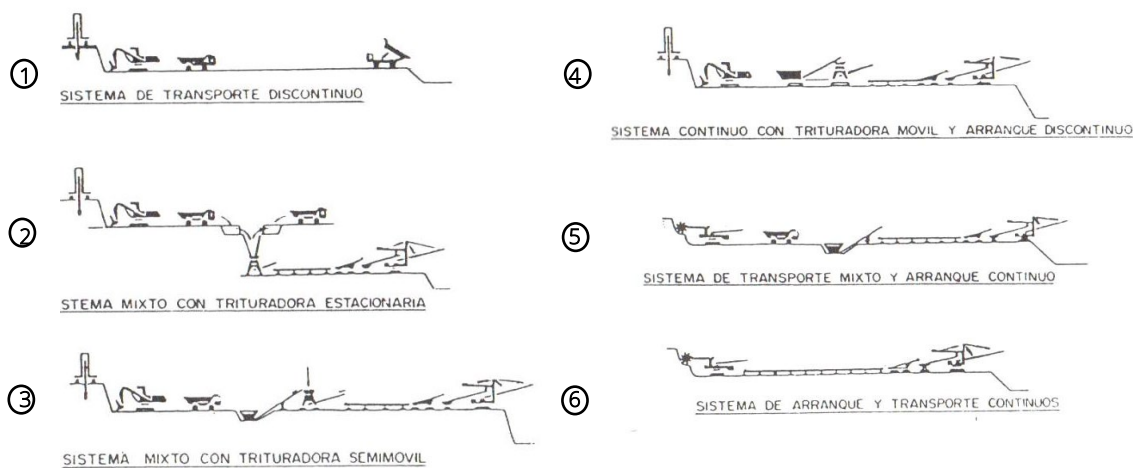


IMAGEN 4.5: SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN

En todos los métodos de explotación descritos en el punto anterior los sistemas mineros suelen ser discontinuos, ya que por su mayor flexibilidad se adaptan mejor a las condiciones cambiantes que se presentan a lo largo de la vida de las explotaciones.

4.3 Método y sistema de explotación seleccionado

En el caso de la explotación 'Monte da Costa', se trata de una explotación a cielo abierto llevada a cabo por el método de banqueo descendente, formando actualmente bancos con una altura media de 10 metros, bermas de entre 8 y 11 metros e inclinación de taludes entorno a los 70°.

El proceso de extracción utilizado hasta la fecha es, como ya se ha mencionado en apartados anteriores, en ladera con el arranque de la roca con explosivos y voladuras en banco para la destroza del material. Después de cada voladura, se comprueba visualmente el estado de los bancos a fin de observar la posible existencia de lisos u otro tipo de causas que pudiesen producir un desprendimiento, produciéndose en este caso el saneo del mismo antes de realizar cualquier labor en la zona. El sistema de transporte es discontinuo, por lo que el material volado se carga mediante retroexcavadores en un dúmper para ser enviado a la planta de beneficio situada en las instalaciones, en la que se realiza el proceso de triturado y clasificación del árido.

El método y sistema de explotación que se utilizarán en la ampliación proyectada no diferirán de los actuales, que acabamos de describir.

En los apartados siguientes se describirá con detalle el desarrollo del método de explotación empleado y la configuración de las distintas fases de explotación, hasta alcanzar la situación final que se observa en la siguiente recreación 3D.

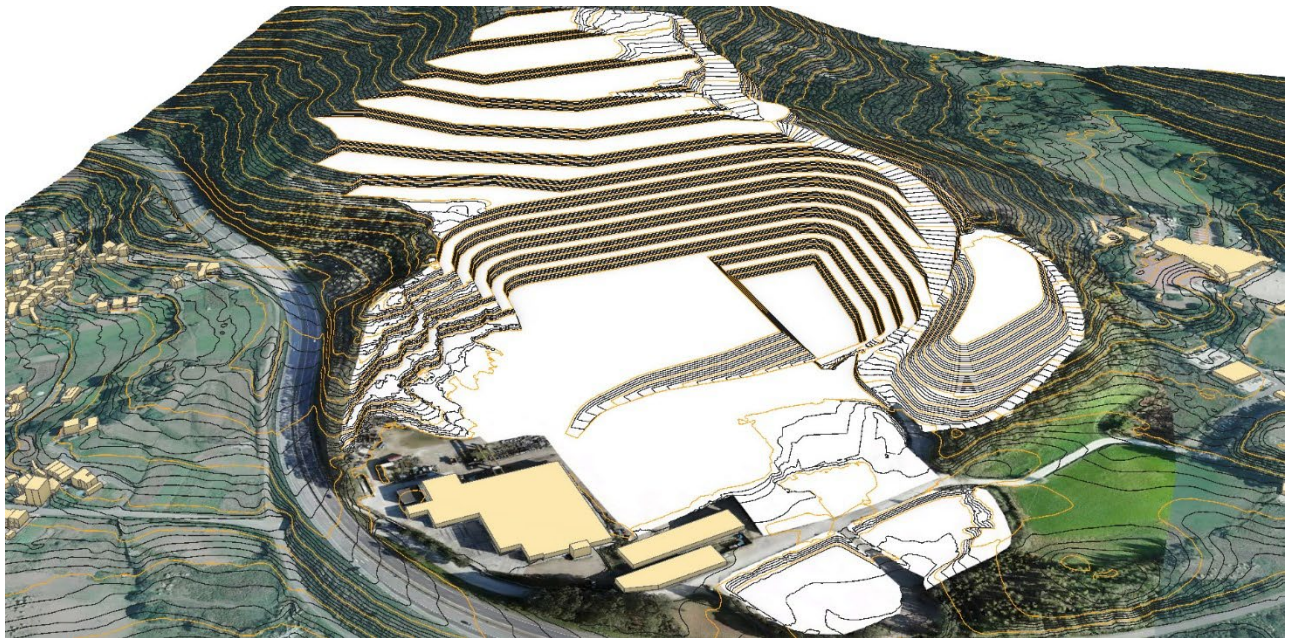


IMAGEN 4.6: RECREACION 3D SITUACION FINAL DE EXPLOTACIÓN. FUENTE: ESMIN INGENIERIA

5 CÁLCULO DE RESERVAS

Una vez definido el yacimiento explotable, su extensión, características y ubicación, ya es posible realizar el cálculo del volumen de las reservas explotables, en base a una definición de unidad de explotación, que nos dará la información sobre la vida estimada de la explotación, en concreto para el recurso árido.

El cálculo de estas reservas estará condicionado por el método de explotación empleado, así como la morfología de los frentes diseñados, que se expondrán en apartados siguientes. Es por ello por lo que la metodología empleada para la realización de este cálculo se ha realizado conjuntamente con las fases que se describirán a continuación en el proyecto, realizándose un sistema de cálculo iterativo.

Para determinar las reservas, existen diversos métodos matemáticos, basados fundamentalmente en la subdivisión del yacimiento bien en polígonos, secciones, prismas etc.; entre los más empleados están:

- a) Método de las secciones transversales adyacentes.
- b) Método de las isolíneas.
- c) Método de triangulación.
- d) Método de polígonos.
- e) Método de prismas regulares.
- f) Método del modelo de bloques.

5.1 Descripción de los distintos métodos

5.1.1 MÉTODO DE LAS SECCIONES TRANSVERSALES ADYACENTES

Este método consiste en dibujar secciones geológicas verticales en las que a intervalos regulares se representa la forma del depósito y el área ocupada por el mismo en cada sección y dentro del hueco proyectado. Las reservas se pueden calcular multiplicando el área en cada sección por la equidistancia entre éstas, sumando a continuación los volúmenes obtenidos.

5.1.2 MÉTODO DE LAS ISOLÍNEAS

En el método de isolíneas, el depósito se transforma en un cuerpo con un volumen similar a éste, apoyado sobre un plano horizontal, donde se representan una serie de líneas, denominadas isolíneas, que establecen la forma aproximada del yacimiento a una determinada altura desde la base de este. El número de isolíneas se elige de acuerdo con el grado de complejidad del depósito. El volumen del yacimiento se puede calcular de dos formas, en el primer caso el volumen parcial entre dos isolíneas se calcula como un cilindro, y en el segundo caso como un tronco de pirámide.

5.1.3 MÉTODO DE TRIANGULACIÓN

El método de triangulación consiste en unir los sondeos o datos puntuales mediante rectas, formando un mallado triangular. Cada triángulo es la base de un prisma imaginario con una potencia determinada. Los datos de calidad del prisma se obtienen como media aritmética o media ponderada para las potencias de cada uno de los tres sondeos.

5.1.4 MÉTODO DE POLÍGONOS

En este método se divide el yacimiento en polígonos determinados por las mediatrices de los segmentos que unen una serie de sondeos. Dentro de cada polígono se supone que se mantiene constante la potencia dada por cada sondeo, por lo que el volumen correspondiente a cada dato se calcula multiplicando el área del polígono por el espesor intersectado por el sondeo.

5.1.5 MÉTODO DE LOS PRISMAS REGULARES

En el método de los prismas regulares, el depósito se divide en planta según una malla regular, de forma que pasa a estar constituido por prismas rectos de sección regular cuyo volumen viene dado al multiplicar la altura de cada uno de ellos por el área de la sección.

5.1.6 MÉTODO DEL MODELO DE BLOQUES

Con este método, los depósitos se discretizan en paralelepípedos iguales en toda el área, con una o dos dimensiones variables, manteniendo la tercera dimensión constante, que generalmente se hace coincidir con la altura de banco. Cada modelo contiene toda la información necesaria, litología-mineralogía, calidades, parámetros geomecánicos, datos hidrogeológicos, etc. Para estimar el contenido de cada bloque, una vez investigado e interpretado el yacimiento, se procede a utilizar una función de extensión (distancia ponderada o geoestadística). Este modelo se suele utilizar en explotaciones que extraen materiales para suministrar a cementeras, dado que en general se suele disponer de suficientes datos sobre sus características y es muy importante llevar un control de la calidad de las materias primas.

5.1.7 MODELIZACIÓN 3D

No obstante, la evolución de las aplicaciones informáticas basadas en datos topográficos digitales facilita enormemente el cálculo de reservas en la actualidad, permitiendo una mayor precisión y rapidez en el cálculo de estas.

Para este tipo de método, se suele recurrir a dos tipos de programas:

AutoCAD Civil 3D:

Este es el método escogido para el cálculo de reservas existentes en la unidad de explotación de la A.E. 'Monte da Costa'.

Esta metodología se basa en la comparación de dos modelos topográficos 3D, el de la topografía inicial y el de la topografía final una vez excavado el yacimiento, o la parte de este que se desea estudiar. Mediante la comparación de ambos, Civil 3D puede definir los volúmenes del material a extraer y el terreno modificado. Para hallar las reservas explotables dentro del yacimiento en estudio, se empleó una topografía actual de detalle de la zona del yacimiento con curvas de nivel cada metro; a partir de la cual se generó una superficie final del hueco de explotación, que se describirá más adelante, obteniendo así un volumen bruto de explotación.

RecMin:

El software RecMin (Recursos Mineros) es un paquete completo de programas, la mayoría "freeware", diseñados para gestionar proyectos de Investigación y explotación de recursos minerales.

Diseñado y programado por D. César Castañón Fernández, Dr. Ingeniero de Minas, es el fruto de más de 20 años de trabajo con empresas de Investigación y Explotación de Recursos Minerales, junto con la importante aportación de muchos Geólogos e Ingenieros.

5.2 Aprovechamiento y estéril

A partir de los datos obtenidos en el modelado 3D del terreno y del conocimiento del yacimiento adquirido por la explotación a lo largo de estos años, además de la información obtenida del frente de cantera. Unido esta circunstancia al carácter masivo de la roca existente y al uso futuro como áridos, se ha podido determinar que el **aprovechamiento** del macizo rocoso alcanzará un **95%** aproximadamente, siendo un 5% restante material estéril asociado principalmente a niveles de suelos de alteración no aprovechables para zahorras naturales, incluidos también los lodos derivados del proceso de producción de áridos.

Por lo tanto, si partimos del dato obtenido a través del modelo 3D que obtienen un volumen de reservas brutas de **un millón novecientos veintidós mil novecientos noventa y un metro cúbicos (1.922.991 m³)**, podemos obtener las siguientes reservas:

$$\text{Reservas} = \text{Volumen bruto} \times \text{aprovechamiento}$$

$$\text{Reservas} = 1.922.991 \text{ m}^3 \cdot 0,95 = 1.826.841 \text{ m}^3$$

Considerando una densidad media del granito del yacimiento de **2,6 t/m³**, obtendríamos unas **reservas de 4.749.788 t**. Considerando un ritmo de producción medio de **250.000 t/año** de producción neta de áridos, tendríamos reservas para los próximos **20 años**.

6 FASES DE EXPLOTACIÓN

Una vez descrito el método y sistema de explotación empleado en la explotación 'Monte da Costa' N°8, pasaremos a describir las distintas fases en que se compondrá la explotación del yacimiento en base a los diseños realizados para la obtención de las reservas calculadas en el punto anterior.

El diseño de la explotación se estima para los próximos 20 años y se centra en la ampliación de la unidad de explotación hacia el noreste de los bancos existentes, retranqueando para ello la totalidad del frente.

A continuación, se describirán las distintas fases o hitos en que se ha dividido el proyecto de explotación, a fin de definir claramente los trabajos diseñados y que se van a desarrollar en cada una de las fases.

6.1 Situación actual

La explotación 'Monte da Costa' actualmente queda representada por una explotación a cielo abierto, sobre un terreno en ladera, con 8 bancos, cuya altura se ha establecido en base a las ITC del RGNBSM entre 9 y 10 metros, y un ángulo de talud de 70° con bermas intermedias de 10,50 metros de ancho, obteniendo un talud general (el más desfavorable en la parte inferior del lateral noreste) con un ángulo de inclinación máximo de 40° y 80 metros de altura

En la zona suroeste de la explotación se encuentran las instalaciones, oficinas y establecimiento de beneficio, así como una zona donde se ubican los acopios temporales más hacia el suroeste. Al este, en el interior del ámbito de la ampliación parte de la parcela está ya destinada recientemente al acopio de productos finales, por lo que está ya sin vegetación y con la superficie adaptada para este uso.

El acceso a los diversos frentes se realiza a través de pistas interiores existentes, que parten de la pista general desde la zona de establecimiento de beneficio situado a la entrada a la explotación, dando acceso cada una de ellas a los diferentes bancos de explotación.

En las siguientes imágenes se pueden observar la planta topográfica y la recreación 3D de esta situación actual.



IMAGEN 6.1: PLANTA TOPOGRÁFICA SITUACIÓN ACTUAL. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

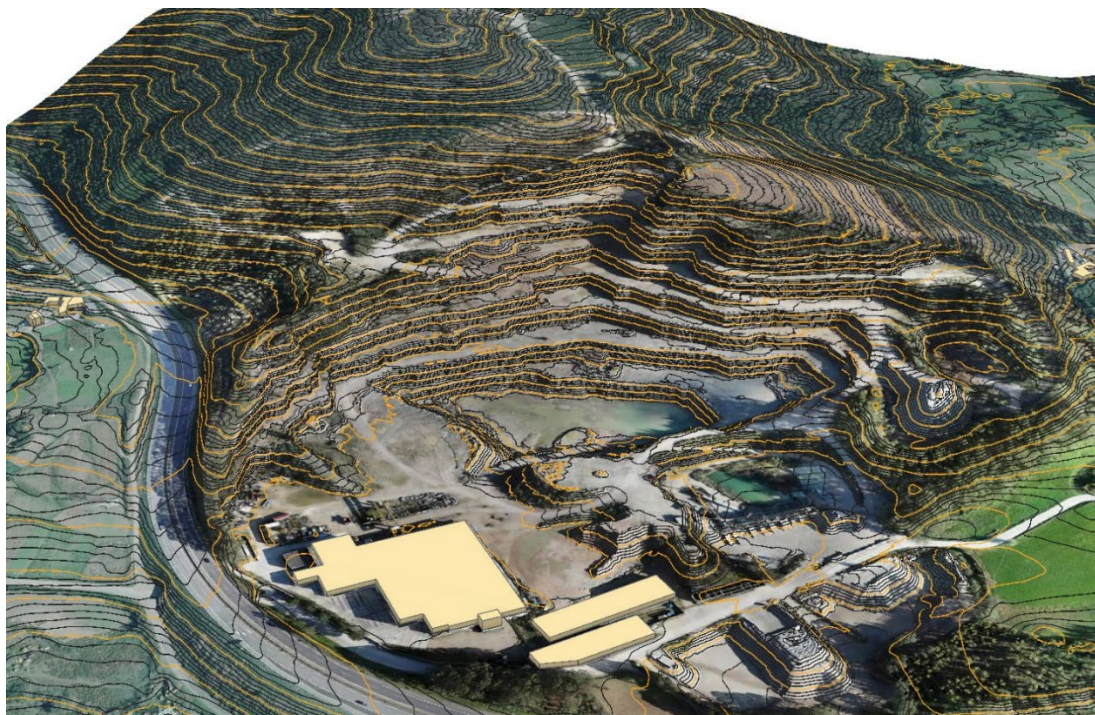


IMAGEN 6.2: VISTA 3D DE LA SITUACIÓN ACTUAL. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

6.2 Situación intermedia

6.2.1 FASE 1

La primera de las dos fases intermedias, que tendrá una duración aproximada de 10 años con una producción bruta de 250.000 t anuales, consistirá en el retranqueo de los bancos situados al este, hasta llegar al límite de la unidad de explotación.

Actualmente esa zona de la explotación está compuesta por 9 bancos de altura media 10 m, desde la cota 30 hasta la cota 132.

El retranqueo se ejecutará de oeste a este, llegando un momento en que los bancos cojan dos direcciones distintas, hacia el noreste, y hacia el sureste, parando estos últimos en el límite de la concesión. De esta manera se obtienen 10 bancos, con una altura de 10 m y 70° de inclinación, entre los que se interpondrán bermas de ancho desde los 10 m, en general, hasta los 28 m en el punto de cambio de dirección de los bancos.

El perfil de los bancos será el siguiente:

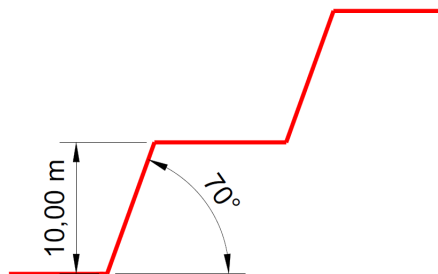


IMAGEN 6.3: BANCOS DE TRABAJO

Para el acceso a los diferentes frentes se abrirá una pista que partirá desde la esquina sureste de la instalación, a la cota 70, ascendiendo paralelamente al límite de la concesión hasta la cota 120. El ancho de esta varía entre los 14 y los 35 m, según sea punto de salida de un banco, o punto de llegada, y una pendiente media del 11% con zonas puntuales máximas del 13%.

Esta pista dará acceso a todos los bancos de esta primera fase intermedia, y servirá a su vez para dar acceso a las dos siguientes fases de explotación.

Los niveles explotados en esta zona serán depositados como relleno en el hueco existente al sur mediante vertido con camión y extendido con pala cargadora o bulldozer. Este hueco se corresponde con una zona excavada en su día, a la que iremos poco a poco añadiendo tongadas de material hasta darle una forma definitiva acorde con la morfología que la rodea. En esta fase en concreto, el relleno se del hueco se realizará hasta llegar a la cota 70 m.

Para alcanzar la situación descrita en este apartado, será necesario retirar la cubierta vegetal de aquellas zonas que no se encuentren alteradas, que serán las zonas de ampliación del propio hueco. El espesor aproximado de retirada será de 0,30 m y será acopiado en tongadas con altura inferior o igual a 2 m, con una duración de los acopios inferior a los 3 años. Esta cobertera vegetal se irá empleando a medida que se disponga de superficies finales sobre las que acometer labores de restauración.

Se destinará como zona de acopio de tierra vegetal todo el límite norte de la ampliación, cuya superficie no se verá afectada por labores de extracción. Ver imagen 6.4.

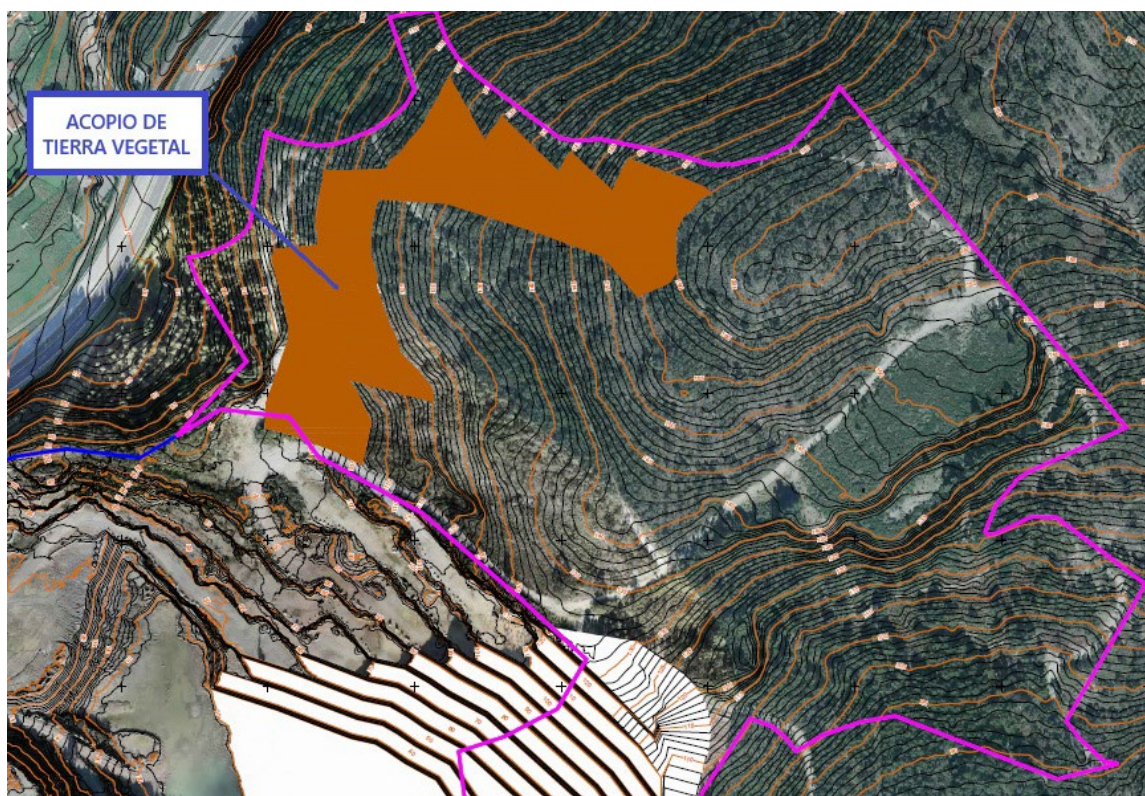


IMAGEN 6.4: SITUACIÓN DE LOS ACOPIOS DE TIERRA VEGETAL. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

En las siguientes imágenes se puede observar la planta topográfica y la recreación 3D, al término de esta etapa de explotación.



IMAGEN 6.5: PLANTA TOPOGRÁFICA AL TÉRMINO DE LA SITUACIÓN INTERMEDIA FASE 1. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

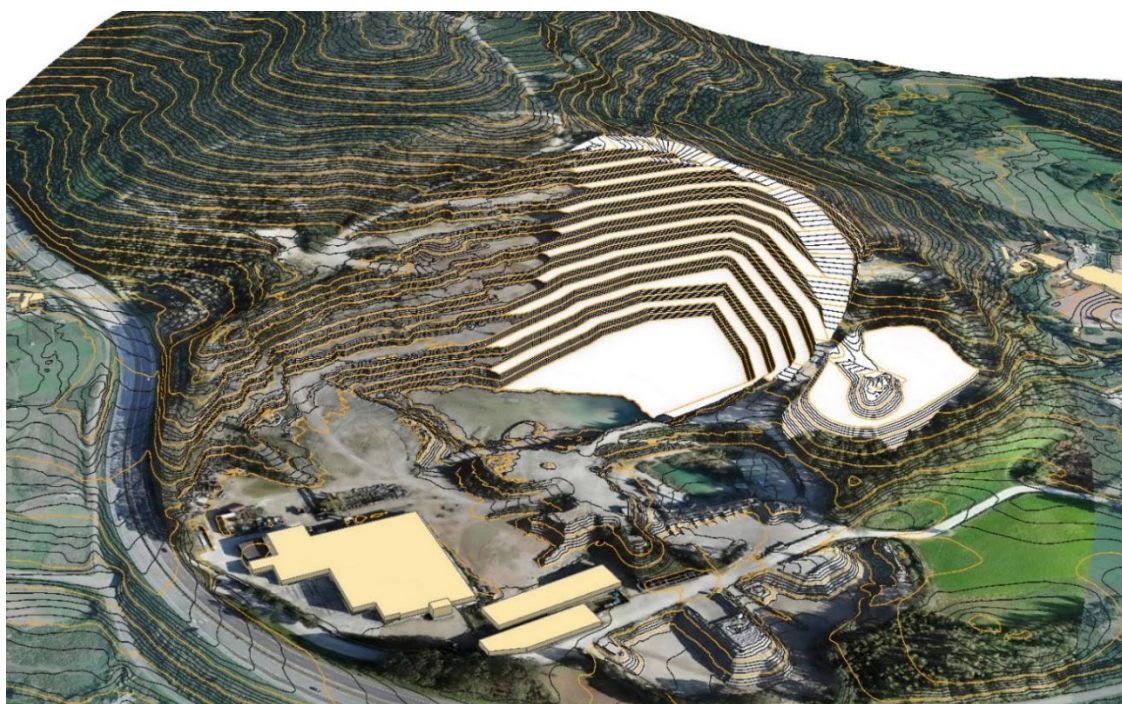


IMAGEN 6.6: VISTA 3D DE LA SITUACIÓN INTERMEDIA FASE 1. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

6.2.2 FASE 2

En la segunda fase de la situación intermedia, que se prevé una duración de 8 años, el frente de trabajo se extiende hacia el noreste, mediante el retranqueo de los bancos existentes en esa zona, y se comenzará la excavación de la parte superior de la zona de ampliación.

El frente noreste estará compuesto por 8 bancos de 10 m de altura, con una pendiente de 70° y un ancho de berma de 10 m, excepto en el último banco, que será más ancho; de unos 20 m en su parte más ancha.

Es a partir de este último banco, desde el que se empieza a banquear la parte superior de la ampliación de la explotación, que en esta fase estará formada por 5 bancos, de 10 m de altura los 4 primeros, y de 7 m en su parte más alta, el último, el más situado al noreste. Estos bancos, al igual que el resto, tendrán una inclinación de 70° y sus bermas serán mucho más anchas que las de la parte baja, puesto que cubren una gran parte de la superficie de la ampliación de la explotación; de unos 95 m la zona más ancha, hasta los 40 m de la berma más estrecha. Tampoco la alineación de los bancos será regular en esta fase, puesto que al ir excavándose por zonas, su geometría será más bien en forma de Z con varios quiebros a lo largo de toda su amplitud.

Esta zona superior del yacimiento se configura de tal manera que se pueda realizar un aprovechamiento de los niveles más alterados para la producción de zahorras, tanto naturales como artificiales y a medida que se disminuya el grado de alteración poder realizar producción de escollera y áridos de gran granulometría.

Para el acceso a los bancos situados más abajo, se cuenta con la pista ya construida en la fase anterior, que en esta seguirá ascendiendo hasta llegar a la cota más alta de la autorización minera. En esta zona alta, la pista tendrá una pendiente del 8%, y un ancho que va desde los 15 m en la cota más alta, hasta los 60 m en su parte inferior, donde se realiza una ampliación del espacio para uso de parquin de maquinaria y de zona de acopios intermedios.

A su vez también es en esta fase en la que comienza el relleno del hueco de fondo de corta que se irá rellenando hasta la cota 50 m, cota a la que actualmente se

encuentran las instalaciones. Junto con el relleno de este hueco, se proseguirá con el relleno del hueco sur, que ascenderá desde la cota 70 m hasta la cota 80 m mediante la construcción de una pista de acceso al sur que permita el paso de los vehículos.

Al igual que en la fase anterior será necesario la retirada de la cubierta vegetal de aquellas zonas que no se encuentren alteradas (la parte más alta, que es la zona hacia la que se amplía la explotación). El espesor aproximado de retirada será de 0,30 m y será acopiado en idénticas condiciones, e igual que en la fase anterior, al norte de la ampliación. Esta cobertera vegetal se irá empleando a medida que se disponga de superficies finales sobre las que acometer labores de restauración.

En las siguientes imágenes se puede observar la planta topográfica y la recreación 3D, al término de esta etapa de explotación.

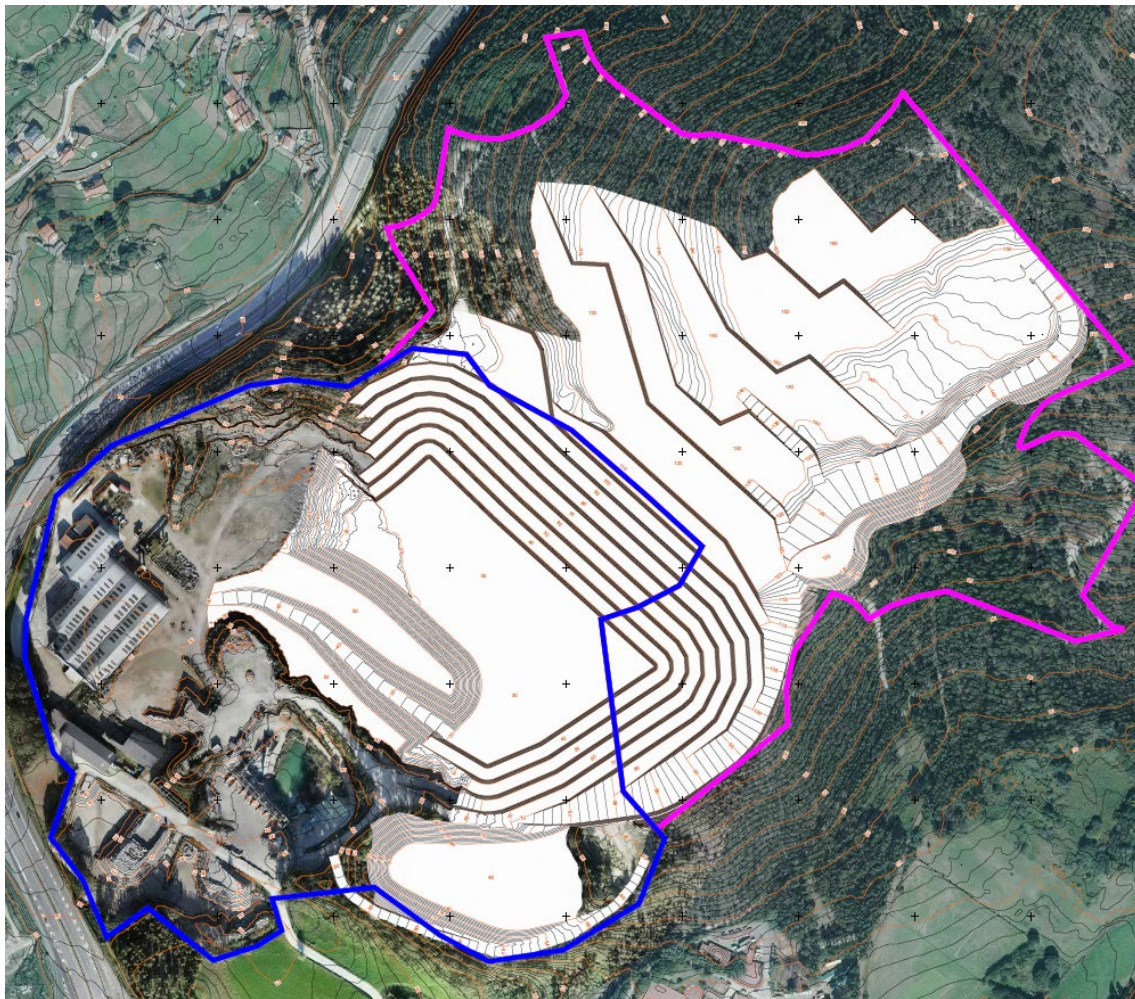


IMAGEN 6.7: PLANTA TOPOGRÁFICA AL TÉRMINO DE LA SITUACIÓN INTERMEDIA FASE 2. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

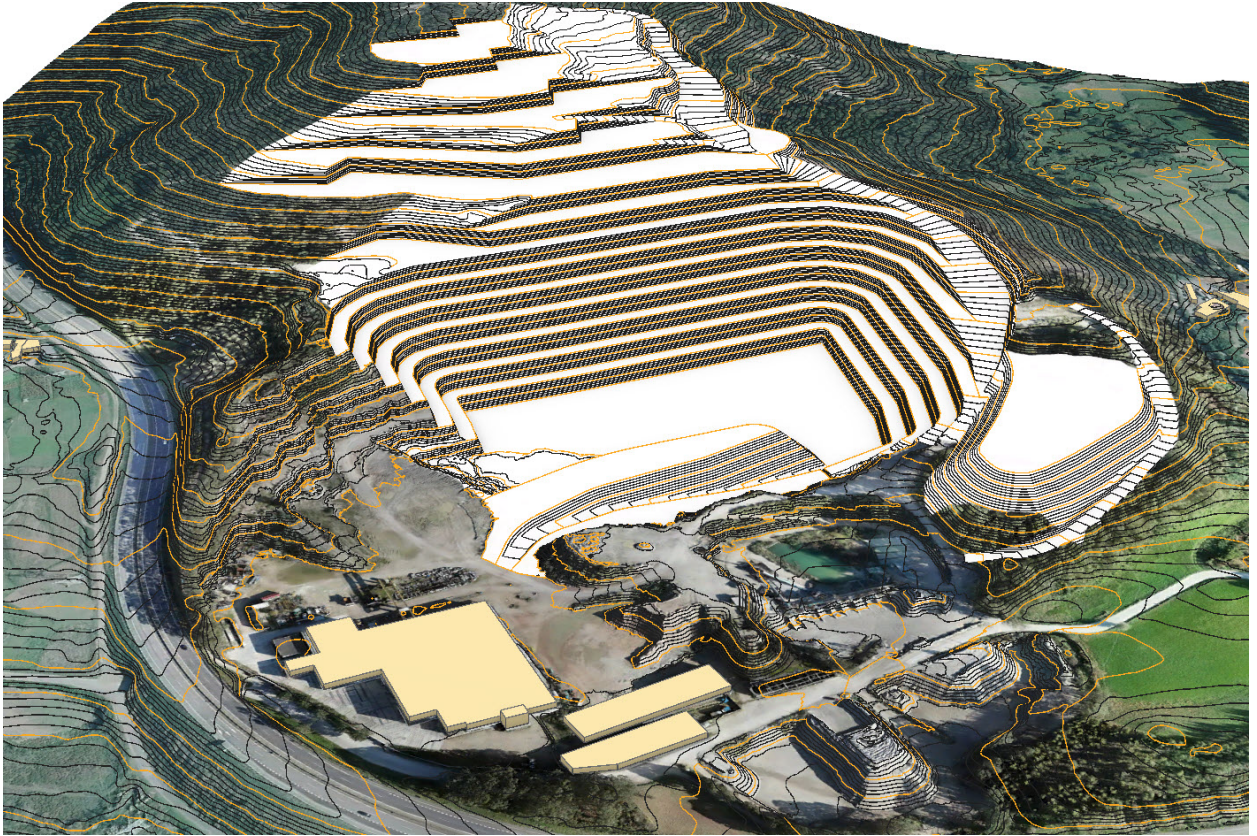


IMAGEN 6.8: VISTA 3D DE LA SITUACIÓN INTERMEDIA FASE 2. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

6.3 Situación final

La situación final de explotación consistirá en la continuación de la excavación de los bancos superiores, situados la norte del área de ampliación, en dirección oeste-este. Así mismo, se procederá a la retirada del relleno donde actualmente se encuentra la báscula, y la excavación del macizo rocoso situado en esa zona, del que se aprovechará el material que sirva para su transformación en árido.

De esta forma, la disposición final en la parte inferior del frente quedará con una estructura de 6 bancos repartidos entre la cota 50 m y la cota 120 m, con una altura de 10 m y ancho de berma 10 m por banco, excepto en el situado a mayor altura cuya berma será de aproximadamente 20 m. En cuanto a la parte alta de la explotación, que comenzó su excavación en la segunda fase de la situación intermedia, estará formada por 5 bancos de altura máxima 10 m, con plataformas de ancho que van de los 40 a los 85 m entre las cotas 120 m y 165 m.

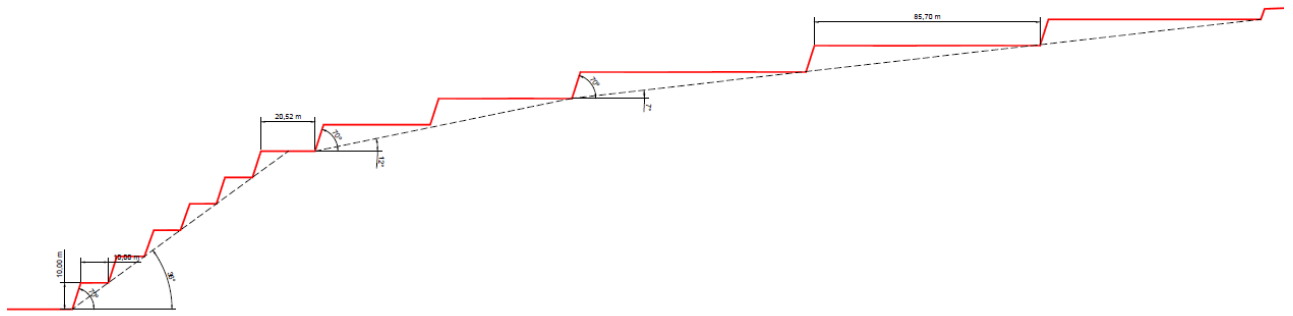


IMAGEN 6.9: PERFIL DE LOS BANCOS FINALES DE LA EXPLOTACIÓN: ESMIN INGENIERÍA

Con los estériles extraídos se continuará con los rellenos comenzados en la segunda fase de la situación intermedia; se amplía la superficie de relleno del fondo de corta hasta la cota 50 m para igualar la superficie a la cota a la que se sitúa la zona de la nave y las instalaciones, y la finalización del relleno del hueco situado al sur, hasta llegar a formar una plataforma a cota 90 m. De igual modo, aprovechando que se desmantelan las instalaciones de tratamiento de áridos, se utilizan también los estériles para la regularización de esta zona de modo que quede a la misma altura que el resto de la explanación a cota 50 m.

Al igual que en las fases anteriores será necesario retirar la cubierta vegetal de aquellas zonas que no se hayan alterado hasta ahora. El espesor aproximado de retirada será de 0,30 m y será gestionada igual que en fases anteriores. Esta cobertura vegetal se irá empleando a medida que se disponga de superficies finales sobre las que acometer labores de restauración.

En las siguientes imágenes se observa una vista en planta y 3D de la situación final de explotación.

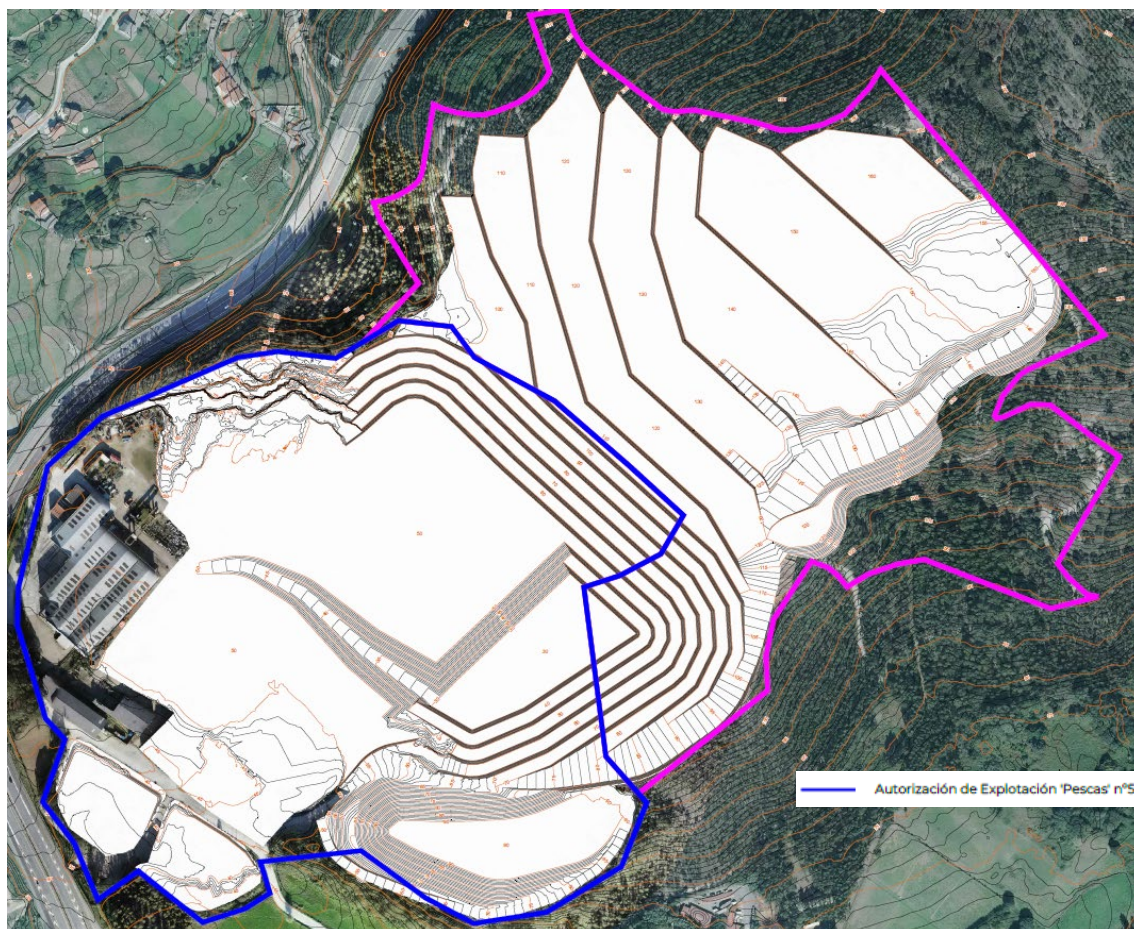


IMAGEN 6.10: PLANTA TOPOGRÁFICA DE LA SITUACIÓN FINAL DE EXPLOTACIÓN. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

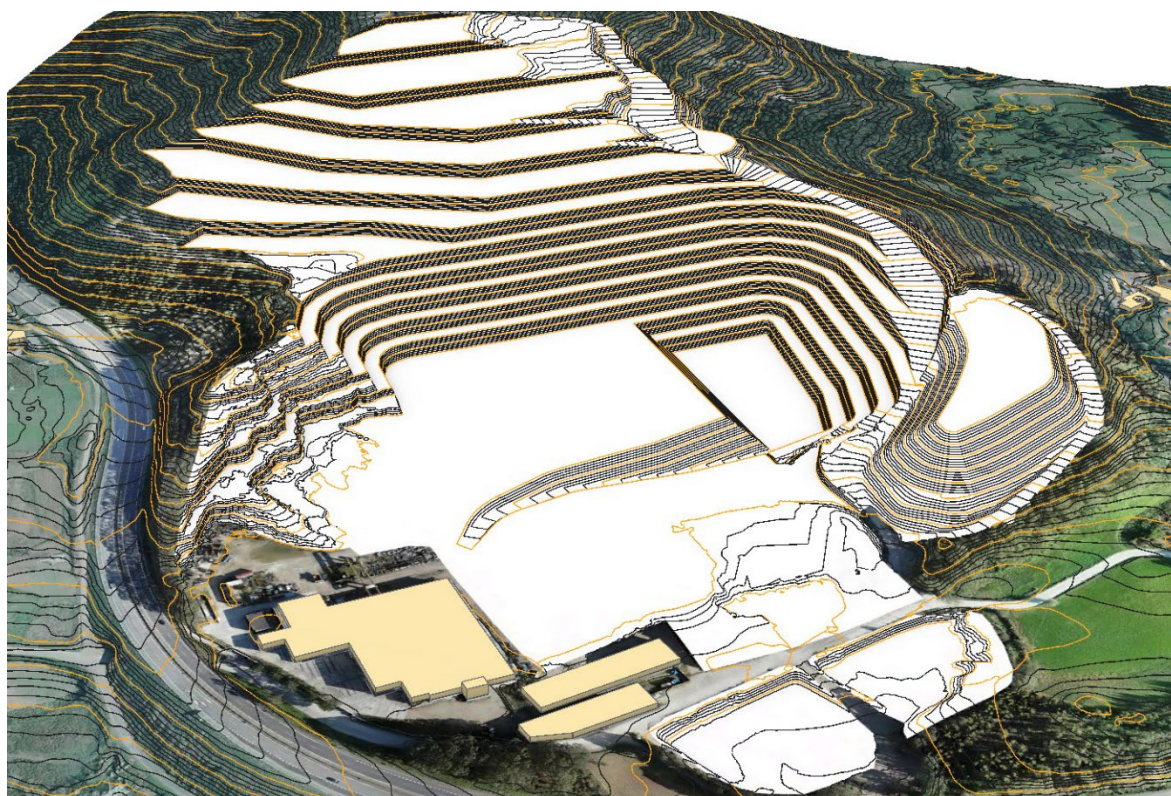


IMAGEN 6.11: VISTA 3D DE LA SITUACIÓN FINAL DE EXPLOTACIÓN. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

7 ESTABILIDAD DE TALUDES

La estabilidad de los taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental en lo que se refiere a la seguridad y rentabilidad de esta, debiendo considerarse en los estados iniciales del proyecto.

Los factores más importantes que afectan a la seguridad de las operaciones son los siguientes:

- Caída o deslizamiento de materiales sueltos.
- Colapso parcial de un banco.
- Colapso general del talud de la excavación.

Las recomendaciones en relación al control y eliminación de tales riesgos implican la adopción de las siguientes medidas:

- Diseño adecuado de bancos y plataformas para retener los desprendimientos de materiales.
- Determinación y mantenimiento adecuado de taludes generales seguros.
- Control de voladuras en el perímetro de la excavación, de cara a reducir los daños en el macizo remanente.
- Aplicación de sistemas de drenaje de los macizos para reducir los esfuerzos originados por el agua.
- Saneamiento sistemático y efectivo de materiales colgados.

Todos estos factores se han analizado para el desarrollo y diseño de los taludes y frentes de extracción de la A.E. 'Monte da Costa' y están detallados y recogidos en el *Anexo IV: Estudio Geotécnico*.

En este, se ha analizado a partir de las características geotécnicas de los materiales presentes en el yacimiento y de la configuración de los taludes de excavación, la estabilidad de estos, concluyéndose que tanto el estado actual de la explotación como el diseño propuesto serán a nivel general perfectamente estables.

8 DISEÑO DE PISTAS

Según la definición establecida en la ITC 07.1.03 – *Desarrollo de las labores*, la pista es la vía destinada a la circulación de vehículos para el servicio habitual de una explotación, mientras que el acceso es la vía destinada a la circulación de vehículos y/o personal de carácter eventual para el servicio a un frente de explotación.

Para llevar a cabo las labores diseñadas en este proyecto, será necesario la construcción de una nueva pista de acceso a los bancos inferiores y superiores, así como a la zona de regeneración del hueco sur, incorporadas en el diseño proyectado.

Por lo tanto, en este apartado, se describirán las características generales de las pistas y accesos interiores que sean necesarias ejecutar para acceder al frente o para comunicar los diferentes bancos de trabajo, según lo recogido en la legislación vigente.

SECC: Sección transversal de pistas		1 CARRIL		Dos carriles
		Tráfico normal	Tráfico intenso y pesado	
Sin barrera no franqueable	Sin arcén de seguridad			
	Con arcén de seguridad			
Con barrera no franqueable	Sin arcén de seguridad			
	Con arcén de seguridad			

A = Anchura en metros del vehículo mayor que circule por la pista

IMAGEN 8.1: IMAGEN EJEMPLO DISEÑO DE PISTAS SEGÚN ITC. FUENTE: BOE

8.1 Anchura pistas y accesos

Las pistas de la explotación se han diseñado para tráfico normal con un solo carril y para un ancho máximo de vehículo de 4,78 m, que se corresponderá con el ancho de la máquina más grande que se prevé emplear en la explotación.

Por tanto y según la ITC necesitaremos los siguientes tamaños de ancho de pista mínimos:

Tipo de pista (con arcén de seguridad)	Ancho mínimo de pista
Sin barrera infranqueable	$5\text{ m} + (1,5 \times 4,78) + 5\text{ m} = 17,17$
Con barrera infranqueable	$(1,5 \times 4,78) + 5\text{ m} = 12,17$

TABLA 8.1: TAMAÑOS MÍNIMOS DE PISTAS SEGÚN ITC

Considerando las necesidades de la explotación, la pista general de acceso que asciende a los bancos tiene un ancho total variable entre los 14 y los 35 m con una pendiente máxima que puede llegar al 13% en casos puntuales, y barrera infranqueable donde sea necesario (talud con riesgo de caída). Dicha barrera estará compuesta por un acopio de tierra suelta de altura mínima 1,5 m y un ancho de 2 m, o en su defecto, por bloques de piedra de volumen superior a 3 m³ y altura mínima 1,5 m, no habiendo una separación entre los mismos mayor de 1 m.

Teniendo en cuenta las directrices de la ITC y la geometría de esta pista, se prohibirá el cruce de vehículos, dejando como apartaderos aquellas puntos donde el ancho libre de pista sea igual o superior a los 14,50 m.

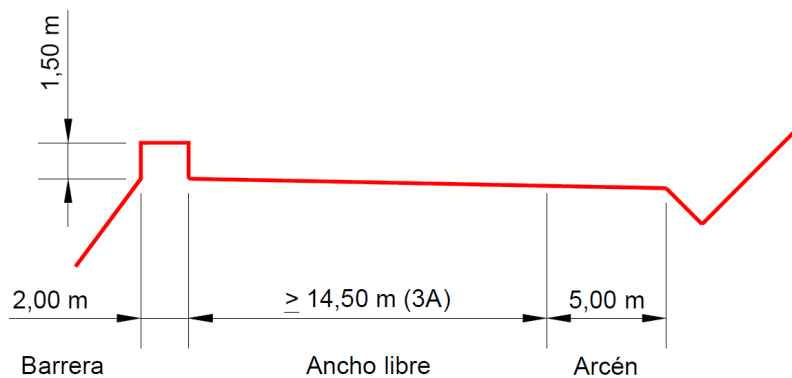


IMAGEN 8-1: ANCHO MÍNIMO DE PISTA PARA APARTADERO. FUENTE: ESMÍN.

Desde la pista general de acceso a los bancos, partirá para cada banco un acceso de ancho 10 m y pendiente máxima 13%. La longitud del más largo de estos accesos no supera los 1150 m desde la pista general.

Para el acceso al relleno del hueco sur, se construirá una pista paralela al límite sur de la autorización, con un ancho de 8 m, sin arcén de seguridad y pendiente máxima del 13% desde la cota 49 m a la cota 90 m.

8.2 Pendientes

Según esta misma ITC en su apartado 1.5.2, nos regula las pendientes que deben tener las pistas: *"...las pendientes longitudinales de las pistas y accesos deberán estar adaptadas a las características de los vehículos y de las cargas que transportan. En todo caso, las pendientes longitudinales medias de las pistas no deberán sobrepasar el 10% con máximos puntuales del 15%. En los accesos a los tajos u otros casos especiales se podrá superar este límite siempre que un vehículo, en las condiciones reales más desfavorables, pueda arrancar y remontarlos a plena carga, pero en ningún caso la pendiente sobrepasará el 20%."*

Debido a la morfología de las distintas fases de explotación y del yacimiento en sí, todas las pistas se crearán con una pendiente máxima del 10%, pudiendo alcanzar máximos del 13% para accesos a los frentes.

La pendiente transversal siempre será hacia el interior de la pista para favorecer el desagüe.

8.3 Curvas

Las pistas se diseñarán con un único carril de tal forma que la anchura mínima de la pista y el sobreancho de esta en las curvas se calculará como:

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

Donde:

- S (m): sobreancho de cada carril.
- L (m): longitud de los vehículos, medida entre su extremo delantero o del remolque, si es articulado, y el eje de las ruedas traseras.
- R (m): radio de la curva.

$$\text{Sobreancho de carril en las curvas} = \frac{\text{Longitud del vehículo}^2}{2 * \text{Radio de la curva}} = \frac{4,78^2}{2 * 14} = 0,66 \text{ m}$$

Por lo tanto, el máximo sobreancho, correspondiente a las curvas de mínimo radio, es 1,1 metros. Para mayores radios, los sobreanchos serán menores y deberán calcularse con la expresión anterior.

El ancho total máximo necesario de la pista en curva será entonces de:

$$12,17 + 0,66 = 12,83 \text{ m} \rightarrow \text{cumpliendo lo diseñado con estas dimensiones.}$$

8.4 Conservación

Se realizará el correcto mantenimiento periódico de las pistas de modo que se conserven en todo momento en buenas condiciones de seguridad, prestando especial atención a la limpieza de los drenajes existentes para evitar encharcamientos, así como a la restauración de la superficie de rodadura. Se retirarán los obstáculos que se encuentren en ellas y en tiempo seco se efectuarán riegos periódicos con el fin de reducir la emisión de polvo que pueda limitar la visibilidad y la contaminación.

9 VOLADURA TIPO

Tal y como se ha indicado anteriormente, será necesario el uso de explosivos para llevar a cabo las voladuras para la extracción del material, tal y como se ha venido realizando hasta la actualidad. Es por ello por lo que a continuación se describen las características de los parámetros de voladura, así como el método de perforación seleccionado.

9.1 Sistema de perforación

Atendiendo a los parámetros geométricos de los bancos diseñados para la explotación 'Monte da Costa', la perforación se realizará mediante perforadora hidráulica, con captador de polvo y compresor incorporado, con un diámetro de perforación de hasta 106 mm.

9.2 Parámetros voladura

Para el correcto cálculo de una voladura es necesario definir una serie de parámetros que condicionan el mecanismo de rotura de la roca por acción de los explosivos.

9.2.1 DIÁMETRO DE LOS BARRENOS

La elección de un diámetro de los barrenos o de perforación, u otro depende de los siguientes factores:

- Ritmo de producción deseado.
- Características del macizo rocoso.
- Grado de fragmentación requerido.
- Altura de banco y configuración de las cargas.
- Dimensiones del equipo de perforación y carga.

Cuando el diámetro de los barrenos denominado "D" es pequeño, los costes de perforación, cebado e iniciación son altos; la única ventaja estriba en una mejor distribución del explosivo con la consiguiente disminución del consumo específico.

Cuando los diámetros son grandes y por tanto los esquemas de la voladura, en función de la red de diaclasado del macizo puede provocar que la granulometría de la voladura sea muy grande, siendo necesario el taqueo de los sobre tamaños antes de la operación de carga.

No obstante, el aumento de "D" tiene ciertas ventajas como son la elevación de la velocidad de detonación de los explosivos, por lo que se produce la detonación en un régimen más estable y menos afectado por las condiciones externas. Asimismo, supone una disminución del coste global de perforación y voladura, así como la posibilidad de mecanizar las operaciones de carga de explosivo y un mayor rendimiento de perforación (m^3 volados / m de perforación).

9.2.2 ALTURA DE BANCO

La relación altura de banco "H" respecto a la piedra "B" tiene una gran influencia sobre los resultados de la voladura, ya que condiciona la forma del paralelepípedo de material a volar. Si la relación H/B es igual a 1 se obtiene una fragmentación muy gruesa con problemas de sobreexcavación y repiés. A medida que esta relación crece se aminoran estos efectos, eliminándose casi por completo con relaciones superiores a 3.

9.2.3 INCLINACIÓN DE LOS BARRENOS

La perforación inclinada de los barrenos mejora la fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la pila del material volado, ya que se mantiene más uniforme el valor de piedra "B" a lo largo del barreno y aumenta el ángulo de la trayectoria de proyección. A su vez ayuda a la formación de taludes más sanos y seguros en los nuevos bancos creados, además de necesitar una menor longitud de sobreperforación y menor consumo específico de explosivo.

Por el contrario, una inclinación excesiva puede dar lugar a un incremento en la desviación de los barrenos, sobre todo en alturas de banco elevadas, así como un incremento de la longitud total de perforación por voladura.

En las operaciones de perforación puede también dificultar el posicionamiento de los equipos, así como producir un mayor desgaste en bocas, varillaje y

estabilizadores. Por último, en presencia de agua en los barrenos dificulta la carga del explosivo.

9.2.4 RETACADO

El retacado se define como la longitud de barreno que se deja libre de explosivo en la parte superior del mismo y se rellena con material inerte y tiene la misión de confinar y retener los gases producidos en la explosión para permitir que se desarrolle por completo el proceso de fragmentación de la roca.

Las longitudes óptimas de retacado aumentan a medida que la calidad del macizo rocoso disminuye variando entre 20 y 60 veces del diámetro de los barrenos "D". Con el fin de evitar problemas de proyecciones, onda aérea y cortes se debe mantener el valor por encima de 25D.

9.2.5 SOBUPERFORACIÓN

Es la longitud de barreno por debajo del nivel del piso que se necesita para romper la roca a la altura de banco y conseguir una rotura y un desplazamiento adecuado que facilite la carga del material y evitar la aparición de repiés.

La sobreperforación (J) debe guardar una relación J/B en torno a 0,3, el cual se puede disminuir empleando explosivo que proporcione una elevada concentración de energía por unidad de longitud como carga de fondo de los barrenos y aumentado la inclinación de los barrenos.

9.2.6 PIEDRA Y ESPACIAMIENTO

La piedra "B" es la distancia mínima desde el eje del barreno al frente libre y el espaciamiento "S" es la distancia entre barrenos de una misma fila. Estas variables dependen fundamentalmente de los siguientes parámetros:

- Diámetro de perforación.
- Propiedades del macizo rocoso y del explosivo a emplear.
- Altura de banco.
- Grado de fragmentación y desplazamiento del material deseado.

Para el cálculo de "B" hay numerosas fórmulas de cálculo que emplean diversos parámetros, en todos los casos ofrecen valores entre 25 y 40 veces "D".

Un valor de piedra excesivo provoca que los gases de explosión encuentren mucha resistencia para agrietar y desplazar la roca, y parte de esa energía se transforme en energía sísmica aumentando el nivel de vibraciones.

Por la contra con un valor de piedra insuficiente los gases se escapan y expanden a una velocidad muy alta hacia el frente libre impulsando los fragmentos de roca, proyectándolos de forma incontrolada, provocando un aumento también en la sobrepresión aérea y el ruido.

El valor "S" de espaciamiento se calcula en función del valor "B" y del tiempo de retardo entre barrenos y de la secuencia de encendido.

9.2.7 ESQUEMA DE PERFORACIÓN

Existen dos tipos de distribución de los barrenos, cuadrados o rectangulares y al tresbolillo. El primero facilita su replanteo en campo, mientras que el segundo proporciona una mejor distribución de la energía del explosivo.

9.2.8 DISTRIBUCIÓN DEL EXPLOSIVO EN LOS BARRENOS

En las voladuras en banco, la energía necesaria para que se produzca la rotura de la roca no es constante en toda su altura. Como la resistencia al cizallamiento es superior a la resistencia a tracción, es preciso utilizar una distribución selectiva de la carga, de forma que la energía específica en el fondo de los barrenos sea superior a la energía de la columna.

Como valor orientativo se establece que la carga de fondo sea 1,3 veces la piedra "B".

9.2.9 CONSUMO ESPECÍFICO DE EXPLOSIVO

Se define como la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar un metro cúbico de roca. Un consumo específico "ce" alto además de proporcionar una buena

fragmentación, desplazamiento y esponjamiento de la roca, dan lugar a menores problemas de repiés.

El valor de "ce" se define en función del tipo de roca y del tipo de voladura, en banco, en zanja, etc. pudiendo oscilar entre los 0,1 para rocas muy blandas y 1,5 para rocas muy resistentes.

Tipo de Rocas	Consumo específico (Kg/m ³)
Masivas y resistentes	0,6 a 1,5
Resistencia media	0,30 a 0,60
Muy fracturadas, alteradas o blandas	0,10 a 0,30

9.3 Cálculo voladura

A partir de los parámetros anteriormente descritos se procederá a calcular dos tipos de voladuras para la explotación 'Monte da Costa' considerando dos alturas de banco diferentes y para cada una de ellas con presencia o ausencia de agua.

En parámetros como filas, número de barrenos, Kg máximos de voladura si es necesario, podrá reducirse el número ya que se dan modelos de voladura tipo que no siempre podrán cumplirse.

9.3.1 VOLADURA TIPO: BANCO 12 METROS

9.3.1.1 PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Para el diseño de la voladura partimos de datos conocidos como son el diámetro de perforación, 76 mm, y la altura máxima de banco, 12 metros.

Considerando el objetivo de estas voladuras se selecciona un valor de piedra B de 46 veces D (25 a 40D), obteniendo un valor de 2,50 metros, lo que representa una relación H/B de 4,80.

Si consideramos el tipo de roca, dureza, fracturación y grado de fragmentación deseado, con el fin de evitar repiés se requiere una sobreperforación media, siendo una relación J/B de 0,30 suficiente, por lo que J tendrá un valor de 0,76 m (la relación J/B debe estar entre 0,1 y 0,5).

A fin de facilitar el desplazamiento del material, pero a su vez evitar la desviación de los barrenos seleccionaremos una inclinación de barrenos máxima de 10°.

Con ello la longitud total del barreno será la siguiente:

$$L = \frac{H}{\cos 10^\circ} + J \rightarrow L = \frac{12}{\cos 10^\circ} + 0,76 = 12,95 \text{ m}$$

El espaciamiento por lo general se establece entre 1 y 1,25 veces la piedra, con el fin de replantar de manera más fácil la voladura y considerando que se empleará un esquema de perforación al tresbolillo para un mejor reparto de cargas se ha seleccionado un valor de 3,10 m, por lo que representa 1,24B.

A modo resumen, se recoge en la siguiente tabla todos los parámetros calculados:

PARÁMETRO		Voladura tipo BANCO 12 m	
		Valor	Relación
Diámetro de perforación (mm)	D	76	
Altura de Banco (m)	H	12	H/B=4,80
Inclinación de los Barrenos (°)	α	10	
Piedra (m)	B	2,50	B=33D
Sobreperforación (m)	J	0,76	J/B=0,30
Longitud Barreno (m)	L	12,95	
Espaciamiento (m)	S	3,10	S=1,24B

9.3.1.2 EXPLOSIVO

La voladura en banco diseñada tiene como fin el fragmentar el macizo rocoso para proceder a su carga y transporte mediante retroexcavadora y camión dúmper o volquete, para su posterior reducción de tamaño en el establecimiento de beneficio. Para una mejor fragmentación del macizo rocoso y evitar la aparición de repiés se empleará una distribución de carga en fondo de tipo dinamita y una carga en columna de tipo emulsión, hidrogel y/o ANFO.

Existen diversas recomendaciones en cuanto debe ser el valor de la carga de fondo, desde 1,3 veces B, hasta 35 veces D. Lo que sitúa la longitud de carga de fondo L_f entre los 3,25 y los 2,66 m.

La longitud de retacado "R" debe estar comprendida entre 20 y 60 veces el D, aunque se recomienda que sea superior a 25 veces D, lo que sitúa esta longitud entre los valores de 1,52 m y 4,56 m.

A fin de definir con mayor detalle las características de la voladura tipo, a continuación, se definirá el tipo de explosivo a emplear, diámetros y parámetros obtenidos empleando los explosivos de una de la comercializadora en Galicia, MAXAM.

MAXAM comercializa sus dinamitas bajo la denominación Riodin que en su configuración de diámetro de 60 mm tiene un peso por cartucho de 2,083 kg y longitud 0,525 m. En cuanto a explosivo para columna comercializa un hidrogel denominado Riogel, que en diámetro de 60 mm presenta un encartuchado de 2,083 kg y 0,580 m de longitud y el ANFO para la carga a granel, bajo el nombre de Rioxam, a razón de 3,90 kg/m para el diámetro de 76 mm.

Por lo tanto, se han considerado para este tipo de voladura una carga de fondo de 4 cartuchos de dinamita y para carga de columna 15 cartuchos de Riogel, en el caso de presencia de agua y 8,5 m de ANFO, en el caso de ausencia de agua. Con estas configuraciones se obtiene una carga total por barreno de 39,58 kg, un consumo específico de $0,43 \text{ kg/m}^3$, y una carga total por voladura de 1.781 kg, obteniendo un retacado de 2,69 metros, para el caso de presencia de agua y una carga total por barreno de 41,48 kg, un consumo específico de $0,45 \text{ kg/m}^3$, y una carga total por voladura de 1.867 kg, obteniendo un retacado de 2,45 metros, para el caso de ausencia de agua.

Normalmente las voladuras serán conforme lo expuesto anteriormente, pudiendo establecer toda la carga de columna de hidrogel o Anfo, en función del estado del agua en los barrenos (seco o con agua), manteniendo siempre la carga por barreno total y el consumo específico calculado para la voladura tipo.

9.3.2 VOLADURA TIPO: BANCO 15 M

9.3.2.1 PARÁMETROS GEOMÉTRICOS

Para el diseño de la voladura partimos de datos conocidos como son el diámetro de perforación, 76 mm, y la altura máxima de banco, 15 metros.

Considerando el objetivo de estas voladuras se selecciona un valor de piedra B de 33 veces D (25 a 40D), obteniendo un valor de 2,50 metros, lo que representa una relación H/B de 6,00.

Si consideramos el tipo de roca, dureza, fracturación y grado de fragmentación deseado, con el fin de evitar repiés se requiere una sobreperforación media, siendo una relación J/B de 0,30 suficiente, por lo que J tendrá un valor de 0,76 m (la relación J/B debe estar entre 0,1 y 0,5).

A fin de facilitar el desplazamiento del material, pero a su vez evitar la desviación de los barrenos seleccionaremos una inclinación de barrenos máxima de 10°.

Con ello la longitud total del barreno será la siguiente:

$$L = \frac{H}{\cos 10^\circ} + J \rightarrow L = \frac{15}{\cos 10^\circ} + 0,76 = 15,99 \text{ m}$$

El espaciamiento por lo general se establece entre 1 y 1,25 veces la piedra, con el fin de replantear de manera más fácil la voladura y considerando que se empleará un esquema de perforación al tresbolillo para un mejor reparto de cargas se ha seleccionado un valor de 3,10 m, por lo que representa 1,24B.

A modo resumen, se recoge en la siguiente tabla todos los parámetros calculados:

PARÁMETRO		Voladura tipo BANCO 15 m	
		Valor	Relación
Diámetro de perforación (mm)	D	76	
Altura de Banco (m)	H	15	H/B=6,00
Inclinación de los Barrenos (°)	α	10	
Piedra (m)	B	2,50	B=33D
Sobreperforación (m)	J	0,76	J/B=0,30
Longitud Barreno (m)	L	15,99	
Espaciamento (m)	S	3,10	S=1,24B

9.3.2.2 EXPLOSIVO

La voladura en banco diseñada tiene como fin el fragmentar el macizo rocoso para proceder a su carga y transporte mediante retroexcavadora y camión dumper o volquete, para su posterior reducción de tamaño en el establecimiento de beneficio. Para una mejor fragmentación del macizo rocoso y evitar la aparición de repiés se empleará una distribución de carga en fondo de tipo dinamita y una carga en columna de tipo emulsión, hidrogel y/o ANFO.

Existen diversas recomendaciones en cuanto debe ser el valor de la longitud de la carga de fondo, L_f , desde 1,3 veces B, hasta 35 veces D. Lo que la sitúa entre los 3,25 y los 2,66 m.

La longitud de retacado "R" debe estar comprendida entre 20 y 60 veces el D, aunque se recomienda que sea superior a 25 veces D, lo que sitúa esta longitud entre los valores de 1,52 m y 4,56 m.

A fin de definir con mayor detalle las características de la voladura tipo de producción, a continuación, se definirá el tipo de explosivo a emplear, diámetros y parámetros obtenidos empleando los explosivos de una de la comercializadora en Galicia, MAXAM.

MAXAM comercializa sus dinamitas bajo la denominación Riodin que en su configuración de diámetro de 60 mm tiene un peso por cartucho de 2,083 kg y longitud 0,525 m. En cuanto a explosivo para columna comercializa un hidrogel denominado

Riogel, que en diámetro de 60 mm presenta un encartuchado de 2,083 kg y 0,580 m de longitud y el ANFO para la carga a granel, bajo el nombre de Rioxam, a razón de 3,90 kg/m para el diámetro de 76 mm.

Por lo tanto, se han considerado para este tipo de voladura una carga de fondo de 6 cartuchos de dinamita y para carga de columna 19 cartuchos de Riogel en el caso de presencia de agua y 10,50 m de ANFO, en el caso de ausencia de agua. Con estas configuraciones, en el caso de presencia de agua se obtiene una carga total por barreno de 52,08 kg, un consumo específico de $0,45 \text{ kg/m}^3$, y una carga total por voladura de 1.875 kg, con un retacado de 2,53 metros, y para el caso de ausencia de agua, una carga total por barreno de 53,45 kg, un consumo específico de $0,46 \text{ kg/m}^3$, y una carga total por voladura de 1.924 kg, obteniendo un retacado de 2,50 metros.

Al igual que en la voladura tipo anterior, normalmente las voladuras serán conforme lo expuesto anteriormente, pudiendo establecer toda la carga de columna de hidrogel o Anfo, en función del estado del agua en los barrenos (seco o con agua), manteniendo siempre la carga por barreno total y el consumo específico calculado para la voladura tipo.

9.4 Iniciación y secuenciado

Se establece una configuración como voladura tipo máxima de 45 barrenos para la voladura de 12 metros perforados al tresbolillo, los cuales se iniciarán mediante detonadores no eléctricos de tipo "nonel" cebados en fondo, conectados en superficie mediante conectores de microrretardo de 25 ms entre columnas de la primera fila y retardo de 42 ms entre las restantes filas.

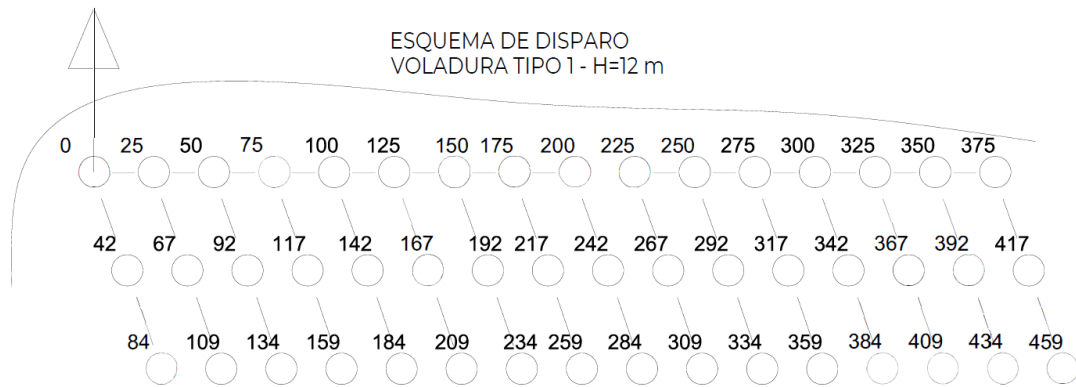


IMAGEN 9.1: ESQUEMAS DE DISPARO PARA VOLADURA TIPO 1

Para la voladura de 15 metros se establece una configuración de 36 barrenos, perforados al tresbolillo, los cuales se iniciarán mediante detonadores no eléctricos de tipo “nonel” cebados en fondo, conectados en superficie mediante conectores de microrretardo de 25 ms entre columnas de la primera fila y retardo de 42 ms entre las restantes filas.

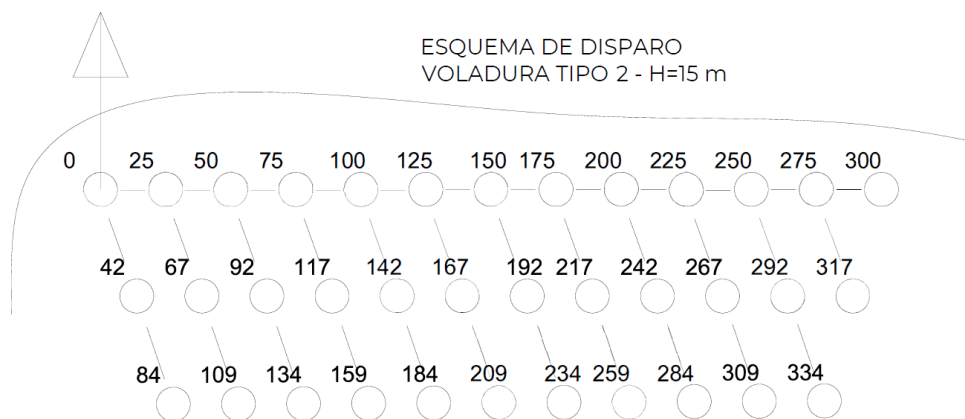


IMAGEN 9.2: ESQUEMAS DE DISPARO PARA VOLADURA TIPO 2

Con estas configuraciones se consigue que la carga operante sea la correspondiente a un único barreno, ya que no existen barrenos que detonen en un intervalo inferior a 8 ms.

El procedimiento de carga, cebado e iniciación será el siguiente, en el primer cartucho de carga de fondo se insertará, mediante la ayuda de un punzón de cobre, un detonador no eléctrico. Este cartucho cebo se hará descender suavemente hasta su posición sujetándolo el tubo del detonador no eléctrico. Se realizará la carga del resto

de cartuchos que componen la carga de fondo. A continuación, se verterá la carga de columna a granel o encartuchado hasta alcanzar la longitud prevista. Por último, se efectuará el retacado con detritus compactados con un atacador de madera. Solo saldrá al exterior el tubo iniciador del detonador.

El iniciado de la voladura se realizará con un único detonador eléctrico de alta insensibilidad conectado a la línea de tiro compuesta por los conectores de superficie tipo Nonel, accionado mediante un explosor homologado. O bien, en caso de considerarlo necesario, con el uso de tubo de transmisión por onda de choque tipo Rioline® de Maxam, realizándose el inicio de la voladura con un iniciador adecuado para ese tubo de transmisión.

En el caso de emplear un único detonador eléctrico para el inicio de la voladura, de acuerdo con el apartado 6.8 de la ITC 10.2.01 el cálculo justificativo de la resistencia de la línea de tiro es el siguiente:

- Resistencia de la línea de tiro = $0,0083 \frac{\Omega}{m}$ (longitud de 200 m)
- Resistencia de la línea de tiro = $0,0083 \frac{\Omega}{m} * 200 = 1,66 \Omega$
- Resistencia de un detonador AI + 2 hilos (3m) =
$$= (0,03 \Omega + 0,065 \frac{\Omega}{m} * 2 * 3m) = 0,42 \Omega$$
- Resistencia total del circuito = $1 \text{ ud} * 0,42 \Omega + 1,66 \Omega = 2,08 \Omega$
- Intensidad mínima de disparo del circuito (detonadores AI) = 25 A
- $V = I * R = 25 \text{ A} * 2,08 \Omega = 52 \text{ V}$

Por tanto, el cálculo de la potencia del explosor:

- $P = I^2 * R = (25 \text{ A})^2 * 2,08 = 1.300 \text{ W}$
- $P = 1.300 \text{ W} * K = 2600 \text{ W} = 2,6 \text{ kW}$

La potencia mínima del explosor necesaria para la iniciación será de 2,6 kW, que debe ser inferior a la del explosor a emplear.

9.5 Resumen de parámetros de voladura

Una vez obtenidos los parámetros concretos de la voladura tipo a continuación se muestran en una tabla resumen:

PARÁMETRO	Voladura tipo BANCO 12 m		Voladura tipo BANCO 15 m	
Diámetro Barrenos (D) [mm]	76		76	
Altura de banco (H) [m]	12		15	
Inclinación (α) [°]	10		10	
Sobreperforación (J) [m]	0,76		0,76	
Longitud barrenos (L) [m]	12,95		15,99	
Piedra (B) [m]	2,50		2,50	
Espaciamiento (S) [m]	3,10		3,10	
Número de Barrenos	45		36	
Volumen Total Voladura [m³]	1.867		1.875	
Estado del barreno	Agua	Seco	Agua	Seco
Retacado (R) [m]	2,69	2,45	2,53	2,50
Carga Operante máx. [kg]	39,58	41,48	52,08	53,45
Consumo específico [kg/m³]	0,43	0,45	0,45	0,46

Estas voladuras se corresponden con las voladuras máximas calculadas para los bancos definidos y considerando las variaciones en función del fabricante de explosivo seleccionado.

9.6 Limitaciones voladura por afecciones a estructuras

La normativa española en materia de vibraciones producidas por voladuras está plasmada en la *Norma UNE-22-381-93 "Control de Vibraciones Producidas por Voladuras"*, a la que hace referencia la ITC de Voladuras Especiales, la cual debe tenerse en cuenta a efectos de proteger las estructuras y viviendas más cercanas al entorno de la unidad de explotación.

Esta norma define el procedimiento de estudio y control de vibraciones producidas por voladuras, tanto en el nivel de análisis preciso como en el método de cálculo a seguir.

9.6.1 TIPO DE ESTRUCTURA

La norma UNE se aplica a estructuras habituales cercanas a las voladuras, llamadas *"estructuras colindantes"*, es decir, *"toda obra de origen antrópico con una finalidad útil y que sea susceptible de experimentar vibraciones"*.

Estas estructuras a las que se refiere la norma son clasificables en los siguientes tres grupos:

- **Grupo I:** Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.
- **Grupo II:** Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no presenten especial sensibilidad a las vibraciones.
- **Grupo III:** Estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que presenten una especial sensibilidad a las vibraciones por ellas mismas o por elementos que pudieran contener.

9.6.2 CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DAÑOS

El criterio de prevención de daños definido por la *Norma UNE 22-381-93* está dado en función del grupo donde quede clasificada la estructura considerada, según la clasificación expuesta en el apartado anterior, y de la frecuencia predominante para el valor pico de la velocidad de vibración media en el terreno.

Este criterio se resume según la siguiente tabla:

Tipo de Estructura	FRECUENCIA PRINCIPAL (HZ)		
	2-15	15-75(*)	>75
	Velocidad (mm/s)	Desplazamiento (mm)	Velocidad (mm/s)
I	20	0,212	100
II	9	0,095	45
III	4	0,042	20

(*) En los tramos de frecuencia comprendidos entre 15 y 75 Hz, en los que el nivel está dado en desplazamiento, se podrá calcular la velocidad equivalente conociendo la frecuencia principal, a través de la ecuación $v = 2 \cdot \pi \cdot f \cdot d$

La aplicación del criterio de daños se puede evaluar también a través de la siguiente gráfica:

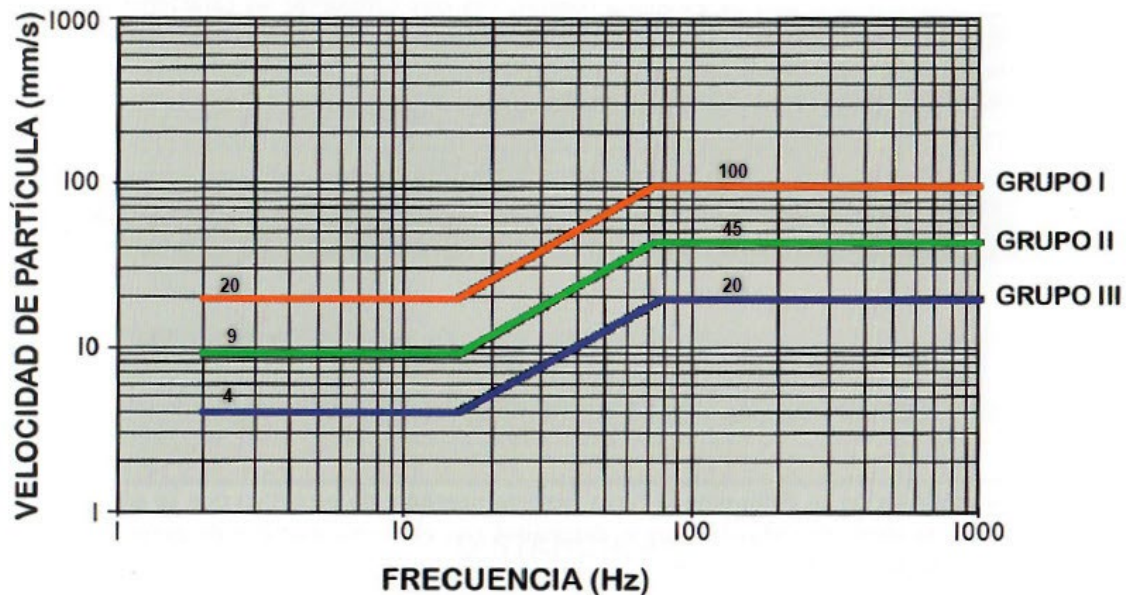


IMAGEN 9.3: CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DAÑOS

9.7 Análisis de vibraciones

El análisis necesario que establece la legislación vigente será definido en función de la estructura a preservar, del tipo de terreno, de la distancia existente entre la voladura y la estructura y de la carga máxima de explosivo a detonar instantáneamente o carga por secuencia.

La metodología para la obtención del tipo de análisis a realizar se obtiene a partir del siguiente proceso:

- a) Primeramente, se define el tipo de macizo rocoso sobre el que se sitúa la estructura, de acuerdo con la siguiente clasificación:

Tipo de Macizo Rocos	Velocidad Sísmica
Rocoso Duro	Superior a 4.000 m/s
Rocoso Medio	Entre 2.000 y 4.000 m/s
Rocoso Blando	Inferior a 2.000 m/s

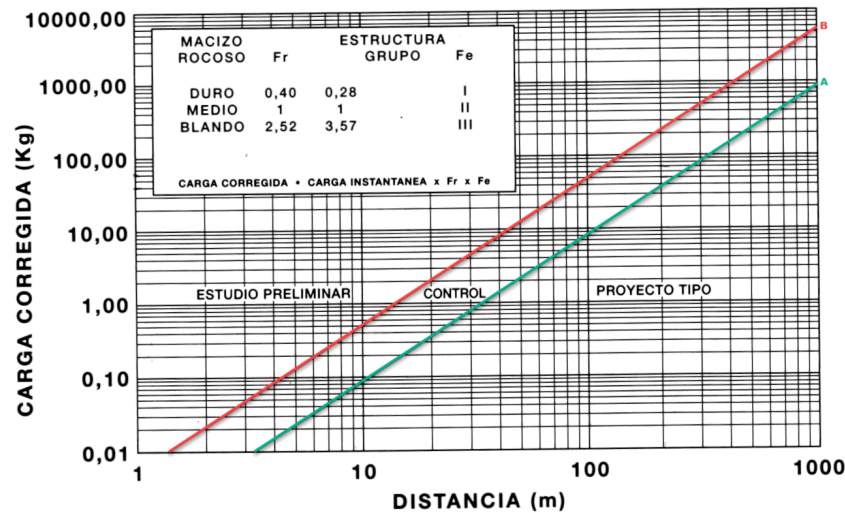
- b) Se clasifica la estructura a proteger según los grupos definidos en el apartado anterior.
- c) Se mide la distancia entre la voladura y la estructura en metros.
- d) Se calcula la carga operante de la voladura; definiendo la misma como la suma de todas las cargas detonadas en el mismo número de detonador, y en voladuras secuenciadas aquellas que se detonen entre intervalos inferiores a 8 milisegundos.
- e) Por último, en función del grupo de la estructura y del tipo de macizo rocoso se determina la carga corregida, que se obtiene como producto de la carga operante por los factores F_e según el tipo de estructura y F_r según el tipo de macizo rocoso.

$$Q_{\text{corregida}} = F_r \cdot F_e \cdot Q$$

Los valores de F_r y F_e son los que se recogen en la siguiente tabla:

Estructura grupo	F_e	Macizo Rocos	F_r
I	0,28	Duro	0,40
II	1	Medio	1
III	3,57	Blando	2,52

Una vez obtenida la Q_c (Carga corregida), existen dos métodos para definir el tipo de análisis a aplicar; por una parte, a través del ábaco que se muestra en la siguiente imagen, de dónde se obtiene un punto a partir de la Q_c y la distancia D .



En función de los valores introducidos el punto de corte estará ubicado en una de las tres zonas delimitadas por las rectas del ábaco.

9.7.1 PROYECTO TIPO DE VIBRACIONES

En el caso de que el punto se sitúe en la zona por debajo de la recta A (recta proyecto tipo-control); la carga operante de explosivo es tan baja para la distancia a la que se encuentra la estructura a proteger que es descartable cualquier incidencia de las vibraciones. En este caso bastará con adjuntar el ábaco o justificación del resultado en el proyecto de voladura tipo.

9.7.2 CONTROL DE VIBRACIONES

Cuando el punto de intersección se sitúe en la zona entre las dos rectas (A y B), implica la necesidad de realización de medición de nivel de vibraciones en el punto definido.

Los datos que debe aportar un control de vibraciones son:

- Carga operante máxima.
- Carga por cada secuencia y secuencias empleadas.
- Distancia.
- Velocidad de vibración de pico para cada componente junto a las frecuencias predominantes.

- Ubicación de los puntos de disparo y registro.
- Breve descripción del terreno.

Una vez realizadas las mediciones, si el nivel de vibración resultante fuera menor que el nivel fijado por el criterio de prevención de daños es posible incrementar progresivamente la carga en controles posteriores, manteniendo igual el resto de los parámetros, hasta que los niveles resultantes sean iguales o inferiores al valor de vibración admisible definido por los criterios de prevención de daños.

Si el nivel de vibración resultante superase el nivel fijado como máximo, se deberá realizar un estudio preliminar de vibraciones para voladuras posteriores, o bien reducir la carga operante hasta un valor igual al proyecto tipo y a partir de él continuar las mediciones incrementándolo progresivamente.

9.7.3 ESTUDIO PRELIMINAR DE VIBRACIONES

Este tipo de análisis queda establecido para aquellos casos donde el punto se sitúe por encima de la recta B, siendo necesario conocer el comportamiento sísmico del terreno, es decir, la relación existente entre la carga detonada, la vibración generada y la distancia. Para ello, será necesaria la realización de ensayos previos.

Las pruebas se efectúan en las siguientes fases, según indica la propia norma:

- Determinación de la componente principal con un registro de las tres componentes.
- Medición de la componente principal en posiciones distantes entre sí de manera que cubran el área de interés.
- Medición con diferentes cargas instantáneas en orden creciente hasta llegar, si es posible, a cargas del mismo orden de las que se prevén utilizar controlando los niveles obtenidos in situ.
- Ajuste de los datos a una ley de amortiguación, del siguiente tipo:

- Ley General: $V = K \cdot Q^\alpha \cdot D^\beta$

○ Ley Cuadrática: $V = K \cdot (D/\sqrt{Q})^\beta$

- Determinación de la frecuencia predominante en el rango de distancias estudiado.
- Cálculo de las tablas carga operante/distancia.

Las pruebas se han de plantear en base a la detonación de voladuras con diferentes cargas operantes, o bien, en base a la ejecución de barrenos individuales confinados con diferentes cargas.

Los ensayos confinados suelen generar niveles de vibración más alto que las voladuras de producción, por lo tanto, en caso de haber realizado el estudio con cargas confinadas, se podría revisar el estudio con datos posteriores en voladuras de producción. Sin embargo, los estudios con cargas confinadas dan como resultados leyes más precisas al tener datos más constantes.

La relación de controles sucesivos, pueden aportar datos suficientes para la obtención de la ley de amortiguación. Una vez obtenida la ley que relacione la velocidad de vibración máxima pico con la carga por secuencia detonada y la distancia, se puede calcular la tabla carga por secuencia / distancia, en base al límite de vibración fijado por el criterio de prevención de daños.

Las rectas que definen las tres diferentes zonas del ábaco que dan lugar al tipo de análisis indicado para cada voladura concreta, tienen como expresión analítica en función del tipo de estructura, el macizo rocoso y la distancia, la siguiente ecuación equivalente:

$$Q = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{Fe} \cdot \frac{1}{Fr} \cdot Fa \cdot D^2$$

- Q es la carga máxima operantes en Kg.
- D es la distancia en m.
- Fe, es el factor de la estructura.
- Fr, es el factor del macizo rocoso.
- Fa es el factor de la recta, siendo 1 para la recta A y 5,77 para la recta B.

9.7.4 APLICACIÓN A LA VOLADURA TIPO

Considerando el caso concreto de las voladuras tipo diseñadas para la explotación 'Monte da Costa', las estructuras más próximas a la explotación y a la ampliación son las que se encuentran noreste y al sur.

Hacia el noroeste se encuentra una edificación que se enclava dentro del grupo II "viviendas" siendo el caso más limitante, y en la zona sur una edificación del grupo I "naves industriales". Más alejada se encuentra la Capela de Santa Cecilia, que se enclava en el grupo III "estructuras de valor arquitectónico". En el siguiente cuadro e imagen se muestra la distancia desde el punto más cercano de voladuras a cada una de estas estructuras.

Estructura Grupo I		Estructura Grupo II		Estructura Grupo III	
Elemento	Distancia (m)	Elemento	Distancia (m)	Elemento	Distancia (m)
Nave industrial al sur	129	Vivienda al noroeste	109	Capilla de Santa Cecilia	589

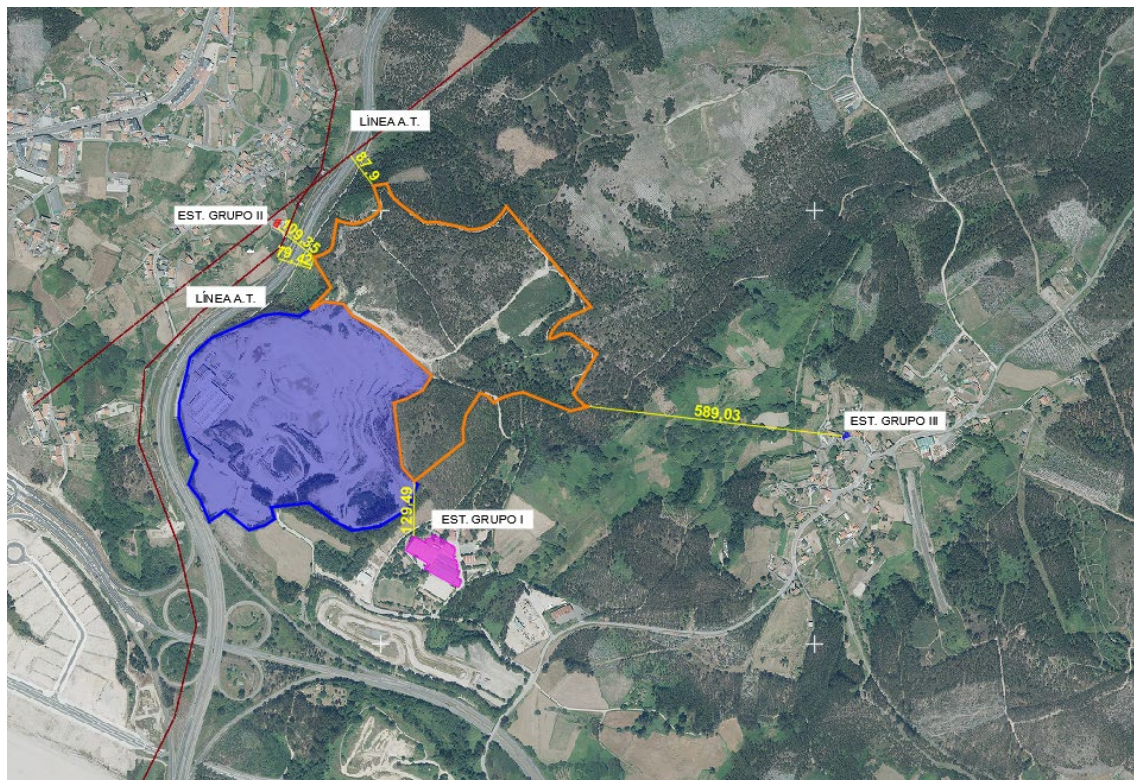


IMAGEN 9.4: DISTANCIA EDIFICACIONES MÁS PRÓXIMAS

En cuanto al macizo rocoso, según las consideraciones de velocidad sísmica de afloramientos, estaríamos ante el caso de una roca dura o media, se va a considerar a efectos de cálculo como media, como criterio más conservador.

9.7.4.1 VOLADURA TIPO BANCO 12 M

Se estudiarán las cargas máximas para un esquema de conexión donde la carga operante sea la correspondiente a un único barreno y sea la máxima entre barrenos secos o con agua.

Considerando estructuras **Grupo I** y macizo rocoso "Medio", Fe tiene un valor de 0,28 y Fr 1. Aplicando al valor de Fa 1, que corresponde con la recta A, que divide la carga máxima a partir de la cual hay que realizar control continuo de vibraciones, obtenemos los siguientes resultados de las cargas para las distancias definidas:

$$Q_{129\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{0,28} \cdot \frac{1}{1} \cdot 1 \cdot 129^2 = 54,96 \text{ kg}$$

Aplicando el valor Fa de 5,77, que corresponde con la recta B, que divide la carga mínima a partir de la cual hay que realizar estudio preliminar de vibraciones, obtenemos los siguientes límites en cada caso:

$$Q_{129\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{0,28} \cdot \frac{1}{1} \cdot 5,77 \cdot 129^2 = 317,13 \text{ kg}$$

Considerando estructuras **Grupo II** y macizo rocoso "Medio", Fe tiene un valor de 1 y Fr 1. Aplicando al valor de Fa 1, que corresponde con la recta A, que divide la carga máxima a partir de la cual hay que realizar control continuo de vibraciones, obtenemos los siguientes resultados de las cargas para las distancias definidas y para ubicarse dentro de la zona de control de vibraciones:

$$Q_{109\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{1} \cdot \frac{1}{1} \cdot 1 \cdot 109^2 = 10,99 \text{ kg}$$

Aplicando el valor Fa de 5,77, que corresponde con la recta B, que divide la carga mínima a partir de la cual hay que realizar estudio preliminar de vibraciones, obtenemos los siguientes límites en cada caso:

$$Q_{109\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{1} \cdot \frac{1}{1} \cdot 5,77 \cdot 109^2 = 63,40\text{ kg}$$

Considerando estructuras **Grupo III** y macizo rocoso "Medio", Fe tiene un valor de 3,57 y Fr 1. Aplicando al valor de Fa 1, que corresponde con la recta A, que divide la carga máxima a partir de la cual hay que realizar control continuo de vibraciones, obtenemos los siguientes resultados de las cargas para las distancias definidas y para ubicarse dentro de la zona de control de vibraciones:

$$Q_{589\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{3,57} \cdot \frac{1}{1} \cdot 1 \cdot 589^2 = 89,87\text{ kg}$$

Aplicando el valor Fa de 5,77, que corresponde con la recta B, que divide la carga mínima a partir de la cual hay que realizar estudio preliminar de vibraciones, obtenemos los siguientes límites en cada caso:

$$Q_{589\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{3,57} \cdot \frac{1}{1} \cdot 5,77 \cdot 589^2 = 518,50\text{ kg}$$

Para las voladuras tipo I (altura de banco de 12 m) las estructuras de los grupos I y III más cercanas a la explotación están en la zona de proyecto tipo, mientras que la estructura tipo II más cercana al límite de la ampliación, que se encuentra a 109 m de este, se encuentra dentro de la zona de control de vibraciones, tal y como puede verse en la siguiente imagen.

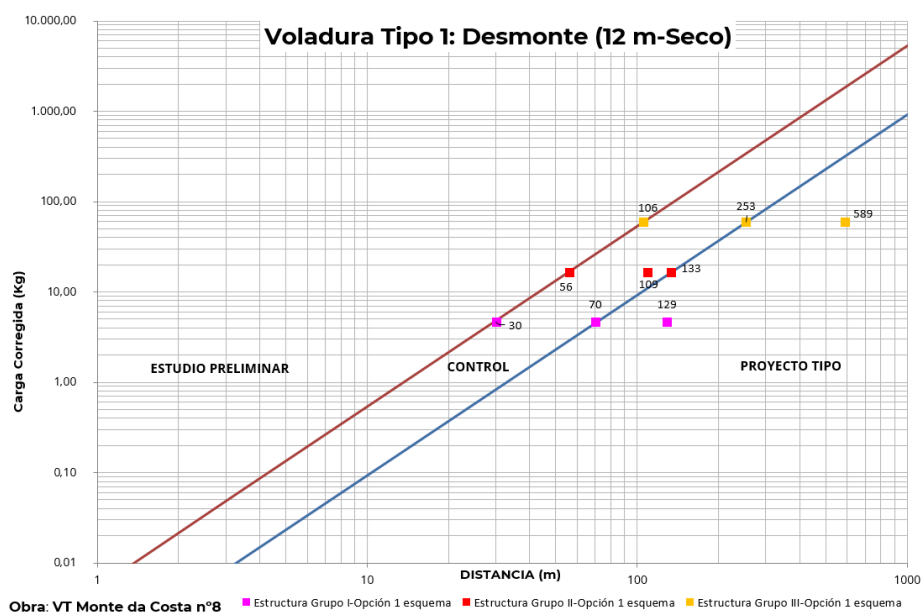


IMAGEN 9.5: REPRESENTACION GRÁFICA CRITERIO DE PREVENCIÓN DE DAÑOS. VOLADURA TIPO I BANCO 12 M

Esto se traduce en que si las voladuras a realizar están a una distancia de entre 109 y 133 m de la estructura tipo II señalada en la imagen, será necesaria la medición de nivel de vibraciones junto a la citada edificación, siguiendo lo indicado en el apartado 9.7.2.

Para voladuras que estén situadas a más de 133 m, este control ya no sería necesario.

9.7.4.2 VOLADURA TIPO BANCO 15 M

Se estudiarán las cargas máximas para un esquema de conexión donde la carga operante sea la correspondiente a un único barreno y sea la máxima entre barrenos secos o con agua.

Considerando estructuras **Grupo I** y macizo rocoso "Medio", Fe tiene un valor de 0,28 y Fr 1. Aplicando al valor de Fa 1, que corresponde con la recta A, que divide la carga máxima a partir de la cual hay que realizar control continuo de vibraciones, obtenemos los siguientes resultados de las cargas para las distancias definidas:

$$Q_{129\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{0,28} \cdot \frac{1}{1} \cdot 1 \cdot 129^2 = 54,96 \text{ kg}$$

Aplicando el valor Fa de 5,77, que corresponde con la recta B, que divide la carga mínima a partir de la cual hay que realizar estudio preliminar de vibraciones, obtenemos los siguientes límites en cada caso:

$$Q_{129\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{0,28} \cdot \frac{1}{1} \cdot 5,77 \cdot 129^2 = 317,13 \text{ kg}$$

Considerando estructuras **Grupo II** y macizo rocoso "Medio", Fe tiene un valor de 1 y Fr 1. Aplicando al valor de Fa 1, que corresponde con la recta A, que divide la carga máxima a partir de la cual hay que realizar control continuo de vibraciones, obtenemos los siguientes resultados de las cargas para las distancias definidas y para ubicarse dentro de la zona de control de vibraciones:

$$Q_{109\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{1} \cdot \frac{1}{1} \cdot 1 \cdot 109^2 = 10,99 \text{ kg}$$

Aplicando el valor Fa de 5,77, que corresponde con la recta B, que divide la carga mínima a partir de la cual hay que realizar estudio preliminar de vibraciones, obtenemos los siguientes límites en cada caso:

$$Q_{109\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{1} \cdot \frac{1}{1} \cdot 5,77 \cdot 109^2 = 63,40 \text{ kg}$$

Considerando estructuras **Grupo III** y macizo rocoso "Medio", Fe tiene un valor de 3,57 y Fr 1. Aplicando al valor de Fa 1, que corresponde con la recta A, que divide la carga máxima a partir de la cual hay que realizar control continuo de vibraciones, obtenemos los siguientes resultados de las cargas para las distancias definidas y para ubicarse dentro de la zona de control de vibraciones:

$$Q_{589\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{3,57} \cdot \frac{1}{1} \cdot 1 \cdot 589^2 = 89,87 \text{ kg}$$

Aplicando el valor Fa de 5,77, que corresponde con la recta B, que divide la carga mínima a partir de la cual hay que realizar estudio preliminar de vibraciones, obtenemos los siguientes límites en cada caso:

$$Q_{589\text{ m}} = 924,79 \cdot 10^{-6} \cdot \frac{1}{3,57} \cdot \frac{1}{1} \cdot 5,77 \cdot 589^2 = 518,50 \text{ kg}$$

Al igual que para las voladuras de tipo I (altura de banco de 12 m), para las voladuras tipo II (altura de banco de 15 m) las estructuras de los grupos I y III más cercanas a la explotación están en la zona de proyecto tipo, mientras que la estructura tipo II más cercana al límite de la ampliación, que se encuentra a 109 m de este, se encuentra dentro de la zona de control de vibraciones, tal y como puede verse en la siguiente imagen.

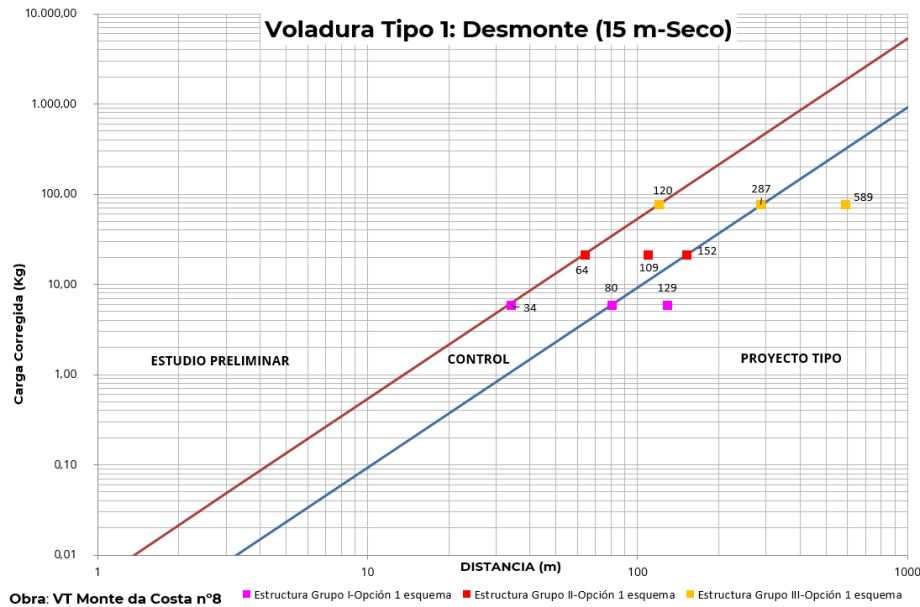


IMAGEN 9.6: REPRESENTACION GRÁFICA CRITERIO DE PREVENCION DE DAÑOS. VOLADURA TIPO II BANCO 15 M

Esto se traduce en que si las voladuras a realizar están a una distancia de entre 109 y 152 m de la estructura tipo II señalada en la imagen, será necesaria la medición de nivel de vibraciones junto a la citada edificación, siguiendo lo indicado en el apartado 9.7.2.

Para voladuras que estén situadas a más de 152 m, este control ya no sería necesario.

En cuanto a las líneas eléctricas, por la zona oeste-noreste discurren dos líneas de alta tensión, con distancia desde la zona más próxima de voladura de 79 m. Según el apartado 5.4.1 de la ITC 10.3.01 se obtienen las siguientes distancias con respecto a la tensión de la línea.

Tensión de línea (V)	Distancia (m)
Hasta 1.000.....	10
De 1.000 a 6.000.....	20
De 6.000 a 11.000.....	50
De 11.000 a 60.000.....	100
Más de 60.000.....	200
Líneas ferrocarril electrificadas a cualquier tensión.....	300

IMAGEN 9.7: DISTANCIA-TENSIÓN ITC 10.3.01

Tal y como indica dicho apartado de la *ITC 10.3.01*, en los casos en los que la distancia prevista entre la voladura y las líneas eléctricas sea inferior a las indicadas, para la utilización del encendido eléctrico se precisa un estudio preliminar que justifique la no existencia de riesgos, tanto por derivaciones de corrientes, como por inducción de corrientes sobre el circuito de voladura. Se deben utilizar, al menos, detonadores insensibles.

Por lo tanto, en cuanto la distancia que separe la zona a explotar con la línea sea inferior a la distancia que fija la *ITC 10.3.01* en su apartado *5.4.1 Distancias de protección*, se realizará el correspondiente estudio de corrientes erráticas.

10 DESCRIPCIÓN DE MEDIOS

En este apartado se describirán y justificarán los medios tanto materiales como humanos necesarios para explotación en proyecto de la ampliación de la explotación 'Monte da Costa', siempre bajo la premisa de explotar según el plan de producción previsto.

10.1 Maquinaria

El tipo de maquinaria necesaria para la ejecución de las operaciones de explotación será la misma que la empleada actualmente. Debido a necesidades de producción o averías, los equipos pueden ser sustituidos por otros de características similares, aunque siempre se adecuarán al dimensionamiento de la instalación. A continuación, se describe la maquinaria necesaria según el proceso productivo.

10.1.1 PERFORACIÓN

El arranque se realiza por medio de perforación y voladura en bancos convencionales de pequeño diámetro. La perforación se realiza con un carro perforador Tamrock 700 o similar, montado sobre orugas con sistema de perforación mediante martillo en cabeza, que permite tanto la perforación en horizontal como en vertical. Está equipado con cabina de mando cerrada y dispone de captador de polvo, que consiste en una boquilla colocada en el emboquille del barreno y que aspira el polvo depositándolo en sacos cerrados.



IMAGEN 10.1: PERFORADORA TIPO. FUENTE: TAMROCK

10.1.2 CARGA

La carga del material procedente de la voladura se lleva a cabo con ayuda de dos retroexcavadores retroexcavadoras de cadenas, LIEBEHR 944 C LITRONIC o similar, y una CATERPILLAR 365 B MH o similar, contando con una capacidad de la cuchara de 1,75 m³ y 4 m³ respectivamente, que vierten el material sobre los dúmper.



IMAGEN 10.2: RETROEXCAVADORA DE CADENAS TIPO. FUENTE: CAT

10.1.3 TRANSPORTE

El transporte del material volado a trituración primaria se lleva a cabo mediante dos camiones dúmper articulados TEREX T45 y KOMATSU HD465-5A o similares, variando el número de unidades en función de las necesidades productivas. La capacidad de carga colmada es de 25 m³.



IMAGEN 10.3: DÚMPER TIPO. FUENTE: KOMATSU

10.1.4 CARGA MATERIAL FINAL

La cargadora de ruedas, VOLVO 180E o similar, es el equipo empleado para realizar pequeños trabajos de mantenimiento en la explotación, movimientos de productos terminados a acopios o la carga del material a los clientes. Actualmente se cuenta con tres unidades de pala cargadora.



IMAGEN 10.4: PALA CARGADORA TIPO. FUENTE: VOLVO

La maquinaria móvil, aquí descrita, podrá ser propia o ajena en función de las operaciones que vayan a ser subcontratadas. Asimismo, las imágenes se corresponden con maquinaria tipo, no siendo exactamente necesaria la maquinaria a utilizar en la explotación.

10.1.5 SELECCIÓN DE EQUIPOS

Si consideramos las necesidades de producción bruta máxima que se estima, que son de 250.000 t/año (96.155 m³/año), y que las labores de extracción se realizan durante todo el año, las capacidades mínimas de producción de los equipos serán:

$$Producción = \frac{96.155 \text{ m}^3}{\left(12 \text{ meses} \cdot 20 \frac{\text{días}}{\text{mes}} \cdot 8 \frac{\text{h}}{\text{día}}\right)} = 50,08 \text{ m}^3/\text{h}$$

La distancia media del frente de explotación al establecimiento de beneficio es de 2 km, considerando una velocidad media de transporte de 8 km/h, el tiempo necesario para completar el recorrido de ida y vuelta es de 30 minutos, a los que habrá que sumar los tiempos de carga y descarga. Por lo tanto, tendremos un tiempo

empleado en la carga y transporte del material de 37 minutos, con una carencia de ciclo de 1,62 viajes a la hora.

SELECCIÓN EQUIPOS	
Volumen producción anual (m ³)	96.155
Meses trabajo	12,00
Días trabajo al mes	20,00
Horas trabajo al día	8,00
Producción (m ³ /h)	50,08

Distancia media del frente al acopio/EB (km)	2,00
Velocidad media (km/h)	8,00
Tiempo recorrido ida-vuelta (min)	30,00
Tiempo descarga (min)	2,00
Tiempo máx. ciclo carga (min)	1
Tiempo máx. carga total (min)	14,28
Tiempo empleado carga-transporte (min)	44,28
Carencia de ciclo (viajes/hora)	1,36

Número de equipos de tte. (ud)	2,00
Capacidad de carga mínima volquete (m ³)	18,48
Capacidad de carga mínima cazo (m ³)	1,29

A partir de estos cálculos y considerando las capacidades de los equipos seleccionados, y las capacidades de carga de volquete y cazo necesarias, se necesitarían 2 unidades de transporte con una capacidad de carga mínima de 18,48 m³ y una excavadora con una capacidad de cazo que permita la carga en ciclos de menos de 14,28 minutos, lo que, suponiendo un tiempo de 1 minuto por ciclo de carga, un cazo de 1,29 m³. Se obtiene con esto una producción de 67,75 m³/h, mayor que la producción estimada, por lo tanto, considerando las capacidades de los equipos seleccionados, estos cumplen con lo requerido para mantener la producción de acuerdo con lo indicado en este proyecto.

Serán necesarios para las operaciones de carga y transporte el empleo de una retroexcavadoras de cadenas LIEBEHR 944 C LITRONIC o similar, y una CATERPILLAR

365 B MH o similar y dos camiones dumper articulados TEREX T45 y KOMATSU HD465-5A o similares.

10.2 Personal

El personal necesario para alcanzar los niveles de producción previstos se estima que será una plantilla de 9 trabajadores, entre los que se encuentran 1 técnico grado superior/medio, 1 administrativo, 1 encargado de explotación, 2 operarios de carga, 2 operarios de transporte y 2 operarios del establecimiento de beneficio y a los que habrá que sumar los trabajadores correspondientes a la subcontratación de las labores de perforación.

- Ingeniero o ingeniero técnico de Minas: ejercerá las funciones de Director Facultativo de la explotación, siendo el encargado de supervisar las labores de planificación de extracción de acuerdo con el proyecto de explotación y a la elaboración de los correspondientes planes de labores. Esta función podrá ser efectuada por un director facultativo externo.
- Encargado de explotación: el cual supervisará todos los trabajos de extracción, siendo el encargado de la vigilancia del cumplimiento de los programas de mantenimiento y vigilancia de la maquinaria y equipos. Asimismo, será el responsable de velar por el cumplimiento de las recomendaciones en materia de seguridad y salud de los trabajadores en el centro de trabajo. Tendrá formación en el uso y manejo de explosivos siendo el responsable del equipo de trabajo de voladura.
- Un operario de perforación: dispondrá de la formación y capacitación necesaria para el manejo de carro perforador y perforadora hidráulica según ITC 02.1.02, especificación técnica 2003-1-10. Asimismo, poseerá el título de artillero. Este puesto corresponderá a la empresa subcontratada y no será continuo su trabajo en la explotación.

- Dos operadores de maquinaria de arranque/carga: dispondrán de la formación y capacitación necesaria para el manejo de pala cargadora y excavadora hidráulica de cadenas según ITC 02.1.02, especificación técnica 2001- 1- 08.
- Dos operadores de maquinaria de transporte: realizarán la función de manejo del camión dúmper para el acarreo de roca y árido, dispondrán de la formación y capacitación necesaria para el manejo de camión rígido o articulado según la ITC 02.1.02, especificación técnica 2000-1-08.
- Dos operadores de establecimiento de beneficio: realizarán las funciones de operación de la planta de trituración y clasificación, así como el mantenimiento de estas, tendrán la formación necesaria según la ITC 02.1.02, especificación técnica 2004-1-10.
- Administrativo: realizará las funciones administrativas relacionadas con la explotación, entre las que se incluye el control y pesaje de camiones de expedición de áridos, dispondrá de la formación según la ITC 02.1.02, especificación técnica 2004-1-10.

11 INSTALACIONES AUXILIARES Y SERVICIOS

Como ya se ha descrito a lo largo del presente proyecto, se dispone de establecimiento de beneficio minero dentro de la explotación que permite la transformación del material extraído.

En este se realiza un proceso de obtención de áridos que se detalla con mayor precisión en el *Anexo VI: Instalaciones*.

12 TRATAMIENTO DE AGUAS

Actualmente sobre la explotación 'Monte da Costa' existe una autorización de vertido vigente con código DH.V15.98374.

La actual unidad de explotación cuenta con un sistema de cunetas que recogen las aguas y un sistema de depuración diseñado por una balsa en la que se lleva a cabo las labores de decantación de las aguas que recibe, de acuerdo con la autorización de vertido existente.

Las aguas pluviales que inciden directamente sobre las áreas de explotación y escombreras son conducidas mediante cunetas hacia las balsas de decantación.

En el *Anexo V: Estudio Hidrológico*, se detalla el cálculo de la zona de explotación con el balance hídrico anual de la zona, el régimen de gestión de las aguas actual y futuro y la descripción de las infraestructuras necesarias.

13 ESTUDIO ECONÓMICO

El estudio económico se ha realizado sobre un horizonte temporal de 10 años, a pesar de que el yacimiento tiene una vida superior, cualquier estimación a mayor largo plazo introduce una serie de variables e incertidumbres que desvirtúan el análisis.

En el *Anexo II: Estudio económico*, se recoge y detalla el resultado del estudio económico financiero en base a las premisas anteriormente descritas, obteniéndose para el periodo de estudio de 10 años un Valor Actual Neto de la inversión de 223.159 euros con una tasa de descuento del 10% y con un resultado de TIR del 14%.

14 PRESUPUESTO

El presupuesto total de inversión inicial para la ejecución del proyecto de ampliación de la unidad de explotación 'Monte da Costa', asciende a la cantidad de **un millón doscientos cincuenta y cuatro mil trescientos diez con veintiséis euros (1.254.310,26)²**, correspondiente a la inversión necesaria para la ejecución de los trabajos previos necesarios para llevar a cabo la extracción descrita en este proyecto, tal y como se detalla en el *Anexo I: Presupuesto de acondicionamiento inicial de la explotación*.

Pontevedra, a fecha indicada en firma

Elaboración


Firmado digitalmente por
SILVANA SILVOSO
ABAL
Fecha: 2025.05.19
19:15:06 +02'00'

Silvana Silvosio Abal

Ingeniera de Minas

Colegiada nº2353 COIMNE de España

Dirección y Supervisión


Firmado digitalmente por
GONZALEZ PAZ
JAVIER - 34987594V
Fecha: 2025.05.21
11:08:38 +02'00'

Javier González Paz

Ingeniero de Minas

Colegiado nº1634 COIMNE de España

² Presupuesto de ejecución material

ANEXO I: PRESUPUESTO DE ACONDICIONAMIENTO INICIAL DE LA EXPLOTACIÓN

CUADRO DE DESCOMPUESTOS

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	CANTIDAD UD	RESUMEN	PRECIO	SUBTOTAL	IMPORTE
--------	-------------	---------	--------	----------	---------

CAPÍTULO 1 CONSTRUCCIÓN PISTA

rmT01B13	m³	Excavación roca con explosivos 1.000 < vol. <= 10.000 m³			
		Excavación en roca para volúmenes entre 1.000 y 10.000 m ³ , mediante el uso de explosivos. Volumen medido en estado natural.			
rmO01A01	0,001 h	Capataz	25,85	0,03	
rmO01A03	0,003 h	Oficial especialista	22,96	0,07	
rmO01A04	0,005 h	Oficial de oficios	20,80	0,10	
rmO01A05	0,005 h	Peón	20,27	0,10	
rmP19A01	0,440 kg	Explosivos (p.o.)	1,71	0,75	
rmM02A09	0,010 h	Carros perforadores: equipos con martillo en fondo de Ø 95-152 m	72,34	0,72	
%6.0CI	6,000 %	Costes indirectos 6,0%	1,80	0,11	
TOTAL PARTIDA.....					1,88

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de UN EUROS con OCHENTA Y OCHO CÉNTIMOS

rmT01B06	m³	Excavación en desmonte y transporte con camiones, 500 < d <= 1.0			
		Remoción, excavación en desmonte y transporte con camiones de terrenos de cualquier naturaleza o consistencia, excluido terreno tránsito y roca. Distancia de transporte entre 500 y 1.000 m. Volumen medido en estado natural.			
rmM01C13	0,016 h	Retroexcavadora oruga hidráulica 131/160 CV	68,24	1,09	
rmM01D05	0,035 h	Camión 241/310 CV.	44,50	1,56	
%6.0CI	6,000 %	Costes indirectos 6,0%	2,70	0,16	
TOTAL PARTIDA.....					2,81

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de DOS EUROS con OCHENTA Y UN CÉNTIMOS

rmT04A01	m³	Construcción terraplén o pedraplén, 100% PN o 96% PM			
		Mezcla, extendido, riego a humedad óptima, compactación y perfilado de rasantes, para la construcción de terraplenes o pedraplenes, por capas de espesor acorde con la capacidad del equipo y la naturaleza del terreno, incluidos el transporte y riego con agua. Densidad máxima exigida del 100% del ensayo proctor normal o 96% del ensayo proctor modificado.			
rmM01B02	0,003 h	Motoniveladora 131/160 CV	56,55	0,17	
rmM01B10	0,010 h	Compactador vibro 131/160 CV	47,09	0,47	
rmM01D12	0,010 h	Camión cisterna riego agua 191/240 CV	41,68	0,42	
%6.0CI	6,000 %	Costes indirectos 6,0%	1,10	0,07	
TOTAL PARTIDA.....					1,13

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de UN EUROS con TRECE CÉNTIMOS

rmT04A08	m³	Relleno, compactado mecánico, material granular, d<3 km			
		Relleno y apisonado con medios mecánicos, con material procedente de préstamos o de las propias excavaciones, transportado desde una distancia máxima de 3 km.			
rmO01A05	0,100 h	Peón	20,27	2,03	
rmM01C06	0,028 h	Pala cargadora ruedas 131/160 CV	57,82	1,62	
rmM01C13	0,040 h	Retroexcavadora oruga hidráulica 131/160 CV	68,24	2,73	
rmM01D05	0,035 h	Camión 241/310 CV.	44,50	1,56	
%6.0CI	6,000 %	Costes indirectos 6,0%	7,90	0,47	
TOTAL PARTIDA.....					8,41

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de OCHO EUROS con CUARENTA Y UN CÉNTIMOS

CUADRO DE DESCOMPUESTOS

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	CANTIDAD UD	RESUMEN	PRECIO	SUBTOTAL	IMPORTE
--------	-------------	---------	--------	----------	---------

CAPÍTULO 2 PREPARACION TERRENO

rmT02A04	m³	Retirada capa vegetal con medios mecánicos			
		Retirada de la capa vegetal con medios mecánicos, de profundidad variable, incluso acopio de material obtenido a pie de carga, sin incluir carga ni transporte.			
rmM01A03	0,010 h	Tractor orugas 131/150 CV	56,72	0,57	
%6.0CI	6,000 %	Costes indirectos 6,0%	0,60	0,04	
TOTAL PARTIDA.....					0,61

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de CERO EUROS con SESENTA Y UN CÉNTIMOS

rmT02C08	m³	Excavación cunetas con retroexcavadora			
		Excavación de cunetas con retroexcavadora, en cualquier tipo de terreno, excepto roca.			
rmM01C13	0,018 h	Retroexcavadora oruga hidráulica 131/160 CV	68,24	1,23	
%6.0CI	6,000 %	Costes indirectos 6,0%	1,20	0,07	
TOTAL PARTIDA.....					1,30

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de UN EUROS con TREINTA CÉNTIMOS

CUADRO DE DESCOMPUESTOS

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	CANTIDAD	UD	RESUMEN	PRECIO	SUBTOTAL	IMPORTE
--------	----------	----	---------	--------	----------	---------

CAPÍTULO 3 SEGURIDAD Y SALUD

rmC01A06	m	Cerramiento mecanizado con malla cinagética 200x17x30 y postes d				
		Cerramiento mecanizado con malla cinagética anudada de 200x17x30 (altura de la malla en cm/nº de alambres horizontales/separación en cm de los alambres verticales) con 3 alambres de acero de refuerzo instalados en la parte inferior, media y alta de la malla y postes de madera de pino sin tornear tratada en autoclave uso IV de 12 cm de diámetro y 2,50 m de altura, a 5 m de separación, empotrados y anclados con un dado 0,35x0,35x0,35 m de hormigón HM-20, con dos riostras cada 100 m, incluso tensores cincados, cordones, ataduras, grupillas, anclaje de los postes y montaje de la malla (totalmente terminada).				
rmO01A04	0,050	h	Oficial de oficios	20,80	1,04	
rmO01A05	0,188	h	Peón	20,27	3,81	
rmP04A06	0,250	ud	Poste sin tornear de madera de pino tratada en autoclave uso IV,	9,39	2,35	
rmP04C03	3,300	m	Alambre galvanizado nº17 (p.o.)	0,11	0,36	
rmP04C05	0,300	ud	Tensor alambre (p.o.)	0,41	0,12	
rmP04B10	1,100	m	Malla anudada galvanizada cinagética 200x17x30 (p.o.)	1,64	1,80	
rmM01C09	0,020	h	Retrocarga 71/100 CV, cazo: 0,9-0,18 m³	39,36	0,79	
rmM02A03	0,020	h	Martillo hidráulico 501-1000 kg, completo	5,03	0,10	
%6.0CI	6,000	%	Costes indirectos 6,0%	10,40	0,62	
rmX01B03	0,009	m³	Hor. masa HM-20/spb/40/l, ári. mach, "in situ", d<=20 km	123,15	1,11	
TOTAL PARTIDA.....					12,10	

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de DOCE EUROS con DIEZ CÉNTIMOS

rmS03G04	ud	Cartel indicativo de riesgos general, colocado				
		Cartel general indicativo de riesgos, de PVC serigrafiado, de 990x670 mm, colocado.				
rmP17F29	1,000	ud	Cartel indicativo de riesgos general, colocado	6,55	6,55	
%6.0CI	6,000	%	Costes indirectos 6,0%	6,60	0,40	
TOTAL PARTIDA.....					6,95	

Asciende el precio total de la partida a la mencionada cantidad de SEIS EUROS con NOVENTA Y CINCO CÉNTIMOS

CUADRO DE PRECIOS 1

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	UD	RESUMEN	PRECIO
CAPÍTULO 1 CONSTRUCCIÓN PISTA			
rmT01B13	m ³	Excavación roca con explosivos 1.000 < vol. ≤ 10.000 m³ Excavación en roca para volúmenes entre 1.000 y 10.000 m ³ , mediante el uso de explosivos. Volumen medido en estado natural.	1,88
		UN EUROS con OCHENTA Y OCHO CÉNTIMOS	
rmT01B06	m ³	Excavación en desmonte y transporte con camiones, 500 < d ≤ 1.0 Remoción, excavación en desmonte y transporte con camiones de terrenos de cualquier naturaleza o consistencia, excluido terreno tránsito y roca. Distancia de transporte entre 500 y 1.000 m. Volumen medido en estado natural.	2,81
		DOS EUROS con OCHENTA Y UN CÉNTIMOS	
rmT04A01	m ³	Construcción terraplén o pedraplén, 100% PN o 96% PM Mezcla, extendido, riego a humedad óptima, compactación y perfilado de rasantes, para la construcción de terraplenes o pedraplenes, por capas de espesor acorde con la capacidad del equipo y la naturaleza del terreno, incluidos el transporte y riego con agua. Densidad máxima exigida del 100% del ensayo proctor normal o 96% del ensayo proctor modificado.	1,13
		UN EUROS con TRECE CÉNTIMOS	
rmT04A08	m ³	Relleno, compactado mecánico, material granular, d<3 km Relleno y apisonado con medios mecánicos, con material procedente de préstamos o de las propias excavaciones, transportado desde una distancia máxima de 3 km.	8,41
		OCHO EUROS con CUARENTA Y UN CÉNTIMOS	

CUADRO DE PRECIOS 1

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	UD	RESUMEN	PRECIO
CAPÍTULO 2 PREPARACION TERRENO			
rmT02A04	m ³	Retirada capa vegetal con medios mecánicos Retirada de la capa vegetal con medios mecánicos, de profundidad variable, incluso acopio de material obtenido a pie de carga, sin incluir carga ni transporte.	0,61
		CERO EUROS con SESENTA Y UN CÉNTIMOS	
rmT02C08	m ³	Excavación cunetas con retroexcavadora Excavación de cunetas con retroexcavadora, en cualquier tipo de terreno, excepto roca.	1,30
		UN EUROS con TREINTA CÉNTIMOS	

CUADRO DE PRECIOS 1

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	UD	RESUMEN	PRECIO
CAPÍTULO 3 SEGURIDAD Y SALUD			
rmC01A06	m	Cerramiento mecanizado con malla cinagética 200x17x30 y postes d Cerramiento mecanizado con malla cinagética anudada de 200x17x30 (altura de la malla en cm/nº de alambres horizontales/separación en cm de los alambres verticales) con 3 alambres de acero de refuerzo instalados en la parte inferior, media y alta de la malla y postes de madera de pino sin tornear tratada en autoclave uso IV de 12 cm de diámetro y 2,50 m de altura, a 5 m de separación, empotrados y anclados con un dado 0,35x0,35x0,35 m de hormigón HM-20, con dos riostras cada 100 m, incluso tensores cincados, cordones, ataduras, grupillas, anclaje de los postes y montaje de la malla (totalmente terminada).	12,10
		DOCE EUROS con DIEZ CÉNTIMOS	
rmS03G04	ud	Cartel indicativo de riesgos general, colocado Cartel general indicativo de riesgos, de PVC serigrafado, de 990x670 mm, colocado.	6,95
		SEIS EUROS con NOVENTA Y CINCO CÉNTIMOS	

PRESUPUESTO Y MEDICIONES

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	RESUMEN	UDS	LONGITUD	ANCHURA	ALTURA	PARCIALES	CANTIDAD	PRECIO	IMPORTE
CAPÍTULO 1 CONSTRUCCIÓN PISTA									
rmT01B13	m³ Excavación roca con explosivos 1.000 < vol. <= 10.000 m³ Excavación en roca para volúmenes entre 1.000 y 10.000 m³, mediante el uso de explosivos. Volumen medido en estado natural.								
	Fase 1	1	131.864,00			131.864,00			
	Fase 2	1	3.450,00			3.450,00			
							135.314,00	1,88	254.390,32
rmT01B06	m³ Excavación en desmonte y transporte con camiones, 500 < d <= 1.0 Remoción, excavación en desmonte y transporte con camiones de terrenos de cualquier naturaleza o consistencia, excluido terreno tránsito y roca. Distancia de transporte entre 500 y 1.000 m. Volumen medido en estado natural.								
	Fase 1	1	131.864,00			131.864,00			
	Fase 2	1	3.450,00			3.450,00			
							135.314,00	2,81	380.232,34
rmT04A01	m³ Construcción terraplén o pedraplén, 100% PN o 96% PM Mezcla, extendido, riego a humedad óptima, compactación y perfilado de rasantes, para la construcción de terraplenes o pedraplenes, por capas de espesor acorde con la capacidad del equipo y la naturaleza del terreno, incluidos el transporte y riego con agua. Densidad máxima exigida del 100% del ensayo proctor normal o 96% del ensayo proctor modificado.								
	Fase 2	1	58.823,00			58.823,00			
							58.823,00	1,13	66.469,99
rmT04A08	m³ Relleno, compactado mecánico, material granular, d<3 km Relleno y apisonado con medios mecánicos, con material procedente de préstamos o de las propias excavaciones, transportado desde una distancia máxima de 3 km.								
	Fase 2	1	58.823,00			58.823,00			
							58.823,00	8,41	494.701,43
TOTAL CAPÍTULO 1 CONSTRUCCIÓN PISTA.....									1.195.794,08

PRESUPUESTO Y MEDICIONES

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	RESUMEN	UDS	LONGITUD	ANCHURA	ALTURA	PARCIALES	CANTIDAD	PRECIO	IMPORTE
CAPÍTULO 2 PREPARACION TERRENO									
rmT02A04	m³ Retirada capa vegetal con medios mecánicos								
	Retirada de la capa vegetal con medios mecánicos, de profundidad variable, incluso acopio de material obtenido a pie de carga, sin incluir carga ni transporte.								
	Fase 1	1	34.206,00	0,30		10.261,80			
	Fase 2	1	113.176,00	0,30		33.952,80			
	Fase final explotación	1	27.334,00	0,30		8.200,20			
							52.414,80	0,61	31.973,03
rmT02C08	m³ Excavación cunetas con retroexcavadora								
	Excavación de cunetas con retroexcavadora, en cualquier tipo de terreno, excepto roca.								
	Cuneta de guarda (C1)	1	83,00	0,45		37,35			
	Cuneta perimetral 1 (C1 MI)	1	1.037,00	0,45		466,65			
	Cuneta de pie de desmonte (C1 MD) + Pasatubos + Cuneta de cabeza	1	914,00	0,45		411,30			
	Cuneta de pie de terraplén (C2)	1	326,00	0,45		146,70			
							1.062,00	1,30	1.380,60
TOTAL CAPÍTULO 2 PREPARACION TERRENO.....									33.353,63

PRESUPUESTO Y MEDICIONES

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'

CÓDIGO	RESUMEN	UDS	LONGITUD	ANCHURA	ALTURA	PARCIALES	CANTIDAD	PRECIO	IMPORTE
CAPÍTULO 3 SEGURIDAD Y SALUD									
rmC01A06	m Cerramiento mecanizado con malla cinagética 200x17x30 y postes d								
	Cerramiento mecanizado con malla cinagética anudada de 200x17x30 (altura de la malla en cm/nº de alambres horizontales/separación en cm de los alambres verticales) con 3 alambres de acero de refuerzo instalados en la parte inferior, media y alta de la malla y postes de madera de pino sin tornear tratada en autoclave uso IV de 12 cm de diámetro y 2,50 m de altura, a 5 m de separación, empotrados y anclados con un dado 0,35x0,35x0,35 m de hormigón HM-20, con dos riostras cada 100 m, incluso tensores cincados, cordones, ataduras, grupillas, anclaje de los postes y montaje de la malla (totalmente terminada).								
	Según medición	1	2.056,00			2.056,00			
							2.056,00	12,10	24.877,60
rmS03G04	ud Cartel indicativo de riesgos general, colocado								
	Cartel general indicativo de riesgos, de PVC serigrafado, de 990x670 mm, colocado.								
	Según medición	41				41,00			
							41,00	6,95	284,95
TOTAL CAPÍTULO 3 SEGURIDAD Y SALUD.....									25.162,55
TOTAL.....									1.254.310,26

RESUMEN DE PRESUPUESTO

Proyecto Explotación. Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa'



CAPITULO	RESUMEN	EUROS	%
1	CONSTRUCCIÓN PISTA.....	1.195.794,08	95,33
2	PREPARACION TERRENO.....	33.353,63	2,66
3	SEGURIDAD Y SALUD.....	25.162,55	2,01
TOTAL EJECUCIÓN MATERIAL		1.254.310,26	
	13,00% Gastos generales.....	163.060,33	
	6,00% Beneficio industrial.....	75.258,62	
SUMA DE G.G. y B.I.		238.318,95	
	21,00% I.V.A.....	313.452,13	
TOTAL PRESUPUESTO CONTRATA		1.806.081,34	
TOTAL PRESUPUESTO GENERAL		1.806.081,34	

Asciende el presupuesto general a la expresada cantidad de UN MILLÓN OCHOCIENTOS SEIS MIL OCHENTA Y UN EUROS con TREINTA Y CUATRO CÉNTIMOS

Pontevedra, a fecha de proyecto

El promotor

El proyectista

Lista Granit, S.A.

Javier González Paz

ANEXO II: ESTUDIO ECONÓMICO

ÍNDICE

ESTUDIO ECONÓMICO	2
1 INVERSIÓN	2
2 COSTES	3
2.1 COSTES DE OPERACIÓN EXTRACTIVA	3
2.2 ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO.....	4
2.3 COSTES DE VIGILANCIA AMBIENTAL	5
2.4 COSTES FINANCIEROS	5
3 VENTAS E INGRESOS	6
4 RESULTADO ESTUDIO ECONÓMICO	7

ESTUDIO ECONÓMICO

El estudio económico se ha realizado sobre un horizonte temporal de 10 años a pesar de que el yacimiento tiene una vida superior, ya que cualquier estimación a mayor largo plazo introduce una serie de variables e incertidumbres que desvirtúan el análisis.

1 INVERSIÓN

Lista Granit S.L. dispone de los medios técnicos y humanos suficientes para la explotación de la ampliación de la A.E. "Monte da Costa", desarrollándose el actual proyecto de explotación con total normalidad. No obstante, para la correcta adecuación de los trabajos previstos en el presente proyecto de explotación, se han incluido todas aquellas obras y elementos que será necesario ejecutar en esta ampliación y que son recogidos como inversión en el presupuesto que se adjunta como *Anexo I: Presupuesto de acondicionamiento inicial de la explotación.*

El total de la inversión necesaria para el desarrollo de este proyecto de ampliación asciende a la cantidad de 1.254.310,36 euros

A efectos de cálculo de estudio económico se considera la financiación del 5% de la inversión con fondos ajenos.

2 COSTES

Las proyecciones de costes se dividen en una primera partida de costes fijos de personal y otra de costes de operación.

2.1 Costes de Operación extractiva

En estos costes se incluyen los operacionales relacionados con gastos de suministros varios, combustible, explosivos, así como partida para la conservación y reparación de los equipos, se ha obtenido estos valores en base a la actual experiencia extractiva y de extrapolación de otras explotaciones similares.

La cantidad de los gastos de operación de extracción asciende a 1,69 €/t según el desglose siguiente:

CANTERA	
Concepto	Coste €/t
GASTOS DE OPERACIÓN	
COMPRAS	
Compra de mercaderías	
Compra de materias primas	
Compras de otros aprovisionamientos	
Trabajos realizados por otras empresas	
SERVICIOS EXTERIORES	
Gastos de investigación y desarrollo	
Arrendamientos y cánones	
Reparaciones y conservaciones	0,05
Servicios profesionales independientes	0,07
Transportes	
Primas de seguros	0,03
Servicios bancarios y similares	
Publicidad, propaganda y relaciones públicas	
Suministros	0,91
Otros servicios	
GASTOS DE PERSONAL	
Sueldos y salarios	046
Seguridad Social a cargo de la empresa	0,16
Aportaciones y sistemas compl de pensiones	
Otros gastos sociales	0,01
TOTAL	1,69

2.2 Establecimiento de Beneficio

En estos costes se incluyen los operacionales relacionados con gastos de suministros de elementos de operación del establecimiento de beneficio, partida para la conservación y reparación de los equipos, energía eléctrica, así como los gastos del personal y amortizaciones, que se ha obtenido estos valores en base a la actual experiencia y de extrapolación de otras explotaciones similares.

La cantidad de los gastos de operación asciende a 2,53 €/t según el desglose siguiente:

ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO	
Concepto	Coste €/t
GASTOS DE OPERACIÓN	
COMPRAS	
Compra de mercaderías	
Compra de materias primas	
Compras de otros aprovisionamientos	
Trabajos realizados por otras empresas	0,02
SERVICIOS EXTERIORES	
Gastos de investigación y desarrollo	
Arrendamientos y cánones	
Reparaciones y conservaciones	0,83
Servicios profesionales independientes	
Transportes	0,01
Primas de seguros	
Servicios bancarios y similares	0,05
Publicidad, propaganda y relaciones públicas	
Suministros	0,53
Otros servicios	
GASTOS DE PERSONAL	
Sueldos y salarios	0,77
Seguridad Social a cargo de la empresa	0,31
Aportaciones y sistemas compl de pensiones	
Otros gastos sociales	0,01
TOTAL	2,53

También se han establecido unos gastos generales del 10%.

2.3 Costes de vigilancia ambiental

La actividad está sujeta a un programa de vigilancia ambiental sobre la que se ha establecido una estimación de costes en base al Estudio de Impacto Ambiental y las medidas correctoras previstas; que asciende a la cantidad de 4.000 euros/año, según se recoge en el apartado 9.3 del Estudio de Impacto ambiental.

2.4 Costes Financieros

Atendiendo de que la totalidad de la inversión inicial necesaria se aportará mediante fondos ajenos, se ha establecido unos costes financieros derivados de la financiación externa con un tipo de interés fijo del 5%.

3 VENTAS E INGRESOS

Los ingresos vendrán derivados del valor de producto en bruto arrancando en cantera y posteriormente vendido como áridos. El valor del producto en cantera se ha estimado en 6,00 €/t en base a la actual experiencia de la actual explotación.

4 RESULTADO ESTUDIO ECONÓMICO

Se recoge en este apartado, el resultado del estudio económico financiero en base a las premisas anteriormente descritas, obteniéndose para el periodo de estudio de 10 años un Valor Actual Neto de la inversión de 223.159 euros con una tasa de descuento del 10% y con un resultado de TIR del 14%.

Del análisis de sensibilidad del proyecto, tal y como era de esperar con unas necesidades de inversión bajas, se obtiene que la sensibilidad de este a variaciones en el precio de venta es bastante mayor que sobre las oscilaciones posibles en la inversión inicial, en la cual las variaciones porcentuales de TIR o del VAN son bastante inferiores, rectas con una menor pendiente. En todo caso ninguno de los escenarios previstos prevé una situación de no rentabilidad de la inversión.

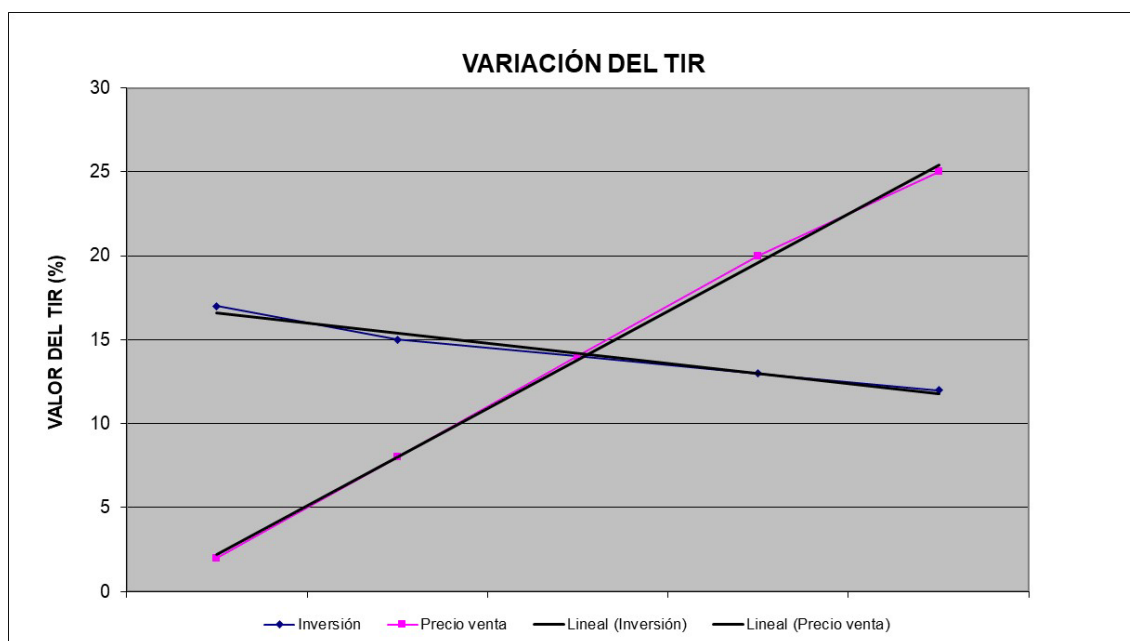


ILUSTRACIÓN 4.1: VARIACIÓN DEL TIR

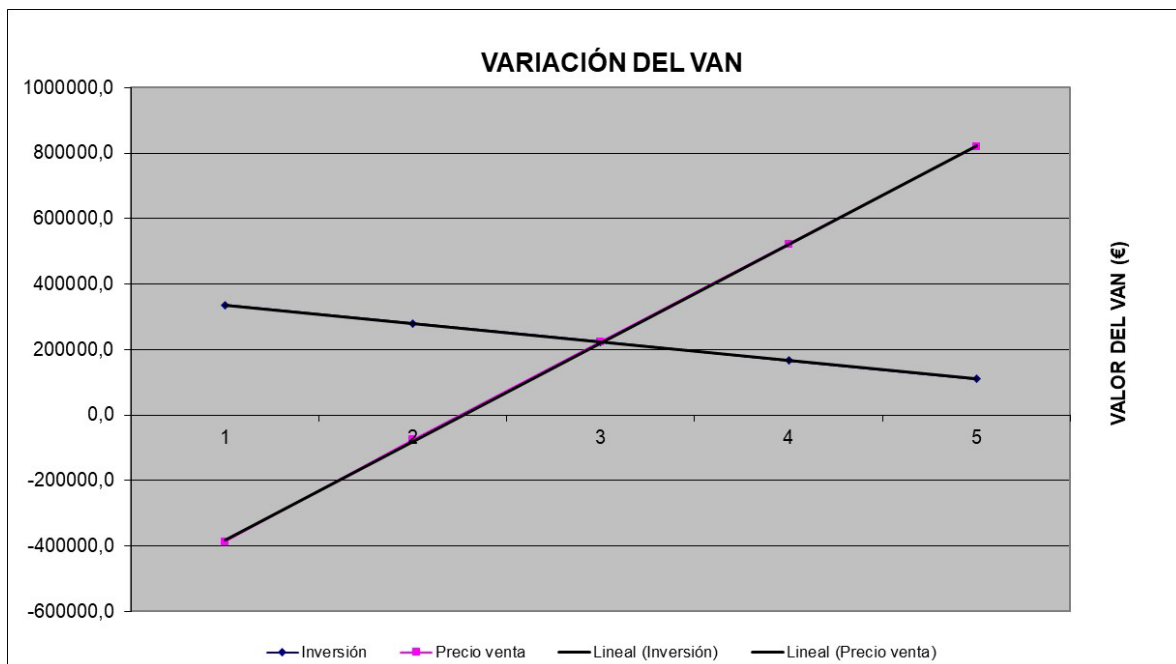


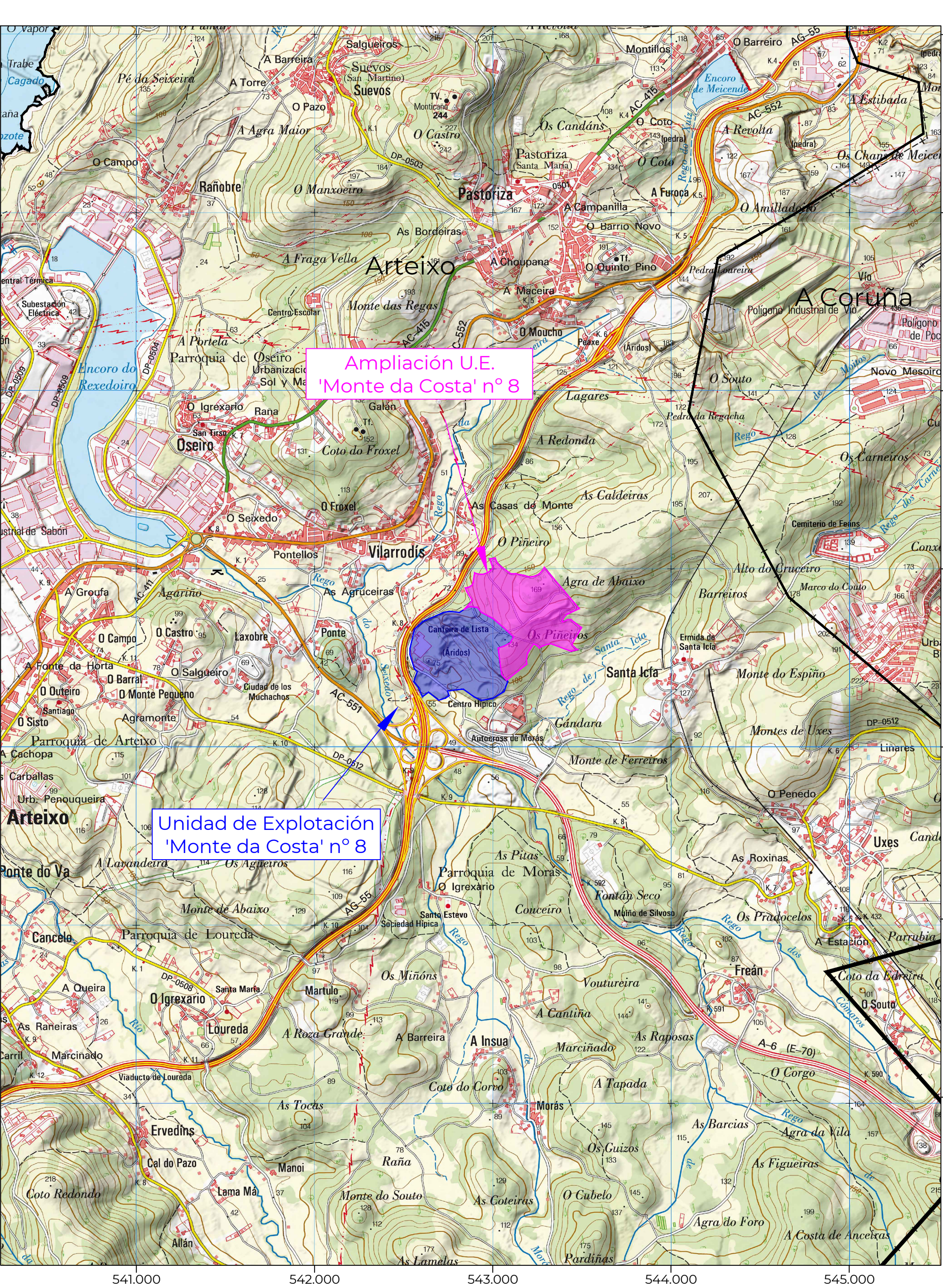
ILUSTRACIÓN 4.2: VARIACIÓN DEL VAN

ESTUDIO ECONOMICO DE LA EXPLOTACIÓN

Concesión de Explotacion 'Monte da Costa'

[illegible]

ANEXO III: PLANOS

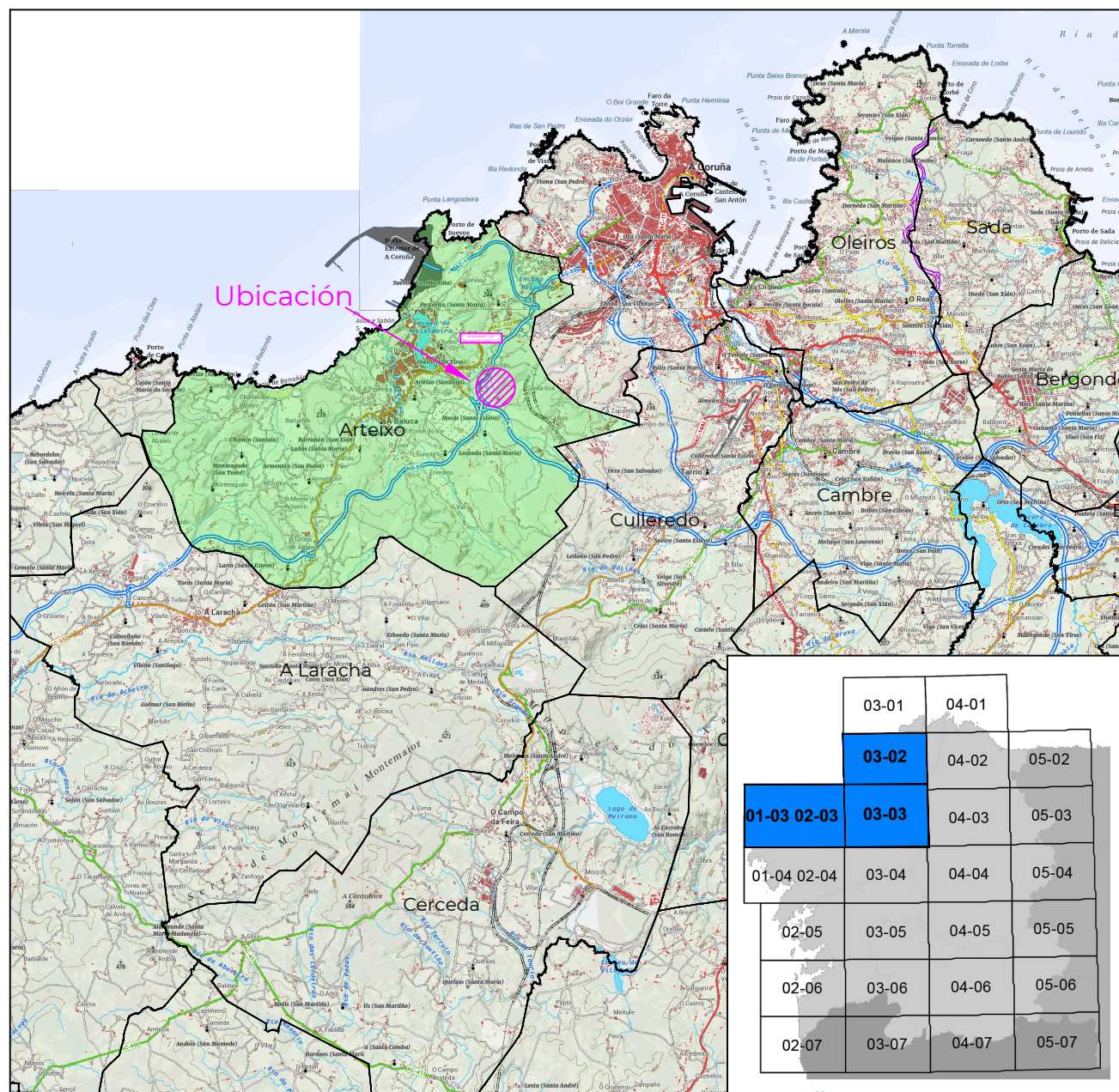
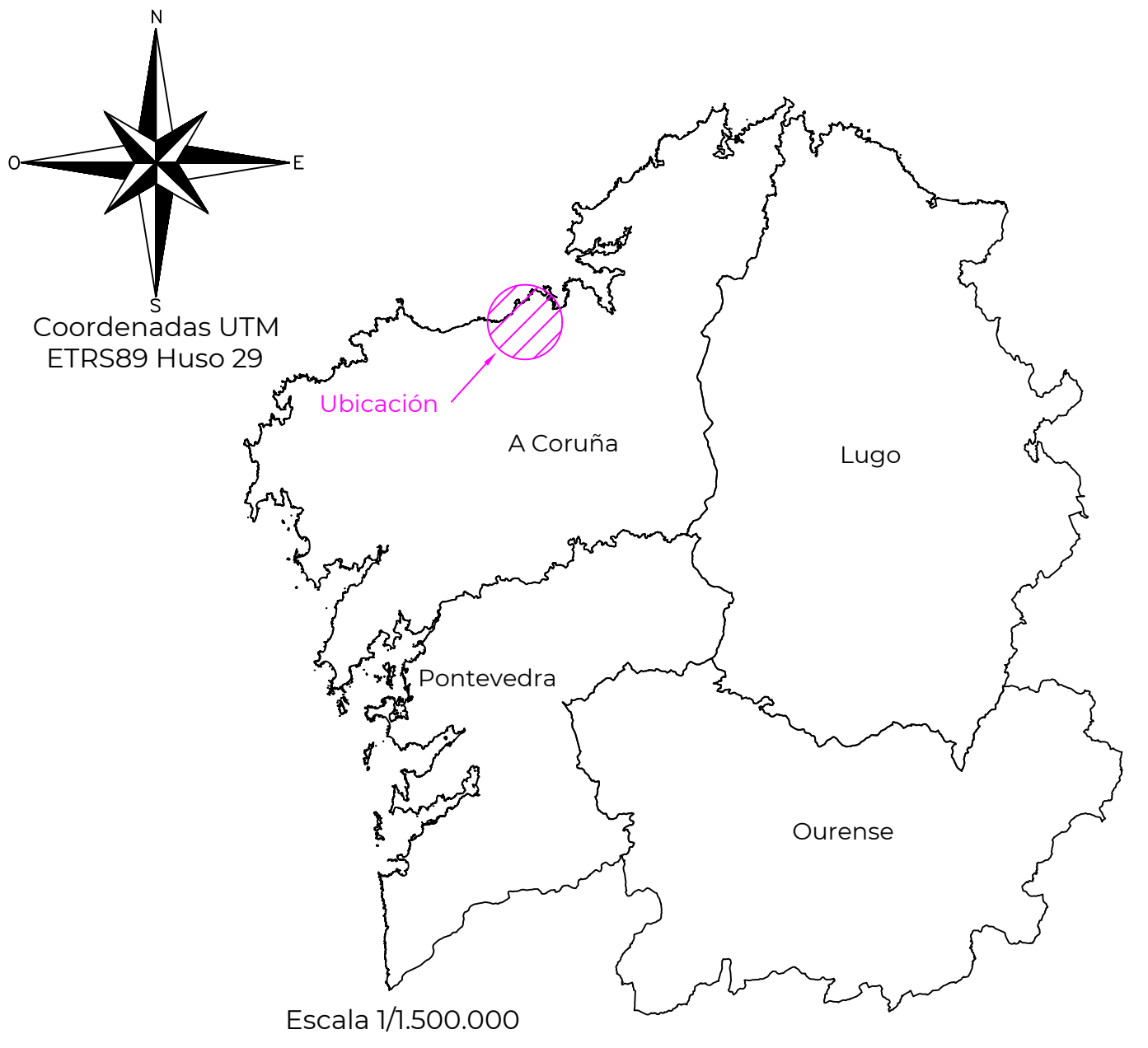


Vías de comunicación	Construcciones	Instalaciones eléctricas	Hidrografía	Patrimonio-BIC	Toponimia
Vías de comunicación	Construcciones	Instalaciones eléctricas	Hidrografía	Patrimonio-BIC	Toponimia
Vías de comunicación	Construcciones	Instalaciones eléctricas	Hidrografía	Patrimonio-BIC	Toponimia
Vías de comunicación	Construcciones	Instalaciones eléctricas	Hidrografía	Patrimonio-BIC	Toponimia
Vías de comunicación	Construcciones	Instalaciones eléctricas	Hidrografía	Patrimonio-BIC	Toponimia

SIGNOS CONVENCIONALES	
Carreteras	
Autopista. Autovía.	AP-6 A-6
Nacional. Autonomía 1º orden.	N-340 LR-111
Autonomía 2º orden. 3º orden y locales.	C-634 CR-326
En construcción. Pistas.	
Vialaje. Estación de servicio.	
Camino. Senda. Vía Verde.	
Vía pecuaria. Sendero de Gran Recorrido.	
Ferrocarriles	
Alta velocidad. Electrificado.	
Vía ancho normal: doble, sencilla.	
Vía estrecha: doble, sencilla.	
En construcción. Abandonado.	
Estación. Túnel.	
Límites de divisiones administrativas	
Nación. Comunidad Autónoma.	

Altimetría	
Curvas de nivel. Intercaladas. Depresión.	
Desmonte. Terraplén. Vertedero, escombrera.	
Signos especiales	
Conducción de combustible: superf., subter.	
Teleférico. Cinta transportadora.	
Línea eléctrica: >100 kV y <100 kV.	
Acueducto. Sifón.	

COBERTURAS Y USOS DEL SUELO	
(Sistema de Información sobre Ocupación del Suelo en España, SIOSE)	
CULTIVOS	
Prados Secano Regadío Arroz Cítricos Frutales Vinedo	
Olivar Olivar y vinedo Vinedo y herbáceos Vinedo y herbáceos Olivar y vinedo Olivar, vinedo y herbáceos Huerta	
VEGETACIÓN NATURAL	
Pastizales Matorrales Frondosas Coníferas Arbolado mixto Dehesa	
TERRENOS SIN VEGETACIÓN	
Roquedo, erial Lavas Dunas Playas Ramblas Glaciares	
ZONAS HÚMEDAS	
Zonas pantanosas Marismas Salinas Láminas de agua	
COBERTURAS ARTIFICIALES	
Parques y jardines Campo de golf Otras coberturas	



esmin

Ingeniería

D. Javier González Paz

Ingeniero de Minas

Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación

Autorización de Explotación 'Monte da Costa' n°8

PROMOTOR:

Lista Granit S.L.

SITUACION:

Arteixo (A Coruña)

FECHA:

Abril 2025

PLANO:

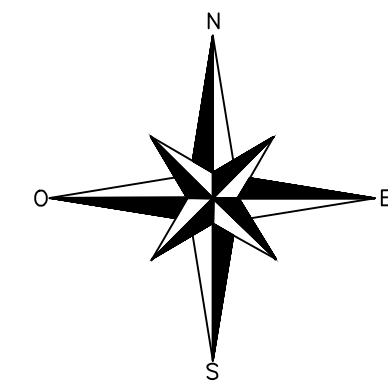
Ubicación

E: 1/20.000

REF. 08-2025

PROYECTO

7



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

Leyenda GEODE 50		
28	Facies predominantemente moscovíticas (Granito de dos micas deformado)	
42	Facies de dos micas de grano relativamente grueso (Granidiorita precoz)	
44	Facies de dos micas porfídicas de grano medio (Granidiorita precoz)	
45	Facies de dos micas a biotíticas, porfídicas de grano medio-grueso (Granidiorita precoz)	
46	Facies de dos micas sin diferenciar (Granidiorita tardía)	
170	Metapsamitas y paragneises (Ud. O Pino)	
206	Aluvial	
213	Coluvión	
215	Playa	
-	Masas de agua	

_____ Falla

— — — — Falla supuesta (oculta)

Unidad de Explotación Monte da Costa' n°8

Ampliación Unidad de Explotación Monte da Costa' nº8



D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COIMNO

Proyecto de Explotación
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR:	Lista Granit S.L.
-----------	-------------------

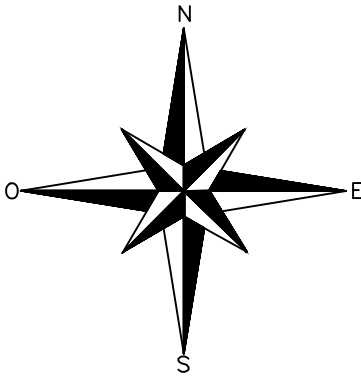
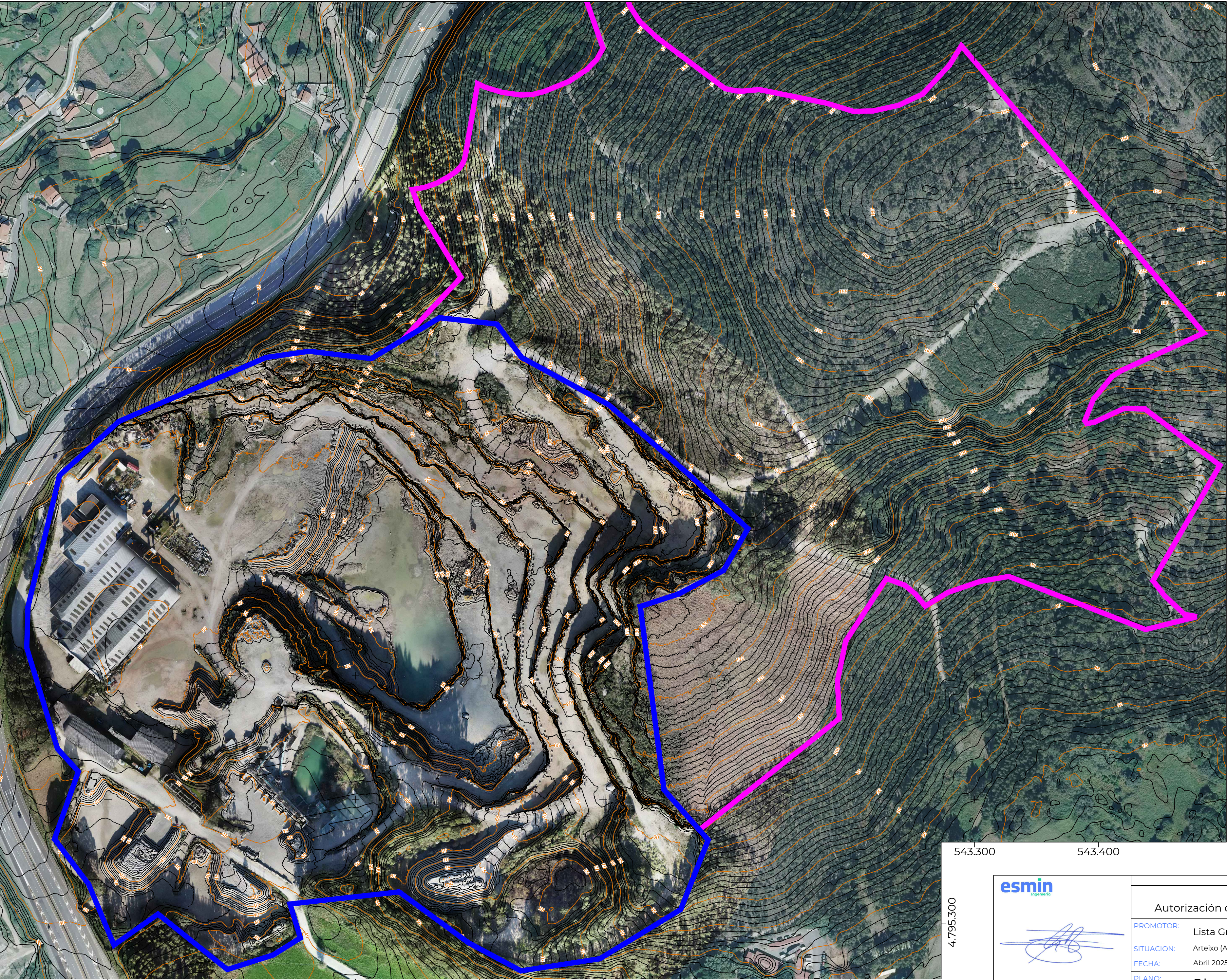
SITUACION: Arteixo (A Coruña)

FECHA: Abril 2025

PLANO:	Geológico GEODE50
--------	-------------------

E: 1/15.000

REF. 08-2025



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

4.796.000
4.795.900
4.795.800
4.795.700
4.795.600
4.795.500
4.795.400

Autorización de Explotación 'Monte da Costa' n°8

Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa' n°8

543.300 543.400

4.795.300

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' n°8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.

SITUACION: Arteixo (A Coruña)

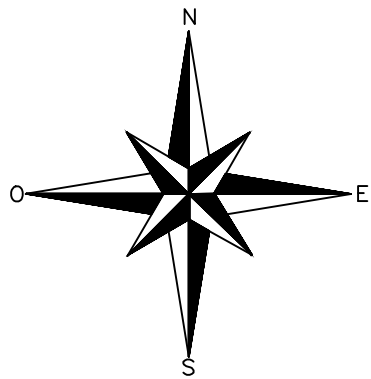
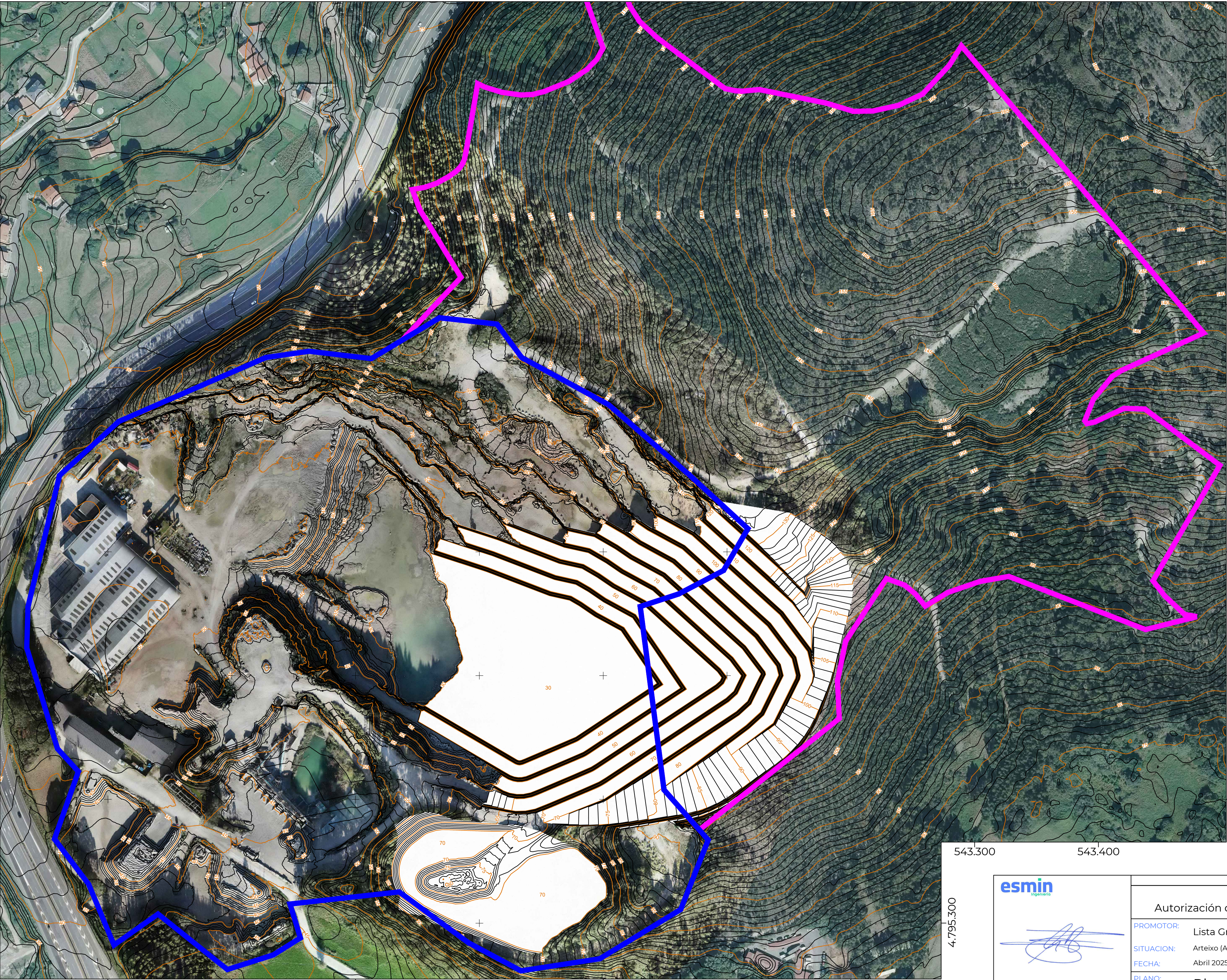
FECHA: Abril 2025

PLANO: Planta situación actual

E: 1/2.000

REF. 08-2025

PROYECTO



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa' nº8

543.300 543.400

4.795.300

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.

SITUACION: Arteixo (A Coruña)

FECHA: Abril 2025

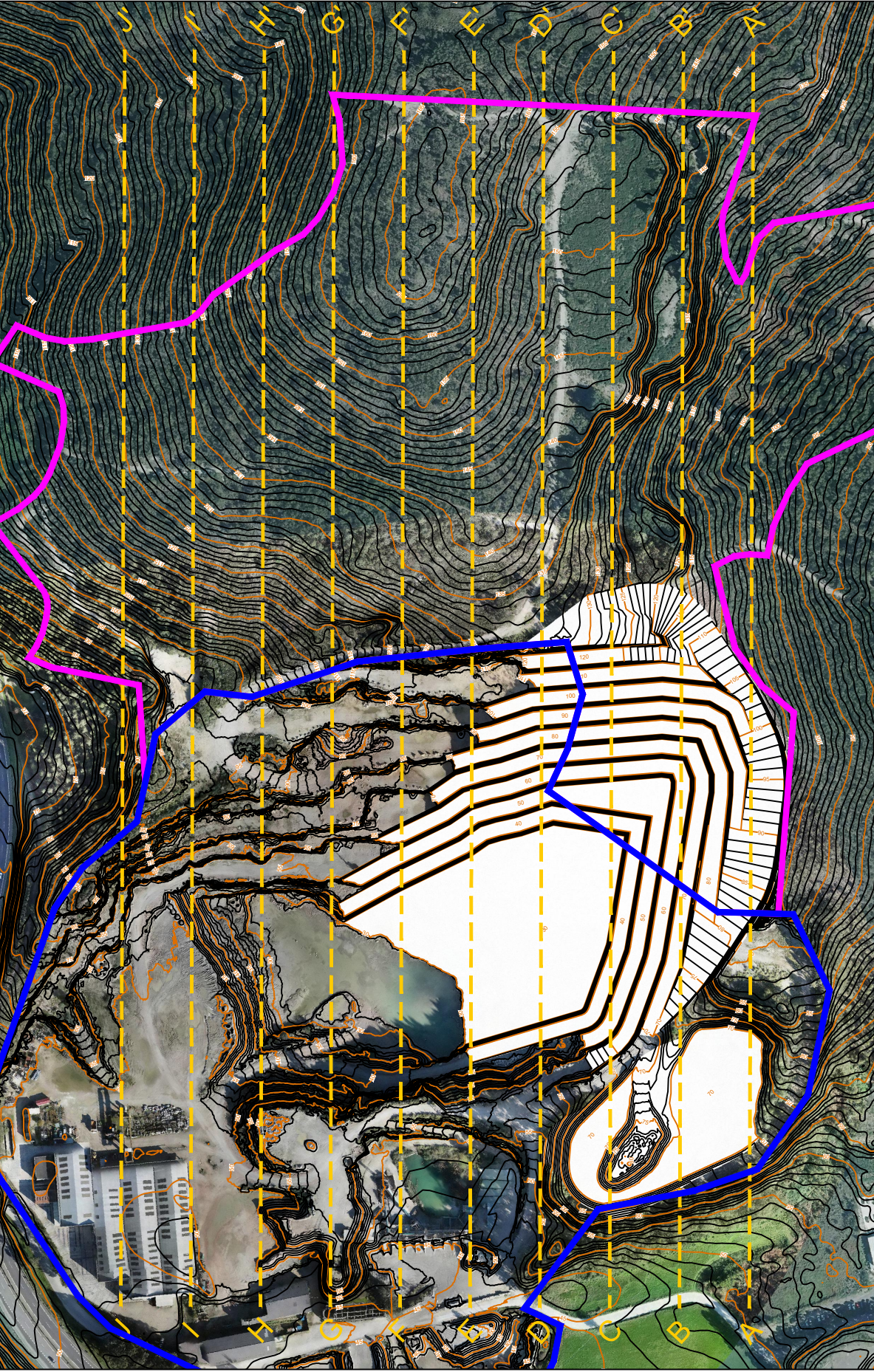
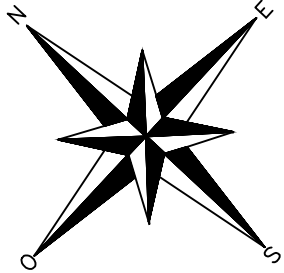
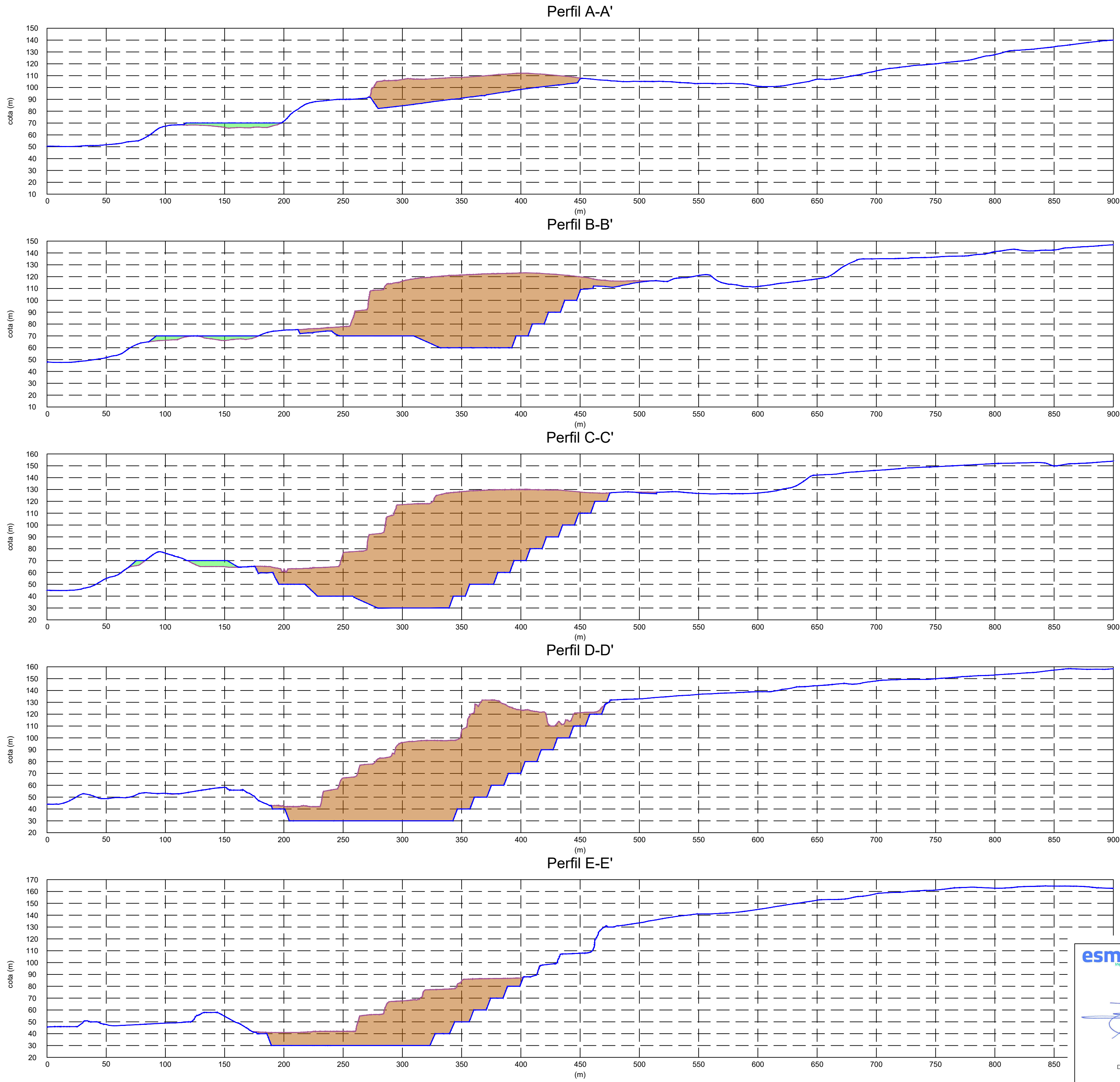
PLANO: Planta fase 1

E: 1/2.000

REF. 08-2025

PROYECTO

6.1



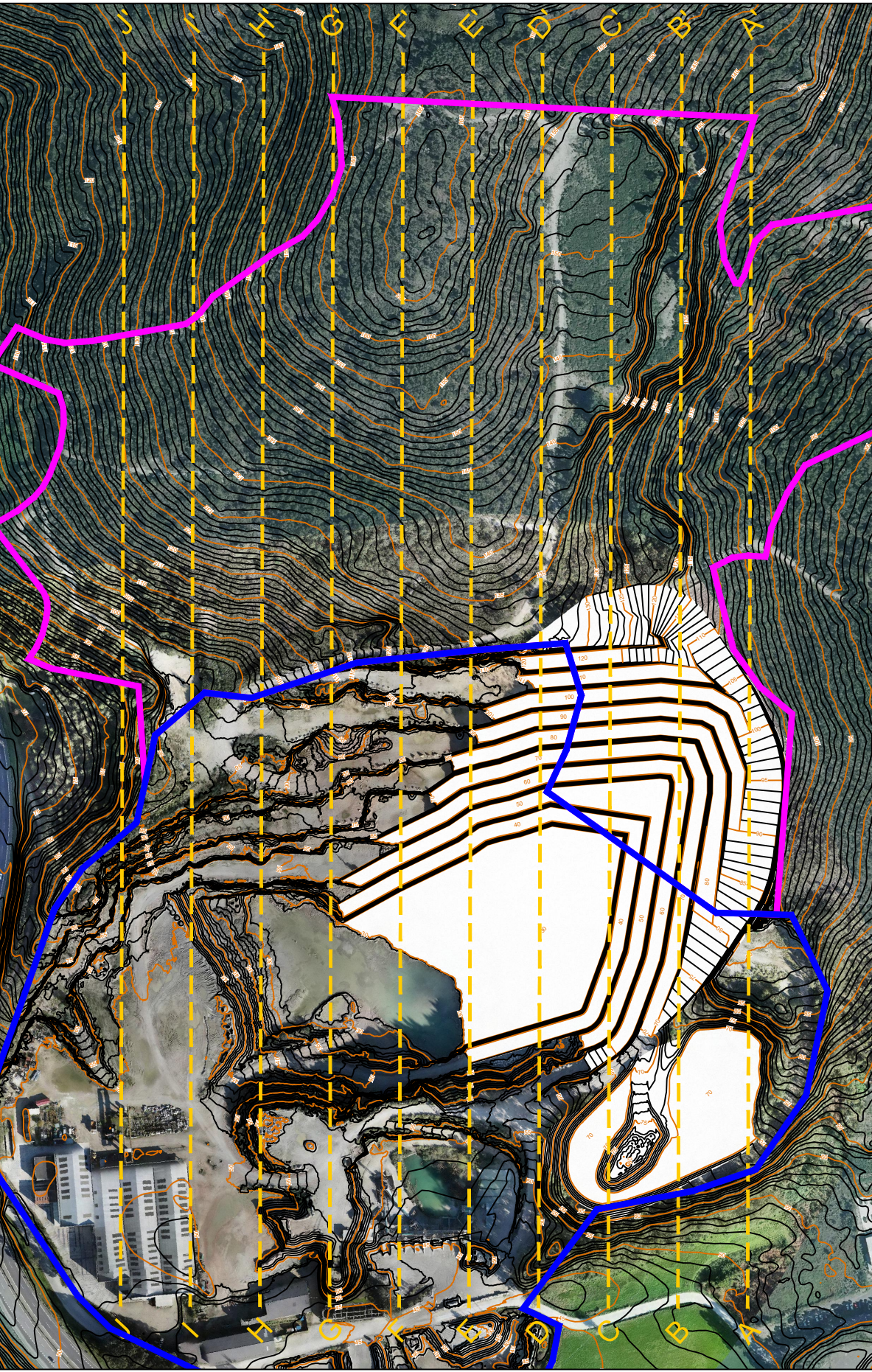
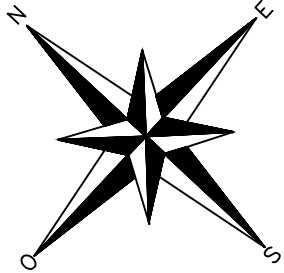
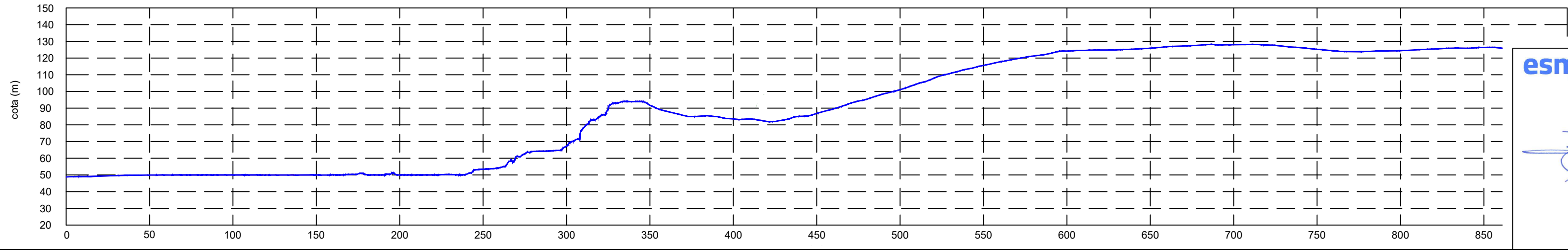
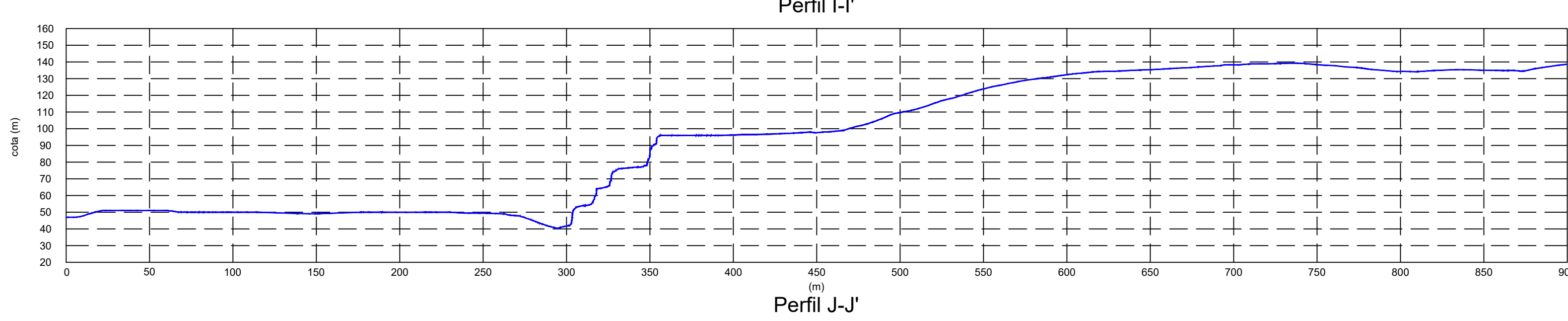
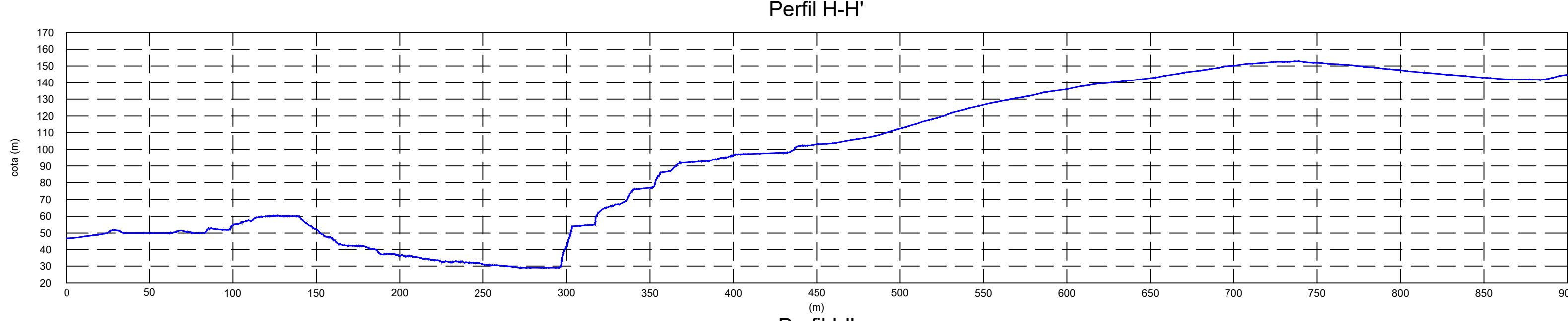
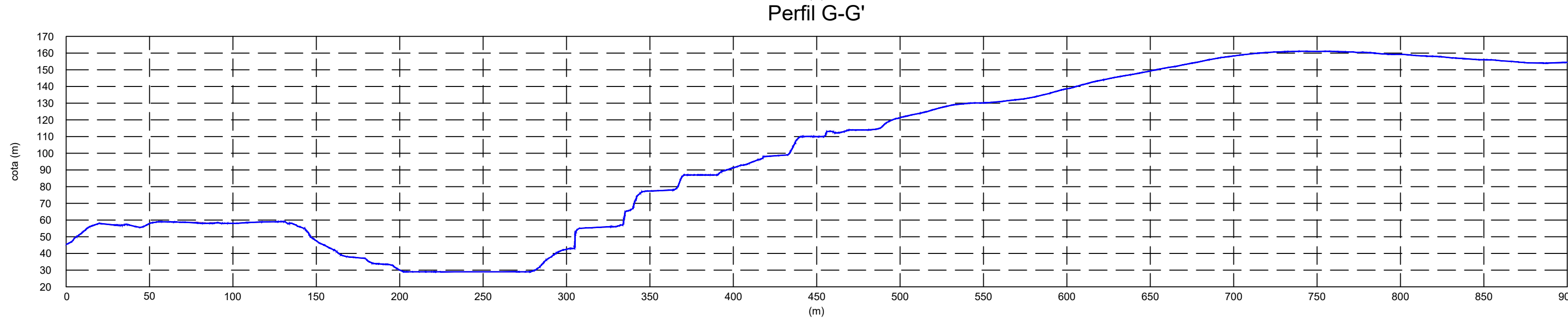
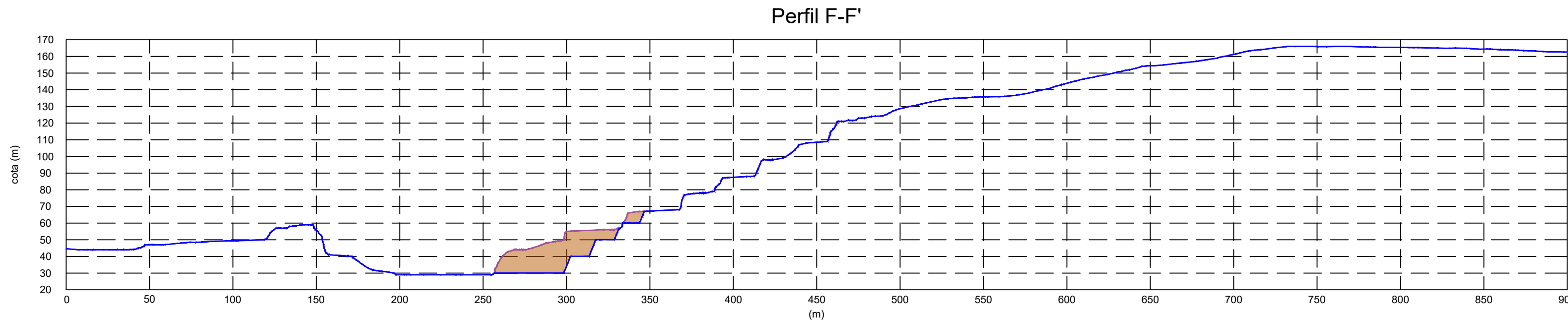
- Perfiles situación actual
- Perfiles fase 1
- Desmonte-Terraplén

esmin

[Signature]

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Abril 2025	
PLANO:	Perfiles	
E: 1/2.250		REF. 08-2025

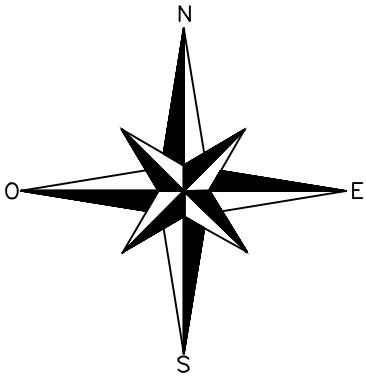
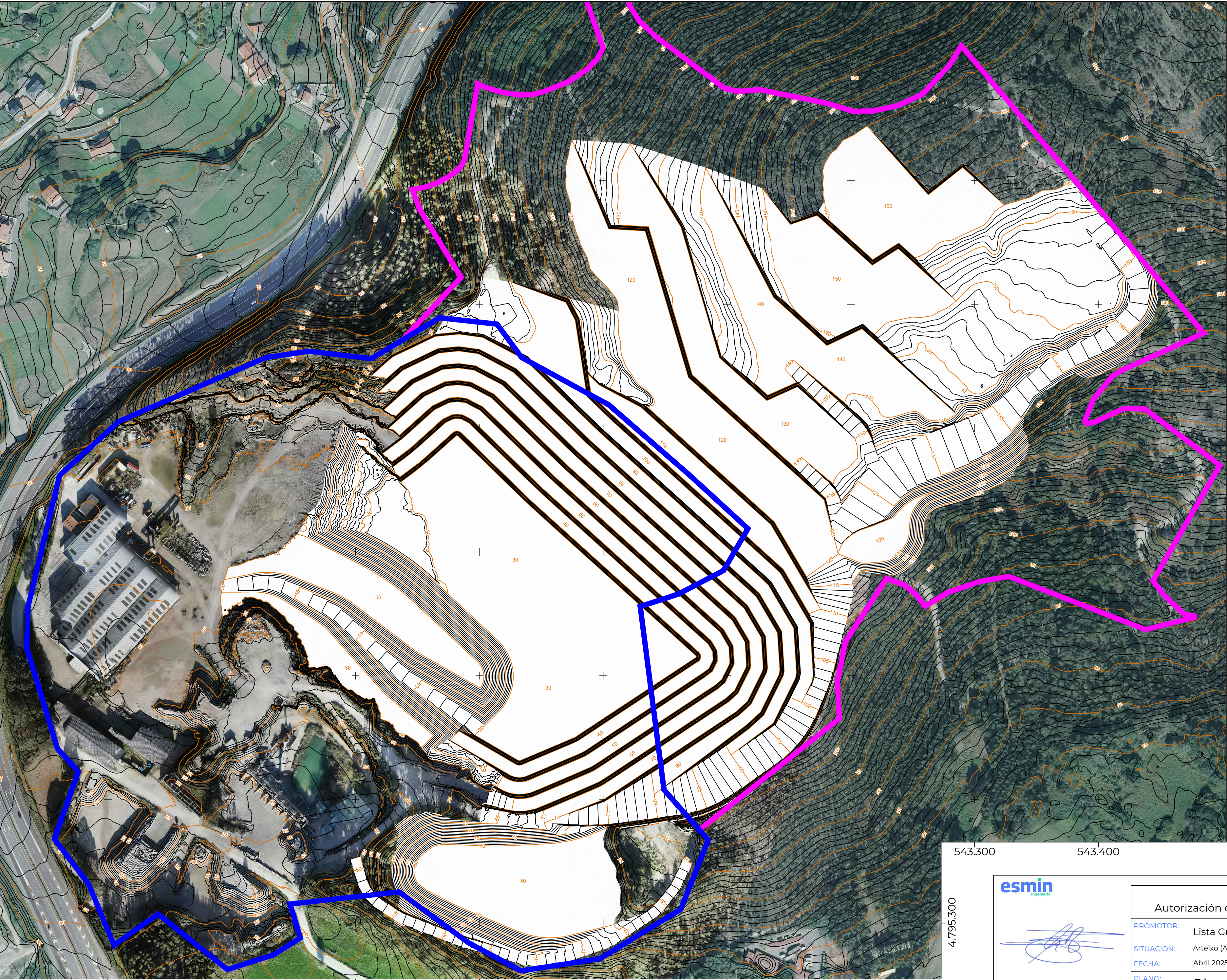


- Perfiles situación actual
- Perfiles fase 1
- Desmonte-Terraplén

esmin

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Abril 2025	
PLANO:	Perfiles	
E: 1/2.250		REF. 08-2025



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

Ampliación de la A.E. 'Monte da Costa' nº8

543.300 543.400

4.795.300

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.

SITUACION: Arteixo (A Coruña)

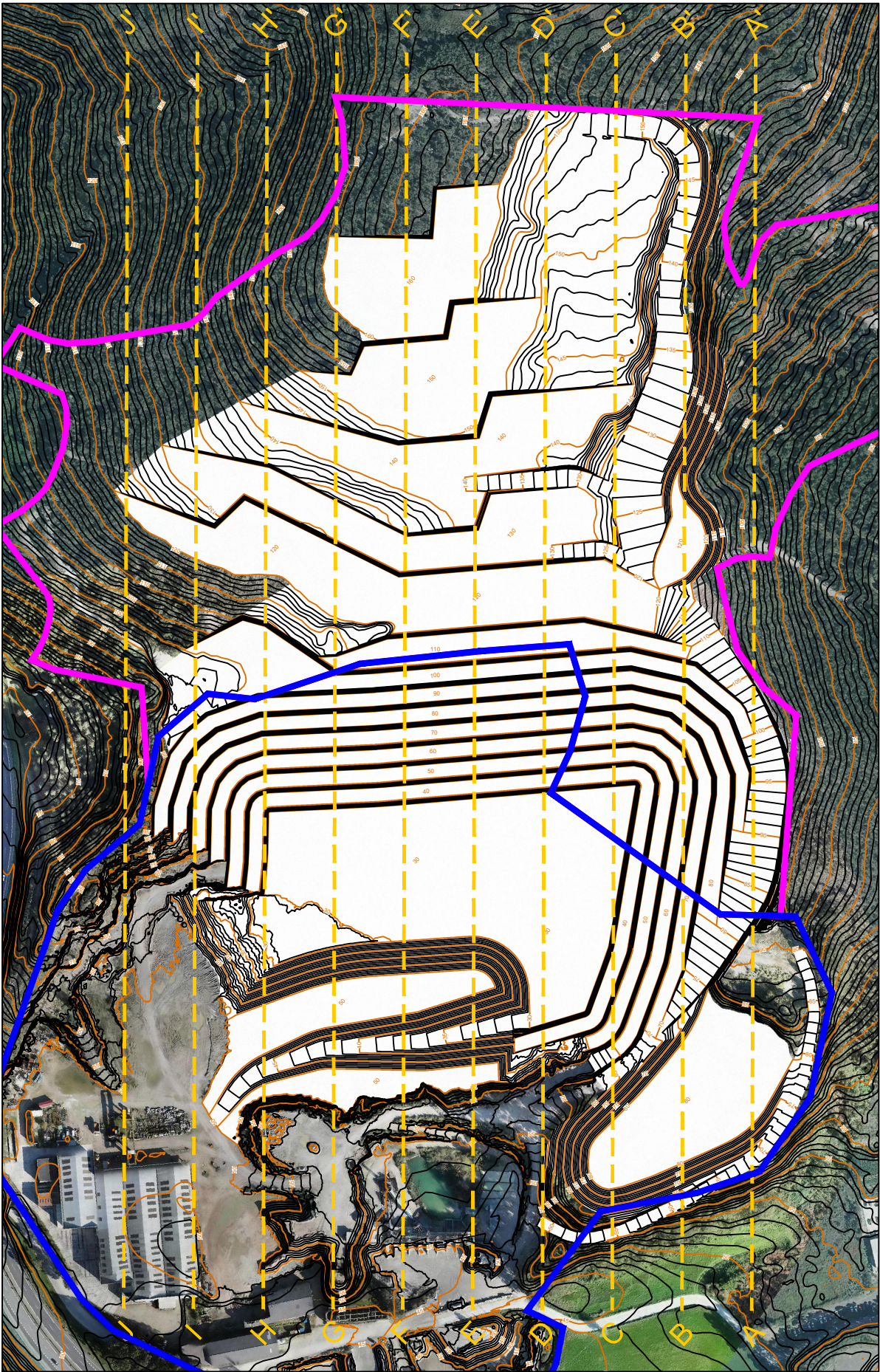
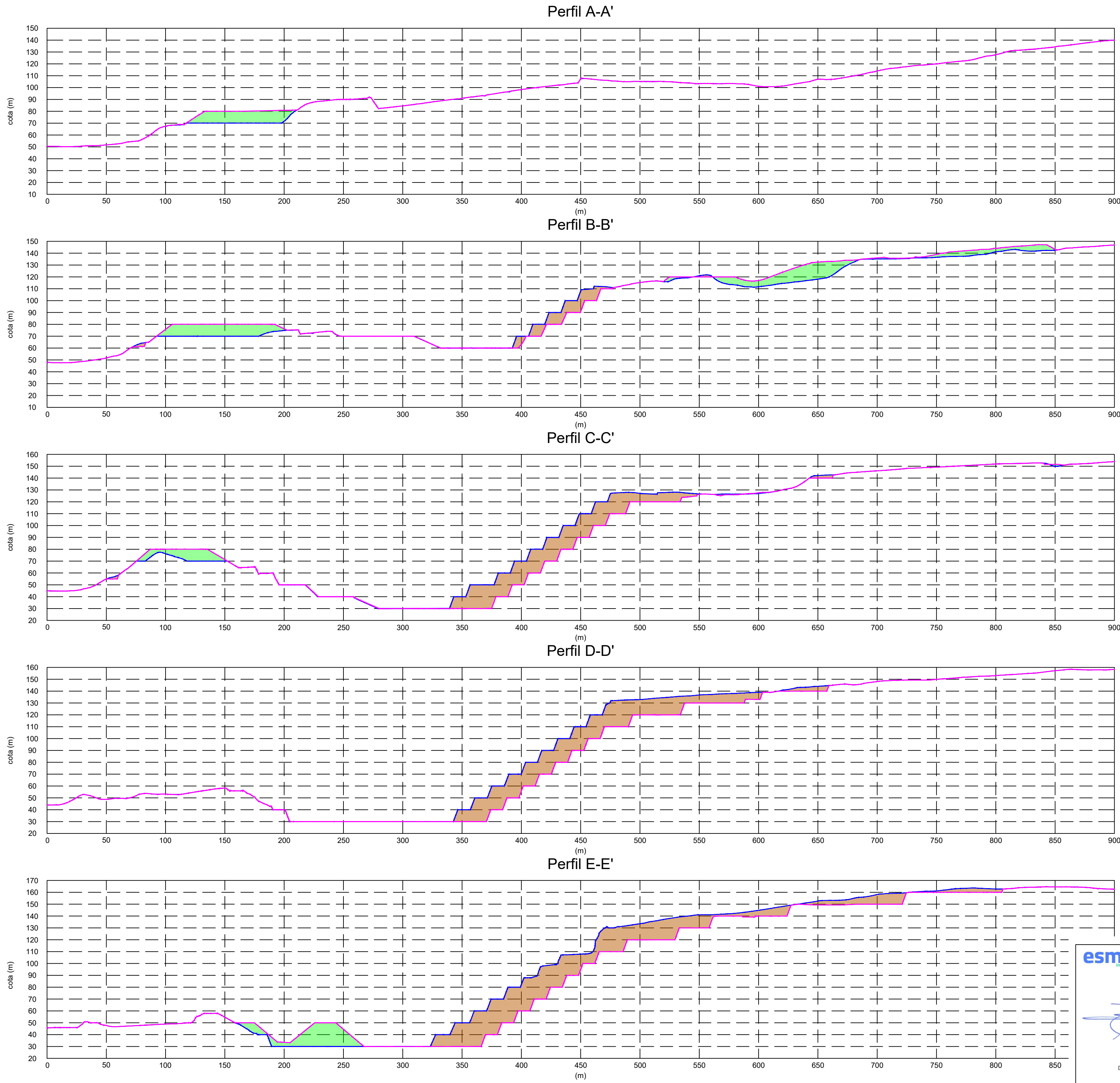
FECHA: Abril 2025

PLANO: Planta fase 2

E: 1/2.000

REF. 08-2025

PROYECTO

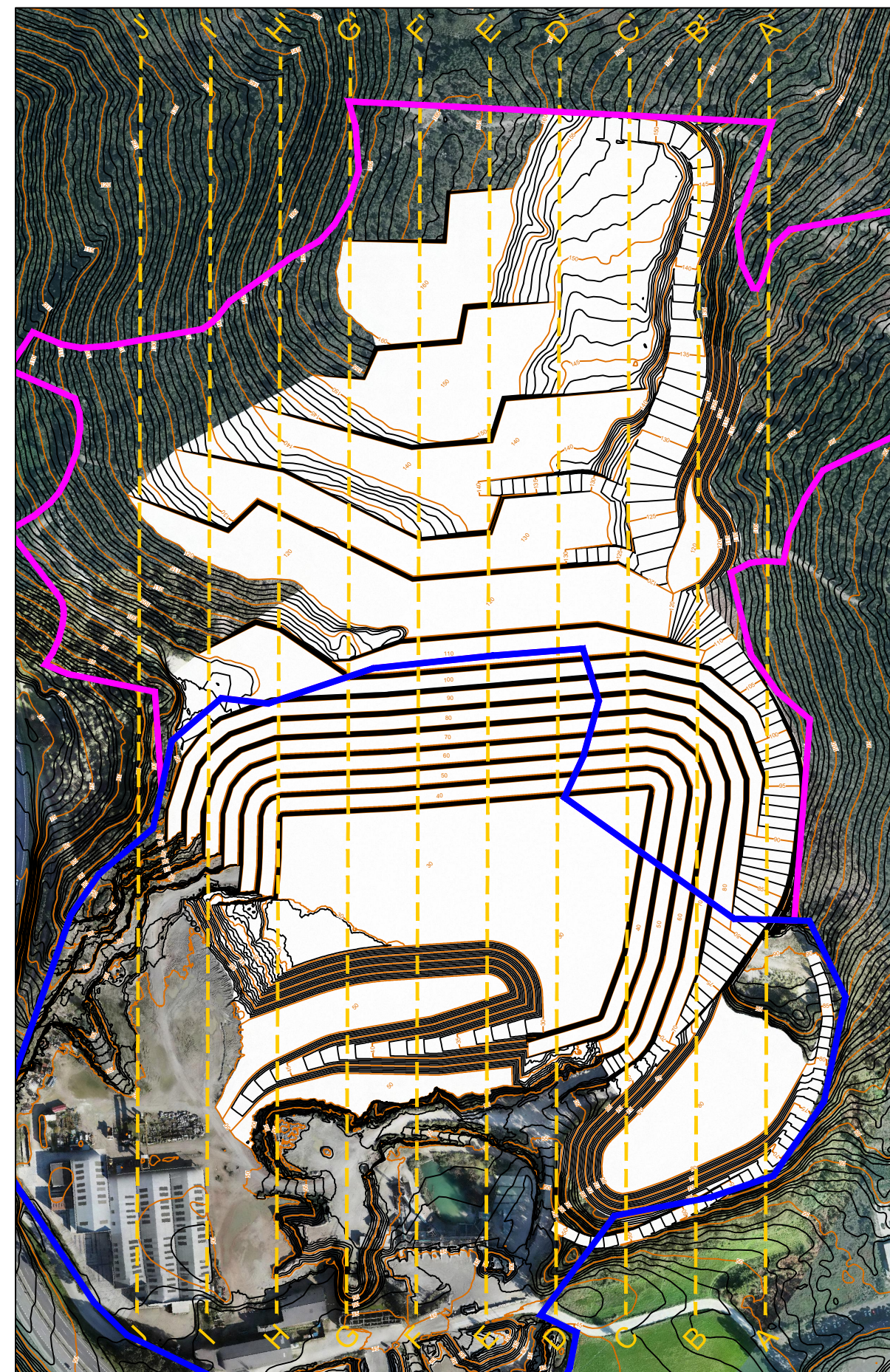
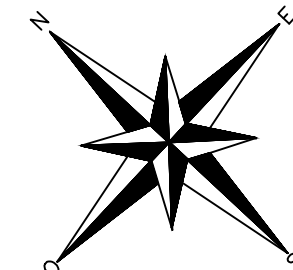
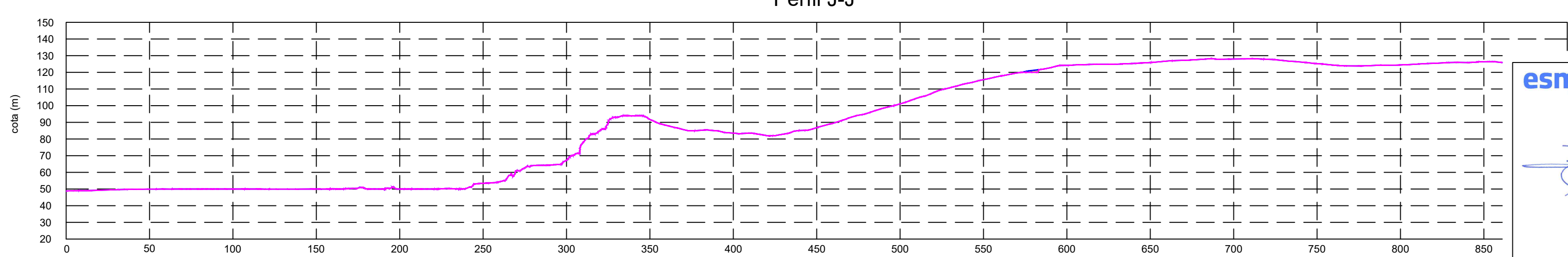
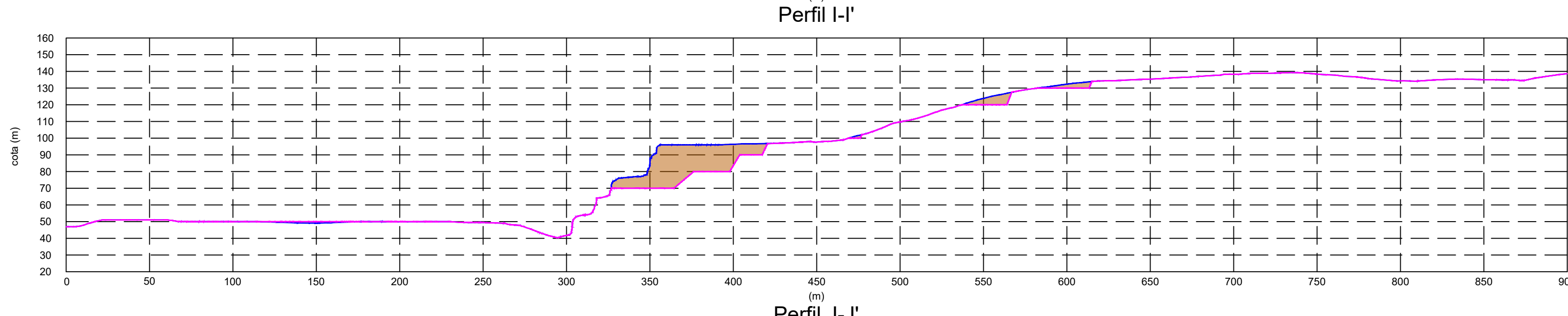
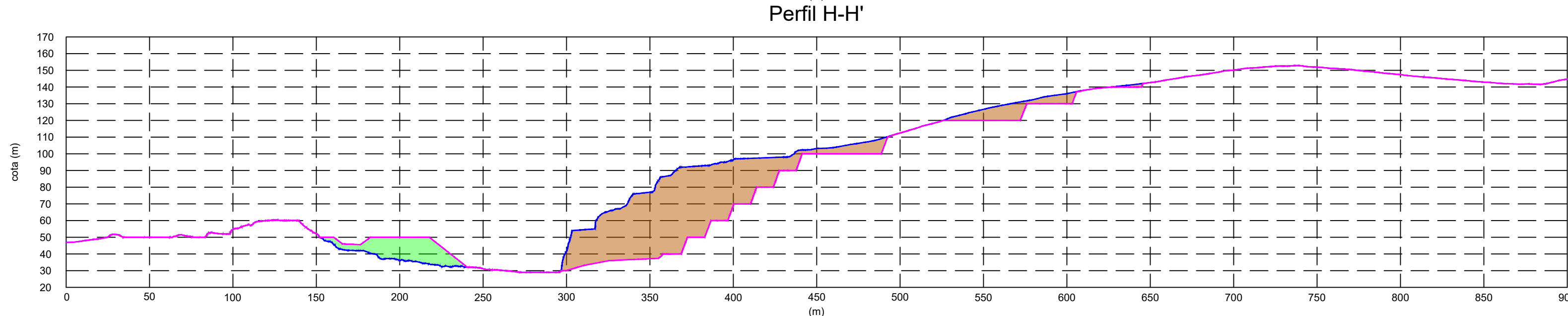
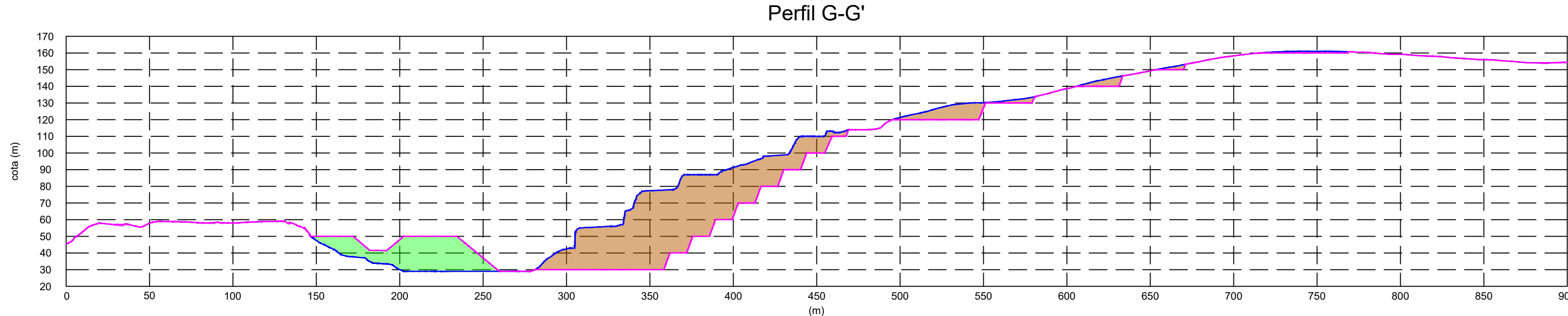
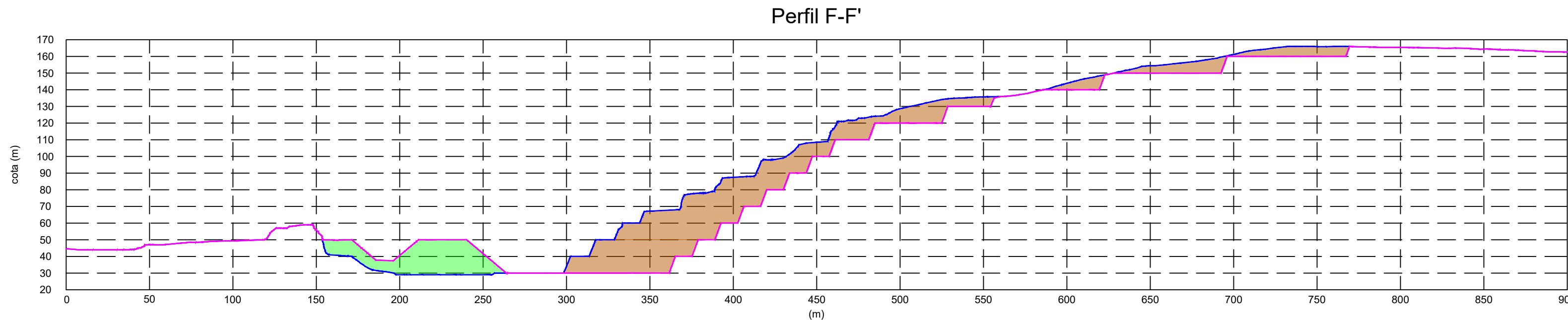


- Perfiles fase 1
- Perfiles fase 2
- Desmonte-Terraplén

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Abril 2025	
PLANO:	Perfiles	
E: 1/2.250		7.2
REF. 08-2025		

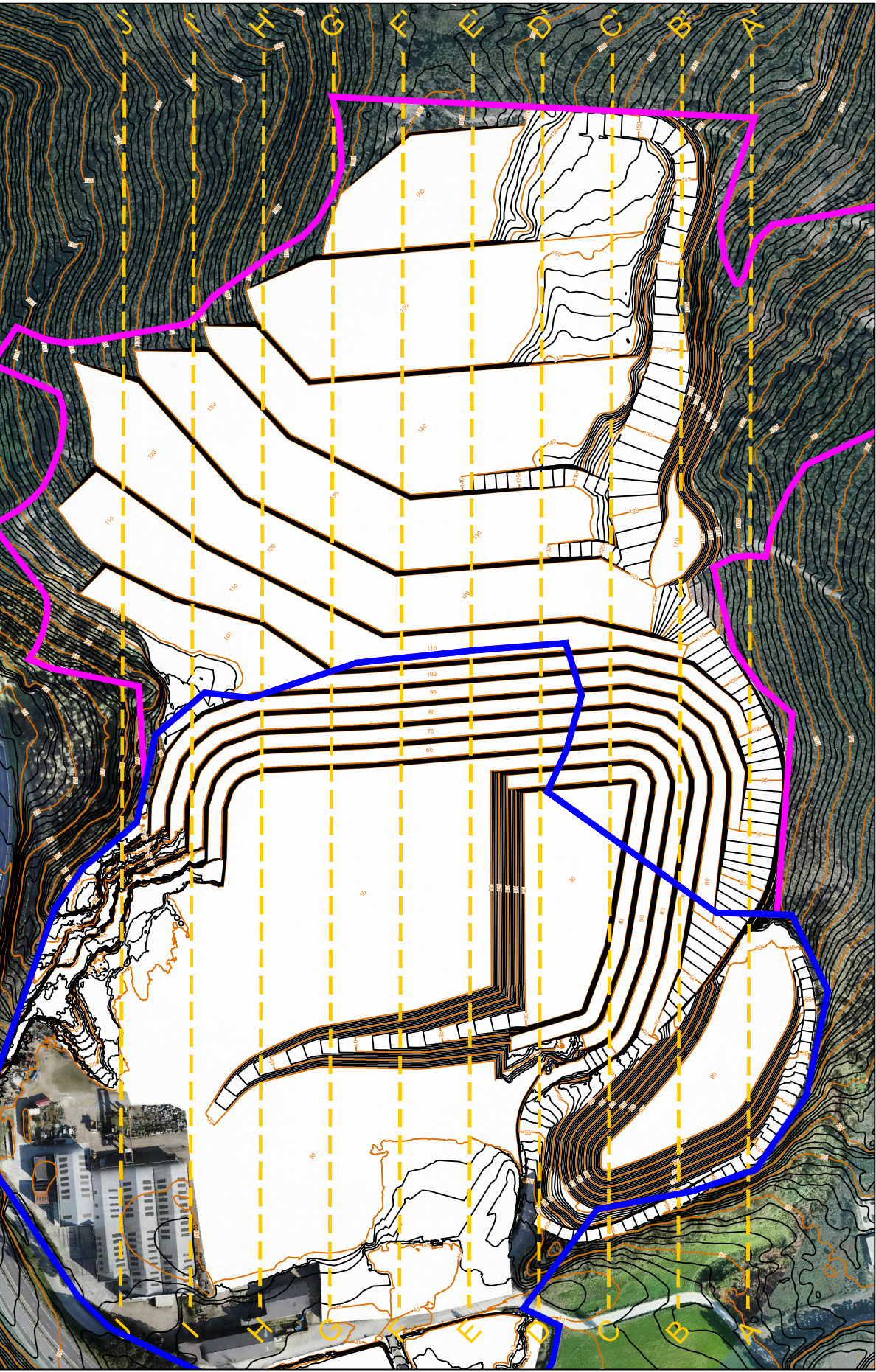
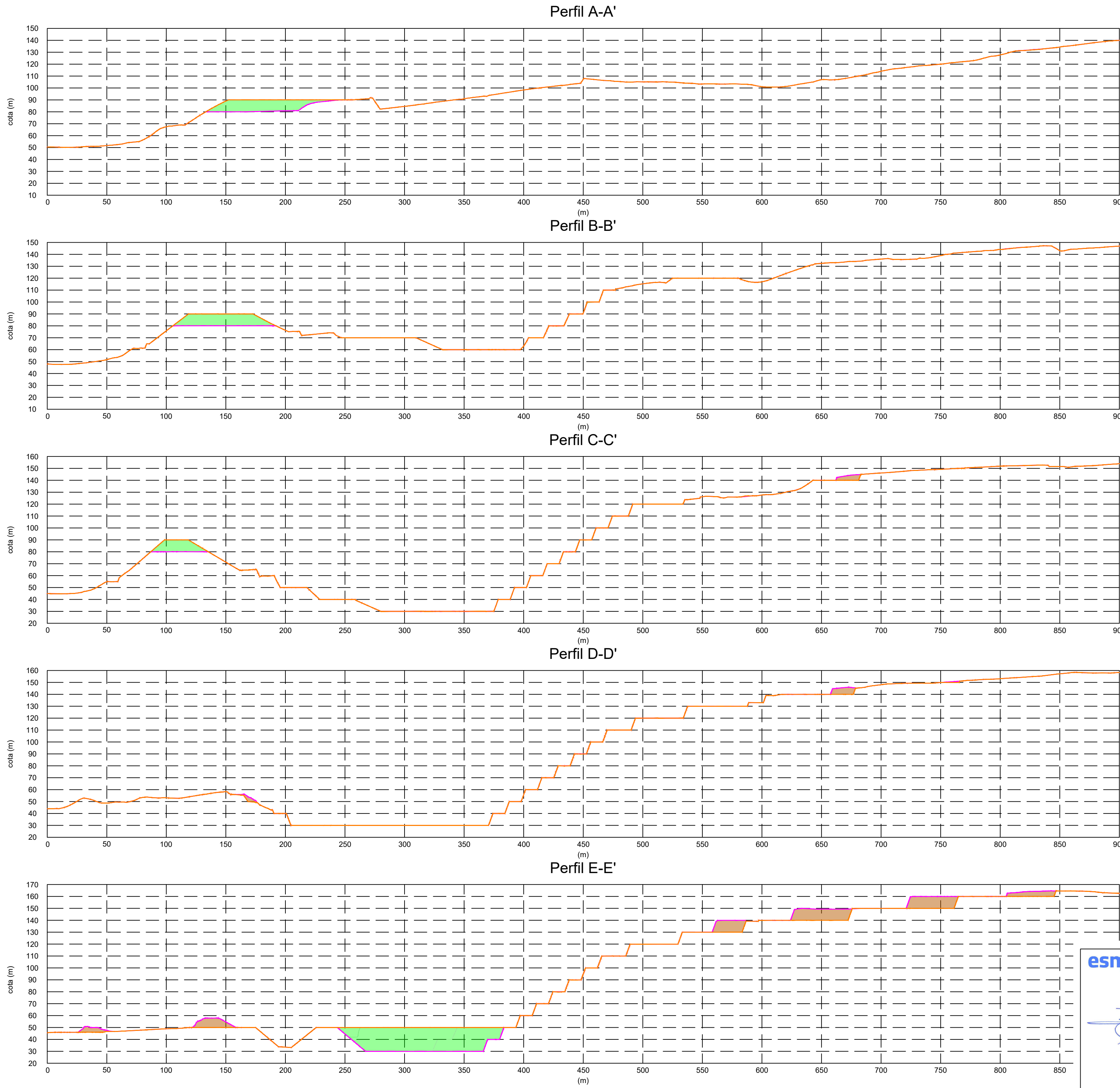


- Perfiles fase 1
- Perfiles fase 2
- Desmonte-Terraplén

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Abril 2025	
PLANO:	Perfiles	
E: 1/2.250		7.3
REF. 08-2025		



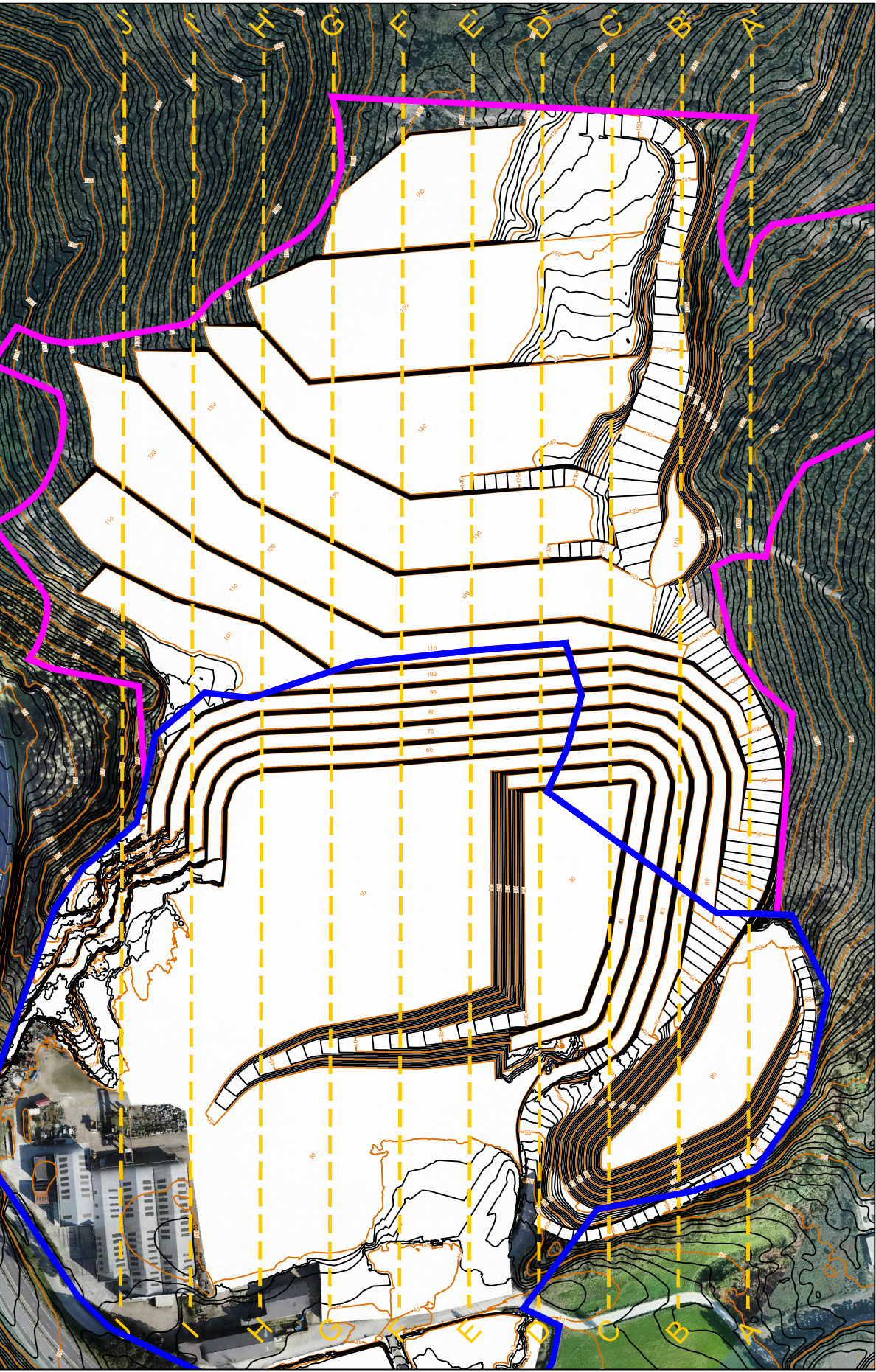
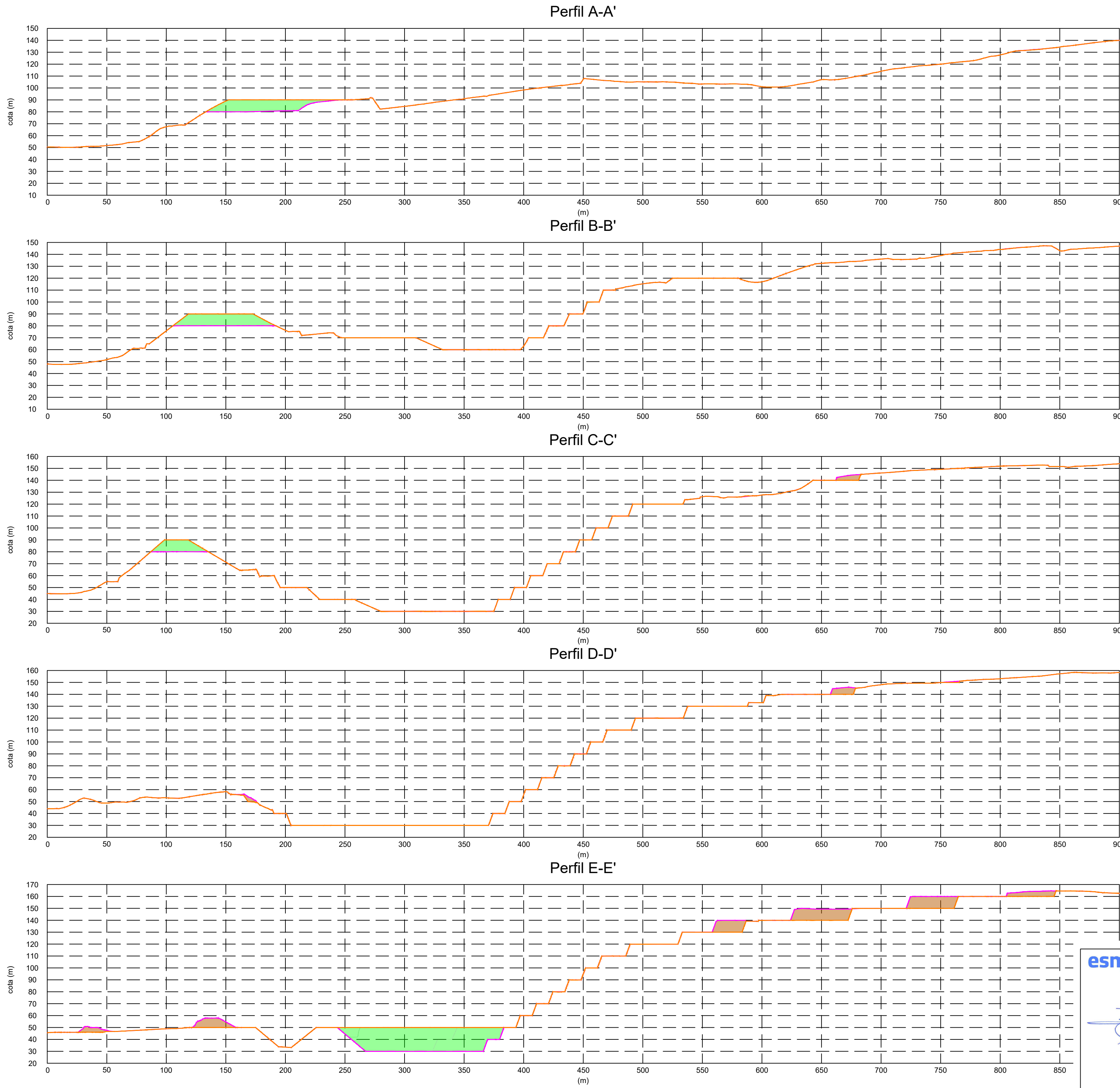
- Perfiles fase 2
- Perfiles fase final explotación
- Desmorte-Terraplén

esmin
Ingeniería

[Signature]

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Abril 2025	
PLANO:	Perfiles	
E: 1/2.250		8.2
REF. 08-2025		



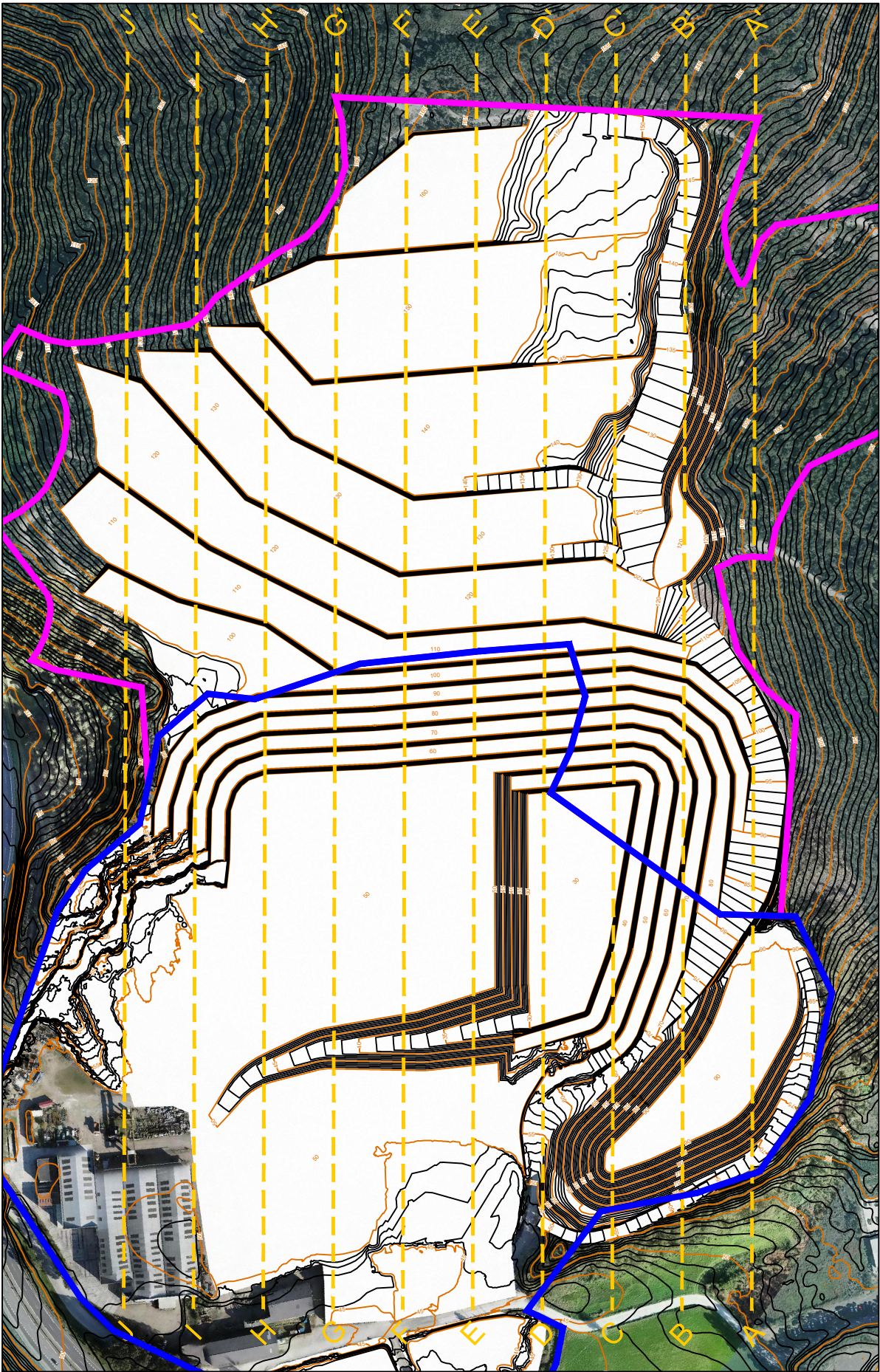
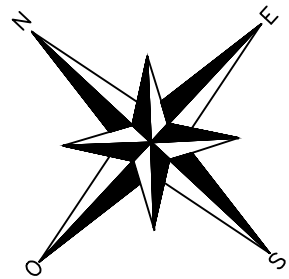
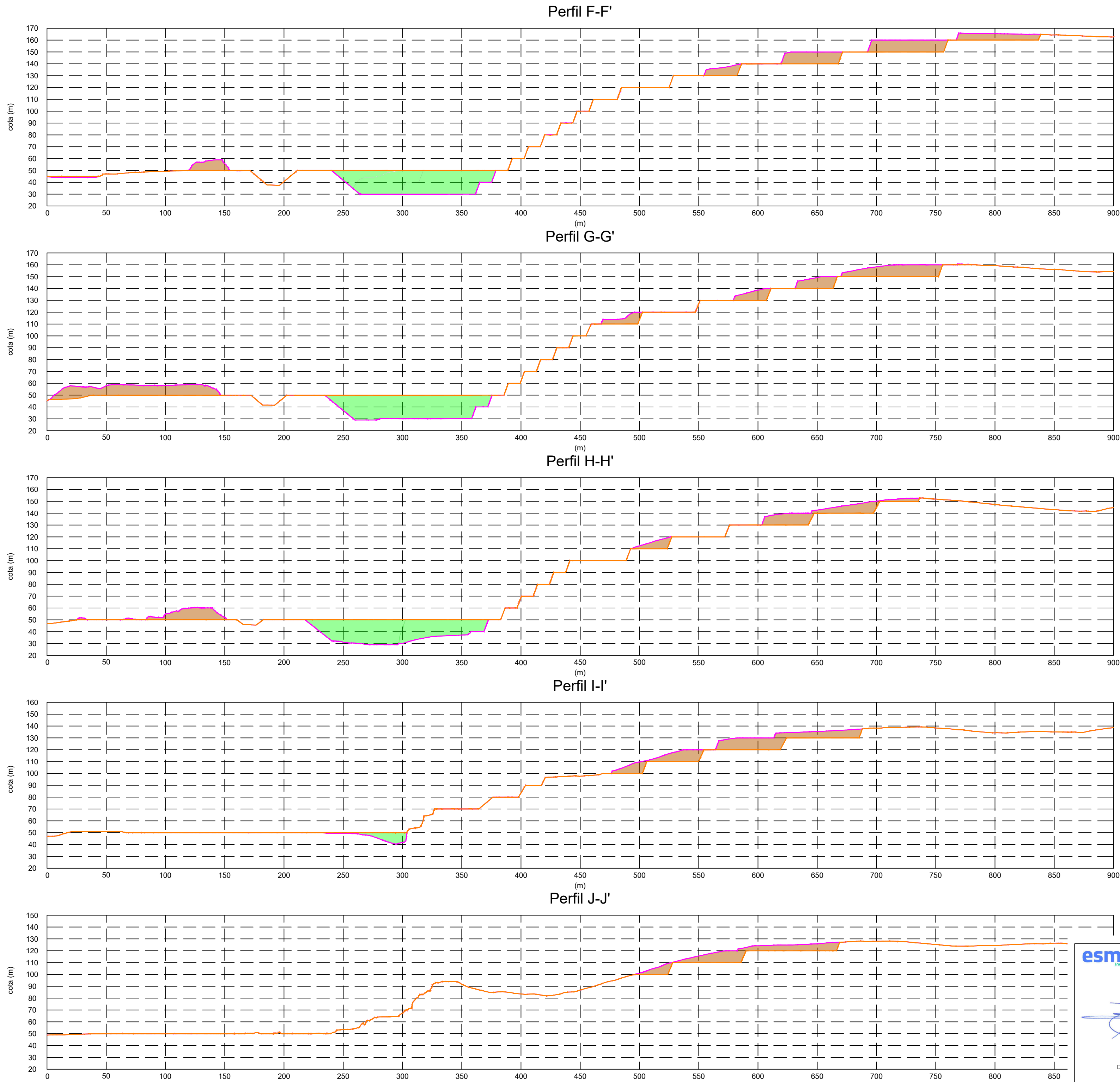
- Perfiles fase 2
- Perfiles fase final explotación
- Desmorte-Terraplén

esmin
Ingeniería

[Signature]

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Abril 2025	
PLANO:	Perfiles	
E: 1/2.250		8.2
REF. 08-2025		



- Perfiles fase 2
- Perfiles fase final explotación
- Desmorte-Terraplén

esmin

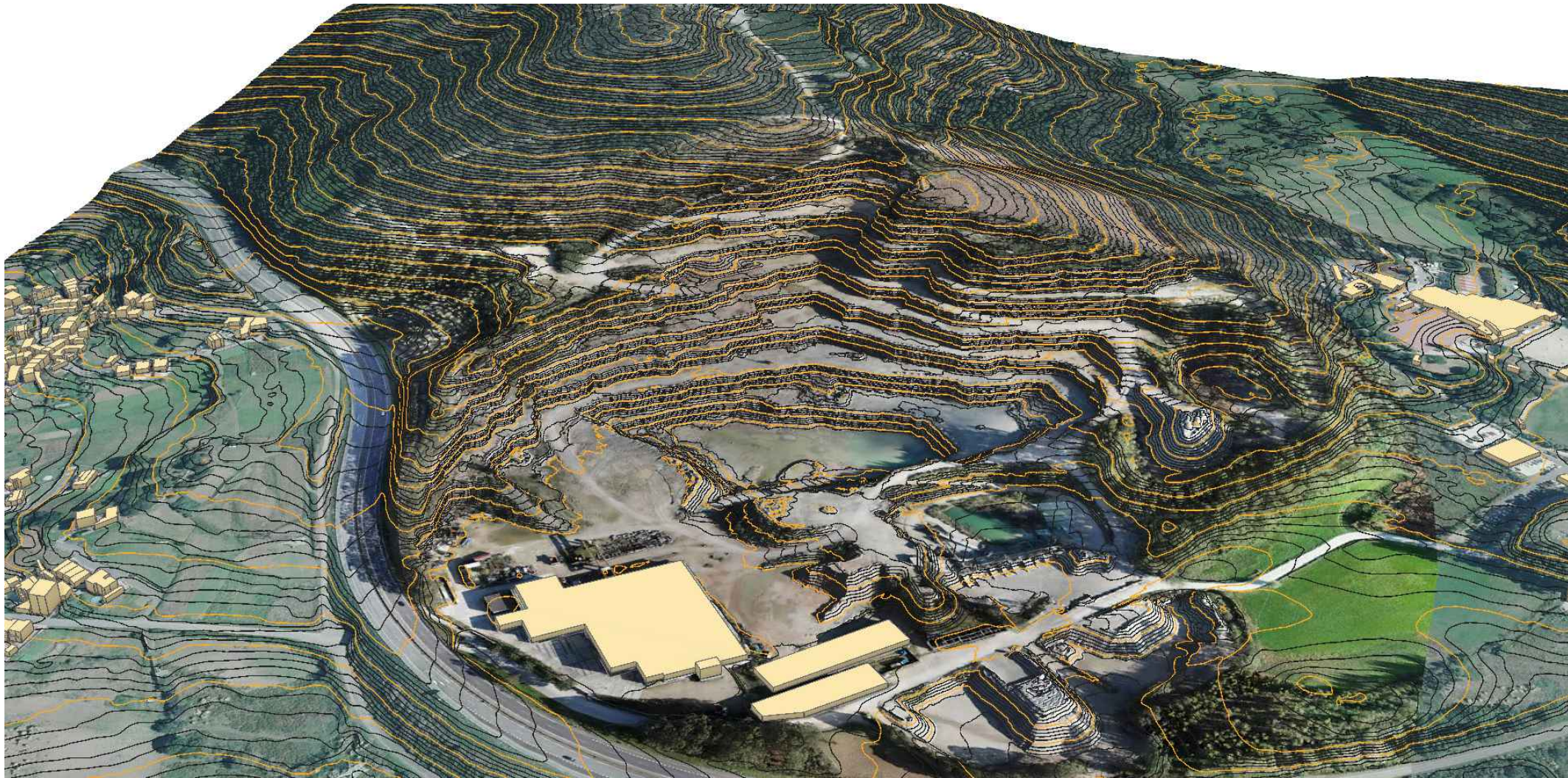
[Signature]

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

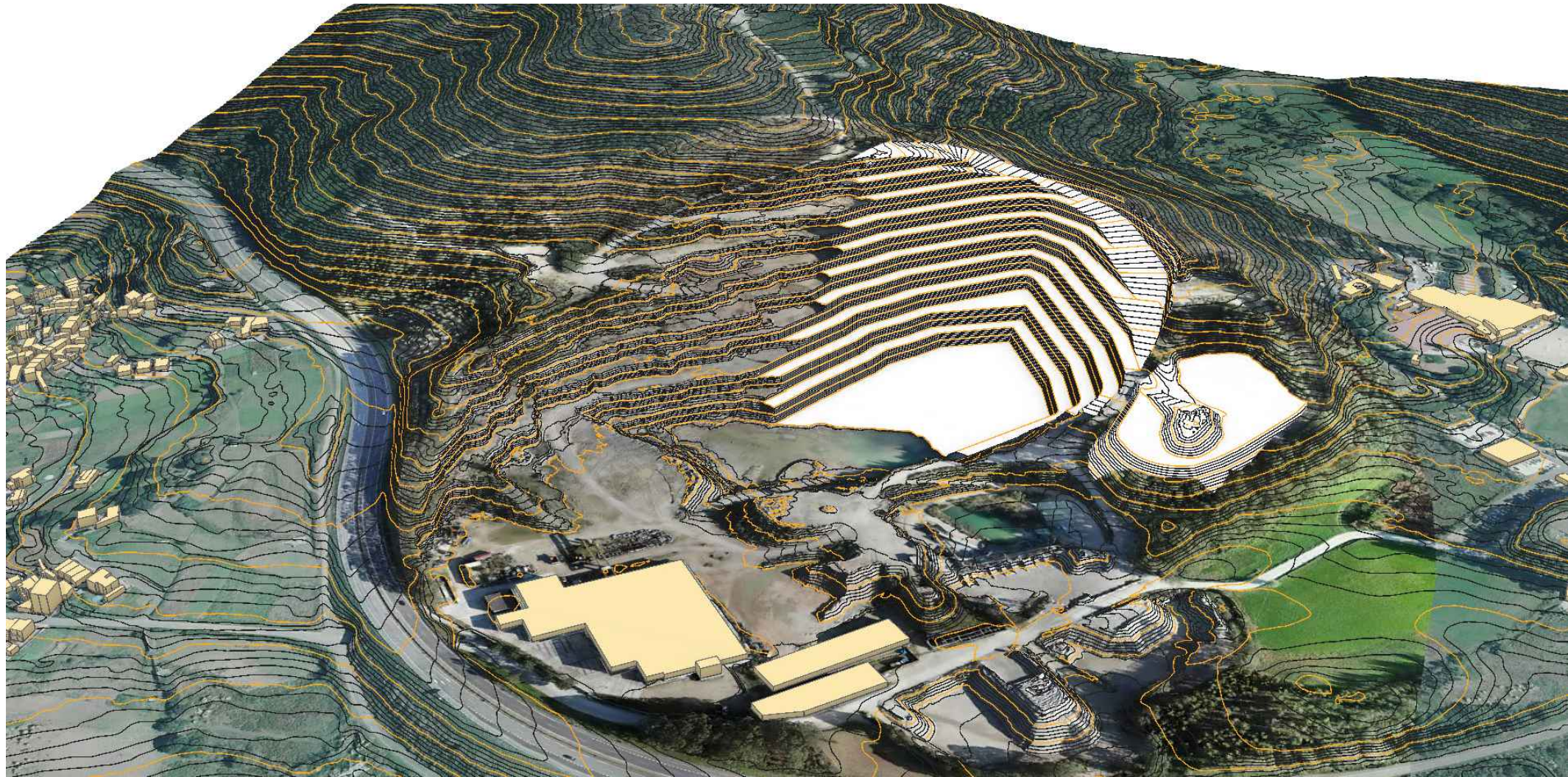
Proyecto de Explotación	
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8	
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)
FECHA:	Abril 2025
PLANO:	Perfiles
E: 1/2.250	
REF. 08-2025	

PROYECTO

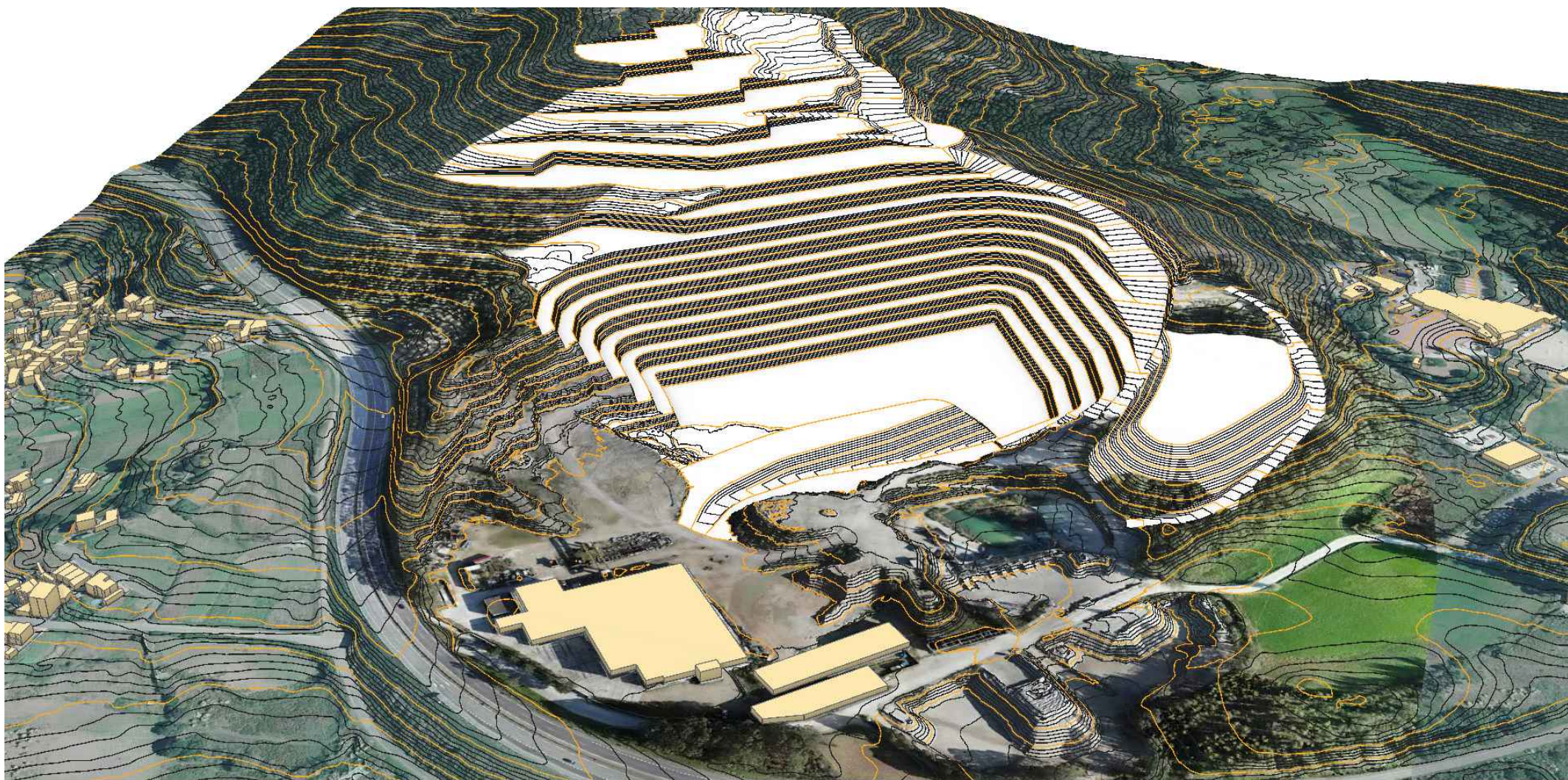
Situación actual



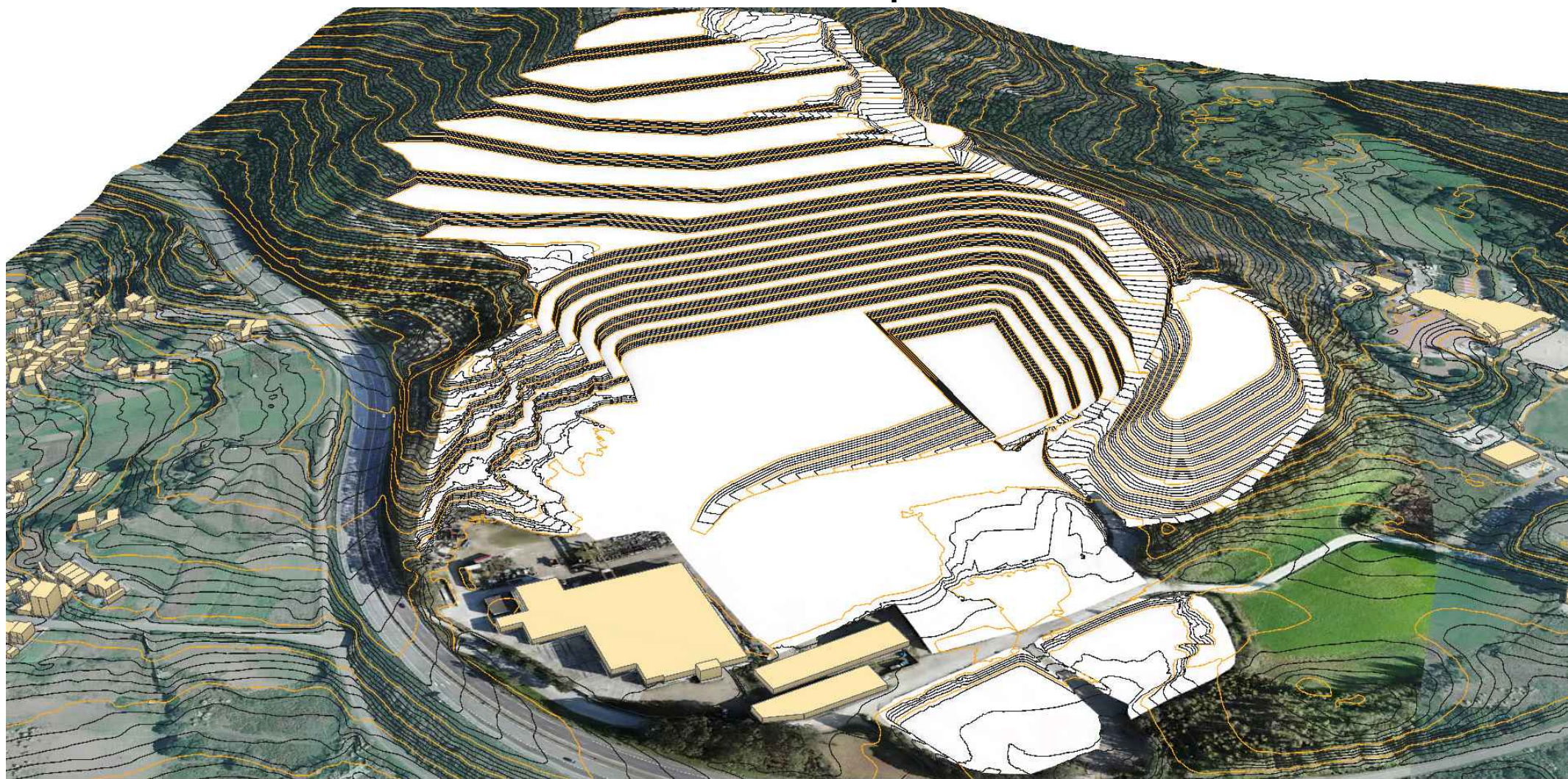
Fase 1



Fase 2



Fase final de explotación



esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Proyecto de Explotación
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.

SITUACION: Arteixo (A Coruña)

FECHA: Abril 2025

PLANO: Recreaciones 3D

E: sin escala

REF. 08-2025

PROYECTO

ANEXO IV: ESTUDIO GEOLÓGICO

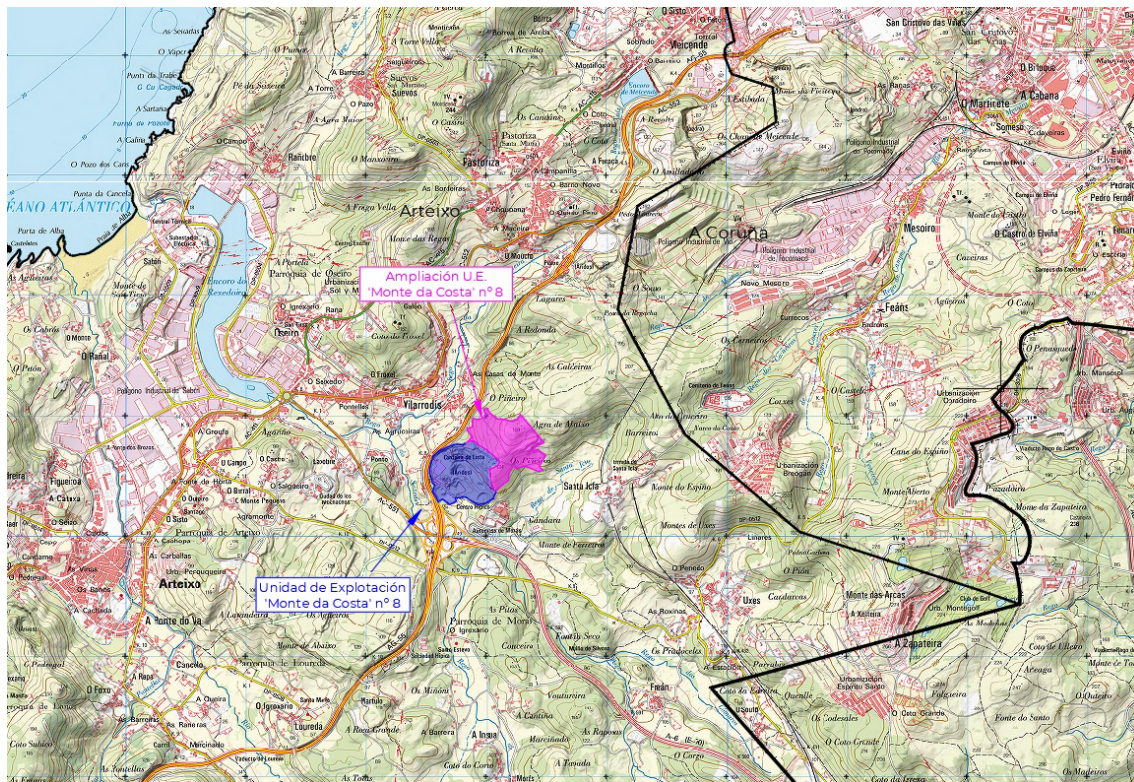
ÍNDICE

1	MARCO GEOLÓGICO REGIONAL	2
1.1	CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS	2
1.2	ENCUADRE GEOLÓGICO	3
1.3	GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO	5
1.3.1	<i>Petrología</i>	<i>6</i>
1.3.2	<i>Geología Local de la zona de estudio</i>	<i>11</i>
1.4	HIDROLOGÍA E HIDROGEOLOGÍA	11
1.4.1	<i>Hidrología</i>	<i>11</i>
1.4.2	<i>Hidrogeología</i>	<i>13</i>
2	CARACTERÍSTICAS FÍSICO-MECÁNICAS DEL YACIMIENTO	16
2.1	DESCRIPCIÓN PETROGRÁFICA	16
2.2	USOS.....	17

1 MARCO GEOLÓGICO REGIONAL

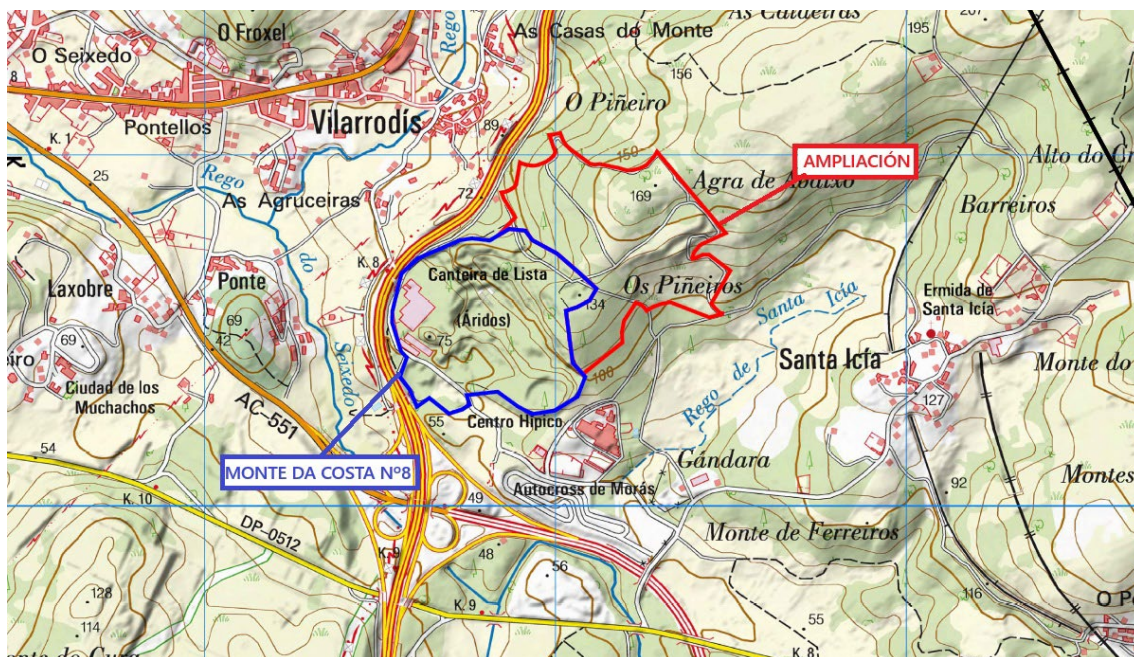
1.1 Características geográficas

Dentro de un encuadre geográfico general, el área de estudio se encuentra situada al noroeste de la provincia de A Coruña, dentro del término municipal Arteixo.



IMÁGEN 1-1: LOCALIZACIÓN GENERAL DE LA ZONA DE ESTUDIO

La zona ocupada por la unidad de explotación actual y su ampliación se recoge en la parte sur de la hoja N°0045-I "A Coruña" del Mapa Topográfico Nacional a escala 1:25.000.



IMÁGEN 1-2: UBICACIÓN SOBRE MAPA TOPOGRÁFICO NACIONAL

El acceso principal se encuentra en la Rúa Agoeiros N°150, a la que se llega por el sur, desde la carretera DP-0512, que une el municipio de Arteixo con la ciudad de A Coruña. A la altura del km 8,5 sentido Arteixo, a mano derecha, se accede a la carretera CM-0398, desde la que se accede a una pista asfaltada (Rúa Agoeiros) que conduce a la entrada de la zona de explotación.

Desde el norte, el acceso se realiza a través de la AC-552, que une Cee con A Coruña, a la altura del Km 7, a mano derecha a través de la Rúa Vilarrodís hacia la rúa Aogeiros.

1.2 Encuadre geológico

Dentro de un encuadre geológico general, la zona de estudio se encuentra situada en la parte denominada Galaico Castellana (III) de Lotze, F. (1945), o también en la Zona IV (Galicia Media Tras Os Montes) de Matte, Ph. (1968), ambas equivalentes (en cuanto a situación) a la Zona Centro-Ibérica de Julivert, M., Fontbote, J.M., Ribeiro, A. y Conde, L. (1972), según las divisiones de dominios tectónicos y estructurales establecidas por este último autor para el Macizo Hespérico. Esta zona se extiende desde el Norte de Galicia hasta Extremadura, adentrándose su parte más meridional en la región manchega.



División del basamento de la Península Ibérica (Lotze, F. 1945).

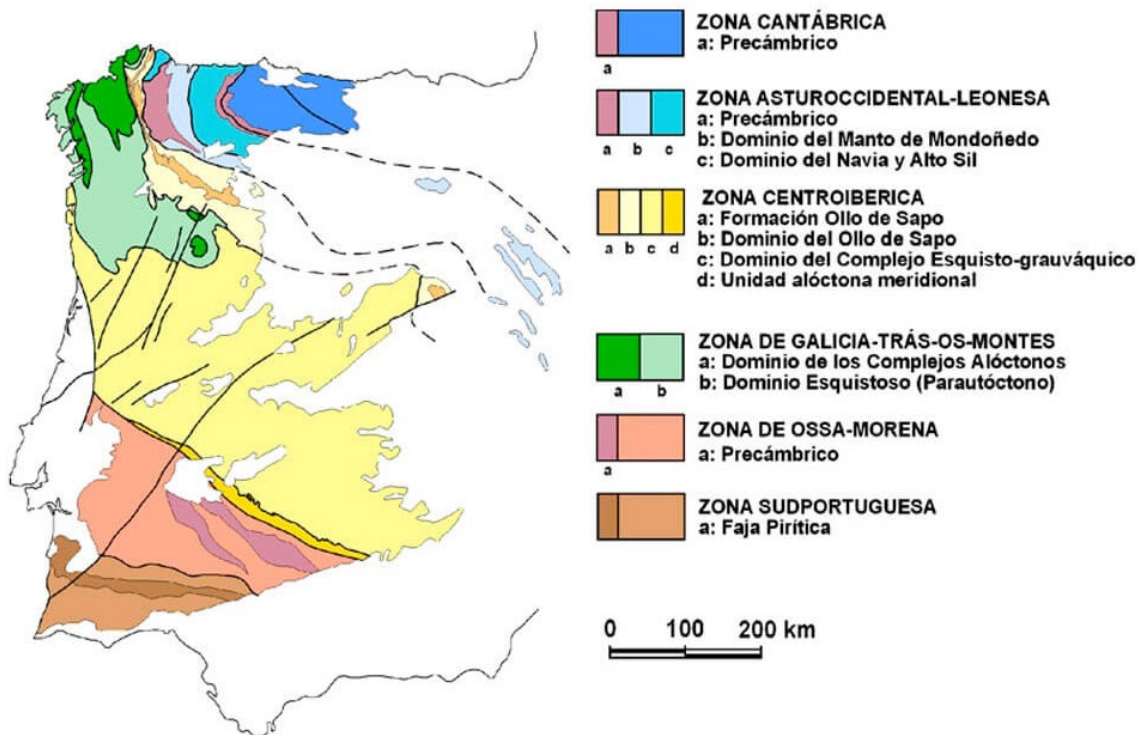


Esquema de distribución de zonas paleogeográficas del NO. de la Península Ibérica (Matte, Ph. 1968).



División del Macizo Ibérico según Julivert, Fontbote, Ribeiro y Conde (1972), basada en las clásicas zonas de Lotze.

IMÁGEN 1-3: DIVISIÓN DEL MACIZO SEGÚN DIFERENTES FUENTES



IMÁGEN 1-4: DIVISIÓN DEL MACIZO HESPÉRICO SEGÚN JULIVERT ET AL. (1972)

A grandes rasgos, la zona sobre la que se ubican la unidad de explotación y la ampliación objeto de este proyecto se sitúa, en su totalidad, dentro de la zona paleogeográfica de Galicia Media Tras Os Montes (Matte, PH 1968). A su vez esta zona se encuadra en un dominio oeste, caracterizado por la presencia de rocas sedimentarias y rocas básicas, ambas metamorfizadas y por la ausencia de Olla de Sapo y Paleozoico datado.

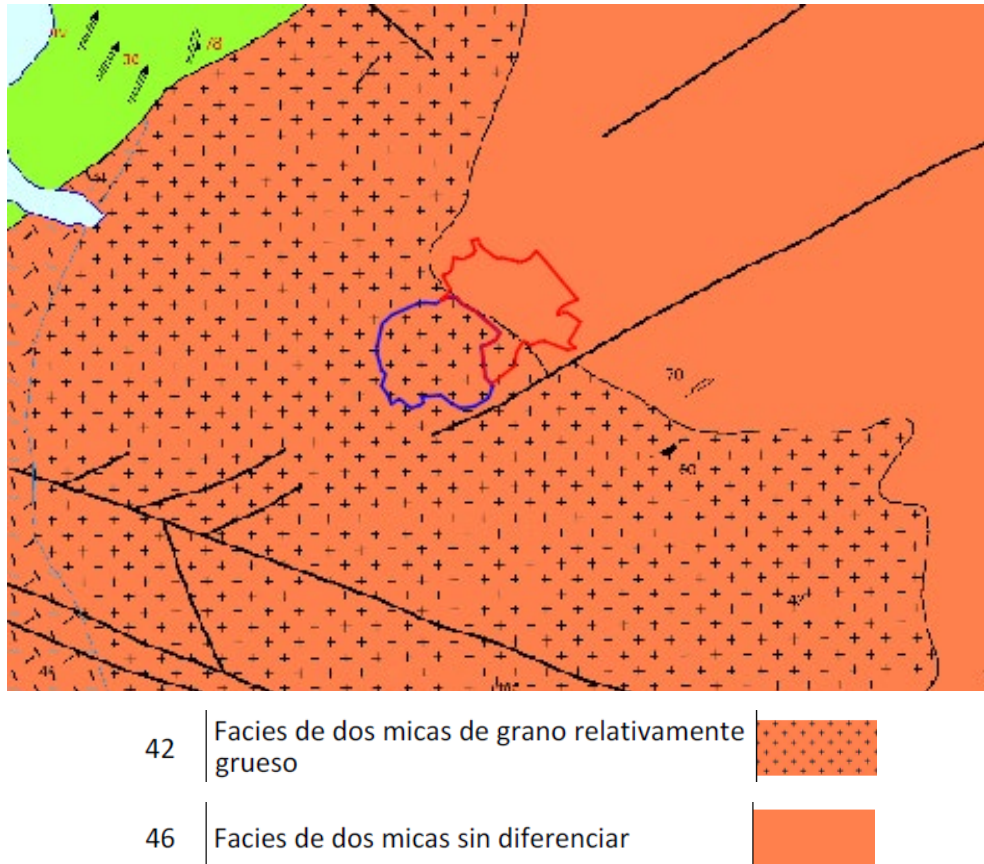
Dentro de la hoja Magna 50 n°45 (5-5) – Betanzos, tenemos dos zonas geológicamente bien diferenciadas: la parte central y oriental, con un relieve de muy bajos desniveles definido por el substrato esquistoso-grauváquico, y la occidental, netamente condicionada por el macizo granítico que ocupa dicho sector.

1.3 Geología del yacimiento

Para la elaboración del estudio geológico, se ha partido de la siguiente información:

- Planos geológicos, publicados por el Instituto Geológico y Minero de España (IGME), a escala 1/50.000. Hoja N° 45, Betanzos.

El análisis de la documentación se complementa con las observaciones realizadas “in situ”, con el objeto de definir con la mayor exactitud posible, las diferentes unidades geológicas afectadas, junto con las condiciones hidrogeológicas del área estudiada.



IMÁGEN 1-5: UNIDAD DE EXPLOTACIÓN 'MONTE DA COSTA' Y SU AMPLIACIÓN SOBRE GEOLÓGICO GEODE50.

FUENTE: IGME

A continuación, se describirán los rasgos más destacables de esta hoja geológica sobre la zona de la objeto de este proyecto:

1.3.1 PETROLOGÍA

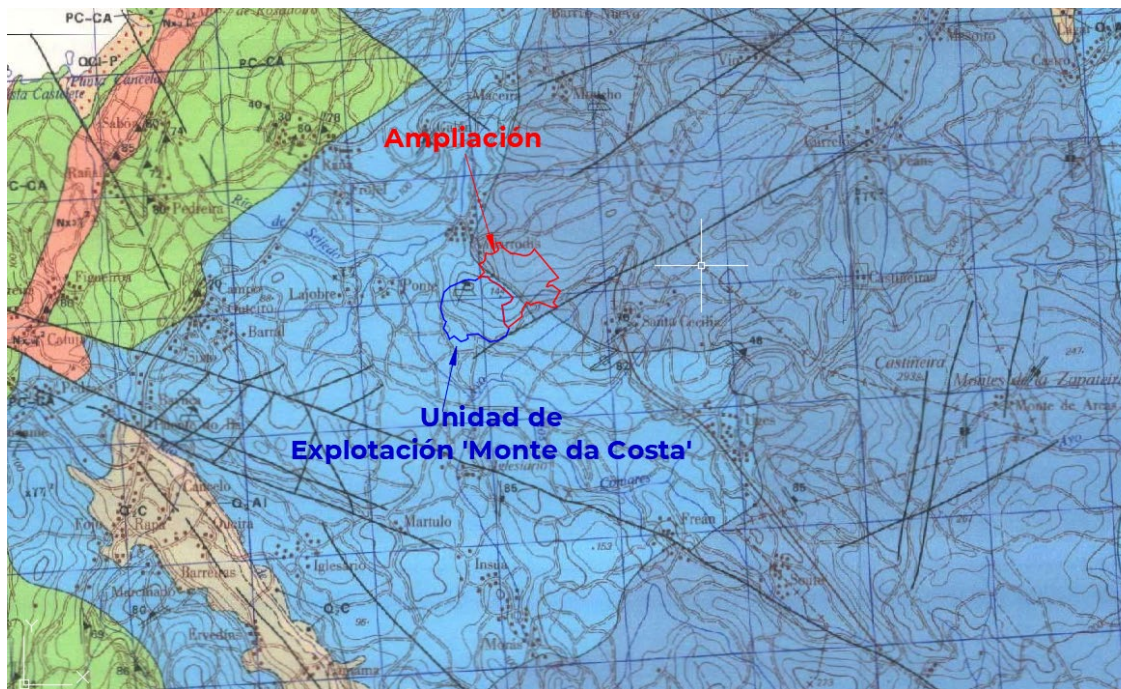
El metamorfismo de la hoja de estudio se caracteriza por ser de bajo grado, correspondiendo en general a las facies de los esquistos verdes. La intensidad metamórfica crece hacia el macizo granodiorítico de una forma progresiva, si bien en la parte este de la hoja parece existir un incremento del grado metamórfico que se manifiesta tanto en las paragénesis como en el grado de recrystalización.

Los minerales índice del metamorfismo regional son únicamente clorita-biotita y almandino, ya que la andalucita, frecuente en algunas paragénesis, está restringida a las zonas próximas con el granito, por lo que se considera originada por la intrusión.

De acuerdo con la hoja, la unidad de explotación actual se desarrolla, en su totalidad, sobre rocas plutónicas de naturaleza granítica, cuyo orden por antigüedad es el siguiente:

- Granodiorita precoz.
- Granito de dos micas deformado.
- Granodiorita tardía.

La unidad de explotación actual se encuentra sobre Granodiorita precoz (facies de dos micas porfídicas de grano medio), y en el límite justamente con la Granodiorita tardía (facies de dos micas sin diferencia), que es la zona hacia la que se proyecta la ampliación de la unidad de explotación.



ROCAS GRANITICAS HERCINICAS



GRANITO INTERFASE I-II



IMÁGEN 1-6: GEOLOGÍA EN UNIDAD DE EXPLOTACIÓN Y SU AMPLIACIÓN. MAGNA50. FUENTE: IGME

1.3.1.1 GRANODIORITA PRECOZ

De textura porfioide, su tamaño de grano es grueso con existencia de megacristales normalmente maclados de feldespato potásico de hasta 12 cm de longitud, lo cual es una de sus características más notorias junto a la de que la moscovita no es muy visible a simple vista. En fractura reciente es de color gris claro, siendo de un rosáceo muy típico cuando está alterada.

En la zona de contacto con los esquistos, y de un modo más notorio al Oeste, existen afloramientos a lo largo de una franja de 20-30 metros de ancho, y de problemática continuidad, de fenómenos de asimilación del encajante en el encajado con schlieren de biotita.

En algunas zonas de diaclasas hay procesos de caolinización.

Se observa deformación tectónica con micas plegadas en algunos puntos de contacto granodiorita-esquistos.

Normalmente los planos de esquistosidad de los esquistos son oblicuos al contacto con esta roca, salvo en las proximidades de Arteixo.

Microscópicamente presenta texturas hipidiomórficas o alotriomórficas algo microporfídicas, que generalmente están bastante deformadas, siendo en algunos casos también orientadas apareciendo como de tipo néisico. El carácter alotriomórfico es consecuencia del desarrollo de frecuentes zonas de microgranulación intergranular.

Los minerales esenciales son cuarzo, plagioclasa, microclina, biotita y a veces también moscovita, que en otros casos es accesorio junto al circón, apatito, opacos, allanita, esfena, rutilo, xenotima. Más ocasionalmente aparecen turmalina, granate y berilo.

Las **plagioclasas** se presentan zonadas, a veces asociadas en sineusis, con frecuente sericitización o moscovitización, sobre todo en los núcleos. Es frecuente la existencia de zonas albitizadas con maclado en damero y bordes de corrosión en contacto con la microclina, apareciendo restos de plagioclasa parcialmente reabsorbidos en ella, que suelen presentar coronas de decalcificación. Los planos de

macla aparecen curvados y existen formas en huso así como cierta fisuración en las rocas más deformadas.

La **microclina**, sobre todo en megacrístales, suele tener estructura zonada debido a la orientación de las frecuentes inclusiones que de cuarzo, plagioclasa y micas contiene.

El **cuarzo xenomorfo y policristalino** suele presentar extinción ondulante más o menos marcada, según los casos, apareciendo a veces láminas y fibras de deformación y granulaciones orientadas, más frecuente, de tamaño más fino, aparece en zonas de microgranulación bastante recrystalizado. En estas zonas son abundantes mirmequitas bien desarrolladas.

La **biotita** es la mica dominante o incluso la única, de color generalmente castaño rojizo, es muy rica en inclusiones de circón y abundantes halos pleocroicos. Lo mismo que la moscovita, suele aparecer bastante deformada y a veces ambas están orientadas. En parte está sustituida por clorita asociada a opacos dispuestos predominantemente según planos de exfoliación. La **moscovita** es a menudo simplectítica sobre los feldespatos, alcanzando gran desarrollo en algunos casos.

1.3.1.2 GRANODIORITAS TARDÍAS

Se encuentra emplazada en la Granodiorita precoz. En campo sus características fundamentales son la presencia ostensible de moscovita y la menor cantidad de megacrístales de feldespato potásico.

En corte reciente presenta un color gris menos lechoso que el de la precoz, el tamaño de grano es grueso, si bien los megacrístales de feldespato potásico son menos abundantes y más pequeños.

Existen filones de granito porfiroide y de cuarzo, siendo los más numerosos los primeros.

En el contacto con la granodiorita tardía muestra zonas de grano más fino y porfídico producto del enfriamiento más rápido en los bordes que en el centro. En estas zonas la matriz es de grano más fino, existiendo también fenocristales de cuarzo.

Microscópicamente se caracteriza por texturas de tipo alotriomórfico o hipidiomórfico de grano grueso, y frecuentemente algo cataclásicas y muy raramente orientadas.

Mineralógicamente no presenta grandes diferencias con la denominada Granodiorita precoz; sus componentes esenciales son cuarzo, microclina, plagioclasa y micas, predominando la moscovita sobre la biotita, que a veces tiene un carácter muy accesorio. Aparecen con este mismo carácter apatito, circón, opacos, oligisto, allanita, epidota, claramente secundaria y de formas granulares asociada a plagioclasas alteradas a cloritas. Con carácter más ocasional, granate y turmalina.

Las **plagioclasas** suelen estar zonadas y presentar sericitización fina más acusada en el núcleo. La **microclina** suele incluir abundantes plagioclasas, a veces orientadas y que junto con granos de cuarzo pueden tener una distribución zonada en los bordes del cristal. En el **cuarzo** son frecuentes las texturas de recristalización tipo mosaico, sobre todo en zonas de microgranulación, donde abundan las mirmequitas menos desarrolladas que en la Granodiorita precoz. Los contactos entre feldespatos son típicos de corrosión y reacción, observándose sustitución de plagioclasa por microclina en estas zonas.

La **moscovita** aparece en láminas de gran desarrollo; en muchos casos es simplectítica y aparece formada sobre feldespatos, siendo a veces muy rica en finísimas inclusiones y con aspecto de mal cristalizada. Puede presentarse también en asociaciones fibrosas. La **biotita** de menor tamaño aparece cloritizada en parte con opacos, epidota y rutilo asociados, presentando a veces texturas sageníticas con este último.

Esporádicamente en zonas de contacto contiene andalucita muy desestabilizada y sustituida por moscovita.

1.3.2 GEOLOGÍA LOCAL DE LA ZONA DE ESTUDIO

La zona de ampliación de la unidad de explotación actual se encuentra situada dentro del grupo de rocas graníticas hercínicas, y dentro de este grupo, a las Granodioritas Tardías, tal y como se ha comentado anteriormente.

En campo, sus características fundamentales son la presencia ostensible de moscovitas y, en menor cantidad, megacrístales de feldespato potásico. El tamaño de grano es grueso, si bien los megacrístales de feldespato potásico son menos abundantes y más pequeños.

Existen filones de granito porfioide y de cuarzo, siendo los más numerosos los primeros.

Mineralógicamente no presenta grandes diferencias con la denominada Granodiorita Precoz: sus componentes esenciales son cuarzo, microlina, plagioclasa y micas, predominando la moscovita sobre la biotita. Aparecen con este mismo carácter apatito, circón, opacos, oligisto, allanita, y epidota, claramente secundaria y de formas granulares, asociada a plagioclasas alteradas a clorita. Con carácter más ocasional, granate y turmalina.

1.4 Hidrología e Hidrogeología

1.4.1 HIDROLOGÍA

La zona del proyecto se encuadra, a escala regional, en la demarcación hidrográfica de Galicia-Costa, dentro del sistema de explotación Río Mero, Arteixo y Ría de A Coruña, que está constituido por la cuenca del Río Mero, la zona costera de Arteixo y la Ría de A Coruña. Este sistema de explotación ocupa una superficie de 535,18 km².

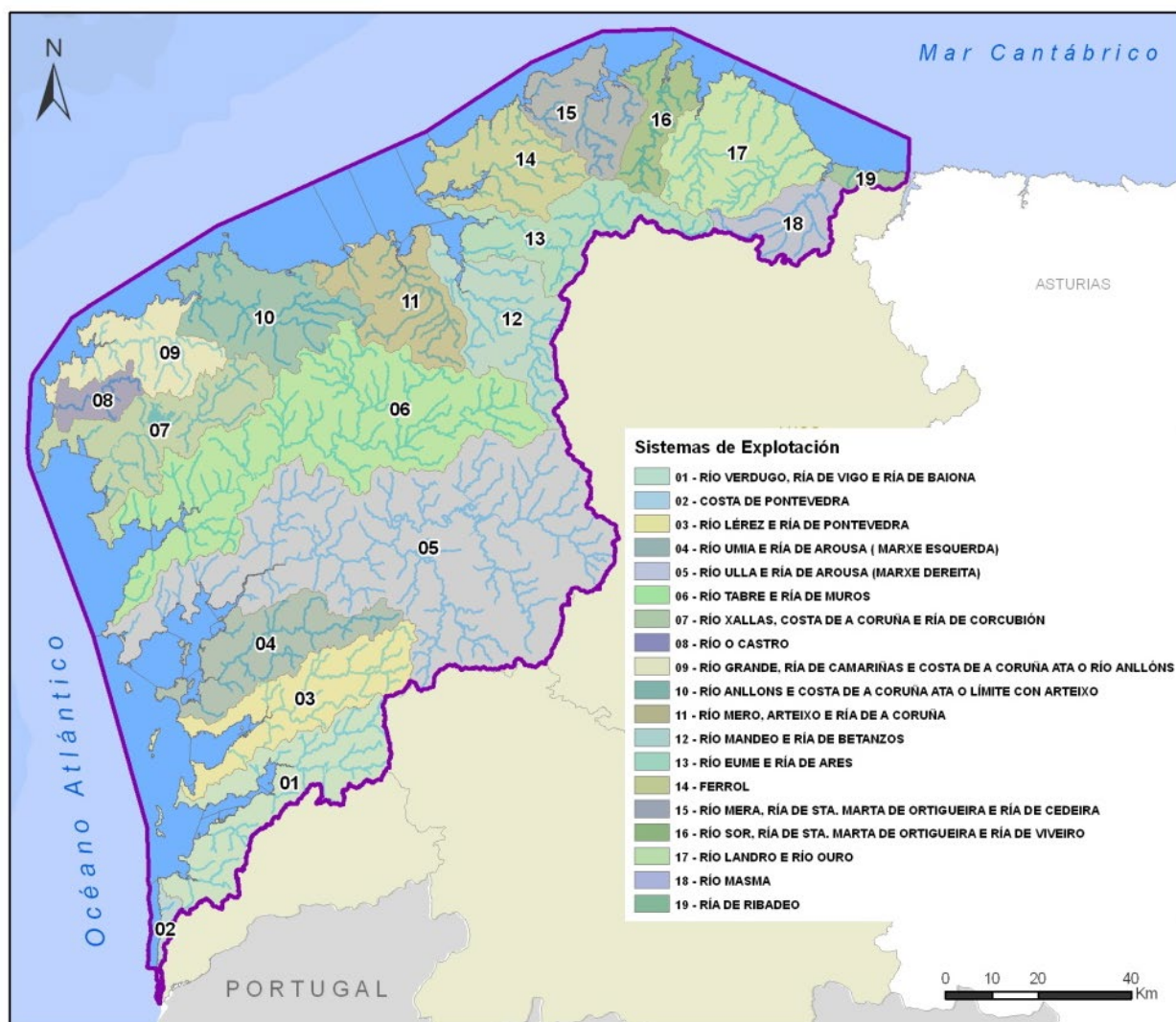


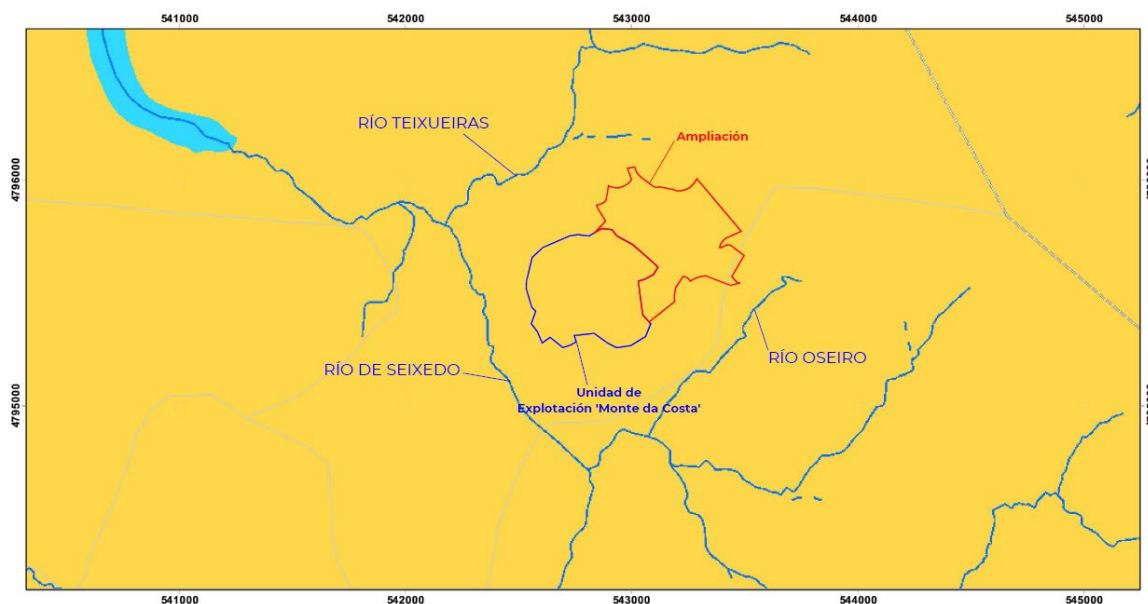
ILUSTRACIÓN 1-7. DEMARCACIÓN HIDROGRÁFICA GALICIA-COSTA

El Río Mero y sus afluentes principales, río Barcés, Brexo y Valiñas son el eje del sistema y se caracterizan por su aumento de densidad de población desde cabecera a desembocadura.

La zona costera de Arteixo y la Ría de A Coruña, es la zona en la que se concentra la población del sistema, destacando la ciudad de A Coruña y los núcleos de Arteixo, Meicende, Perillo, y O Bugo. Asimismo, la zona costera de Arteixo es un importante proveedor de recursos, entre los que destacan el río Seixedo con el embalse de Rosadoiro y el Río Arteixo.

Dentro del sistema de explotación Río Mero, Arteixo y Ría de A Coruña, son el río Seixedo, el Rego das Teixueiras y el río Oseiro los cauces fluviales más cercanos a la

unidad de explotación, que forman parte de la cuenca hidrográfica de la zona costera de Arteixo.



IMÁGEN 1-8. CAUCES FLUVIALES CERCANOS A LA UNIDAD DE EXPLOTACIÓN Y LA AMPLIACIÓN.

1.4.2 HIDROGEOLOGÍA

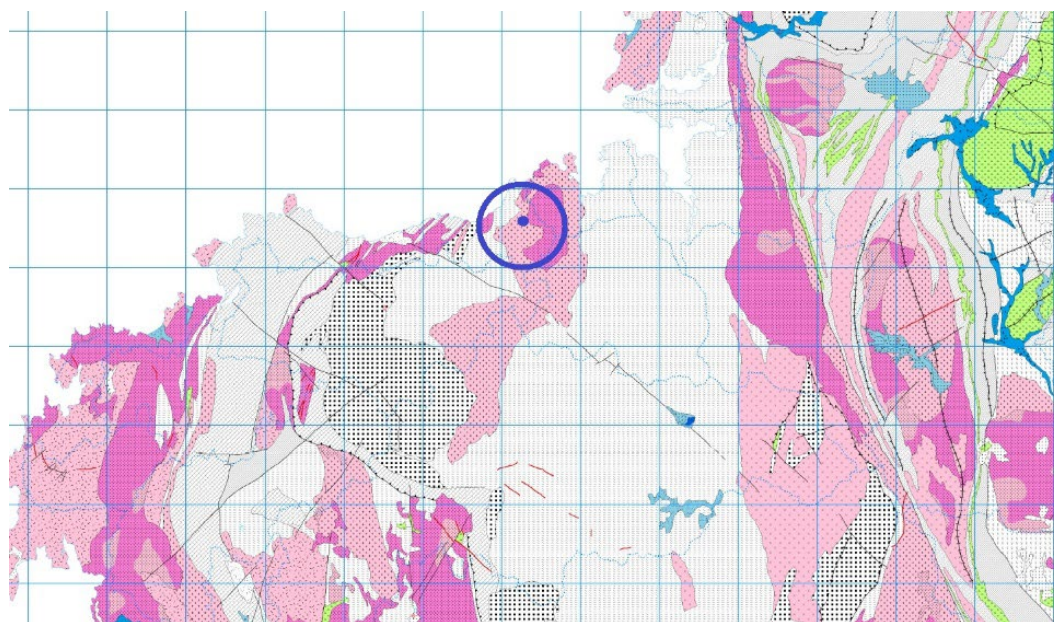
Las características hidrogeológicas están fuertemente condicionadas por la litología y tectónica de los materiales existentes. Debido a la poca porosidad de estos, la viabilidad de aguas profundas es escasa y la surgencia de aguas superficiales es debida a los numerosos planos de esquistosidad y fracturas que captan gran parte del agua de lluvia.

En los granitos las posibilidades de acumulación de agua se reducen a las zonas de fractura. La recarga de los macizos graníticos se realiza a través de fracturas y zonas de alteración, mientras que las descargas tienen lugar en manantiales, arroyos, lagos o en otros acuíferos.

La zona de explotación no afecta a cursos fluviales ni canales de drenajes naturales, permanentes o estacionales.

Según se puede observar en la siguiente imagen extraída del Mapa hidrogeológico de Galicia, elaborado por el IGME, la zona de ubicación de la explotación

se encuentra situada sobre granitos calcoalcalinos (granodioritas y granitos biotíticos), con un grado de permeabilidad bajo.



Ga GRANITOS ALCALINOS : granitos de dos micas

	TIPO DE PERMEABILIDAD	GRADO DE PERMEABILIDAD	DESCRIPCIÓN	LITOLOGÍA
	POROSIDAD INTERGRANULAR	ALTA - MEDIA	Formaciones extensas (acuíferos regionales) o locales	Depósitos fluviales y depósitos Terciarios
		ALTA - MEDIA	Formaciones extensas, discontinuas o locales	Aluviales, fluviales, costeros y depósitos Terciarios
		BAJA	Formaciones extensas, discontinuas o locales	Depósitos Terciarios y Cuaternarios indiferenciados
	FISURACIÓN Y KARSTIFICACIÓN	ALTA - MEDIA	Formaciones extensas, discontinuas o locales	Calizas y dolomías
		MEDIA - BAJA		Cuarcitas
	POROSIDAD	MEDIA - BAJA		Granitos muy alterados
	INTERGRANULAR Y FISURACIÓN	BAJA	Formaciones extensas, discontinuas o locales	Granitos alcalinos poco alterados, granitos calcoalcalinos, gneises, migmatitas y metavulcanitas
	POROSIDAD INTERGRANULAR Y FISURACIÓN	MUY BAJA - IMPERMEABLE		Pizarras, esquistos, rocas básicas, esquistos-gneises y depósitos Terciarios muy arcillosos

IMÁGEN 1-9: SITUACIÓN SOBRE MAPA HIDROGEOLÓGICO DE GALICIA. FUENTE: IGME

Según se muestra en la siguiente imagen, extraída del mapa Litoestratigráfico, de permeabilidad e Hidrogeológico del Pozo Gómez, M. (Coord) (2009): *Mapa Litoestratigráfico, de Permeabilidad e Hidrogeológico de España continuo digital a escala 1:200.000. Convenio de colaboración entre el Ministerio de Medio Ambiente y el Instituto Geológico y Minero de España para la realización de trabajos técnicos en relación con la aplicación de la Directiva Marco del Agua en materia de agua subterránea. IGME. Madrid,*

tanto el hueco actual de explotación como la ampliación, se ubican sobre terrenos de permeabilidad baja, con una litología de rocas plutónicas ácidas hercínicas (granitos, granodioritas, cuarzodioritas).



LITOLOGÍAS		PERMEABILIDAD						
		MUY ALTA	ALTA	MEDIA	BAJA	MUY BAJA		
CON AGUAS UTILIZABLES	FSURABLES POR METEORIZACIÓN	FSURABLES	CARBONATADAS	C-MA	C-A	C-M	C-B	C-MB
		POROSAS	DETRÍTICAS (Cuaternario)	Q-MA	Q-A	Q-M	Q-B	Q-MB
			DETRÍTICAS	D-MA	D-A	D-M	D-B	D-MB
			VOLCÁNICAS (Piroclásticas y lávicas)	V-MA	V-A	V-M	V-B	V-MB
			META-DETRÍTICAS	M-MA	M-A	M-M	M-B	M-MB
			IGNEAS	I-MA	I-A	I-M	I-B	I-MB
CON AGUAS CALIENTES DE MUY BAJA CALIDAD	FSURABLES	EVAPORÍTICAS	E-MA	E-A	E-M	E-B	E-MB	

IMÁGEN 1-10: MAPA DE PERMEABILIDAD. FUENTE: IGME

2 CARACTERÍSTICAS FÍSICO-MECÁNICAS DEL YACIMIENTO

A pesar de que la idoneidad de los materiales presentes en la explotación para su aprovechamiento como áridos está ampliamente documentada y avalada desde un punto de vista geológico, tal como se ha descrito anteriormente, se realiza en este apartado una breve descripción petrográfica de una muestra de árido, y los usos para los que están certificados.

2.1 Descripción Petrográfica

Observando una muestra del árido de tamaño variable entre los 15 y 35 mm, se puede observar que la matriz rocosa, con bordes subangulosos, presenta un color blanco grisáceo con tonalidades rosa pálido, debido al tipo de feldespato mayoritario en la roca.

Mineralógicamente la roca está constituida principalmente por cuarzo, feldespato potásico y mica predominantemente de tipo biotita junto micas de tipo moscovita, aparecen granates, en un porcentaje minoritario, como minerales secundarios. Se observan óxidos de hierro como minerales de tipo accesorio.

La textura de la roca es equigranular e isótropa de grano medio a grueso, siendo los feldespatos los granos minerales de mayor tamaño. No se observan planos de debilidad, ni discontinuidades ni alineaciones minerales de carácter apreciable.

No se aprecia alteración generalizada en la muestra, a excepción de pequeñas pátinas producto de la seritización de feldespatos, que aparece de forma ocasional.

Todo parece indicar que la muestra de una roca de ambiente ígneo.

2.2 Usos

En cuanto a ensayos y certificados, los árido de la explotación "Monte da Costa" han obtenido el marcado CE en base a los distintos ensayos según normativa, para su uso en hormigón, firmes y escollera.

Las características del material para estos usos queda reflejada en las declaraciones es de prestaciones de producto que a continuación se adjunta:

CARACTERÍSTICAS ESENCIALES		EN 12620 - HORMIGÓN					EN 13242 - FIRMES		EN 13383-1 ESCOLLERA												
		MDC02	MDC03	MDC04	MDC05	MDC10	MDC06	MDC07	MDC09												
		AF-T-0/5-G-L	AF-T-4/11-G-L	AG-T-11/22-G	AG-T-16/32-G	AG-T-4/8-G-L	AG-T-0/20-G	AG-T-22/63-G	ESCOLLERA - G												
Forma, tamaño y densidad de partículas	Tamaño	0/5	4/11	11/22	16/32	4/8	0/20	22/63	300/1000 Kg												
	Granulometría	G _A 90	G _C 90/15	G _C 80/20	<table><tr><td>tami z</td><td>31,5</td><td>22</td><td>20</td><td>16</td><td>0</td></tr><tr><td>%pa sa</td><td>10</td><td>40</td><td>30</td><td>10</td><td>0</td></tr></table> G _C 80/20	tami z	31,5	22	20	16	0	%pa sa	10	40	30	10	0	G _C 80/20	G _A 85/GT _A 20	G _C 80/20	HMA _{300/1000}
	tami z	31,5	22	20	16	0															
	%pa sa	10	40	30	10	0															
Forma de las partículas	NPD	FI ₃₅	FI ₁₅	FI ₁₅	NPD	NPD	FI ₃₀	LT ₄													
Densidad de las partículas	2,67 g/cm ³	2,68 g/cm ³	2,66 g/cm ³	2,65 g/cm ³	2,72 g/cm ³	NPD	2,64 g/cm ³	2,67 g/cm ³													
Limpieza	Contenido en conchas de los áridos gruesos	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD															
	Contenido en finos	F ₃	F _{1,5}	F _{1,5}		F _{1,5}	F ₇	F ₂	F ₀												
	Calidad de los finos	EA ₇₅	NPD	NPD		NPD	EA ₃₀	NPD	NPD												
Resistencia a la fragamentación/machaqueo	Resistencia a la fragmentación del árido grueso	NPD	LA ₃₅	LA ₃₅	LA ₃₅	LA ₃₅	NPD	LA ₄₀	CS ₈₀												
Resistencia al pulimento/abrasión/desgaste	Resistencia al desgaste árido grueso	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD		NPD												
	Resistencia al pulimento	NPD	CPA ₄₅	CPA ₄₅	CPA ₄₅	CPA ₄₅															
	Resistencia abrasión superficial	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD															
	Resistencia abrasión por neumáticos claveteados	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD															
Estabilidad en volumen	Estabilidad en volumen. Retracción por secado.	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD															
	Componentes que influyen la estabilidad de volumen de los áridos siderúrgicos de horno alto enfriados por aire								NPD												
Absorción de agua	Absorción de agua	0,9%	1,0%	1,1%	0,9%	0,9%	NPD	0,8%	NPD												
Composición/contenido	Cloruros	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01	<0,01															
	Clasificación de los áridos gruesos reciclados								NPD												
	Sulfatos solubles en agua de los áridos reciclados.								NPD												
	Sulfatos solubles en ácido	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05												
	Azufre total	0,06	0,06	0,06	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05												
	Componentes de los áridos naturaes que modifican la velocidad del fraguado del hormigón	Más claro que solución patrón	Más claro que solución patrón	Más claro que solución patrón	Más claro que solución patrón	Más claro que solución patrón	Más claro que solución patrón	Más claro que solución patrón													
	Contenido en carbonatos de los áridos finos para las capas superficiales de los pavimentos de hormigón	NPD	NPD	NPD		NPD															
	Contamienantes Ligeros	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	NPD													
	Contenido Humus	Más claro	Más claro	Más claro	Más claro	Más claro	Más claro	Más claro													
	Componentes que modifican la velocidad de fraguado y endurecimiento de las mezclas ligadas hidráulicamente.								NPD												
Sustancias peligrosas	Resistencia a cristalización de las sales								MS ₁₈												
	Conocimiento de las materias primas	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD	NPD												
	Gestión de la producción								NPD												
Durabilidad preste a la reactividad álcali - sílice	Durabilidad preste a la reactividad álcali - sílice	Árido no reactivo	Árido no reactivo	Árido no reactivo	Árido no reactivo	NPD															
Durabilidad frente al hielo deshielo	Durabilidad frente al hielo deshielo del árido grueso	NPD	SM ₁₈	SM ₁₈	SM ₁₈	SM ₁₈	NPD	NPD	NPD												
Porcentaje de partículas trituradas	Procentaje de part. Fracturadas o trituradas y porcentaje de partículas totalmente redondeadas de los áridos gruesos.						C _{90/3}	C _{90/3}	C _{90/3}												
Durabilidad frente a la meteorización	"Sonnenbrand" del basalto						NPD		NPD												

ANEXO V: ESTUDIO GEOTÉCNICO

ÍNDICE

1	INTRODUCCIÓN	2
2	ESTABILIDAD DE TALUDES.....	4
2.1	TALUDES EN ROCA.....	5
2.1.1	<i>Resistencia de la roca sana.....</i>	<i>6</i>
2.1.2	<i>RQD.....</i>	<i>6</i>
2.1.3	<i>Separación de las discontinuidades.....</i>	<i>7</i>
2.1.4	<i>Condiciones de las discontinuidades</i>	<i>7</i>
2.1.5	<i>Presencia de agua.....</i>	<i>8</i>
2.1.6	<i>Orientación de las discontinuidades.....</i>	<i>9</i>
2.1.7	<i>Valor del RMR.....</i>	<i>9</i>

1 INTRODUCCIÓN

La explotación 'Monte da Costa' está dedicada a la extracción de áridos a partir de roca granítica, para la obtención de diversos productos finales clasificados por sus granulometrías.

A la hora de evaluar el factor de seguridad de los taludes diseñados en la explotación se tuvo en cuenta las siguientes ITC del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (RGNBSM):

- ITC 07.1.02. *Proyecto de explotación*, se indica en el apartado 4.2 *Estudio geotécnico*, que se justificará la estabilidad de los taludes adoptados en la explotación.
- ITC 07.1.03. *Desarrollo de las labores*, en el apartado 1.2 *Alturas y taludes de banco*, se establece lo siguiente:

“1.2.1 Explotaciones en las que el arranque se efectúa con explosivos y la carga es independiente del mismo.

*La altura máxima del frente de trabajo será de 20 metros. En casos especiales, la Autoridad minera podrá aprobar alturas superiores, que nunca excederán de los 30 metros, siempre que se realice un estudio geotécnico en el que al tener en cuenta las fuerzas resistentes y desestabilizadoras que actúan en el talud, resulte de la relación de ambas un **coeficiente de seguridad de 1,2 o de 1,1** en el caso de que se haya considerado también el riesgo sísmico.*

El talud del frente será el necesario para asegurar su estabilidad. Cuando la perforación se realice desde la parte superior del frente hasta su pie, su talud podrá ser vertical.

No se permitirán explotaciones por desplomes, salvo cuando éstos se produzcan por la presencia de superficies naturales de discontinuidad. En ningún caso se permitirán taludes invertidos.

En la pared del talud resultante se permitirá una altura máxima de 40 metros sin necesidad de bermas, siempre que el frente resultante sea estable y no sobrepase la vertical. En el caso de que la explotación continuase progresando a niveles inferiores, deberá dejarse la correspondiente berma de seguridad."

En base a las ITC del RGNBSM, en la explotación 'Monte da Costa' se ha establecido una altura máxima de banco de entre 9 y 10 metros y un ángulo de talud de 70° con bermas intermedias de 10,50 metros de ancho, obteniendo un talud general (el más desfavorable en la parte inferior del lateral noreste) con un ángulo de inclinación máximo de 40° y 80 metros de altura, tal y como se muestra en la siguiente imagen:

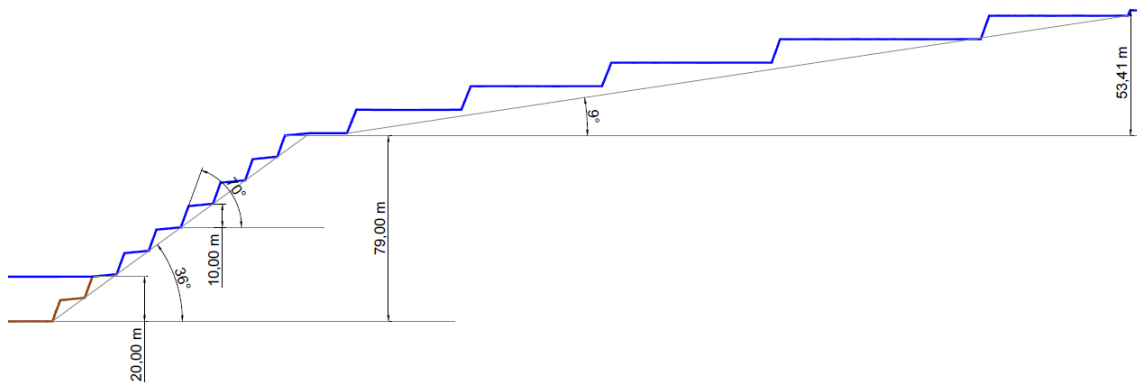


ILUSTRACIÓN 1.1: PERFIL ZONA NORESTE SITUACIÓN FINAL EXPLOTACIÓN (MARRÓN) Y FINAL RESTAURACIÓN (AZUL).

FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

Este perfil se verá reducido en su altura después de llevar a cabo las labores propuestas en el plan de restauración adjuntas en este proyecto, donde se rellena internamente parte del hueco de explotación, hasta alcanzar la cota 49,00 m, lo que reduce la altura del talud general hasta los 59 metros y un ángulo de 36-40°.

2 ESTABILIDAD DE TALUDES

La estabilidad de los taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental en lo que se refiere a la seguridad y rentabilidad de esta, debiendo considerarse en los estados iniciales del proyecto.

Los factores más importantes que afectan a la seguridad de las operaciones son los siguientes:

- Caída o deslizamiento de materiales sueltos
- Colapso parcial de un banco
- Colapso general del talud de la excavación

Las recomendaciones en relación con el control y eliminación de tales riesgos implican la adopción de las siguientes medidas:

- Diseño adecuado de bancos y plataformas para retener los desprendimientos de materiales.
- Determinación y mantenimiento adecuado de taludes generales seguros.
- Control de voladuras en el perímetro de la excavación, de cara a reducir los daños en el macizo remanente.
- Aplicación de sistemas de drenaje de los macizos para reducir los esfuerzos originados por el agua.
- Saneamiento sistemático y efectivo de materiales colgados.

La explotación de áridos en la ampliación de la unidad de explotación 'Monte da Costa' generará un hueco con taludes excavados en roca. A continuación, se calculará la estabilidad de estos.

2.1 Taludes en roca

La explotación de áridos 'Monte da Costa' se desarrollará mediante un único hueco de explotación, con taludes formados en su parte inferior por bancos de entre 9 y 10 m de altura, 70° de inclinación y bermas de 10,50 m, y un talud general más tendido en la parte superior, correspondiente a la tercera fase de la excavación de la explotación, situado al noreste del hueco con una altura de 55 m y formado por bancos de entre 9 y 10 m entre los que se extienden amplias plataformas que van desde los 25 m en la parte más baja, y los 85 m ya en cotas superiores.

Todos los taludes de la ampliación del hueco de explotación serán excavados en roca y los materiales, tal y como se ha indicado en el apartado geológico, se corresponde con granodioritas tardías y de media- baja permeabilidad.

A fin de evaluar la estabilidad de los taludes se aplicará el método de clasificación desarrollado por Bienawski (1989) que permite relacionar índices de calidad con parámetros de diseño y de sostenimiento.

El parámetro que define la clasificación es el denominado RMR, que indica la calidad del macizo rocoso a partir de los siguientes parámetros:

- Resistencia a la compresión simple de la matriz rocosa.
- RQD (grado de fracturación del macizo rocoso).
- Espaciado de las discontinuidades.
- Condiciones de las discontinuidades (abertura, continuidad, rugosidad...).
- Presencia de agua.
- Orientación de las discontinuidades.

El índice RMR se obtiene de la suma de las cinco primeras variables, RMR básico, y el último parámetro que se refiere a la orientación, obteniéndose un valor de 0 a 100.

2.1.1 RESISTENCIA DE LA ROCA SANA

El material existente en el yacimiento, granito, presenta una resistencia a compresión simple superior a 200 Mpa, lo que significa una puntuación de 12 según el método empleado.

DESCRIPCIÓN	Resistencia a Compresión Simple (MPa)	Ensayo de Carga Puntual (MPa)	Valoración
Extremadamente dura	> 250	> 10	15
Muy dura	100 - 200	4 - 10	12
Dura	50 - 100	2 - 4	7
Moderadamente dura	25 - 50	1 - 2	4
Blanda	5 - 25	< 1	2
Muy blanda	1 - 5		1
	< 1		0

TABLA 2.1: RESISTENCIA DE LA ROCA SANA

2.1.2 RQD

El valor de RQD se puede obtener a partir de varios métodos, entre los que se incluye el censado de discontinuidades que se cruzan mediante el parámetro J_v . A partir de las observaciones en campo realizadas se obtiene un valor de J_v de 5.

$$RQD = 115 - 3,3 \cdot J_v = 115 - 3,3 \cdot 5 = 98,5$$

Por lo que corresponde un valor de **20**, calidad de la roca excelente (RQD entre 90 y 100).

ÍNDICE DE CALIDAD RQD (%)	Calidad	Valoración
0 - 25	Muy mala	3
25 - 50	Mala	8
50 - 75	Regular	13
75 - 90	Buena	17
90 - 100	Excelente	20

TABLA 2.2: RQD

2.1.3 SEPARACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

La separación o espaciamiento de las discontinuidades se realiza por observación directa, clasificándose entre muy separadas para aquellas con distancias superiores a 2 m y muy juntas para valores inferiores a 60 mm; en función de las cuales se obtiene una valoración para el método.

DESCRIPCIÓN	Espaciado de las Juntas	Tipo de macizo rocoso	Valoración
Muy separadas	> 2 m	Sólido	20
Separadas	0,6 – 2 m	Masivo	15
Moderadamente juntas	200 – 600 mm	En bloques	10
Juntas	60 – 200 mm	Fracturado	8
Muy juntas	< 60 mm	Machacado	5

TABLA 2.3: SEPARACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

En el caso del yacimiento granítico de la explotación 'Monte da Costa' el espaciamiento de su red de fracturación es variable según la zona que se esté explotando. No obstante, a efectos de cálculo se tomará una red de fracturas muy separadas > 2m, lo que da un valor de 20.

2.1.4 CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES

Los parámetros analizados son los que se relacionan en la siguiente tabla:

Parámetro	Ratio				
Abertura	Ninguna	< 0,1 mm	0,1 – 1 mm	1 – 5 mm	> 5 mm
	6	5	4	1	0
Continuidad o persistencia de las discontinuidades	< 1 m	1 – 3 m	3 – 10 m	10 – 20 m	> 20 m
	6	4	2	1	0
Rugosidad	Muy rugoso	Rugoso	Ligeramente rugoso	Liso	Plana (espejo de falla)
	6	5	3	1	0
Relleno de las discontinuidades		Duro		Blando	
	Sin relleno	< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0

Parámetro	Ratio				
Alteración	No alterada	Ligeramente alterada	Moderadamente alterada	Muy alterada	Descompuesta
	6	5	3	1	0

TABLA 2.4: CONDICIONES DE LAS DISCONTINUIDADES

Aplicando los parámetros del método de Bienawski se obtienen los siguientes resultados:

- Abertura: <0,1 mm (5).
- Continuidad o persistencia de las discontinuidades: 1-3 m (4).
- Rugosidad: Rugoso (5).
- Relleno de las discontinuidades: Relleno duro < 5 mm (4).
- Alteración: Ligeramente alterada (5).

2.1.5 PRESENCIA DE AGUA

En la zona a explotar no existen surgencias de agua, más allá de las pertenecientes a la escorrentía superficial que pueda discurrir por los frentes de explotación, por lo que, en aras de ser conservadores, el terreno se considerará como ligeramente húmedo, por lo que se le dará una valoración de **10** puntos, tal y como se indica en la siguiente tabla:

Descripción	Valoración
Seco	15
Ligeramente húmedo	10
Húmedo	7
Goteando	4
Fluyendo	0

TABLA 2.5: PRESENCIA DE AGUA

2.1.6 ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

Para la valoración de este parámetro se debe clasificar la roca de acuerdo a rumbo y buzamiento con respecto a la excavación. En el caso del yacimiento granítico presenta una dirección de buzamiento NE-SO y otra perpendicular a esta, con buzamiento entre 70° y 80°. Teniendo en cuenta que los frentes de explotación avanzarán en todos los sentidos y se obtendrá un valor para el caso de taludes de -60.

Dirección perpendicular al eje de la excavación				Dirección paralelo al eje de la excavación		Buzamiento
Excav. con buzamiento		Excav. contra buzamiento				0 – 20°
Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Buz 45° - 90°	Buz 20° - 45°	Cualquier dirección
Muy desfavorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio	Desfavorable

TABLA 2.6: ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES

DESCRIPCIÓN	Valoración		
	Túneles y Minas	Fundaciones	Taludes
Muy favorable	0	0	0
Favorable	-2	-2	-5
Medio	-5	-7	-25
Desfavorable	-10	-15	-50
Muy desfavorable	-12	-25	-60

TABLA 2.7: VALORACIÓN SEGÚN EL TIPO DE ESTRUCTURA

2.1.7 VALOR DEL RMR

Sumando los valores de los distintos parámetros analizados obtenemos el siguiente RMR:

$$RMR_{Basico} = 12 + 20 + 20 + 5 + 4 + 5 + 4 + 5 + 10 - 60 = 25$$

CLASE	Calidad	Valoración RMR	Cohesión	Ángulo de Rozamiento
I	Muy buena	100 - 81	> 4 Kg/cm ²	> 45°
II	Buena	80 - 61	3 - 4 Kg/cm ²	35° - 45°
III	Media	60 - 41	2 - 3 Kg/cm ²	25° - 35°
IV	Mala	40 - 21	1 - 2 Kg/cm²	15° - 25°
V	Muy mala	< 20	< 1 Kg/cm ²	< 15°

TABLA 2.8: CALIDAD DEL MACIZO ROCOSO

A partir de la tabla anterior obtenemos que la calidad del macizo rocoso es "Mala", por lo que pueden existir fenómenos generales de inestabilidad; podrán aparecer pequeñas cuñas localizadas que puedan provocar desprendimientos puntuales, los cuales serán correctamente saneados. Estos fenómenos se conocen debido al alto conocimiento de la explotación y por ello se puede anticipar a su ocurrencia.

ANEXO VI: ESTUDIO HIDROLÓGICO

INDICE

1	INTRODUCCIÓN	3
1.1	UBICACIÓN	3
1.2	DESCRIPCIÓN DE LA SITUACIÓN ACTUAL	7
1.3	DESCRIPCIÓN DE LA ACTIVIDAD	9
2	SITUACIÓN ACTUAL DE LAS AGUAS RESIDUALES.....	10
2.1	NATURALEZA DE LAS AGUAS RESIDUALES.....	10
2.2	GESTIÓN DE LAS AGUAS RESIDUALES	10
2.2.1	<i>Aguas de escorrentía.....</i>	<i>11</i>
2.2.1.1	Conducciones, arquetas y elementos de evacuación de aguas	11
2.2.1.2	Cuenca C1. Balsa 1 en Hueco de corta	13
2.2.1.3	Cuenca C2	13
2.2.1.3.1	Depósito 2.1. Planta.....	14
2.2.1.3.2	Depósito 2.2. Báscula.....	15
2.2.1.3.3	Depósito 2.3. Acopios.	16
2.2.1.3.4	Balsa 2 o Balsas de Decantación Final.....	17
2.2.2	<i>Depósitos estancos para almacenamiento de residuales asimilables a domésticas</i>	<i>19</i>
3	SITUACIÓN DE LAS AGUAS RESIDUALES EN LA AMPLIACIÓN	20
3.1	AGUAS RESIDUALES DE ESCORRENTÍA	20
3.1.1	<i>Cálculos hidrológicos.....</i>	<i>20</i>
3.1.1.1	Caudal de proyecto	22
3.1.1.1.1	Características físicas de las cuencas vertientes	23
3.1.1.1.2	Período de retorno	24
3.1.1.1.3	Precipitación Máxima diaria	24
3.1.1.1.4	Intensidad de precipitación	26
3.1.1.1.5	Coeficiente de escorrentía.....	29
3.1.1.2	Coeficiente de uniformidad	36
3.1.1.3	Caudales de vertido	37
3.1.2	<i>Sistema de depuración propuesto.....</i>	<i>38</i>
3.1.3	<i>Diseño Balsas de Decantación.....</i>	<i>40</i>
3.1.3.1	Criterios de diseño de las balsas de decantación.....	42
3.1.3.2	Dimensionamiento de las balsas.....	42
3.1.3.2.1	Determinación de la velocidad de sedimentación de las partículas	43
3.1.3.2.2	Determinación de la superficie mínima de las balsas	47
3.1.3.2.3	Determinación del volumen necesario para la decantación de las partículas	48
3.1.4	<i>Cunetas.....</i>	<i>49</i>
3.1.4.1	Tipos de cunetas	52

3.1.4.2	Dimensionamiento hidráulico.....	52
3.1.4.2.1	Cálculo del caudal de desagüe de las cuencas	53
3.1.4.2.2	Dimensionamiento de cunetas de la cuenca 1	54
3.1.4.2.3	Dimensionamiento de cunetas de la cuenca 2	56
3.1.5	<i>Puntos de vertido</i>	58
3.1.5.1	Disposiciones constructivas	59
3.1.5.1.1	Balsa 1 y evacuación de las aguas	59
3.1.5.1.2	Balsa 2 y evacuación de las aguas	63
3.1.5.2	Calidad y control de los vertidos	64
3.1.5.3	Calidad y Control del Medio Receptor	64
3.1.6	<i>Gestión de los residuos generados en el tratamiento de las aguas</i>	65
3.2	ASIMILABLES A USOS DOMÉSTICOS	66
4	CONCLUSIONES.....	69
	ANEXO V.I: PLANOS.....	71
	ANEXO V.II: DOCUMENTACIÓN TÉCNICA FOSA SÉPTICA	72

1 INTRODUCCIÓN

Lista Granit S.A., es titular de la autorización de explotación denominada "Monte da Costa" n°8 en la que se realiza el aprovechamiento de un yacimiento granítico para la fabricación de áridos con destino a la construcción, en el ayuntamiento de Arteixo.

En la actualidad, la Explotación 'Monte da Costa' cuenta con una **autorización de vertido de fecha 7 de noviembre de 2024, con clave DH.V15.98374**. En esta autorización constan dos puntos de vertido autorizados a partir del proyecto presentado en su día con el cálculos de cada una de las cuencas definidas que dio lugar a dicha autorización.

Con el proyecto de ampliación de la unidad de explotación diseñado es necesario actualizar y reflejar la situación tanto actual como futura de la explotación.

Por lo tanto, el presente estudio se realiza con el fin de diseñar el sistema de drenaje y evacuación del agua de escorrentía producida en las zonas afectadas por la ampliación de la unidad de explotación 'Monte da Costa'.

1.1 Ubicación

La autorización de explotación se sitúa en el ayuntamiento de Arteixo, al margen derecho de la AG-55 dirección A Coruña, teniendo su entrada principal en la Rúa Agoeiros N°150.



IMAGEN 1-1: IMAGEN AÉREA EXPLOTACIÓN Y ZONA DE ACCESO. FUENTE GOOGLE-EARTH

Actualmente, la actividad se desarrolla sobre varias parcelas catastrales, pero principalmente en una, la más extensa de todas, la parcela de RC 15005A07000399, de la que en este momento solo ocupa parte, dejando el resto de la superficie como zona de ampliación de la unidad de explotación.



IMAGEN 1-2: IMAGEN EXTRAÍDA DE LA SEDE VIRTUAL DEL CATASTRO.

La superficie total afectada por la explotación y sus instalaciones, junto con la ampliación, es de 448.370,40 m². En el anexo planos se delimita perfectamente el área afectada.

De forma genérica y para situar el área afectada por la actividad, se muestran en la siguiente tabla las coordenadas centrales de la explotación minera actual, y la ampliación:

Coordenadas UTM ETRS89 H29		
Zona	X	Y
Hueco actual	542.823,64	4.795.556,00
Ampliación	543.139,20	4.795.798,00

TABLA 1-1: COORDENADAS CENTRO EXPLOTACIÓN MINERA

La superficie se engloba dentro de la Demarcación Hidrográfica Galicia Costa, dentro del Sistema de Explotación N° 11, denominado *Río Mero, Arteixo e Ría de A Coruña*, está situado al centro norte de la provincia.

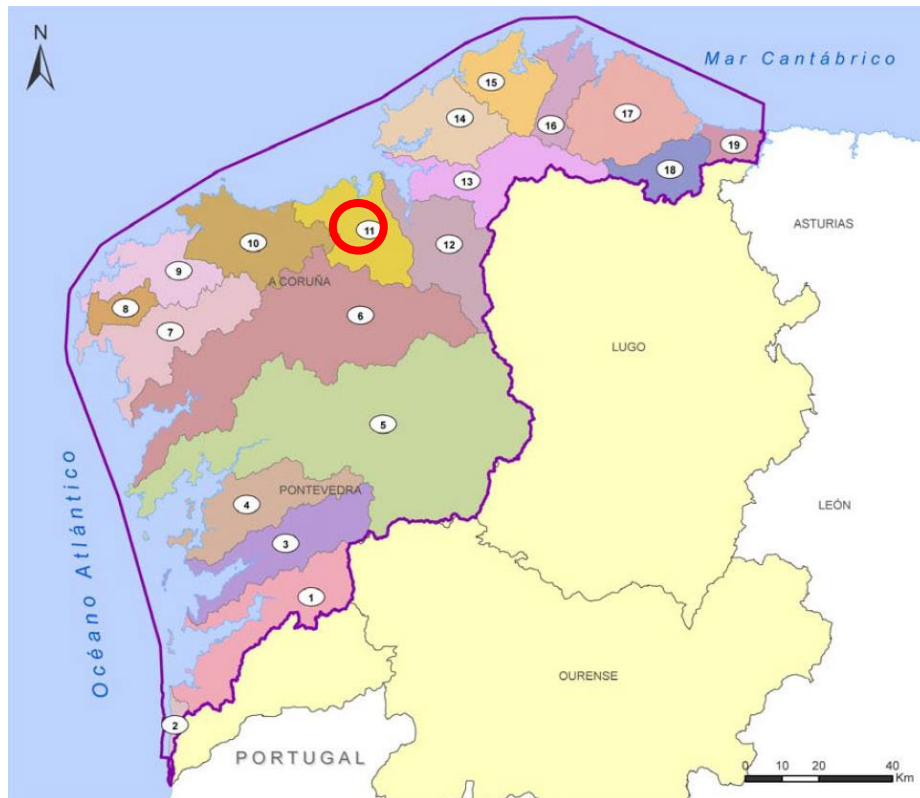


IMAGEN 1-3: MAPA DE LOS SISTEMAS DE EXPLOTACIÓN BÁSICOS EXISTENTES EN LA DEMARCACIÓN HIDROGRÁFICA
GALICIA-COSTA

En cuanto a la red fluvial de detalle, los ríos más cercanos al área de estudio son el río Teixueiras, (en el que desemboca un regato innominado al norte) situado al noroeste, el Río de Seixedo, también llamado Rego de Buzarillo, situado al suroeste, y el Río Oseiro, situado al sureste, situado al sur y donde desemboca un arroyo innominado. Como se puede observar en la imagen siguiente, al oeste se sitúa el embalse de Meicende.

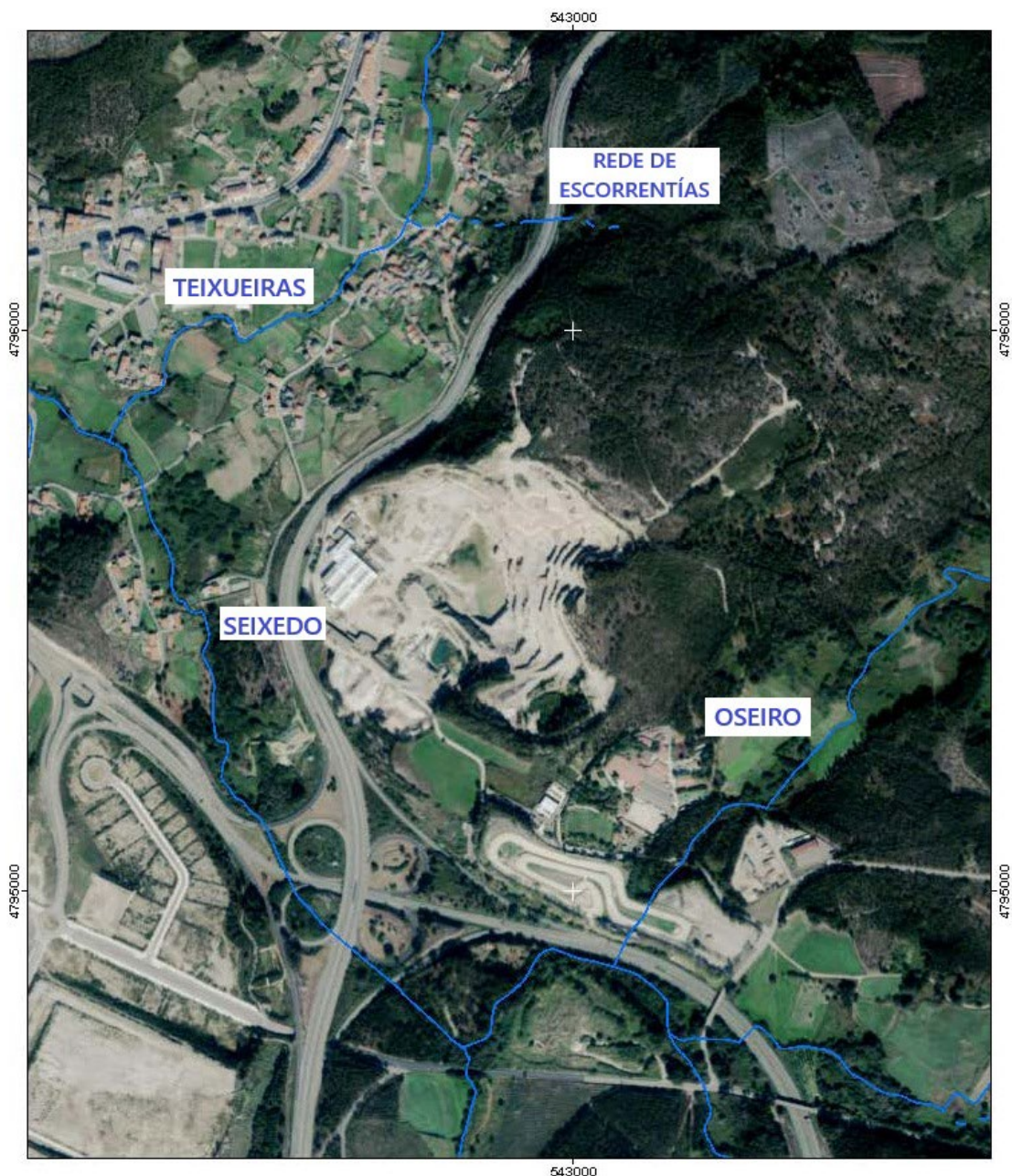


IMAGEN 1-4: RED FLUVIAL. VISOR AUGAS DE GALICIA

1.2 Descripción de la situación actual

En la actualidad, dentro de la explotación se pueden diferenciar varias zonas:

- Explotación
- Instalaciones
- Acopios
- Superficies recuperadas o no alteradas con vegetación.

En la cantera se extrae granito que es transformado en la planta para la fabricación de áridos de distintas granulometrías. La extracción se produce mediante perforación y voladura y el tratamiento es, en esencia, una trituración y clasificación.

La explotación prevista se realizará con el retranqueo de los bancos situados al noreste y al este, existentes en la actualidad. La actividad en la ampliación proyectada se realizará del mismo modo que se venía realizando: extracción a cielo abierto por banqueo descendente mediante el empleo de perforación y voladura, transporte del material extraído al establecimiento de beneficio donde se tritura y clasifica.

Así mismo, el tratamiento de las aguas se continuará realizando como hasta la fecha: las aguas de escorrentía de pluviales procedentes de la zona de excavación y de la zona industrial, susceptibles de estar contaminadas con sólidos en suspensión, se dirigen por gravedad hacia la balsa situada en el fondo de corta (**Balsa 1** Fondo de corta). Al mismo tiempo, existe otra balsa (**Depósito 2.1**) que recoge el agua de escorrentía de una pequeña zona y que sirve las necesidades de agua de la planta mediante un circuito cerrado, trasvasándose el rebose a un pequeño depósito (**Depósito 2.2**) excavado en la tierra y situado al lado de la báscula, al que además llegan las aguas de escorrentía del resto de la instalación. Desde este depósito pasan a un tercer depósito situado en la zona de acopios (**Depósito 2.3**) que a su vez también recoge las aguas de escorrentía de esta zona, y desde donde las aguas son llevadas mediante tubería hasta las balsas de decantación finales situadas al suroeste en una parcela exterior a las instalaciones (**Balsa 2** o grupo de balsas finales).

La siguiente imagen muestra la situación actual de la explotación. Se observa un hueco de explotación en la parte central y este, y los acopios, los establecimientos de beneficio, oficinas y talleres en la zona oeste.

La continuación de la explotación se realizará, tal y como se ha indicado anteriormente, retranqueando los bancos existentes sin afectar a las estructuras e instalaciones actuales.

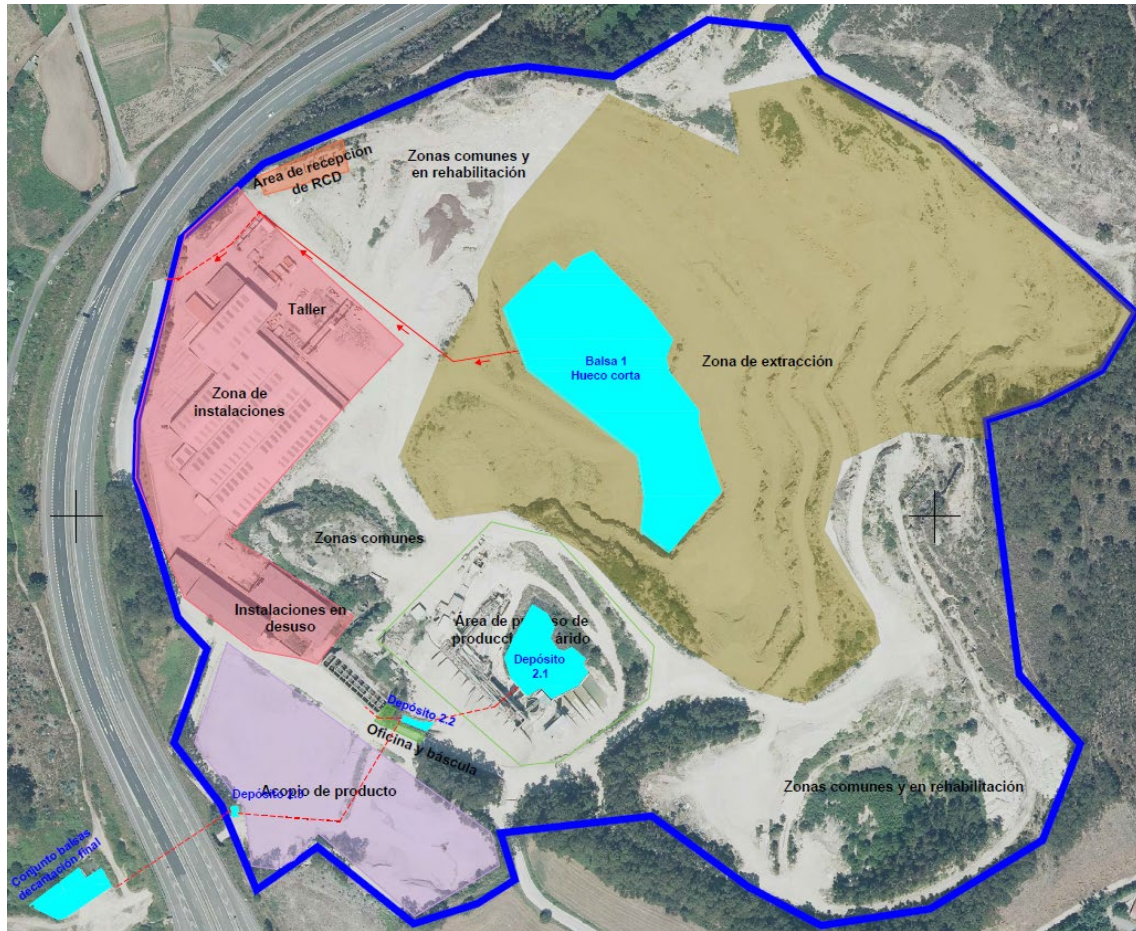


IMAGEN 1-5: SITUACIÓN ACTUAL. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

1.3 Descripción de la actividad

La actividad principal de Lista Granit, SA, en la cantera Monte da Costa es la explotación de un yacimiento granítico para la posterior producción de árido de distintas granulometrías, para lo que se dispone de una completa instalación de fabricación de áridos mediante trituración, clasificación y lavado.

Además, la empresa es gestor autorizado de residuos de construcción y demolición. Esta actividad se desarrolla aprovechando las instalaciones de producción de árido natural. A partir del residuo se produce árido reciclado en la planta de trituración y machaqueo existente.

2 SITUACIÓN ACTUAL DE LAS AGUAS RESIDUALES

2.1 Naturaleza de las aguas residuales

La actividad como tal no es generadora de aguas residuales. Las aguas residuales que se pueden generar son las de escorrentía de origen pluvial que se producirían al atravesar la zona de explotación e instalaciones. La escorrentía de estas aguas provoca que arrastren partículas en suspensión, es decir, el arrastre de arenas, derivadas del proceso de excavación del frente y de almacenamiento de productos terminados en acopios.

Por otra parte, los procesos de fabricación de áridos y hormigón son procesos consumidores de agua, por lo que no generan vertido. El agua empleada para la clasificación y lavado de los áridos funciona en circuito cerrado mediante un sistema de recuperación del agua y clarificación con tanque decantador y filtro prensa.

En cuanto a las aguas asimilables a usos domésticos como son las de los baños, vestuarios y zonas comunes se almacenan en pozos negros estancos. El tratamiento es la retirada mediante un camión cisterna y la entrega del residuo a gestor autorizado.

En resumen, en el recinto que ocupan instalaciones y equipos se generan dos tipos de aguas residuales: de **escorrentía** y **asimilables a usos domésticos**.

2.2 Gestión de las aguas residuales

Para el control y gestión de las aguas residuales que se generan por la actividad, se ha diseñado una serie de canalizaciones, conducciones, depósitos y balsas de decantación que permiten la decantación de los sólidos de arrastre y el vertido de las aguas en las condiciones de calidad óptimas.

Para realizar los cálculos y evaluar el funcionamiento de los sistemas preexistentes se ha dividido la explotación en dos grandes cuencas receptoras: la **cuenca C1**, correspondiente a la **zona de explotación**, cubriendo la parte central y norte de las instalaciones y dónde las aguas se recogen en el hueco formado por la

excavación, y la cuenca C2, que engloba las zonas de instalaciones, de la báscula y de acopios.

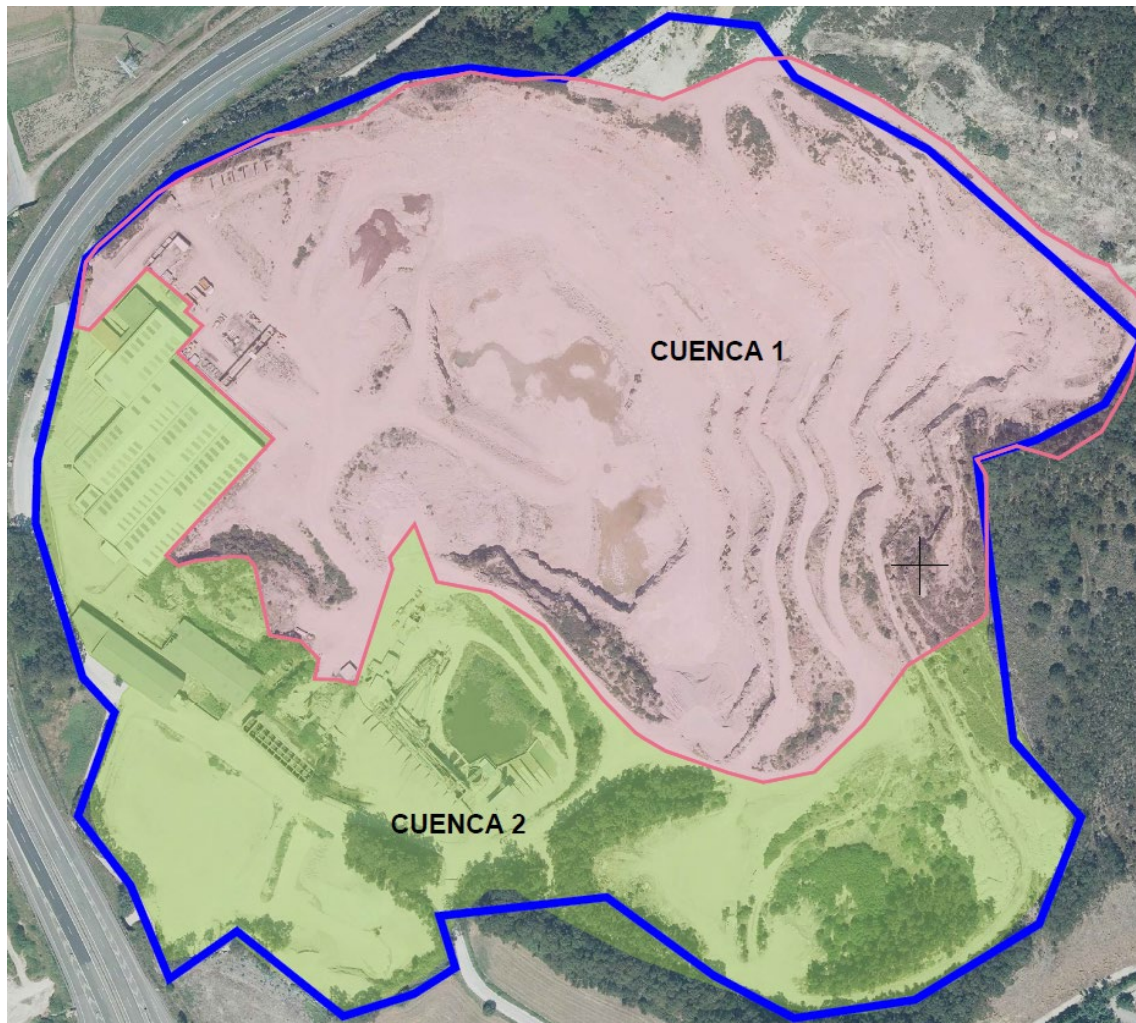


IMAGEN 2-1: CUENCAS DE LAS INSTALACIONES ACTUALES. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA.

2.2.1 AGUAS DE ESCORRENTÍA

2.2.1.1 CONDUCCIONES, ARQUETAS Y ELEMENTOS DE EVACUACIÓN DE AGUAS

Existen cunetas interiores que conducen el agua hacia las balsas ya ejecutadas. Se mantendrán limpias de forma que se garantice un funcionamiento adecuado.

Para evitar la entrada de aguas de escorrentía procedentes de cotas más altas y proteger la calidad del agua evitando su mezcla con las aguas interiores, se han ejecutado, allí donde la pendiente del terreno no las expulse de forma natural, cunetas perimetrales que derivan este agua pluvial hacia el exterior de la cantera y las libera de

nuevo al terreno inalterado para que continúen su curso de forma natural siguiendo la topografía del terreno.



IMAGEN 2-2: SITUACIÓN ACTUAL DE LA SCUNETAS PERIMETRALES O DE GUARDA.

De igual modo, se mantendrán las conducciones existentes entre los depósitos de las subcuencas 2.1, 2.2 y 2.3 con la balsa de decantación final.

En cuanto a las arquetas, se mantendrán en uso las existentes. Estas arquetas están situadas en las siguientes coordenadas:

Coordenadas UTM ETRS89 H29		
	X	Y
Arqueta plaza cantera	542.678	4.795.566
Arqueta acopios	542.659	4.795.323
Arqueta PV2	542.466	4.795.268
Arqueta toma de muestras	542.557	4.795.624

TABLA 2-1: SITUACIÓN DE LAS ARQUETAS EXISTENTES.

2.2.1.2 CUENCA C1. Balsa 1 EN HUECO DE CORTA

Las aguas de la cuenca C1 son dirigidas, de manera natural y por gravedad al fondo del hueco formado. La balsa generada, de forma natural por la propia actividad, es una balsa excavada en roca firme, y, por tanto, impermeable, situada en el punto más bajo de la explotación minera. Esta balsa se denomina "Balsa 1". En ella se produce la decantación de los sólidos y sus aguas son llevadas mediante un bombeo que funciona a demanda, hasta la cuneta de margen derecho de la AG-55 dirección A Coruña, punto en el que se incorporan a la red de drenaje de la autovía.

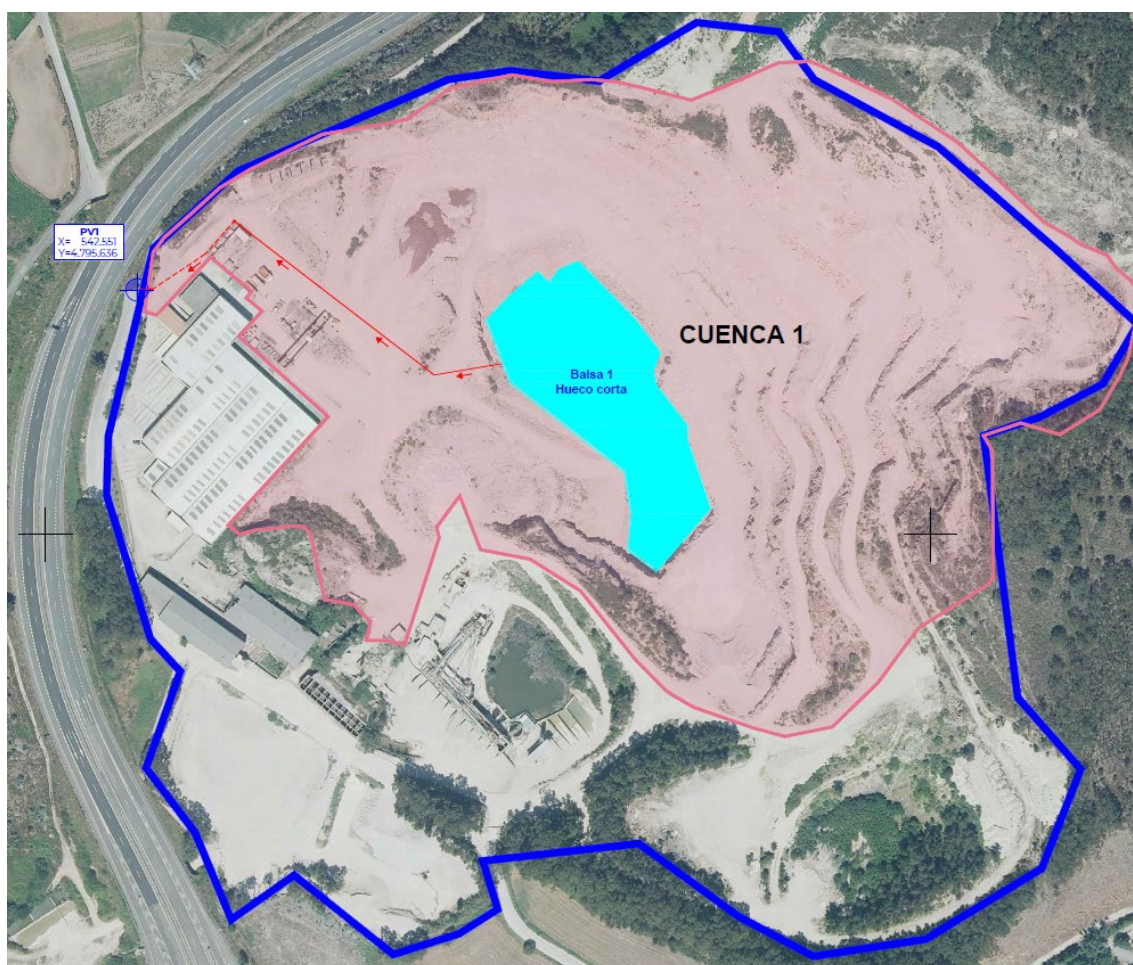


IMAGEN 2-3: RECORRIDO DE LAS AGUAS DE LA CUENCA 1. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA.

2.2.1.3 CUENCA C2

Por otra parte, las aguas de escorrentía de la cuenca C2 se dirigen hacia los depósitos 2.1, 2.2 y 2.3, interconectados entre sí y cuyas aguas son conducidas hasta las balsas de decantaciones finales situadas en suroeste fuera de los límites de la instalación minera.

2.2.1.3.1 DEPÓSITO 2.1. PLANTA.

El depósito 2.1 es en realidad un grupo de depósitos (o balsas de recogida) que acogen las aguas de una parte de la superficie que llegan a ella por gravedad. Consta de dos partes diferenciadas: un depósito excavado en el terreno y otros cuatro contruidos en hormigón armado.

El agua se emplea en el circuito de la planta de tratamiento, que, según datos aportados por la propiedad, cuando está en funcionamiento recircula 160 m³/h. El rebose de este conjunto es dirigido hacia las balsas externas (balsa de decantación final) donde, tras ser decantadas son vertidas a DPH.

Este grupo de depósitos de agua forman parte del circuito de producción de árido. El agua de escorrentía que le llega, tras la decantación parcial que se produce en ellos, se emplea para suplir las pérdidas del circuito de trituración y lavado de árido, el sobrante sale por rebose.



IMAGEN 2-4: DEPÓSITOS PARA ABASTECIMIENTO DE LA PLANTA. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

Cabe indicar que el agua procedente de la planta de trituración dispone de un sistema de depuración compuesto por tanque decantador y filtro prensa que permite

la recuperación del agua del proceso y su empleo en circuito cerrado, por lo que no genera vertido, actúa tan sólo como tanque regulador.

2.2.1.3.2 DEPÓSITO 2.2. BÁSCULA.

En la zona de oficina y báscula, existe otro pequeño tanque de recepción que funciona como contenedor de las aguas de escorrentía de pluviales que reciben para luego continuar hasta la balsa de decantación final.

La mayoría de las aguas llegan al hueco por gravedad, no obstante, en el oeste, además del muro que rodea e impide la entrada al área de instalaciones, existen cunetas y canalizaciones que conducen el agua y evitan la salida del agua fuera de esta cuenca de aporte. Las aguas que circulan por gravedad susceptibles de salir del área sin depurar son recepcionadas en estos canales y dirigidas a continuación hasta este pequeño depósito de recepción.

Este depósito 2.2 está excavado en el terreno y tiene una superficie de 60 m².



IMAGEN 2-5: DEPÓSITO 2.2 PREVIO A DECANTACIÓN ZONA BÁSCULA. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

Este depósito 2.2, con una superficie de 60 m², se encuentra situado en la zona de báscula y oficina. Acoge las aguas de escorrentía de su cuenca de aporte y recibe el rebose del depósito del área de la planta (depósito 2.1) y evacúa el agua que se dirige hacia la zona de acopio de mineral (depósito 2.3).

2.2.1.3.3 DEPÓSITO 2.3. ACOPIOS.

Como se ha indicado anteriormente, del depósito de acumulación de agua de la zona de la báscula, sale una tubería enterrada hacia el depósito de acumulación de agua de la zona de acopios.

Este depósito situado en el área de acopio de producto final (áridos), recoge todas estas aguas y las dirige hacia la balsa de decantación final.

Se trata de un depósito intermedio de pequeñas dimensiones, 18 m².



IMAGEN 2-6: DEPÓSITO 2.3 PREVIO A LA DECANTACIÓN. ZONA ACOPIOS. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

Recibe el agua de la cuenca del área de acopio por gravedad. El agua procedente de la cuenca de la báscula llega a través de una tubería enterrada existente.

Es importante indicar que el objetivo de estos depósitos: circuito de planta, báscula y acopios, no es la decantación final de las partículas, aunque ayudan a clarificar las aguas y a disminuir su velocidad, antes de su llegada al grupo de balsas exteriores. **Actúan como tanques reguladores o depósitos intermedios o balsas de recogida.**

2.2.1.3.4 Balsa 2 o Balsas de Decantación Final

De este conjunto de depósitos descritos anteriormente (depósitos 2.1, 2.2 y 2.3), que recogen aguas de las distintas subcuencas de la cuenca C2, se llevan las aguas hacia un grupo de balsas situado fuera del área extractiva donde se produce la decantación final previa al vertido. El agua en esta balsa, construida en hormigón, realiza un pequeño circuito hasta llegar al punto de vertido por gravedad.

Con el fin de evitar la entrada de otras aguas a la balsa, existe una zanja al sur de la balsa que evita la entrada de las aguas de escorrentía ajenas a la actividad provenientes de la cuenca del entorno, en concreto aquellas que discurren por la pista o camino de acceso a las balsas.



IMAGEN 2-7: GRUPO DE BALSAS DE DECANTACIÓN FINAL. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA.

En esta balsa, se ha instalado un equipo de bombeo por si fuese necesario su uso para aporte de aguas a las pérdidas del circuito cerrado del que se abastece la planta.



IMAGEN 2-8: SUBCUENCAS DE LA CUENCA C2 CON SUS RESPECTIVOS DEPÓSITOS. FUENTE: ESMÍN INGENIERÍA.

Por tanto, a modo de resumen, se dispone de distintos huecos que realizan la función de balsas de decantación o de depósitos de almacenamiento de agua, con las siguientes características geométricas:

Balsa/ almacenamiento	Imagen	Superficie (m ²)	Profundidad media(m)	Volumen útil (m ³)
Balsa Hueco		9.700	2	19.400 ¹
Conjunto planta		1.960	2,5	4.900
Báscula		62	1,5	93
Acopio		19	1,5	28,5
Balsa decantación final		660	3,5	2.310
Depósito para suplir necesidades de agua		70	3,5	245

TABLA 2-2: DIMENSIONES DE LAS BALSAS ACTUALES

2.2.2 DEPÓSITOS ESTANCOS PARA ALMACENAMIENTO DE RESIDUALES ASIMILABLES A DOMÉSTICAS

Las aguas generadas en baños y aseos se almacenan en pozos negros estancos. El tratamiento es la retirada mediante un camión cisterna y la entrega del residuo a gestor autorizado.

¹ Volumen considerado para una profundidad de llenado de 2 m. La capacidad de contención de agua del hueco de la corta puede superar alturas de más de 6 m de lámina de agua sin llegar a rebosar.

3 SITUACIÓN DE LAS AGUAS RESIDUALES EN LA AMPLIACIÓN

3.1 Aguas residuales de escorrentía

A su paso por la explotación, las aguas de escorrentía arrastrarán materiales en suspensión que se producen en la cantera como resultado de las operaciones de extracción de la roca. Estos materiales, tanto por la roca de la que proceden como por el tipo de proceso al que son sometidos, son materiales granulares sin clasificar tales como zahorras no compactadas o arenas, observándose, a simple vista un tamaño no inferior al de una arena fina con escaso o nulo contenido en limos.

Los resultados analíticos realizados hasta el momento confirman estos datos puesto, que no se han detectado sólidos en suspensión por encima de los límites indicados en la autorización de vertido ni presencia de otro tipo de contaminantes como grasas o aceites. Es por ello por lo que se determina que el medio más adecuado para el tratamiento de estas aguas sean las balsas de decantación.

3.1.1 CÁLCULOS HIDROLÓGICOS

En este epígrafe se realizan los cálculos hidrológicos de las cuencas vertientes a las balsas de decantación de las aguas de escorrentía procedentes de la cantera que nos ocupa.

A partir del modelo digital del terreno se han determinado las distintas cuencas vertientes a la zona objeto de estudio, habiéndose obtenido la existencia de 2 cuencas, que hemos denominado cuenca 1 y cuenca 2.

La **cuenca 1** tiene una extensión de **304.450 m²** y su práctica totalidad es **área de extracción**. La **cuenca 2**, con una extensión de **91.700 m²**, engloba las **zonas de instalaciones, de la báscula y de los acopios, así como el antiguo hueco situado al sur que se regenerará mediante un relleno.**

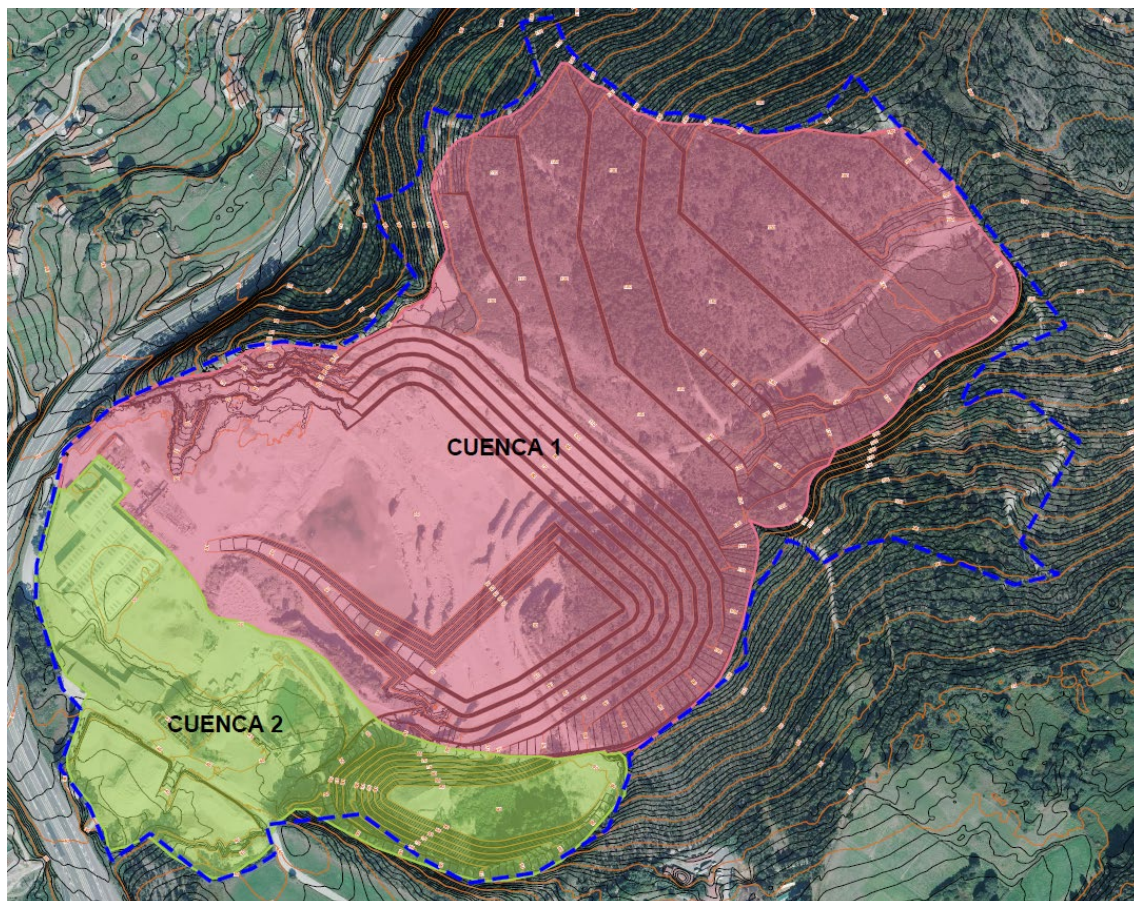


IMAGEN 3-1: DIVISIÓN TOPOGRÁFICA DE LAS CUENCAS DE LA ZONA DE ESTUDIO.

En la imagen anterior se observan las cuencas existentes derivadas del análisis del modelo digital de terreno de la zona.

A su vez, la **cuenca 2** se ha dividido en tres subcuencas diferentes: la **subcuenca 2.1** que engloba la zona de la planta de tratamiento, la **subcuenca 2.2**, que engloba la zona de la báscula, el relleno del hueco sur y la zona industrial, y la **subcuenca 2.3** en la zona de acopios.

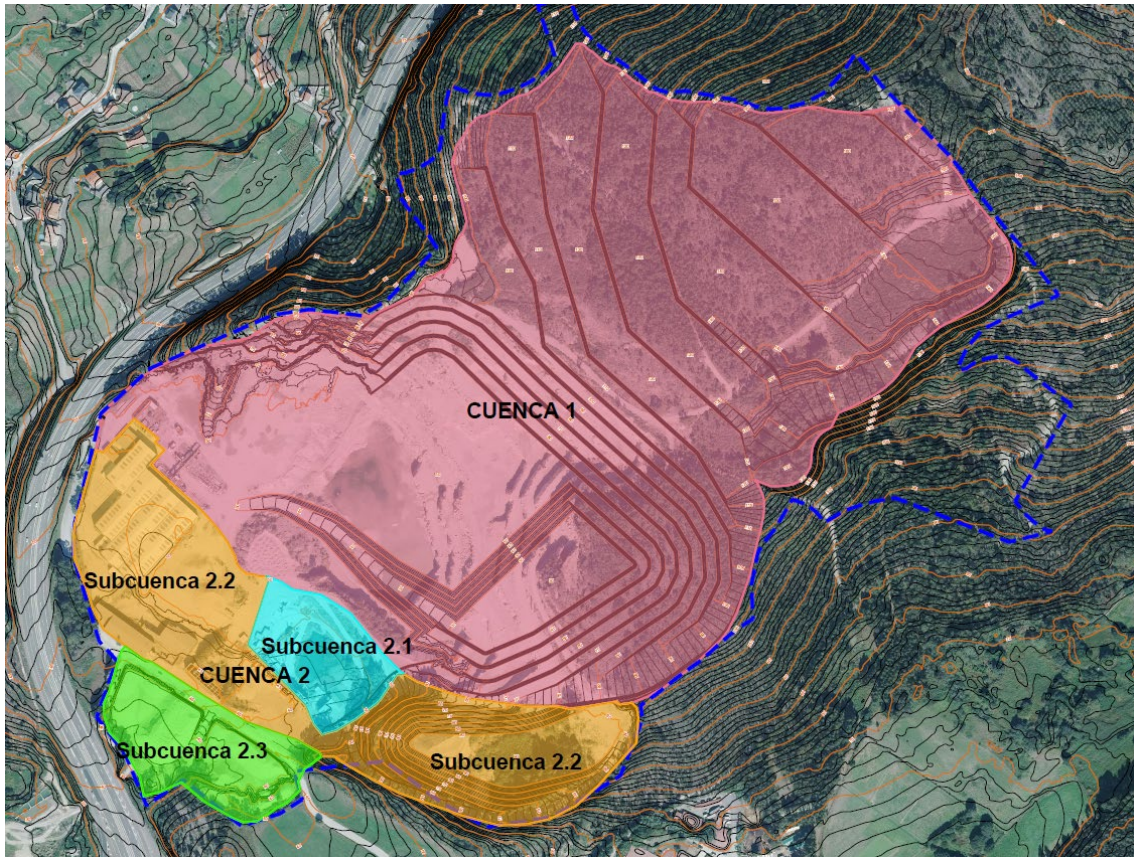


IMAGEN 3-2: DIVISIÓN DE SUBCUENCAS DE LA ZONA DE ESTUDIO. FUENTE: ESMÍN INGENIERIA.

3.1.1.1 CAUDAL DE PROYECTO

El caudal de proyecto se determinará empleando el método racional descrito en la *Orden FOM/298/2016, de 15 de febrero, por la que se aprueba la norma 5.2-IC drenaje superficial de la Instrucción de Carreteras*. Se realiza el cálculo tomando como periodo de retorno, en este caso $T = 10$ años, con el objeto de no sobredimensionar el sistema de drenaje.

Según este método descrito en la orden, teniendo en cuenta que se trata de superficies muy pequeñas, el cálculo del caudal generado (Q), correspondiente a un período de retorno T se determinará según la siguiente fórmula:

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

- Q_T (m³/s) Caudal máximo anual correspondiente al período de retorno T , en el punto de desagüe de la cuenca

- $I(T, t_c)$ (mm/h) Intensidad de precipitación correspondiente al período de retorno considerado T , para una duración del aguacero igual al tiempo de concentración t_c , de la cuenca
- C (adim.) Coeficiente medio de escorrentía de la cuenca o superficie considerada
- A (km²) Área de la cuenca o superficie considerada
- K_t (adim.) Coeficiente de uniformidad en la distribución temporal de la precipitación

Se realiza la determinación del caudal de escorrentía de las cuencas vertientes a las balsas de estudio. En este caso se trata de una cuenca inferior a 50 km², por tanto, se aplica el Método Racional recogido en la norma "5.2 - IC drenaje superficial de la Instrucción de Carreteras".

3.1.1.1.1 CARACTERÍSTICAS FÍSICAS DE LAS CUENCAS VERTIENTES

Se realizará la determinación de los caudales de escorrentía de las cuencas vertientes a las balsas. Por tratarse de cuencas con una superficie inferior a 50 km² se aplica el "Método Racional" recogido en la norma "5.2-IC Drenaje Superficial de la Instrucción de Carreteras".

A fin de determinar los caudales, tendremos en cuenta las características de cada cuenca por lo que, en alguno de los casos, en concreto la cuenca 2, como ya se ha indicado anteriormente, se subdivide a su vez en tres subcuencas 2.1, 2.2 y 2.3:

Cuenca	Área (km ²)	Longitud (km)	Cotas		Desnivel (m)	Pendiente media (m/m)
			Máxima (m)	Mínima (m)		
Cuenca 1	0,3045	0,94	165	30	135	0,1436
Subcuenca 2.1	0,0123	0,10	50	46	4	0,0400
Subcuenca 2.2	0,0612	0,755	90	45	45	0,0596
Subcuenca 2.3	0,0182	0,185	45	36	9	0,4086

TABLA 3-1: CARACTERÍSTICAS FÍSICAS DE LAS CUENCAS

3.1.1.1.2 PERÍODO DE RETORNO

El período de retorno T es el período de tiempo expresado en años, para el cual el caudal máximo anual tiene una probabilidad de ser excedido igual a $1/T$.

Para el dimensionamiento de las balsas y los elementos de drenaje de la cantera se tomará como período de retorno $T = 10$ años.

3.1.1.1.3 PRECIPITACIÓN MÁXIMA DIARIA

Tanto para determinar la intensidad de precipitación como el coeficiente de escorrentía de las cuencas, o superficies consideradas, hay que estimar el valor de la precipitación máxima diaria, P_d , correspondiente al periodo de retorno elegido.

La precipitación máxima diaria en la zona de proyecto se ha obtenido de la publicación "*Mapa de máximas lluvias diarias en la España Peninsular*", de la Dirección General de Carreteras (Ministerio de Fomento, Madrid, 1999).

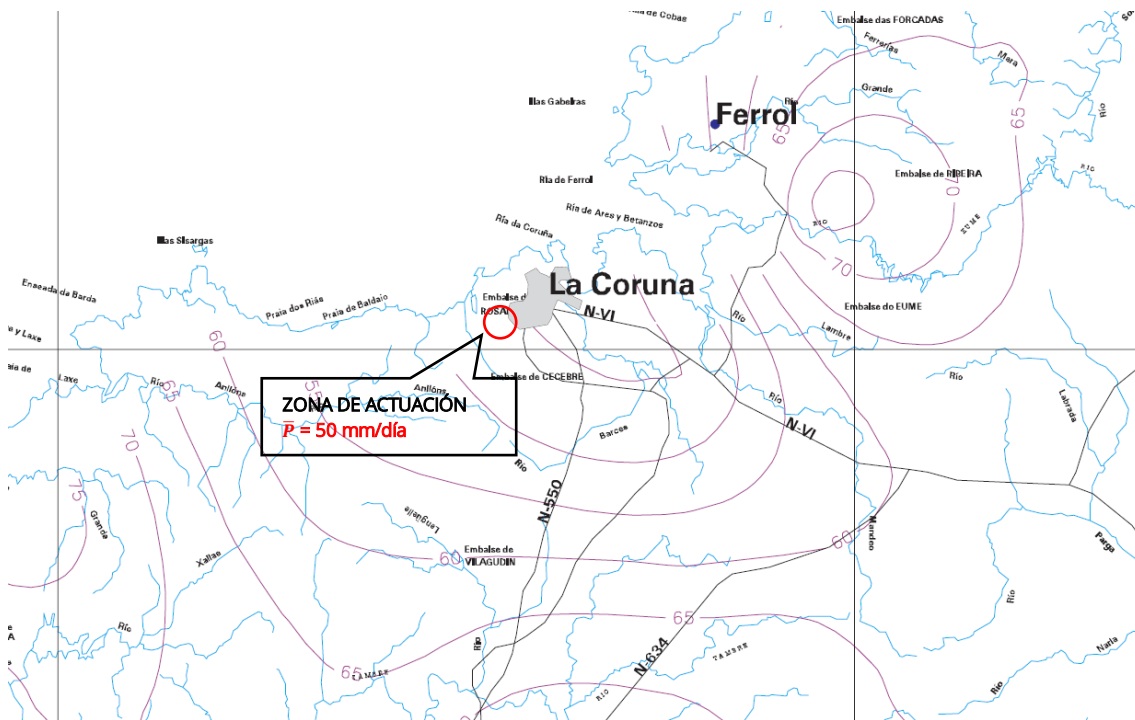


IMAGEN 3-3: UBICACIÓN DEL ÁREA DE ESTUDIO EN RELACIÓN CON EL MAPA DE ISOLÍNEAS DE VALORES MEDIO DE LA MÁXIMA PRECIPITACIÓN DIARIA ANUAL Y VALOR REGIONAL DEL COEFICIENTE DE VARIACIÓN C_v . FUENTE: DIRECCIÓN GENERAL DE CARRETERAS, MINISTERIO DE FOMENTO. MADRID, 1999

En este caso corresponde la hoja 1-1. La Coruña. En esta misma hoja podemos determinar el valor medio de P , así como el valor regional del coeficiente de variación C_v (isolínea roja).

De la imagen anterior se extrae el valor medio de la **máxima precipitación diaria anual** en el área de estudio es $P = 50 \text{ mm}$. De igual manera, para obtener el valor de C_v , empleamos el mapa de isolíneas siguiente con lo que obtenemos un valor de $C_v = 0,35$.

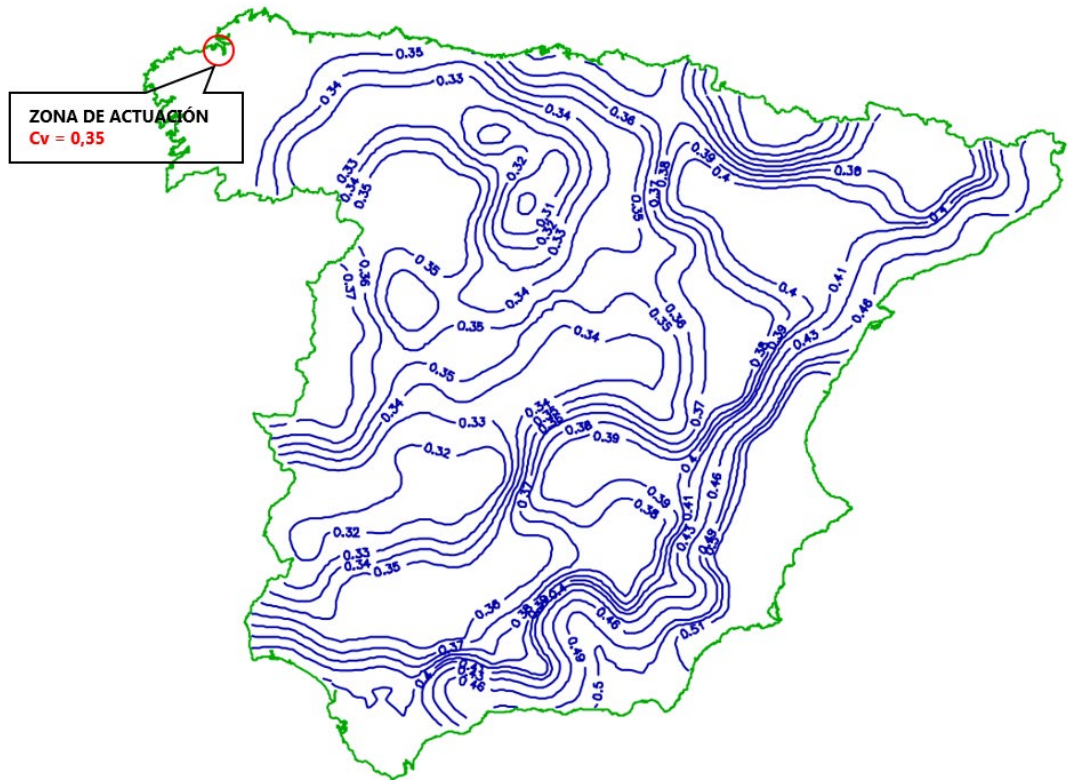


IMAGEN 3-4: MAPA DE ISOLÍNEAS DE VALOR REGIONAL DEL COEFICIENTE DE VARIACIÓN C_v . FUENTE: MÁXIMAS LLUVIAS DIARIAS EN LA ESPAÑA PENINSULAR. DIRECCIÓN GENERAL DE CARRETERAS. MINISTERIO DE FOMENTO 1999.

A partir del valor de C_v y para el periodo de retorno seleccionado se obtiene el cuantil adimensional regional con la siguiente tabla:

C_v	PERÍODO DE RETORNO EN AÑOS (T)							
	2	5	10	25	50	100	200	500
0.30	0.935	1.194	1.377	1.625	1.823	2.022	2.251	2.541
0.31	0.932	1.198	1.385	1.640	1.854	2.068	2.296	2.602
0.32	0.929	1.202	1.400	1.671	1.884	2.098	2.342	2.663
0.33	0.927	1.209	1.415	1.686	1.915	2.144	2.388	2.724
0.34	0.924	1.213	1.423	1.717	1.930	2.174	2.434	2.785
0.35	0.921	1.217	1.438	1.732	1.961	2.220	2.480	2.831
0.36	0.919	1.225	1.446	1.747	1.991	2.251	2.525	2.892
0.37	0.917	1.232	1.461	1.778	2.022	2.281	2.571	2.953
0.38	0.914	1.240	1.469	1.793	2.052	2.327	2.617	3.014

Cv	PERÍODO DE RETORNO EN AÑOS (T)							
	2	5	10	25	50	100	200	500
0.39	0.912	1.243	1.484	1.808	2.083	2.357	2.663	3.067
0.40	0.909	1.247	1.492	1.839	2.113	2.403	2.708	3.128
0.41	0.906	1.255	1.507	1.854	2.144	2.434	2.754	3.189
0.42	0.904	1.259	1.514	1.884	2.174	2.480	2.800	3.250
0.43	0.901	1.263	1.534	1.900	2.205	2.510	2.846	3.311
0.44	0.898	1.270	1.541	1.915	2.220	2.556	2.892	3.372
0.45	0.896	1.274	1.549	1.945	2.251	2.586	2.937	3.433
0.46	0.894	1.278	1.564	1.961	2.281	2.632	2.983	3.494
0.47	0.892	1.286	1.579	1.991	2.312	2.663	3.044	3.555
0.48	0.890	1.289	1.595	2.007	2.342	2.708	3.098	3.616
0.49	0.887	1.293	1.603	2.022	2.373	2.739	3.128	3.677
0.50	0.885	1.297	1.610	2.052	2.403	2.785	3.189	3.738
0.51	0.883	1.301	1.625	2.068	2.434	2.815	3.220	3.799
0.52	0.881	1.308	1.640	2.098	2.464	2.861	3.281	3.860

TABLA 3-2: CUANTILES YT DE LA LEY SQRT ET MAX, TAMBIÉN DENOMINADOS FACTORES DE AMPLIFICACIÓN KT EN EL "MAPA PARA EL CÁLCULO DE MÁXIMAS PRECIPITACIONES DIARIAS EN LA ESPAÑA PENINSULAR" (1997)

En resumen, la siguiente tabla refleja el resultado del cálculo de la precipitación de diseño del presente estudio, tomando T = 10 años como período de retorno.

Período de retorno (años)	P (mm)	Cv	Yt	$P_d = Y_t \cdot P$ (mm/día)
10	50	0,35	1,438	71,90

TABLA 3-3: PRECIPITACIÓN DE DISEÑO PARA T=10 AÑOS

- P (mm): Precipitación máxima diaria
- Cv: Valor regional del coeficiente de variación
- Yt: Cuantil regional (también denominado Factor de Amplificación)
- Pd (mm): Precipitación máxima diaria de diseño

Por tanto, la precipitación de diseño es $P_d = 71,90$ mm/día.

3.1.1.1.4 INTENSIDAD DE PRECIPITACIÓN

La intensidad de precipitación $I(T,t)$ correspondiente a un período de retorno T, y a una duración del aguacero t, a emplear en la estimación de caudales por el método racional, se obtendrá por medio de la siguiente fórmula:

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

Donde I_d , en mm/h, es la intensidad media diaria de precipitación corregida correspondiente al período de retorno T y F_{int} es el factor de intensidad.

I_d se calcula mediante la siguiente expresión:

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

K_A es el factor reductor de la precipitación por área de la cuenca. Al tratarse de superficies inferiores a 1 km², $K_A = 1$.

Por tanto:

$$I_d = \frac{P_d \cdot K_A}{24} = \frac{71,90 \cdot 1}{24} = 2,996 \text{ mm/h}$$

Para el otro valor necesario, F_{int} , se tomará el mayor valor de los obtenidos de entre los siguientes:

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

Siendo F_a el Factor obtenido a partir del índice de torrencialidad (I_1/I_d) y F_b Factor obtenido a partir de las curvas IDF de un pluviógrafo próximo.

$$F_a = \left(\frac{I_1}{I_d} \right)^{3.5287 - 2.5287 \cdot t^{0.1}}$$

Con I_1/I_d siendo el índice de torrencialidad que expresa la relación entre la intensidad de precipitación horaria y la media diaria corregida y t la duración del aguacero y obtenida de la siguiente imagen:

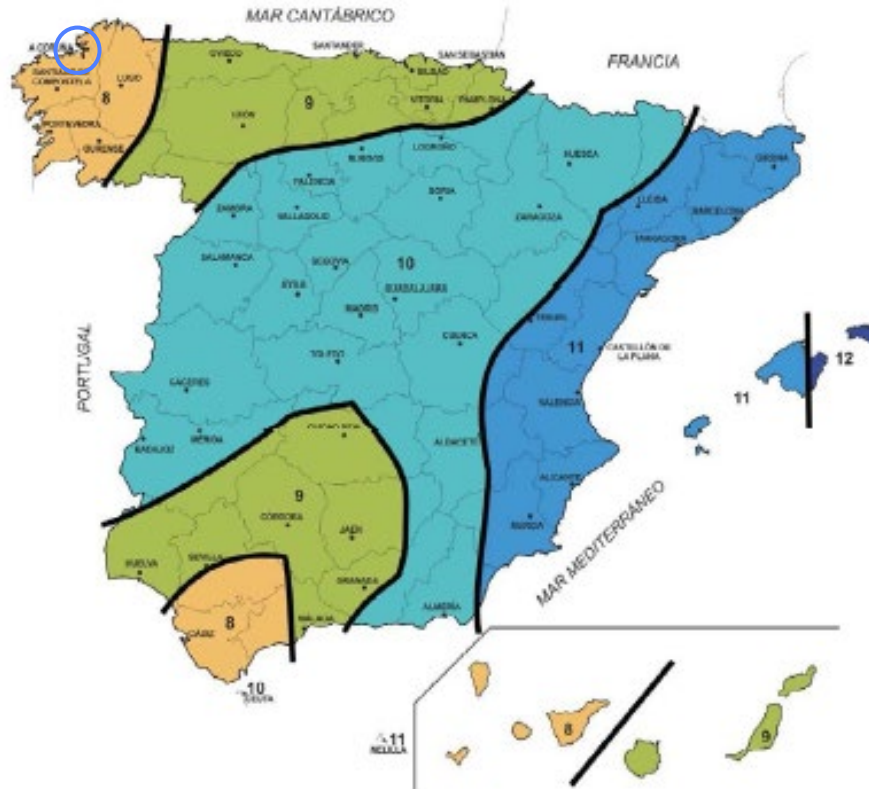


IMAGEN 3-5: MAPA DEL ÍNDICE DE TORRENCIALIDAD (I1/ID). FUENTE: ORDEN FOM/298/2016, DE 15 DE FEBRERO, POR LA QUE SE APRUEBA LA NORMA 5.2 - IC DRENAJE SUPERFICIAL DE LA INSTRUCCIÓN DE CARRETERAS

- Se ha considerado: $I_1/I_d = 8$
- t : Duración de un aguacero. Para el cálculo de F_a , la duración del aguacero es igual al tiempo de concentración ($t = t_c$).

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

Siendo:

L_c (km): Longitud del cauce

J_c : Pendiente media del cauce (adimensional)

F_b : Factor obtenido a partir de las curvas IDF de un pluviógrafo próximo.
(No se aplica por no existir un pluviógrafo próximo).

Los resultados del cálculo de la intensidad de precipitación $I(T,t)$, se indican a continuación:

Cuenca	I_d (mm/h) T10	F_{int}	t_c (h)	$I(T, t)$ (mm/h) T10
Cuenca 1	2,996	12,472	0,414	37,364
Subcuenca 2.1	2,996	23,987	0,096	71,860
Subcuenca 2.2	2,996	12,469	0,414	37,355
Subcuenca 3	2,996	19,976	0,148	59,846

TABLA 3-4: INTENSIDAD DE PRECIPITACIÓN

3.1.1.1.5 COEFICIENTE DE ESCORRENTÍA

El coeficiente de escorrentía C define la proporción de la componente superficial de la precipitación de intensidad I , y depende de la razón entre la precipitación correspondiente al periodo de retorno P_d (mm) junto con el factor reductor de la precipitación por área de la cuenca K_A y el umbral de escorrentía P_o , (mm) a partir del cual se inicia ésta.

Si la razón P_d/P_o es inferior a la unidad, el coeficiente de escorrentía podrá considerarse nulo. En caso contrario, el valor de dicho coeficiente se calculará mediante la fórmula:

$$C = \frac{\left[\left(\frac{P_d \cdot K_A}{P_o} - 1 \right) \cdot \left(\frac{P_d \cdot K_A}{P_o} + 23 \right) \right]}{\left[\left(\frac{P_d \cdot K_A}{P_o} + 11 \right) \right]^2}$$

Como el área de la cuenca en todos los casos inferior a 1 km², entonces el valor adimensional de $K_A = 1$.

El valor de P_o se obtiene de la expresión:

$$P_o = P_o^i \cdot \beta$$

Siendo P_o^i el valor inicial del umbral de escorrentía y β el coeficiente corrector del umbral de escorrentía.

El cálculo del umbral de escorrentía se realiza identificando los usos del suelo en cada cuenca y sus características hidrogeológicas de acuerdo con las categorías recogidas en la Norma 5.2-IC.

Para la determinación del umbral de escorrentía de las cuencas se determina los usos del suelo de cada una de las zonas identificadas. Se distinguen tres zonas: área extractiva, área industrial, y área arbórea.

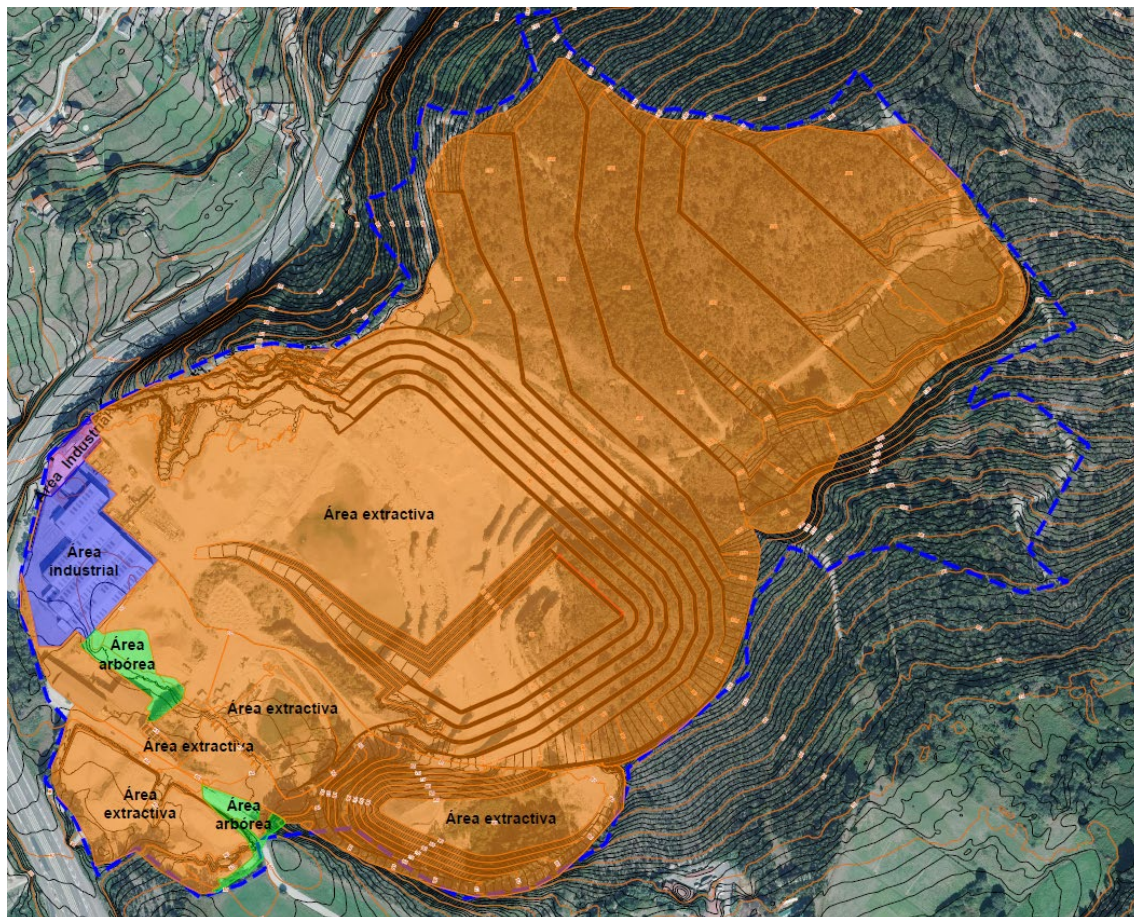


IMAGEN 3-6: TIPOS DE SUELO. FUENTE: ESMÍN INGENIERÍA.

Una vez identificadas y clasificadas las distintas zonas, se determinan los umbrales de escorrentía iniciales según los usos y grupos hidrológicos de suelos clasificados en las siguientes tablas:

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

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

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

IMAGEN 3-7: TABLA DE GRUPOS HIDROLÓGICOS DE SUELO. FUENTE: ORDEN FOM 298/2016

TABLA 2.3.- VALOR INICIAL DEL UMBRAL DE ESCORRENTÍA P_0^j (mm)

Código	Uso de suelo	Práctica de cultivo	Pendiente (%)	Grupo de suelo			
				A	B	C	D
11100	Tejido urbano continuo			1	1	1	1
11200	Tejido urbano discontinuo			24	14	8	6
11200	Urbanizaciones			24	14	8	6
11210	Estructura urbana abierta			24	14	8	6
11220	Urbanizaciones exentas y/o ajardinadas			24	14	8	6
12100	Zonas industriales y comerciales			6	4	3	3
12100	Granjas agrícolas			24	14	8	6
12110	Zonas industriales			12	7	5	4
12120	Grandes superficies de equipamiento y servicios			6	4	3	3
12200	Redes viarias, ferroviarias y terrenos asociados			1	1	1	1
12210	Autopistas, autovías y terrenos asociados			1	1	1	1
12220	Complejos ferroviarios			12	7	5	4
12300	Zonas portuarias			1	1	1	1
12400	Aeropuertos			24	14	8	6
13100	Zonas de extracción minera			16	9	6	5
13200	Escombreras y vertederos			20	11	8	6

IMAGEN 3-8: VALOR INICIAL DEL UMBRAL DE ESCORRENTÍA PARA LAS ZONAS INDUSTRIALES Y DE EXTRACCIÓN

24420	Cultivos agrícolas con arbolado adhesado		< 3	80	35	17	10
31100	Frondosas			90	47	31	23
31110	Perennifolias			90	47	31	23
31120	Caducifolias y marcescentes			90	47	31	23
31130	Otras frondosas de plantación		≥ 3	79	34	19	14
31130	Otras frondosas de plantación		< 3	94	42	22	15
31140	Mezclas de frondosas			90	47	31	23
31150	Bosques de ribera			76	34	22	16
31160	Laurisilva macaronésica			90	47	31	23

IMAGEN 3-9: VALOR INICIAL DEL UMBRAL DE ESCORRENTÍA PARA LAS ZONAS ARBÓREAS

Por tanto, para la determinación del umbral de escorrentía de la cuenca se ha realizado una visita a la zona de proyecto en la que se han podido comprobar las

características de los materiales que conforman el suelo en cuanto, sobre todo, a las condiciones de drenaje del terreno.

En este caso se considera que los suelos de la zona de extracción y zona de instalaciones y procesamiento pertenecen al grupo C ya que se trata de terrenos con mayor contenido en materiales finos y sin capa vegetal, que no permiten que la infiltración de agua en el terreno se realice de forma moderada, sino más bien lenta, ya que en épocas de lluvia se produce abundante acumulación de agua antes de poder ser drenada del todo.



IMAGEN 3-10: USO DEL SUELO: EXTRACCIÓN

En cuanto a la zona industrial, al estar esta edificada y con suelos cubiertos de baldosas cerámicas, el drenaje en esta zona se considera pobre o muy pobre, por lo que se ha considerado que son suelos de tipo C.

**IMAGEN 3-11: USO DEL SUELO: INDUSTRIAL**

En cuanto a las zonas arboladas, con pendiente hacia el interior de la parcela, son consideradas zonas que favorecen el grado de infiltración del agua en el suelo. esto se debe a que la vegetación, la potencia del terreno, la textura de los materiales que lo conforman y la granulometría de estos, (que en esas capas superiores es mayor), permiten una mayor infiltración de agua en el terreno, por lo que lo caracterizaremos como grupo B.



IMAGEN 3-12: USO DEL SUELO: PARCIALMENTE VEGETACIÓN EUCALIPTO Y PERENNIFOLIAS

La siguiente tabla muestra una relación de los usos de suelo considerados en cada una de las cuencas y subcuencas definidas con los correspondientes valores de **umbral de escorrentía inicial (P_0^I)**, junto con el valor ponderado de cada una de las cuencas y subcuencas:

Cuenca	Uso del suelo	Área (km ²)	P_0^I	P_0^I ponderado
Cuenca 1	13100 Zona de extracción minera - C	0,3028	6	5,99
	12110 Zonas industriales - D	0,0016	4	
Subcuenca 2.1	13100 Zona de extracción minera-C	0,0123	6	6
Subcuenca 2.2	13100 Zona de extracción minera - C	0,0460	6	7,86
	31110 Perennifolias - B	0,0034	47	
	12110 Zonas industriales - D	0,0118	4	
Subcuenca 2.3	13100 Zona de extracción minera - C	0,0162	6	10,43
	31110 Perennifolias - B	0,0020	47	

TABLA 3-5: USOS DEL SUELO Y UMBRALES DE ESCORRENTÍA INICIALES

Por lo tanto, teniendo en cuenta los datos anteriores, a efectos de determinar el valor del umbral de escorrentía de cada una de las cuencas y subcuencas, al valor ponderado del umbral de escorrentía inicial para cada una de las cuencas y subcuencas

se le aplica el coeficiente corrector correspondiente a la región donde se sitúan la actividad, según indica la norma 5.2- IC.



IMAGEN 3-13: REGIONES CONSIDERADAS PARA LE CÁLCULO DEL COEFICIENTE CORRECTOR DE ESCORRENTÍA β .

Región	Valor medio, β_m	Desviación respecto al valor medio para el intervalo de confianza del			Periodo de retorno T (años), F_T					
		50% Δ_{50}	67% Δ_{67}	90% Δ_{90}	2	5	10	25	100	500
11	0,9	0,2	0,3	0,5	0,8	0,9	1	1,13	1,34	1,59
12	0,95	0,2	0,25	0,45	0,75	0,9	1	1,14	1,33	1,56
13	0,6	0,15	0,25	0,4	0,74	0,9	1	1,15	1,34	1,55
21	1,2	0,2	0,35	0,55	0,74	0,88	1	1,18	1,47	1,9
22	1,5	0,15	0,2	0,35	0,74	0,9	1	1,12	1,27	1,37
23	0,7	0,2	0,35	0,55	0,77	0,89	1	1,15	1,44	1,82
24	1,1	0,15	0,25	0,35	0,76	0,9	1	1,14	1,36	1,63
25	0,6	0,15	0,2	0,35	0,82	0,92	1	1,12	1,29	1,48

TABLA 3-6: COEFICIENTE CORRECTOR DE ESCORRENTÍA β EN FUNCIÓN DE LA REGIÓN. FUENTE: 5.2 IC

$$\beta = \beta_m \cdot F_T = 0,9 \cdot 1 = 0,9$$

Aplicando estos parámetros, conseguimos los valores siguientes para P_0 , correspondientes a un período de retorno de 10 años:

$$P_0 = P_0^i \cdot \beta$$

Cuenca	P_0 Corregido T=10 años
Cuenca 1	5,39
Subcuenca 2.1	5,40
Subcuenca 2.2	7,08
Subcuenca 2.3	9,39

TABLA 3-7: UMBRAL DE ESCORRENTÍA

El **coeficiente de escorrentía (C)** resultante de los cálculos descritos anteriormente, para cada una de las cuencas, son los siguientes:

$$C = \frac{\left(\frac{P_d \cdot K_A}{P_0} - 1\right) \cdot \left(\frac{P_d \cdot K_A}{P_0} + 23\right)}{\left(\frac{P_d \cdot K_A}{P_0} + 11\right)^2}$$

Cuenca	P_0^i ponderado	P_0 Corregido T=10 años	C T=10 años
Cuenca 1	5,99	5,39	0,76
Subcuenca 2.1	6,00	5,40	0,76
Subcuenca 2.2	7,86	7,08	0,68
Subcuenca 2.3	10,43	9,39	0,59

TABLA 3-8: RESULTADO DEL CÁLCULO DEL COEFICIENTE DE ESCORRENTÍA PARA CADA CUENCA Y SUBCUENCA

3.1.1.2 COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD

El coeficiente de uniformidad en la distribución temporal de la precipitación (K_t) se obtiene a través de la siguiente expresión:

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

t_c (h): tiempo de concentración de la cuenca

El coeficiente de uniformidad en la distribución temporal de la precipitación para cada una de las cuencas resulta:

Cuenca	t_c (h)	K_t
Cuenca 1	0,4138	1,023
Subcuenca 2.1	0,0961	1,004
Subcuenca 2.2	0,4141	1,023
Subcuenca 2.3	0,1478	1,007

TABLA 3-9: COEFICIENTE DE UNIFORMIDAD PARA CADA CUENCA Y SUBCUENCA

3.1.1.3 CAUDALES DE VERTIDO

El resultado de este proceso lleva a la determinación del caudal generado en cada una de las subcuencas estudiadas.

Siguiendo el método racional, el caudal máximo correspondiente al período de retorno $T = 10$ años, para las subcuencas estudiadas, se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{I(T, t) \cdot C \cdot A \cdot K_t}{3,6}$$

Donde:

Q : caudal máximo correspondiente al período de retorno T , en el punto de desagüe de la superficie considerada. (m^3/s).

$I(T, t)$: Intensidad de precipitación correspondiente al período de retorno T , para una duración del aguacero igual al tiempo de concentración t_c de la superficie considerada. (mm/h). Apartado 8.1.1.2.

C : coeficiente medio de escorrentía de la superficie considerada. (adimensional). Apartado 8.1.1.3.

A : área de la superficie considerada. (km^2). Apartado 8.1.

K_t : coeficiente de uniformidad en la distribución temporal de la precipitación. (adimensional). 8.1.1.4.

	Cuenca	I(T,t) (mm/h)	C	A (km ²)	K _t	Q (m ³ /s)
C1	Cuenca 1	37,364	0,76	0,3045	1,023	2,45
C2	Sc 2.1 Planta	71,860	0,76	0,0123	1,004	0,19
	Sc 2.2 Báscula	37,355	0,68	0,0612	1,023	0,44
	Sc 2.3 Acopios	59,846	0,59	0,0182	1,007	0,18

TABLA 3-10: CAUDAL DE DISEÑO DE LAS DISTINTAS CUENCAS Y SUBCUENCAS

3.1.2 SISTEMA DE DEPURACIÓN PROPUESTO

Para evitar que se produzca contaminación por sólidos en suspensión de las aguas, se propone como sistema de depuración su tratamiento mediante balsas de decantación. Ya se ha comprobado, mediante los análisis que se realizan a las aguas conforme a lo dispuesto en la vigente autorización de vertido, que las aguas, a la salida de la balsa de decantación cumplen con los criterios prescritos en la misma, no superando los parámetros límite en ella estipulados. Para ello se dispone de una serie de balsas de decantación que tratarán las aguas de las dos cuencas, (1 y 2), que son las que discurren por el interior de explotación e instalaciones.

La cuenca 1 dirige todas sus aguas al punto más bajo de la zona, donde está situada la Balsa 1 de fondo de corta. Esta balsa, si bien no desaparece, sí se irá moviendo hasta quedar en un punto definitivo, tal y como se muestra en las imágenes:

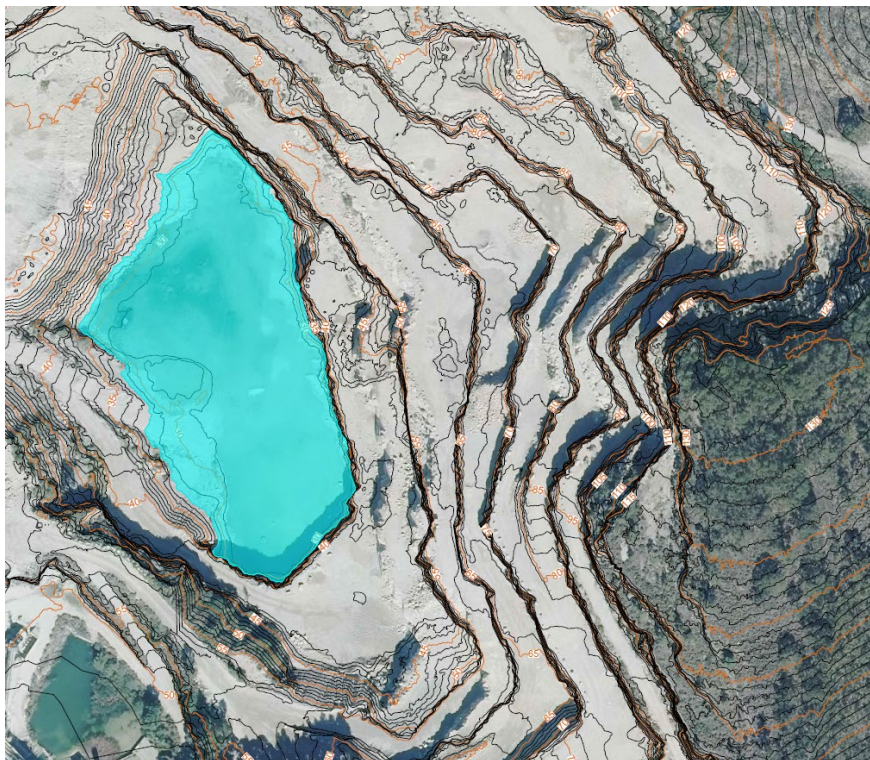


IMAGEN 3-14: BALSA 1 DE LA CUENCA 1 ACTUALMENTE.

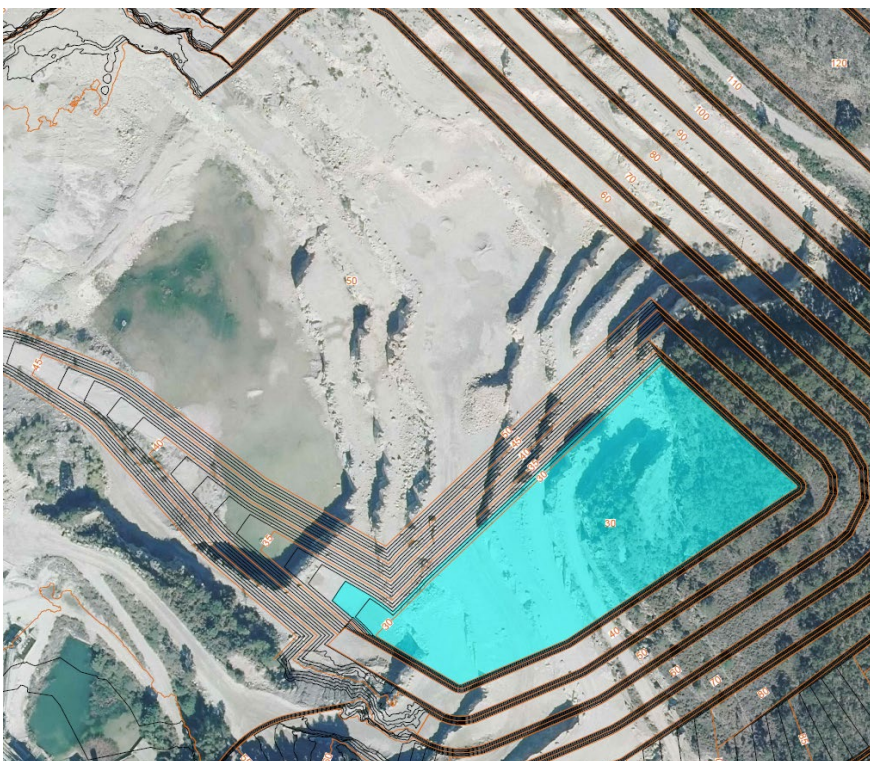


IMAGEN 3-15: BALSA 1 DE LA CUENCA 1 EN LA SITUACIÓN FINAL.

Por su parte la cuenca 2, recoge todas sus aguas en la Balsa 2 situada en el exterior de la instalación minera. Las aguas que llegan a este grupo de balsas proceden de los distintos depósitos situados en la zona de instalaciones (Depósito 2.1), en la zona

de la báscula (Depósito 2.2) y en la zona de acopios (Depósito 2.3). Estos depósitos recogen el agua de las distintas subcuencas y se comunican entre ellos mediante tubería enterrada, tal y como muestra la siguiente imagen:

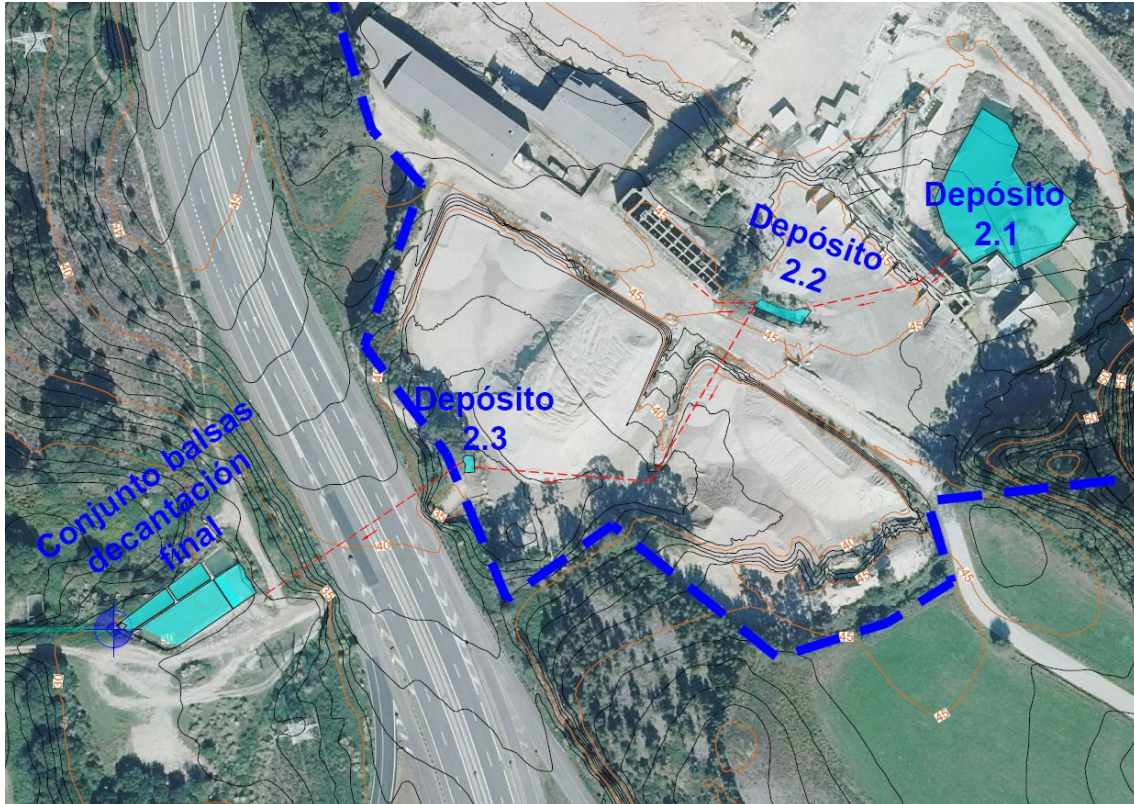


IMAGEN 3-16: CIRCULACIÓN DEL AGUA DESDE LOS DEPÓSITOS HASTA EL CONJUNTO DE BALSAS FINALES.

A continuación, con los datos de estimación de caudales realizado en los epígrafes anteriores se comprobará la idoneidad de las balsas existentes.

3.1.3 DISEÑO BALSAS DE DECANTACIÓN.

Conocido el caudal de diseño, se debería realizar el diseño de las balsas de decantación. En este caso, a excepción de la balsa del hueco de corta que si bien no desaparece, sí se modifican sus dimensiones, el resto de las balsas ya existen, por tanto, se procederá a describirlas con el fin de verificar que son suficientes para realizar el tratamiento de los volúmenes de agua calculados anteriormente.

Las balsas de las que se dispone son las siguientes:

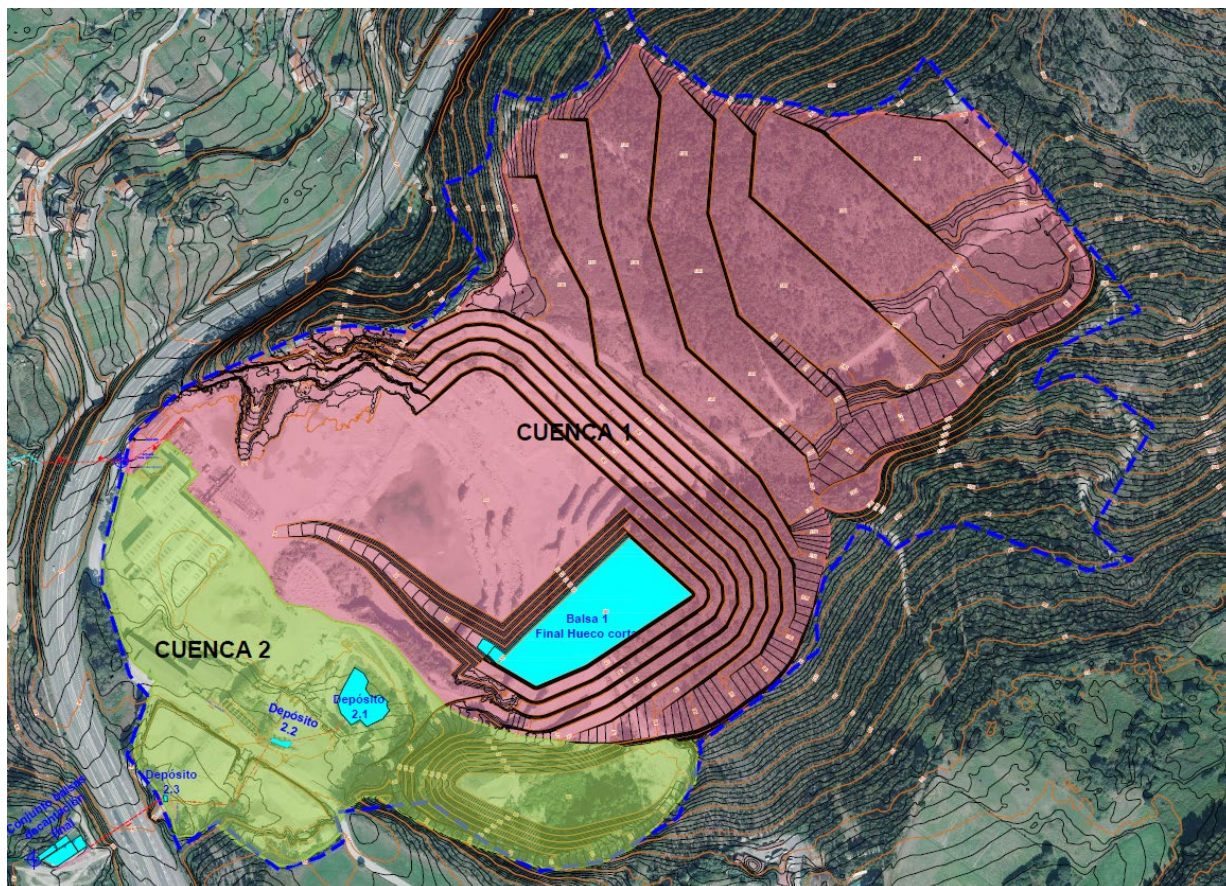


IMAGEN 3-17: BALSAS DE DECANTACIÓN FINALES.

Balsa/ almacenamiento	Imagen	Superficie (m ²)	Profundidad media(m)	Volumen útil (m ³)	Procedencia de las aguas
Balsa1. Hueco de corta		11.000	2	22.000 ²	Cuenca 1
Balsa 2. Conjunto exterior decantación final		660	3,5	2.310	Cuenca 2 (Subcuencas 1, 2 y 3)

TABLA 3-11: DIMENSIONES DE LAS BALSAS FINALES.

² Volumen considerado para una profundidad de llenado de 2 m. La capacidad de contención de agua del hueco de la corta puede superar alturas de más de 6 m de lámina de agua sin llegar a rebosar.

3.1.3.1 CRITERIOS DE DISEÑO DE LAS BALSAS DE DECANTACIÓN

La comprobación del diseño de las balsas se realiza conforme al *Manual de restauración de terrenos y evaluación de impactos ambientales en minería* y a otra bibliografía de referencia existente para este tipo de obras.

- Las balsas se diseñan para decantar las aguas de escorrentía generadas por la precipitación máxima en 24 h para un período de retorno $T = 10$ años.
- De acuerdo con la distribución granulométrica típica del material presente, y susceptible de ser arrastrado por escorrentía, el diámetro medio de las partículas más pequeñas que pueden decantarse son generalmente las de fracción fina a muy fina cuyo intervalo de diámetro está entre 0,01 cm y 0,005 cm, es decir entre el límite inferior de las arenas finas y el superior de los limos. Con el objeto de obtener un dimensionamiento garantista y conservador, se tomará el menor de los valores, es decir, 0,005 cm.
- La viscosidad cinemática del agua depende de la temperatura de ésta, conforme se enfría se vuelve más viscosa. Según datos de la estación meteorológica más cercana, la temperatura media de la zona de estudio es de 14,8 °C. Valor comprendido entre 10 °C y 15 °C. Tomamos como temperatura media anual 10 °C, por ser más conservador, por lo que el valor buscado es de $\mu = 0,01308 \text{ cm}^2/\text{s}$.
- Las partículas de material que manejamos presentan en estado suelto un peso específico de 2,60 g/cm³, valor empleado para el cálculo.

3.1.3.2 DIMENSIONAMIENTO DE LAS BALSAS

Como se ha indicado anteriormente, el diseño de las balsas de decantación de las aguas de escorrentía se ha realizado conforme al "Manual de restauración de terrenos y evaluación de impactos ambientales en minería", tomando como caudal de diseño, los caudales teóricos obtenidos en apartados anteriores junto con los datos pluviométricos de la estación meteorológica A Coruña 1387 de la AEMET.

Las balsas de decantación deben retener las aguas durante un período de tiempo suficiente que permita la decantación de los sólidos que arrastran en suspensión y posibilitar su almacenamiento hasta que se realice la limpieza de éstas. En este caso, las balsas se construyen con el propósito de decantar los sólidos en suspensión arrastrados por las aguas de escorrentía que se generan en la cantera.

Las aguas que circulan por las superficies de la cantera sólo arrastran partículas de material granítico de diferentes tamaños, sin otro tipo de restos de posibles contaminantes.

Cuenca	Procedencia	Caudal (Q) (m³/s) T=10 años
Balsa 1. Hueco Corta	Cuenca 1	2,45
Balsa 2. Conjunto exterior	Subcuencas 2.1, 2.2 y 2.3	0,81

TABLA 3-12: CAUDALES CALCULADOS QUE DEBEN SER TRATADOS EN LAS BALSAS DE DECANTACIÓN

Para estos caudales, con los datos obtenidos para las cuencas con un período de retorno para T = 10 años, y conocida la velocidad de sedimentación de las partículas en la zona de proyecto se puede determinar el área y el volumen mínimo necesario que permita la completa decantación de las partículas antes de ser vertidas a DPH.

3.1.3.2.1 DETERMINACIÓN DE LA VELOCIDAD DE SEDIMENTACIÓN DE LAS PARTÍCULAS

Para determinar la velocidad de sedimentación de las partículas es necesario establecer primero la distribución granulométrica de los materiales susceptibles de llegar a ellas.

En el caso que nos ocupa, y como se ha podido apreciar en las visitas de campo, la mayor parte de los materiales acumulados en la explotación son de tipo arena.



IMAGEN 3-18: DETALLE DE LA GRANULOMETRÍA DEL MATERIAL MAYORITARIO EN EL SUELO DE LA EXPLOTACIÓN.

Existe, en algunas zonas, materiales de granulometría más fina, por tanto, con el fin de obtener un resultado más conservador, se tomará el límite inferior de las arenas finas o superior de los limos $D = 0,005$ cm, lo que corresponde a una arena muy fina o un limo de acuerdo a la siguiente tabla:

Partícula de suelo	Intervalo de diámetros (mm)	Intervalo de diámetros (cm)
Arena muy gruesa	2-1	0,2-0,1
Arena gruesa	1-0,5	0,1-0,05
Arena media	0,5-0,25	0,05-0,025
Arena fina	0,25-0,1	0,025-0,01
Arena muy fina	0,1-0,05	0,01-0,005
Limo	0,05-0,002	0,005-0,0002
Arcilla	<0,002	<0,0002

TABLA 3-13: DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA DE LAS PARTÍCULAS EN FUNCIÓN DE SU NATURALEZA. FUENTE: "MANUAL DE RESTAURACIÓN DE TERRENOS Y EVALUACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES EN MINERÍA". IGME 2004

La velocidad de sedimentación de las partículas en función del diámetro de estas se calcula según la Ley de Stokes:

$$v_s = \frac{g}{18\mu} \cdot (S - 1) \cdot D^2$$

Siendo:

v_s (cm/s): velocidad de caída de la partícula.

g (cm/s²): aceleración de la gravedad.

μ (cm²/s): viscosidad cinemática del fluido.

S : peso específico de la partícula.

D (cm): diámetro de la partícula supuesta esférica.

La viscosidad cinemática del agua depende de la temperatura de ésta tal como se muestra en la siguiente tabla:

T (°C)	Viscosidad cinemática μ (cm ² /s)
0	0,01792
5	0,01519
10	0,01308
15	0,01141
20	0,01007
25	0,00897
30	0,00804

TABLA 3-14: TABLA DE VISCOSIDAD CINEMÁTICA DEL AGUA A DIFERENTES TEMPERATURAS. FUENTE: "MANUAL DE RESTAURACIÓN DE TERRENOS Y EVALUACIÓN DE IMPACTOS AMBIENTALES EN MINERÍA". IGME 2004

Se ha tomado una temperatura de 15 °C por ser la temperatura media registrada en la estación meteorológica más cercana. Revisadas las estaciones existentes en la zona se ha determinado que la más cercana es la estación A Coruña 1387, que dista de la explotación aproximadamente 2 km y pertenece a la red de observación de AEMET, puesta en servicio en 1981. Los valores medios registrados en dicha estación se pueden comprobar en la tabla adjunta:

Mes	T	TM	Tm	R	H	DR	DN	DT	DF	DH	DD	I
Enero	10.8	13.5	8.1	112	75	14.0	0.1	1.6	1.0	0.1	3.6	102
Febrero	11.1	14.1	8.0	88	73	12.0	0.1	1.1	1.3	0.0	3.6	121
Marzo	12.4	15.5	9.2	75	72	11.5	0.0	1.1	1.2	0.0	4.4	160
Abril	13.0	16.2	9.9	88	73	13.3	0.0	1.7	1.5	0.0	3.5	175
Mayo	15.0	18.1	12.0	74	75	11.1	0.0	1.8	3.0	0.0	2.3	201
Junio	17.4	20.6	14.3	44	76	6.7	0.0	1.0	4.7	0.0	4.3	225
Julio	19.0	22.1	15.9	34	77	5.5	0.0	1.2	6.7	0.0	5.4	239
Agosto	19.6	22.8	16.4	35	77	5.7	0.0	1.1	6.2	0.0	5.2	244
Septiembre	18.6	22.0	15.2	64	76	7.9	0.0	1.6	5.2	0.0	5.7	192
Octubre	16.1	19.1	13.0	130	77	12.9	0.0	1.3	3.2	0.0	3.5	149
Noviembre	13.3	16.0	10.5	138	77	14.3	0.0	1.8	1.6	0.0	2.7	108
Diciembre	11.5	14.1	8.9	131	75	14.6	0.0	1.5	1.3	0.0	4.6	94
Año	14.8	17.8	11.8	1014	75	129.6	0.2	16.8	37.0	0.1	48.6	-

TABLA 3-15: VALORES MEDIOS ANUALES Y MENSUALES REGISTRADOS EN LA ESTACIÓN DE PONTEVEDRA. FUENTE: AEMET

Para realizar el cálculo, según la bibliografía consultada, entre otros el documento publicado por el antiguo Instituto Nacional de Investigaciones Agronómicas: "Métodos de Estudio de Suelos", del que se adjunta imagen, los rangos de peso específico para una arena se encuentran entre 2,6 y 3.

CUERPOS	PESOS ESPECÍFICOS	OBSERVACIONES
Alúmina pura calcinada (Al_2O_3)	3,73-3,99	
Aluminio en polvo.....	2,64	
Aluminio puro.....	2,70	
Anhidrita, CaSO_4	2,96	Reacciona con el agua; $\text{C}_2\text{H}_5\text{OH}$.
Apatito $\text{FCa}_5 (\text{PO}_4)_3$	3,16-3,22	
Arcilla	2,4-2,55	
Arena	2,6-3,0	
Arena aluvial.....	2,6-2,7	Valor medio.
Arena caliza.....	2,75	Valor medio (Ramann).
Arena cuarzosa.....	2,65	
Azufre	2,0-2,1	
Cal hidráulica.....	2,6-3,0	Reacciona con el agua; $\text{C}_2\text{H}_5\text{OH}$.

IMAGEN 3-19: EXTRACTO DEL LIBRO "MÉTODOS PARA EL ESTUDIO DE SUELOS"

Para la realización del cálculo de la velocidad de sedimentación de las partículas se ha tomado un peso **específico de la partícula de 2,6**.

Con ello, se obtiene:

$$v_s = 0,1909 \text{ cm/s}$$

3.1.3.2.2 DETERMINACIÓN DE LA SUPERFICIE MÍNIMA DE LAS BALSAS

Conocidos los caudales afluentes a las balsas de decantación y la velocidad de sedimentación de las partículas arrastradas, se pueden determinar las áreas de las balsas según la siguiente expresión:

$$A_b = 1,2 \cdot \frac{Q}{v_s}$$

Así mismo, el volumen de las balsas debe ser tal que garantice que se alcanza un tiempo de permanencia suficiente para que se produzca la decantación total de las partículas. El tiempo de permanencia será:

$$t_p = \frac{p}{v_s}$$

Siendo:

p: profundidad de la balsa (m)

v_s : velocidad de sedimentación de las partículas

t_p : tiempo de permanencia (s)

El volumen mínimo de las balsas necesario para la completa decantación de las partículas se calculará mediante la siguiente expresión:

$$V_b = 1,5 \cdot Q \cdot t_p$$

Donde:

V_b : volumen de la balsa (m³)

Q: caudal (m³/s)

t_p : tiempo de permanencia (s)

Con estos datos se obtienen las siguientes superficies mínimas:

	Procedencia del caudal	Q (m³/s)	A _b (m²)	Superficie disponible (m²)
Balsa 1 Hueco corta	Cuenca 1	2,4471	1.538,55	11.000
Balsa 2. Conjunto exterior	Cuenca 2 (2.1, 2.2 y 2.3)	0,8059 ³	506,65	660

TABLA 3-16: SUPERFICIES MÍNIMAS DE LAS BALSAS DE DECANTACIÓN

Vemos que, en todos los casos, las balsas existentes (1 y 2) cumplen con suficiencia el área mínima de diseño.

3.1.3.2.3 DETERMINACIÓN DEL VOLUMEN NECESARIO PARA LA DECANTACIÓN DE LAS PARTÍCULAS

El volumen de las balsas debe ser tal que garantice que se alcanza un tiempo de permanencia suficiente para que se produzca la decantación total de las partículas.

El tiempo de permanencia será:

$$t_p = \frac{p}{v_s}$$

Siendo:

- p: profundidad de la balsa (m)
- v_s: velocidad de sedimentación de las partículas
- t_p: tiempo de permanencia (s)

Por tanto:

	P (m)	v _s (m/s)	t _p (s)
Balsa 1 Hueco corta	2	0,0019	1.047,86
Balsa 2. Conjunto exterior	3,5	0,0019	1.833,75

TABLA 3-17: TIEMPO DE PERMANENCIA NECESARIO PARA LA DECANTACIÓN DE LAS PARTÍCULAS EN LAS DISTINTAS BALSAS

El volumen mínimo de las balsas necesario para la completa decantación de las partículas será:

$$V_b = 1,5 \cdot Q \cdot t_p$$

³ Suma de los caudales producidos en las cuencas 2.1, 2.2 y 2.3.

Donde:

- V_b : volumen de la balsa (m^3)
- Q : caudal (m^3/s)
- t_p : tiempo de permanencia (s)

Se utiliza un factor de corrección de 1,5 para tener en cuenta que, en un momento dado, los caudales afluentes a la balsa pueden ser superiores a los previstos en su dimensionamiento y, aun así, garantizar un volumen y tiempo de retención suficiente que permita la sedimentación de las partículas.

Por tanto, los volúmenes mínimos de las balsas serán:

	Caudal procedente de	Q (m^3/s)	t_p (s)	V_b (m^3)	Volumen disponible (m^3)
Balsa 1 Hueco corta	Cuenca 1	2,4471	1.047,86	3.846,37	22.000 ⁴
Balsa 2. Conjunto exterior	Cuenca 2 (2.1, 2.2 y 2.3)	0,8059 ⁵	1.833,75	2.216,60	22.310

TABLA 3-18: VOLUMEN NECESARIO DE LAS BALSAS PARA LA DECANTACIÓN DE LAS PARTÍCULAS

Como se puede observar, las balsas son suficientes para la decantación de los sólidos arrastrados por las aguas de escorrentía de pluviales de las cuencas y subcuencas.

En todo caso, será preciso establecer un protocolo de limpieza que permita prevenir situaciones de desbordamiento.

3.1.4 CUNETAS

Para evitar que las aguas exteriores penetren en la instalación y las exteriores puedan salir sin previa depuración, y para conducir los flujos de agua de manera que no perjudiquen los trabajos mineros, se ha diseñado una red de cunetas que se muestran en la imagen siguiente:

⁴ Volumen considerado para una profundidad de llenado de 2 m. La capacidad de contención de agua del hueco de la corta puede superar alturas de más de 6 m de lámina de agua sin llegar a rebosar.

⁵ Suma de los caudales producidos en las cuencas 2.1, 2.2 y 2.3.

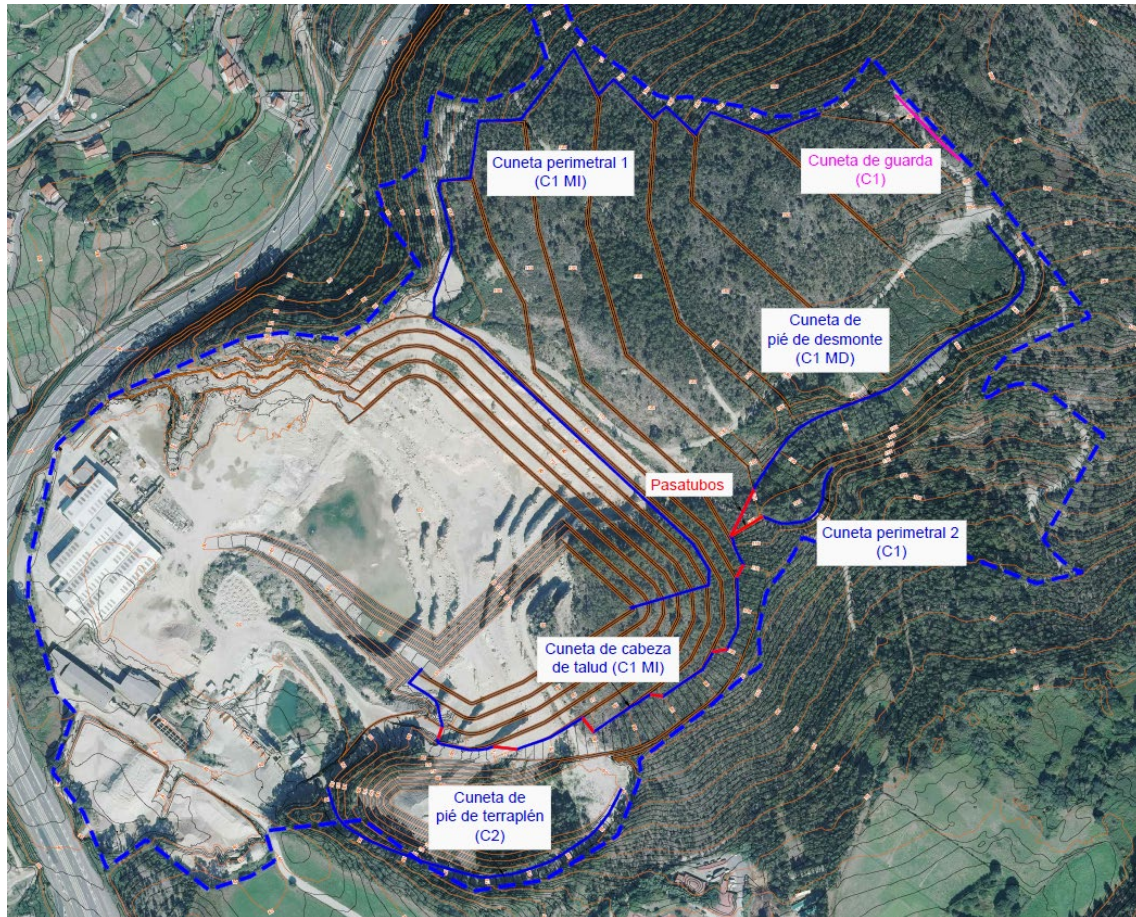


IMAGEN 3-20: RED DE CUNETAS DISEÑADA PARA LA RECOGIDA DE AGUAS. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA.

Las cunetas, en función de su situación y del agua que evacúen, serán:

- **Perimetrales:** Se sitúan en aquellas zonas donde existe la posibilidad de que las aguas interiores salgan de las instalaciones sin depurar. Recogen las aguas de escorrentía del interior de la cantera y las conducen hasta un sistema de depuración; en este caso, balsas de decantación. Este tipo de cunetas las tendremos en la cuenca 1, en la parte noroeste, y en la zona este.
- **De guarda:** Se sitúan en aquellos puntos en los que existe riesgo de entrada de agua de escorrentía limpia desde el exterior al interior de la cantera. Recogen el agua de escorrentía limpia y la sacan de las instalaciones para evitar que se contamine. En este caso, será necesario colocar una cuneta con esta función en la parte superior de la autorización.
- **De pie de terraplén:** Recogen las aguas procedentes del talud del relleno bajo el que se sitúan, y las conducen hacia las balsas de decantación. En este

caso, esta tipología está situada en el pie del relleno del hueco sur, paralelo a la pista de acceso al mismo. Debido a la pendiente de este acceso, que es hacia la cuneta, también recoge las aguas de escorrentía que bajen por el mismo, evitando que salgan fuera.

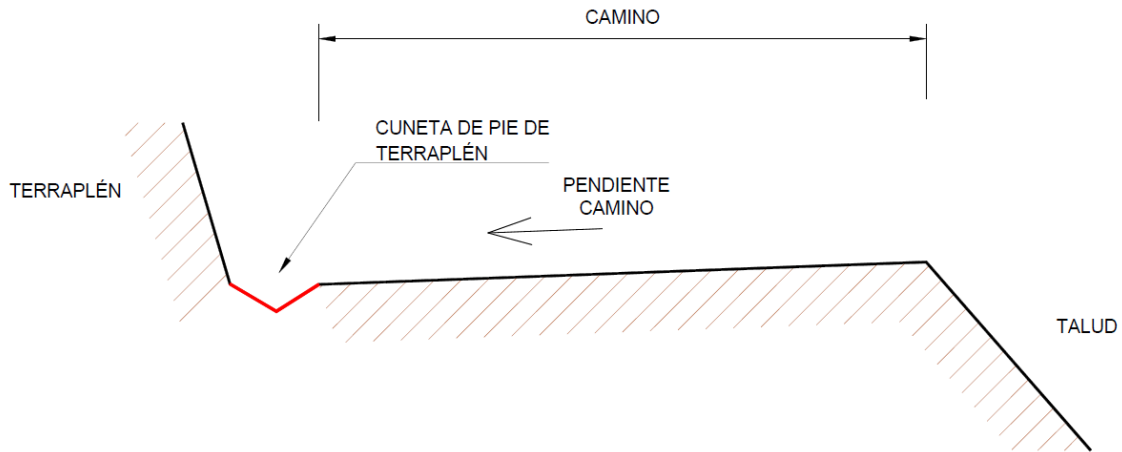


IMAGEN 3-21: ESQUEMA DE SITUACIÓN DE CUNETA DE PIE DE TERRAPLÉN PARALELA AL CAMINO. FUNTE: ESMIN INGENIERIA.

- **De coronación de desmonte:** Recogen las aguas procedentes de la cabeza de un talud para evitar que corran libres por el mismo. En este caso, este tipo de cuneta se sitúa en la cabeza del grupo de bancos de la zona sur de la cuenca 1. Transcurre paralela al camino de acceso a los mismos, y debido a la pendiente que se le da al camino, hacia la cuneta, recoge también las aguas de escorrentía que bajen por el mismo, evitando que corran libres.

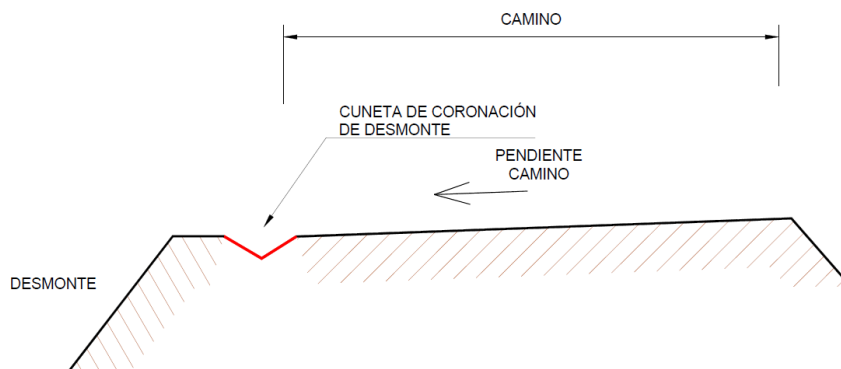


IMAGEN 3-22: ESQUEMA DE SITUACIÓN DE CUNETA DE CORONACIÓN DE DESMONTE PARALELA AL CAMINO. FUNTE: ESMIN INGENIERIA.

3.1.4.1 TIPOS DE CUNETAS

De forma general las cunetas pueden ser excavadas en el terreno y podrán ser revestidas si las características del terreno lo requiriesen. En todo caso mantendrán siempre una pendiente superior al 0,2%.

La forma de la sección transversal normalmente es de los siguientes tipos:

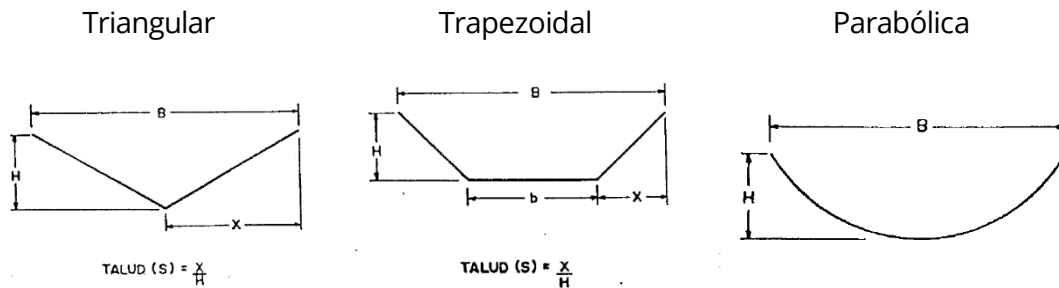


IMAGEN 3-23: TIPOS DE CUNETAS. FUENTE: IGME

3.1.4.2 DIMENSIONAMIENTO HIDRÁULICO

Para el dimensionamiento hidráulico se selecciona el tipo de sección y se emplean dos expresiones básicas:

$$S_{min} = \frac{Q}{v_{max}}$$

Donde:

- S_{min} es la sección mínima teórica (m^2)
- Q es el caudal máximo previsible en la sección de desagüe (m^3/s)
- v_{max} es la velocidad máxima admitida (m/s)

Y, por otro, la fórmula de Manning:

$$v = \frac{1}{n} \cdot R^{\frac{2}{3}} \cdot i^{\frac{1}{2}}$$

Donde:

- v es la velocidad del agua (m/s)
- i es la pendiente longitudinal del canal (m/m)
- n es el número de Manning según el tipo de revestimiento.

- R es el radio hidráulico (m), relación entre el área mojada y el perímetro mojado.

Las cunetas se dimensionan para que su capacidad hidráulica sea superior al caudal de proyecto, caudal máximo para el período de retorno considerado, de forma que permita evacuar el volumen de agua necesario y sin que ésta se dañe.

Se realizan los cálculos para dimensionar la cuneta que permita que el agua se evacúe de forma natural y pueda evacuar el caudal de diseño. En cualquier caso, es importante garantizar, por un lado, que no habrá problemas de erosión y por otro, que no habrá deposición de sedimentos en la misma, esto último produciría un mal funcionamiento de la cuneta y por tanto no cumpliría su objetivo.

Para ello, hay que tener en cuenta que la velocidad mínima de circulación de agua por las cunetas debe ser 0,25 m/s, y la máxima, dependerá del revestimiento según la siguiente tabla:

TABLA 3.2.- VELOCIDAD MÁXIMA DEL AGUA V_{Max} (m/s)

Naturaleza de la superficie	Máxima velocidad admisible (m/s)
Terreno sin vegetación arenoso o limoso	0,20-0,60
Terreno sin vegetación arcilloso	0,60-0,90
Terreno sin vegetación en arcillas duras y margas blandas	0,90-1,40
Terreno sin vegetación en gravas y cantos	1,20-2,30
Terreno parcialmente cubierto de vegetación	0,60-1,20
Terreno con vegetación herbácea permanente	1,20-1,80
Rocas blandas	1,40-3,00
Mampostería, rocas duras	3,00-5,00
Hormigón	4,50-6,00

Nota: Además de las variaciones debidas al distinto comportamiento de los materiales comprendidos en las categorías genéricas de esta tabla, los valores superiores son admisibles para situaciones esporádicas, mientras que los valores más bajos son para situaciones frecuentes.

IMAGEN 3-24: VELOCIDAD MÁXIMA DEL AGUA EN CUNETAS. FUENTE: INSTRUCCIÓN DE CARRETERAS

La pendiente mínima de la cuneta, que a priori vendrá definida por la topografía del terreno, será del 0,2 %. Esta pendiente se forzará, si fuese preciso, en los puntos necesarios de forma que dirijan el agua a las zonas deseadas.

3.1.4.2.1 CÁLCULO DEL CAUDAL DE DESAGÜE DE LAS CUENCAS

En el caso de la **cuenca 1**, tenemos dos cunetas a ambos lados, por lo que para cada una de ellas supondremos la mitad del caudal recogido por la cuenca.

En este caso:

$$Q_{\text{Cuenca 1}} = 2,45 \text{ m}^3/\text{s}$$

Por lo que:

$$Q_{\text{diseño}} = 1,22 \text{ m}^3/\text{s}$$

Por tanto en el caso de la cuenca 1, usaremos el caudal de diseño de 1,225 m³/s para el cálculo de sus cunetas.

En el caso de la **cuenca 2**, la única cuneta que debemos calcular es la situada al pie del talud del relleno del hueco sur, que va paralela a la pista de acceso a esta zona.

Para el cálculo de esta cuneta, usaremos el caudal aportado por la subcuenca 2.2 que es en la que se sitúa la cuneta.

Por tanto:

$$Q_{\text{Cuenca 2}} = 0,44 \text{ m}^3/\text{s} = Q_{\text{diseño}}$$

3.1.4.2.2 DIMENSIONAMIENTO DE CUNETAS DE LA CUENCA 1

Para el dimensionamiento de las cunetas de la cuenca 1, cogemos la más desfavorable de todas las que tenemos. En este caso, sería la cuneta situada en el margen derecho (C1 MD), paralela al camino de ascenso hacia los diferentes bancos desde el hueco de corta.

Los condicionantes de esta cuneta son las siguientes:

Cuenta C1 MD				
Pendiente longit. i	Cota máx. (m)	Cota mín. (m)	L (m)	Q _{CÁLCULO} (m³/s)
0,12	153	55	845	1,22

TABLA 3-19: CONDICIONANTES DE CUNETA DE CÁLCULO.

Las cunetas se diseñan para que pueda evacuar el caudal de diseño calculado en el proyecto.

Se proponen unas cunetas excavadas en roca con sección triangular. En este caso se puede asimilar a un terreno sin vegetación en gravas y cantos.

El resultado del dimensionamiento es el siguiente:

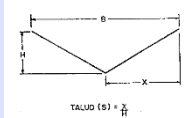
Sección	Cuneta	
TRIANGULAR 	B (m)	1,20
	H (m)	0,75
	X (m)	0,60

TABLA 3-20: DIMENSIONES DE LA SECCIÓN DE LAS CUNETAS DE LA CUENCA 1

Con estos datos se realiza la comprobación hidráulica de las mismas. Debe cumplir simultáneamente dos condiciones:

- La capacidad hidráulica, del elemento para la sección llena debe ser mayor que el caudal de diseño.
- La velocidad media del agua para el caudal de diseño debe ser menor que la que produce daños en el elemento de drenaje, en función del material constitutivo.

Por tanto:

COMPROBACIÓN DE LA CUNETA			
Cuneta	Caudal diseño (m³/s)	Caudal máximo cuneta (m³/s)	Cumple
	1,22	1,55	SI
	Velocidad máx. permitida (m/s)	Velocidad del agua en la cuneta (m/s)	Cumple
	3,0-5,0	3,45	SI

TABLA 3-21: COMPROBACIÓN DE LAS CUNETAS DE LA CUENCA 1

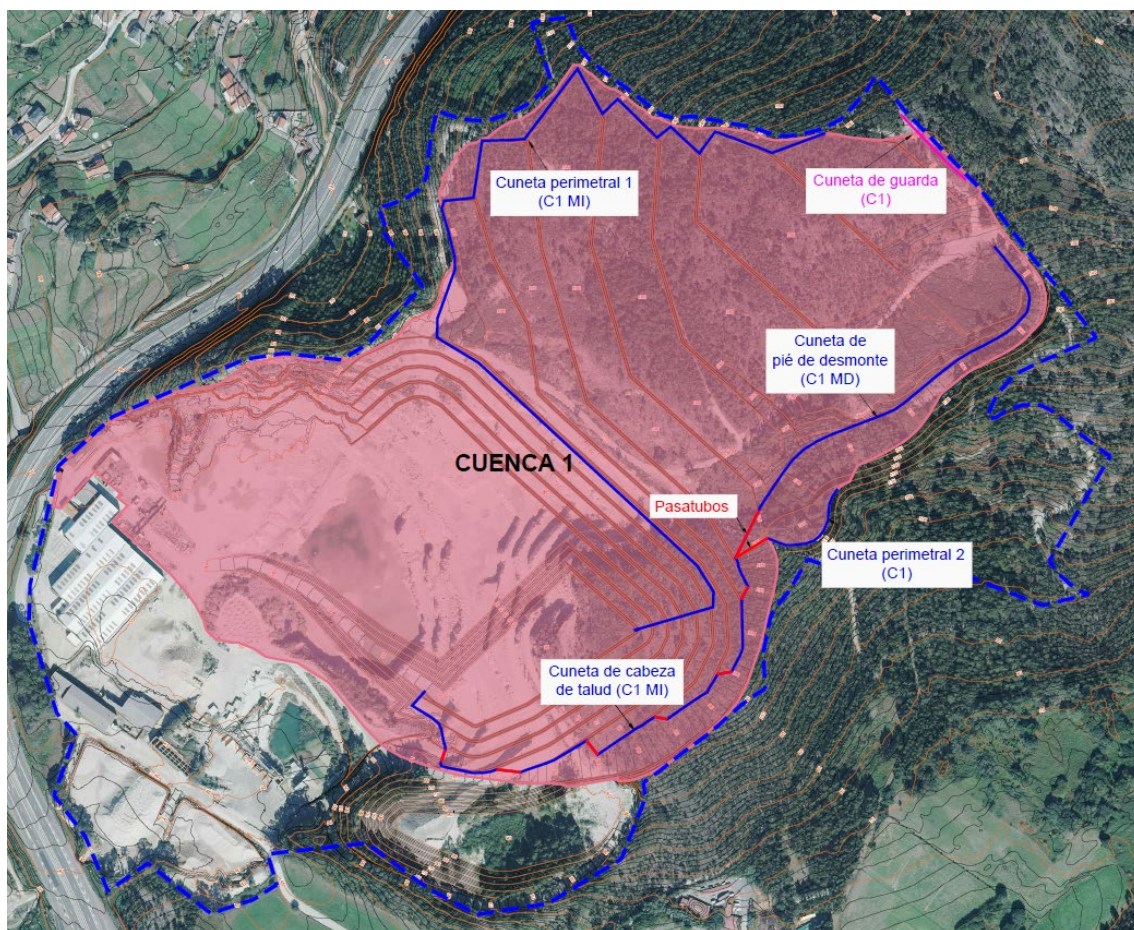


IMAGEN 3-25: CUNETAS PROYECTADAS PARA LA CUENCA 1

3.1.4.2.3 DIMENSIONAMIENTO DE CUNETAS DE LA CUENCA 2

Como ya se comentó en párrafos anteriores, la única cuneta que se prevé es la situada en el pie del relleno del hueco sur, paralela al camino que lleva a la cota más alta del mismo.

Los condicionantes de esta cuneta son las siguientes:

Cuenta C2				
Pendiente longit. i	Cota máx. (m)	Cota mín. (m)	L (m)	Q _{CÁLCULO} (m³/s)
0,12	90	50	330	0,44

TABLA 3-22: CONDICIONANTES DE CUNETA DE CÁLCULO.

Al igual que para la cuenca 1, se proponen unas cunetas excavadas en roca con sección triangular.

El resultado del dimensionamiento es el siguiente:

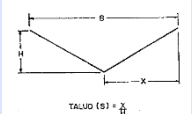
Sección	Cuneta	
TRIANGULAR 	B (m)	0,80
	H (m)	0,40
	X (m)	0,40

TABLA 3-23: DIMENSIONES DE LA SECCIÓN DE LA CUNETA DE LA CUENCA 2.

Con estos datos se realiza la comprobación hidráulica de las mismas. Debe cumplir simultáneamente dos condiciones:

- La capacidad hidráulica, del elemento para la sección llena debe ser mayor que el caudal de diseño.
- La velocidad media del agua para el caudal de diseño debe ser menor que la que produce daños en el elemento de drenaje, en función del material constitutivo.

Por tanto:

COMPROBACIÓN DE LA CUNETA			
Cuneta	Caudal diseño (m³/s)	Caudal máximo cuneta (m³/s)	Cumple
	0,44	0,46	SI
	Velocidad máx. permitida (m/s)	Velocidad del agua en la cuneta (m/s)	Cumple
	3,0-5,0	2,88	SI

TABLA 3-24: COMPROBACIÓN DE LA CUNETA DE LA CUENCA 2.

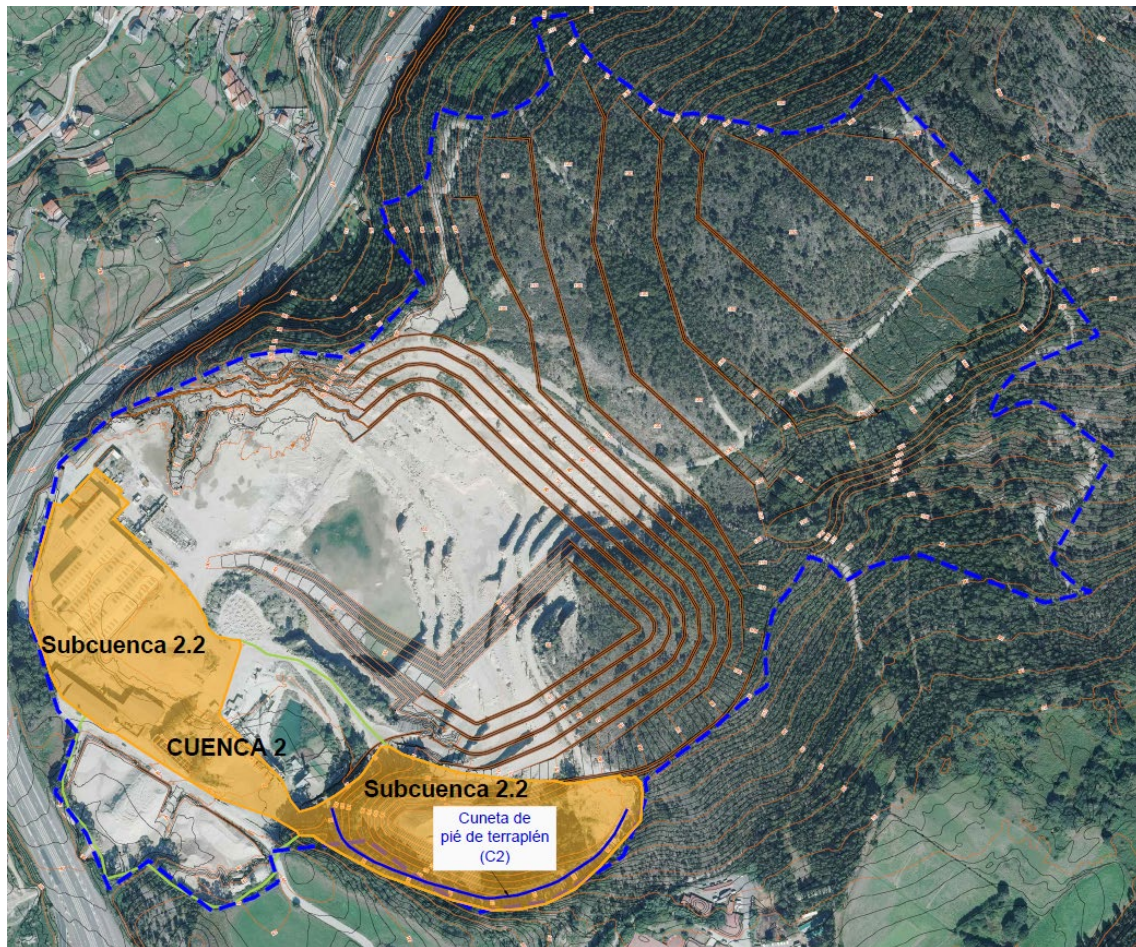


IMAGEN 3-26: CUNETA PROYECTADA PARA LA CUENCA 2

3.1.5 PUNTOS DE VERTIDO

Las diferentes cuencas que recogen las aguas en la zona de la instalación vierten finalmente en dos puntos de vertido diferenciados. Por una parte, las aguas que caen en la Cuenca 1, que son tratadas a través de la Balsa 1, y por otra las recogidas por la Cuenca 2 que son tratadas en la Balsa 2 o grupo de balsas exterior.

En la **autorización de vertido de fecha 7 de noviembre de 2024** se indican las coordenadas UTM de los puntos de vertido al dominio público de aguas residuales precedentes de las citadas instalaciones:

- Las aguas residuales industriales y de escorrentía depuradas procedentes de la Cuenca 1, se conecta a la red de drenaje de la autopista AG-55 el punto de coordenadas UTM (ETRS89): X=542.551; Y=4.795.636, que acaba

vertiendo al río Seixedo en el punto de coordenadas UTM (ETRS89): X=542.388; Y=4.795.266.

- Las aguas residuales industriales y de escorrentía depuradas procedentes de la Cuenca 2, se vierten en el punto de coordenadas UTM (ETRS89): X= 542.394; Y=4.795.267, incorporándose al río Seixedo en el punto de coordenadas UTM (ETRS89): X=542.388; Y=4.795.266.

CUENCA	Coordenadas UTM (ETRS89)			
	Punto de Vertido		Punto de Incorporación al Río Seixedo	
	X	Y	X	Y
Cuenca 1	542.551	4.795.636	542.388	4.795.266
Cuenca 2	542.394	4.795.267	542.388	4.795.266

TABLA 3-25: PUNTOS DE VERTIDO Y DE INCORPORACIÓN AL RÍO SEIXEDO.

3.1.5.1 DISPOSICIONES CONSTRUCTIVAS

3.1.5.1.1 Balsa 1 y evacuación de las aguas

La Balsa 1 está excavada en la propia roca y es parte del hueco inundable de la explotación, bajo un nivel sobre el cual no se explota.

Como aclaración sobre los datos del terreno sobre el que se almacena el agua cabe indicar que:

Si bien estamos ante un terreno permeable en todo el perímetro que circunscribe al hueco de explotación, el macizo rocoso presente en las cotas más bajas de la explotación sobre el cual se ha excavado directamente la balsa, es un macizo granítico que presenta una baja fracturación y por tanto, es un material sano y escasamente permeable, que lo dota de las características adecuadas para realizar la labor de depuración de las aguas como balsa de decantación natural.

En conclusión, esta balsa está excavada sobre roca, no sobre suelo, el suelo queda a una cota superior a la que pueda llegar a formar la lámina de agua, además, hay que tener en cuenta que la balsa generada puede llegar a albergar un volumen de agua muy superior al que realmente se necesita.

El agua del hueco de la corta será evacuada por medio de una bomba que se accionará a demanda, la tubería es la indicada por el fabricante del equipo. En este caso, el diámetro de la tubería empleado es de 2". Al tratarse de una tubería flexible y aérea se dirige hacia la zona noroeste de la parcela donde continúa mediante una tubería soterrada de PVC de 3" de diámetro, suficiente para la capacidad aportada por la bomba instalada. De esta tubería se lleva a una arqueta y de ahí se conduce en tubo de PVC de igual diámetro hasta la arqueta situada en el pie de la cuneta de la carretera.

En el plano adjunto se indica el recorrido del agua, desde la salida de la balsa hasta la arqueta de punto de vertido, y las longitudes de las tuberías empleadas.



IMAGEN 3-27: RECORRIDO DEL AGUA DESDE EL HUECO HASTA EL PUNTO DE VERTIDO



IMAGEN 3-28: IMAGEN DEL PUNTO DE VERTIDO (EN ARQUETA PREEXISTENTE)

Una vez en la arqueta, el agua se incorpora a la red de drenaje existente (de la que se desconocen las características concretas), continúa soterrada, en tubería de hormigón, atravesando la carretera (rúa Agoeiros) de manera transversal. A continuación se incorpora al drenaje de la autopista con características desconocidas.



IMAGEN 3-29: TUBO DE DRENAJE TRANSVERSAL A LA RÚA AGOEIROS BAJO EL QUE CIRCULAN LAS AGUAS TRAS INCORPORARSE AL PUNTO DE VERTIDO. .IMAGEN EXTRAÍDA DE GOOGLE EARTH.

Tras cruzar la carretera, el agua continúa de forma soterrada atravesando la autovía AG- 55 bajo el paso inferior hasta un camino que inicia al noreste, en Vilarrodís, (rúa Monte) y discurre paralelo a la autovía.

Tras cruzar el camino, también de forma soterrada, las aguas, al igual que las aguas de drenaje de la autovía, se incorporan de forma libre al cauce más próximo, en este caso, el arroyo do Seixedo, en un punto de vertido de aguas existente en el que confluyen otras aguas (pluviales de las vías de circulación de la zona) y cuyas coordenadas se indican en el apartado anterior

Se desconoce la titularidad de las parcelas que atraviesa, por lo que no se contempla su canalización hasta el arroyo.

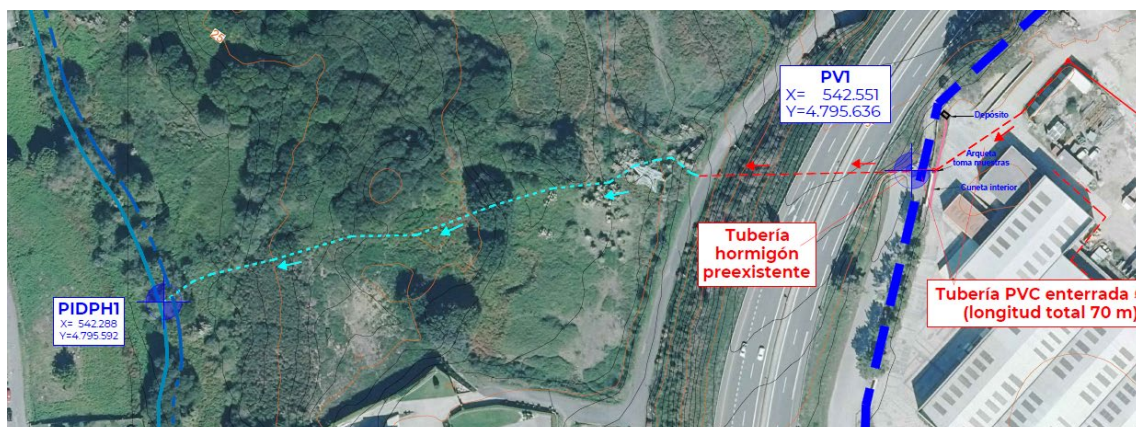


IMAGEN 3-30: RECORRIDO DEL AGUA DESDE EL PUNTO DE VERTIDO HASTA EL PUNTO DE CONEXIÓN CON EL RÍO SEIXEDO.

3.1.5.1.2 Balsa 2 y EVACUACIÓN DE LAS AGUAS

En cuanto al conjunto de balsas que constituyen la Balsa 2, situadas en el exterior de las instalaciones, están construida mediante muros de hormigón y separadas en tres vasos comunicados por rebose de tal forma que se vaya decantando en compartimentos en función de la granulometría de las partículas. Esta disposición favorece la depuración de las aguas.



IMAGEN 3-31: GRUPO DE BALSAS DE DECANTACIÓN FINAL. FUENTE: ESMIN INGENIERÍA

Como ya se ha mencionado en apartados anteriores, las aguas que llegan a este grupo de balsas final, proceden de las aguas de escorrentía de la cuenca C2, que abarcan las zonas de planta, báscula y acopios, así como el eventual rebose del sistema de balsas de proceso de la planta. Estas aguas se recogen en los depósitos intermedios 2.1, 2.2 y 2.3, interconectados entre sí y cuyas aguas son conducidas hasta este grupo final de balsas de decantación.

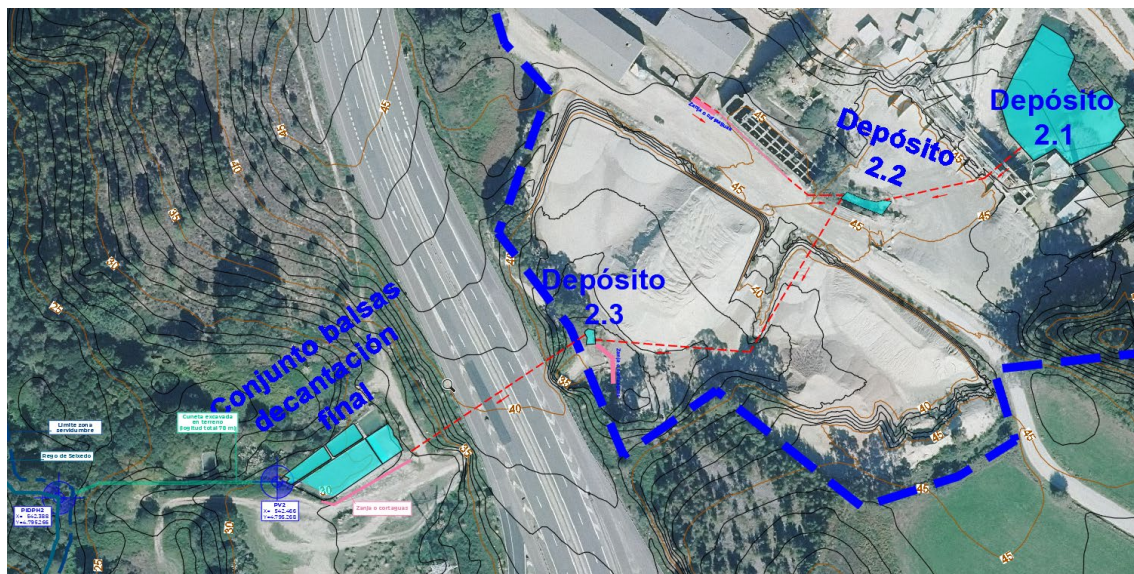


IMAGEN 3-32: RECORRIDO DE LAS AGUAS RECOGIDAS EN LOS DISTINTOS DEPÓSITOS DE LAS SUBCUENCAS DE LA CUENCA 2, CONDUCTIDOS POSTERIORMENTE AL GRUPO DE BALSAS FINAL.

3.1.5.2 CALIDAD Y CONTROL DE LOS VERTIDOS

Tal y como se indica en la autorización de vertido del 7 de noviembre de 2024, mensualmente se tomarán muestras del agua procedente de las dos cuencas definidas que serán analizadas mediante una Entidad Colaboradora de la Administración Hidráulica (ECA), existiendo, para los resultados, los siguientes límites:

PARÁMETRO	VALOR LÍMITE	PERIODICIDAD
PH. (ud. PH)	5,5 – 9,5	Mensual
Materias sedimentables (mL/L)	0,5	Mensual
Sólidos en suspensión (mg/L)	80	Mensual
DQO (mg/L)	160	Mensual
Aceites y grasas (mg/L)	20	Mensual
Hidrocarburos totales de petróleo (mg/L)	5	mensual

TABLA 3-26: LÍMITES MÁXIMOS EN LOS VERTIDOS Y FRECUENCIA DE CONTROL EN LAS ARQUETAS DE TOMA DE MUESTRAS.

El resultado de los análisis se remitirá mensualmente a Augas de Galicia.

3.1.5.3 CALIDAD Y CONTROL DEL MEDIO RECEPTOR

Con independencia de los medios establecidos, y siguiendo las indicaciones de la autorización de vertido del 7 noviembre de 2024, en el medio receptor se deberán cumplir los valores de calidad de agua establecidos en la siguiente legislación:

- Plan Hidrológico de la demarcación hidrográfica Galicia Costa, aprobado por el RD 48/2023 del 24 de enero.

- Anexo I del RD 1341/2007 del 11 de octubre, sobre la gestión de la calidad de las aguas de baño.
- Anexos IV y V del RD 817/2015 del 11 de septiembre, por el que se establecen los criterios de seguimiento y evaluación del estado de las aguas superficiales y las normas de calidad ambiental; norma de calidad ambiental para las sustancias prioritarias y otros contaminantes, y normas de calidad ambiental para sustancias preferentes.

Se hará un control del río Seixedo en los puntos indicados en la autorización de vertido indicada, contralando los parámetros indicados en la siguiente tabla, junto con la periodicidad de la toma de muestras:

PARÁMETRO	PERIODICIDAD
PH. (ud. PH)	Semestral*
Sólidos en suspensión (mg/L)	
DQO (mg/L)	
Oxígeno disuelto (mg/L de O ₂)	
Aceites y grasas (mg/L)	

*La muestra en el medio receptor se hará coincidir con el control mensual del vertido de aguas residuales industriales y de escorrentía depuradas correspondiente.

TABLA 3-27: LÍMITES MÁXIMOS EN LOS VERTIDOS Y FRECUENCIA DE CONTROL EN EL RÍO SEIXEDO

Las muestras serán analizadas mediante una Entidad Colaboradora de la Administración Hidráulica (ECA).

El resultado de los análisis se remitirá semestralmente a Augas de Galicia.

3.1.6 GESTIÓN DE LOS RESIDUOS GENERADOS EN EL TRATAMIENTO DE LAS AGUAS

Los lodos, residuos sólidos y semisólidos generados en las instalaciones de depuración de aguas residuales serán retirados cuando sea necesario por un gestor autorizado por la Consellería de Medio Ambiente e Cambio Climático.

3.2 Asimilables a usos domésticos

El recinto cuenta con instalaciones de saneamiento para el aseo de los trabajadores. Las aguas residuales producidas en baños y aseos son acumuladas en dos fosas estancas construidas en hormigón. Las dimensiones de las fosas son las siguientes:

	Fosa 1. Área taller	Fosa 2. Antigua nave de pulido
Dimensiones (m)	16,5 x 5 x 3	11 x 6 x 3,6
Capacidad (volumen máx. de retención) m³	247,5	237,5

TABLA 3-28: DIMENSIONES DE LAS FOSAS SÉPTICAS ESTANCAS EXISTENTES

Las aguas fecales son acumuladas en estos depósitos hasta su vaciado realizado por gestor autorizado. Se adjuntan actas de inspección de la estanqueidad de las fosas, así como registros de entrega de los efluentes a gestor.

En la siguiente imagen se indica la ubicación de las fosas. La primera retiene las aguas procedentes de los aseos y baños del taller y la segunda las procedentes de los de la antigua nave de pulido, en actual desuso.



IMAGEN 3-33: IMAGEN AÉREA DE LA ZONA DE UBICACIÓN DE LAS FOSAS SÉPTICAS ESTANCAS. FUENTE: GOOGLE EARTH

En el interior de las edificaciones se encuentran las instalaciones para el aseo del personal que se componen de lavabos, inodoros y duchas.

Teniendo en cuenta lo indicado en el código técnico de edificación (DB HS 5 Evacuación de aguas), se adjudica un número de unidades de desagüe por cada aparato sanitario en función de su uso, en este caso y teniendo en cuenta lo indicado en la tabla 13, se obtienen las siguientes cantidades:

Zona	Elementos	Nº ud.	Unidades de desagüe (UD)	Total UD
Taller	Lavabos	6	6	18
	Inodoros	2	8	
	Duchas	2	4	
Antigua nave de pulido	Lavabos	4	4	16
	Inodoros	2	8	
	Duchas	2	4	

TABLA 3-29: ELEMENTOS DE ASEO Y UNIDADES DE DESAGÜE

Tabla 4.1 UD's correspondientes a los distintos aparatos sanitarios

Tipo de aparato sanitario	Unidades de desagüe UD		Diámetro mínimo sifón y derivación individual (mm)	
	Uso privado	Uso público	Uso privado	Uso público
Lavabo	1	2	32	40
Bidé	2	3	32	40
Ducha	2	3	40	50
Bañera (con o sin ducha)	3	4	40	50
Inodoro	Con cisterna	4	100	100
	Con fluxómetro	8	100	100
Urinario	Pedestal	-	-	50
	Suspendido	-	-	40
	En batería	-	-	-
Fregadero	De cocina	3	40	50
	De laboratorio, restaurante, etc.	-	-	40
Lavadero	3	-	40	-
Vertedero	-	8	-	100
Fuente para beber	-	0.5	-	25
Sumidero sifónico	1	3	40	50
Lavavajillas	3	6	40	50
Lavadora	3	6	40	50
Cuarto de baño (lavabo, inodoro, bañera y bidé)	Inodoro con cisterna	7	100	-
	Inodoro con fluxómetro	8	100	-
Cuarto de aseo (lavabo, inodoro y ducha)	Inodoro con cisterna	6	100	-
	Inodoro con fluxómetro	8	100	-

IMAGEN 3-34: ADJUDICACIÓN DE UD DE DESAGÜE A CADA TIPO DE APARATO. FUENTE: DB-HS5. EVACUACIÓN DE AGUAS.

La unidad de descarga o desagüe equivale a la evacuación de 28 l/ min, es decir, 0,47 l/s. Se considera que este valor es igual a la capacidad de un lavabo estándar y permite expresar en función de esta capacidad unitaria los caudales de evacuación de los distintos aparatos.

La capacidad de evacuación en cada zona es la siguiente:

Zona	Unidades de desagüe (UD)	Capacidad de evacuación (l/s)
Taller	18	8,46
Antigua nave de pulido	16	7,52

TABLA 3-30: CAPACIDADES DE EVACUACIÓN DE LOS ELEMENTOS DE DESAGÜE

Ambas fosas tienen una capacidad de acumulación de aguas residuales en torno a 100 días (considerando 5 min diarios a descarga máxima de todos los aparatos sanitarios). No obstante, la acumulación de agua residual y, por lo tanto, el llenado de las fosas, variará en función del uso de las instalaciones. En la actualidad ha disminuido tanto el personal como parte de la actividad, por lo que, la frecuencia de vaciado es menor.

4 CONCLUSIONES

El presente informe constituye el proyecto técnico de las instalaciones de tratamiento y evacuación de las aguas residuales depuradas procedentes de la explotación Monte da Costa N°8, en el Concello de Arteixo.

La comprobación y dimensionamiento de las instalaciones se ha realizado de acuerdo con las indicaciones de la normativa vigente y el Dpto. de Vertidos de *Augas de Galicia*, organismo de cuenca competente en la zona de actuación:

Con respecto a las **aguas residuales de escorrentía**:

- Las balsas de decantación se diseñan para el período de retorno $T=10$ años, tomando los caudales obtenidos con la metodología de 5.2-IC.
- El tamaño mínimo de partículas a sedimentar será de 0,005 cm, lo que se corresponde con materiales de tipo arena muy fina y limo.
- La pluviometría media anual en la zona de proyecto es de 1.014 mm.
- Las condiciones en que se realicen los vertidos de las aguas residuales ya tratadas deben ser tales que aseguren los objetivos de calidad en el medio receptor. Para garantizar el cumplimiento de los límites de vertido con respecto al pH de las aguas se dispondrá en la explotación de reactivos con que tratar las aguas en caso de que se detecten valores por debajo de 5,5.

En cuanto a las **aguas asimilables a usos domésticos**, como ya se ha indicado, no producen vertido alguno. Se almacenan en las fosas estancas existentes y se recogen cuando se produce el llenado de estas, que, como se ha justificado anteriormente, se estima en el entorno de 100 días, por lo que se establece un procedimiento de control y verificación del nivel de llenado de estas con una periodicidad mensual. Alcanzado el 75% de llenado o superior, se procederá a su vaciado.

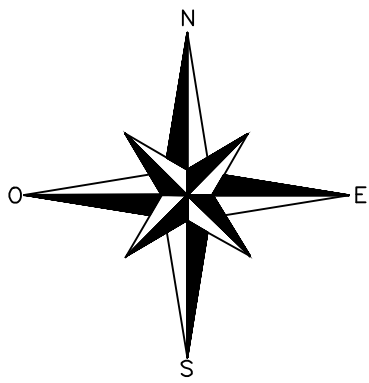
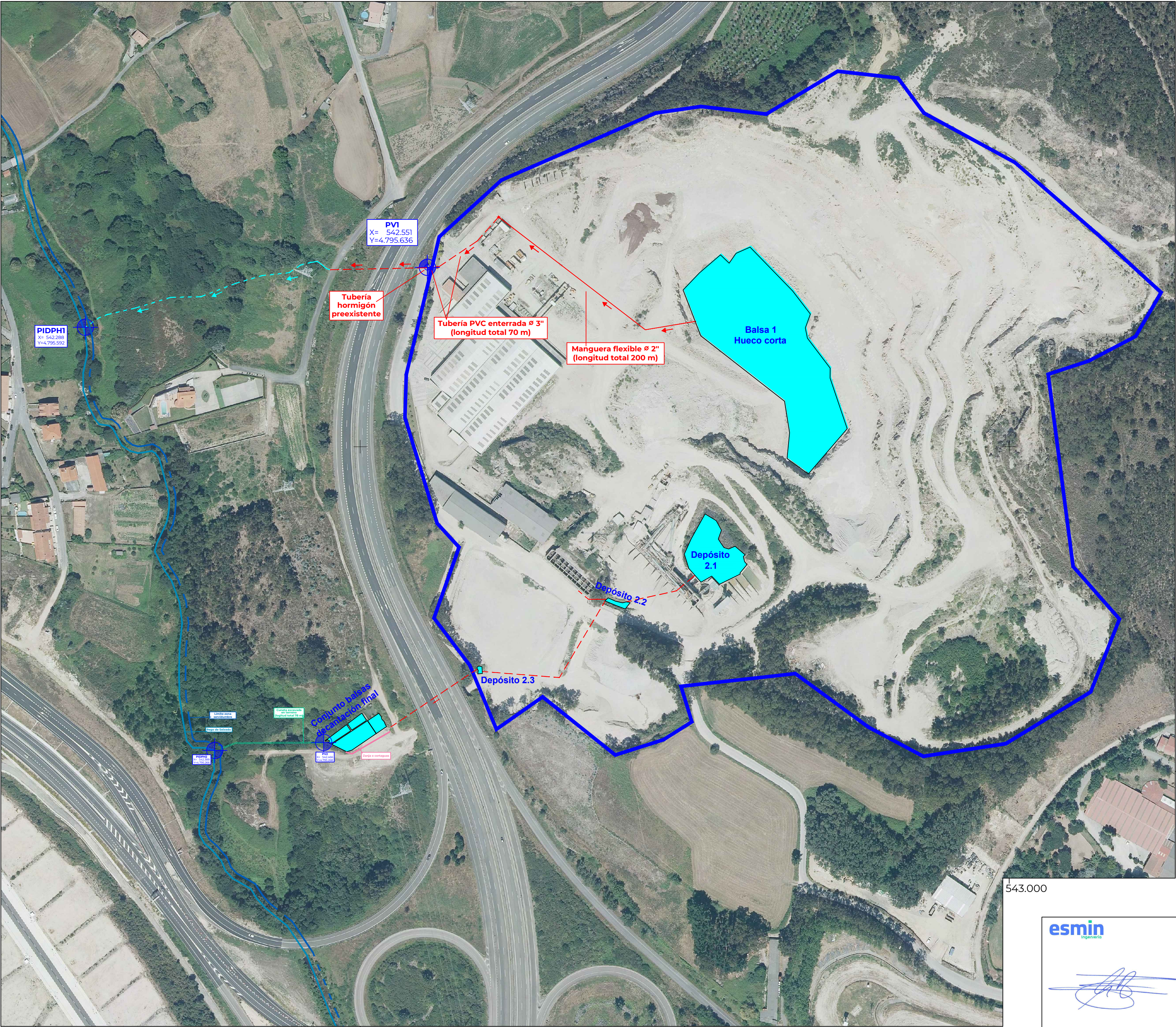
Con estos condicionantes, y cumpliendo la Normativa vigente, se ha comprobado que **los elementos de depuración instalados son suficientes.**

Pontevedra, a fecha de firma



D. Javier González Paz
Ingeniero de minas
Colegiado nº 1634 COIMNO

ANEXO V.I: PLANOS



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

4.795.750

4.795.500

4.795.250

543.000

542.250

542.500

542.750

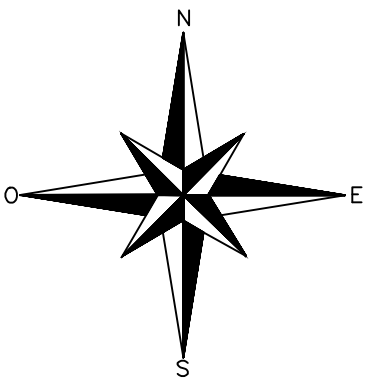
esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico	
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8	
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)
FECHA:	Mayo 2025
PLANO:	Situación Actual
E: 1/2.000	REF. 08-2025

PROYECTO

1.1



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

4.795.750

4.795.500

4.795.250

543.250

542.500

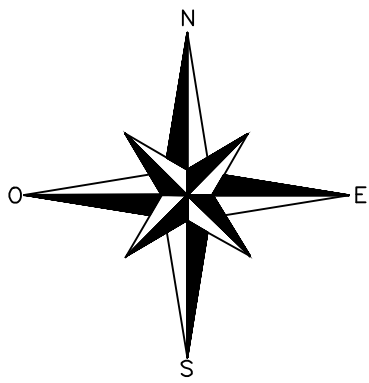
542.750

543.000

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

PROYECTO	
Anexo V : Estudio Hidrológico Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8	
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)
FECHA:	Mayo 2025
PLANO:	Situación Actual: Zonas
E: 1/2.000	REF. 08-2025

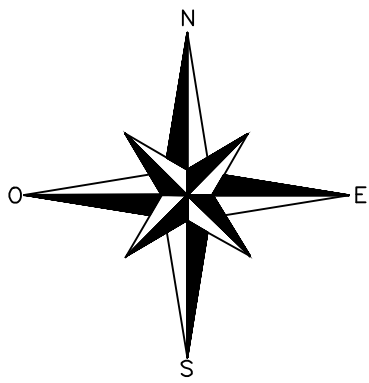
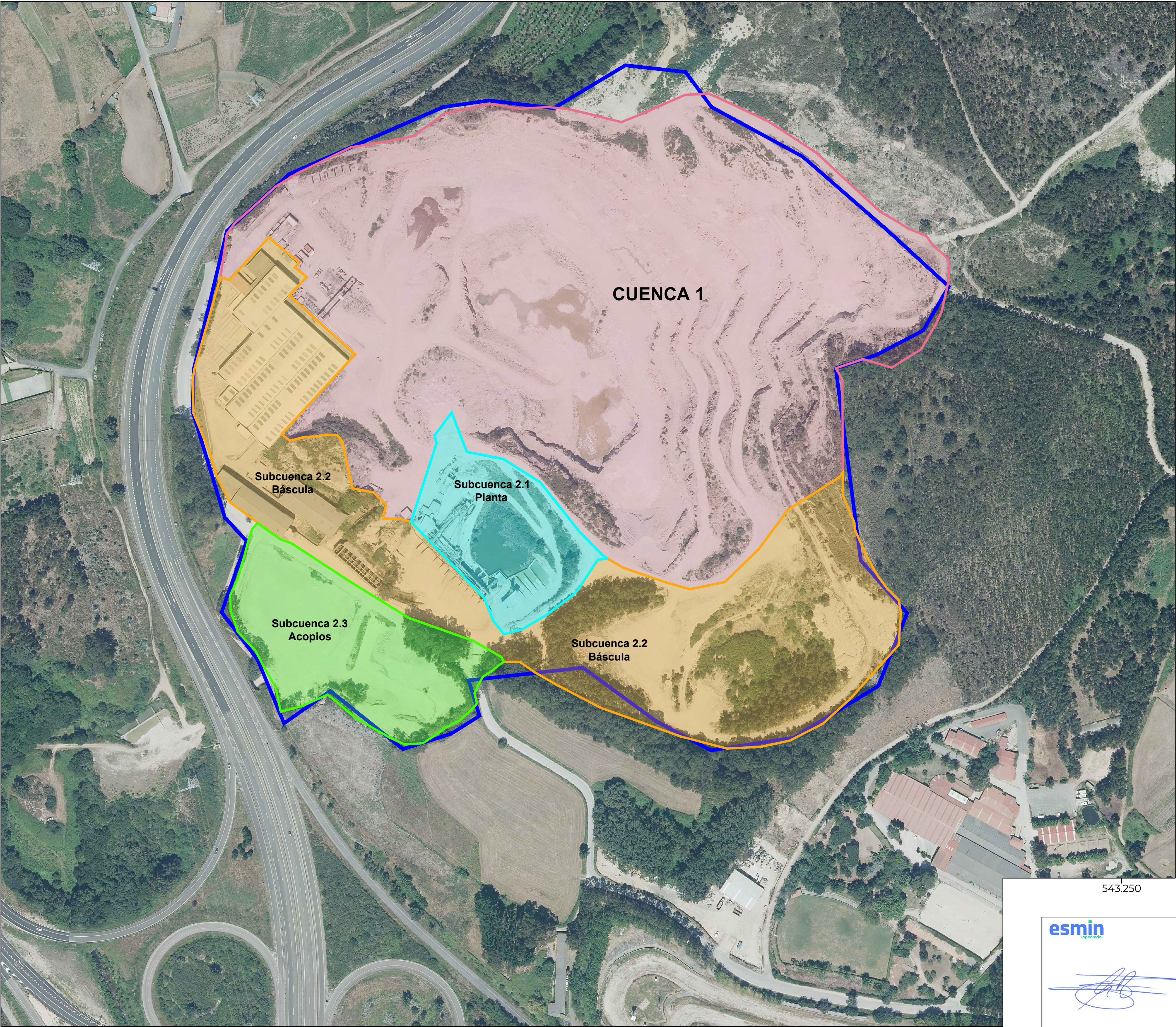


Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Mayo 2025	
PLANO:	Situación Actual: Cuencas	1.3
E:1/2.000	REF. 08-2025	



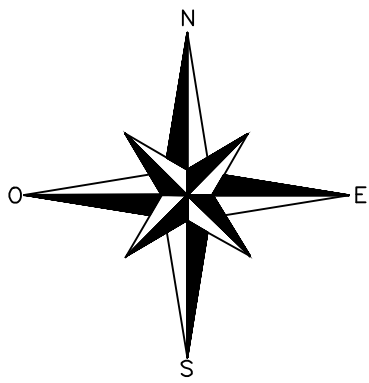
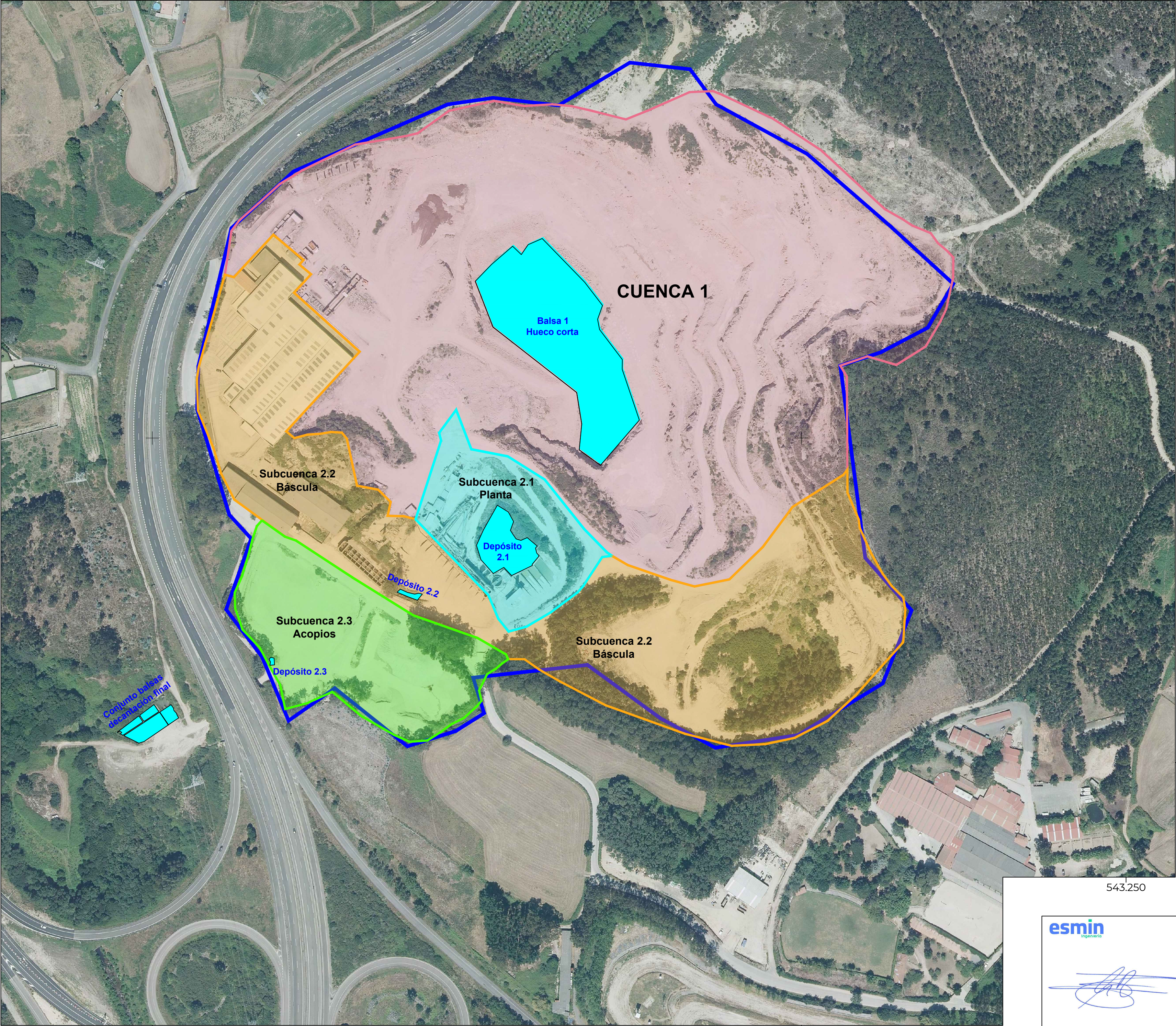
Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

543.250

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Mayo 2025	
PLANO:	Sit. Actual: Subcuencas	1.4
E: 1/2.000		
REF. 08-2025		



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

4.795.750

4.795.500

4.795.250

543.250

542.500

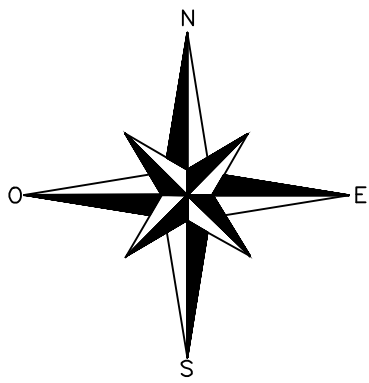
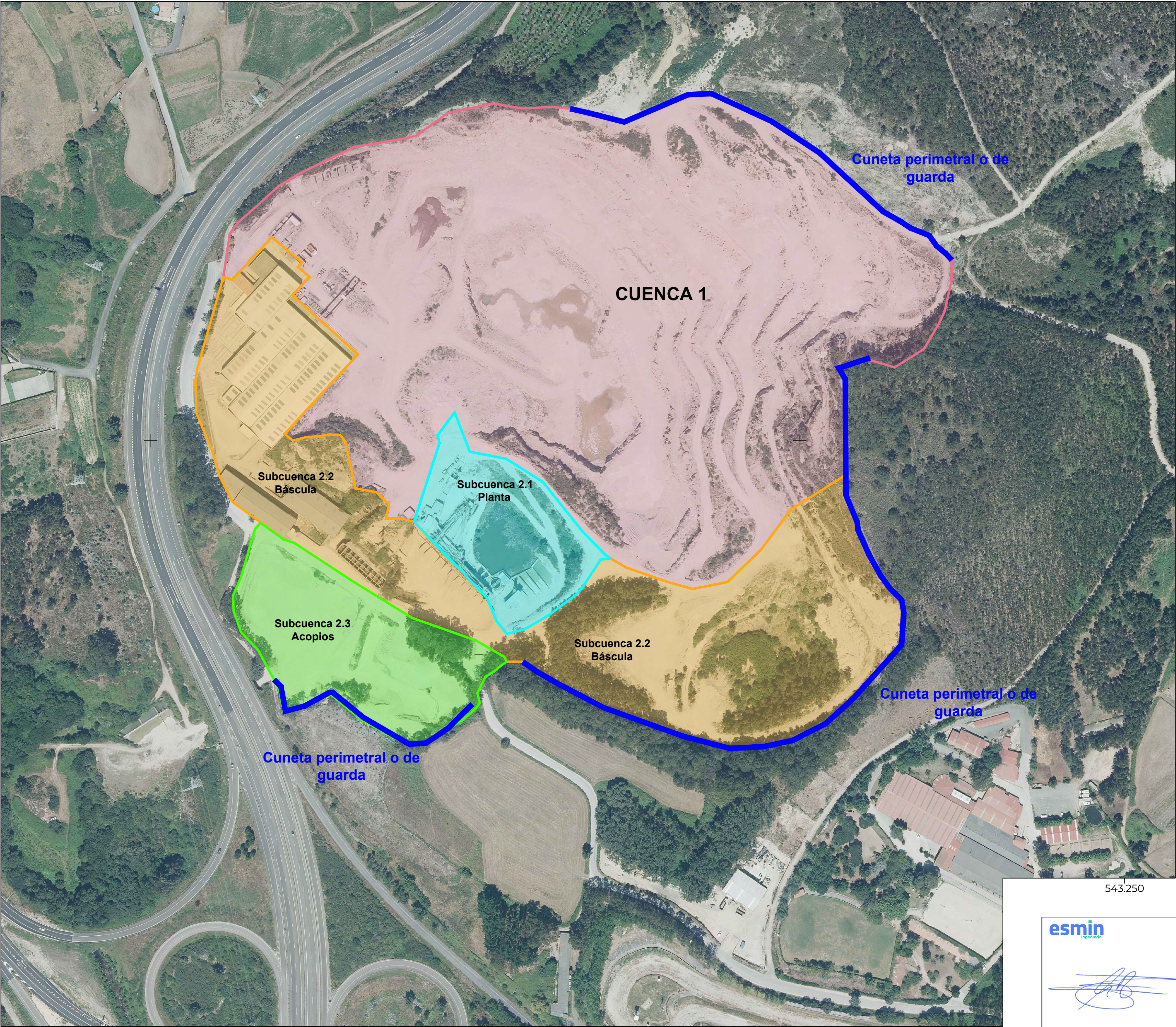
542.750

543.000

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Mayo 2025	
PLANO:	Sit. Actual: Subcuencas y balsas	1.5
E: 1/2.000	REF. 08-2025	



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

4.795.750

4.795.500

4.795.250

543.250

542.500

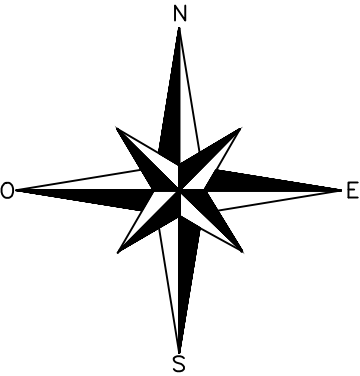
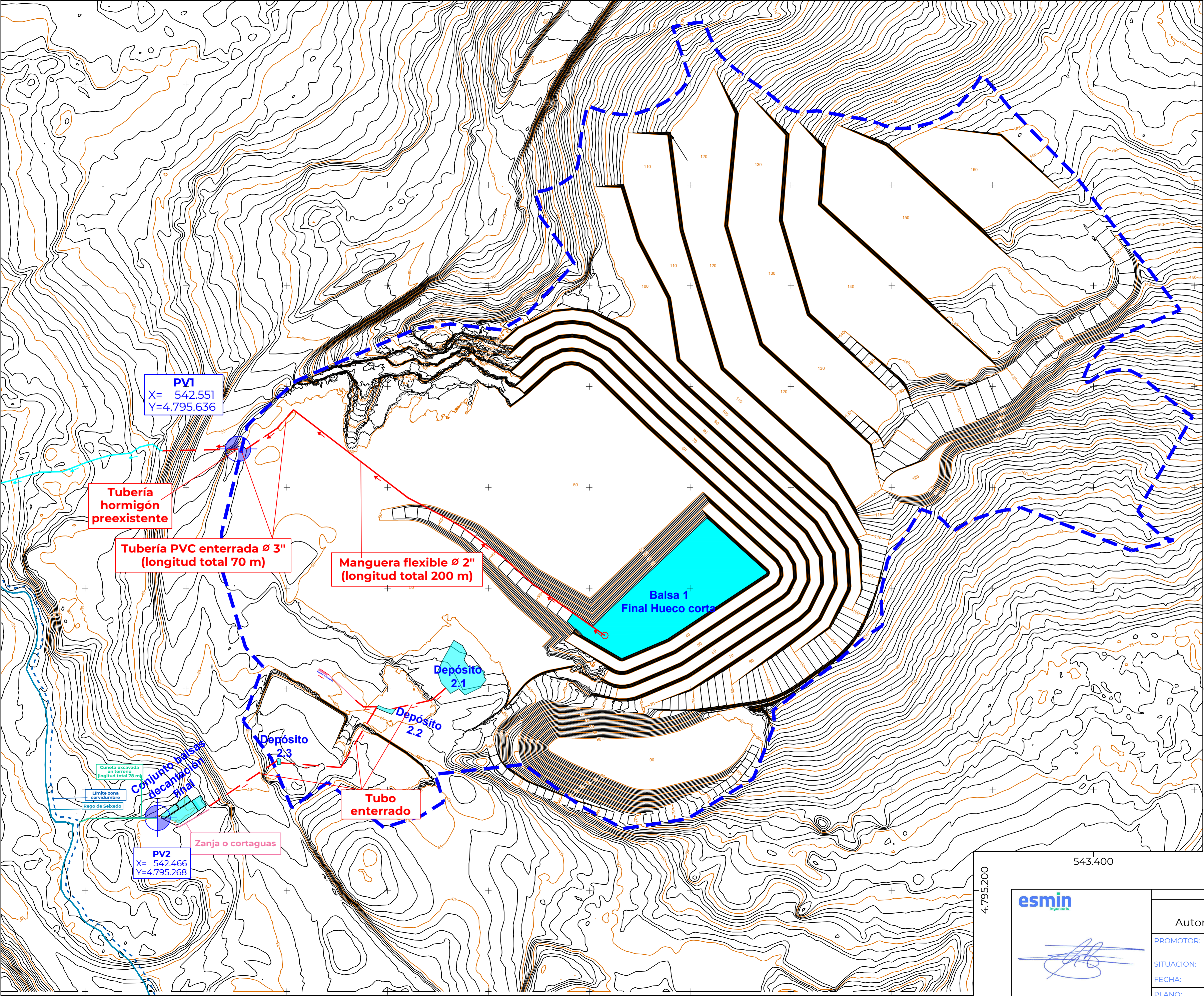
542.750

543.000

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico		PROYECTO
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8		
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.	
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)	
FECHA:	Mayo 2025	
PLANO:	Situación Actual: Cunetas	1.6
E:1/2.000	REF. 08-2025	



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

--- Delimitación final explotación

4.795.200

543.400

542.400

542.600

542.800

543.000

543.200

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.

SITUACION: Arteixo (A Coruña)

FECHA: Mayo 2025

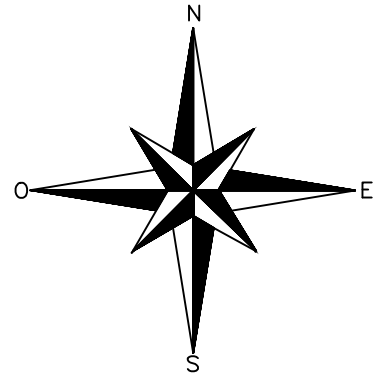
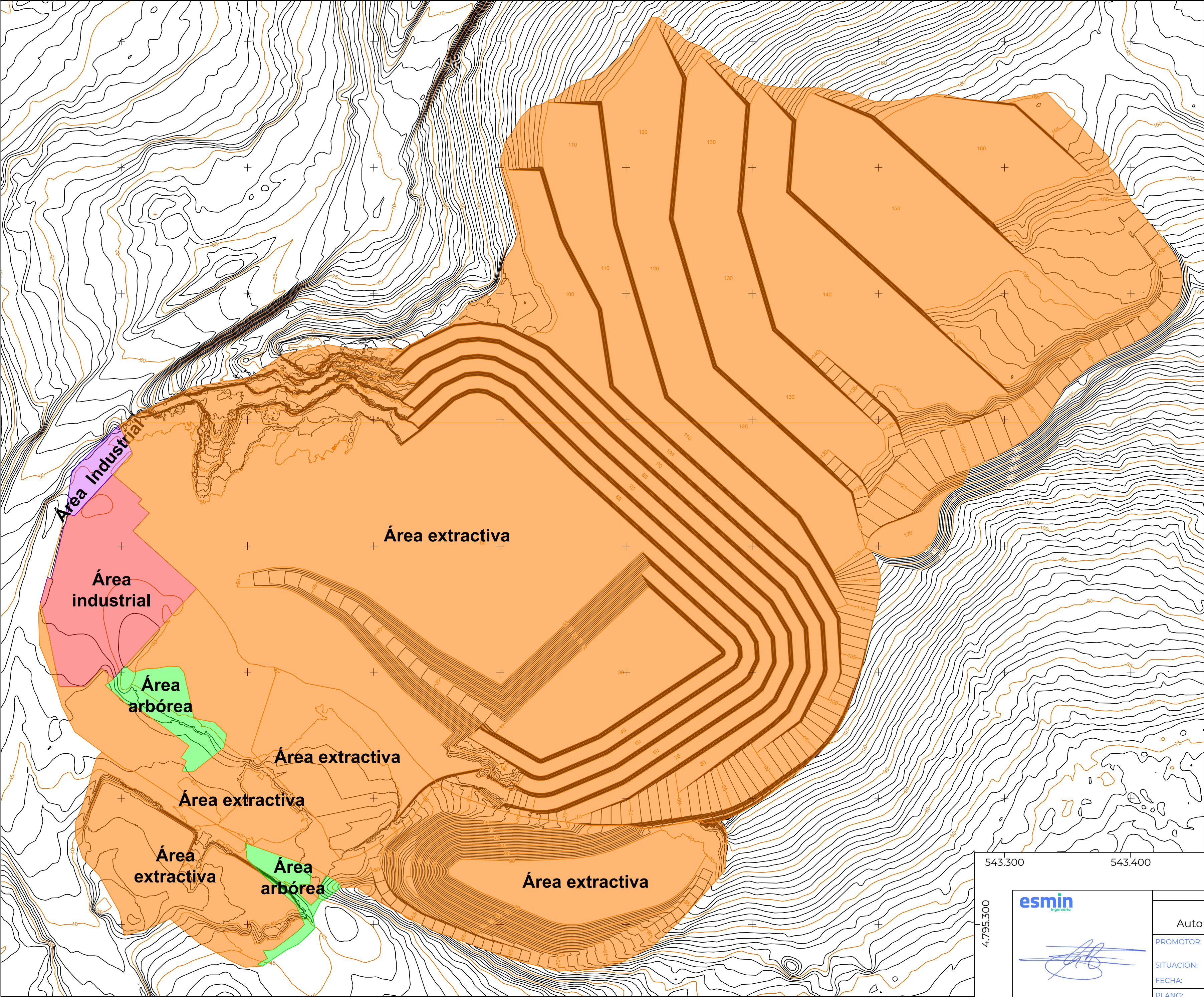
PLANO: Situación Projectada

E: 1/2.500

REF. 08-2025

PROYECTO

2.1



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

4.796.000
4.795.900
4.795.800
4.795.700
4.795.600
4.795.500
4.795.400
4.795.300

542.600 542.700 542.800 542.900 543.000 543.100 543.200

543.300 543.400

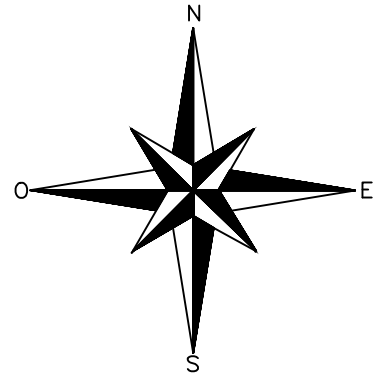
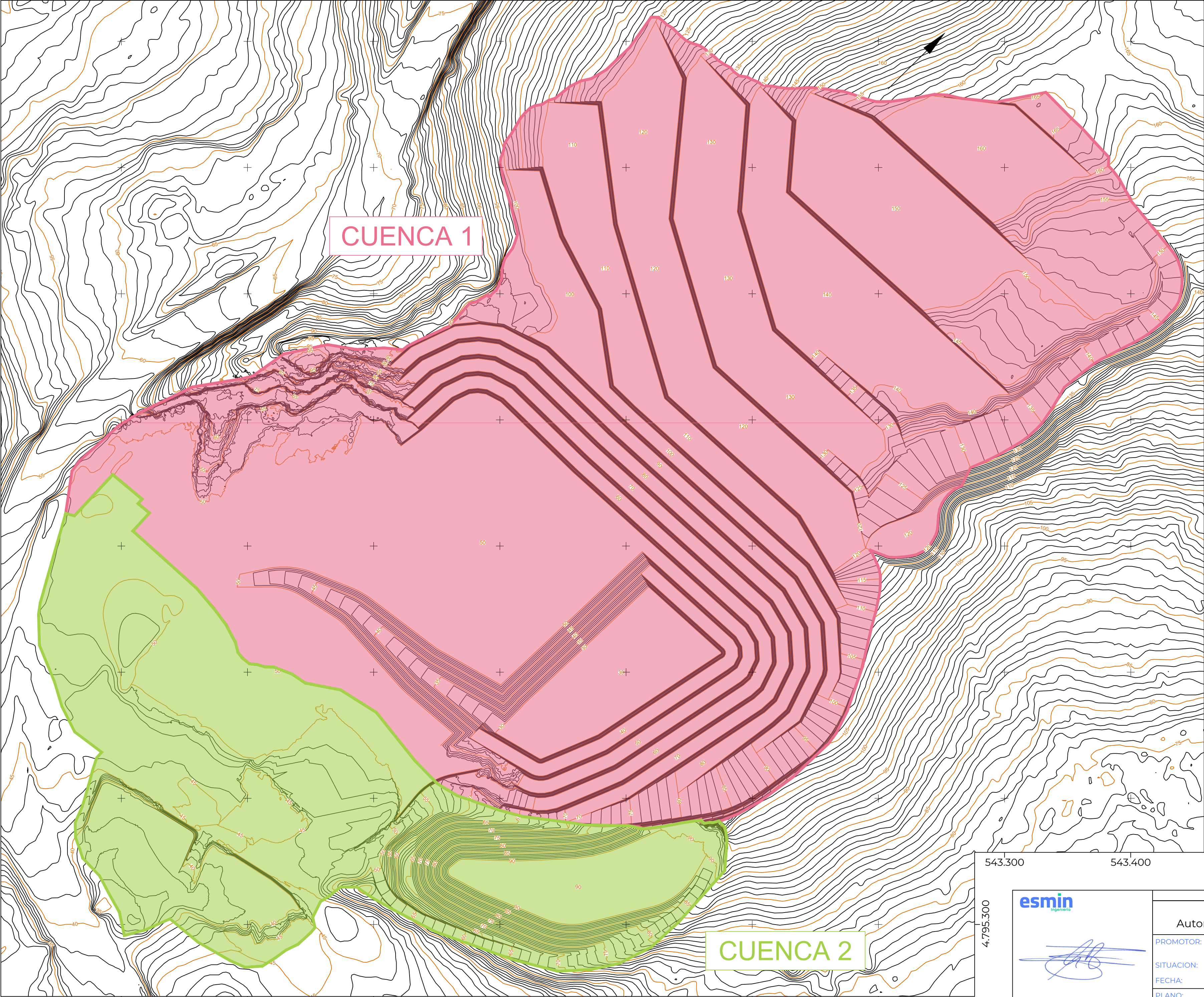
4.795.300



D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico	
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8	
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)
FECHA:	Mayo 2025
PLANO:	Sit. Projectada: Zonas
E: 1/2.000	

PROYECTO



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

- Cuenca 1
- Cuenca 2

543.300 543.400

4.795.300

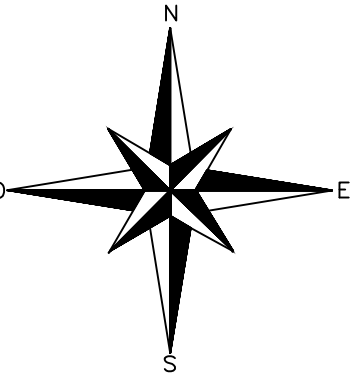
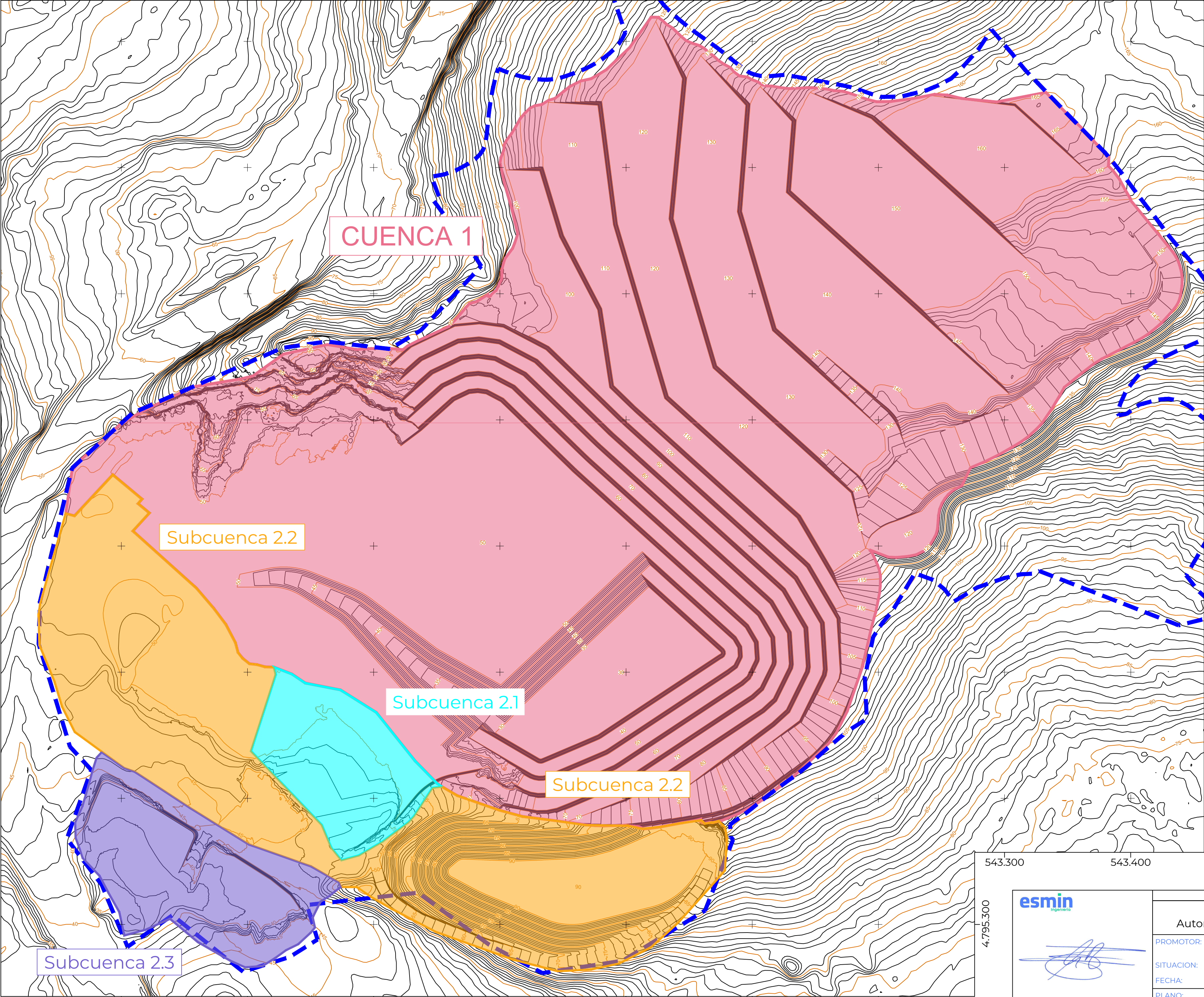
esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico	
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8	
PROMOTOR:	Lista Granit S.L.
SITUACION:	Arteixo (A Coruña)
FECHA:	Mayo 2025
PLANO:	Sit. Projectada: Cuencas
E: 1/2.000	

REF. 08-2025

PROYECTO



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

4.796.000
4.795.900
4.795.800
4.795.700
4.795.600
4.795.500
4.795.400

543.300 543.400

4.795.300

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.

SITUACION: Arteixo (A Coruña)

FECHA: Mayo 2025

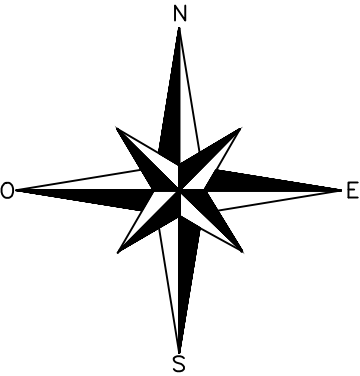
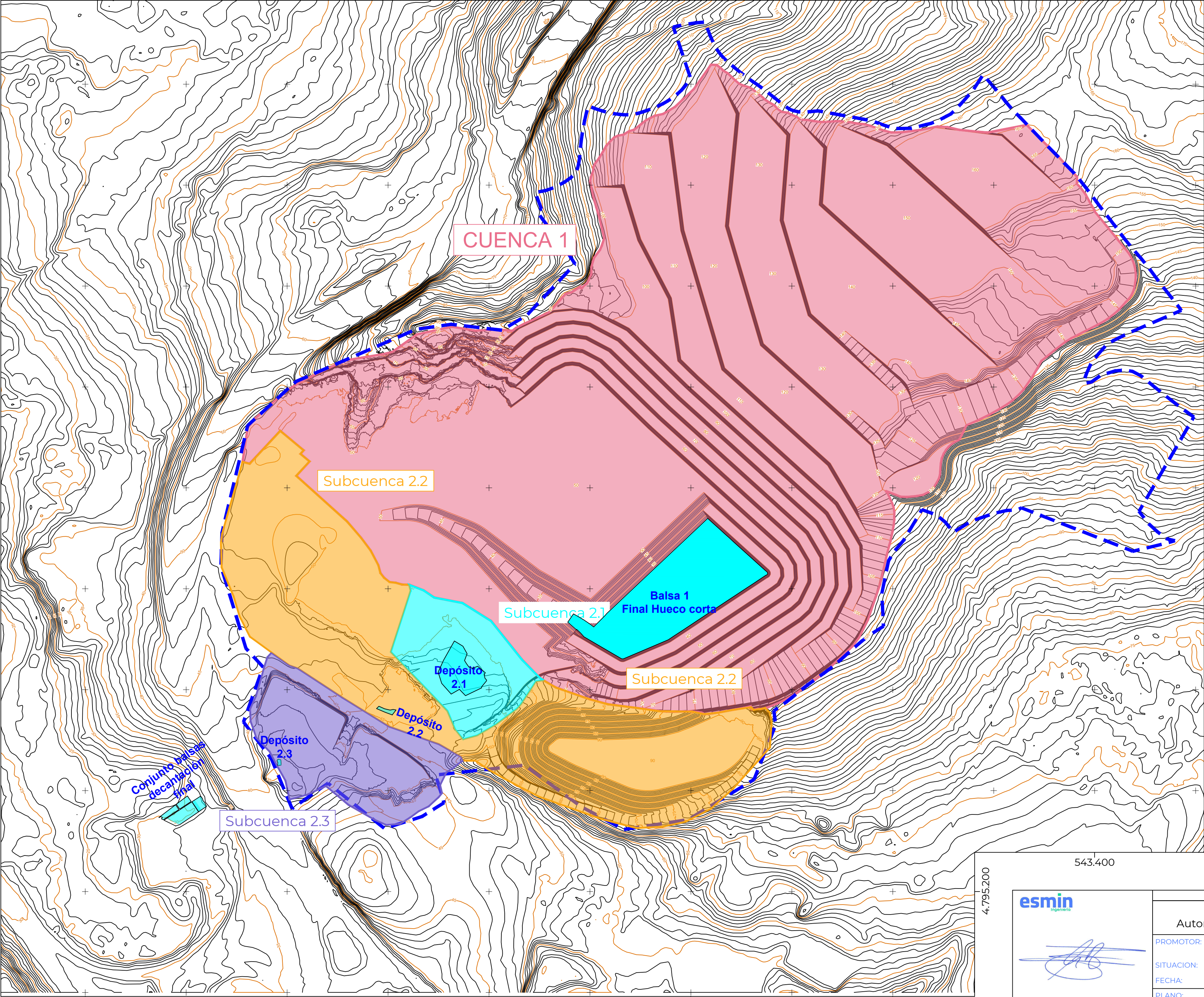
PLANO: Sit. Projectada: Subcuencas

E: 1/2.000

REF. 08-2025

PROYECTO

2.4



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

--- Delimitación final explotación

4.795.200

543.400

542.400 542.600 542.800 543.000 543.200

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.

SITUACION: Arteixo (A Coruña)

FECHA: Mayo 2025

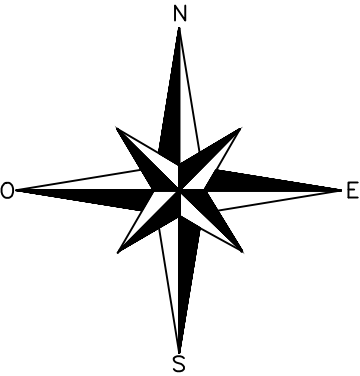
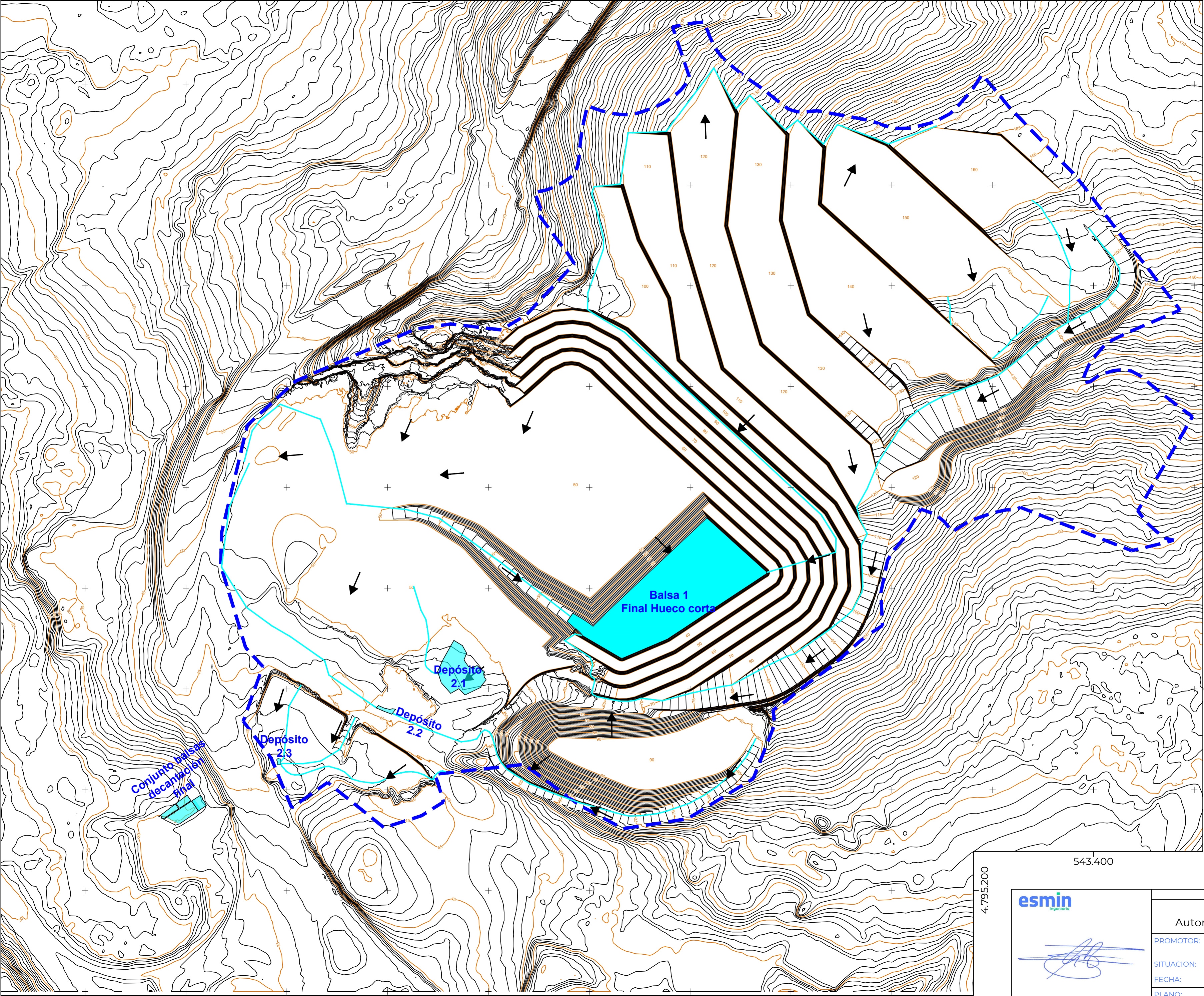
PLANO: Situación Projectada

E: 1/2.500

REF. 08-2025

PROYECTO

2.5



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

- Delimitación final explotación
- Líneas de flujo

4.795.200
543.400

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.
SITUACION: Arteixo (A Coruña)
FECHA: Mayo 2025

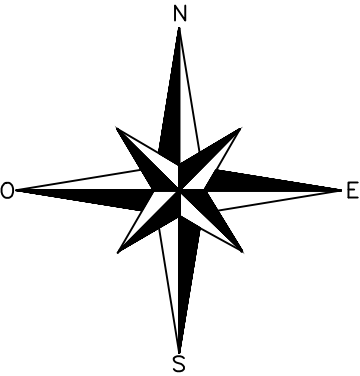
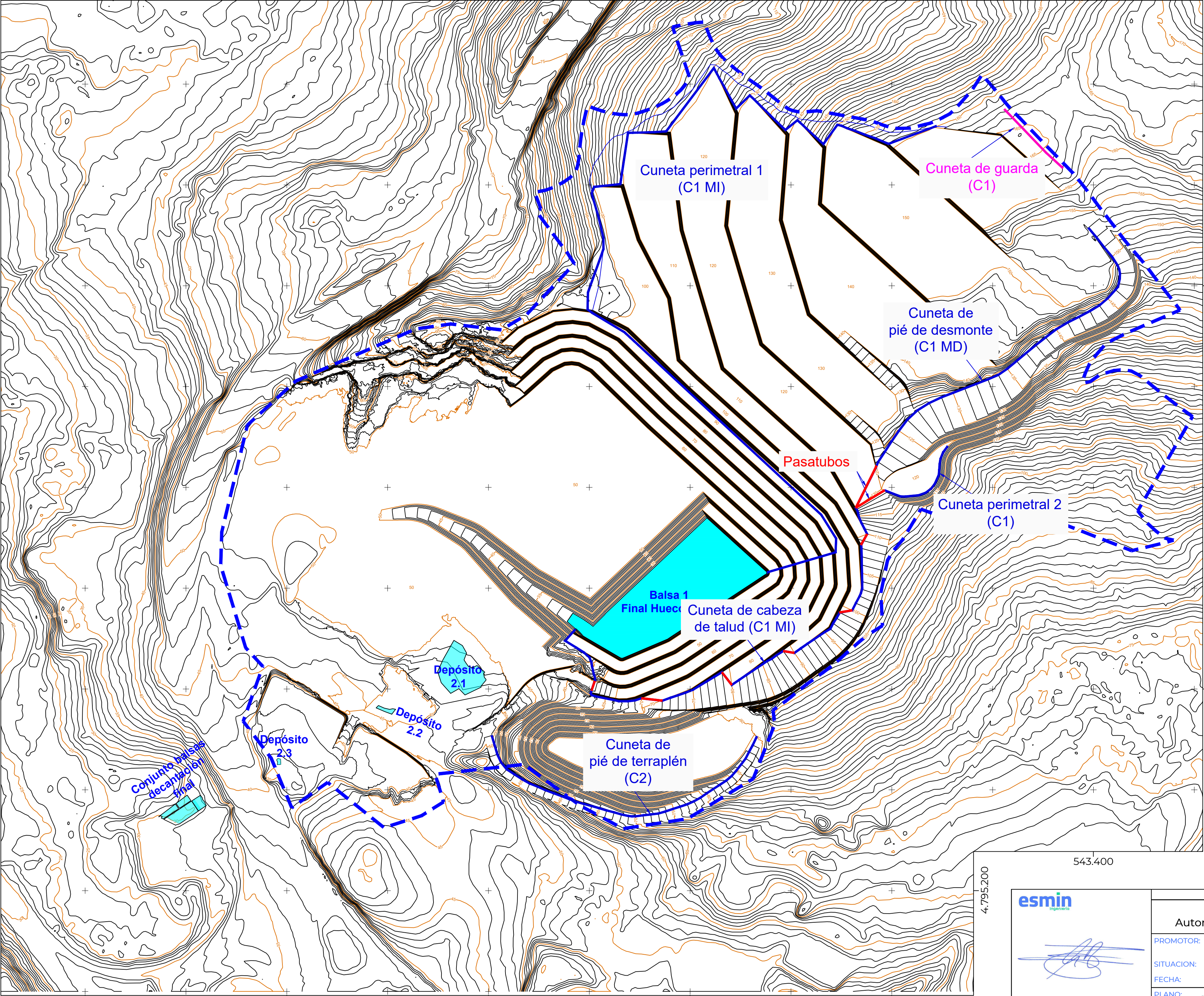
PLANO: Sit.Proyectada: Líneas de flujo

E: 1/2.500

REF. 08-2025

PROYECTO

2.6



Coordenadas UTM ETRS89 Huso 29

--- Delimitación final explotación

4.795.200

543.400

542.400 542.600 542.800 543.000 543.200

esmin
Ingeniería

D. Javier González Paz
Ingeniero de Minas
Colegiado nº1634 COMINO

Anexo V : Estudio Hidrológico
Autorización de Explotación 'Monte da Costa' nº8

PROMOTOR: Lista Granit S.L.
SITUACION: Arteixo (A Coruña)
FECHA: Mayo 2025

PLANO: Sit.Proyectada: Cunetas

E: 1/2.500

REF. 08-2025

PROYECTO

2.7

ANEXO V.II: DOCUMENTACIÓN TÉCNICA FOSA SÉPTICA

DIVISION GESTION DE RESIDUOS

OFERTA : 1502213
FECHA : 10/07/2013
CLIENTE : LISTA GRANIT
PROVINCIA: LA CORUÑA

Muy Sres.Nuestros:

Tenemos a bien pasarles nuestra mejor oferta para los trabajos de **ASPIRADO TRANSPORTE DE LODOS DE FOSA SEPTICA** en las instalaciones pertenecientes a **LISTA GRANIT**, situadas en Arteixo, provincia de la Coruña

LODOS FOSA SEPTICA LER 200304

ASPIRADO Y TRANSPORTE DEL RESIDUO A PLANTA (MAXIMO 9 M3)	275.00 €
GESTION DE RESIDUO	62.20 €/ TN

A ESTOS PRECIOS HABRA QUE SUMARLES EL IVA CORRESPONDIENTE

Los gastos de maquinaria, materiales, nóminas y Seguridad Social del personal destinado a tal efecto correrán a cargo de la empresa **LIMPERGAL S.L.**

Esperando que este presupuesto sea de su conformidad, les saluda atentamente:

Firma y sello responsable del pedido

Nº CUENTA _____

ENCARGADO DE AREA
MARCOS SANTOS



NOTA: Si este presupuesto es aceptado necesitamos fax de aprobación, en el cual debe figurar Nº de cuenta para giro bancario y nombre del responsable del pedido.
Cualquier modificación en las características del residuo puede suponer la variación de la presente oferta.

NOTA: FORMA DE PAGO: PAGARÉ 60 DIAS F.F

ACTA DE PRUEBA DE ESTANQUEIDAD DE SANAMIENTO SIN PRESIÓN
[Orden de 15.9.1986 PPTG / UNE-EN 1610: 1998 / CTE DB-HS5]

Peticionario / Propiedad: **Lista Granit, S.A.**

Localización: **Villarrodís, Arteixo (A Coruña)**

Fecha: **13/2/2015**

Asistentes:

D/Dña.: Andrea Vizcón Fernández

Cargo/representación: Director Facultativo Lista Granit

D/Dña.: Roberto González Gómez

Cargo/representación: Ingeniero Técnico en Topografía

D/Dña.: Cristóbal Balseiro Pita

Cargo/representación: Licenciado CC Químicas

Instalación: Fosas para acumulación de aguas residuales fecales

Longitud (m): —

Pendiente (%): —

Material: Hormigón

Diámetro (mm): —

Presión (atm) > 1, < 5 atm (Lámina agua entre 1 y 5 m)

Método		Tramo	Tiempo (min.)	Δ Volumen (litros) / Var. lámina agua (cm)	Criterio validez	Observación de fugas / filtraciones	
Prueba con agua		Fosa Taller	60	0	0,40 l/m ² ≤ 1 cm	En pozo	
						En tubos	
						En juntas	
						No localizadas	

RESULTADO SATISFACTORIO

Observaciones: No se observa ninguna grieta en las paredes visibles de la fosa
No se aprecia ninguna tubería, pozo o registro de salida de la fosa

Método		Tramo	Tiempo (min.)	Δ Volumen (litros) / Var. lámina agua (cm)	Criterio validez	Observación de fugas / filtraciones	
Prueba con agua		Fosa Nave Pulido	60	0	0,40 l/m ² ≤ 1 cm	En pozo	
						En tubos	
						En juntas	
						No localizadas	

RESULTADO SATISFACTORIO

Observaciones: No se observa ninguna grieta en las paredes visibles de la fosa.
No se aprecia ninguna tubería, pozo o registro de salida de la fosa

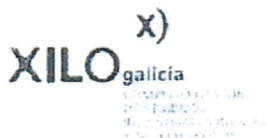
Firma

BALSEIRO PITA, CRISTOBAL (FIRMA)

Firmado digitalmente por BALSEIRO PITA, CRISTOBAL (FIRMA)
Nombre de reconocimiento (DN): c=ES, serialNumber=339924721, sn=BALSEIRO, givenName=CRISTOBAL, cn=BALSEIRO PITA, CRISTOBAL (FIRMA)
Fecha: 2015.03.04 15:12:07 +01'00'

Cristóbal Balseiro Pita

Cristóbal Balseiro Pita
Químico Técnico
Colegiado nº 1965



XILOGA S.L.
Marván (Seixas)
15567 AS SOMOZAS
A Coruña
Tlf: 981 41 72 10
FAX: 981 41 87 62

DOCUMENTO DE ACEPTACIÓN DE RESIDUOS

Nº 2013/08/009311

DATOS DEL GESTOR INTERMEDIO

Nombre: LIMPERGAL, S.L.

CIF/NIF: B27141159

Persona contacto:

Dirección: PAQ.GUISAMO PARC. A2-A4 N. 20 - 15165 BERGONDO (A CORUÑA)

Tfno.: 881980994

Fax: 881980994

E-mail:

DATOS DEL PRODUCTOR

Centro Productor: LISTA GRANIT, S.A.

CIF/NIF: A15016157

Dirección: Ctra. AC 552 A CORUÑA - CARBALLO - 15008 CORUÑA, A (A Coruña)

Tfno.:

Fax:

E-mail:

DATOS DEL RESIDUO

Denominación del residuo: Lodos de fosas sépticas

Código LER según Orden MAM/304/2002: 200304

Forma de envío: GRANEL

Código de identificación según tablas del R.D. 952/97:

Tabla 1

Tabla 2

Tabla 3

Tabla 4

Tabla 5

Tabla 6

Tabla 7

Cantidad anual estimada: A DETERMINAR

Tipo de Transporte: CAMION ASPIRADOR

Nº Documento de Caracterización Básica (DCB): SDA01827

Periodicidad de envío: OCASIONAL

Precauciones adicionales:

Destino: ELABORACION TECNOSOL

DATOS DEL GESTOR

Nombre: XILOGA S.L.

CIF/NIF: B36840387

Persona contacto: SANTIAGO MEIZOSO

Nº autorización: CLAVE: 2006/0156_NAA/IPPC

Dirección: Marván (Seixas) - 15567 AS SOMOZAS (A Coruña)

Tfno.: 981 41 72 10

Fax: 981 41 87 62

E-mail: xiloga@toysal.com

Nº inscripción RXPXRG: SC-I-IPPC-XV-00007

COMUNICACIÓN DE ACEPTACIÓN

Analizada la solicitud de admisión del residuo, el gestor se compromete a admitir dicho residuo para su gestión, de acuerdo con los siguientes términos:

1. Solamente se admitirá el residuo cuando cumpla las características indicadas en este documento y en la caracterización básica realizada.
2. Dicho documento es específico para cada tipo de residuo y cada centro productor y debe ser renovado cuando exista algún cambio.
3. Antes de proceder al envío del residuo para su gestión, el PRODUCTOR acordará con el GESTOR la fecha de traslado.
4. Cuando el residuo llegue a las instalaciones del Gestor, este realizará las comprobaciones que estime pertinentes con el fin de comprobar que cumple con las características en las que fue aceptado. Si el residuo no cumple con las características le será devuelto al PRODUCTOR y se comunicará a la Administración.
5. El GESTOR reserva para sí el derecho de no aceptar el residuo cuando, por motivos de explotación, no pueda tratarlos en sus instalaciones.
6. El PRODUCTOR deberá en cada envío hacer referencia en el documento que controla el traslado al número de documento de aceptación suministrado por el GESTOR.

ACEPTACIÓN PRODUCTOR

(Firma y sello)

Fecha:



ACEPTACIÓN GESTOR

(Firma y sello)

DAR Nº: 009311

Fecha: viernes, 12 de Julio de 2013

Al amparo de lo establecido en el artículo 5 de la Ley Orgánica 15/1999 de Protección de Datos de Carácter Personal, de 13 de diciembre, se informa que los datos de carácter personal recogidos en el presente documento se han incorporado al fichero automatizado denominado Comercial, propiedad de Xilo Galicia, S.L., cuya finalidad es prestar los servicios de descarga, gestión de residuos, así como su posterior facturación. No se contemplan comunicaciones ni cesiones de datos a terceros, salvo para el cumplimiento de obligaciones legalmente establecidas. El titular de los datos puede ejercitar los derechos de acceso, rectificación, cancelación y oposición mediante escrito dirigido al titular del fichero: Xilo Galicia, S.L., Marván (Seixas), 15567 As Somozas (A Coruña).

ANEXO VII: INSTALACIONES

ÍNDICE

INSTALACIONES EN LA EXPLOTACIÓN	2
1 PLANTA DE MACHAQUEO	3
2 INSTALACIONES AUXILIARES	7
2.1 BÁSCULA	7
2.2 ZONA DE RECEPCIÓN DE RCD	7
2.3 TALLER, ASEOS Y VESTUARIOS	8
2.4 ZONA DE ACOPIOS	8

INSTALACIONES EN LA EXPLOTACIÓN

Dentro de la explotación 'Monte da Costa', aparte de la zona de extracción, se pueden diferenciar la zona donde se sitúa el área de proceso de producción de áridos, y el resto de las instalaciones auxiliares: zona de la báscula y de la caseta de oficinas, zona de recepción de RCD, nave de instalaciones y taller y zona de acopios.

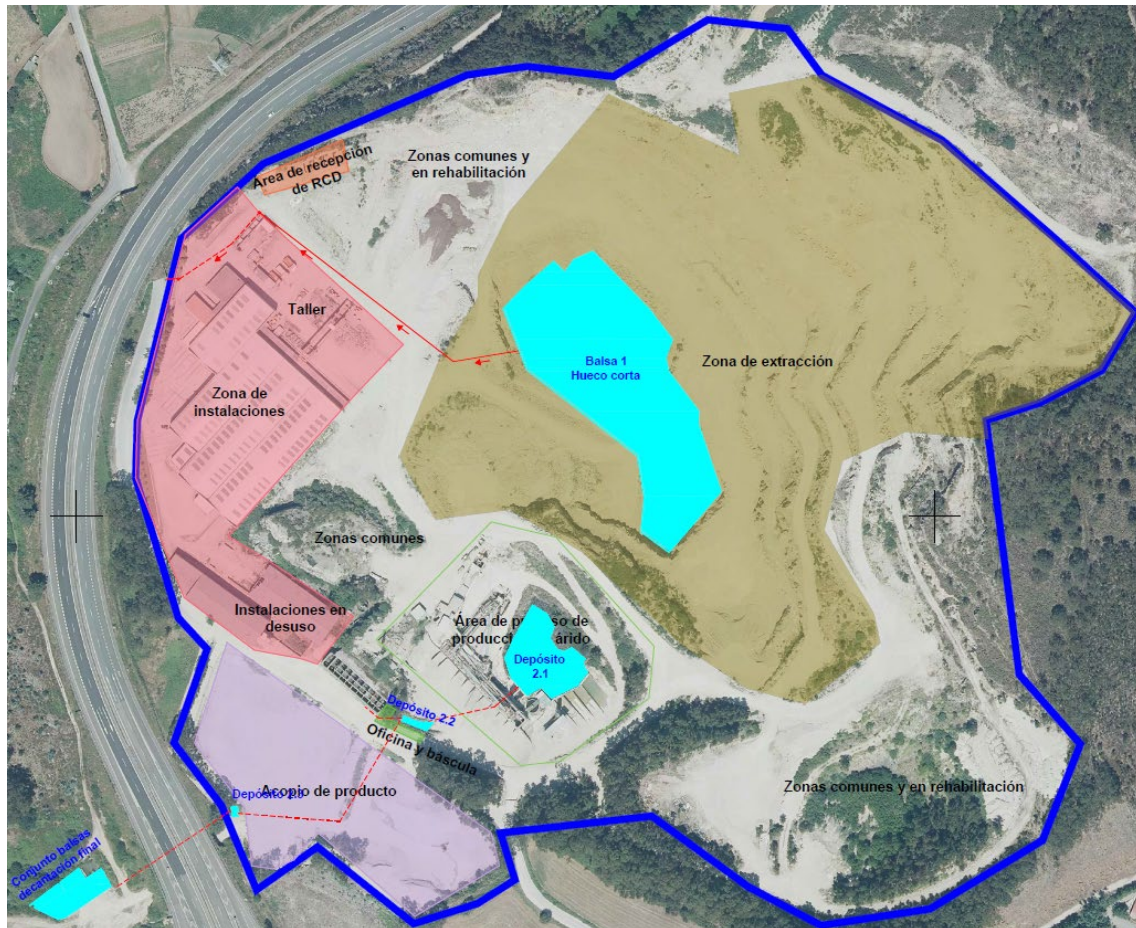


ILUSTRACIÓN 1-1: UBICACIÓN ZONAS INSTALACIONES

Dentro de la explotación existe tanto maquinaria móvil de cantera como la totalidad de instalaciones de machaqueo y molienda necesarios para la obtención de áridos, declarados como establecimiento de beneficio.

Por lo tanto, dentro de la unidad de explotación, las instalaciones se dividen en:

- Planta de machaqueo.
- Instalaciones auxiliares.

1 PLANTA DE MACHAQUEO

Para realizar el tratamiento del material extraído se empleará la machacadora, los molinos, las cribas y resto de elementos que forman el circuito de la planta de árido actualmente. La empresa ya cuenta con estos equipos, por lo que no será necesaria su adquisición. Además, se dispone de equipos móviles suficientes (palas cargadoras, retroexcavadoras, camiones, etc.) para el perfecto desarrollo de la actividad.



ILUSTRACIÓN 1-1: VISTA AÉREA DEL SUR DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO



ILUSTRACIÓN 1-2: VISTA AÉREA DEL NORTE DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO

La planta de tratamiento cuenta con molinos de trituración primaria, secundaria y terciaria, cintas transportadoras, cribas y sistemas de lavado, así como un filtro prensa y un sistema de depuración de las aguas que forman parte del proceso.

El agua necesaria para la planta se recoge de un grupo de depósitos que forman parte del circuito de producción de árido, y está situado en la misma zona. El agua de escorrentía que le llega, tras la decantación parcial que se produce en ellos, se emplea para suplir las pérdidas del circuito de trituración y lavado de árido; el sobrante sale por rebose.

El sistema de balsas dispone de un sistema de depuración compuesto por tanque decantador y filtro prensa que permite la recuperación del agua del proceso y su empleo en circuito cerrado, por lo que no se generan vertidos.



ILUSTRACIÓN 1-3: DEPÓSITOS PARA ABASTECIMIENTO DE LA PLANTA.



ILUSTRACIÓN 1-4: TANQUE DECANTADOR DEL SISTEMA DE DEPURACIÓN.



ILUSTRACIÓN 1-5: FILTRO PRENSA PARA DESHIDRATACIÓN DE LODOS PROCEDENTES DE LA PLANTA.



ILUSTRACIÓN 1-6: ZONA DE RECEPCIÓN DE ÁRIDOS YA TRATADOS Y CLASIFICADOS.

2 INSTALACIONES AUXILIARES

2.1 Báscula

Se dispone de una báscula sobresuelo que se sitúa al sur de la planta de tratamiento. El control de pesaje se realiza desde la caseta – oficina situada entre ambas.



ILUSTRACIÓN 1-1: SITUACIÓN DE LA BÁSCULA Y DETALLE.

2.2 Zona de recepción de RCD

La empresa Lista Granit S.A. está dada de alta como gestor de RCD's (residuos de construcción y demolición) cuya recepción se realiza al norte del acceso principal.



ILUSTRACIÓN 1-2: SILOS DE CLASIFICACIÓN DE RCD'S

2.3 Taller, aseos y vestuarios

La instalación, al tratarse de una explotación ya en uso, cuenta con instalaciones de taller, aseos y vestuarios que seguirán utilizándose como hasta la actualidad.



ILUSTRACIÓN 1-3: NAVE TALLER.

2.4 Zona de acopios

La zona de acopios, que se sitúa actualmente en el sur de la explotación, seguirá siendo utilizada durante los trabajos en la ampliación.



ILUSTRACIÓN 1-4: ZONA DE ACOPIOS.