

ÁRIDOS  
ALOÑA S.L.

ADECUACIÓN DEL  
PROYECTO DE EXPLOTACIÓN

DE

LA CANTERA DE  
PIEDRA CALIZA  
“GOMISTEGUI”

SITA EN EL  
Bº DE ARANZAZU  
OÑATE (GIPUZKOA)

MEMORIA

Junio de 2018

# ÍNDICE

## MEMORIA

I.- ANTECEDENTES .....	1
II.- DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO .....	3
III.- MARCO GEOLÓGICO .....	5
IV.- RECONOCIMIENTO GEOTÉCNICO .....	7
IV.I.- ESTUDIO GEEA GEÓLOGOS .....	7
IV.II.- GEOTÉCNICO COMPLEMENTARIO .....	22
IV.II.I.- RED ESTRUCTURAL .....	26
IV.II.II.- TRAMIFICACIÓN .....	37
IV.II.III.- CONCLUSIONES .....	45
IV.III.- RESUMEN .....	47
V.- DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN .....	49
V.I.- CRITERIOS DE DISEÑO .....	49
V.I.I.- ALTURA DEL BANCO .....	50
V.I.II.- TALUD DE CARA DE BANCO .....	51
V.I.III.- NÚMERO DE BANCOS .....	51
V.I.IV.- BERMAS Y PLATAFORMAS DE TRABAJO .....	51
V.I.V.- ANCHURA DE LAS PISTAS Y ACCESOS .....	52
V.I.VI.- PENDIENTE DE PISTAS Y ACCESOS .....	55
V.I.VII.- CARACTERÍSTICAS DE LAS PISTAS .....	55
V.I.VIII.- MANTENIMIENTO DE PISTAS Y ACCESOS .....	60
V.I.IX.- DELIMITACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN .....	61
V.I.X.- MÉTODO DE EXPLOTACIÓN .....	61

V.II.- RESERVAS EXPLOTABLES .....	<b>62</b>
V.III.- PLANIFICACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN Y SECUENCIA DE EXTRACCIÓN .....	<b>64</b>
V.III.I.- AMPLIACIONES FUTURAS .....	<b>67</b>
V.IV.- ESCOMBRERAS .....	<b>68</b>
VI.- PERFORACIÓN Y ARRANQUE .....	<b>69</b>
VII.- DISEÑO DE LAS VOLADURAS .....	<b>71</b>
VII.I.- PARÁMETROS DE LA VOLADURA .....	<b>71</b>
VII.II.- ESQUEMA DE PERFORACIÓN .....	<b>73</b>
VII.III.- GEOMETRÍA DE LA VOLADURA .....	<b>73</b>
VII.IV.- CONFIGURACIÓN DE CARGAS Y DISTRIBUCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS EN LOS BARRENOS .....	<b>74</b>
VII.V.- SISTEMAS DE ENCENDIDO .....	<b>75</b>
VII.VI.- INICIACIÓN Y CEBADO DE CARGAS .....	<b>75</b>
VII.VII.- TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIA DE ENCENDIDO .....	<b>76</b>
VII.VIII.- CARACTERÍSTICAS DEL EXPLOSOR .....	<b>77</b>
VII.IX.- EXPLOSIVO POR BARRENO, POR DETONACIÓN INSTANTÁNEA Y POR VOLADURA .....	<b>77</b>
VII.X.- CONSUMO ESPECÍFICO .....	<b>78</b>
VII.XI.- RESUMEN PARÁMETROS VOLADURAS .....	<b>79</b>
VIII.- CONTROL DE VIBRACIONES .....	<b>82</b>
VIII.I.- CLASIFICACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS A PROTEGER .....	<b>82</b>
VIII.II.- CLASIFICACIÓN DE LOS MACIZOS ROCOSOS .....	<b>83</b>
VIII.III.- CARGA MÁXIMA INSTANTÁNEA CORREGIDA .....	<b>84</b>
VIII.IV.- TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO .....	<b>85</b>
IX.- CARGA Y TRANSPORTE .....	<b>88</b>
IX.I.- EQUIPOS PROPUESTOS .....	<b>89</b>
IX.II.- DISTANCIAS DE TRANSPORTE .....	<b>92</b>

IX.III.-RENDIMIENTOS .....	<b>93</b>
X.- PLANTA DE PREPARACIÓN DE ÁRIDOS .....	<b>97</b>
X.I.- INSTALACIONES ACTUALES .....	<b>97</b>
X.II.- NUEVAS INSTALACIONES .....	<b>104</b>
X.II.I.- BASES DE DISEÑO .....	<b>112</b>
XI.- INSTALACIONES AUXILIARES .....	<b>116</b>
XII.- CONCLUSIONES .....	<b>118</b>

# 1

## ANTECEDENTES

La cantera de piedra caliza "Gomistegui" fue autorizada como explotación minera a cielo abierto para recursos de la Sección "A" en el año 2001, tras la aprobación de un Proyecto de Explotación y su correspondiente Plan de Restauración.

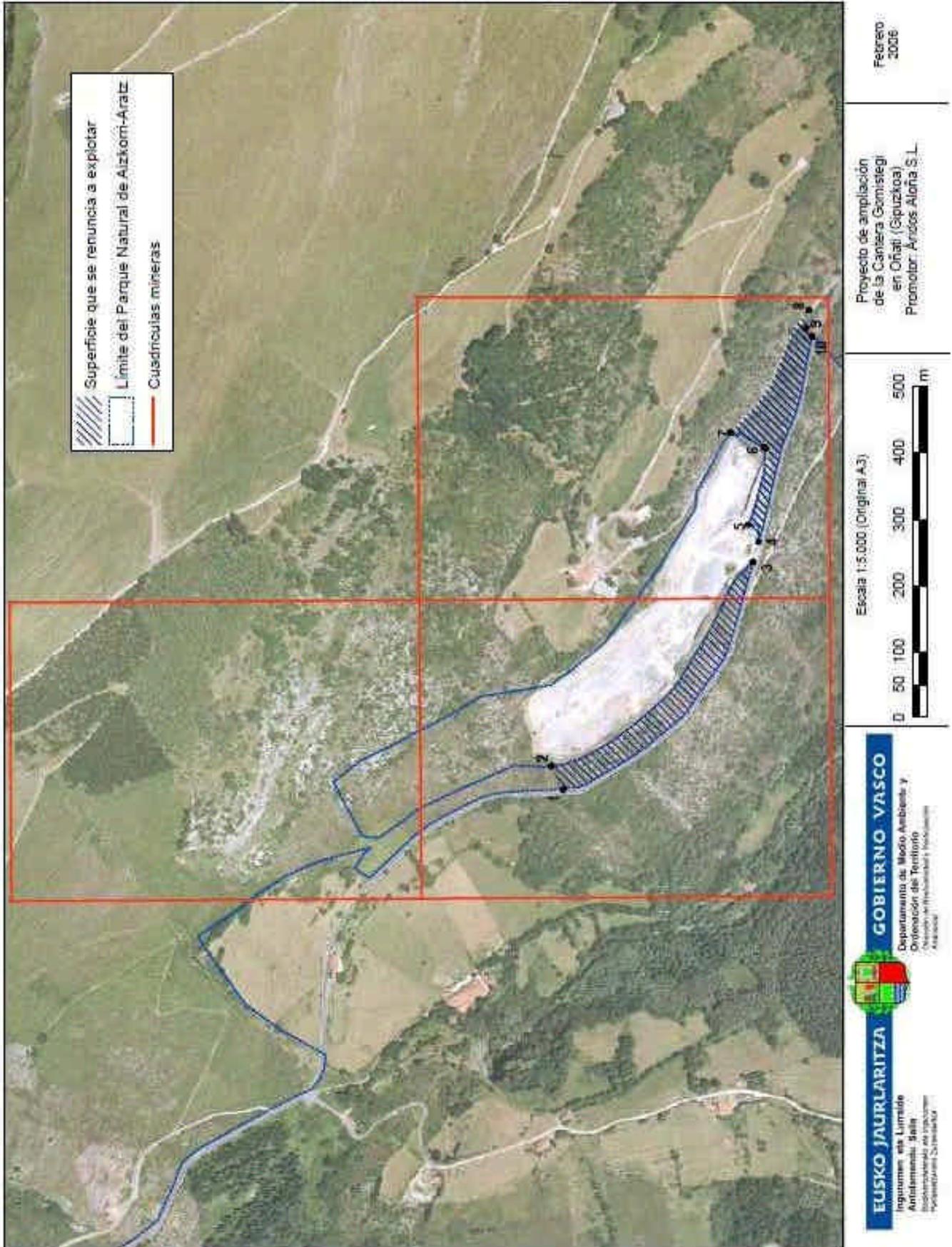
La empresa ARIDOS ALOÑA S.L. es propietaria del terreno sobre el que se diseña y desarrolla el mencionado proyecto de explotación, cuya configuración en su momento debido a la disponibilidad de espacio y del recurso minero llegaba hasta la carretera con el consiguiente impacto visual.

A través de la Ley que propicia la reclasificación de recursos mineros y cumpliendo todas sus premisas se solicita y es concedida en el año 2005 la Sección C resultando la C.E. 4790 "Gomistegui".

Del acuerdo firmado entre el Departamento de Medio Ambiente, La Dirección de Energía y Minas y la propiedad en el año 2006, surge la posibilidad de diseñar un Proyecto de Explotación bajo el planteamiento de una permuta de terrenos, cediéndose por parte de la empresa los cercanos a la carretera, a cambio de desarrollar un diseño de la explotación ampliándolo hacia el Oeste en trinchera, procurando la ocultación de la cantera, en una cuantía de aprox. 300 metros lineales a partir del límite de las propiedades de la empresa, más compatible con el medio ambiente, que el aprobado en el año 2001.

Se presentaron en los años 2008 y 2016 unos proyectos que adecuaron el ámbito físico en el que se desarrollaban las labores mineras de la mencionada cantera al espacio recogido en la imagen que se anexaba al acuerdo adoptado entre la Dirección de Biodiversidad, la Dirección de Energía y Minas y la empresa explotadora de la cantera "Gomistegui", el ámbito se respeta en la Adecuación del Proyecto aunque parte de él se encuentra en terrenos que no son propiedad del explotador.

En esta Adecuación, además de presentar las labores que se corresponderían con el plazo de vigencia de la actual concesión (año 2035), se ha querido mostrar también el posible desarrollo posterior a dicha fecha, que con la correspondiente solicitud de prórroga de la concesión, propiciaría la explotación del recurso minero del área adoptada para la ampliación.



# 2

## DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO

La zona en que se encuentra el área del proyecto se sitúa en la provincia de Gipuzkoa, siendo los núcleos urbanos más cercanos los de Oñate, Legazpi, Bergara y Arrasate-Mondragón. Debido a la proximidad de estas poblaciones y a su elevado nivel industrial, la población circundante ha ido emigrando a estos polos de desarrollo, abandonando paulatinamente las zonas rurales.

Desde un punto de vista geográfico el área de estudio se localiza en el sector Sur-Occidental de la Provincia de Gipuzkoa, en el Término Municipal de Oñate.

La "Cantera Gomistegui" se encuentra aproximadamente a 6 Km. de Oñate, en las proximidades de la carretera GI-3591 que une Oñate con el barrio de Aránzazu.

El relieve de toda la zona es muy accidentado, con los principales crestones orientados en la dirección NO-SE. La mayor parte del paisaje se compone de monte con laderas de fuertes pendientes y estrechos valles excavados por la acción de las aguas, formando todo ello un conjunto intrincado y tortuoso.

Las cotas más elevadas se sitúan en los montes Aizkorri (1.528 m.), Gorgomendi (1.213 m.) y Aitznabartza (1.176 m.), siendo las cotas más bajas las correspondientes al cauce del río Aránzazu, el más cercano a la zona, oscilando en este tramo entre los 500 y 525 m.

El clima es típicamente Cantábrico, con precipitaciones anuales que oscilan entre los 1.600-2.000 litros por m<sup>2</sup>. Esta elevada pluviosidad junto con los materiales del substrato rocoso dan lugar a suelos de carácter más o menos básico. Dichos suelos son de escasa potencia aflorando en el terreno los materiales rocosos del sustrato.

La vegetación del área estudiada está muy transformada por la acción humana, las masas forestales autóctonas se han ido reduciendo en extensión mediante la tala y posterior repoblación de especies maderables de rápido crecimiento. Las diversas zonas de praderío, con parcelas de cultivo, se encuentran en las proximidades de los escasos caseríos desperdigados por la zona.

## SITUACIÓN GEOGRAFICA

de **Cantera "GOMISTEGUI" C.E. 4.790**

*Término municipal* OÑATI

*Provincia* GIPUZKOA



# 3

## MARCO GEOLÓGICO

La zona de estudio se encuentra, desde un punto de vista geológico en el extremo Suroriental de la Cuenca Vasco Cantábrica, dentro del Dominio del Arco Vasco en la terminación periclinal del Anticlinorio Vizcaíno.

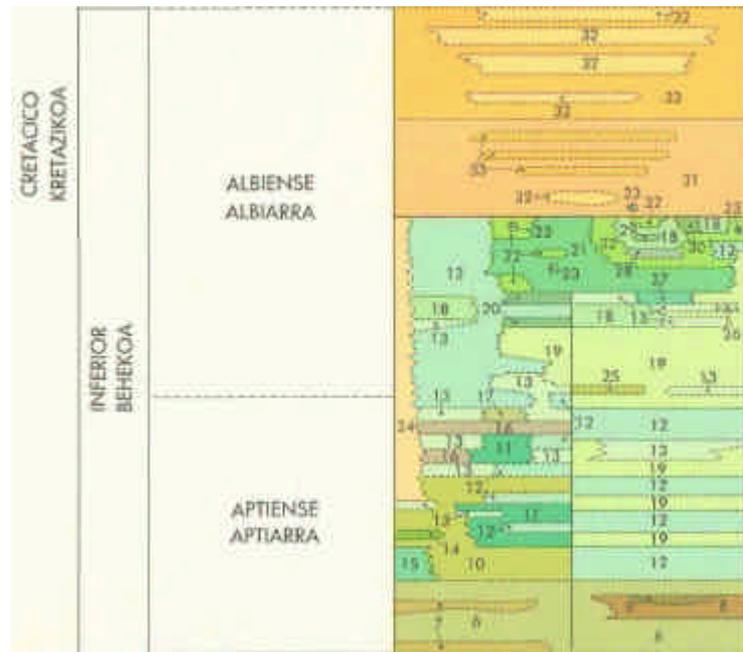
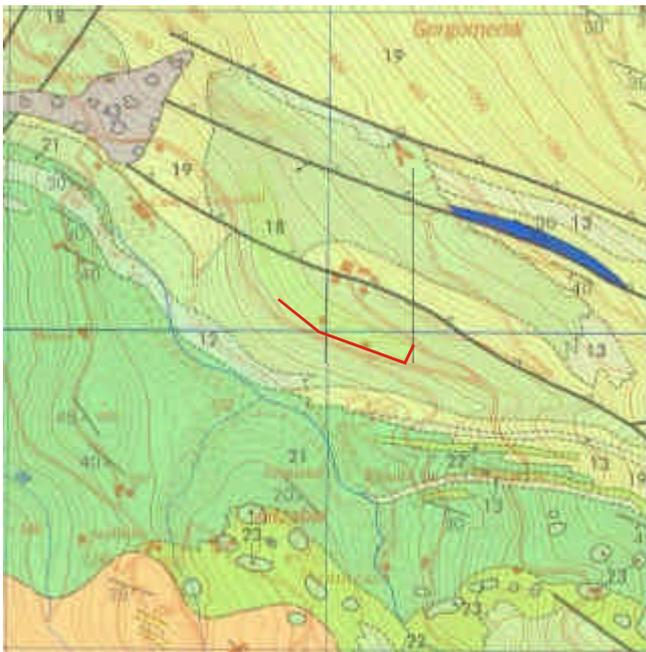
La cantera Gomistegui, situada en la falda sur del Gorgomendi, se localiza dentro del dominio de los Montes Vascos. Según la cartografía disponible, nos encontramos en el Sector Nororiental del complejo Urganiano de la Unidad Yurre+Gorbea.

El denominado complejo Urganiano está formado por materiales del Cretácico inferior (Aptiense-Albiense), de facies predominantemente marinas. En su base se presenta un conjunto de materiales terrígenos, de los que los mayoritarios están formados por limolitas-areniscas, por encima de estos materiales se sitúa un conjunto heterogéneo de materiales carbonatados y terrígenos, distinguiéndose un total de 3 litosomas calizos alternando con calizas arenosas.

El área actualmente explotada y la ampliación de la misma se sitúan sobre calizas arrecifalesde rudistas y corales, de aspecto masivo, que forman parte de un litosomo que, lateralmente y a techo, pasan a calizas impuras, calizas arcillosas-arenosas.

Bajo un punto de vista estructural, nos encontramos en la Unidad de Yurre+Gorbea, limitada al Norte por la denominada Falla de Bilbao-Alsasua, de dirección N 130 E e importante buzamiento hacia el sur, que delimita la unidad de Oiz.

Al Norte de la Cantera, entre ésta y la Falla de Bilbao-Alsasua, cabe destacar la presencia de un sistema de fallas inversas, subverticales o con vergencia al Sur (Falla de Kataberra), de dirección aproximada Este-Oeste, y cuyo origen parece estar asociado a fenómenos de retrovergenza devidos al cabalgamiento de la Unidad de Yurre+Gorbea sobre la Unidad de Oiz.



C. URGONIANO

- 30 Margocalizas, margas y lutitas
- 29 Calizas impuras (arenosas)
- 28 Calcarenitas bioclásticas y margas. Niveles brechoides
- 27 Calizas de rudistas y corales, brechas calcáreas, alistolitas y calizas impuras
- 26 Ortobrechas calcáreas
- 25 Areniscas y limolitas
- 24 Areniscas y areniscas conglomeráticas
- 23 Bloques alistolíticos calizas
- 22 Parobrechas calcáreas y margas
- 21 Margas y margocalizas
- 20 Margas
- 19 Calizas impuras (calizas arenosas y arcillosas)
- 18 Calizas de rudistas y corales, masivas o en bancos métricos-decométricos
- 17 Lutitas
- 16 Areniscas
- 15 Calizas brechoides
- 14 Calizas impuras

# 4

## RECONOCIMIENTO GEOTÉCNICO

Este apartado geotécnico tiene como objetivo principal la determinación de las posibles inestabilidades que se pueden producir en los taludes de explotación de la cantera de Gomistegui y de los taludes que formarán la ampliación del proceso extractivo.

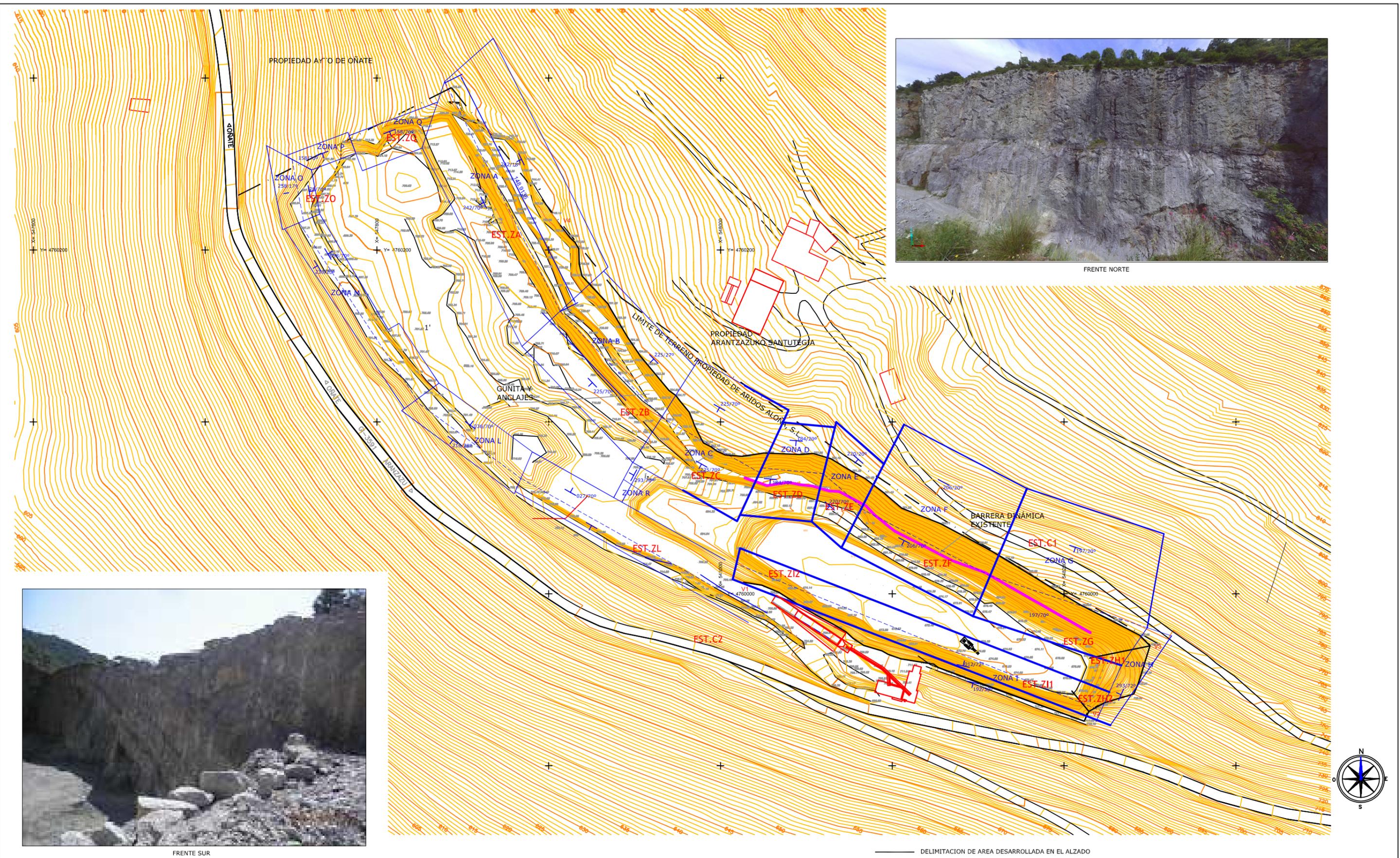
Lo hemos dividido en dos partes diferenciadas. La primera es un resumen del *“Estudio de Estabilidad de los Taludes Norte y Sur de la Cantera GOMISTEGUI, en el Término Municipal de Oñate (Gipuzkoa)”* realizado por la empresa GEEA Geólogos S.L., presentado a la Administración en el año 2014. La segunda es un reconocimiento geotécnico (año 2016), complementario, de la zona de la cantera y su ampliación, para valorar las posibles inestabilidades que se nos puedan presentar en los taludes existentes y futuros.

### 4.1 ESTUDIO GEEA GEÓLOGOS

En apartados y párrafos posteriores se exponen, uno a uno, los taludes objeto de estudio, zonas D, E, F, G e I, definiendo los procesos observados y describiendo el análisis de las inestabilidades observadas en cada uno.

La situación de las zonas se puede observar en el plano adjunto.

Para cada talud se expone un cuadro con las cuñas obtenidas potencialmente inestables, y su factor de seguridad en tres casos, uno para un valor de cohesión de 0,00 t/m<sup>2</sup> y ángulo de rozamiento de 15° (FS1), para la zona del talud cercana a la montera, otro para un valor de cohesión de 3,50 T/m<sup>2</sup> y ángulo de rozamiento de 35° en estado seco (FS2), y otro con el valor de cohesión de 3,50 T/m<sup>2</sup> y ángulo de rozamiento de 35° pero con agua rellenando las fracturas en un 30% (FS3). También se indica el peso de la cuña producida, considerando una altura de cuña de 1 metro (a partir de la observación de las cuñas existentes y teniendo en cuenta el espesor medio de la estratificación). Para el cálculo de las roturas planares se ha considerado una altura de talud de 5 metros (en este caso, una rotura planar puede afectar a un estrato o a varios, por lo que consideramos una altura de 5 metros de forma orientativa para incluir la rotura lo más amplia posible siempre dentro de la realidad).



FRENTE NORTE



FRENTE SUR

FECHA: Septiembre de 2014	Escala 1/2.000
OBRA: Estudio de estabilidad de taludes en Cantera Gomistegui, Oñati (Gipuzkoa).	
CLIENTE: ARIDOS ALOÑA	REF. INFORME: ES/GE052/0814
<b>SITUACIÓN DE ESTACIONES GEOMECÁNICAS</b>	

EST. Estación geomecánica



## **Zona D**

El talud presenta una altura de aproximadamente 66 metros, con una berma intermedia a 12 metros de altura. La litología observada son calizas masivas en bancos de potencia en torno a 1-1,50 metros. El aspecto del talud es en general masivo y competente.

En la siguiente fotografía se observa el aspecto que presenta el talud analizado. Se observa una fracturación más relevante con dirección N 115-122E 50-60° fácilmente observable en la fotografía.



Las características de este talud y las familias en las que se agrupan las fracturas y discontinuidades observadas en esta estación son las siguientes:

### **GEOMETRÍA DEL TALUD ZONA D**

Inclinación talud [°]	70
Orientación talud [°]	184
Roca densidad [kN/m <sup>3</sup> ]	25
Altura [m]	66

## ORIENTACIÓN Y PARÁMETROS MECÁNICOS DE LAS DISCONTINUIDADES

Nº familia	Dirección [°]	Buz [°]
1	358	78
2	119	55
3	305	51
4	063	43
5(s <sub>0</sub> )	232	35
6	051	79
7	015	20

De acuerdo con las mediciones tomadas en campo, se obtiene para este talud los siguientes factores de seguridad para las cuñas resultantes:

### FACTORES DE SEGURIDAD DE LAS POSIBLES INESTABILIDADES (CUÑAS)

P1 [°]	Buz.P1 [°]	P2 [°]	Buz. P2 [°]	F.S.1	F.S.2	F.S.3	Cuña [°]	Buz.cuña [°]	Peso cuña (Ton)
305	51	232	35	0.38	40.89	40.45	248	33	0.065

En este caso, para las familias de discontinuidades definidas y la orientación de talud considerado únicamente se ha obtenido una cuña, formada por la junta N305E51 y la estratificación, la cual es inestable considerando su estado en el supuesto para la zona de elevada junto a la montera ( $C=0,00 \text{ t/m}^2$  y  $\varnothing = 15^\circ$ ), pero estable considerando el supuesto de la zona media y baja del talud ( $c=3,50 \text{ t/m}^2$  y  $\varnothing=35^\circ$ ), tanto en condiciones secas como con agua en el 30% de la junta. Si el agua rellenara el 100% de las juntas, la cuña generada sería inestable.

No se observan procesos de inestabilidad por rotura planar.

## **Zona E**

Talud que presenta una altura de aproximadamente 75 metros. En esta zona desaparece la berma intermedia que aparecía en la anterior zona. Material se observa masivo, con fracturas abundantes que no llegan a cuartearlo de forma intensa. El aspecto del talud es en general masivo y competente.

En la siguiente fotografía se observa una vista general del talud analizado. Se observa una fracturación moderada sin apreciarse claramente la estratificación.



Esta zona presenta una fractura vertical importante en su zona superior, sobre la pantalla dinámica existente pero no se le observa una continuidad en la zona inferior del talud.

Las características del talud analizado y las familias en las que se agrupan las fracturas y discontinuidades observadas en esta estación son las siguientes:

### **GEOMETRÍA DEL TALUD ZONA E**

Inclinación talud [°]	70
Orientación talud [°]	220
Roca densidad [kN/m <sup>3</sup> ]	25
Altura [m]	75

### ORIENTACIÓN Y PARÁMETROS MECÁNICOS DE LAS DISCONTINUIDADES

Nº familia	Dirección [°]	Buz [°]
1	133	88
(s <sub>o</sub> )	232	35
3	072	41
4	296	52
5	120	35

De acuerdo con las mediciones tomadas en campo, se obtiene para este talud los siguientes factores de seguridad para las cuñas resultantes, para los supuestos considerados:

#### FACTORES DE SEGURIDAD DE LAS POSIBLES INESTABILIDADES (CUÑAS)

P1 [°]	Buz.P1 [°]	P2 [°]	Buz. P2 [°]	F.S.1	F.S.2	F.S.3	Cuña [°]	Buz.cuña [°]	Peso cuña (Ton)
133	88	232	35	0.42	15.56	14.53	221	34	4.30
232	35	296	52	0.38	14.82	14.79	238	34	3.17
232	35	120	35	0.77	19.57	19.52	176	21	10.72

En este caso, para las familias de discontinuidades definidas y la orientación de talud considerado se han obtenido tres cuñas. Todas ellas son inestables para el caso de la zona cercana a la montera, mientras que son estables para el caso de la zona del talud media y baja, tanto en condiciones secas como con agua.

Se observa que la estratificación puede producir procesos de inestabilidad por rotura planar. En este sentido, calculamos a continuación el factor de seguridad para dicha estratificación en el talud en el que nos encontramos. De esta forma tenemos:

P1 [°]	Buz.P1 [°]	F.S.1	F.S.2	F.S.3	Peso cuña (Ton)
232	35	0.38	2.63	2.56	18.29

Con estos resultados se observa que las posibles roturas planares formadas por la estratificación presenta un factor de seguridad inferior a 1,00 en la zona de montera, por lo que se considera inestable. En la zona media y baja del talud la rotura es estable. Dicha rotura caerá a favor de la estratificación.

## **Zona F**

Talud que presenta una altura de aproximadamente 77 metros. El material se observa muy fracturado, especialmente en unas zonas de coloración más clara y con morfologías globulares. El aspecto del talud es muy cuarteado apareciendo 6 familias de discontinuidades como veremos más adelante

En la siguiente fotografía se observa una vista de detalle la zona en la que se recogieron las mediciones, en donde se observa el escaso espaciado de las fracturas, y por consiguiente, la gran fracturación del material.



Las características del talud analizado y las familias en las que se agrupan las fracturas y discontinuidades observadas en esta estación son las siguientes:

### **GEOMETRÍA DEL TALUD ZONA F**

Inclinación talud [°]	70
Orientación talud [°]	206
Roca densidad [kN/m <sup>3</sup> ]	25
Altura [m]	77

### ORIENTACIÓN Y PARÁMETROS MECÁNICOS DE LAS DISCONTINUIDADES

Nº familia	Dirección [°]	Buz [°]
1	161	69
2	040	57
3(s <sub>0</sub> )	221	40
4	099	63
5	296	52
6	356	65

De acuerdo con las mediciones tomadas en campo, se obtiene para este talud los siguientes factores de seguridad para las cuñas resultantes:

### FACTORES DE SEGURIDAD DE LAS POSIBLES INESTABILIDADES (CUÑAS)

P1 [°]	Buz.P1 [°]	P2 [°]	Buz. P2 [°]	F.S.1	F.S.2	F.S.3	Cuña [°]	Buz.cuña [°]	Peso cuña (Ton)
161	69	221	40	0.31	12.30	12.27	232	39	1.48
161	69	296	52	0.68	14.11	24.08	236	33	0.64
221	40	099	63	0.64	17.63	17.60	172	29	3.51
221	40	296	52	0.31	16.76	16.72	243	37	0.93
221	40	356	65	0.31	24.16	23.91	272	24	0.24

En este caso, para las familias de discontinuidades definidas y la orientación de talud considerado se han obtenido cinco cuñas, las cuales son inestables considerando el supuesto para la zona superior, aunque considerando el caso de la zona media y baja del talud, todos los factores de seguridad son elevados, tanto en seco como con agua en el 30% de las fisuras. Si el agua rellenara el 100% de las juntas, las cuñas generadas por las familias 221-296 y 221356 podrían ser inestables.

Se observa que las cuñas inestables se forman por acción de la fracturación con la ayuda de la estratificación, ya que en todas ellas aparece ésta.

En este caso, como en el anterior, se pueden producir procesos de inestabilidad por rotura planar, también a favor de la estratificación. En este sentido, calculamos a continuación el factor de seguridad para dicha estratificación en el talud en el que nos encontramos. De esta forma tenemos:

P1 [°]	Buz.P1 [°]	F.S.1	F.S.2	F.S.3	Peso cuña (Ton)
221	40	0.31	2.50	2.44	12.06

Con estos resultados se observa que las posibles roturas planares formadas por la estratificación presenta factores de seguridad inferiores a 1,00 en la zona de montera, mientras que para la zona media y baja del talud, se considera estable. Dicha rotura caerá a favor de la estratificación.

### Zona G

Talud que presenta una altura de aproximadamente 74 metros. El material se observa en general muy fracturado.

En la siguiente fotografía se observa una vista del talud, en donde se observa una fractura muy relevante, dispuesta con dirección de buzamiento N018E62° (incluida en la familia 2 expuesta en el cuadro de familias siguiente).



Las características del talud analizado y las familias en las que se agrupan las fracturas y discontinuidades observadas en esta estación son las siguientes:

#### GEOMETRÍA DEL TALUD ZONA G

Inclinación talud [°]	70
Orientación talud [°]	197
Roca densidad [kN/m <sup>3</sup> ]	25
Altura [m]	74

### ORIENTACIÓN Y PARÁMETROS MECÁNICOS DE LAS DISCONTINUIDADES

Nº familia	Dirección [°]	Buz [°]
1(5 <sub>0</sub> )	225	56
2	350	79
3	165	54
4	072	60
5	127	89
6	296	52

De acuerdo con las mediciones tomadas en campo, se obtiene para este talud los siguientes factores de seguridad para las cuñas resultantes:

#### FACTORES DE SEGURIDAD DE LAS POSIBLES INESTABILIDADES (CUÑAS)

P1 [°]	Buz. P1 [°]	P2 [°]	Buz. P2 [°]	F.S.1	F.S.2	F.S.3	Cuña [°]	Buz.cuña [°]	Peso cuña (Ton)
225	56	165	54	0.23	17.82	17.80	191	50	0.34
225	56	072	60	1.26	31.25	31.19	149	20	2.64
225	56	127	89	0.20	29.51	29.48	215	55	0.085
165	54	127	89	0.66	25.92	25.88	216	40	0.39
165	54	296	52	0.70	21.10	21.07	231	28	1.47

En este caso, para las familias de discontinuidades definidas y la orientación de talud considerado se han obtenido cinco cuñas. Considerando el supuesto para la zona superior del talud, todas ellas son inestables a excepción de la generada por las familias 225-072, la cual presenta un valor de factor de seguridad superior a 1,00 pero inferior a 1,40. Para el caso de la zona media y baja del talud, todas son estables, con factores de seguridad elevados.

En este caso no se observan familias de fracturas con dirección de buzamiento similar al talud, por lo que se considera que a priori no se darán roturas planares en esta zona.

## **Zona I**

Para analizar este talud se han levantado dos estaciones geomecánicas, una en la zona este del talud y otra en la zona oeste, aunque de cara al estudio de las cuñas, se han incluido todas las mediciones recogidas en una sola estación, ya que se ha observado que las discontinuidades medidas aparecen de forma constante no sólo en esas dos estaciones, sino en toda la longitud del talud, que también se revisó en campo. Talud que presenta una altura de aproximadamente 40 metros. El material se observa fracturado pero más compacto que en el caso de los taludes norte.

La zona superior del talud no presenta meteorización, ni carstificación, ya que esa zona superior ha sido también explotada, por lo que las inestabilidades y bloques más susceptibles de caída que se observaban en los taludes del frente norte no se observan en este caso.

Este talud sur tiene una ventaja importante respecto a los anteriormente analizados, y es que el buzamiento de la estratificación aparece dispuesto de forma favorable, por lo que no aparecerán, a priori, roturas planares a favor de la misma. Sí que pueden aparecer roturas por cuñas que deslicen a favor de algunas discontinuidades que se han observado que buzan hacia el norte, hacia el exterior del talud.

A continuación podemos observar dos fotografías de este talud, la primera en su lado este y la segunda en su lado oeste.



En la siguiente imagen podemos observar una de las cuñas formadas por la estratificación (plano que queda en voladizo) junto con dos fracturas, una que buza

hacia la izquierda de la imagen cortando la estratificación, y otra hacia el exterior del talud.



Las características del talud analizado y las familias en las que se agrupan las fracturas y discontinuidades observadas en esta estación son las siguientes:

#### GEOMETRÍA DEL TALUD ZONA I

Inclinación talud [°]	70
Orientación talud [°]	012
Roca densidad [kN/m <sup>3</sup> ]	25
Altura [m]	40

#### ORIENTACIÓN Y PARÁMETROS MECÁNICOS DE LAS DISCONTINUIDADES

Nº familia	Dirección [°]	Buz [°]
1	063	29
2	156	88
3(s <sub>0</sub> )	211	52
4	324	53
5	123	57
6	103	87

De acuerdo con las mediciones tomadas en campo, se obtiene para este talud los siguientes factores de seguridad para las cuñas resultantes, (en este caso no consideramos el supuesto FS1, ya que no hay zona afectada por meteorización en la zona elevada del talud):

**FACTORES DE SEGURIDAD DE LAS POSIBLES INESTABILIDADES (CUÑAS)**

P1 [°]	Buz. P1 [°]	P2 [°]	Buz. P2 [°]	F.S.2	F.S.3	Cuña [°]	Buz. cuña [°]	Peso cuña (Ton)
063	29	156	88	16.08	16.05	067	28	0.52
063	29	324	53	16.80	16.78	032	25	2.70
063	29	123	57	29.28	29.25	053	28	0.66
063	29	103	87	25.30	25.26	014	20	3.67
156	88	123	57	62.41	62.35	067	41	0.04
324	53	123	57	36.63	36.57	042	14	4.34
324	53	103	87	24.39	24.37	015	39	0.34

En este caso, todas las cuñas generadas presentan factores de seguridad elevados, tanto en condiciones secas como rellenas de agua al 30%.

No se observan familias de fracturas con dirección de buzamiento similar al talud, por lo que se considera que a priori no se darán roturas planares en esta zona.

En este talud podrían darse caídas de bloques por vuelco, debido a la disposición de la estratificación respecto del talud abierto, si bien, en la representación ciclográfica no se reflejan de forma clara este supuesto, ya que la agrupación de las fracturas en familias puede camuflar este aspecto.

## **CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

De acuerdo con las observaciones realizadas, y el estudio de estabilidad realizado se exponen las siguientes consideraciones técnicas:

- ✓ Tanto en las zonas estudiadas del frente norte, como del sur aparecen cuñas generadas por la fracturación del macizo que generan bloques susceptibles de caída. En el frente norte también se observan bloques que pueden generar roturas planares a favor de la estratificación, mientras que en el talud sur podrían darse caídas por vuelco de bloques.
- ✓ Considerando una cohesión nula de las juntas, caso más desfavorable, se han obtenido unos factores de seguridad variables para las distintas cuñas en los taludes estudiados. Las cuñas con un factor de seguridad por debajo de 1,40 se consideran inestables, por lo que se aconseja tomar las medidas de sujeción oportunas de cara al incremento de dicho factor.
- ✓ Las cuñas generadas en la zona de la montera y del talud inmediatamente inferior a ésta son las que presentan valores de factor de seguridad más bajos, inferiores a 1,40, considerándose por lo tanto como inestables. Las cuñas y bloques generados en la zona media y baja de los taludes presentan valores de factor de seguridad superiores, lo que hace que se consideren como estables.
- ✓ Una de las conclusiones de esta investigación es que la zona más inestable está asociada siempre a la montera. La superficie más alta es la más meteorizable, y por lo tanto la que peores condiciones de inestabilidad tiene. De este modo, será la zona, que habrá que sujetar con mayores medidas de sostenimiento.
- ✓ Se considera que las medidas de sujeción existentes actualmente en el talud norte son correctas y funcionan de forma adecuada, aún habiéndose producido la caída de un bloque de mayores proporciones a la que la pantalla es capaz de retener. En las condiciones actuales es imposible garantizar al 100% que no se moverán bloques mayores al tamaño que la pantalla puede sujetar, especialmente en la zona cercana a la montera, donde la meteorización y la karstificación del macizo es mayor.
- ✓ De acuerdo con los factores de seguridad obtenidos mediante los cálculos realizados para el caso más desfavorable, existe riesgo de caída

de bloques de dimensiones variables, en la zona superior del talud, junto a la montera, en donde el macizo rocoso es más vulnerable, por lo que se considera necesaria la ejecución de trabajos de estabilización del talud en esa zona.

- ✓ Se aconseja, o la instalación de malla de triple torsión junto con red de cable convenientemente anclada en la zona de montera y en la zona de talud al menos hasta diez metros por debajo de la cabeza, o la ejecución de una capa de hormigón proyectado reforzado con fibras, en la montera y en la zona inmediatamente inferior a la cabeza del talud, como en el caso anterior, por debajo de ésta.
- ✓ Dichas medidas de estabilización deberán ser dimensionadas en función de los factores de seguridad y tonelajes de los bloques susceptibles de caída.
- ✓ También se aconseja la ejecución de saneos periódicos de los taludes para evitar la caída de bloques metaestables, especialmente en el frente sur.

## 4.2 GEOTÉCNICO COMPLEMENTARIO (2016)

El estudio se ha dividido en dos partes. Una primera donde se ha realizado un levantamiento geológico de los materiales presentes en la cantera, haciendo especial hincapié en el paquete calizo explotado y en sus contactos tanto de techo como de muro. En una segunda parte se ha reconocido la estructura de la zona tramificándola con respecto a las distintas orientaciones que presentan los taludes de la cantera y la ampliación, hasta llegar al hueco final del área de la misma.

### CÁLCULOS DE ESTABILIDAD EN ROCA

La estabilidad de taludes en roca depende de la resistencia de la propia roca y de la resistencia al corte a lo largo de sus diversos planos de discontinuidad. No obstante, en la mayoría de los casos, la resistencia de la roca es suficiente y las roturas sólo se producen a favor de los planos de discontinuidad.

El método que se aplica para el análisis de estabilidad de taludes, asume la premisa de que el macizo rocoso está constituido por roca fracturada y que, por lo tanto, es a través de estos planos de discontinuidad donde se pueden producir inestabilidades y generación de bloques o cuñas. Se desestima la rotura a favor del propio material ya que no aparece lo suficientemente alterado y su resistencia es alta.

En el procedimiento de cálculo que se sigue en el presente estudio se analiza la existencia de cuerpos rocosos individualizados y limitados por planos de discontinuidad, con posibilidad de movimiento hacia el hueco de la explotación.

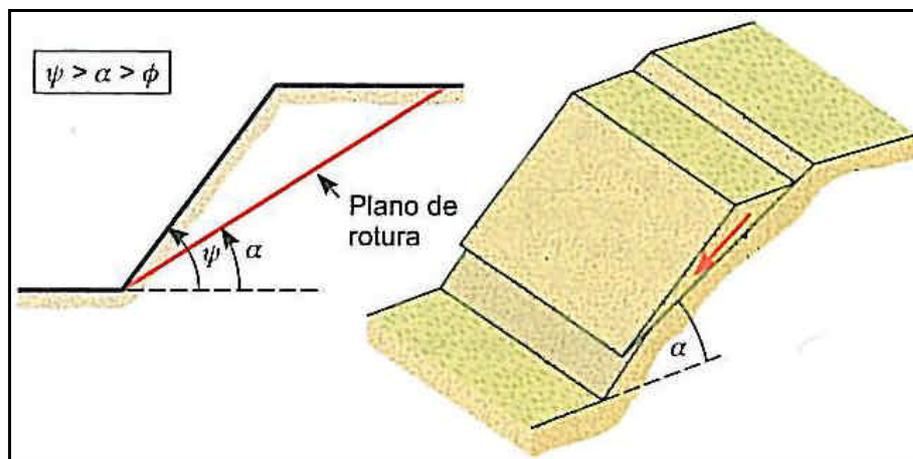
A partir de los datos obtenidos en las estaciones geomecánicas, se representan los polos de las discontinuidades sobre una red estereográfica ecuatorial. Estos polos quedarán agrupados en determinadas zonas del estereograma, constituyendo familias. El criterio aplicado en este estudio considera como familia a toda agrupación constituida por un número mínimo de polos que suponga un alto porcentaje del total. Este proceso se ha realizado con el programa informático comercial **DIPS**, desarrollado en 1989 por el Rock Engineering Group de la Universidad de Toronto (Canadá), bajo la dirección del profesor Evert Hoek.

Una vez representadas en el estereograma las principales familias de juntas, se procederá a la identificación de los mecanismos de rotura potencialmente actuantes

en cada uno de los taludes, para ello se utilizará el programa desarrollado por C. Sagaseta de la Universidad de Cantabria. Esta hoja de cálculo nos da la posibilidad real de inestabilidades a partir de rotura planar y cuñas de cada uno de los taludes considerados para el total de familias de juntas obtenidas. El programa considera que no existe cohesión ni presión de agua.

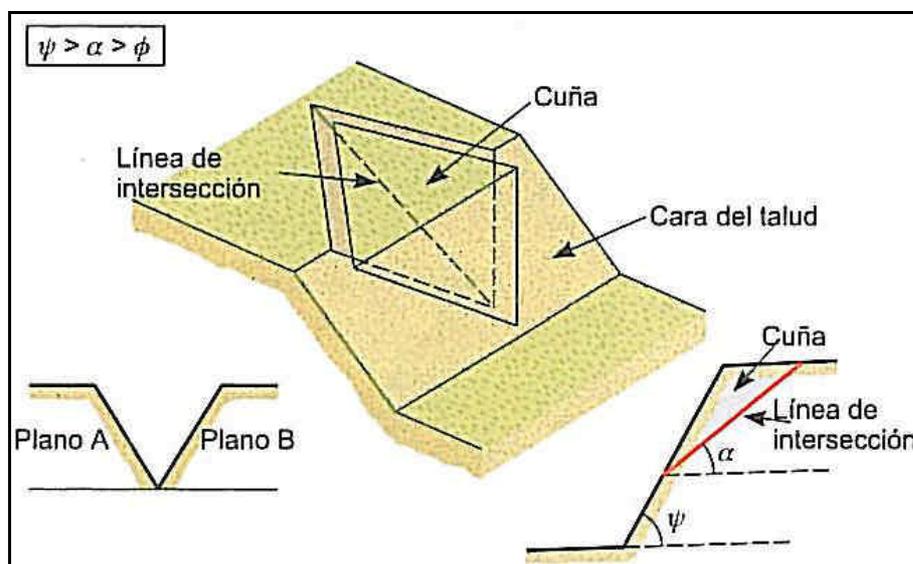
Las posibles inestabilidades que pueden generarse en taludes de roca se pueden reducir a las siguientes:

### DESLIZAMIENTO PLANAR



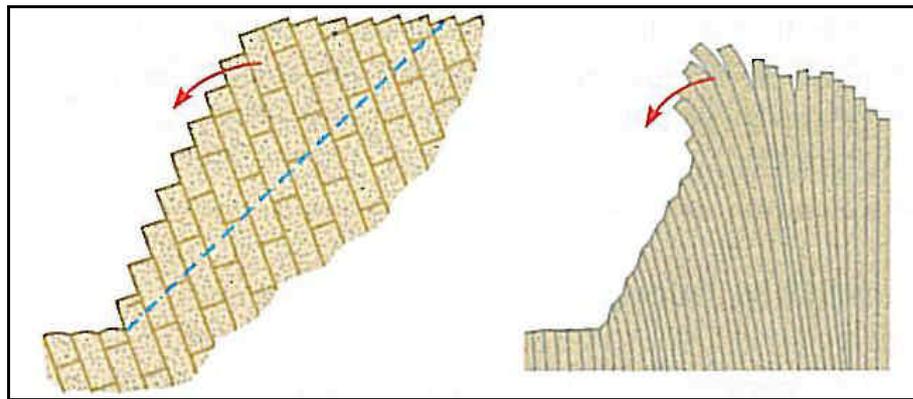
Se produce cuando existen planos de rotura que no difieren en más de  $20^\circ$  sobre la dirección del talud y buzan menos que él.

### DESLIZAMIENTO DE CUÑAS



Se produce cuando dos planos de rotura se unen formando un bloque cuya línea de intersección presenta un buzamiento mayor que el ángulo de fricción de las propias juntas y menor que la pendiente del propio talud. Deberá, al mismo tiempo, presentar un sentido del buzamiento contra el talud de la explotación.

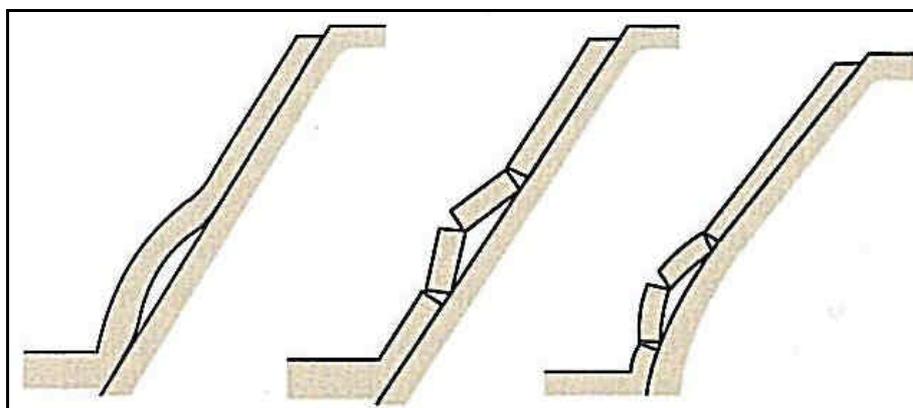
#### DESLIZAMIENTO POR VUELCO DE ESTRATOS



Se produce cuando se conjugan dos situaciones: unos planos muy verticales que buzán contra las pendientes del talud unidos a otros planos de rotura más tendidos que buzán a favor del talud. Esta geometría genera una serie de grandes bloques inestables que pueden deslizarse uno sobre el otro.

No se han reconocido estos problemas en los taludes analizados.

#### DESLIZAMIENTO POR PANDEO



Se produce cuando tenemos unos planos muy verticales, normalmente estratificación, que buzán como la pendiente del talud y que se deslizan por su propio peso.

No se han reconocido estos problemas en los taludes analizados.

El análisis realizado ha sido determinístico en el que se considera unas características de las familias de juntas que son la media de todos los planos medidos por lo que se pueden observar como los cálculos de estabilidad realizados de esta manera proporcionan valores altos del factor de seguridad aunque suelen producirse deslizamientos. Ello es debido a que para la realización de estos cálculos se emplean parámetros modales, pudiendo existir en el desmonte fracturas de parámetros más desfavorables, que ocasionen roturas.

Los parámetros geotécnicos empleados representan unos valores que se sitúan en el lado de la seguridad. Se han considerado los siguientes datos:

### **Continuidad de las juntas**

El valor determinado en los registros geológicos de campo (estaciones geomecánicas), no corresponde en general a la continuidad real de la fractura ya que si la longitud del afloramiento es pequeña, la continuidad se subestima a valores que dependen fundamentalmente del tamaño del afloramiento. Por lo tanto La estabilidad global de cada uno de los taludes se ha realizado asumiendo que la continuidad es del 100% de la altura del talud.

### **Cohesión y fricción**

Se van a emplear parámetros residuales, del lado de la seguridad. Consideraremos una cohesión de 0 y un ángulo de fricción residual obtenido a partir de los ensayos realizados.

### **Carga hidráulica**

A largo plazo, los niveles piezométricos en taludes tienden a rebajarse hasta alcanzar el pie de la excavación. Sin embargo, el nivel de agua puede sufrir un incremento brusco, como consecuencia de un periodo prolongado de lluvias. Cuando estos niveles ascienden, pueden llegar a provocar la rotura del talud por lo que la mejor medida para prevenir estas eventualidades es la de evitar la presencia de agua en el terreno con la recogida de las aguas superficiales en la cabecera de la explotación.

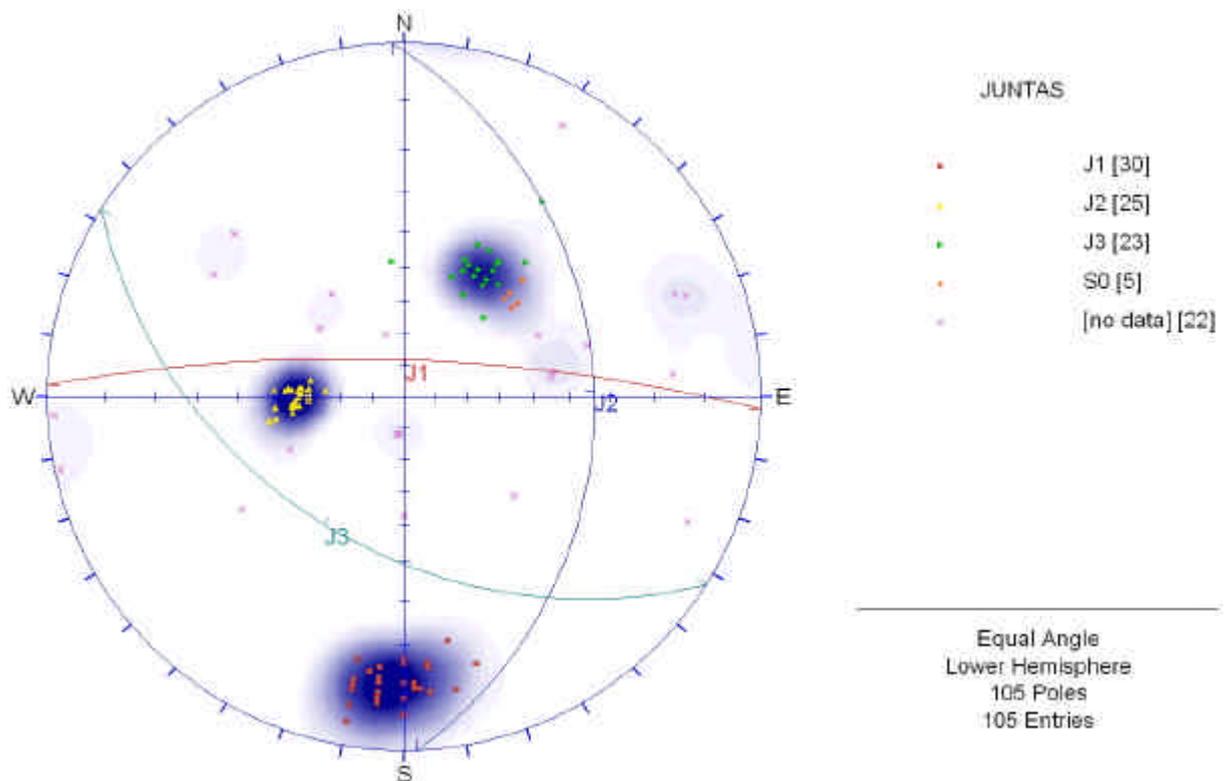
## 4.2.1 RED ESTRUCTURAL

A partir de las medidas realizadas en los taludes de la cantera se ha obtenido la siguiente red de fracturación que afecta al macizo rocoso en el horizonte calcáreo explotado.

Las principales discontinuidades que se han medido en las tres estaciones geomecánicas realizadas son las siguientes:

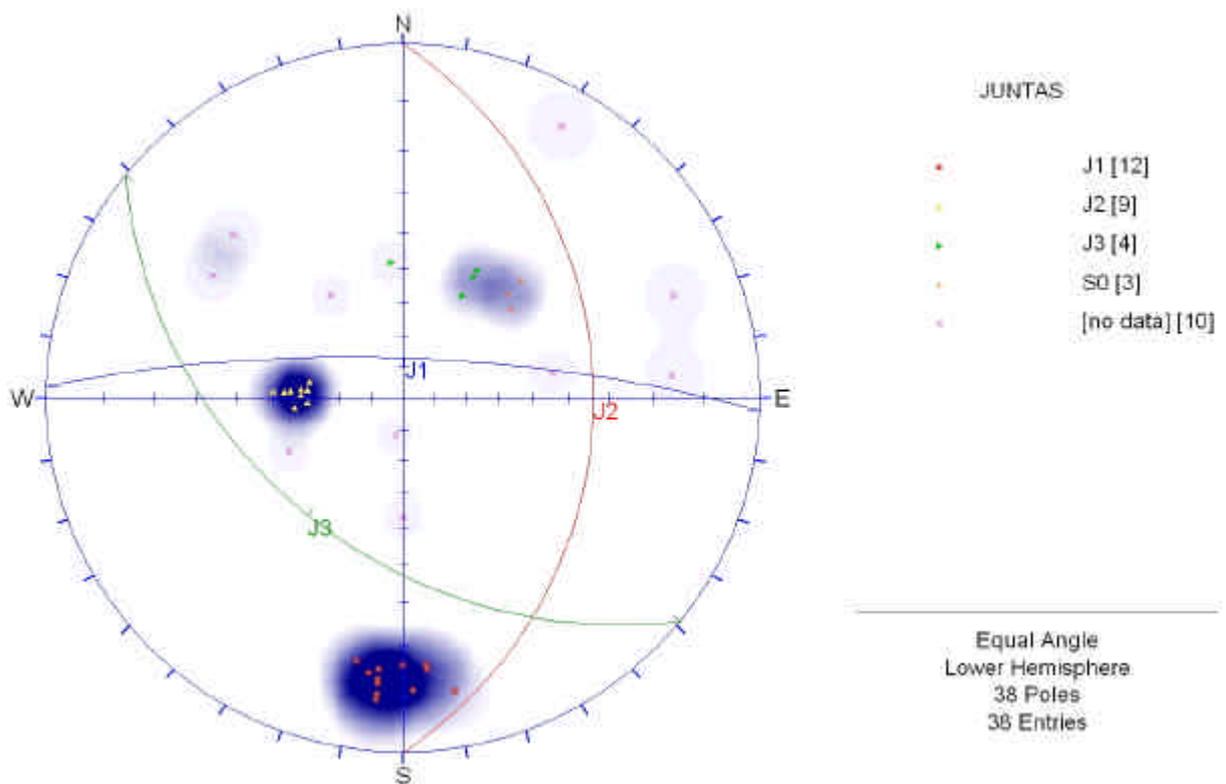
Discontinuidad	Buzamiento/Dirección del buzamiento
<b>E</b>	<b>48/220</b>
<b>J<sub>1</sub></b>	<b>78/002</b>
<b>J<sub>2</sub></b>	<b>34/090</b>
<b>J<sub>3</sub></b>	<b>44/211</b>

Esta red estructural presenta el siguiente modelo:



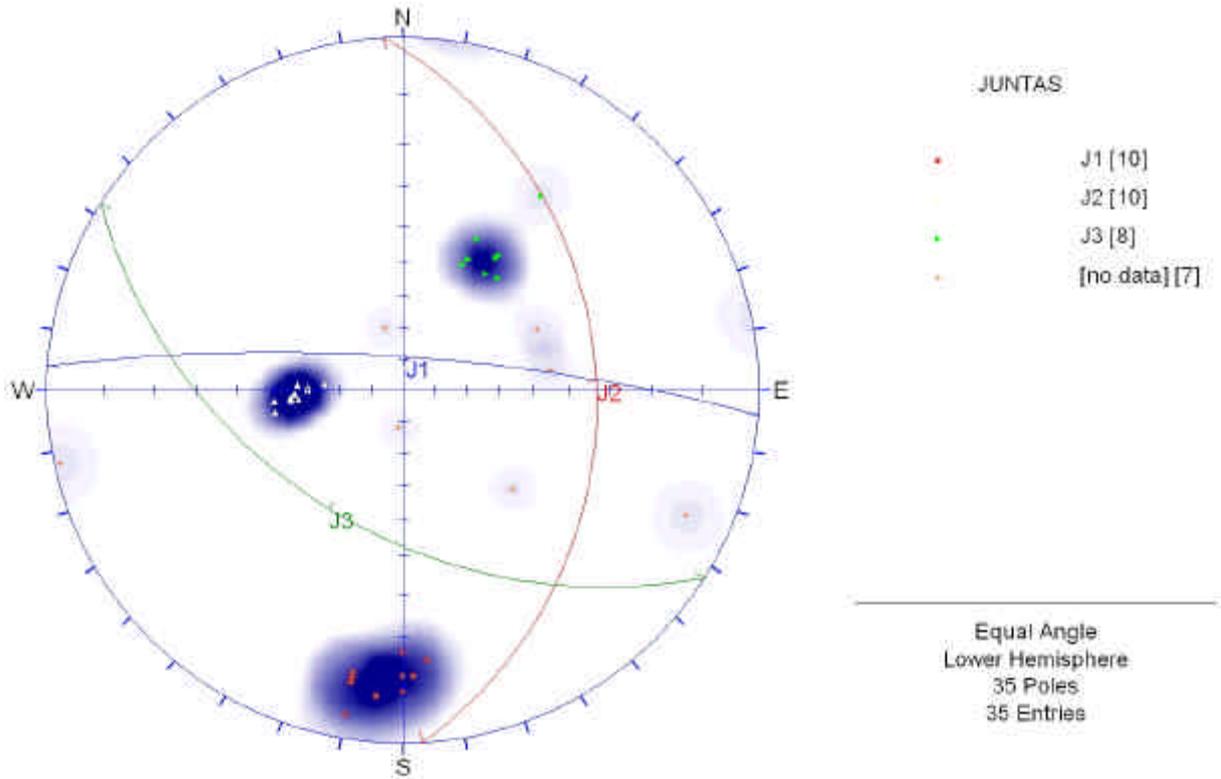
Desglosándolas por estaciones geomecánicas tenemos las siguientes estructuras obtenidas en cada uno de los puntos de toma de datos en el campo. La posición exacta de las tres estaciones aparece reflejada en el correspondiente plano.

### ESTACIÓN EGM-1



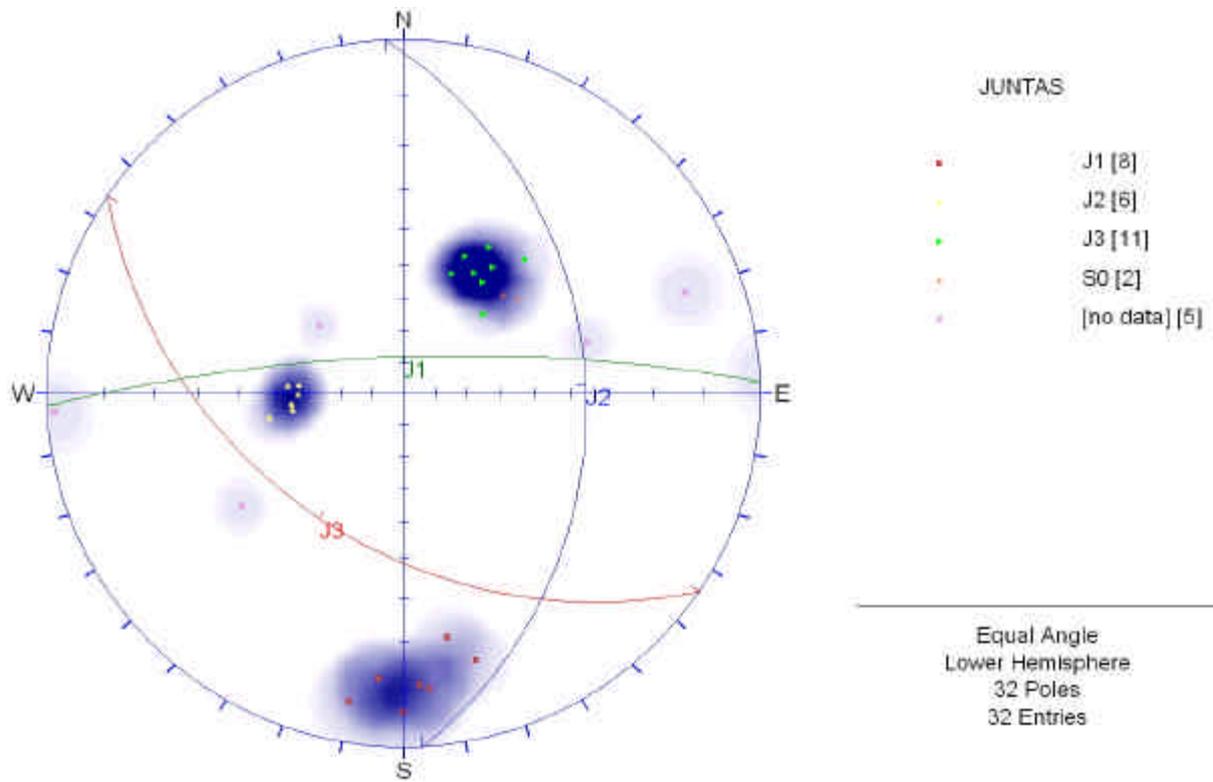
Discontinuidad	Buzamiento/Dirección del buzamiento
<b>J<sub>1</sub></b>	<b>77/002</b>
<b>J<sub>2</sub></b>	<b>34/090</b>
<b>J<sub>3</sub></b>	<b>44/219</b>

**ESTACIÓN EGM-2**

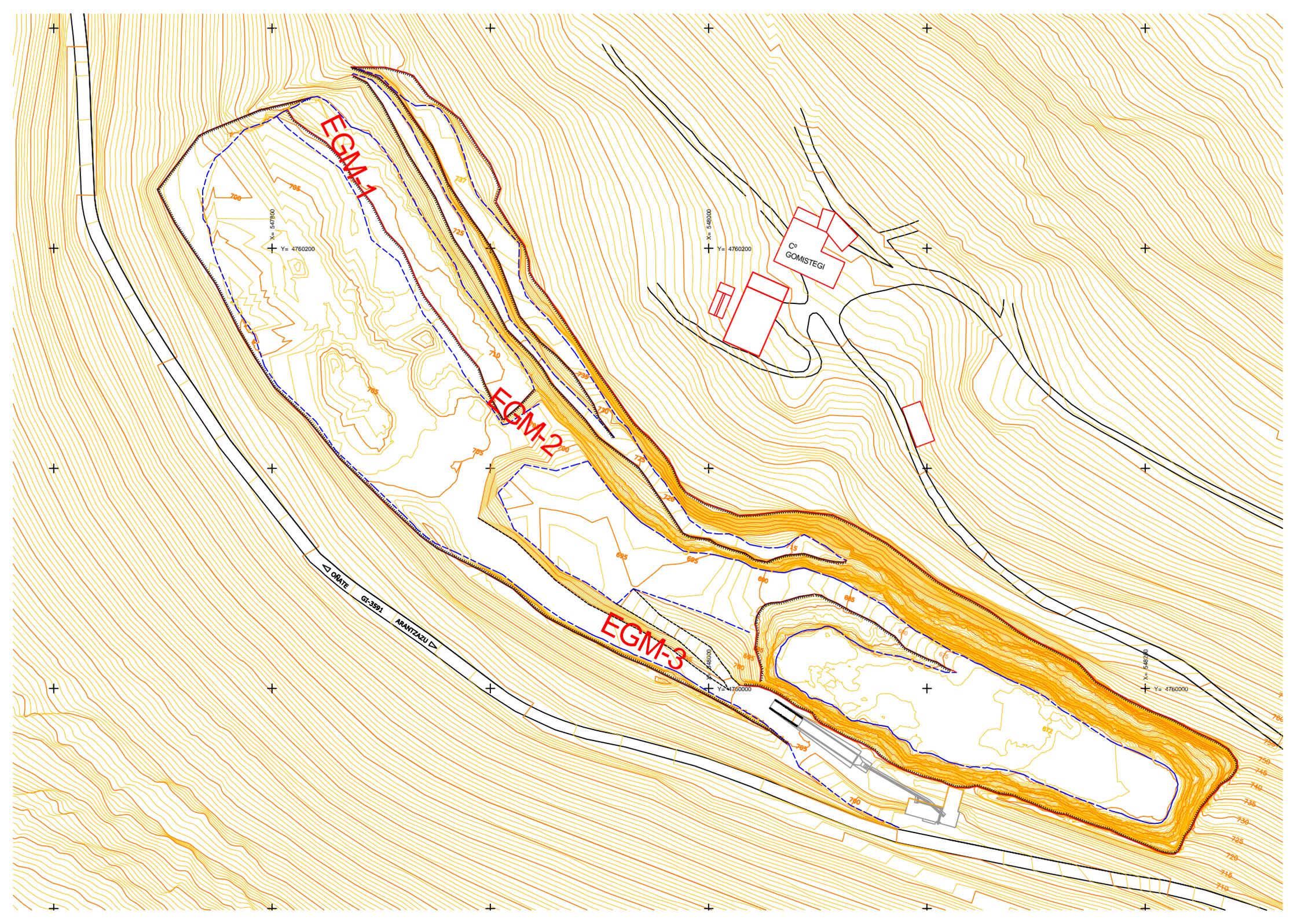


Discontinuidad	Buzamiento/Dirección del buzamiento
<b>J<sub>1</sub></b>	<b>79/004</b>
<b>J<sub>2</sub></b>	<b>33/087</b>
<b>J<sub>3</sub></b>	<b>47/212</b>

### ESTACIÓN EGM-3



Discontinuidad	Buzamiento/Dirección del buzamiento
<b>J<sub>1</sub></b>	<b>78/358</b>
<b>J<sub>2</sub></b>	<b>36/087</b>
<b>J<sub>3</sub></b>	<b>44/214</b>



De la representación de la red estructural podemos observar la existencia de cuatro familias de discontinuidades que presentan una mayor presencia. Se trata de la estratificación y de las juntas J1, J2 y J3. El primer caso representa algo más del 5% de las medidas realizadas mientras que las tres juntas abarcan entre el 70-75% de las medidas obtenidas. El resto corresponde a juntas de escaso desarrollo o muy localizadas en el entorno general de la cantera.

En los reconocimientos de los taludes realizados podemos considerar las siguientes características para cada una de las familias de discontinuidades:

**Estratificación:** se presenta con un **espaciado** muy variable dependiendo de la unidad geológica de la que se trate. En los niveles de muro podemos reconocer bancos decimétricos a métricos en los horizontes de calizas impuras formadas por margocalizas y/o calizas arenosas. La estratificación en el paquete de calizas de rudistas se reconoce más difícilmente reconociéndose un espaciado métrico a decamétrico.

La **continuidad** de estos planos suele ser alta a muy alto (superiores a 20 m.) en el paquete calizo y de mayor desarrollo en los materiales calcáreo-detríticos formados por alternancias de calizas y margocalizas.

En términos generales, son planos de ligera a intensamente **ondulados** con superficies lisas a pequeña escala.

No se han reconocido **rellenos** en este tipo de discontinuidades.



**Foto 1.- Detalle de varios planos de estratificación ondulados y de gran continuidad.**

**Familia J<sub>-1</sub>**: representan a una familia de juntas perfectamente desarrollada a lo largo de toda la zona en estudio tanto sobre los niveles de techo y muro como en el paquete calizo explotado. El **espaciado** que presentan estas juntas es muy abierto ya que, como término medio, oscila entre 2 y 20 metros. La **continuidad** medida es muy alta ya que, por término medio supera los 10 metros.

La **rugosidad** que presenta esta familia de juntas oscila entre onduladas y escalonadas.

El **relleno** es inexistente en las juntas que atraviesan la serie mixta calcáreo-detritica, pero puede presentar un filoncillo de calcita blanca cuando atraviesa el paquete de calizas.



**Foto 2.- Detalle de una discontinuidad perteneciente a la familia J<sub>1</sub>.**

**Familia J-2:** representan a una familia de juntas reconocidas a lo largo de toda la zona en estudio tanto sobre los niveles de techo y muro como en el paquete calizo, pero que se desarrolla más extensamente sobre estas últimas. Presentan un **espaciado** y una presencia muy variable ya que podemos reconocer áreas donde esta familia de discontinuidades se presenta con un espaciado métrico y zonas donde no se han reconocido.

La **continuidad** medida es media en los niveles de calizas. Como término medio, podemos considerar la continuidad de esta familia de juntas oscilando entre 3-5 metros, habiéndose reconocido juntas que pueden ser reconocidas a lo largo de más de 10 metros.

La **rugosidad** que presenta esta familia de juntas oscila entre onduladas y escalonadas.

El **relleno** es inexistente en las juntas que atraviesan la serie mixta calcáreo-detritica, pero puede presentar un filoncillo de calcita blanca cuando atraviesa el paquete de calizas.



**Foto 3.- Detalle de una discontinuidad perteneciente a la familia J<sub>2</sub>.**

**Familia J-3:** representan una familia de juntas desarrolladas de forma puntual en la zona de trabajo.

Presenta un **espaciado** bajo que oscila entre 1 y 3 metros.

La **continuidad** medida es alta, ya que, como término medio, oscila entre 3-10 metros.

Su **rugosidad** puede valorarse en plana tanto en tamaño métrico como decimétrico.

Esta familia de juntas presenta un fino **relleno** milimétrico de calcita blanca.



**Foto 4.- Detalle de una discontinuidad perteneciente a la familia J<sub>3</sub>.**

El resto de familias de juntas aparecen escasamente representadas en la zona de trabajo por lo que no es posible asignarles valores generales. Únicamente podemos considerar que representan juntas poco desarrolladas y de escasa continuidad que aparecen muy localizadas.

En la zona occidental de la zona de explotación se reconoce una falla de movimiento inverso con un buzamiento bajo de  $43^\circ$  y un sentido del buzamiento de N- $025^\circ$ -E. Esta fractura no forma parte de una familia identificada de discontinuidades y afecta a una zona muy limitada de la explotación por lo que no ha sido considerada en el presente estudio geotécnico.



**Foto 5.- Traza de la falla inversa cortada por la explotación de calizas.**

Con el fin de poder reconocer los principales procesos geotécnicos que pudieran presentar inestabilidades en los taludes generados durante la explotación de la piedra caliza, se ha subdividido los afloramientos estudiados en tres sectores atendiendo a los siguientes criterios:

- **Estratigráficos.** Se ha observado que existe una estructura general que afecta tanto al tramo calizo como a las series detríticas tanto de techo como de muro, pero los reconocimientos de campo ha puesto en evidencia una desigual distribución de estas familias de juntas según consideremos unas zonas u otras de la cantera.
- **Geométricos.** La explotación minera presenta una forma rectangular por lo que tenemos diferentes direcciones de taludes con buzamientos orientados de forma muy desigual. La relación entre las familias de juntas reconocidas y las orientaciones de los taludes de explotación nos indicará las posibles inestabilidades y los factores de seguridad que presenten.

Dentro de los taludes de la cantera hemos diferenciado tres direcciones principales y cinco secundarias que corresponden a las diferentes orientaciones de la explotación y a las pendientes de los taludes.

Estos taludes serán los siguientes:

<b><u>Talud</u></b>	<b><u>Buzamiento/Dirección del buzamiento</u></b>
<b>Talud Oeste</b>	<b>76/053</b>
	<b>76/055</b>
	<b>76/064</b>
<b>Talud Este</b>	<b>56/244</b>
	<b>56/258</b>
	<b>61/244</b>
<b>Talud Norte</b>	<b>61/167</b>

## 4.2.2 TRAMIFICACIÓN

A continuación repasaremos la relación existente entre los cuatro tramos en los que hemos caracterizado los materiales presentes en la explotación minera con los taludes presentes en la misma.

En todos los casos, hemos trabajado, para cada una de las juntas detectadas, con los valores residuales tanto de cohesión como del ángulo de rozamiento interno ya que corresponden a los valores de estos parámetros que se medirían tras producirse un deslizamiento a lo largo de cada una de los planos de inestabilidad. En el primer caso hemos considerado que las juntas donde existen posibles riesgos de deslizamiento aparecen rellenas de arcilla con alta humedad por lo que su valor de cohesión tenderá a ser cero.

El ángulo de fricción residual ha sido estimado en 35° que es el utilizado en todos los estudios geotécnicos realizados previamente para los materiales que componen la cantera de Gomistegui.

### 4.2.2.1. TALUD ESTE

Corresponde a los taludes más orientales de la futura explotación. Se trata de la zona con mayores alturas y número de bancos.

La estructura general que presenta este primer sector se caracteriza por la presencia muy marcada de la junta J-1, apareciendo, en menor medida las familias J-2, J-3 y la estratificación.

También se ha reconocido un plano de falla inversa con presencia de estrías de fricción y una caja de varios metros de alteración y deformación.

Estructura general considerada para este sector:

<b>Discontinuidad</b>	<b>Buzamiento/Dirección del buzamiento</b>
<b>E</b>	<b>48/220</b>
<b>J<sub>1</sub></b>	<b>78/002</b>
<b>J<sub>2</sub></b>	<b>34/090</b>
<b>J<sub>3</sub></b>	<b>44/211</b>

Se han considerado las siguientes dirección y buzamiento de los taludes:

<b>Talud Este</b>	<b>56/244</b>
	<b>56/258</b>
	<b>61/241</b>

A continuación se reconocen las posibles inestabilidades por deslizamiento de cuñas o planar que pueden existir entre la red estructural reconocida y los taludes afectados por la misma.

**ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE CUÑAS EN TALUDES EN ROCA**  
 Sin cohesión. Sin presiones de agua.

C. Sagaseta, Universidad de Cantabria

Santander, Spain

Caso: Gomistegi 25-04-16

**Discontinuidades:**

Familia	Nombre	Dirección de buzamiento	Buzamiento	Ang. Rozam.	Dirección de buzamiento:
1	S0	220	48	35	0-360° desde N, sentido horario  Angulos en grados (°)
2	J1	2	78	35	
3	J2	90	34	35	
4	J3	211	44	35	
5					
6					

**Taludes:**

Talud:	Nombre	Dirección de Buzamiento	Buzamiento	Dirección de buzamiento:
1	Talud Este 1	244	56	0-360° desde N, sentido horario  Angulos en grados (°)
2	Talud Este 2	241	61	
3	Intermedio	258	56	
4				
5				
6				

**Fuerzas máscas:**

fx	fy	fz
0	0	-1

Ejes: OX: Este  
 OY: Norte  
 OZ: Vertical ascendente

**Cuñas y planos:**

Planos	Arista		Coef. seg. F	Descalzada por talud.		
	Dirección	Buzamiento		Talud Este 1	Talud Este 2	Intermedio
S0 - S0	220	48	0,63			
S0 - J1	279	30	2,18	SI	SI	SI
S0 - J2	149	19	2,45			
S0 - J3	174	38	6,55			
S0 -						
S0 -						
J1 - J1	2	78	0,15			
J1 - J2	84	34	1,09			
J1 - J3	277	22	3,18	SI	SI	SI
J1 -						
J1 -						
J2 - J2	90	34	1,04			
J2 - J3	145	21	2,14			
J2 -						
J2 -						
J3 - J3	211	44	0,73			
J3 -						
J3 -						
-						
-						
-						

Del anterior análisis realizado vemos como solamente se han reconocido dos tipos de inestabilidades asociadas a la generación de cuñas a partir de la familia de juntas J-1, tanto asociada con la estratificación como con la familia J-3. En ambos casos vemos el alto coeficiente de seguridad (2,18 para la cuña S0/J-1 y 3,18 para la cuña J-1/J-3) para estas cuñas superan los valores que podemos considerar estables debido al bajo buzamiento que presentaría la arista a lo largo de la cual se deslizarían las cuñas, 30° y 22° respectivamente.

Igualmente vemos como una de las familias que formarían estas cuñas (J-3) se presenta muy esporádica y poco representativa por lo que podemos considerar que estos taludes se presentarán estables ante las inestabilidades consideradas.

#### **4.2.2.2. TALUD OESTE**

Corresponde a los materiales pertenecientes a la serie calcárea y parte de las limolitas calcáreas de techo presentes en el talud Oeste de la explotación.

La estructura general que presenta este primer sector se caracteriza por la presencia de la estratificación y de las juntas J-3 y J-2, apareciendo, en menor medida la familia J-1.

Estructura general considerada para este sector:

<b>Discontinuidad</b>	<b>Buzamiento/Dirección del buzamiento</b>
<b>E</b>	<b>48/220</b>
<b>J<sub>1</sub></b>	<b>78/002</b>
<b>J<sub>2</sub></b>	<b>34/090</b>
<b>J<sub>3</sub></b>	<b>44/211</b>

Se han considerado las siguientes dirección y buzamiento de los taludes:

<b>Talud Oeste</b>	<b>76/053</b>
	<b>76/055</b>
	<b>76/064</b>

A continuación se reconocen las posibles inestabilidades por deslizamiento de cuñas o planar que pueden existir entre la red estructural reconocida y los taludes afectados por la misma.

**ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE CUÑAS EN TALUDES EN ROCA**

Sin cohesión. Sin presiones de agua.

C. Sagaseta. Universidad de Cantabria

Santander. Spain

Caso: Gomistegi 25-04-16

**Discontinuidades:**

Familia	Nombre	Dirección de buzamiento	Buzamiento	Ang. Rozam.	Dirección de buzamiento:
1	S0	220	48	35	0-360° desde N, sentido horario  Angulos en grados (°)
2	J1	2	78	35	
3	J2	90	34	35	
4	J3	211	44	35	
5					
6					

**Taludes:**

Talud	Nombre	Dirección de Buzamiento	Buzamiento	Dirección de buzamiento:
1	Talud Oeste 1	53	76	0-360° desde N, sentido horario  Angulos en grados (°)
2	Talud Oeste 2	64	76	
3	Chafán	55	76	
4				
5				
6				

**Fuerzas másicas:**

fx	fy	fz
0	0	-1

Ejes: OX: Este  
 OY: Norte  
 OZ: Vertical ascendente

**Cuñas y planos:**

Planos	Arista		Coef. seg. F	Descalzada por talud:		
	Dirección	Buzamiento		Talud Oeste 1	Talud Oeste 2	Chafán
S0 - S0	220	48	0,63			
S0 - J1	279	30	2,18			
S0 - J2	149	19	2,45		SI	
S0 - J3	174	38	6,55			
S0 -						
S0 -						
J1 - J1	2	78	0,15			
J1 - J2	84	34	1,09	SI	SI	SI
J1 - J3	277	22	3,18			
J1 -						
J1 -						
J2 - J2	90	34	1,04			
J2 - J3	145	21	2,14		SI	
J2 -						
J2 -						
J3 - J3	211	44	0,73			
J3 -						
J3 -						
-						
-						
-						

Del anterior análisis realizado vemos como solamente se han reconocido tres tipos de inestabilidades asociadas a la generación de cuñas inestables a partir de la familia de juntas J-2, tanto asociada con la estratificación como con las familias J-1 y J-3. En los tres casos vemos que el coeficiente de seguridad considerado es igual o superior a 1,1 que, para taludes provisionales, podemos considerar como aceptable (2,45 para la cuña S0/J-2, 1,09 para la cuña J-1/J-2 y 2,14 para la cuña formada por las familias J2-J3) para estas tres cuñas encontramos valores bajos del buzamiento que presentaría la arista a lo largo de la cual se deslizarían las cuñas, 19°, 34° y 21° respectivamente.

### **4.2.2.3. TALUD NORTE**

Corresponde a un pequeño talud de transición entre los dos anteriormente considerados.

<b>Discontinuidad</b>	<b>Buzamiento/Dirección del buzamiento</b>
<b>E</b>	<b>48/220</b>
<b>J<sub>1</sub></b>	<b>78/002</b>
<b>J<sub>2</sub></b>	<b>34/090</b>
<b>J<sub>3</sub></b>	<b>44/211</b>

Se han considerado las siguientes dirección y buzamiento de los taludes:

<b>Talud Norte</b>	<b>61/167</b>
--------------------	---------------

A continuación se reconocen las posibles inestabilidades por deslizamiento de cuñas o planar que pueden existir entre la red estructural reconocida y los taludes afectados por la misma

**ANÁLISIS DE ESTABILIDAD DE CUÑAS EN TALUDES EN ROCA**  
 Sin cohesión. Sin presiones de agua. C. Sagaseta. Universidad de Cantabria.

Santander, Spain

Caso: **Gomistegi 25-04-16**

**Discontinuidades:**

Familia	Nombre	Dirección de buzamiento	Buzamiento	Ang. Rozam.	Dirección de buzamiento:
1	S0	220	48	35	0-360° desde N, sentido horario.  Angulos en grados (°)
2	J1	2	78	35	
3	J2	90	34	35	
4	J3	211	44	35	
5					
6					

**Taludes:**

Talud	Nombre	Dirección de Buzamiento	Buzamiento	Dirección de buzamiento:
1	Talud Norte	167	61	0-360° desde N, sentido horario.  Angulos en grados (°)
2				
3				
4				
5				
6				

**Fuerzas másicas:**  $f_x$   $f_y$   $f_z$  Ejes: OX: Este  
 0 0 -1 OY: Norte  
 OZ: Vertical ascendente

**Cuñas y planos:**

Planos	Arista		Coef. seg.	Descalzada por talud:
	Dirección	Buzamiento	F	
S0 - S0	220	48	0,63	
S0 - J1	279	30	2,18	
S0 - J2	149	19	2,45	SI
S0 - J3	174	38	6,55	SI
S0 -				
S0 -				
J1 - J1	2	78	0,15	
J1 - J2	84	34	1,09	
J1 - J3	277	22	3,18	
J1 -				
J1 -				
J2 - J2	90	34	1,04	
J2 - J3	145	21	2,14	SI
J2 -				
J2 -				
J3 - J3	211	44	0,73	
J3 -				
J3 -				
-				
-				
-				

Del anterior análisis realizado vemos como se han reconocido tres tipos de inestabilidades asociadas a la generación de cuñas inestables a partir de la estratificación y las familias de juntas J-2 y J-3. En los tres casos vemos que el coeficiente de seguridad considerado es igual o superior a 2 que, para taludes provisionales, podemos considerar como aceptable (2,45 para la cuña S0/J-2, 6,55 para la cuña S0/J-3 y 2,14 para la cuña formada por las familias J2-J3) para estas tres cuñas encontramos valores bajos del buzamiento que presentaría la arista a lo largo de la cual se deslizarían las cuñas, 19°, 38° y 21° respectivamente.

## **4.2.3 CONCLUSIONES**

De las observaciones realizadas en el campo y de los estudios posteriores podemos extraer las siguientes conclusiones:

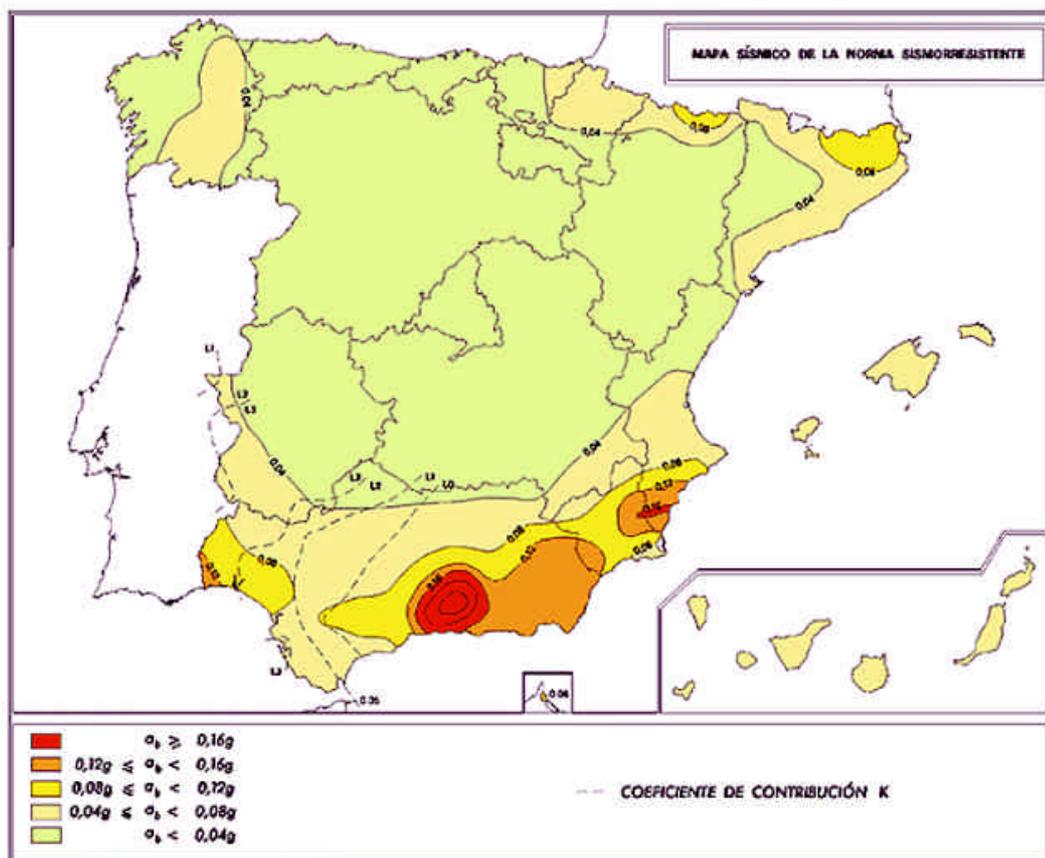
- ✓ No se han reconocido inestabilidades asociadas al deslizamiento de cuñas o a partir de planos de discontinuidad que pudieran presentar unos factores de seguridad inferiores a 1,1 que, consideramos, es un valor suficiente para taludes provisionales de explotación y para taludes definitivos en el caso de no generarse riesgos para instalaciones, servicios o personas.
- ✓ No obstante, el estudio realizado ha sido de carácter determinístico en el que se han considerado valores medios de las diferentes familias de juntas reconocidas en las estaciones geomecánicas. Estos datos pueden sufrir oscilaciones entre sus valores extremos que pudieran generar inestabilidades no consideradas. Ante esta posibilidad y ante la posible aparición de otras discontinuidades no contempladas, sería necesario el reconocimiento geotécnico de los taludes tanto provisionales como definitivos con el fin de valorar y comparar la realidad observada con los valores utilizados en el presente estudio. En el caso de reconocer una estructura para el macizo rocoso que pudiera variar de la considerada sería necesario ir adaptando el modelo geotécnico con los valores estructurales que se estuvieran observando. Con estos nuevos datos tomados directamente en los taludes de la explotación se debería de generar un nuevo modelo geomecánico a partir del que se podrá definir los factores de seguridad resultante.
- ✓ Especial atención merece la parte superficial del terreno formada por calizas karstificadas y arcillas de descalcificación. Esta zona que, en estudios previos, podemos valores en unos 10 metros de potencia necesita una mayor atención ya que es posible la presencia de bloques sueltos e inestables. Para minimizar los riesgos asociados a esta zona se recomienda el saneo de la misma, la disminución de la pendiente del talud más superficial y el aumento de la anchura de la correspondiente berma con el objetivo de prevenir la caída de bloques y si esta situación ocurre que sean detenidos en la parte alta del mismo.

- ✓ Otro punto problemático sería las inmediaciones de la falla inversa que se ha reconocido en el sector noreste de la explotación. Se deberá de hacer un seguimiento de sus características y del grado de fracturación y alteración que presentan sus dos labios. En el caso de que la caja de alteración fuese importante se debería de definir un sostenimiento específico para los mismos.
- ✓ No obstante, cualquier sostenimiento que se pudiera definir sería puntual y específico para el entorno en el que se han reconocido las inestabilidades y no debería de ser sistemático a todo el talud de la explotación. Este caso sería necesario ante la posibilidad de que la problemática se reconociese de forma sistemática para toda la explotación.
- ✓ Todos los cálculos se han realizado considerando valores geotécnicos residuales en con taludes drenados, entendiendo que serían las condiciones más restrictivas situándonos en el lado de la seguridad. Para que se cumplan estas condiciones se hace necesario que se mantengan, a lo largo de los taludes, sobre todo en las condiciones de drenaje. Los taludes tienden a drenarse de forma natural al ser excavados, pero hay que presentar especial atención a que se mantengan estas condiciones. En caso contrario, se deberían de perforar drenes californianos en las zonas donde no se tenga seguridad de estas condiciones drenadas. Por lo tanto, no se recomienda utilizar hormigón proyectado en los taludes definitivos, sería más eficaz el saneo de las zonas más alteradas.

## 4.3 RESUMEN

Según los diversos estudios geotécnicos realizados en la cantera, en los que se han tenido en cuenta las fuerzas resistentes y desestabilizadoras que actúan en los taludes podemos concluir:

El municipio de Oñate se encuentra en una zona sísmica baja, ya que tiene una aceleración sísmica básica  $a_b$  menor de  $0,04g$ , siendo  $g$  la aceleración de la gravedad.



Por lo tanto consideramos que los taludes son estables con un factor de seguridad de 1,1 para los taludes provisionales, considerando el riesgo sísmico.

No obstante se realizarán reconocimientos del grado de alteración y fracturación de los taludes, según se vayan explotando. En aquellos casos puntuales en que se den inestabilidades en el talud definitivo, se procedería a realizar un sostenimiento puntual y específico allí donde se hayan reconocido dichas inestabilidades.

La zona de “montera” ante la presencia de bloques inestables se saneará debidamente cuando se acceda a ella, manteniendo una berma de seguridad inferior para contener el posible desprendimiento de bloques y que no incidan en el hueco de cantera.

# 5

## DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

### 5.1 CRITERIOS DE DISEÑO

El aprovechamiento de la masa caliza se plantea a partir de los conocimientos derivados de la investigación realizada hasta el momento actual, dicha masa presenta unos recursos de una calidad comercial. La extracción del material calizo se llevará a cabo según los métodos tradicionales de las explotaciones a cielo abierto, por medio de bancos a diferentes alturas y las consiguientes pistas y accesos a dichos bancos. A partir de los estudios geológicos se ha procedido al diseño de diversas fases intermedias, que permiten evaluar los volúmenes explotables en cada una de ellas, para a partir de ellas diseñar una fase final.

En las diferentes fases se han proyectado las gradas de una manera gradual, siguiendo el criterio de ir alcanzando el perfil final en las diversas gradas, según vamos desarrollando los niveles inferiores de la explotación. **Las diferentes fases no son módulos cerrados de actuación**, es decir, que al ir avanzando en la explotación las diversas fases se pueden ir combinando en aquellos puntos en los cuales se prevea una mejor productividad.

Con esta somera explicación queremos indicar que con el diseño de las fases se ha intentado dar unas directrices de la explotación siguiendo unos parámetros de actuación progresivos y sencillos de comprender.

Así mismo hemos creído conveniente incluir diversos planos (02-0 -0 ) que nos dan una idea de por donde continuar la explotación, cuando llegue el momento de solicitar una prórroga de la concesión. Estos planos pueden ser modificados en su momento, dado que cuando se solicitase la prórroga pueden haber cambiado diversos parámetros como: Nueva Legislación, Adelantos Técnicos, Condiciones Económicas, etc.

De acuerdo con lo establecido en las Instrucciones Técnicas Complementarias del Capítulo VII (Trabajos a Cielo Abierto) del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, se definen a continuación los criterios específicos que tienen una mayor entidad dentro de la cantera proyectada.

## **5.1.1 ALTURA DE BANCO**

La altura de los bancos, existentes en la actualidad, varía entre 5-15 m.

En la zona Oriental existe un talud continuo desde la montera hasta la plaza de cantera en esta zona de cota aproximada 617-618.

Durante el transcurso de la explotación se pretende la creación de bancos de 15 m. intercalando bermas de diferente anchura entre ellos.

Dicha actuación se justifica siguiendo diversos criterios, siendo el principal el de seguir la explotación de una manera lo más operativa posible con los medios con que se disponen en la actualidad y aumentándolos según el transcurso de las operaciones.

Estas alturas (15 m.) pueden calificarse como seguras y fáciles de dominar por los operadores en las diversas labores a realizar en los bancos, consiguiendo un control adecuado en la perforación y voladura, lo que nos posibilita una adecuada fracturación del material a las características requeridas por la planta de trituración.

En algunos bancos de la explotación se pretende el perfilado del talud. Las mejoras que se esperan conseguir con este perfil final de la explotación son dobles.

- MEJORAS MEDIOAMBIENTALES. Estos bancos tienen una superficie no restaurable (cara de talud) menor, con el consiguiente aumento de la relación de zona restaurada.
- MEJORAS GEOTÉCNICAS. Con estos bancos se consigue una mejora geotécnica de los taludes durante la fase de abandono de las correspondientes labores ya que a partir de este momento su saneo se hace más difícil y, por lo tanto, su abandono ha de realizarse con los máximos factores de seguridad posibles.

## **5.1.2 TALUD DE CARA DE BANCO**

En este caso, también hay que hacer dos consideraciones, por un lado el talud de explotación y por el otro el que se prepara para su posterior restauración. Por diversas consideraciones se ha proyectado un talud de cara de banco en la fase de explotación de 3V/H (71,6°), que consideramos que es el más apropiado para el arranque por explosivos, ya que nos garantiza un buen despegue de la masa a arrancar y la estabilidad de los taludes resultantes.

Para la fase de abandono se considera suficiente un talud de cara de banco con un ángulo de 80° en algunos bancos, que se obtendrán a partir de tiros de precorte lo que garantiza su correcta rotura en bancos de 15 metros de altura que posibilitan el saneo intensivo de los mismos.

## **5.1.3 NÚMERO DE BANCOS**

Para una completa operatividad en los trabajos mineros a realizar el número mínimo de bancos en proceso de explotación debe ser de dos:

Uno en preparación (perforación)

Uno en producción (carga y transporte del material)

En el caso que nos ocupa ese número es suficiente para el buen funcionamiento de los trabajos a realizar; mejorando con la apertura de nuevos bancos lo que nos posibilitará la adecuación de las labores extractivas al tener más de un frente de explotación. Se plantea la necesidad de tener abiertos de forma simultánea dos frentes como mínimo, espaciados entre sí una distancia de seguridad.

## **5.1.4 BERMAS Y PLATAFORMAS DE TRABAJO**

Las bermas se han mostrado como una medida muy eficaz para contener los deslizamientos de piedras y bloques rocosos, cuando el problema no es de estabilidad general del talud.

Con el fin de evitar que posibles desprendimientos en los frentes caigan sobre los lugares de trabajo situados a niveles inferiores y de disponer de espacio para

conseguir que las plataformas de trabajo sean lo suficientemente amplias para maniobra de la maquinaria, se proyecta una anchura mínima de berma de 8 m. en el frente II. Esta anchura se considera suficiente para retener la caída de piedras y bloques de tamaño centimétrico a decimétrico provenientes de la montera.

En el frente I, se considera una berma de 1 m. entre 2 bancos que sumen en total menos de 40 m. Para adecuar el hueco actual se ha representado el banco intermedio (cota 655) con una berma de aproximadamente 5 m.

La plataforma de trabajo tendrá una anchura óptima de más de 12 m. para que la diversa maquinaria productiva pueda maniobrar holgadamente.

Siendo las máquinas:

	ANCHURA MÁXIMA
PALA CARGADORA	3,10 m
RETROEXCAVADORA	3,30 m.
DUMPER	2,50 m.

La anchura de bermas sería:  $(Av \times 1,5) + Zs1 + Zs2$

Donde:

**Av:** Anchura del vehículo.

**Zs<sub>1</sub>:** Zona de seguridad al borde del banco.

**Zs<sub>2</sub>:** Zona de seguridad al borde del talud.

$(3,3 \times 1,5) + 2 + 5 = \mathbf{11,95}$  m de anchura de plataforma

## 5.1.5 ANCHURA DE LAS PISTAS Y ACCESOS

Las pistas proyectadas está destinada al transporte del material volado, y en su caso triturado, desde los bancos a la tolva de alimentación del la instalación secundaria, siendo utilizada preferentemente por el dumper articulado.

La anchura mínima de la calzada es función de las dimensiones del vehículo mayor que se prevea circule por él, de manera que sea suficiente para que los diferentes vehículos se encuentren en condiciones de seguridad al transitar por la pista por lo cual, dado que el dumper tiene una anchura de 2,5 m. y las retroexcavadoras

hasta 3,3 m., hemos recurrido a proyectar unos accesos de un solo carril con una anchura total de 8 m., que entra dentro de las exigencias legales vigentes.

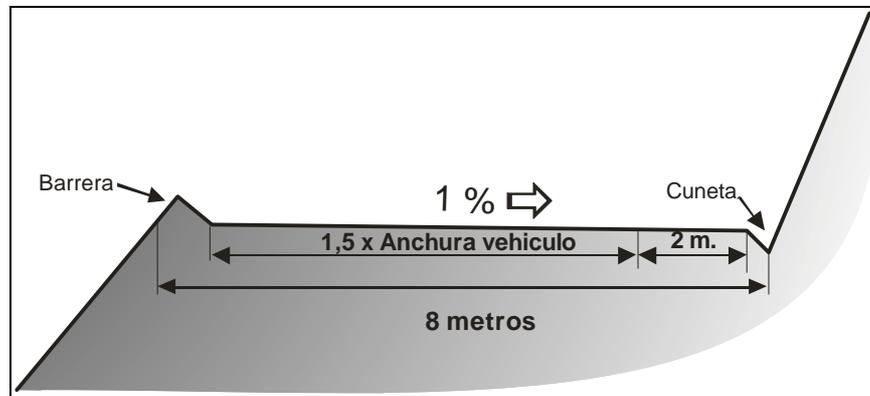


Figura. Sección transversal de la pista

Hemos considerado vehículos normales de utilización los modelos VOLVO A25C y la retroexcavadora VOLVO EC 460 BLG.

En los accesos la anchura mínima de la calzada es función de las dimensiones del vehículo mayor que se prevea circule por él, de manera que sea suficiente para que los diferentes vehículos se encuentren en condiciones de seguridad al transitar por los accesos, por lo cual hemos recurrido a proyectar unos accesos de un solo carril con una anchura mínima total de 6 m., que entra dentro de las exigencias legales vigentes.

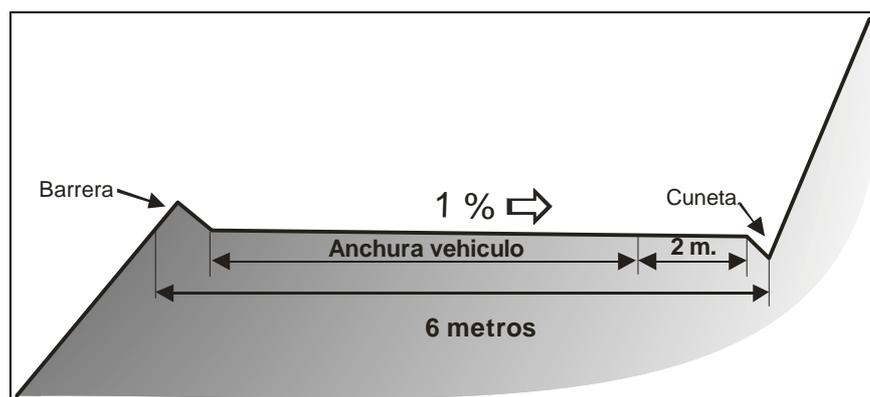


Figura. Sección transversal de los accesos

La pendiente transversal de la calzada será de aprox. un 1% para que la evacuación del agua sea efectiva, y a la vez compatible con la cómoda y segura conducción de los vehículos.

Su disposición será a una sola agua: en secciones en desmonte, el borde más alto podrá colocarse en cualquiera de los dos lados; en secciones en terraplén, el borde más alto estará del lado del talud del relleno más importante; en secciones a media ladera, el borde más alto estará del lado del relleno.

Las cunetas de recogida de las aguas que caen sobre la propia pista y sobre los taludes de desmonte adyacentes tienen una forma en V.

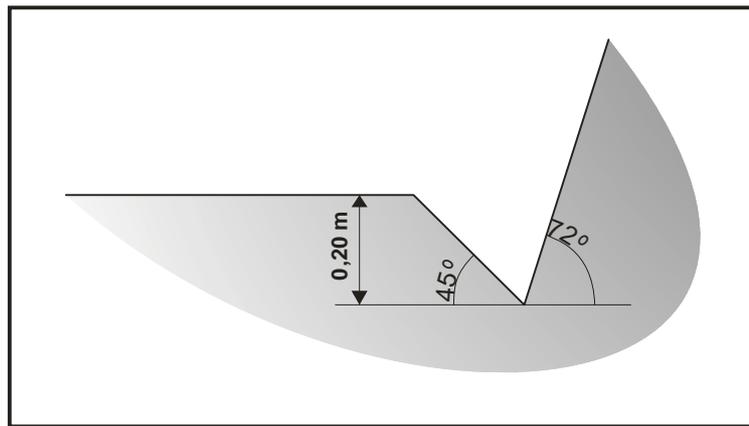


Figura. Sección tipo de cuneta.

Su profundidad es de 0,20 m por razones de limpieza y conservación, teniendo el talud adyacente a la pista 45°, por su parte el talud del lado de desmonte tiene 72° (el ángulo de los taludes proyectados).

Estas cunetas irán por el interior en secciones a media ladera. En las secciones en terraplén se dispone de un resalte en el borde exterior de la plataforma para que impida al agua circular libremente por los taludes, erosionándolos.

Tanto en las pistas como en los accesos se colocaran barreras no franqueables en los bordes exteriores con el fin de evitar que los vehículos se salgan del trazado.

## 5.1.6 PENDIENTE DE PISTAS Y ACCESOS

Debido a la orografía del terreno, la pendiente de las pistas y accesos puede variar de un lugar a otro. Se ha procurado evitar las pendientes superiores al 10 por ciento que, aunque pueden ser superadas por los vehículos que circulan habitualmente por ellos, penalizan la económica y la seguridad en los vehículos circulantes.

La pendiente media de las pistas es aprox. del 10 por ciento, en los accesos varía entre el 10 y el 15 por ciento.

## 5.1.7 CARACTERÍSTICAS DE LAS PISTAS

La superficie sobre la que se apoya el firme esta constituida por roca (materiales calcáreos) en los lugares donde va en desmonte y por materiales provenientes de la excavación en las zonas de relleno o terraplén, que por experiencia constituyen un buen material como explanada o como sub-base

El afirmado será de zahorra artificial compactada con espesor de 25 cm a lo largo de toda la traza. Los materiales del firme provienen del rechazo, que tienen una granulometría de 0 a 40-60 mm.

La calidad de la explanada, dado el tipo de roca que la constituye se puede clasificar de buena a excelente (ver cuadros adjuntos).

<b>EXPLANADAS EN ROCA</b>				
DESCRIPCIÓN TÍPICA	Rocas masivas y competentes	Rocas masivas blandas	Rocas esquistosas blandas	Rocas meteorizables y degradables
VALOR COMO EXPLANADA	Excelente	Buena	Buena	Regular a mala
C.B.R.	Mayor de 30			

<b>SUELOS DE GRANO GRUESO</b>								
<b>Más del 50% es retenido en el tamiz número 200</b>								
<b>ARENAS</b>					<b>GRAVAS</b>			
Más del 50% de la fracción gruesa pasa por el tamiz número 4					50% o más de la fracción gruesa es retenida por el tamiz 4			
ARENAS CON FINOS			ARENAS LIMPIAS		GRAVAS CON FINOS		GRAVAS LIMPIAS	
<b>SÍMBOLO</b>	<b>SC</b>	<b>SM</b>	<b>SP</b>	<b>SW</b>	<b>GC</b>	<b>GM</b>	<b>GP</b>	<b>GW</b>
DESCRIPC. TÍPICA	Arenas arcillosas, mezclas de arena y arcilla	Arenas limosas, mezclas de arena y limo	Arenas y arenas con grava mal graduada, con pocos finos o sin finos	Arenas y arenas con grava bien graduadas, con pocos finos o sin finos	Gravas arcillosas, mezclas grava-arena-limo	Gravas limosas, mezclas de grava-arena-limo	Gravas y mezclas grava-arena mal graduadas, con pocos limos o sin limos	Gravas y mezclas grava-arena bien graduadas, con pocos finos o sin finos
VALOR COMO EXPLANADA	Malo a aceptable	Aceptable a bueno	Aceptable a bueno	Bueno	Bueno	Bueno a excelente	Bueno a excelente	Excelente
C.B.R.	5-20	10-20	10-40	10-40	20-40	20-40	20-60	30-60

La explanada la podemos clasificar en función de su capacidad de soporte como de categoría S4.

#### **CATEGORÍA DE EXPLANADA EN FUNCIÓN DE SU CAPACIDAD DE SOPORTE**

<b>CATEGORÍA</b>	<b>CAPACIDAD DE SOPORTE</b>
S1	$3 \leq \text{CBR} \leq 5$
S2	$5 \leq \text{CBR} \leq 10$
S3	$10 \leq \text{CBR} \leq 30$
S4	$30 \leq \text{CBR}$

Con el fin de determinar la calidad de la roca que constituye la zavorra con la que se va a realizar el firme se suele seguir el criterio del desgaste de Los Ángeles de la misma. En nuestro caso la roca tiene un desgaste de 18-22, y de acuerdo con estos resultados podemos clasificar su calidad como buena.

<b>Coef. de desgaste de Los Ángeles</b>	<b>Calidad</b>
< 20	Excelente
20-30	Buena
30-40	Regular
40-50	Mala
> 50	Muy mala

Este criterio lo podemos combinar con el de la resistencia de la roca a compresión, que en nuestro caso varía entre 600-770 kg/cm<sup>2</sup>

<b>Resistencia a compresión (kg/cm<sup>2</sup>)</b>	<b>Calidad</b>
> 200	Excelente
200-100	Buena
50-100	Regular
10-50	Mala
< 10	Muy mala

La zavorra utilizada está formada por el rechazo, que nos da una composición granulométrica de tipo continuo entre los 0 y 40 mm., en algunos casos esta granulometría puede llegar hasta los 60 mm.

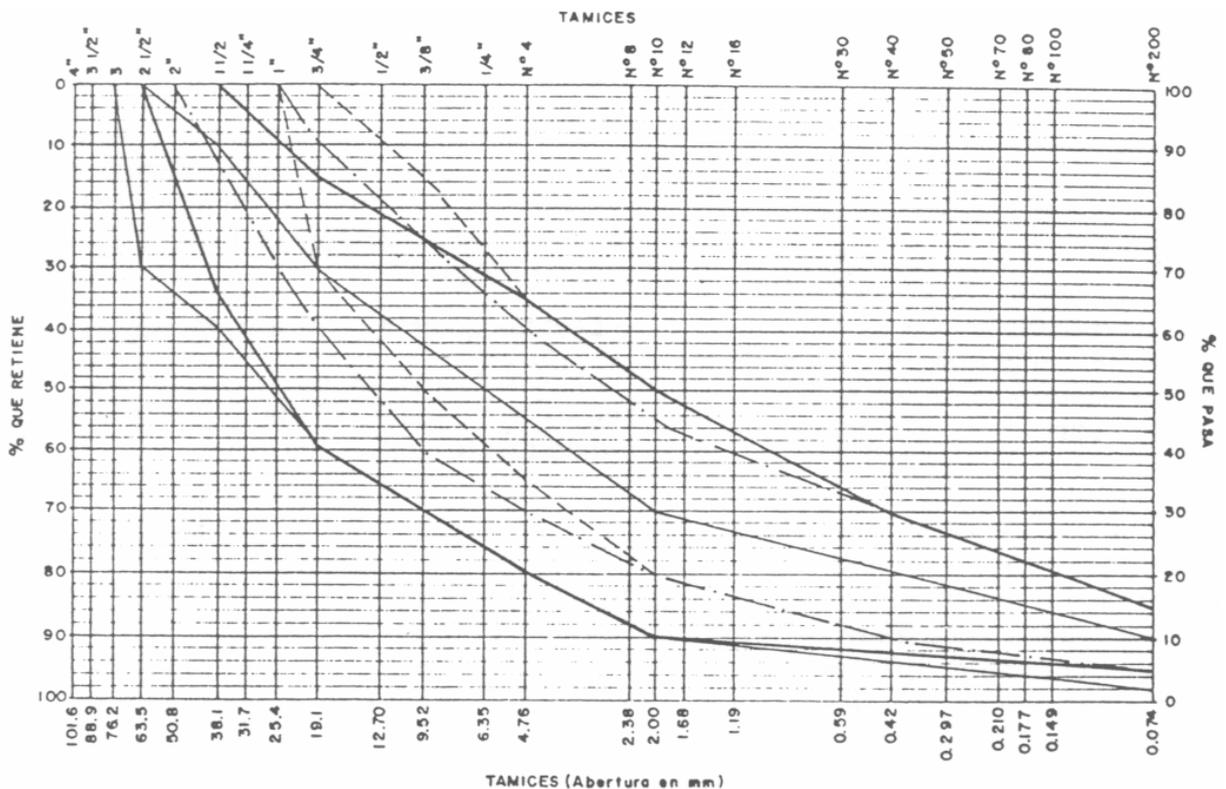
Las características que tienen que tener los diversos materiales granulares que constituyen la zahorra serán las siguientes:

**CARACTERÍSTICAS DE LOS ÁRIDOS A EMPLEAR PARA MATERIALES GRANULARES TIPO ZAHORRA**

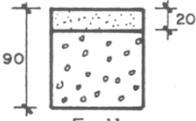
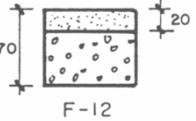
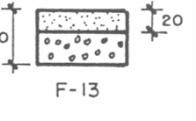
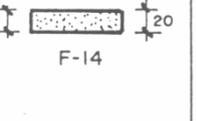
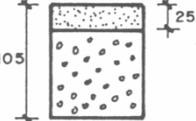
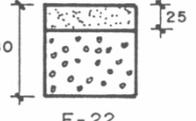
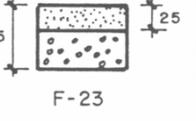
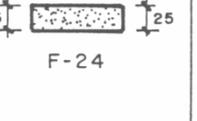
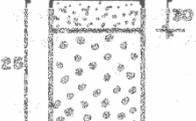
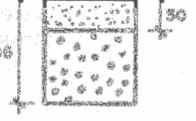
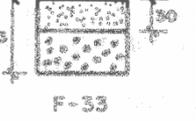
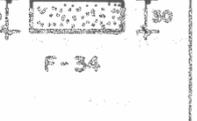
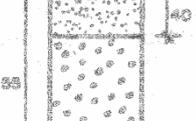
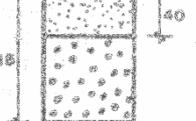
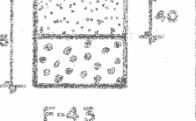
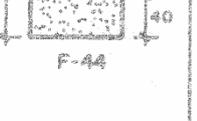
		Elementos de machaqueo	Granulometría	Coef. de desgaste de Los Angeles
CAPAS DE BASE	ÁRIDO GRUESO	≥ 75%	Husos figura	< 35
	ÁRIDO FINO	-		-
CAPAS DE SUBBASE	ÁRIDO GRUESO	-	Husos figura	< 50
	ÁRIDO FINO	-		

Esta zahorra está dentro de los husos recogidos en la figura adjunta.

**HUSOS GRANULOMÉTRICOS DE LOS MATERIALES GRANULARES TIPO ZAHORRA**



Siguiendo las recomendaciones dadas para el dimensionamiento de los firmes en las pistas mineras (siguiente figura) y teniendo en cuenta la categoría de los vehículos que van a transitar por ella hemos establecido un espesor mínimo del firme de 20-25 cm.

CATEGORIA DE VEHICULOS	CATEGORIA DE EXPLANADA			
	S1	S2	S3	S4
P1	 F-11	 F-12	 F-13	 F-14
P2	 F-21	 F-22	 F-23	 F-24
P3	 F-31	 F-32	 F-33	 F-34
P4	 F-41	 F-42	 F-43	 F-44

ESPESORES MINIMOS EN CM.



Material granular en capa de base.



Material granular en capa de subbase

<b>Categoría de los vehículos</b>	<b>Peso total (Tm.)</b>	<b>Carga máxima (Tm.)</b>
P1	≤ 80	≤ 45
P2	≤ 120	≤ 70
P3	≤ 180	≤ 105
P4	≤ 270	≤ 160

## **5.1.8 MANTENIMIENTO DE PISTAS Y ACCESOS**

El mantenimiento y conservación de las pistas y de los diferentes accesos tiene como fin fundamental el conservar las características estructurales de los mismos.

Los principales problemas que se nos pueden presentar son los ocasionados por baches, roderas, cárcavas, presencia de obstáculos en la superficie de rodadura, así como la degradación del firme debido a deficiencias en la realización del firme.

Como operaciones preventivas se realizarán periódicamente operaciones de limpieza de las cunetas que permiten el drenaje superficial de las pistas y accesos así como la canalización de las aguas de escorrentía. Estas labores se realizarán con mayor frecuencia en el periodo otoño-invierno dado que es la época del año en que las lluvias pueden generarnos mayores problemas en los circuitos de evacuación.

En las operaciones de conservación y mantenimiento procederemos a raspar o escarificar la zona (bache, cárcava...) con el fin de facilitar el agarre del material incorporado. A continuación procedemos a extender el material de aportación, procedente de la planta, que se compactará posteriormente hasta dar el acabado definitivo.

La posible presencia de materiales caídos sobre la pista, procedentes de los taludes o de la caída de la carga que transportan los volquetes, la subsanaremos mediante una inspección visual al comienzo del turno, cuando se transita al lugar de trabajo, así como con la información que nos den los operarios durante la jornada de trabajo. Gracias a esa información procederemos a la retirada de las posibles piedras o materiales que obstaculicen la perfecta circulación. Según sea el obstáculo procederemos a retirarlo con una pala o con la retroexcavadora.

## **5.1.9 DELIMITACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN**

El principal criterio para la delimitación del área afectada por la explotación ha sido el acuerdo firmado entre el Departamento de Medio Ambiente, La Dirección de Energía y Minas y la propiedad en el año 2006, para el aprovechamiento racional del recurso a extraer, así como los diversos criterios geotécnicos de seguridad de los taludes.

Los límites del perímetro de actuación se encuentran representados en el plano 00-01-00 "*Plano de Situación Coordinadas, Cuadrículas Mineras y Límites del Proyecto de Explotación*"

## **5.1.10 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN**

Teniendo en cuenta los criterios de diseño anteriores, el método de explotación a seguir en esta cantera se puede resumir del siguiente modo:

- Un avance y dirección de excavación descendente, en el Frente II, con el abandono progresivo de los bancos superiores, llevados a su talud final.
- Al comienzo de la explotación, el criterio es el de ir progresando en la Explotación del Frente I. Partiendo del banco de cota 650 se irá progresando en el mismo hasta llegar cerca del límite con el denominado Frente II. Posteriormente se procederá a la explotación parcial del banco 635, para tener un área donde ubicar las nuevas instalaciones. Simultáneamente a estas labores, en el Frente II, iremos preparando el acceso, hasta cota 635, que nos servirá para colocar una barrera dinámica que nos sirva de protección ante la hipotética caída de piedras a la carretera provenientes de las labores a desarrollar en el Frente II, y la pista que nos unirá el Frente I con el Frente II, procediéndose a la apertura del banco 680, el superior en la Frente II, retirando toda la montera y adecuando una plaza para poder comenzar la explotación del mismo.

Una vez explotados los bancos del Frente I y realizada la unión con el Frente II, se iniciará la explotación de dicho Frente II. Iniciando el arranque desde el banco superior se irá progresando descendentemente, en varias fases, hasta llegar a la fase final comprendida en este Proyecto de Explotación (banco 665).

## 5.2 RESERVAS EXPLOTABLES

Para la realización del diseño geométrico final de las labores de la cantera, y sus fases intermedias, se han utilizado los criterios establecidos en los apartados anteriores. Los diferentes diseños se recogen en los siguientes planos:

<b>PLANO Nº</b>	<b>FASE</b>
<b>01-00-00</b>	<i>Frente I: Estado actual</i>
<b>01-01-00</b>	<i>Frente I: Explotación Banco 650</i>
<b>01-02-00</b>	<i>Frente I: Explotación parcial Banco 635 Preparación nuevas instalaciones</i>
<b>01-03-00</b>	<i>Frente II: Fase Inicial Apertura y preparación</i>
<b>01-04-00</b>	<i>Frente I: Explotación Banco 635</i>
<b>01-05-00</b>	<i>Frente II: Explotación Banco 680</i>
<b>01-06-00</b>	<i>Frente II: Explotación Banco 665 Final Proyecto</i>

Las cubicaciones se han realizado por perfiles.

De acuerdo con los planteamientos realizados, las reservas explotables se recogen en la tabla adjunta.

Cubicación de reservas explotables

<i>Fase</i>	<i>Volumen (m³)</i>	<i>Tonelaje (Tm.)</i>	<i>T. Acumulado (Tm.)</i>
<b>Frente I: Explotación Banco 650</b>	<b>183.466,92</b>	<b>477.013,99</b>	
<b>Frente I: Explotación parcial Banco 635 Preparación nuevas instalaciones</b>	<b>169.660,32</b>	<b>441.116,84</b>	<b>918.130,83</b>
<b>Frente II: Fase Inicial Apertura y preparación</b>	<b>70.956,35</b>	<b>184.486,51</b>	<b>1.102.617,34</b>
<b>Frente I: Explotación Banco 635</b>	<b>37.825,29</b>	<b>98.345,75</b>	<b>1.200.963,09</b>
<b>Frente II: Explotación Banco 680</b>	<b>114.317,92</b>	<b>297.226,60</b>	<b>1.498.189,69</b>
<b>Frente II: Explotación Banco 665 Final Proyecto</b>	<b>167.580,32</b>	<b>435.708,83</b>	<b>1.933.898,52</b>

## **5.3 PLANIFICACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN Y SECUENCIA DE EXTRACCIÓN**

La explotación de la cantera se ha dividido en diversas fases, con el fin de facilitar la comprensión de la evolución de los tajos de trabajo en el tiempo.

El primer plano refleja la situación actual de la cantera, a partir de las diversas topografías realizadas. Los siguientes planos reflejan cada una de las fases anteriormente citadas, hasta llegar a la situación final proyectada.

### **FRENTE I: ESTADO ACTUAL (Plano nº: 01-00-00)**

Esta fase nos da una idea de como está la cantera en la actualidad.

El acceso a la cantera se realiza por su límite Sur, desde la carretera GI-3591, después de pasar por una pequeña explanada a pié de la carretera, que sirve para la carga y expedición del material desde los silos. La pista accede a la plaza de la cantera situada a una cota aprox. 650 m.

En la cantera podemos distinguir diversos niveles que de abajo arriba son:

- Plaza inferior: Cota entre 617-618. Plaza que se considera como de fin de la explotación en esta parte Oriental. Sirve como zona de acopios de los rechazos y zona de recepción de las posibles aguas que incidan en la cantera y sean conducidas a la misma, dado que es la zona más baja en cota de la misma.
- Banco 635: Se accede mediante un acceso (Acceso I), que en estos momentos se está desarrollando, desde la Pista de Acceso a la cantera (Pista 1).
- Banco-Plaza 650: Tiene una cota entre 647 y 650, es donde se realiza la producción actual de la cantera.
- Banco 654-655: Se encuentra en la parte Occidental del hueco actual de la cantera, se conecta con la plaza 650 mediante un nivel-rampa.
- Banco 660-670: Dicho banco, en este Frente, ha alcanzado su situación final proyectada, habiéndose ejecutado los trabajos de restauración en el mismo.
- Banco 680: Este banco, en este Frente, también ha alcanzado su situación final proyectada y se han ejecutado los trabajos de restauración programados.

## **FRENTE I: EXPLOTACIÓN BANCO 650** (Plano nº: **01-01-00**)

Esta fase refleja la situación en un primer periodo de la explotación.

Esta fase se considera básica para el buen funcionamiento en un futuro de la explotación, en ella se ha pretendido rediseñar la cantera.

Se avanza en la explotación del banco 650 y acondicionamiento de la pista de entrada (Pista 1) y el acceso (Acceso 2) al futuro Frente II. En el plano también hemos reflejado el Acceso 1, que se eliminará cuando se haya realizado la adecuación de la Pista 1, utilizado para transportar el material a la planta de tratamiento.

Los recursos explotables en esta fase serían de **477.013,99** Tm.

## **FRENTE I: EXPLOTACIÓN BANCO 635** (Plano nº: **01-02-00**)

Esta fase refleja una situación en la cual se explotaría parcialmente el banco 635 para desarrollar una plataforma donde ubicar las nuevas instalaciones de trituración y clasificación.

El transporte del material se realizará mediante cintas hasta los silos ubicados en las cercanías de la carretera.

En esta fase se procederá a la remodelación de las instalaciones antiguas, conservando los silos y adecuando las demás estructuras, compartimentándolas para diferentes usos, como vestuarios, oficina, pequeño taller, etc.

Mediante el acceso 4, conectamos la plaza 620 con la Pista 1, que nos lleva a la entrada de la explotación.

Se ha realizado una adecuación de la bajada desde el banco 620 hasta la plaza inferior (Acceso 3).

Los recursos explotables en esta fase serían de **441.116,84** Tm.

## **FRENTE II: FASE INICIAL APERTURA Y PREPARACIÓN** (Plano nº: **01-03-00**)

Como ya hemos comentado anteriormente, esta fase es conveniente realizarla simultáneamente con las dos fases anteriores.

En esta fase se procede a la realización de un acceso (Acceso 5) que discurra a cota 635 en la zona del futuro Frente II. Este acceso nos servirá como berma de

seguridad, con la instalación de una barrera dinámica, para prevenir la caída de piedras por rodadura cuando se ejecute la explotación del Frente II.

Partiendo del trazado del Acceso 2, se configura una pista (Pista 2) que nos comunica el Frente I (cota 635) hasta la parte superior del futuro Frente II. Esta pista será por la cual se transportará el material proveniente de la explotación, en sus diversas fases, del Frente II.

A partir de que se acceda a la parte superior del Frente II, se preparará el banco 680, en la zona de "cubrera".

Los recursos explotables en esta fase serían de **184.486,51** Tm.

### **FRENTE I: EXPLOTACIÓN BANCO 635** (Plano nº: **01-04-00**)

En esta fase procederemos a finalizar la explotación del banco 635, del Frente I.

Se realiza una pista (Pista 3) que sustituye al Acceso 4, conectando la zona de las futuras instalaciones con las Pistas 1 y 2.

Los recursos explotables en esta fase serían de **98.345,75** Tm.

### **FRENTE II: EXPLOTACIÓN BANCO 680** (Plano nº: **01-05-00**)

Esta fase se puede considerar como el inicio de la explotación del Frente II. La explotación de este Frente irá progresando en dirección descendente.

Se ha llevado el banco 680 a su situación definitiva, realizándose la apertura del banco 665.

Los recursos explotables en esta fase serían de **297.226,60** Tm.

### **FRENTE II: EXPLOTACIÓN BANCO 665 – FINAL DEL PROYECTO** (Plano nº: **01-06-00**)

En esta fase se sigue progresando en la explotación del Frente II, el banco 665 se explota hasta llegar a su perfil definitivo.

En esta fase conectamos los dos frentes, y consideramos que es el final de este proyecto, compatible con el periodo de vigencia de la actual concesión.

Los recursos explotables en esta fase serían de **435.708,83** Tm.

## **5.3.1 AMPLIACIONES FUTURAS**

Teniendo en cuenta que este Proyecto de Explotación está encaminado a extraer los recursos minerales de la zona acordada con la Administración, presentamos unos planos que dan idea a la Administración del hueco final que tendría la extracción del recurso presente en la zona adjudicada, si una vez solicitada la prórroga de la concesión actual, ésta fuese concedida por otro periodo de explotación.

### **FRENTE II: EXPLOTACIÓN BANCO 650 (Plano nº: 02-01-00)**

En esta fase se proseguiría el plan de explotación presentado, explotándose hasta su perfil final el banco 650.

El Acceso 5 y la Pista 2 desaparecen, quedando una plaza a cota 635 por la que discurren las máquinas y el transporte de material.

### **FRENTE II: EXPLOTACIÓN BANCO 635 (Plano nº: 02-02-00)**

En esta fase se procede a la explotación del banco 635.

Se crea una pista (Pista 4) que nos comunicará la plaza 620 con la plataforma a cota 635, donde se sitúa la zona de alimentación de material para las instalaciones.

En esta fase se procedería a sanear la montera de la zona Sur del Frente II.

### **FRENTE II: EXPLOTACIÓN BANCO 620 (Plano nº: 02-03-00)**

En esta fase se procede a la explotación del banco 620, creando la plaza de cota 605 m., que se considera como cota inferior final del hueco explotable.

Se realiza una pista (Pista 5) para comunicar la plaza 605 con la plaza 620 y la plataforma a cota 635, donde se sitúa la zona de alimentación de material para las instalaciones.

### **FASE FINAL (Plano nº: 02-04-00)**

En esta fase podemos dar como terminado el aprovechamiento de los recursos de la cantera. Se llevan hasta el perfil final el banco 620, ampliándose la plaza de cota 605.

Se remodela la Pista 1 (Pista 6) y por consiguiente se realiza un acceso (Acceso 6) a las oficinas e instalaciones auxiliares.

En esta fase se ha incluido la ejecución de estas labores (Pista 6 y Acceso 6) que se pueden adelantar y ser incluidas en fases anteriores de la Ampliación o en Proyecto.

También se procede a la realización de una pista (Pista 7) para comunicar la parte más baja de la cantera (Plaza 605) con la plaza 620 y la Pista 6.

## **5.4 ESCOMBRERAS**

---

En el transcurso de la explotación del macizo rocoso no ha sido considerada necesaria la ejecución de ninguna escombrera para el almacenamiento de los posibles estériles o rechazos. Los rechazos que proceden de la planta de trituración se consideran productos vendibles. Si fuera necesario establecer depósitos temporales, en función de las condiciones del mercado, se utilizarán la plaza situada en la zona más oriental de la carretera (Plaza 617-620).

Además, parte del rechazo se utilizará en el plan de restauración y para la creación de accesos y rampas.

# 6

## PERFORACIÓN Y ARRANQUE

Con esta somera explicación queremos indicar que con el diseño de las fases se ha intentado dar unas directrices de la explotación siguiendo unos parámetros de actuación progresivos y sencillos de comprender.

La perforación se realiza mediante la fórmula de contratar perforadoras externas (contratadas en cualquiera de sus modalidades).

La perforación se realiza en la actualidad a un diámetro de 85 mm., aunque en un futuro se pasará a un diámetro de 89 mm.

Según diversas clasificaciones y autores, las voladuras que se proyectan realizar son las denominadas "voladuras en banco convencionales" y dentro de dicho epígrafe, "voladuras de pequeño diámetro (65-165 mm de diámetro de perforación)".

Mediante este tipo de voladuras perseguimos la máxima fragmentación y esponjamiento de la roca.

Se realizan voladuras de tres tipos (como síntesis de todas las combinaciones posibles): Voladuras de producción en bancos de 15 metros de altura, Voladuras de final de banco y Voladuras mixtas de producción-preparación en zona de montera y para adecuación de plataformas.

En la explotación usaremos cargas espaciadas, 2 por barreno, como caso general y en los casos el que la altura sea pequeña 1 por barreno. Con ello conseguimos ahorrar en explosivo y disminuir la intensidad de las vibraciones.

En las Voladuras de final de banco se realizará una fila de barrenos de precorte, para perfilar el talud final, junto con los barrenos de producción.

### **VOLADURAS CON CARGAS ESPACIADAS**

En la carga de fondo del barreno utilizamos Dinamitas Gelatinosas. Su longitud sería de 3 m. en el fondo del barreno y 1m. en la parte inferior de la otra carga.

En la carga de columna utilizamos Emulsión, Hidrogel y/o Anfo. Su longitud variará entre 3 m. en la carga inferior y 5 m. en la carga superior.

Se opta por Dinamitas Gelatinosas como carga de fondo dada su adecuación entre diámetro perforado / diámetro ocupado, alto poder rompedor, facilidad de

manejo y poca sensibilidad al choque. Asimismo la naturaleza y otras características físicas y geológicas de la roca hacen aconsejable un explosivo de alta velocidad de detonación.

La carga de columna preferentemente, estará compuesta por Anfo a granel. El uso de este explosivo se justifica dada su excelente relación poder explosivo/precio, su capacidad para llenar completamente el barreno. No es frecuente encontrar barrenos con agua, y en las ocasiones que así fuera, el explosivo de columna se deberá envasar en materiales impermeables o podrá ser sustituido por otro de tipo, menos sensible al agua, como Emulsión o Hidrogel.

# 7

## DISEÑO DE LAS VOLADURAS

### 7.1 PARÁMETROS DE LA VOLADURA

A partir de las características físicas del macizo rocoso, del equipo de carga utilizado y de las alturas de los bancos actuales se ha diseñado un tipo de voladuras de acuerdo con las necesidades del trabajo y condiciones del terreno.

#### Diámetro de perforación:

Se ha elegido un diámetro de perforación de 89 mm., teniendo en cuenta:

- ✓ Los diversos equipos de perforación de que disponen las contratistas y sus cabezas de perforación.
- ✓ Una buena distribución del explosivo a este diámetro.
- ✓ Un menor consumo específico respecto a diámetros mayores.
- ✓ Ritmo de la explotación.
- ✓ Equipo de carga utilizado

#### Altura de banco:

La altura de los bancos proyectados es de 15 m. y está ya determinada en la zona de del Frente I.

#### Longitud e inclinación de los barrenos:

La longitud de los barrenos viene determinada por la suma de altura de banco más la sobreperforación necesaria por debajo del nivel o rasante del piso para garantizar su buena rotura y evitar que queden repiés o resaltes.

La sobreperforación será de aproximadamente 1/3 de la piedra.

La perforación se ha diseñado con una inclinación de 18° debido a las ventajas que presenta respecto a los barrenos verticales.

- ✓ Proporciona mayor fragmentación, esponjamiento y desplazamiento de la pila de material.

- ✓ Tiene menores problemas de descabezamiento de barrenos.
- ✓ Taludes más sanos y seguros.
- ✓ Mayor rendimiento de las palas al estar esponjada la pila.

#### Piedra (B):

La piedra "B" es la distancia mínima desde el eje del barreno al frente libre, también la distancia entre las filas de barrenos en una voladura. En nuestro caso hemos considerado una piedra de 3,5 m.

Según diversos autores, teniendo en cuenta la compresión de la roca, el diámetro variará entre 35-40 veces el diámetro.

En nuestro caso entre 3,12 m y 3,56 m.

En la práctica hemos seguido las indicaciones de considerar la piedra igual al diámetro del barreno en pulgadas, expresado en metros.

#### Espaciamiento (S):

Es la distancia entre barrenos de una misma fila. En nuestro caso hemos considerado un espaciamiento de 4,00 m.

Normalmente se calcula con relación a la piedra, para mallas de perforación cuadrada  $S = B$  y para mallas rectangulares o al "tresbolillo"  $S = 1,3-1,5 B$ .

#### Retacado:

La longitud del retacado se calcula en función del diámetro de los barrenos y resistencia de la roca. Este variará entre  $0,7 B$  para rocas muy competentes y  $1$  para rocas con fisuras y fracturas abiertas. Nosotros hemos considerado retacado de 3,5 m. Como trabajamos con cargas espaciadas, dentro del mismo barreno, el retacado intermedio que hemos considerado es 1,5 m.

## **7.2 ESQUEMA DE PERFORACIÓN**

En nuestro caso, considerando la relación de Piedra y Espaciamiento, los esquemas de perforación elegidos son: "al tresbolillo" o triangular en las voladuras en las cuales la salida de la voladura es en diagonal, y rectangular en las voladuras con salida lineal.

## **7.3 GEOMETRÍA DE LA VOLADURA**

Teniendo en cuenta los diferentes frentes de explotación, se han definido los siguientes tipos de voladuras.

➤ Voladura Tipo I:

Se ha programado con una profundidad de barreno de 6 m.

El volumen a arrancar, siempre que se ejecuten todos los barrenos, sería de 2.462,40 m<sup>3</sup>.

El Tipo I, tiene un intervalo de salida mínimo de 17 ms

➤ Voladura Tipo II (a y b):

Se ha programado con una profundidad de barreno de 17 m., dado que ninguno de los frentes supera los 15 m. en vertical.

El volumen a arrancar, siempre que se ejecuten todos los barrenos, sería de 10.500,00 m<sup>3</sup> (Tipo II-a) y de 15.750,00 m<sup>3</sup> (Tipo II-b)

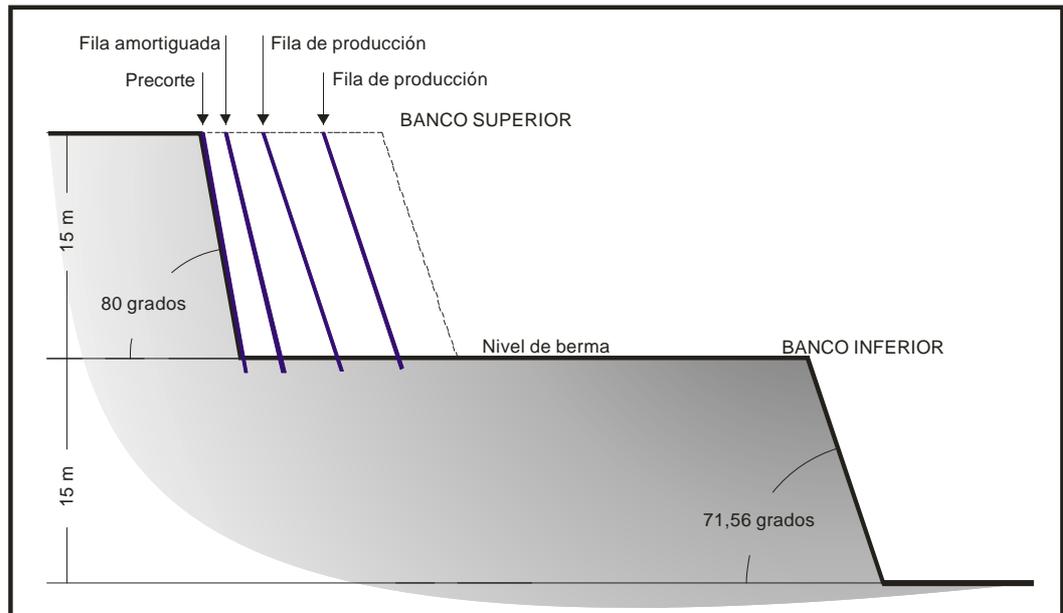
El Tipo II-a, tiene un intervalo de salida mínimo de 17 ms, y se puede programar una tercera fila si se requiere.

El Tipo II-b, tiene un intervalo de salida mínimo de 16-17 ms.

➤ Voladura Fin de Banco:

Cuando se proceda a finalizar la explotación de un banco, la última voladura se plantea con una fila de precorte, para perfilar el talud de banco definitivo.

Esta última fila tendrá una inclinación de 80° y se cargará con un cartucho de Dinamita Gelatinosa en el fondo y cordón detonante de 100 gr/m a lo largo del barreno. El retacado será de aprox. 1,5 metros.



## 7.4 CONFIGURACIÓN DE CARGAS Y DISTRIBUCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS EN LOS BARRENOS

En la explotación usaremos cargas espaciadas, 2 por barreno, y en el caso de preparación 1 por barreno (Tipo I). Con ello conseguimos ahorrar en explosivo y disminuir la intensidad de las vibraciones.

En la carga de fondo del barreno utilizamos Dinamitas Gelatinosas. Su longitud sería de 3 m. en el fondo del barreno y 1m. en la parte inferior de la otra carga.

En la carga de columna utilizamos Emulsión, Hidrogel y/o Anfo. Su longitud variará 3 m. en la carga inferior y 5 m. en la carga superior.

## **7.5 SISTEMAS DE ENCENDIDO**

El sistema de encendido de los explosivos de la voladura es mediante iniciadores no eléctricos tipo "Nonel", que las empresas comercializan con el nombre "Primadet" y "Daveynel".

Los detonadores tipo "Primadet" y "Daveynel", constan de un tubo de transmisión y un detonador no eléctrico.

El tubo transmisor de la señal de iniciación contiene en su cara interna un material reactivo, conduciendo la onda de detonación a una velocidad de aprox. 2.000 m/s.

Características:

- Resistencia a la tracción: 20 Kg.
- Estiramiento: 300%.
- Diámetro (exterior): 3 mm.
- Carga explosiva: 14,5 mg/m (HMX-AI).

El detonador no eléctrico se compone de una cápsula de aluminio, que contiene en su interior una carga base de pentrita, una carga primaria de nitruro de plomo, el elemento portador de la pasta de retardo, un sistema amortiguador de onda de detonación y un tapón de goma que sirve de elemento de engarce al tubo de transmisión.

## **7.6 INICIACIÓN Y CEBADO DE CARGAS**

Para cebar el explosivo se utiliza como cebo un cartucho, en el cuál introducimos el casquillo del detonador "Primadet" o "Daveynel" completamente, apuntando su extremo en el sentido en el que vaya a ser dispuesta la carga del barreno. A continuación aseguramos el detonador para que no se salga, mediante un nudo o fijándolo con cinta adhesiva. Los detonadores utilizados para este menester son los denominados "Primadet MS" y "Daveynel-Detonadores".

Una vez colocado el cebo en el fondo del barreno, descendiendo con el tubo de iniciación, procedemos a la carga del explosivo correspondiente.

Esta operación la repetimos con la carga superior.

Una vez cargada la voladura, se conectan los tubos de los detonadores "Primadet MS" o "Daveynel-Detonadores" a través de los conectores "Primadet EZTL" o "Daveynel-Conectores" de retardo en superficie, lo que nos proporciona una conexión silenciosa y en cascada entre barrenos.

La iniciación del sistema se realiza mediante un detonador eléctrico o mediante una pistola especial.

## **7.7 TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIA DE ENCENDIDO**

Empleamos dos clases de retardo: de superficie, mediante los "Primadet EZTL" o "Daveynel-Conectores" y los de interior de barreno ("Primadet MS" o "Daveynel-Detonadores") que se colocan en el fondo y en la carga espaciada.

Con ello pretendemos:

- ✓ Una adecuada fragmentación, esponjamiento y desplazamiento del material.
- ✓ Controlar las proyecciones y sobreexcavaciones.
- ✓ Minorar el nivel de vibraciones y onda aérea.

Según sea la Voladura tipo utilizamos diferentes tiempos, en los de superficie entre 17-100 ms y en los de interior de barreno 400-500 ms.

Mediante la combinación de los diversos retardos entre cargas conseguimos los objetivos anteriormente citados.

## 7.8 CARACTERÍSTICAS DEL EXPLOSOR

El explosor utilizado es del tipo de descarga por condensador, en envoltorio plástica, con cargador electrónico activado por llave magnética y pulsador, de la Marca ICAM Tipo AI-1.200. La activación se realiza mediante otro pulsador, una vez alcanzada la tensión de disparo. La alimentación se realiza mediante una batería recargable de 12 V.

Características técnicas:

- Tensión en bornas: 600/1.200 v.
- Capacidad del condensador: 110  $\mu$ F
- Capacidad: 455 detonadores S  
517 detonadores I  
54 detonadores AI

También se dispone de un iniciador para detonadores no eléctricos fabricado por AITEMIN Tipo ETOC-2002.

## 7.9 EXPLOSIVO POR BARRENO, POR DETONACIÓN INSTANTÁNEA Y POR VOLADURA

El explosivo total por cada barreno es de 12,5 kg. (1 carga por barreno) o 60 kg. (2 cargas por barreno).

Dado que utilizamos retardo entre cargas, el explosivo que detona simultáneamente es el de cada carga individual, que varía entre 12,50 (1 carga por barreno) y 30,00 Kg. (2 cargas por barreno).

El explosivo por voladura depende de la Voladura.

Voladura Tipo	Explosivo Kg.
I	600
II (a)	3.000
II (b)	4.500

## 7.10 CONSUMO ESPECÍFICO

Según la Voladura el consumo específico es:

Voladura Tipo	Consumo específico g/ton
I	97,46
II	114,28

## 7.11 RESUMEN PARÁMETROS VOLADURAS

### VOLADURA TIPO II-a

DATOS VOLADURA	
Altura banco (m):	15,00
Nº de barrenos:	50
Longitud (m) :	17,00
Diámetro (mm) :	89,00
Inclinación (°):	18
Nº de filas :	2
Espaciamiento nominal (m):	4
Piedra nominal (m) :	3,5
Longitud recatado (m) :	3,5+1,5
Material recatado :	GRAVAS 5-12

EXPLOSIVOS			
	Fondo	Columna	Total
Tipo de explosivo:	DINAMITA	ANFO/EMULSIÓN/ HIDROGEL	
Total (kg):	1.000,00	2.000,00	3.000,00
Longitud de carga (m) :	4,00	8,00	12,00
Carga por barreno (kg):	20,00	40,00	60,00
Consumo específico (g/t):	38,09	76,19	114,28

DETONADORES			
Clase de detonadores	Tipo	Tiempo de retardo	Nº
Eléctricos	Insensibles	0 ms	1
No eléctricos	Superficie (EZTL)	17 ms	23
		25 ms	23
		42 ms	26
	Fondo o barreno (MS)	475 ms	50
		500 ms	50

MATERIAL A ARRANCAR		
Roca	Volumen (m <sup>3</sup> )	Peso (t)
CALIZA	10.500,00	26.250,00

<b>VOLADURA TIPO II-b</b>
---------------------------

DATOS VOLADURA	
Altura banco (m):	15,00
Nº de barrenos:	75
Longitud (m) :	17,00
Diámetro (mm) :	89,00
Inclinación (°):	18
Nº de filas :	3
Espaciamiento nominal (m):	4
Piedra nominal (m) :	3,5
Longitud recatado (m) :	3,5+1,5
Material recatado :	GRAVAS 5-12

EXPLOSIVOS			
	Fondo	Columna	Total
Tipo de explosivo:	DINAMITA	ANFO/EMULSIÓN/ HIDROGEL	
Total (kg):	1.500,00	3.000,00	4.500,00
Longitud de carga (m) :	4,00	8,00	12,00
Carga por barreno (kg):	20,00	40,00	60,00
Consumo específico (g/t):	38,09	76,19	114,28

DETONADORES			
Clase de detonadores	Tipo	Tiempo de retardo	Nº
Eléctricos	Insensibles	0 ms	1
No eléctricos	Superficie (EZTL)	17 ms	48
		100 ms	26
	Fondo o barreno (MS)	450 ms	75
		500 ms	75

MATERIAL A ARRANCAR		
Roca	Volumen (m <sup>3</sup> )	Peso (t)
CALIZA	15.750,00	39.375,00

<b>VOLADURA TIPO I</b>
------------------------

DATOS VOLADURA	
Altura banco (m):	5,70
Nº de barrenos:	48
Longitud (m) :	6,00
Diámetro (mm) :	89,00
Inclinación (°):	18
Nº de filas :	4
Espaciamiento nominal (m):	3
Piedra nominal (m) :	3
Longitud recatado (m) :	3
Material recatado :	GRAVAS 5-12

EXPLOSIVOS			
	Fondo	Columna	Total
Tipo de explosivo:	DINAMITA	ANFO/DINAMITA	
Total (kg):	600	0,00	600,00
Longitud de carga (m) :	3,00	0,00	3,00
Carga por barreno (kg):	12,50	0,00	12,50
Consumo específico (g/t):	97,46	0,00	97,46

DETONADORES			
Clase de detonadores	Tipo	Tiempo de retardo	Nº
Eléctricos	Insensibles	0 ms	1
No eléctricos	Superficie (EZTL)	17 ms	33
		100 ms	14
	Fondo o barreno (MS)	500 ms	48

MATERIAL A ARRANCAR		
Roca	Volumen (m <sup>3</sup> )	Peso (t)
CALIZA	2.462,40	6.156,00

# 8

## CONTROL DE VIBRACIONES

Al respecto se considera de aplicación la norma UNE 22-381-93.

Para aminorar las vibraciones producidas por las voladuras se han tomado diversas medidas:

- ✓ Seccionando y espaciando las cargas dentro de los barrenos, e iniciándolas en tiempos escalonados.
- ✓ Utilizando el mayor número de detonadores o tiempos de retardo posibles.
- ✓ Eligiendo un tiempo de retardo entre barrenos y filas para evitar la superposición de ondas y permitir un buen desplazamiento de la roca disparada.
- ✓ Controlando la perforación para que la malla real coincida con la nominal.
- ✓ Disponer los frentes con la mayor superficie libre posible.

### 8.1 CLASIFICACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS A PROTEGER

Se entiende por estructura colindante toda obra de origen antrópico con una finalidad útil y que sea susceptible de experimentar vibraciones.

Los tipos de estructuras objeto de dicha norma son exclusivamente las clasificables en los siguientes grupos:

- Grupo I: Edificios y naves industriales ligeras con estructuras de hormigón armado o metálicas.
- Grupo II: Edificios de viviendas, oficinas, centros comerciales y de recreo, cumpliendo la normativa legal vigente. Edificios y estructuras de valor arqueológico, arquitectónico o histórico que por su fortaleza no 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.

En nuestro caso las estructuras cercanas serían:

Estructura	Grupo	Distancia
Nave Agraria (Gomistegi)	I	> 65 m.
Caserío Gomistegi	II	> 106 m.
Caserío Kortakogain	II	> 202 m.
Caserío Gazaltza	II	> 303 m.

## 8.2 CLASIFICACIÓN DE LOS MACIZOS ROCOSOS

El tipo de macizo rocoso sobre el que está cimentada la estructura se determina de acuerdo con la siguiente clasificación, que tiene en cuenta la velocidad sísmica estimada; es decir, la velocidad de propagación de las ondas sísmicas en el macizo rocoso considerado:

- Formación rocosa dura: Aquella cuya velocidad sísmica es superior a 4.000 m/s.
- Formación rocosa media: Aquella cuya velocidad sísmica está comprendida entre 2.000 y 4.000 m/s.
- Formación rocosa blanda: Aquella cuya velocidad sísmica es inferior a 2 000 m/s.

En nuestro caso (según diversos autores):

Macizo rocoso	Velocidad sísmica	Tipo de formación
Calizas Cretácicas	2.200	Rocosa media

## 8.3 CARGA MÁXIMA INSTANTÁNEA CORREGIDA

En función del grupo de la estructura y del tipo de macizo rocoso se corrige la carga instantánea multiplicándola por un factor Fe, que considera la estructura a preservar, y un factor Fr, que considera la frecuencia dominante que viene condicionada al tipo de macizo rocoso.

$$Q_c = Fr \cdot Fe \cdot Q$$

Los valores que toman Fe y Fr se pueden ver en las tablas siguientes:

Estructura grupo	Fe	Macizo rocoso	Fr
I	0,28	Duro	0,40
II	1	Medio	1
III	3,57	Blando	2,52

En nuestro caso:

Estructura	Grupo	Fe
Nave Agraria (Gomistegi)	I	0,28
Caserío Gomistegi	II	1
Caserío Kortakogain	II	1
Caserío Gazaltza	II	1

Macizo rocoso	Velocidad sísmica m/s	Tipo de formación	Fr
Calizas Cretácicas	2.200	Rocosa media	1

Estructura	Fr	Fe	Q	Qc
Nave Agraria (Gomistegi)	1	0,28	12,5 kg. (1 carga por barreno) 60/2 = 30 kg. (2 cargas por barreno)	3,50 kg. 8,40 kg.
Caserío Gomistegi	1	1	12,5 kg. (1 carga por barreno) 60/2 = 30 kg. (2 cargas por barreno)	12,50 kg. 30,00 kg.
Caserío Kortakogain	1	1	12,5 kg. (1 carga por barreno) 60/2 = 30 kg. (2 cargas por barreno)	12,50 kg. 30,00 kg.
Caserío Gazaltza	1	1	12,5 kg. (1 carga por barreno) 60/2 = 30 kg. (2 cargas por barreno)	12,50 kg. 30,00 kg..

## 8.4 TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO

Con el valor de  $Q_c$ , o carga corregida, y la distancia considerada, se entrará en la figura carga/distancia definiendo el punto P de los casos que se estudian.

Si el punto P está por encima de la recta B, podría ser exigible un estudio preliminar de vibraciones.

Si el punto P está entre la curva A y B, se podría requerir una medición de control de la voladura proyectada.

Sí, por último, el punto está por debajo de la recta A, sólo será necesaria la inclusión en el proyecto de esta justificación con la figura carga/distancia.

## VOLADURAS TIPO II

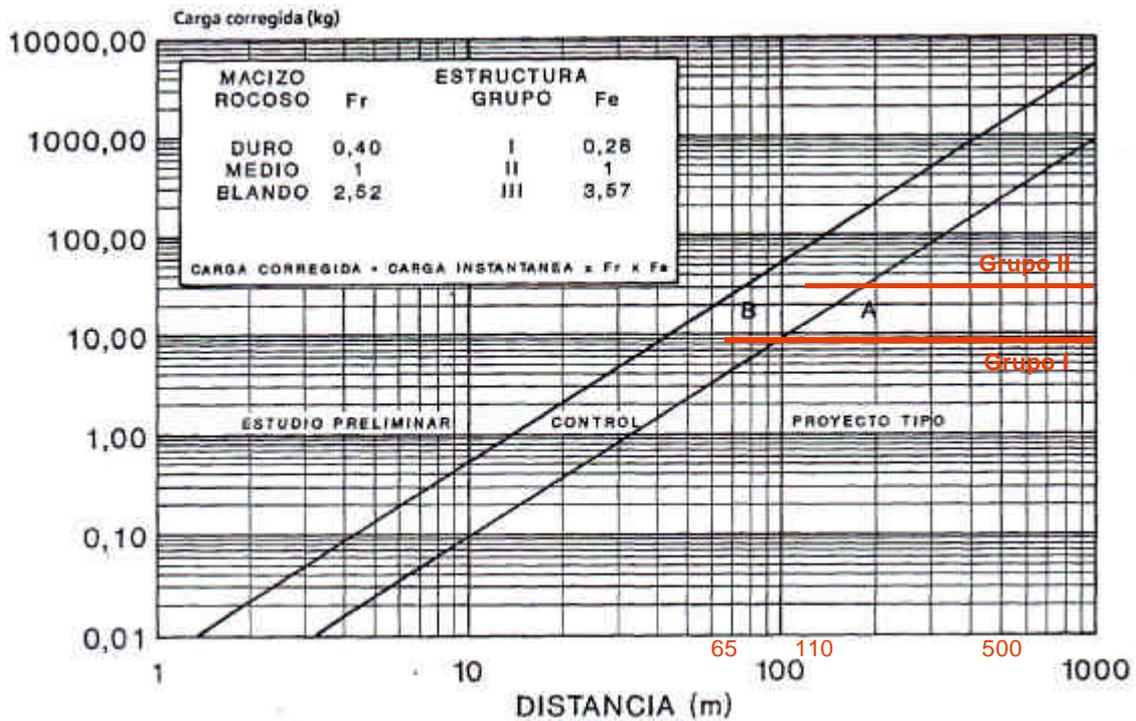


Tabla carga/distancia general. Selección del tipo de estudio

Considerando una Carga Máxima Instantánea de 30,00 Kg., para las estructuras del Grupo II, se nos podría requerir la realización de controles en la ejecución de voladuras a distancias de entre 106 y 180 metros de la estructura.

Las estructuras del Grupo I, tienen una Carga Máxima Instantánea de 8,40 Kg., se nos podría requerir la realización de controles en la ejecución de voladuras a distancias de entre 65 y 95 metros de la estructura.

## VOLADURAS TIPO I

Este tipo de voladuras se presenta para las labores de preparación, remodelado de plazas, etc. en las cuales la altura sería inferior que la de producción. La altura dada es de 6 m. de perforación, que está aproximadamente en el límite para no ser necesaria la justificación de realizar un control, según la figura carga/distancia adjunta.

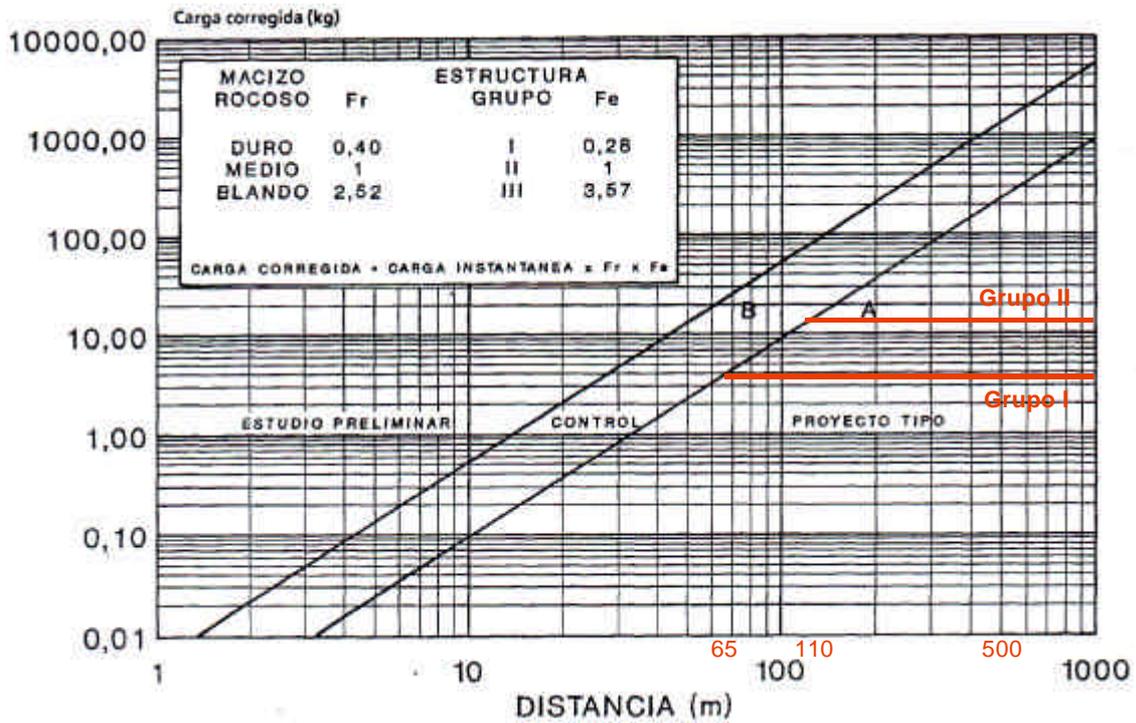


Tabla carga/distancia general. Selección del tipo de estudio

# 9

## CARGA Y TRANSPORTE

En un primer estadio de las operaciones de carga, se contempla la utilización de equipos retroexcavadora, que ofrecen la posibilidad de efectuar el saneo de las aristas superiores de los bancos y de las caras de los mismos hasta alturas condicionadas por la longitud del brazo, aproximadamente unos 6 m. Ahora bien, estos equipos tienen la posibilidad, en una fase temprana después de efectuada la voladura, de efectuar saneos en la cara de banco a altura mayor que la comentada, utilizando el todo-uno existente sobre la plataforma para incrementar su alcance.

Se estima que el equipo retroexcavadora, debidamente equipado con martillo hidráulico rompedor, dedicará un 10% de su tiempo de operación a las labores de fragmentación secundaria de granulometrías que no se adapten a las dimensiones de entrada de la trituradora móvil existente.

Para las operaciones de carga de todo-uno en la plataforma de trabajo de los bancos se utilizará una retroexcavadora de cadenas de 1,9-2,3 m<sup>3</sup> de capacidad de cazo.

La primera trituración se realizará en el área de la voladura, mediante una machacadora móvil, que nos proporcionará un material más homogéneo granulométricamente, más fácil de transportar.

La retroexcavadora de cadenas cargará y alimentará la machacadora móvil, y el árido resultante se cargará en un Dumper articulado mediante la misma retroexcavadora o una cargadora de ruedas.

Para las operaciones de transporte desde las plataformas de trabajo hasta las instalaciones de trituración y clasificación de la cantera hemos considerado la utilización de Dumpers articulados, dada su versatilidad y maniobra en los diversos trabajos a realizar.

Para estas operaciones se ha considerado camiones Dumper de 22,5 Tm.

## 9.1 EQUIPOS PROPUESTOS

### EQUIPOS DE CARGA

RETROEXCAVADORA VOLVO EC 460 BLG	
Marca:	VOLVO
Modelo:	EC 460 BLG
Potencia (Kw):	221
Cuchara:	
Capacidad (m <sup>3</sup> ):	1,9-2,3
Altura de descarga (m):	7,44
Alcance (m):	11,07
Dimensiones:	
Longitud (m):	12,07
Anchura (m):	3,34
Altura (m):	3,63
Peso de la máquina (Tm):	45

RETROEXCAVADORA AKERMAN EC 230 B	
Marca:	AKERMAN
Modelo:	EC 230 B
Potencia (Kw):	122
Cuchara:	
Capacidad (m <sup>3</sup> ):	0,9-1,4
Altura de descarga (m):	6,5
Alcance (m):	9,2
Dimensiones:	
Longitud (m):	9,74
Anchura (m):	3,00
Altura (m):	3,21
Peso de la máquina (Tm):	24

RETROEXCAVADORA AKERMAN B	
Marca:	AKERMAN
Modelo:	EC 300 B
Potencia (Kw):	154
Cuchara:	
Capacidad (m <sup>3</sup> ):	1,25-1,7
Altura de descarga (m):	7,2
Alcance (m):	10,02
Dimensiones:	
Longitud (m):	10,30
Anchura (m):	3,10
Altura (m):	3,31
Peso de la máquina (Tm):	30

PALA CARGADORA DE RUEDAS CATERPILLAR 966 G	
Marca:	CATERPILLAR
Modelo:	966 G
Potencia (Kw):	175
Cuchara:	
Capacidad (m <sup>3</sup> ):	3,5
Altura de descarga (m):	2,95
Alcance (m):	1,27
Dimensiones:	
Longitud (m):	8,93
Anchura (m):	2,96
Altura (m):	3,58
Peso de la máquina (Tm):	22,87

PALA CARGADORA DE RUEDAS CATERPILLAR 980 G	
Marca:	CATERPILLAR
Modelo:	980 G
Potencia (Kw):	284
Cuchara:	
Capacidad (m <sup>3</sup> ):	5,7
Altura de descarga (m):	3,27
Alcance (m):	1,54
Dimensiones:	
Longitud (m):	9,46
Anchura (m):	3,27
Altura (m):	3,75
Peso de la máquina (Tm):	30,20

#### EQUIPOS DE TRANSPORTE

DUMPER ARTICULADO VOLVO A 25 C	
Marca:	VOLVO
Modelo:	A 25 C
Potencia (Kw):	187
Volumen de caja (m <sup>3</sup> ):	13,5
Capacidad de carga (Tm):	22,5
Dimensiones:	
Longitud (m):	9,67
Anchura (m):	2,49
Altura (m):	3,18
Peso de la máquina (Tm):	17,770

## 9.2 DISTANCIAS DE TRANSPORTE

### TRANSPORTE DE MATERIAL EN LA CANTERA GOMISTEGUI - DISTANCIAS

	PLATAFORMA TRABAJO (MEDIA)	VIALES	TOTAL RECORRIDO
<b>FRENTE I: BANCO 650</b>	80	250	330
<b>FRENTE I: BANCO 635 (parcial)</b>	70	350	420
<b>FRENTE II: FASE INICIAL</b>	155	510	665
<b>FRENTE I: BANCO 635</b>	30	220	250
<b>FRENTE II: BANCO 680</b>	165	360	525
<b>FRENTE II: BANCO 635</b>	160	210	370

## **9.3 RENDIMIENTOS**

Para el cálculo de los rendimientos se ha considerado una producción anual, de roca "in situ", de 100.000 Tm.

### **TRITURACIÓN PRIMARIA**

En el área de la voladura se procederá a una trituración de los materiales volados. En dicho proceso se utilizará una retroexcavadora de cadenas (VOLVO EC 460 BLG ) para alimentar a la machacadora móvil ( METSO-MINERALS LT 125).

#### **ALIMENTACIÓN MEDIANTE RETROEXCAVADORA**

Capacidad de cazo: 1,9 m<sup>3</sup>

Factor de eficacia: 73 %

Factor de llenado: 90 %

Tiempo de ciclo: 24 seg.

Producción horaria: 299,6 Tm.

Producción anual necesaria: 100.000 Tm.

Horas/año necesarias: 333,77 h.

Horas de trabajo anuales: 1.768 h.

Unidades necesarias: 0,19

Unidades recomendadas: 1

Factor de utilización: 18,87 %

### **CARGA**

Una vez triturado el material, se procederá a la carga del mismo mediante una pala cargadora de ruedas ( CATERPILLAR 980 G) lo descargará en la caja de carga del Dumper articulado ( VOLVO A 25 C).

#### **CARGA MEDIANTE PALA CARGADORA**

Capacidad de la cuchara: 5,7 m<sup>3</sup>

Factor de eficacia: 73 %

Factor de llenado: 95 %  
Tiempo de ciclo: 30 seg.  
Producción horaria: 758,96 Tm.  
Producción anual necesaria: 100.000 Tm.  
Horas/año necesarias: 131,75 h.  
Horas de trabajo anuales: 1.768 h.  
Unidades necesarias: 0,07  
Unidades recomendadas: 1  
Factor de utilización: 7,45 %

## **TRANSPORTE**

El transporte se realiza mediante un Dumper articulado ( VOLVO A 25 C), desde la zona de acopio del material machacado hasta la tolva de alimentación de la planta de tratamiento.

### **TRANSPORTE MEDIANTE DUMPER ARTICULADO**

Capacidad de carga: 22,5 Tm.  
Factor de eficacia: 73 %  
Tiempo de ciclo de carga: 1,78 minutos  
Tiempo de descarga y maniobras: 1,3 minutos  
Tiempo de espera del equipo de carga: 0,3 minutos

Para el cálculo de las unidades necesarias y el rendimiento, se han considerado las diferentes distancias aproximadas que nos podemos encontrar en el transcurso de la explotación del recurso minero: 300-450-550-650. Se ha estimado una velocidad media de transporte de 12,5 Km/h.

-Distancia 300 m.

Tiempo de transporte: 3,00 minutos  
Producción horaria: 154,47 Tm.  
Producción anual necesaria: 100.000 Tm.  
Horas/año necesarias: 647,37 h.

Horas de trabajo anuales: 1.768 h.

Unidades necesarias: 0,36

Unidades recomendadas: 1

Factor de utilización: 36,61 %

-Distancia 450 m.

Tiempo de transporte: 4,50 minutos

Producción horaria: 125,06 Tm.

Producción anual necesaria: 100.000 Tm.

Horas/año necesarias: 799,61 h.

Horas de trabajo anuales: 1.768 h.

Unidades necesarias: 0,45

Unidades recomendadas: 1

Factor de utilización: 45,22 %

-Distancia 550 m.

Tiempo de transporte: 5,50 minutos

Producción horaria: 110,98 Tm.

Producción anual necesaria: 100.000 Tm.

Horas/año necesarias: 901,06 h.

Horas de trabajo anuales: 1.768 h.

Unidades necesarias: 0,51

Unidades recomendadas: 1

Factor de utilización: 50,96 %

-Distancia 650 m.

Tiempo de transporte: 6,5 minutos

Producción horaria: 99,75 Tm.

Producción anual necesaria: 100.000 Tm.

Horas/año necesarias: 1.002,50 h.

Horas de trabajo anuales: 1.768 h.

Unidades necesarias: 0,57

Unidades recomendadas: 1

Factor de utilización: 57,70 %

# 10

## PLANTA DE PREPARACIÓN DE ÁRIDOS

En el Proyecto de Explotación se contempla la sustitución de las actuales instalaciones de beneficio por otras más acordes con las características y necesidades del Proyecto.

La ubicación de estas nuevas instalaciones, dado el reducido espacio disponible, así como la cercanía de los frentes de voladura se ha proyectado en la plaza 620, cuando se explote parcialmente el banco 635 del Frente I.

Con esta somera explicación queremos indicar que con el diseño de las fases se ha intentado dar unas directrices de la explotación siguiendo unos parámetros de actuación progresivos y sencillos de comprender.

### 10.1 INSTALACIONES ACTUALES

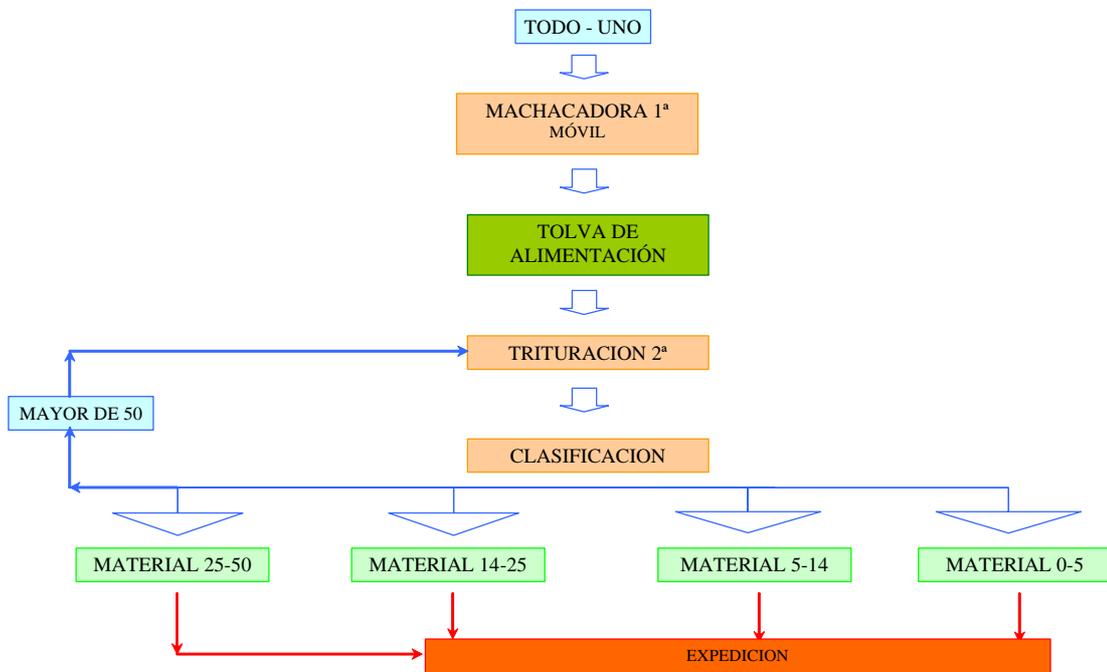


DIAGRAMA DE FLUJO

## **DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO**

El material procedente de la voladura del frente de cantera es procesado por una machacadora móvil (P-01) METSO MINERALS LT-125, que se sitúa en diferentes posiciones de la explotación en función del avance de los frentes.

El material machacado es transportado (P-02 y P-03), mediante dumper, a la tolva de alimentación (P-04) del circuito de trituración.

En la parte inferior de la tolva, va situado un alimentador vibrante URBAR mod. ARBS (P-05) que descarga el material sobre la cinta primaria ALQUEZAR Mod. 95140-01 (P-07). La tolva de alimentación dispone de un vibrador URBAR Mod. M3/45 (P-06) para la movilización de los materiales en su interior.

Mediante las cintas transportadoras P-07 (ALQUEZAR Mod. 95140-01) y P-08 (ALQUEZAR Mod. 95140-02) se transporta el material hasta su descarga en el triturador secundario ALQUEZAR MBT Mod. 8-10-4 (P-012).

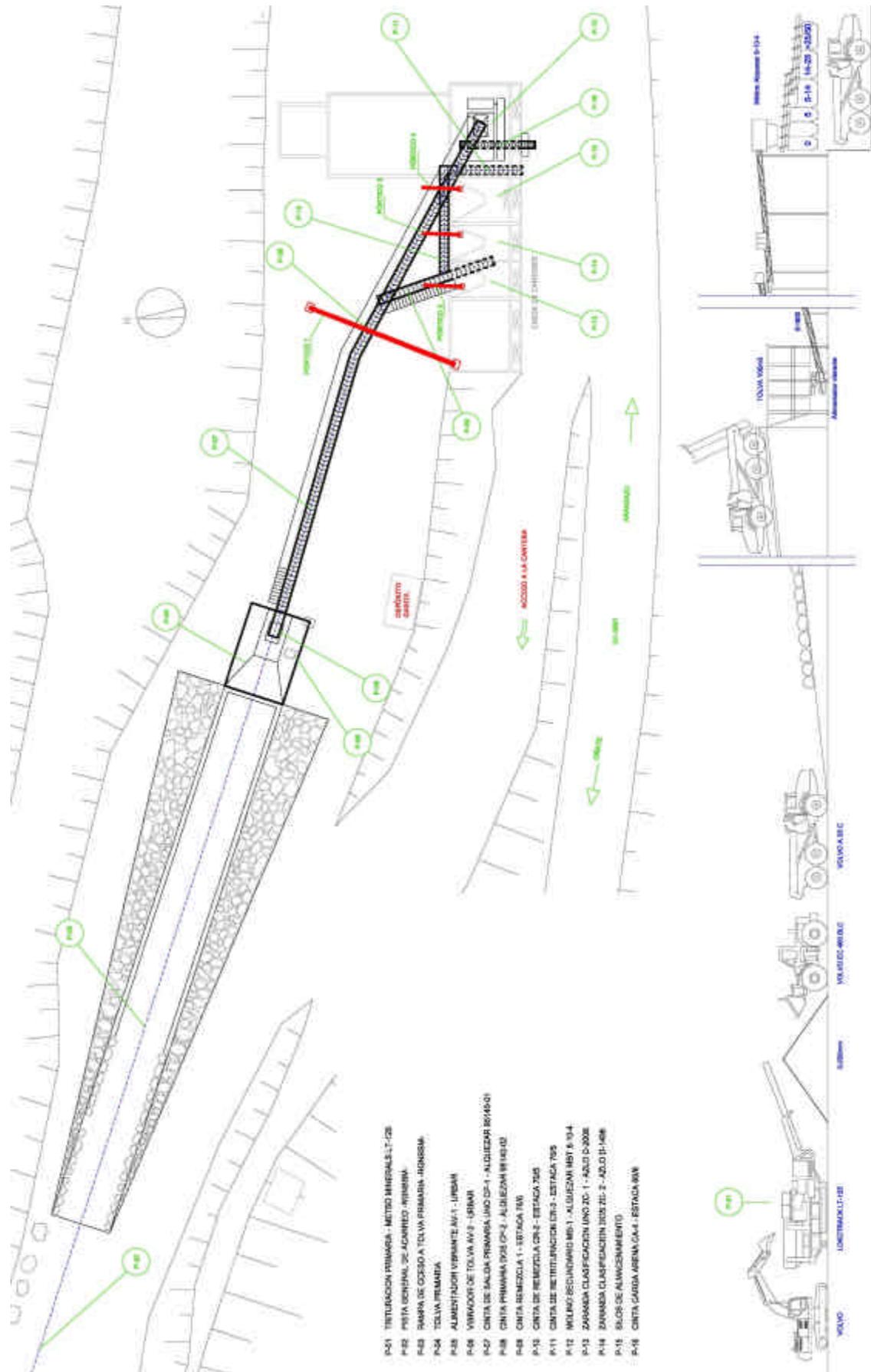
El material triturado se deposita en una criba de resonancia horizontal (P-14) AZLO Mod. D-2000x8 de 2 bandejas de cribado, donde se producen los cortes de 0-5 mm. y 5-14 mm. que se depositan en los silos de almacenaje situados directamente bajo la criba.

El material > 14 mm. pasa a la segunda criba de resonancia horizontal (P-13) AZLO Mod. D-1400x7 de 2 bandejas de cribado, donde se producen los cortes de 14-25 mm. y 25-50 mm. que se depositan en los silos de almacenaje situados directamente bajo la criba y un rechazo que pasa a retritución o en caso necesario se utiliza como balasto.

Las cintas P-09 (ESTACA Mod. 70/5), P-10 (ESTACA Mod. 70/5) y P-11 (ESTACA Mod. 70/5) son cintas de recirculación de los materiales procedentes de los silos, para mejorar la granulometría de los áridos y/o aumentar la producción normal de los áridos de menor granulometría.

Para el almacenamiento de los áridos clasificados, la cantera dispone de seis depósitos (P-15).

La carga de camiones se realiza desde las tolvas situadas en la parte inferior de los silos o mediante cinta transportadora (P-16) en el caso de la arena.



#### P-01 TRITURACIÓN PRIMARIA

Básicamente consta de alimentador, machacadora de mandíbulas de simple efecto y cinta de salida de materiales. El equipo es accionado por un motor diesel y un grupo de bombas y motores hidráulicos.

Es un equipo móvil LOKOTRACK -125 de la firma METSO MINERALS, S.A., que monta una machacadora Nordberg C 125 con una abertura de alimentación nominal de 1250x950 mm. de simple efecto, con una regulación de cierre de salida hasta 150 mm. Las producciones dependiendo de la regulación del cierre son entre 400-700 Tm/h. con un alimentador Gryzzly Nordberg y una cinta de salida de material con accionamiento hidráulico Nordberg.

#### P-04 TOLVA PRIMARIA

Es el punto de recepción del material machacado, de un tamaño 0-200 mm. procedente de la machacadora móvil. Esta constituida por un cajón-tolva con fondo inclinado, de chapa de acero electrosoldada, reforzada con perfiles de acero HEB longitudinales y transversales. El conjunto está montado sobre 6 apoyos de perfiles de acero HEB 160 encepados sobre una solera de hormigón, con una capacidad de 100m<sup>3</sup>.

#### P-05 ALIMENTADOR VIBRANTE AV-1

La tolva dispone para la descarga de materiales, en su parte inferior, de una boca sobre un alimentador vibrante URBAR modelo ARBS-50/90 de 1,1 Kw, que descarga sobre la cinta primaria P-07 CP-1, a través de una canaleta de descarga.

#### P-06 VIBRADOR DE TOLVA AV-2

La tolva dispone para la movilización de materiales en su interior de un vibrador adosado lateralmente, de la marca URBAR modelo M3/45 de 0,5 CV.

#### P-07 CINTA DE SALIDA PRIMARIA UNO CP-1

Bajo el alimentador vibrante AV-1 de la tolva, se dispone una cinta transportadora de banda lisa de goma, de 0,8 m. de anchura y longitud 22m., ALQUEZAR 95140-01.

Es accionada en cabeza por un grupo motorreductor eléctrico de 10 HP, con tambor de cola de tensado y maniobra mecánica.

Esta cinta descarga mediante una tolva de recepción en una segunda cinta, P-08 CP-2.

#### P-08 CINTA PRIMARIA DOS CP-2

Es una cinta transportadora de goma de banda lisa, de 0,8 m. de anchura y una longitud de 20 m., ALQUEZAR 95140-02.

Es accionada en cabeza por un grupo motorreductor eléctrico de 10 HP, con tambor de cola de tensado y maniobra mecánica.

Esta cinta descarga mediante una tolva de recepción en un triturador secundario ALQUEZAR modelo 8-10-4. (P-12 MS-1).

#### P-09 CINTA DE REMEZCLA CR-1

Es una cinta de transporte de recirculación de materiales procedentes de los silos, introduciéndolos nuevamente en el proceso de trituración, para adecuar las granulometrías a las necesidades del mercado.

Es una cinta transportadora de 0,5 m. de anchura y una longitud de 7 m., de la casa ESTACA S.L., modelo 70/5. Está accionada por un motor eléctrico y un motorreductor de 5 HP.

#### P-10 CINTA DE REMEZCLA CR-2

Es una cinta de transporte de recirculación de materiales procedentes de los silos, introduciéndolos nuevamente en el proceso de trituración, para adecuar las granulometrías a las necesidades del mercado.

Es una cinta transportadora de 0,5 m. de anchura y una longitud de 7 m., de la casa ESTACA S.L., modelo 70/5. Está accionada por un motor eléctrico y un motorreductor de 5 HP.

#### P-11 CINTA DE RETRITURACIÓN CR-3

Es una cinta de transporte de recirculación de materiales procedentes de los silos, introduciéndolos nuevamente en el proceso de trituración, para adecuar las granulometrías a las necesidades del mercado.

Es una cinta transportadora de 0,5 m. de anchura y una longitud de 7 m., de la casa ESTACA S.L., modelo 70/5. Está accionada por un motor eléctrico y un motorreductor de 5 HP.

#### P-12 MOLINO SECUNDARIO MS-1

La trituración secundaria se realiza mediante un molino impactor de rotor horizontal, ALQUEZAR modelo BMT 8-10-4, con una capacidad de producción para alimentación < 300 mm. de 140 Tm/h. este molino está accionado por un motor eléctrico de 270 CV.

#### P-13 CRIBA DE CLASIFICACIÓN UNO ZC-1

Se trata de una criba AZLO de resonancia, horizontal, modelo S-2000x8, de 8 m. de longitud y una anchura de 2 m., con dos tamices superpuestos, accionada por un motor eléctrico de 9 CV, con masas excéntricas y muelles de recuperación.

Las bandejas de cribado están situadas directamente sobre los silos de almacenaje, producen dos cortes en los materiales, 0-5 mm. y 5-14 mm., pasando a la segunda criba la fracción mayor de 14 mm.

#### P-14 CRIBA DE CLASIFICACIÓN DOS ZC-2

Se trata de una criba AZLO de resonancia, horizontal, modelo D-1400x7, de 7 m. de longitud y una anchura de 1,4 m., con dos tamices superpuestos, accionada por un motor eléctrico de 7,5 CV, con masas excéntricas y muelles de recuperación.

Las bandejas de cribado están situadas directamente sobre los silos de almacenaje, producen dos cortes en los materiales, 14-25 mm. y 25-50 mm., y un rechazo > 50 mm. que pasa a retrituration o en caso de ser necesario se utiliza como balasto.

#### P-15 SILOS DE ALMACENAMIENTO S-1

Para el almacenamiento de los materiales clasificados, se dispone de una batería de 6 depósitos de hormigón, para cinco clasificados, con una capacidad total de 1.000 Tm.

Estos depósitos se encuentran situados en las proximidades de la carretera GI-3591.

La carga de los camiones se realiza desde las tolvas situadas en la parte inferior de los silos, o mediante cinta transportadora situada también en la parte inferior de los silos

#### P-16 CINTA DE CARGA ARENA CA-4

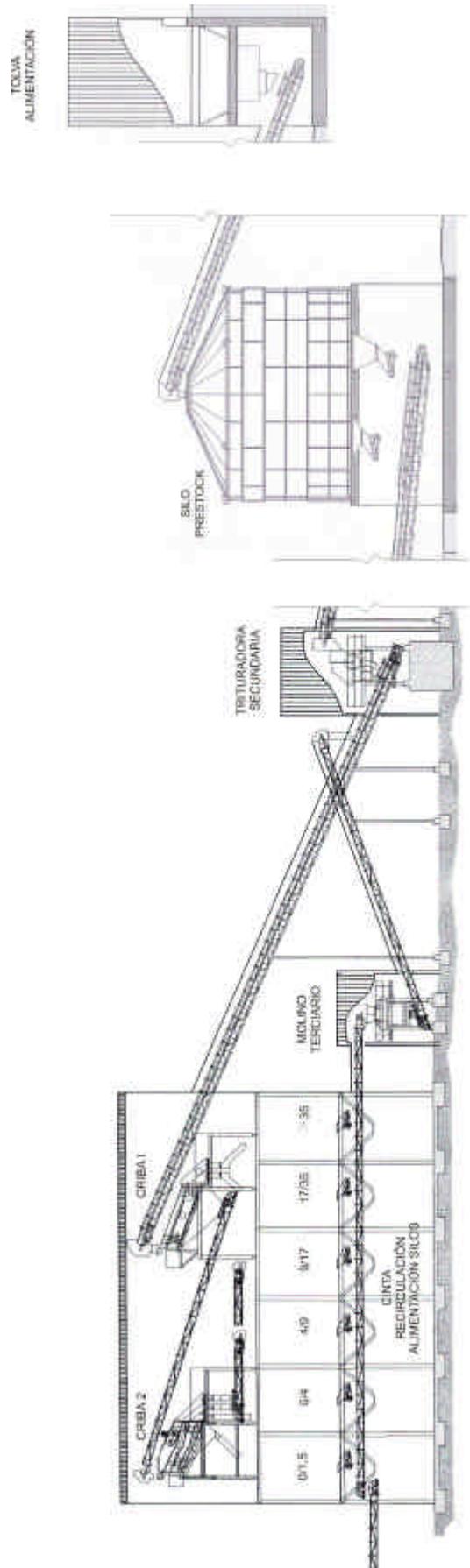
Para la carga de arena sobre los camiones se dispone, bajo los silos, de una cinta de 600 mm. de ancho y una longitud de 5 m., incluida en la estructura de los silos.

## **10.2 NUEVAS INSTALACIONES**

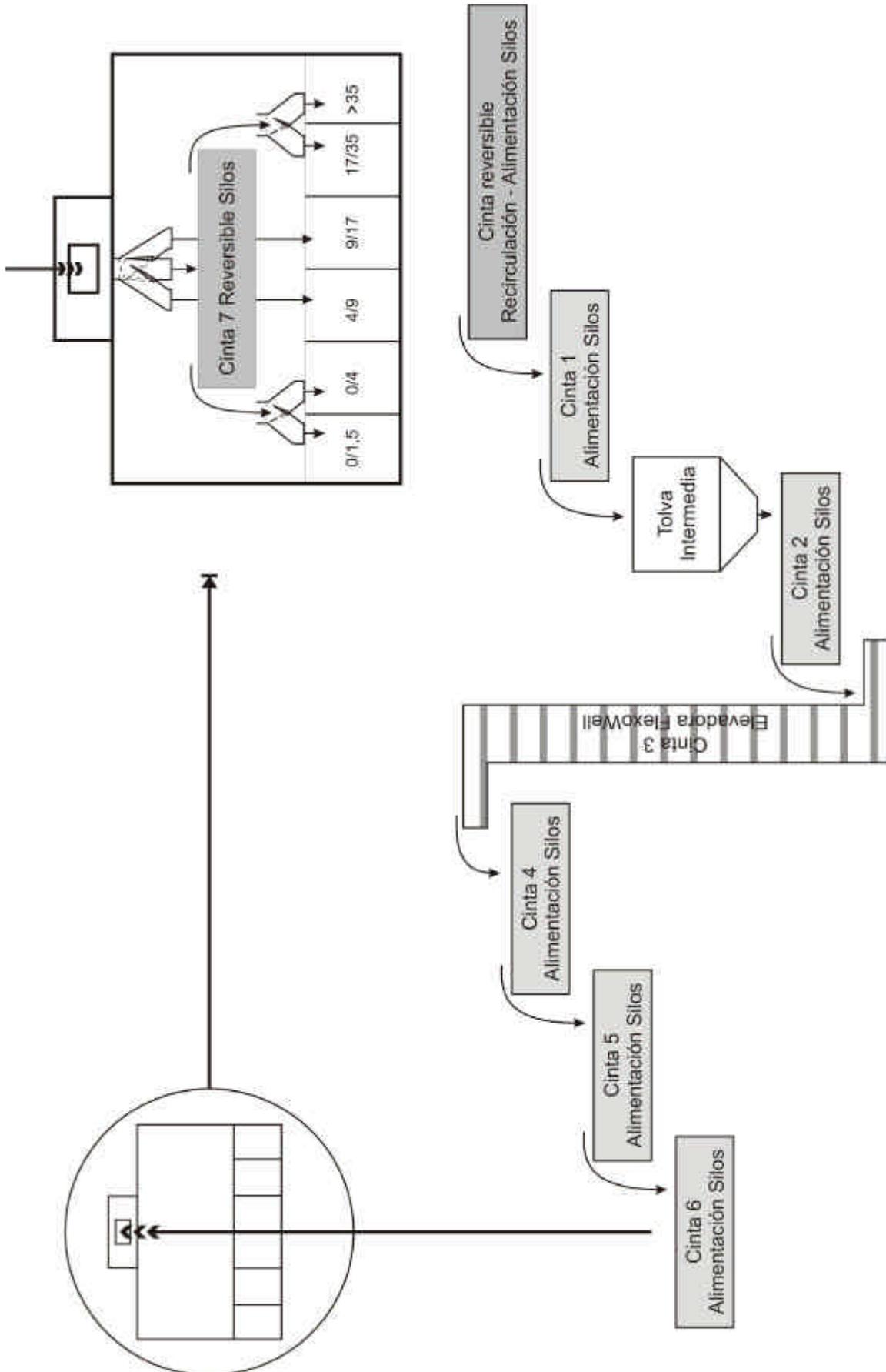
En el proyecto se contempla la sustitución de las actuales instalaciones de beneficio por otras más acordes con las características de la cantera y las necesidades del propietario de la misma.

La disposición de los frentes de extracción y los taludes finales de explotación, constreñidos entre la carretera GI-3591 y el camino de acceso al caserío Gomistegui condiciona de forma importante la ubicación de las instalaciones.

En este proyecto se contempla la sustitución de las instalaciones actuales en el momento que se haya explotado casi completamente el denominado Frente I.



ESQUEMA DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO DE ÁRIDOS



ESQUEMA DE FLUJO DE LA ALIMENTACIÓN DE LOS SILOS

## TOLVA DE ALIMENTACIÓN Y CINTA DE SALIDA PRIMARIA

Los materiales triturados por la machacadora primaria móvil, transportados y volcados en la tolva de chapa y perfiles de acero que se ubicará a una cota 635, se transportarán a través de dos alimentadores ubicados bajo la tolva que verterán el material a la cinta de salida primaria que lo transporta al silo pre-stock.

## SILO DE ALMACENAMIENTO PRESTOCK

El material procedente de la machacadora primaria con un tamaño 50/250 mm se almacenará en un silo metálico con capacidad para 4.000 toneladas. De esta forma, creando un depósito intermedio, desde el cual alimentar el triturador secundario, es posible independizar las operaciones de trituración. El depósito estará construido con chapa de acero reforzado con perfiles de acero y tiene dos alimentadores vibrantes en su parte inferior para las operaciones de descarga.

Toda la estructura del silo se apoyará en una obra de hormigón armado compuesta por muros y losa en la cual se encuentran practicadas las aberturas para los alimentadores y cinta de salida.

## CINTA DE SALIDA DEL PRE-STOCK

Bajo el silo de almacenamiento primario se alojará una cinta de 800 mm. de anchura, que alimentará el triturador secundario.

## TRITURADOR SECUNDARIO

Para la trituración secundaria se ha elegido un molino impactor AZLO, de eje horizontal, con una boca de admisión de 800 x 900mm., que con una alimentación de 250 mm, puede producir 180 Tm/h dentro de una granulometría entre 0/50 mm.

## CINTA DE SALIDA DEL SECUNDARIO

El material triturado a 0/50 mm. pasa al cribado mediante una cinta transportadora de 800 mm. de ancho, que se situará bajo el triturador secundario.

## CRIBA VIBRANTE I DE DOS BANDEJAS

Sobre el conjunto de las tolvas de almacenamiento intermedio se dispondrá de una primera criba de recepción del 0/50 triturado, con dos bandejas de clasificación con tamices de 17 mm. y 35 mm. produciéndose tres cortes, un 0/17 que pasa a la siguiente criba, un 17/35 que se almacena como producto terminado, y un >35 que se almacena como producto terminado.

La criba tendrá una superficie cribante útil de 12 m<sup>2</sup> x 2 y estará montada sobre las tolvas, para facilitar la distribución de los triturados clasificados.

## CRIBA VIBRANTE II DE TRES BANDEJAS

En una posición mas avanzada, sobre las tolvas, se situará la segunda criba de clasificación de tres bandejas, a la cual le llega el material 0/17mm, los tamices de esta criba son, 1,5 mm., 4 mm., y 9 mm. produciendo cuatro clasificados, que son almacenados directamente sobre las tolvas o mediante un sistema de distribución de cintas.

Esta criba tendrá una superficie cribante útil de 12 m<sup>2</sup> x 3.

## CINTA DE ALIMENTACIÓN DE LA CRIBA VIBRANTE II

Para la alimentación de la segunda criba con la fracción 0/17mm. se dispone una cinta transportadora de 600 mm., montada sobre la estructura de las tolvas.

## CINTA DE RECIRCULACIÓN- ALIMENTACIÓN DE SILOS (1)

RECIRCULACIÓN: La demanda de arenas finas 0-4 y sobre todo su producción más limitada, obligan a diseñar un proceso de re trituración que puede trabajar en un circuito cerrado que se alimenta de las tolvas de almacenamiento intermedio en los tamaños de árido 9 - > 35; a este efecto, está dispuesto en un lateral de la instalación, un conjunto de alimentadores y una cinta horizontal de 800 mm. de ancho, que alimentará un molino terciario arenoso.

## MOLINO TERCIARIO

Para la producción de arenas se montará un molino de eje vertical de la marca ALQUEZAR, dispuesto al final de la batería de silos, este molino tendrá una capacidad de 35 Tm/h para un triturado 0 - 9 mm.

## CINTA DE SALIDA DEL TERCIARIO

Para incorporar las arenas al circuito de cribado desde el molino terciario, se dispondrá una cinta de 600 mm. de ancho, que verterá el molido a la cinta de alimentación de cribas.

## TOLVAS DE ALMACENAMIENTO INTERMEDIO

La batería de tolvas de la instalación consta de 6 tolvas de chapa metálica montadas sobre pies verticales que permiten, si da el caso, el vaciado por medio de dumper, esta estructura tiene una capacidad para 1.000 Tm de árido clasificado.

## CINTA DE RECIRCULACIÓN- ALIMENTACIÓN DE SILOS (2)

**ALIMENTACIÓN DE SILOS:** El material de granulometría elegida, almacenado en las tolvas, se vierte sobre esta cinta reversible de 800 mm de ancho, mediante el alimentador correspondiente a dicha granulometría, dispuesto en el lateral de la instalación, que a su vez deposita el material en la cinta denominada Cinta 1- Alimentación Silos.

## CINTA 1 – ALIMENTACIÓN SILOS

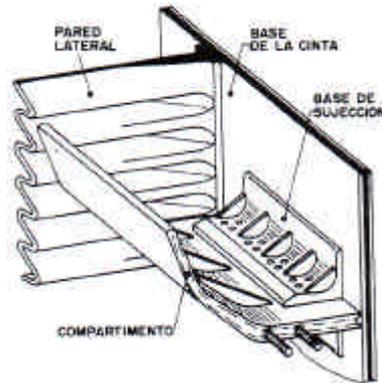
Esta cinta, de 800 mm de ancho, recibe el material procedente de las tolvas y lo vierte en una tolva intermedia de regulación.

## CINTA 2 – ALIMENTACIÓN SILOS

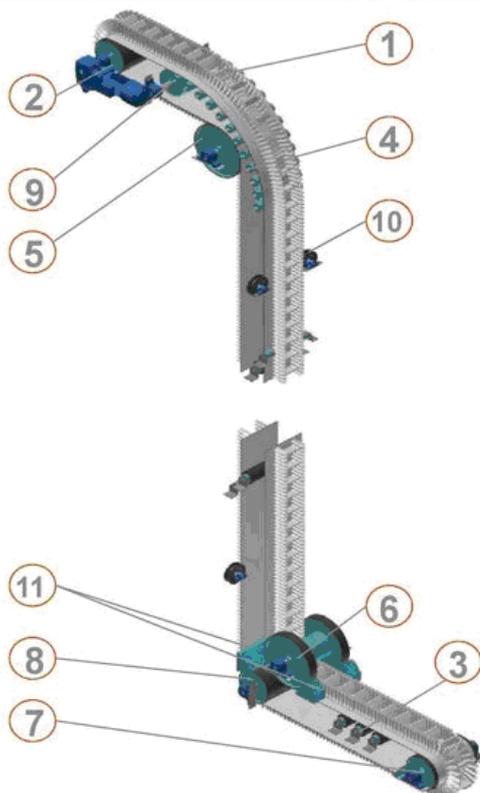
Cinta de 800 mm de ancho, que recibe el material procedente de la tolva intermedia de regulación y lo vierte en la Cinta 3-Elevadora Flexowell®.

### CINTA 3 – ELEVADORA FLEXOWELL®.

Es una cinta basadas en el empleo de una banda especial llamada FLEXOWELL®. Consta de una banda con laterales de hasta 600/700 mm. compartimentada con guía transversal formando cajones continuos cerrados, equivalen a un elevador de cangilones pero con banda continua.



Consta de un tramo corto horizontal que recibe el material, un tramo vertical largo y otro tramo horizontal corto en la parte superior de la máquina en donde se realiza el vertido.



1. Banda FLEXOWELL®
2. Unidad Motriz
3. Rodillos de Impacto
4. Curva de Deflexión
5. Ruedas de Deflexión
6. Disco de Deflexión
7. Polea Tensora
8. Polea Deflectora
9. Dispositivo Limpieza de Banda
10. Dispositivo Alineación de Banda (FGR)
11. Raspador

Para elevar el material clasificado hasta las inmediaciones de los silos de expedición (aprox. 30 m) utilizaremos una cinta elevadora Flexowell®, de 800 mm. de banda y una altura de bandas laterales de 120 mm., con el sistema inclinado S, con un ángulo de inclinación de aproximadamente 60°. Con estas características de cinta nos daría una capacidad máxima de transporte de 95 m<sup>3</sup>/h a una velocidad de 1m/seg.

El material elevado se vertería en un tolván, que serviría de alimentación a la Cinta 4-Alimentación Silos.

#### CINTA 4 – 5 -6 - ALIMENTACIÓN SILOS

Conjunto de cintas, que operando en cascada, nos transportarían el material clasificado a la parte superior central del recinto de los silos de expedición.

#### SILOS DE EXPEDICIÓN

El material proveniente de la instalación de trituración y clasificación entraría en el edificio que alberga los silos por su parte superior central, transportado por la Cinta 6-Alimentación de Silos. El material se distribuye por medio de un tolván bypaas, ya sea a una cinta reversible (Cinta 7-Reversible Silos), o directamente a uno de los dos silos que se sitúan por debajo del tolván.

La Cinta 7-Reversible Silos, transporta el material en un sentido o en otro opuesto, según la granulometría del material y la ubicación de su silo correspondiente. Esta cinta vierte el material en unos tolvinas bypass, que encauzan a dicho material al silo correspondiente a su granulometría.

El edificio de los silos corresponde al edificio existente en la actualidad, que se remodelará y adecuará a las nuevas circunstancias.

Dado que estos silos se encuentran situados en las proximidades de la carretera GI-3591, la zona de carga de los camiones se remodelará para facilitar la maniobra de los mismos, y se realizarán actuaciones y procedimientos para que dicha operación se realice de una manera lo más segura posible.

## 10.2.1 BASES DE DISEÑO

Las bases para el diseño de la instalación de trituración y clasificación han sido la de una capacidad de producción máxima operativa de 300 Tm/h en primario, adecuando la trituración secundaria, terciaria y cribado a las necesidades específicas del cliente según los siguientes cortes.

Arena .....	0/1,5 mm.	20 %
Arena .....	1,5/4 mm.	20 %
Gravilla .....	4/9 mm.	20 %
Grava .....	9/17 mm.	5 %
Grava gruesa ....	17/35 mm.	15%
Balasto .....	> 35 mm.	10 %

La producción requerida por la propiedad es de 1.720 Tm/día.

El uso fundamental del producto obtenido en esta cantera es el de fabricación de hormigones, por lo cual, las fracciones < 17 mm. serán las de mayor demanda, por esto, la instalación debe ser flexible y poder proporcionar la máxima cantidad de áridos dentro de dicha fracción.

Se diseñan las instalaciones según el siguiente esquema.

### TRITURACIÓN PRIMARIA (METSO MINERALS LT 125)

Capacidad de producción horaria cerrada a 150 mm. sería de 300 Tm/hora.

### SILO DE ALMACENAMIENTO PRIMARIO

Capacidad de almacenamiento 4.000 Tm.

Tamaño del árido de 0 a 150 mm.

Tonelaje aproximado 4.000 Tm.

### TRITURADORA SECUNDARIA

Molino impactor de eje horizontal.

Capacidad de producción horaria, cerrado a 0/50, 180 Tm/hora.

Alimentación de 0 a 150 mm. con una distribución según curva procedente del primario.

Producciones esperables:

0 -1,5 mm. ----- 15%	27	Tm/hora
1,5 - 4 mm. ---- 17%	30,6	Tm/hora
4 - 9 mm. ----- 20 %	36	Tm/hora
9 - 17 mm. ----- 20 %	36	Tm/hora
17 - 35 mm. --- 20 %	36	Tm/hora
>35 mm.----- 8 %	14,4	Tm/hora

#### TRITURADORA TERCIARIA

Molino impactor arenero de eje vertical.

Alimentación 9/50 mm.

Capacidad de trituración horaria 35 Tm/hora, 0 -17 mm.

Producciones esperables:

0 -1,5 mm. ----- 46 %	16,1	Tm/hora
1,5 - 4 mm. ---- 27 %	9,45	Tm/hora
4 - 9 mm. ----- 17 %	5,95	Tm/hora
9 - 17 mm. ----- 10 %	3,5	Tm/hora

El combinado de trituración secundaria y terciaria cuya alimentación pasará a cribado se compone de las fracciones y distribución de tonelajes se indican a continuación:

Fracción 0-15 mm .....	43,1	Tm/h
Fracción 1,5-4 mm. .	40,05	Tm/h
Fracción 4-9 mm. ....	41,95	Tm/h
Fracción 9-17 mm. ....	39,5	Tm/h
Fracción 17-35 mm. ....	36	Tm/h
Fracción > 35 mm. ...	14,4	Tm/h

## CRIBADO

Para el cribado disponemos de una primera criba de dos bandejas con malla de 35 y 17 mm que producen con la alimentación 0 - 50 mm.

Nº de criba	Malla	Luz	Presión sobre la criba	Rechazo
Criba 1	Malla I	35 mm.	18 Tm/m <sup>2</sup> /hora	14,4 Tm/hora a silo (> 35)
Criba 1	Malla II	17 mm.	16 Tm/m <sup>2</sup> /hora	36 Tm/hora a silo (17-35)
	Pasa			164 Tm/hora a criba 2

Corte 1 Pasa 0 - 35 mm. Rechaza > 35 mm.

Corte 2 Pasa 0 - 17 mm. Rechaza 17 - 35 mm.

Carga total máxima 215 Tm/hora.

Superficie de cribado 12 m<sup>2</sup> => 18 Tm/m<sup>2</sup>/hora, primera criba y malla I

En la malla II la carga máxima es 200,6 Tm/hora.

Superficie cribante 12 m<sup>2</sup> => 16,7 Tm/m<sup>2</sup>/hora, primera criba y malla II.

A la segunda criba dotada de tres bandejas pasará una alimentación de 164,6 Tm/hora de 0 - 17 mm.

Nº de criba	Malla	Luz	Presión sobre la criba	Rechazo
Criba 2	Malla I	9 mm.	13,71 Tm/m <sup>2</sup> /hora	39,5 Tm/hora a silo (9-17)
Criba 2	Malla II	4 mm.	10,42 Tm/m <sup>2</sup> /hora	41,95 Tm/hora a silo (4-9)
Criba 2	Malla III	1,5 mm.	6,87 Tm/m <sup>2</sup> /hora	40,05 Tm/hora a silo (1,5-4)
	Pasa			43,1 Tm/hora a silo (0-1,5)

Con estos rendimientos cabe esperar una producción diaria para 8 horas de trabajo, para primario, secundario, cribado y ensilado de:

Producción triturador secundario	0-50 mm.	1440 Tm/día
Producción molino terciario	0-17 mm.	280 Tm/día
Producción diaria	0-50 mm.	1.720 Tm/día

Obteniendo:

Producción de Arena .....	0/1,5mm.	344,8 Tm/día
Producción de Arena .....	1,5/4 mm.	320,4 Tm/día
Producción de Gravilla .....	4/9 mm.	350,8 Tm/día
Producción de Grava .....	9/17 mm,	316 Tm/día
Producción de Grava gruesa .	17/35 mm.	288 Tm/día
Producción de Balasto .....	> 35 mm.	110 Tm/día

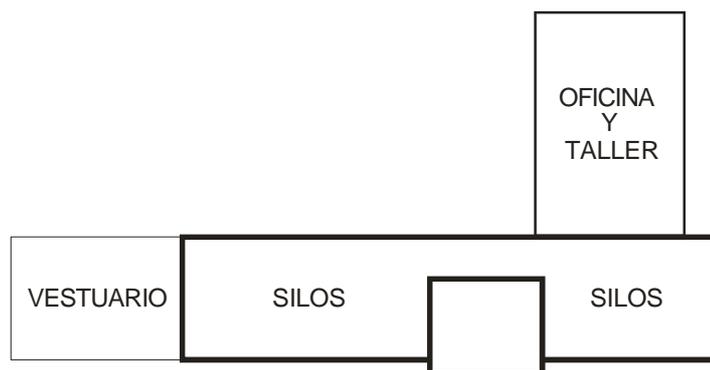
# 11

## INSTALACIONES AUXILIARES

Como instalaciones auxiliares podemos señalar la “caseta de obra” que sirve como vestuario y zona de descanso, que dispone de su correspondiente servicio.

Lo habitual de las explotaciones de reducido parque de maquinaria es normal que las reparaciones de envergadura se realizarán mediante la contratación de talleres especializados en la reparación de cada una de las marcas y modelos en uso en la explotación, por lo que no se dispone de una nave-taller.

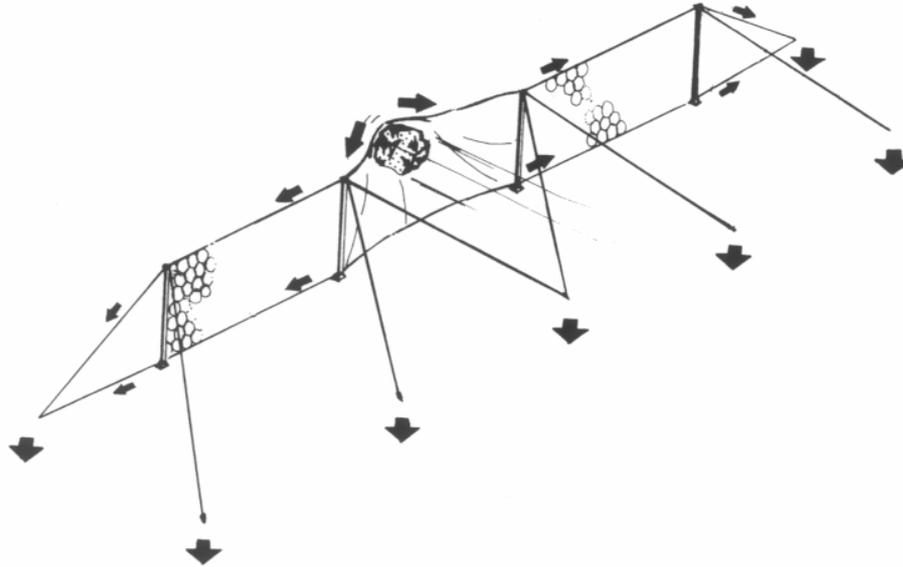
En un futuro, cuando se realicen las nuevas instalaciones, se proyecta adecuar las estructuras de hormigón de la planta actual como oficina, almacén de repuestos-taller y vestuarios.



Se cuenta en la actualidad con un equipo transformador de 400 KVA en la explotación y como equipo complementario un grupo electrógeno Caterpillar 700 de 633 KVA.

Como medida suplementaria de seguridad y como complemento a la berma de seguridad (Cota 635) prevista en la apertura y preparación del Frente II se ha considerado la colocación de una pantalla o barrera dinámica de deformación plástica, con el fin de interceptar y evitar que caigan rocas a la carretera que se encuentra en las proximidades de la explotación durante la explotación de la cantera en su Frente II o ante causas naturales.

Dicha barrera está compuesta por una red de cables de elevada capacidad de deformación, que se sustenta mediante una estructura de postes de unos 3 m. de altura y cables de acero que incorporan disipadores de energía.



# 12 CONCLUSIONES

Basándonos en la producción actual de la cantera y que el ritmo de extracción de la explotación a lo largo de su vida viene condicionado por la demanda futura del mercado de los áridos para hormigón así como por la implantación de una nueva instalación y consecuentemente una ampliación de la capacidad productiva, hemos diseñado la explotación siguiendo unas directrices básicas, que son las que va a seguir la explotación a lo largo de su vida activa.

En el ritmo de la explotación no podemos aportar datos fijos, como dato orientativo podemos considerar una producción de partida cercana a las 100.000 Tm. anuales, siendo ésta la cantidad aproximada producida por la planta actual en el año 2014, y está acorde con la demanda del mercado en años normales. En un futuro, con la implantación de una nueva planta, las producciones anuales se aumentarán para abastecer las necesidades del mercado.

Para poder establecer un ritmo aproximado hemos considerado un aumento anual en la producción de un 2%-3%, que como se refleja en las tablas adjuntas daría una vida del presente Proyecto de unos 16-17 años, acorde con el actual periodo de concesión.

*Fdo: Roberto Muñoz Robles  
Director Facultativo de la Explotación*

<b>AÑO</b>	<b>2%</b>	<b>3%</b>
<b>1</b>	<b>100.000</b>	<b>100.000</b>
<b>2</b>	<b>102.000</b>	<b>103.000</b>
<b>3</b>	<b>104.040</b>	<b>106.090</b>
<b>4</b>	<b>106.120</b>	<b>109.273</b>
<b>5</b>	<b>108.243</b>	<b>112.551</b>
<b>6</b>	<b>110.408</b>	<b>115.927</b>
<b>7</b>	<b>112.616</b>	<b>119.405</b>
<b>8</b>	<b>114.868</b>	<b>122.987</b>
<b>9</b>	<b>117.165</b>	<b>126.677</b>
<b>10</b>	<b>119.509</b>	<b>130.477</b>
<b>11</b>	<b>121.899</b>	<b>134.392</b>
<b>12</b>	<b>124.337</b>	<b>138.423</b>
<b>13</b>	<b>126.824</b>	<b>142.576</b>
<b>14</b>	<b>129.360</b>	<b>146.853</b>
<b>15</b>	<b>131.947</b>	<b>151.259</b>
<b>16</b>	<b>134.586</b>	<b>155.797</b>
<b>17</b>	<b>137.278</b>	<b>160.471</b>
<b>Suma</b>	<b>2.001.200</b>	<b>2.176.158</b>

	<b>PRODUCCIÓN (Tm.)</b>	<b>PRODUCCIÓN ACUMULADA (Tm.)</b>	<b>TIEMPO ESTIMADO</b>
Frente I: Explotación Banco 650	<b>477.013,99</b>		<b>5 AÑOS</b>
Frente I: Explotación parcial Banco 635 Preparación nuevas instalaciones	<b>441.116,84</b>	<b>918.130,83</b>	<b>9 AÑOS</b>
Frente II: Fase Inicial Apertura y preparación	<b>184.486,51</b>	<b>1.102.617,34</b>	<b>10-11 AÑOS</b>
Frente I: Explotación Banco 635	<b>98.345,75</b>	<b>1.200.963,09</b>	<b>11 AÑOS</b>
Frente II: Explotación Banco 680	<b>297.226,60</b>	<b>1.498.189,69</b>	<b>13-14 AÑOS</b>
Frente II: Explotación Banco 665 Final Proyecto	<b>435.708,83</b>	<b>1.933.898,52</b>	<b>16-17 AÑOS</b>