



Universidad de Jaén

Escuela Politécnica Superior de Linares

Trabajo Fin de Grado

PROYECTO DE EXPLOTACION Y PLANTA DE TRATAMIENTO DE UNA CANTERA DE ÁRIDOS

Alumno: María Jesús Guirao Aguayo

Tutor: Prof. D. Julián Ángel Martínez López

Depto.: Ingeniería Mecánica y Minera

Noviembre, 2020



Universidad de Jaén

Escuela Politécnica Superior de Linares

Trabajo Fin de Grado

PROYECTO DE EXPLOTACION Y PLANTA DE TRATAMIENTO DE UNA CANTERA DE ÁRIDOS

D. JULIÁN ÁNGEL MARTÍNEZ LÓPEZ, tutor del Trabajo Fin de Grado “Proyecto de explotación y planta de tratamiento de una cantera de áridos” que presenta la alumna **MARÍA JESÚS GUIRAO AGUAYO**, da su visto bueno para la defensa y evaluación del citado trabajo en la Escuela Politécnica Superior de Linares.

Linares, a 29 de Noviembre de 2020.

La alumna

El tutor

ÍNDICE GENERAL DEL PROYECTO.

1. DOCUMENTO N.º 1: MEMORIA Y ANEJOS.

- MEMORIA DESCRIPTIVA.
- ANEXOS.
 - ❖ Anexo n° 1: Justificación de maquinaria.
 - ❖ Anexo n° 2: Plan de voladuras.
 - ❖ Anexo n° 3: Dimensionamiento planta de tratamiento.
 - ❖ Anexo n° 4: Método de perforación.
 - ❖ Anexo n° 5: Reportaje fotográfico.
 - ❖ Anexo n° 6: Documento de Seguridad y Salud.
 - ❖ Anexo n° 7: Plan de restauración.
 - ❖ Anexo n° 8: Bibliografía.

2. DOCUMENTO N.º 2: PLANOS.

- PLANO N° 1: Situación.
- PLANO N° 2: Topografía General.
- PLANO N° 3: Geología.
- PLANO N° 4 (3 PLANOS): Perfiles Longitudinales.
- PLANO N° 5: Esquema Voladura Tipo.
- PLANO N° 6: Detalle Barreno.
- PLANO N° 7: Detalle Voladuras Tipo.
- PLANO N° 8: Diagrama de Flujo Planta de Tratamiento.
- PLANO N° 9: Molino ROVER ASTECA MLA-8.
- PLANO N° 10: Molino ROVER ASTECA MLCX-5.

3. DOCUMENTO N.º 3: PLIEGO DE PRESCRIPCIONES TÉCNICAS PARTICULARES.

4. DOCUMENTO N.º 4: PRESUPUESTO.

- MEDICIONES Y PRESUPUESTO.
- RESUMEN GENERAL DEL PRESUPUESTO.

DOCUMENTO N.º 1:
MEMORIA Y ANEJOS.

MEMORIA DESCRIPTIVA.

ÍNDICE.

1.	OBJETIVO DEL PROYECTO.	1
2.	LEGISLACIÓN.....	2
2.1.	Legislación básica en materia de minería.	2
2.2.	Legislación en materia de seguridad minera.	2
2.3.	Legislación en materia de explosivos.....	3
3.	ANTECEDENTES.	4
4.	SITUACIÓN GEOGRÁFICA Y ACCESOS.....	5
4.1.	Situación geográfica y emplazamientos.	5
4.2.	Perímetro de la explotación.....	7
4.3.	Acceso a la explotación.....	9
5.	GEOLOGIA Y GEOTECNIA.....	10
5.1.	Geología general.	10
5.2.	Geología local y estratigrafía.	11
5.3.	Geología económica.....	15
5.4.	Geotecnia.....	16
5.5.	Hidrogeología.....	16
6.	CLIMATOLOGÍA E HIDROLOGÍA.....	18
6.1.	Temperatura.	19
6.2.	Precipitaciones.	20
6.3.	Climograma.....	20
	20
6.4.	Cálculo de precipitación diaria máxima.....	21
6.5.	Hidrología.....	23
7.	ACTIVIDAD MINERA.	24
7.1.	Descripción del proyecto.....	24
7.1.1.	Material a explotar.....	24

7.1.2. Reservas.....	24
7.1.3. Suelo ocupado.	25
7.2. Método de explotación.	26
7.3. Diseño de la explotación.....	26
7.3.1. Diseño de bancos.	27
7.3.2. Diseño de pistas y accesos.....	29
7.4. Operación de desmonte.	33
7.5. Labores de extracción.....	33
7.5.1. Perforación.	33
7.5.2. Saneamiento.	34
7.5.3. Trabajo de maquinaria móvil.....	34
7.6. Carga y transporte.....	35
7.6.1. Carga.....	35
7.6.2. Vertido.	35
7.6.3. Regulación de tráfico y señalización.....	37
7.6.4. Aparcamiento y transporte de personal.	37
7.7. Maquinaria minera.....	38
7.7.1. Maquinaria de carga.	38
7.7.2. Maquinaria de transporte.....	44
7.7.3. Operadores y conductores.	47
7.7.4. Exigencias técnicas, reparaciones y mantenimiento de máquinas y vehículos.	47
8. PLANTA DE TRATAMIENTO DE ÁRIDOS.....	48
8.1. Elementos que forman la planta de tratamiento.....	50
8.1.1. Alimentador ALIPREC APC-1250.....	50
8.1.2. Molino ROVER ASTECA MLA-8.....	51
8.1.3. Molino ROVER ASTECA MLCX-5.....	52
8.1.4. Molino ARJA PISCIS – 2000 RP.	53

8.1.5. Criba ALQUEZAR CT-5.	53
8.1.6. Criba LARON C-24.60.	54
9. PRESUPUESTO.....	55
10. DOCUMENTOS QUE INTEGRAN EL PROYECTO.....	55
11. CONCLUSIONES.....	56

1. OBJETIVO DEL PROYECTO.

El objetivo del presente proyecto es la definición del diseño y trabajos necesarios para la explotación de una cantera de áridos y su correspondiente planta de tratamiento en el término municipal de Torredelcampo, Jaén.

Dicho proyecto se redacta con la finalidad de concluir los estudios correspondientes al Grado en Ingeniería de Tecnologías Mineras, con especialidad en Explotación de Minas y Sondeos y Prospecciones Mineras, cubriendo las competencias de ambas especialidades.

Con la producción generada en dicha cantera, se cubrirá el abastecimiento de áridos necesarios para la construcción en las zonas cercanas.

Los objetivos que se consiguen con el proyecto son:

- Estudio detallado de la zona, teniendo en cuenta diferentes factores como son la geología, geotecnia, hidrogeología, pluviometría, entre otros.
- Análisis de las características del yacimiento.
- Diseño de la explotación en las distintas fases de la misma.
- Definición y caracterización del equipo de perforación y voladura.
- Definición y caracterización de los equipos de carga y transporte.
- Planificación de la explotación.
- Diseño y caracterización de la planta de tratamiento de áridos, diferenciando los diferentes productos obtenidos.
- Justificación de la rentabilidad económica del proyecto.

2. LEGISLACIÓN.

Para el presente proyecto se ha tenido en cuenta toda la normativa vigente en lo relacionado a la actividad minera.

2.1.Legislación básica en materia de minería.

- Ley 22-1973, de 21 de julio, de Minas. Incluye la modificación realizada por Real Decreto Legislativo 1303/1986, de 28 de junio, de Adaptación al Derecho de las Comunidades Europeas del Título VIII sobre Condiciones para ser titular de derechos mineros.
- Ley 54/1980, de 5 de noviembre, de modificación de la Ley 22/1973, de 21 de julio, de Minas con atención especial a los recursos minerales energéticos.
- Real Decreto 2857/1978, de 25 de abril, por el que se aprueba el Reglamento General para el Régimen de la Minería.
- Ley 6/1977, de 4 de enero, de Fomento de la Minería.

2.2. Legislación en materia de seguridad minera.

- Real Decreto 863/1985, de 2 de abril, por el que se aprueba el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (BOE 12/06/1985).
- Real Decreto 1389/1997, de 5 de septiembre, por el que se aprueban las disposiciones mínimas destinadas a proteger la seguridad y la salud de los trabajadores en las actividades mineras (BOE 07/10/1997).
- Real Decreto 3255/1983, de 21 de diciembre, por el que se aprueba el Estatuto del Minero (BOE 04/01/1984).
- Orden de 19 de marzo de 1986 por la que se establecen normas complementarias para el desarrollo y ejecución del Real Decreto 3255/1983, de 21 de diciembre (BOE 22/04/1986).
- Orden ITC/101/2006, de 23 de enero, por la que se regula el contenido mínimo y estructura del documento sobre seguridad y salud para la industria extractiva (BOE 30/01/2006).
- Ley 31/1995, de 8 de noviembre, de prevención de Riesgos Laborales (BOE 10/11/1995).
- Ley 54/2003, de 12 de diciembre, de reforma del marco normativo de la prevención de riesgos laborales (BOE 13/12/2003).

- Real Decreto 1215/1997, de 18 de julio, por el que se establecen las disposiciones mínimas de seguridad y salud para la utilización por los trabajadores de los equipos de trabajo (BOE 07/08/1997).
- Real Decreto 1311/2005, de 4 de noviembre, sobre la protección de la salud y la seguridad de los trabajadores frente a los riesgos derivados o que puedan derivarse de la exposición a vibraciones mecánicas (BOE 05/11/2005).
- Real Decreto 39/1997, de 17 de enero, por el que se aprueba el Reglamento de los Servicios de Prevención (BOE 31/01/1997).

2.3. Legislación en materia de explosivos.

- Real Decreto 130/2017, de 24 de febrero, por el que se aprueba el Reglamento de Explosivos (BOE 04/03/2017).
- Directiva 2014/28/UE del Parlamento Europeo y del Consejo, de 26 de febrero de 2014, relativa a la armonización de las legislaciones de los Estados miembros en materia de comercialización y control de explosivos con fines civiles.
- Directiva 2008/43/CE de la Comisión, de 4 de abril de 2008, por la que se establece, con arreglo a la Directiva 93/15/CEE del Consejo, un sistema de identificación y trazabilidad de explosivos con fines civiles (modificada por la Directiva 2012/4/UE de la Comisión, de 22 de febrero de 2012).
- Orden PRE/2476/2015, de 20 de noviembre, por la que se actualiza la Instrucción Técnica Complementaria número 10, «Prevención de accidentes graves», del Reglamento de explosivos, aprobado por Real Decreto 230/1998, de 16 de febrero.

3. ANTECEDENTES.

El presente proyecto trata sobre la cantera de San Isidro, localizada en el término municipal de Torredelcampo, Jaén. Se trata de una cantera de recursos de la sección A, siendo una explotación de caliza para la obtención de áridos.

La explotación de áridos se realiza a cielo abierto, mediante perforación y voladura con el objetivo de fragmentar la roca en determinados tamaños de forma que se optimice el transporte y se adecúe el tamaño a los requerimientos de la planta de tratamiento.

Una vez en la planta, el material arrancado, se somete a diferentes y sucesivas fases de reducción de tamaño mediante equipos de trituración primaria, secundaria e incluso terciaria. Una vez reducido el material, se clasifica diferenciando cada uno de los productos obtenidos según los tamaños deseados.

Esta actividad tiene una gran importancia ya que se trata de un sector primario destinado a obtener materias primas para numerosas actividades dentro del sector de la ingeniería civil y de la construcción, como son carreteras, caminos, viviendas, etc.

La cantera de San Isidro obtuvo la autorización para la explotación en 1975, con una superficie autorizada de 5.3127 Ha.

En 2001 se solicita una ampliación del terreno debido a que la explotación estaba agotando el recurso calizo en la zona autorizada inicialmente. Con esta ampliación del terreno, se garantizan reservas para mínimo 30 años de explotación.

Para aprobar la ampliación del terreno se presentaron todos los documentos necesarios, destacando la actualización del proyecto de explotación por ampliación de la superficie aprovechable y el estudio impacto ambiental asociado a dicho proyecto.

Finalmente, en agosto de 2001, se acuerda conceder la ampliación de la superficie aprovechable con una extensión de 8.45 Ha, por lo que la superficie de explotación autorizada pasa a ser de 13.76 Ha, de acuerdo a los planos y documentos presentados, y quedando dentro del terreno propiedad del titular de la cantera.

4. SITUACIÓN GEOGRÁFICA Y ACCESOS.

4.1. Situación geográfica y emplazamientos.

La explotación de áridos calizos de San Isidro se encuentra en el término municipal de Torredelcampo, Jaén. Dicho municipio se localiza a 11 km al noroeste Jaén y posee una superficie de 182 km² de la cual, cerca del 90% se encuentra cultivada. Cuenta con una población de 14.247 habitantes.



Figura 1. Situación geográfica Torredelcampo.

Se encuentra en el entorno geográfico de la Sierra de la Grana y Jabalcuz. Ambas sierras componen una zona morfoclimática y cultural que la diferencian de la zona próxima al Valle del Guadalquivir, situándose la cantera en la falda norte de la Sierra, pero cerca del Valle.

Toda la superficie de la explotación se encuentra en la Hoja nº 946 Martos del Mapa Topográfico Nacional 1:50.000 del Instituto Geográfico Nacional, y toda ella pertenece al territorio del municipio. Las coordenadas Greenwich de la plaza de la cantera son:

Longitud Norte: 37° 45' 03,8''

Longitud Oeste: 3° 53' 31,8''

La cantera se encuentra cerca de diferentes núcleos de población. Se ubica a unos 2 km al suroeste de Torredelcampo y a 1.5 km de Jamilena y próxima a Jaén capital.

Cuenta con las siguientes parcelas catastrales pertenecientes al polígono 1: 130, 138, 140, 141, 142, 143, 145, 157, 158, 159 y 365. En la figura 2, se muestra la disposición de las parcelas obtenida del SIGPA (Sistema de Información Geográfica), siendo las parcelas sombreadas las que posee la explotación.

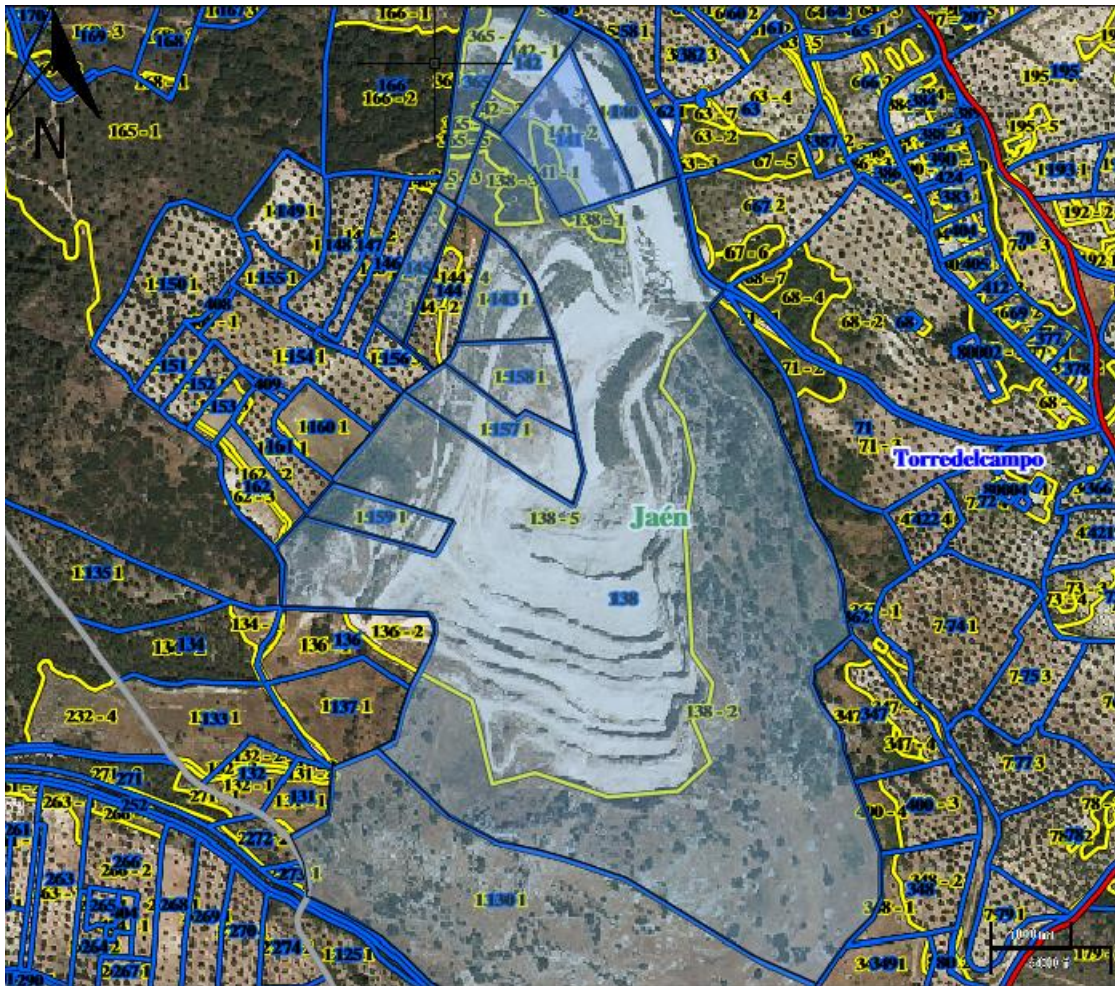


Figura 2. Disposición de las parcelas obtenidas del SIGPA.

4.2. Perímetro de la explotación.

Las coordenadas límite de la propiedad minera son las siguientes:

Coordenadas Límite de la Propiedad		
Vértice	X	Y
1	421399	4178871
2	421624	4178566
3	421744	4178244
4	421693	4177821
5	421228	4178007
6	421344	4178300
7	421203	4178332
8	421406	4178626
9	421375	4178644
10	421281	4178506

Tabla 1. Coordenada Límite de la Propiedad.

Quedando el perímetro de la propiedad de la siguiente forma (Fig. 3):



Figura 3. Perímetro de la propiedad.

Por otra parte, la superficie explotable presenta los siguientes vértices con sus respectivas coordenadas:

Coordenadas Superficie Explotable		
Vértice	X	Y
1	421636	4178142
2	421470	4177916
3	421227	4178021
4	421372	4178189
5	421302	4178267
6	421538	4178545
7	421578	4178526

Tabla 2. Coordenadas de Superficie Explotable.

Quedando la superficie explotable con la siguiente geometría (Fig. 4):



Figura 4. Geometría superficie explotable.

4.3. Acceso a la explotación.

La cantera se haya en los parajes de San Isidro, Cerrajón y Vereda Alta. El principal acceso es desde Torredelcampo, se realiza por el camino asfaltado existente desde la ermita de Santa Ana, continuando por este durante 1,5 km hasta llegar a la explotación, la cual se encuentra a mano derecha.

Desde Jamilena se puede acceder por el Camino de la Sierra, hasta llegar a la ermita de Santa Ana, donde se continúa el recorrido anterior (Fig. 5).



Figura 5. Acceso a la explotación.

5. GEOLOGIA Y GEOTECNIA.

Para el análisis de la geología de la zona de la explotación minera se utiliza el Mapa Geológico de España a escala 1:50.000, en concreto la Hoja 946 Martos.

Por otro lado, para el estudio de la geotecnia de la zona se utiliza el Mapa Geotécnico General a escala 1:200.000, en concreto la Hoja 77 Jaén.

5.1. Geología general.

Se encuentra en el sector septentrional de las Cordilleras Béticas, limitando las Zonas Externas y la Depresión del Guadalquivir.

En general, se diferencian las Zonas Internas y Zonas Externas. Las Zonas Internas se encuentran fuertemente deformadas y metamorfizadas, no aflorando en la zona de estudio. Las Zonas Externas, constituyen la cobertera y se encuentran plegadas e incluso con estructuras en manto de corrimiento.

Concretamente, en las Cordilleras Béticas, las Zonas Externas corresponden a un grupo de sedimentos de edades entre Trías y Terciario, los cuales se depositaron en el margen meridional del Macizo Hespérico, continuando con la Cordillera Ibérica. Por otro lado, las Zonas Internas se tratan de un bloque exótico con una evolución geológica distinta a la del Margen Ibérico.

Las Zonas Externas se dividen en dos zonas:

- Prebético, se trata de la zona más cercana a la costa y en la que prevalecen sedimentos relacionados con medios marinos someros o continentales. Se divide en Externo e Interno, siendo la primera zona lo más cercano a la costa y la segunda zona los más próximos a áreas de cuenca abierta.
- Subbético, situado al Sur del anterior con facies pelágicas más o menos profundas. Se divide en tres dominios, Externo, Medio e Interno. En el Subbético Externo e Interno se produjo la subsidencia de la cuenca en el Jurásico. El Subbético Medio, se localiza entre los anteriores y posee facies margosas y emisión de rocas volcánicas.

En el Mioceno inferior-medio, colisionan las Zonas Internas y Externas, produciéndose cambios paleográficos, perdiendo su uniformidad.

La cuenca de la Depresión del Guadalquivir fue generada por la tectónica transgresiva en el Langhiense superior, que produjo la rotura en bloques de las Zonas Externas.

5.2. Geología local y estratigrafía.

La estratigrafía de la Hoja 946 Martos, presenta diferentes secuencias litológicas relacionadas con:

- Subbético, representado por pequeños afloramientos alóctonos al Sureste y por Olistolitos en sedimentos cretácicos y neógenos.
- Unidades Intermedias, situadas en el sector suroriental, se representa en la Sierra de la Grana y corresponde con la terminación occidental del afloramiento Jabalcuz-Los Villares.
- Prebético, representado en el Este de Torredelcampo.
- Depresión del Guadalquivir, representa la mayor parte de la Hoja.

La zona de estudio de la explotación minera se localiza en el frente de cabalgamiento donde se sitúa el Subbético Externo sobre el Prebético Externo (Fig. 6, 7 y 8).

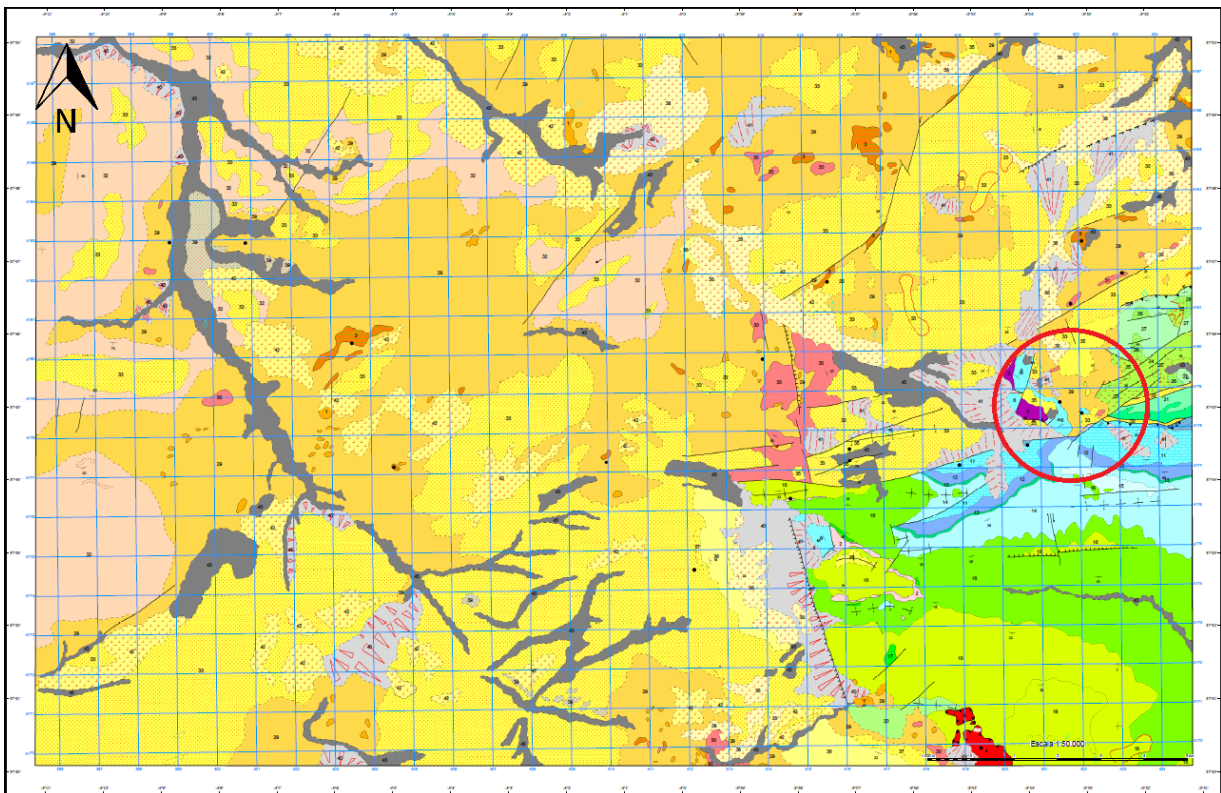


Figura 6. Mapa geológico Hoja 946 Martos.



Figura 7. Detalle mapa geológico en zona de estudio.

UNIDADES INTERMEDIAS (SUBBÉTICO EST. SEP.)
UNIDAD DE JABALCUZ

CRETÁCICO	SUP.	CENOMANIENSE	20
		ALBIENSE	18, 19
	INFERIOR	APTIENSE	17
		BARREMIENSE	16
		NEOCOMIENSE	15
JURÁSICO	MALM	14	
	OXFORDIENSE	13	
	DOGGER	12	
	BAJOCIEN	INFERIOR	11
	LIAS	MEDIO-SUPERIOR	10
	INFERIOR	9	

- 20 Margas, margocalizas y calizas blanco-grisáceas.
- 19 Areniscas con intercapas margosas. Turbiditas.
- 18 Margas arcillosas grises y verdes con areniscas. Turbiditas.
- 17 Brechas calcáreas. Olistolitos.
- 16 Margocalizas, margas y calizas grises.
- 15 brechas calcáreas, calizas y calizas nodulosas.
- 14 Calizas detríticas con sílex y margas.
- 13 Margas y margocalizas ricas en radiolarios.
- 12 Calizas oolíticas con filamentos y sílex.
- 11 Calizas y calizas margosas tableadas.
- 10 Calizas micríticas y oolíticas grises y blancas.
- 9 Dolomías grises.
- 8 Brechas (Pena de Martos).
- 7 Margas y calizas margosas grises.
- 6 Calizas micríticas y oolíticas.
- 5 Dolomías.
- 4 Rocas básicas.
- 3 Yesos.
- 2 Margas, arcillas y areniscas versicolores.
- 1 Dolomías.

SUBBÉTICO
SUBBÉTICO EXTERNO

CRETÁCICO	INF.	8
JURÁSICO	SUP.	7
	LIAS	INF.

Figura 8. Leyenda Mapa geológico Hoja 946 Martos.

Los sedimentos jurásicos quedan comprendidos en el Subbético Externo y en las Unidades Intermedias.

En el Subbético Externo, aflora en la Peña de Martos y en el Cerro Fuente y al Este de Jamilena, apareciendo en la base litologías calizo-dolomítica de edad Liásica.

En Cerro Fuente, afloran margas y margocalizas del Liás Superior, presentan tonos grises y amarillentos, en estratos de 10 a 30 cm en una potencia que no supera los 50 m.

En la Peña de Martos, se encuentran brechas de matriz carbonatada con tonos rojos y amarillentos, con cantos generalmente redondeados, presentando la secuencia importantes fenómenos erosivos.

En cuanto a las Unidades Intermedias, aparecen los siguientes términos:

- ❖ Calizas y dolomías: Alcanzan una potencia máxima de 300 metros. Los niveles dolomíticos representan más del 50% del espesor en las ramificaciones de Jabalcuz. Las dolomías presentan un color grisáceo y aspecto masivo, sin embargo, las calizas presentan colores claros, blancos o cremas, con una textura oolítica.
- ❖ Calizas y calizas margosas: Se tratan de los materiales más característicos de las Unidades Intermedias, con una muy buena representación en la sierra de Jabalcuz. Consiste en una alternancia de calizas micríticas y margocalizas en estratos de 50 cm. Conforme se acerca al techo, presentan laminaciones horizontales, con slumpings y brechas intraformacionales asociadas.

Los últimos 50 m se encuentran representados por calizas margosas y margocalizas laminadas, en estratos de 0,5 m, con pequeñas lentes de arenas finas o limos y laminaciones horizontales.

- ❖ Calizas oolíticas con filamentos y sílex: Sobre el material anterior se posicionan unos metros de calizas laminadas, en estratos de 5 cm con filamentos y nódulos de sílex. Conforme avanzan hacia el techo, pasan a ser calizas de color gris claro, en estratos de 30-60 cm, y nódulos de sílex negro disperso.
- ❖ Margas y margocalizas: Componen el resto de materiales correspondientes al Jurásico en las Unidades Intermedias. Poseen tonos amarillentos con diferentes intercalaciones como son calizas margosas simplificadas, calizas grises micríticas con incrustaciones de margas amarillentas y algunos niveles de brechas.

Pasamos al Cretácico, donde los sedimentos pertenecientes a esta edad ocupan casi todos los valles de la esquina suroccidental. En cuanto a las Unidades Intermedias, afloran sedimentos del Cretácico inferior y superior. Se trata de margas, margocalizas y calizas de tonos amarillentos y grisáceos que fueron depositados en un ambiente pelágico de costas y sin acción del oleaje. También se aprecian brechas calcáreas y Olistolitos comprendidos entre la edad Barremiense inferior y Aptiense superior, en la cual comienza la sedimentación turbidítica. Si nos ubicamos en Cerro Viento, se aprecian areniscas con intercalaciones margosas, son estratos gruesos y de aspecto masivo. Por último, concluyendo las Unidades Intermedias en el Cretácico, se trata de margas, margocalizas y calizas de tonos blanquecinos con una potencia inferior a 50 m.

Ya en el Prebético, se engloban los sectores de la cuenca que sufrieron una sedimentación de ambientes someros. Litológicamente, se trata de margas y margocalizas laminadas, con una potencia de 50-150 m, que pueden intercalar niveles discontinuos de calizas claras laminadas y corresponden al tramo inferior de la serie de Arroyo Cuchillo; calizas brechoides y margas en el techo de la serie anterior, con potencias de hasta 150 m en el techo de la serie de Arroyo Cuchillo. También aparecen en rimitas margosas calcáreas, que corresponden a margas ocres-amarillentas con niveles de margocalizas y calizas bioturbadas. En el núcleo de la estructura anticlinal afloran calizas en bancos y nodulosas, distinguiéndose por su tono beige en espesores de 0,5-1,5 m. Sobre estos últimos se ubica un conjunto de margas, calizas margosas y margocalizas de color amarillento verdoso y gris, pasando a estar constituidos por margas con algunas intercalaciones de calizas algo arenosas. Hacia el este del afloramiento, aparecen calizas y margas con alternancias de 15 a 20 m, y hacia el oeste pasan a ser decimétricas. Esta alternancia representa la transición entre las condiciones pelágicas de los niveles de muro a plataforma somera a techo. A continuación, se aprecia una alternancia de calizas de estratificación plana y estratificación nodulosa. Las calizas en banco son detríticas con tonos blancos o beige, sin embargo, las nodulosas son margosas con tonos beige u ocres. Presentan una potencia de 130 m. Por último, culminando la serie prebética, aparece un paquete de calizas masivas claras, afloran con potencias inferiores a 50 m y se depositaron en una plataforma carbonatada somera.

En el Mioceno se distinguen tres unidades litoestratigráficas, formadas en épocas diferentes:

- Unidad Olistostrómica: Compuesta por diversos tipos de materiales, pero centrándonos en la zona de estudio, se trata de margas calcáreas asociadas al Prebético y grandes masas de material subbético.
- Unidad de Castro del Río: Se presenta levemente plegada, aunque en las zonas cercanas a afloramientos prebéticos y subbéticos puede aparecer intensamente deformada. Dentro de esta se distinguen cuatro tipos de facies que indican un medio sedimentario complejo asociado a depósitos someros de cuenca y talud:
 - o Facies de arenas silíceas y margas.
 - o Facies de margas blancas y limos margosos.
 - o Areniscas y areniscas calcáreas.
 - o Calcarenitas, conglomerados y calizas de algas.
- Unidad de Porcuna: Con una litología correspondiente a margas ocre y amarillentas o grises. Aunque esta unidad no es objeto de estudio en la zona.
- Formaciones detríticas: Se presentan en afloramientos aislados y son completamente discordantes de las unidades anteriores.

En cuanto al Cuaternario, no obtiene un desarrollo especial, las principales formas son asociadas a procesos fluviales.

El material a explotar en la cantera se trata de calizas dolomíticas, pertenecientes al Jurásico, concretamente al Subbético Externo, y corresponden a los materiales 5 y 6 de la leyenda del Mapa Geológico. Presentan un aspecto masivo y bastante brechificado.

5.3. Geología económica.

En cuanto a la geología económica, el objeto de interés para este estudio se centra en las canteras de las que se extrae material para suministrarlo a la construcción y a la industria cementera.

Las canteras de áridos se ubican frecuentemente sobre masas dolomíticas, ya que interesa la fracturación que presentan para facilitar el arranque y posterior machaqueo, aunque también otras ubicadas sobre calizas del Mioceno medio, al noroeste de Martos.

Las canteras de yeso en la región han sido numerosas, aunque solo algunas han alcanzado cierta importancia. Actualmente, solo un par de ellas siguen activas.

5.4. Geotecnia.

El material objeto de estudio del presente proyecto son las calizas. Según los datos de los que se disponen acerca de los diferentes ensayos realizados, se trata de calizas dolomíticas, las cuales que poseen una resistencia a compresión simple de 700 kp/cm^2 , lo cual equivale a unos 69 MPa. Suponiendo un RQD mínimo inferior al 25%, y según la valoración RMR de Bieniawski, se trata de calizas resistentes de media-buena calidad.

La explotación y nivel de base de la cantera se encuentra por encima del nivel freático, por lo tanto, debido a la naturaleza masiva de la roca, hay suficiente estabilidad en el talud. Aunque presenta un diaclasado que se considera oblicuo a los frentes.

Por otro lado, la karstificación no es desfavorable, ya que no está muy desarrollada y las cavernas existentes son de poca importancia y escasa altura, aunque es un factor a tener en cuenta sobre todo en la fase de perforación y voladura.

5.5. Hidrogeología.

Las únicas zonas con un comportamiento permeable a las que pertenece la zona de estudio son los carbonatos del Mioceno Medio, Unidades Intermedias y Subbético, además de los sedimentos detríticos neógenos y cuaternarios.

De todas estas formaciones, las únicas que presentan afloramientos con suficiente extensión para estudiarlos son las dolomías y calizas del Dogger de Sierra de la Grana – Jabalcuz y Lias Inferior, además de las calizas prebéticas del este de Torredelcampo.

Estos conjuntos son conocidos como sistemas hidrogeológicos de Jabalcuz y Prebético de Jaén, o Unidad de Jabalcuz. Se caracteriza por una serie de acuíferos carbonatados muy permeables y productivos entre conjuntos de materiales margosos impermeables y acuífugos.

A grandes rasgos, en la zona se pueden diferenciar dos tipos de materiales desde el punto de vista hidrológico:

➤ ***Formaciones carbonatadas de la Zonas Externas de las cordilleras Béticas.***

Se trata de materiales acuíferos por carstificación y constituyen la unidad principal, es decir, la Unidad de Jabalcuz. A continuación, se realiza una breve descripción de los distintos acuíferos que forman la unidad:

- Lías de Jabalcuz, que abarca desde Jabalcuz hasta las cercanías de Martos. Está formado por materiales carbonatados y situado al Sur de la zona estudiada. Presenta un carácter libre y un flujo subterráneo, el cual se dirige hacia el Este.

Los drenajes naturales los forman los manantiales Fuentes de los Prados Baños de Jerez y Baños de Jabalcuz. La cantera de San Isidro, no se encuentra en el radio de influencia de dicho acuífero.

- Dogger de Jabalcuz. Formado por las calizas con sílex del Dogger, las cuales afloran desde Jabalcuz hasta las cercanías de Martos. Ocupan una superficie de 5 km² y se encuentran sobre materiales de baja permeabilidad. Presenta un nivel piezométrico con cota 850 m sobre el nivel del mar, la cual corresponde con el manantial de La Maleza. El flujo es hacia el Oeste.
- Acuífero de Santa Ana. Sobre este acuífero se encuentra la cantera de San Isidro. Se trata de un acuífero carbonatado cárstico libre, el cual presenta diferentes puntos de descarga que son: Manantial de Fuente Mayor, Manantial de los Prados, Manantial de Santa Ana y sondeo de Santa Ana.

➤ ***Formaciones de relleno de la Depresión del Guadalquivir.***

Existen distintas formaciones con diferentes características hidrogeológicas, siendo estas: la Unidad Olistostrómica, Margas y arcillas del Mioceno, y Sedimentos cuaternarios de origen aluvial o coluvial.

- Unidad Olistostrómica. Se localizan al Este y Norte de la cantera, contribuyendo a las barreras del acuífero de Santa Ana. Presentan características acuícludas y acuitarda.
- Margas y arcillas del Mioceno. Con un interés escaso debido a sus características acuícludas.
- Sedimentos cuaternarios de origen aluvial o coluvial. Se localizan en las proximidades de Jamilena. Se trata de un acuífero libre detrítico con permeabilidad y productividad moderada.

6. CLIMATOLOGÍA E HIDROLOGÍA.

Un estudio climatológico proporciona información acerca de las principales características y condiciones climáticas de la zona, para lo cual es necesario seleccionar la estación meteorológica adecuada. En este caso, se realizará el estudio con los datos aportados por la estación meteorológica de Jaén, los cuales son proporcionados por el Instituto de Investigación y Formación Agraria y Pesquera de la Junta de Andalucía, dado que es la estación más próxima y representativa de la zona de estudio.

La estación meteorológica de Jaén está ubicada en las siguientes coordenadas:

X	432183,0
Y	4193960,0
Latitud	37° 53' 26'' N
Longitud	03° 46' 16'' W
Altitud	299,0

Tabla 3. Coordenadas Estación meteorológica de Jaén.

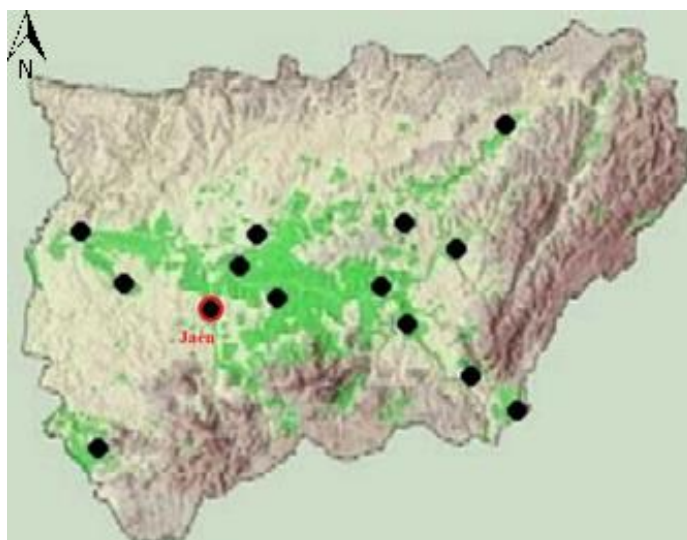


Figura 9. Situación geográfica de la estación meteorológica.

6.1. Temperatura.

En la zona de estudio, los veranos son largos, muy calurosos, áridos y principalmente despejados, frente a unos inviernos muy fríos y nublados.

A lo largo del año, la temperatura toma valores entre 0°C a 35°C aproximadamente. La temporada calurosa suele durar desde junio a septiembre, con una temperatura promedio de 30°C. Sin embargo, la temporada fría dura desde noviembre a marzo, con una temperatura promedio inferior a los 16°C.

Los datos recogidos en la estación meteorológica de Jaén presentan un periodo de registro desde 2001 a 2020. A continuación, se muestran los datos de temperatura media mensual, en función de los datos ya mencionados:

Temperatura media mensual (°C)											
Ene.	Feb.	Mar.	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agos.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.
6,9	8,8	11,9	15,2	19,5	25,2	28,0	27,5	22,4	17,1	10,4	7,4

Tabla 4. Temperatura media mensual.

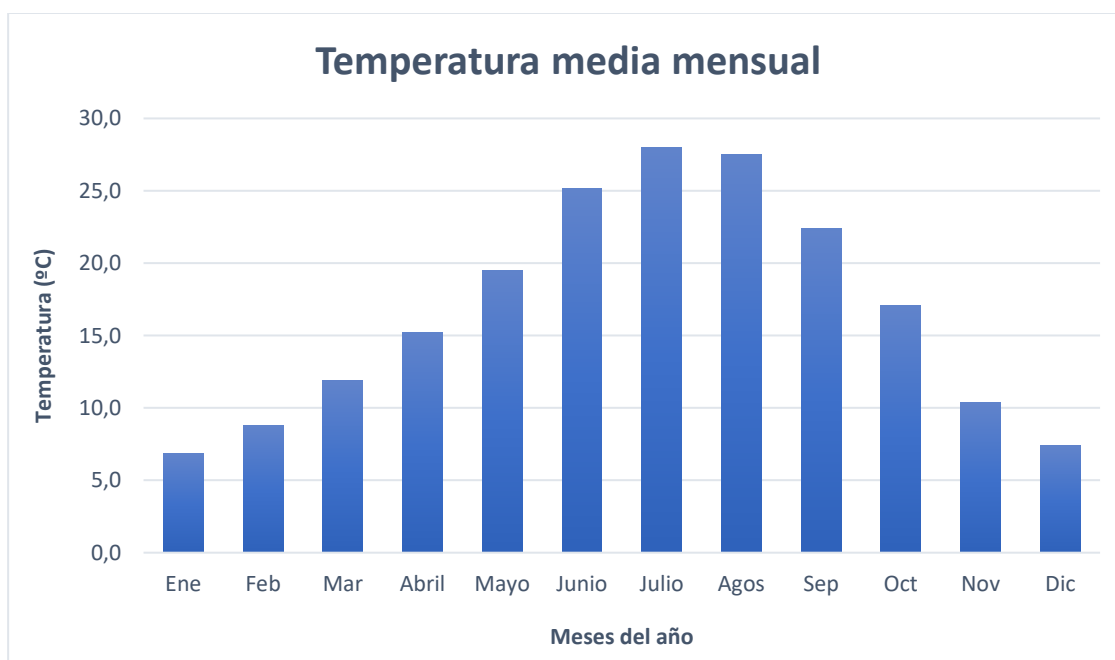


Figura 10. Gráfico de temperatura media mensual.

6.2. Precipitaciones.

La probabilidad más alta de precipitación se da en el mes de octubre, con un 22%, mientras que la probabilidad más baja se da durante el mes de agosto, con un 1%.

Los datos recogidos en la estación meteorológica de Jaén presentan un periodo de registro desde 2001 a 2020. A continuación, se muestran los datos de precipitación media mensual, en función de los datos ya mencionados:

Precipitación media mensual (mm)											
Ene.	Feb.	Mar.	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agos.	Sep.	Oct.	Nov.	Dic.
42,3	55,7	49,0	49,6	35,0	8,4	2,3	2,7	25,5	49,9	59,9	58,7

Tabla 5. Precipitación media mensual.

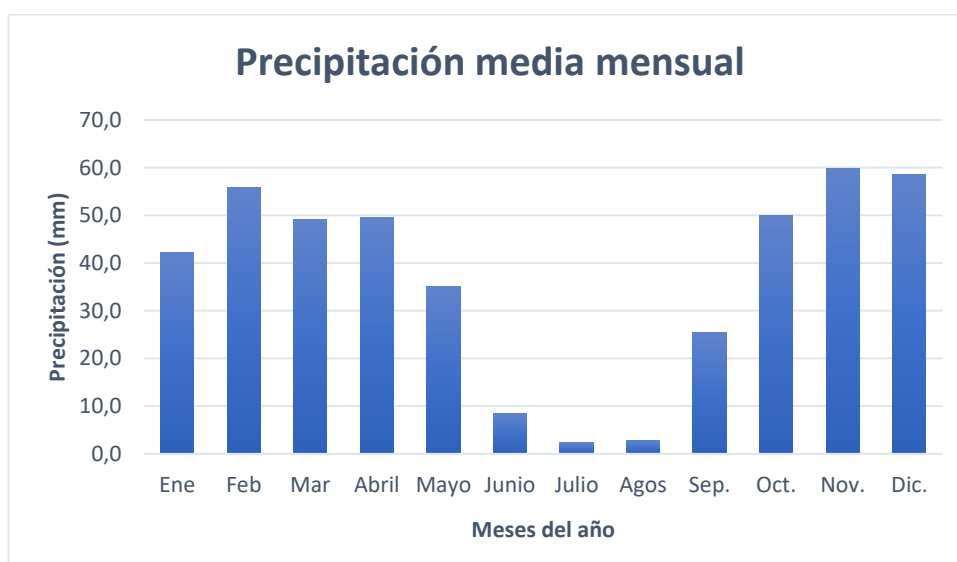


Figura 11. Gráfico Precipitación media mensual.

6.3. Climograma.

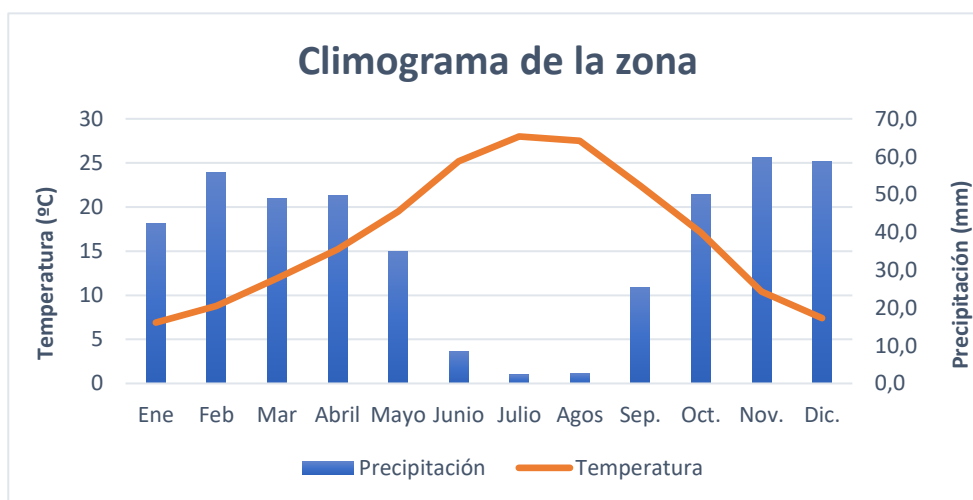


Figura 12. Gráfico de Climograma

6.4. Cálculo de precipitación diaria máxima.

Mediante este cálculo se obtiene la precipitación durante 24 horas para diferentes periodos de retorno. Los datos se obtienen de la serie monografías “Máximas lluvias diarias en la España Peninsular” del Ministerio de Fomento, Secretaría del Estado de Infraestructuras y Transporte y Dirección de Carreteras.

La zona de estudio se localiza en la Hoja 3.5 – Jaén.

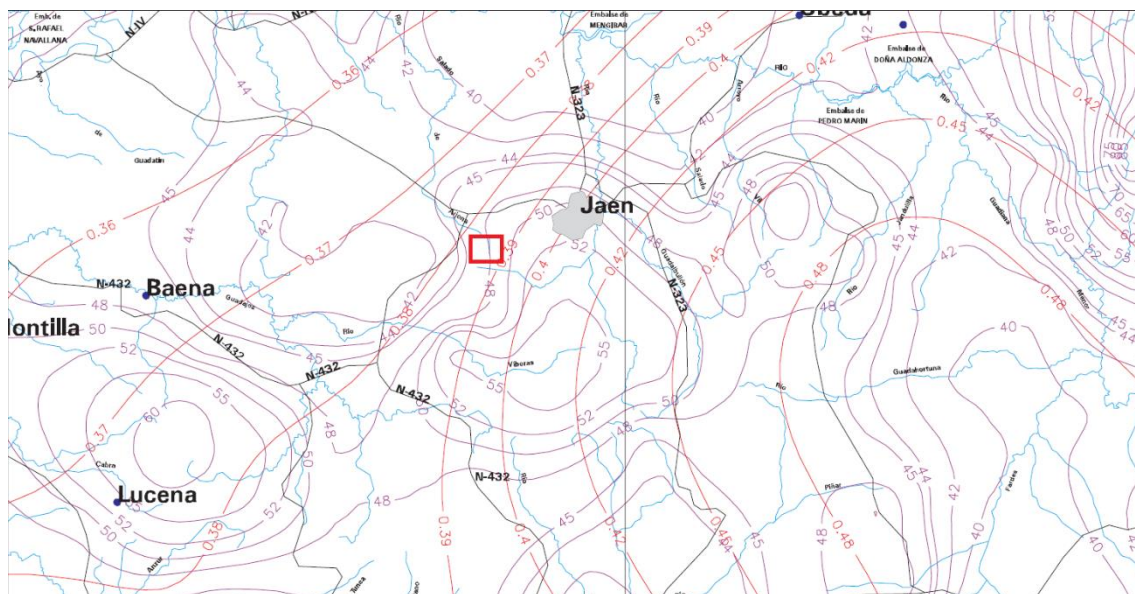


Figura 13. Localización zona de estudio en Hoja 3.5 - Jaén.

Siguiendo las isohietas representadas en la Hoja, y sabiendo dónde queda situada la zona de estudio, se puede obtener el valor medio de la máxima precipitación diaria anual (P) de 48 mm/día y el coeficiente de variación (CV) de 0.39.

Según el periodo de retorno deseado, se obtiene el cuantil regional (Y_T) como se muestra en la siguiente tabla:

C _v	PERIODO DE RETORNO EN AÑOS (T)							
	2	5	10	25	50	100	200	500
0.30	0.935	1.194	1.377	1.625	1.823	2.022	2.251	2.541
0.31	0.932	1.198	1.385	1.640	1.854	2.068	2.296	2.602
0.32	0.929	1.202	1.400	1.671	1.884	2.098	2.342	2.663
0.33	0.927	1.209	1.415	1.686	1.915	2.144	2.388	2.724
0.34	0.924	1.213	1.423	1.717	1.930	2.174	2.434	2.785
0.35	0.921	1.217	1.438	1.732	1.961	2.220	2.480	2.831
0.36	0.919	1.225	1.446	1.747	1.991	2.251	2.525	2.892
0.37	0.917	1.232	1.461	1.778	2.022	2.281	2.571	2.953
0.38	0.914	1.240	1.469	1.793	2.052	2.327	2.617	3.014
0.39	0.912	1.245	1.484	1.808	2.083	2.357	2.663	3.067
0.40	0.909	1.247	1.492	1.839	2.113	2.403	2.708	3.128
0.41	0.906	1.255	1.507	1.854	2.144	2.434	2.754	3.189
0.42	0.904	1.259	1.514	1.884	2.174	2.480	2.800	3.250
0.43	0.901	1.263	1.534	1.900	2.205	2.510	2.846	3.311
0.44	0.898	1.270	1.541	1.915	2.220	2.556	2.892	3.372
0.45	0.896	1.274	1.549	1.945	2.251	2.586	2.937	3.433
0.46	0.894	1.278	1.564	1.961	2.281	2.632	2.983	3.494
0.47	0.892	1.286	1.579	1.991	2.312	2.663	3.044	3.555
0.48	0.890	1.289	1.595	2.007	2.342	2.708	3.098	3.616
0.49	0.887	1.293	1.603	2.022	2.373	2.739	3.128	3.677
0.50	0.885	1.297	1.610	2.052	2.403	2.785	3.189	3.738
0.51	0.883	1.301	1.625	2.068	2.434	2.815	3.220	3.799
0.52	0.881	1.308	1.640	2.098	2.464	2.861	3.281	3.860

Figura 14. Cálculo de cuantil regional.

Por lo tanto, para un periodo de retorno de 50 años, se obtiene un cuantil regional de:

$$Y_t(50) = 2.083 \quad (1)$$

Por último, se calcula el cuantil local, el cual hace referencia a la precipitación media anual para el periodo de retorno seleccionado, y es el producto del cuantil regional y el valor medio de precipitación.

$$P_d = Y_t \times P \quad (2)$$

$$P_d = 2.083 \times 48 \text{ mm/día} = 99.98 \text{ mm/día} \quad (3)$$

6.5. Hidrología.

Para realizar el estudio hidrológico de la zona de estudio, es necesario centrarnos en la demarcación hidrográfica del Guadalquivir, puesto que la cantera de San Isidro se encuentra localizada dentro de esta.

La cuenca hidrográfica del Guadalquivir se extiende por 12 provincias con una extensión de 57.527 km, donde Andalucía ocupa el 90% de dicha superficie.

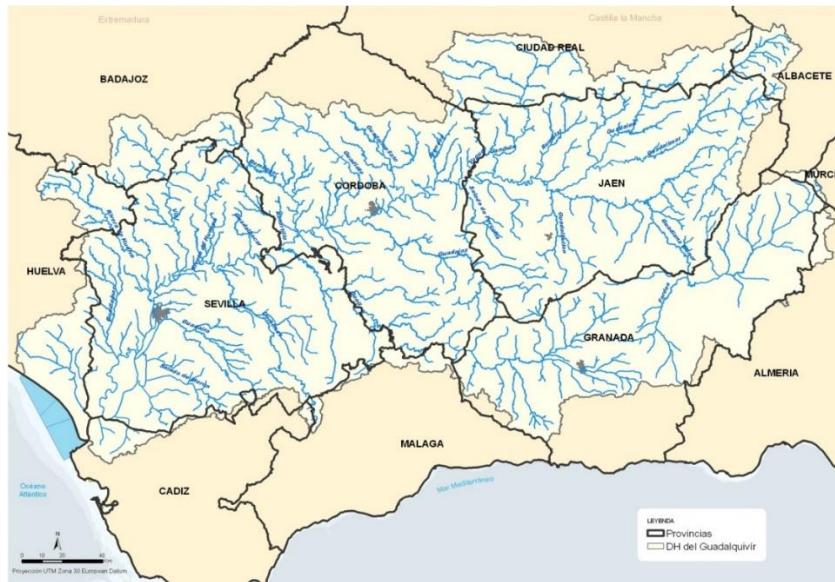


Figura 15. Cuenca hidrográfica Guadalquivir.

De vuelta a la zona de estudio, cerca de ella, se encuentra el Arroyo del Judío perteneciente a la cuenca del río Guadalbullón. Utilizando la cuenca de arroyo hasta su unión con el Arroyo del Juncal para el presente proyecto.

Se trata de una cuenca con fuerte pendiente, aunque de pequeñas dimensiones. El desnivel medio del arroyo es de 585 metros y presenta una superficie de apenas 9 km².

Presenta una red de drenaje dendrítica muy condicionada por la geología de la zona.

En cuanto a la hidrología subterránea, como se ha mencionado anteriormente en el apartado de hidrogeología, la cantera caliza de San Isidro se encuentra ubicada sobre el acuífero de Santa Ana.

7. ACTIVIDAD MINERA.

7.1. Descripción del proyecto.

7.1.1. Material a explotar.

La cantera de San Isidro pertenece a la Sección A, cuyo aprovechamiento es el de obtener fragmentos apropiados para su uso directo en construcción. Se trata de un árido natural calizo obtenido a partir de la trituración, molienda y clasificación realizada en la planta de tratamiento.

Como se ha comentado en el punto 5.4. “Geotecnia”, se trata de calizas dolomíticas, con una resistencia a compresión simple de 700 kp/cm², lo cual equivale a unos 69 MPa, un RQD mínimo inferior al 25%, y un RMR de Bieniawski de una caliza de media-buena calidad.

Otra propiedad principal de interés es la densidad de la caliza dolomítica, con un valor de 2,2 t/m³.

7.1.2. Reservas.

Según los datos de los que se disponen de la cantera, las reservas y producciones desde el año 2000 a 2019, se muestran en la Tabla 7:

RESERVAS			
Año	Reservas iniciales (m ³)	Producción anual (m ³)	Reservas finales (m ³)
2000	554.545	227.273	7.604.999
2001	7.604.999	227.971	7.859.099
2002	7.859.099	194.445	7.664.654
2003	7.664.654	199.035	7.465.619
2004	7.465.619	228.750	7.236.869
2005	7.236.869	222.000	7.014.869
2006	7.014.869	272.250	6.742.619
2007	6.742.619	163.500	6.579.119
2008	6.579.119	168.000	6.411.119
2009	6.411.119	117.000	6.294.119
2010	6.294.119	171.000	6.123.119

RESERVAS			
Año	Reservas iniciales (m³)	Producción anual (m³)	Reservas finales (m³)
2012	6.031.619	52.500	5.979.119
2013	5.979.119	31.500	5.947.619
2014	5.947.619	0	5.947.619
2015	5.947.619	0	5.947.619
2016	5.947.619	0	5.947.619
2017	5.947.619	141.000	5.806.619
2018	5.806.619	135.000	5.671.619
2019	5.671.619	127.500	5.544.119

Tabla 6. Reservas de la explotación.

Si se analiza la tabla, se puede observar que en el año 2000 y 2001 hay un aumento considerable de las reservas, esto se debe a la ampliación de superficie explotable que se autoriza en dicho año.

Aunque la producción es más o menos homogénea a lo largo de los años, sin embargo, se observa que hubo una baja producción durante los años 2011 a 2013, siendo nula durante los años 2014 a 2016. Esto se debió al cierre de la cantera por parte de la anterior empresa propietaria, produciéndose en 2016 un cambio de titularidad reactivándose la actividad.

En la actualidad, las reservas disponibles son de 5.544.119 m³.

7.1.3. Suelo ocupado.

En total, la concesión minera cuenta con una superficie autorizada de 13,76 Ha, la cual se encuentra dividida de la siguiente forma:

- Superficie afectada por la explotación: 8,28 Ha.
- Superficie restaurada de la explotación: 3,04 Ha.
- Superficie de instalaciones y acopios: 0,7 Ha.
- Superficie sin afectar: 1,74 Ha.

En cuanto a la superficie de instalaciones y acopios, hace referencia a la superficie ocupada por la planta de tratamiento principal, la planta arenera, la caseta de control y los acopios de material.

7.2. Método de explotación.

La explotación de San Isidro posee un sistema de explotación a cielo abierto en cantera en ladera por banqueo descendente con diferentes niveles.

Este tipo de canteras en ladera con un gran número de bancos, con un avance descendente, permite que se inicie la restauración de las zonas explotadas con antelación, tal y como se ha ido realizando durante los años anteriores de explotación.

Este tipo de avance también posee algunas exigencias como son:

- Definir previamente el talud final, teniendo un proyecto a largo plazo.
- Construir toda la infraestructura viaria para poder acceder a los niveles superiores.
- Mayor distancia de transporte durante el comienzo de la explotación.

En cuanto al método de extracción del material, se trata de un sistema de arranque discontinuo y transporte combinado.

El arranque se realiza mediante perforación y voladura. El material arrancado se carga mediante pala cargadora o retroexcavadora a los volquetes o dúmperes. Estos transportan el material hasta la planta de tratamiento, la cual se encuentra situada fija en el interior de la cantera. Una vez en la planta de tratamiento, el material se somete a la trituración y clasificación por cribas.

Una vez que se ha conseguido las diferentes granulometrías deseadas, el material se transporta con cintas a los diferentes acopios.

7.3. Diseño de la explotación.

Para la elaboración del diseño de explotación se tendrán en cuenta los distintos apartados que aparecen en la ITC 07.1.03 “Desarrollo de las labores” dentro de la minería a cielo abierto.

En este punto se determinan las alturas de banco y las inclinaciones adecuadas para los taludes finales y de trabajo. Así como las diferentes características acerca de las bermas, plataformas de trabajo, pistas y accesos.

Los parámetros de minería a cielo abierto a los que se hace referencia se definen de la siguiente forma:

- Banco: Escalón existente entre dos niveles donde se encuentra el volumen de material explotable y se desarrolla el trabajo de explotación.
- Altura de banco: Distancia vertical entre el punto más alto del banco y el pie de este.

- Anchura de banco: Distancia horizontal entre el pie de talud y el borde de la plataforma del banco del mismo nivel.
- Talud del banco: Ángulo formado entre el plano horizontal y la cara del banco en su línea de máxima pendiente.
- Talud de trabajo: Ángulo formado entre el plano horizontal y los pies de los sucesivos bancos.
- Talud final: Ángulo formado cuando se finaliza la explotación, debiendo asegurar una adecuada estabilidad.
- Bermas: Plataforma horizontal sobre los taludes finales de explotación para mejorar la estabilidad. Se utiliza como vía de acceso o como barrera para detener roca o material suelto.
- Pistas: Vías en el interior de la explotación por las cuales circula la distinta maquinaria, así como se transporta el material extraído.
- Accesos: Vías provisionales durante la explotación de un determinado frente.



Figura 16. Esquema diseño de explotación.

7.3.1. Diseño de bancos.

Estos factores se establecen teniendo en cuenta el método de arranque. En el presente proyecto se trata de arranque por perforación y voladura.

➤ *Altura de banco.*

Según la ITC 07.1.03 “Desarrollo de las labores”, la altura máxima de banco será de 20 metros, siempre y cuando la autoridad minera no apruebe alturas superiores sin superar los 30 m.

Por otra parte, la altura de banco se establece teniendo en cuenta las dimensiones de los equipos que se utilizarán, las características del material y las exigencias de la explotación. Siendo el principal condicionante la altura máxima que alcanza la maquinaria de carga.

Teniendo en cuenta que la retroexcavadora utilizada para la carga del material alcanza una altura máxima de 15,17 m como se muestra posteriormente en los siguientes apartados, se establece una altura de banco de 15 m.

➤ **Talud de banco.**

El talud del frente debe ser suficiente, de forma que asegure su estabilidad. Depende del tipo de material y de la altura de banco.

Según el estudio geotécnico de la zona de estudio, teniendo en cuenta los distintos factores, se determina un talud de explotación con pendiente 1:3.

➤ **Anchura de banco.**

Tal y como se define en la ITC 07.1.03 “Desarrollo de las labores”, la plataforma de trabajo debe tener suficiente espacio para permitir que la maquinaria de carga y transporte maniobre con facilidad, sin aproximarse demasiado al frente y manteniendo una distancia mínima de seguridad al borde del banco.

Por lo tanto, para calcular la anchura mínima de banco hay que tener en cuenta los espacios requeridos para el movimiento de cada maquinaria que trabaja simultáneamente.

Los procesos básicos que tienen lugar en los bancos de explotación son la perforación, la carga y el transporte.

$$\text{Anchura banco} = P + C + T + S \quad (4)$$

Siendo:

- P, hace referencia al área ocupada por la perforadora. Según el *Anejo n° 4 “Método de perforación”* la longitud ocupada por el equipo de perforación será de 7,20 m.
- C, corresponde con la carga. Se establece al menos 1,5 veces la longitud de la máquina para carga. En función de la maquinaria de carga utilizada en la cantera y la cual se verá más adelante, se determina que:

$$C = 1,5 \times 13,4 \text{ m} = 20,1 \text{ m} \quad (5)$$

- T, corresponde al transporte. Se establece con el mismo ancho que el ancho de pistas, el cual se verá en el siguiente punto del proyecto. Donde tenemos:

$$T = 7,4 \text{ m} \quad (6)$$

- S, corresponde con la distancia de seguridad:

$$S = 1,5 \text{ m} \quad (7)$$

Por lo tanto, la anchura de banco es:

$$\text{Anchura banco} = 7,20 \text{ m} + 20,1 \text{ m} + 7,4 \text{ m} + 1,5 \text{ m} = 36,20 \text{ m} \quad (8)$$

➤ **Bermas.**

Dado que las bermas se utilizarán en determinadas ocasiones como pistas para el transporte de material, se adoptarán las mismas dimensiones que las pistas de la cantera, según lo que se indica en el siguiente punto.

Dado que el ángulo del banco tiene un valor entre 50° y 80°, las características del macizo son adecuadas y las voladuras se realizarán de forma correcta, se pueden establecer las bermas cada dos o tres bancos.

7.3.2. Diseño de pistas y accesos.

Se trata de los elementos más complejos de diseñar ya que deben asegurar la accesibilidad a todos los puntos de la cantera con total seguridad.

Hay que considerar tanto la planta como el perfil para conseguir una circulación segura y sin inconvenientes para los distintos vehículos que se utilizan.

En la construcción es necesario tener en cuenta:

- La calidad de la superficie de rodadura.
- La estabilidad y posibilidad de frenado para los vehículos.
- El adecuado acondicionamiento para el desagüe de las aguas de lluvia.
- La no existencia de badenes.

Cuando sea necesario, donde se pueda producir caída de material, se colocarán protecciones de vallas con una malla adecuada que amortigüen y retengan las rocas desprendidas desde distintas alturas

Según la normativa, el arcén de separación entre el borde de la pista o acceso y el pie o borde del talud, no puede ser inferior a 2 m. Dado que por dichos accesos y pistas también hay desplazamiento de personal, es necesario ampliar la distancia anterior a un mínimo de 3 m, generando de esta forma un arcén peatonal.

Por otra parte, se colocarán señales de límite de velocidad en función de los vehículos, que en el presente proyecto serán:

- Para vehículos cargados, la velocidad límite será de 20 km/h.
- Para vehículos sin carga, la velocidad límite será de 30 km/h.

Durante la actividad de explotación, así como tras su abandono, los caminos tendrán una revisión cuidadosa y constante con el fin de que estén en buenas condiciones para la circulación de vehículos y peatones, evitando la existencia de baches, badenes, etc.

Durante los períodos secos se realizarán riegos periódicos para disminuir la emisión de polvo por el paso de los vehículos.

A continuación, se calculan los diferentes parámetros para el diseño de pistas y accesos. Cabe destacar que los accesos presentarán los mismos valores para una mayor seguridad. En caso de no ser posible, se adoptará la anchura mínima reglamentada.

➤ ***Anchura de pistas y accesos.***

Se han proyectado pistas y accesos de un único carril con una separación de seguridad tanto a izquierda como a derecha. En consecuencia, es necesario proyectar apartaderos cada cierta distancia para asegurar el cruce de vehículos.

Estos apartaderos tendrán una longitud mínima del doble del vehículo más largo y una anchura mínima del vehículo más largo que vaya a circular por la pista.

Sabiendo que la anchura y longitud mayor de los vehículos de la explotación es de:

- Longitud máxima: 13,4 m, que corresponde a la longitud de la retroexcavadora Liebherr R945.
- Anchura máxima: 3,7 m, que corresponde a la anchura de la retroexcavadora Liebherr R945.

Según estos datos se puede determinar la dimensión de los apartaderos, así como la anchura de las pistas.

$$\text{Longitud apartaderos} = 2 \times 13,4 \text{ m} = 26,8 \text{ m} \quad (9)$$

$$\text{Ancho apartaderos} = 3,7 \text{ m} \quad (10)$$

La anchura de pistas se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$A = a \times (0,5 + 1,5 n) \quad (11)$$

Siendo:

- a, anchura del vehículo.
- n, número de carriles.

$$A = 3,7 \times (0,5 + 1,5 \times 1) = 7,4 \text{ m} \quad (12)$$

➤ **Pendientes.**

Se establecen en función de las características de los vehículos, así como de las cargas que transportan. No deben sobrepasar el 10%, aunque en casos puntuales pueden llegar a pendientes del 15%. En la explotación la mayor parte de las pistas no superaran el 10%.

En cuanto a la pendiente transversal, debe asegurar la evacuación del agua de la escorrentía. Se establece una pendiente transversal del 2% a un agua, puesto que se tratan de pistas de un único carril.

➤ **Curvas: Radio, peralte y sobreancho.**

Los radios de las curvas deben ser suficientes para efectuar el giro de los vehículos y maquinaria con seguridad.

Teniendo en cuenta que la maquinaria que se va a utilizar tiene un radio de giro máximo de 8,86 m, correspondiente al dumper VOLVO A40D. Se establece un radio de curvatura mínimo de 25 m para una velocidad máxima de 30 km/h.

El peralte en curvas es necesario para compensar la fuerza centrífuga que aparece, evitando así los deslizamientos y vuelcos de vehículos. Se calcula a través de la siguiente fórmula:

$$e = \frac{V^2}{127,14 \times R} - f \quad (13)$$

Siendo:

- e: Tangente del ángulo del plano horizontal con la pista.
- V: Velocidad (km/h).
- R: Radio de la curva (m)

- f: Coeficiente de fricción.

Para una velocidad máxima de 30 km/h, un radio de 25 m y un coeficiente de fricción de 0,1, se obtiene el siguiente peralte:

$$e = \frac{30^2}{127,14 \times 25} - 0,1 = 0.18 \quad (14)$$

Debido a que los vehículos ocupan mayor espacio en las curvas, es necesario dimensionar un sobreebanco en estas. Se determina mediante la siguiente expresión:

$$S = \frac{L^2}{2 \times R} \quad (15)$$

Siendo:

- S: Sobreebanco del carril (m).
- R: Radio de la curva (m).
- L: Distancia máxima entre ejes del volquete o camión articulado (m).

Para un radio de 25 m y una distancia entre ejes de 6,388 m correspondiente al dumper VOLVO A40D, se obtiene el siguiente sobreebanco:

$$S = \frac{6,388^2}{2 \times 25} = 0,82 \approx 1 \text{ m} \quad (16)$$

➤ **Conservación.**

Según la ITC 07.1.03 “Desarrollo de las labores”, la empresa propietaria de la explotación debe realizar un mantenimiento periódico en las pistas, conservando así las condiciones de seguridad. La determinación de las condiciones y frecuencia de dicho mantenimiento es función de la propia empresa, mediante una disposición interna de seguridad.

Se debe mantener una especial conservación y limpieza de los drenajes para evitar posibles encharcamientos de las pistas y plataformas de trabajo, así como restaurar la superficie de rodadura para eliminar los elementos que disminuyan la seguridad como baches, blandones, piedras, etc.

En tiempos secos, se deben realizar riegos periódicos para la reducción del polvo.

Si existieran daños importantes que afecten a las condiciones de seguridad de las pistas, se establecerá un plan de reparación y se fijaran las normas de circulación a cumplir durante el tiempo de reparación.

Igualmente se mantendrá la conservación y sustitución, cuando fuese necesario, de las señales de tráfico.

7.4. Operación de desmonte.

El desmonte es la operación consistente en eliminar el material que recubre el recurso a explotar.

Esta operación se realiza previamente a la extracción del material para evitar la contaminación del suelo que posteriormente se utilizará de recubrimiento para una futura restauración.

En principio, el material que se extraiga durante el desmonte que no tenga la calidad requerida para la restauración se utilizará para realizar topes de protección en accesos y pistas y para rellenos de huecos o vacíos ya producidos, e incluso en acondicionamientos de bancos y plataformas.

Por otra parte, la tierra vegetal se acumula en un determinado lugar establecido para ello, disponiéndola en cordones que se serán periódicamente abonados, hasta su uso en la restauración.

Puesto que la explotación ya está en funcionamiento y todos los bancos se encuentran en proceso de explotación, la operación de desmonte no se efectuará salvo en algunos casos específicos en los que sea necesario.

7.5. Labores de extracción.

7.5.1. Perforación.

La perforación destinada a la carga de explosivos debe seguir un proyecto diseñado por el Director Facultativo de la explotación.

Se debe tener en cuenta que el tipo de voladura realizada en la cantera se clasifica dentro de la I.T.C 10.3.01 “Voladuras Especiales”. Esta clasificación se debe a que normalmente las voladuras excederán un consumo de 500 kg, siendo por lo tanto grandes voladuras.

Las características de cada voladura quedarán definidas por el Director Facultativo en el proyecto de voladura. Aun así, se pueden definir estas características de forma general con los siguientes parámetros:

- Diámetro de perforación: 90 mm.
- Profundidad máxima: 20 m.
- Profundidad media: 15 m.

- Anchura: 12,50 m
- Inclinación de los barrenos: 18°, 3:1 (V:H).
- Número máximo de barrenos:
 - o Voladura Tipo I: 51 barrenos.
 - o Voladura Tipo II: 36 barrenos.
 - o Voladura Tipo III: 99 barrenos.
- Carga total de explosivo por barreno: 77.57 kg
- Carga total de explosivo por voladura:
 - o Voladura Tipo I: 3.956,05 kg.
 - o Voladura Tipo II: 2.792,52 kg.
 - o Voladura Tipo III: 7.679,43 kg.

En el Anexo nº 2 “*Plan de voladuras*” se pueden observar todos los cálculos en relación a estos valores.

7.5.2. Saneamiento.

La inspección de los frentes es necesario realizarla antes de efectuar cualquier trabajo de arranque para asegurar que no existen zonas inestables.

Esta inspección la lleva a cabo el responsable o encargado de la cantera, y es necesaria sobre todo cuando:

- Se han producido paradas prolongadas en la explotación.
- Se producen lluvias, heladas o nevadas intensas.
- Se producen deslizamientos o desprendimientos importantes de roca.
- Se ha realizado una voladura.

Es muy importante inspeccionar los frentes antes de realizar la perforación de barrenos, para evitar posibles peligros. Si existiesen zonas inestables, se realizará el saneo de los bancos afectados mediante la retroexcavadora.

7.5.3. Trabajo de maquinaria móvil.

La maquinaria móvil que trabaja en la cantera realiza las funciones de carga y transporte, como son la retroexcavadora, pala cargadora y dúmperes.

Durante sus maniobras debe cumplir las restricciones marcadas por avisos o señales y deben utilizarse de forma que se asegure su estabilidad sin provocar accidentes.

Algunas de las medidas que deben tomarse en la utilización de maquinaria móvil son:

- Cuando la pala excavadora trabaje en la parte superior de los bancos, se ubicará en un área horizontal y en posición normal al talud, nivelándola si fuese necesario. De esta forma se evita el riesgo de vuelco o caídas.
- Si por algún motivo se utilizará retroexcavadora sobre neumáticos, es necesario utilizar estabilizadores.
- Las palas cargadoras siempre trabajarán perpendiculares al frente, de modo que queden protegidas por el cazo si hubiera un posible desprendimiento.
- Siempre que la maquinaria se acerque a un borde del talud, debe colocarse perpendicular a este para evitar que un hundimiento provoque el vuelco de la maquinaria.

7.6. Carga y transporte.

Este apartado hace referencia a todo tipo de carga y transporte de material, así como al transporte de personal y a la circulación de vehículos en el interior de la explotación.

Se debe tener en cuenta que toda la maquinaria y vehículos deben seguir el sistema de avisos y señales para una circulación segura. Por lo que el uso y maniobrabilidad de los vehículos y maquinas se hará de forma que se asegura su estabilidad.

7.6.1. Carga.

Durante la operación de carga, la maquinaria debe situarse lo más separada posible del frente de carga y del borde del talud inferior, en dirección normal a ellos y con la cabina del volquete lo más alejada posible.

La carga de los volquetes se ejecuta por el parte lateral o trasera de estos, sin que la cuchara pase sobre la cabina. El conductor no podrá salir ni entrar a la cabina sin avisar previamente al operador de la pala.

No obstante, si la cabina no está equipada con la protección adecuada contra caída de material, el conductor debe abandonar el vehículo y la zona de carga previamente.

La carga de los volquetes no puede superar la máxima autorizada para evitar la caída de materiales.

7.6.2. Vertido.

Dentro de este apartado se diferencia dos tipos de vertidos:

- Vertido de material a la tolva general de alimentación.
- Vertido para la formación de acopios.

➤ ***Vertido de material a la tolva general.***

El material se carga en los volquetes y se transporta en ellos hasta la tolva general de la planta de tratamiento.

Los conductores deben poseer el certificado de aptitud extendido por la Autoridad Minera correspondiente. Se debe cumplir la velocidad máxima establecida, 30 km/h para vehículos sin carga y 20 km/h para vehículos cargados.

La entrada en la tolva se realiza a través de una rampa. El inicio de esta es suficientemente ancho para permitir que los volquetes maniobren con facilidad hasta posicionarse adecuadamente al acercarse a la tolva marcha atrás.

En el borde de la tolva existe un tope indicador de lugar de vertido. Una vez llegados al tope, los conductores deben elevar la caja del vehículo cuidadosamente.

➤ ***Vertido para la formación de acopios.***

La formación de acopios se realizará de dos formas diferentes:

- Por la caída natural desde las cintas transportadoras que recogen la clasificación realizada en la planta de tratamiento, generando un acopio con forma cónica de unos 5 m de altura y un talud natural de 45°.

Para retirar el material de estos acopios se utiliza la pala cargadora, retirando el material de forma uniforme para evitar el desplome del acopio. El empuje de la cuchara se realiza en posición frontal sobre la generatriz del acopio.

El camión se coloca perpendicular al acopio con la parte trasera más cerca a este.

- Almacenado del material en una explanada cerca de la planta de tratamiento. Este tipo de acopios solo se generarán en épocas que haya una gran demanda de las diferentes granulometrías o para tener reservas para períodos lluviosos en los que la actividad puede paralizarse.

El sistema consiste en el vertido de las diferentes granulometrías en un lugar previamente elegido fuera de los lugares habituales de la planta, transportando el material mediante camión desde los acopios formados en la planta de tratamiento. Se forman acopios de unos 6 m de altura con formas troncocónicas irregulares, con un diámetro superior de 15 m y un diámetro inferior de 27 m. El acopio se construye por recrecimiento en tongadas ascendentes, para lo cual el camión asciende marcha atrás

por una rampa de 8 metros de anchura vertiendo en la coronación. Posteriormente una pala se encarga del extendido y conformación de la pila.

7.6.3. Regulación de tráfico y señalización.

La regulación de tráfico y señalización es establecida por el Director Facultativo y debe ser cumplida tanto para los vehículos de propia empresa como de empresas externas que circulen por la explotación.

Las consideraciones a tener en cuenta son, que se redactarán en una disposición interna de seguridad DIS:

- Las velocidades máximas de los camiones será 30 km/h en vacío, y 20 km/h con carga.
- La velocidad máxima de las palas mecánicas será de 20 km/h.
- Estas velocidades deberán advertirse a los conductores de las máquinas y plasmarse en el terreno con la adecuada señalización.
- La velocidad en curvas y en bajadas de rampas dependen de los radios de curvatura, las pendientes, las características de los vehículos y el tonelaje.
- En la plataforma de trabajo solo podrán estar a la vez la pala excavadora o retroexcavadora y dos volquetes, uno llenándose y otro en espera, siempre que las dimensiones lo permitan.
- Se debe señalar la prohibición de entrada a la explotación de vehículos ajenos a la actividad minera.
- La señalización debe conservarse y mantenerse de forma adecuada.

7.6.4. Aparcamiento y transporte de personal.

Dentro de la explotación se han habilitado lugares donde dejar aparcados los vehículos, tanto los propios de la explotación como los que corresponden a visitas externas.

Esto es debido a que, tal y como dice la ITC 07.1.03, siempre que se interrumpa un trabajo, el conductor del vehículo debe detenerlo en un lugar donde no dificulte el resto de trabajos y tráfico, sobre un terreno firme y llano para impedir deslizamientos. Si el terreno está en pendiente, se garantizará con los medios necesarios que el vehículo no pueda deslizarse. Por ejemplo, los vehículos de ruedas se podrán dejar calzados y la maquinaria apoyada sobre un borde que sirva de apoyo.

Cabe recordar que los vehículos de ruedas se dejan con el freno accionado, y las cucharas de las palas y cajas de los volquetes se mantendrán bajadas.

Como norma general, se procura que los operadores utilicen siempre la misma maquinaria, de esta forma se aparece alguna anomalía, se tendrá conocimiento del estado del vehículo por su parte.

En cuanto al transporte de personal, si de forma eventual es necesario el transporte de personal, que no sean los propios operarios, se utilizan vehículos específicos tipo Land Rover y siguiendo las normas de seguridad establecidas.

Estos vehículos deben cumplir las condiciones técnicas exigidas por el Código de Circulación y ser fácilmente identificables.

7.7. Maquinaria minera.

En el presente apartado se describirá la maquinaria necesaria para realizar las labores mineras de la explotación.

La selección de la maquinaria se debe a la optimización de los procesos de construcción, así como depende de los criterios a la hora de dimensionar los bancos y pistas.

Se diferencia entre maquinaria de carga y de transporte, además de la maquinaria utilizada para la perforación de barrenos.

De igual forma, en el Anejo n°1 “*Dimensionamiento de maquinaria*” se justifica la maquinaria empleada.

7.7.1. Maquinaria de carga.

➤ Pala cargadora LIEBHER L566.

La pala cargadora se utiliza para formar los acopios mencionados en el apartado 7.6.2. “*Vertidos*”. Así como, para cargar el material de ambos tipos de acopios sobre los camiones.

Sus dimensiones y principales características se muestran a continuación.

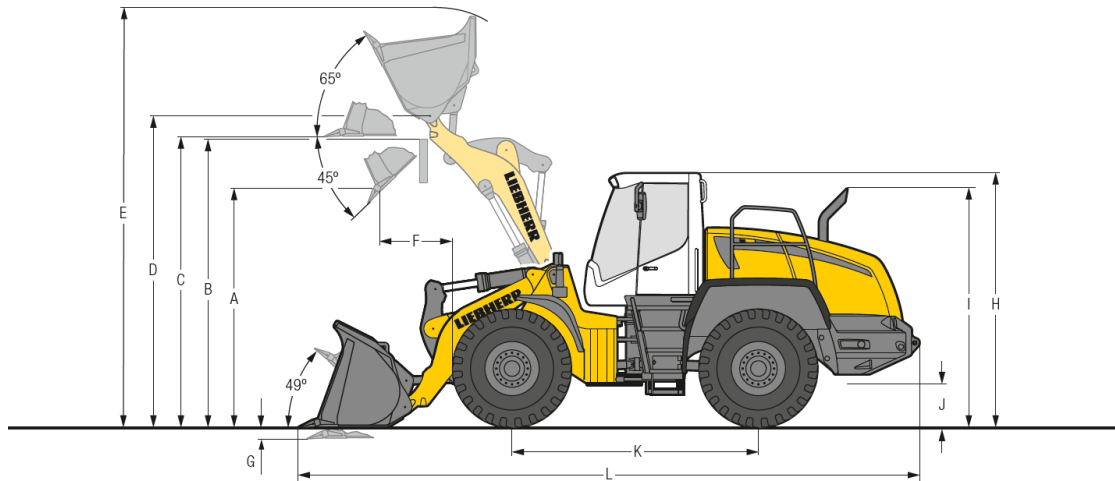


Figura 17. Esquema Liebherr L566.

DIMENSIONES			
Identificador	Descripción	Unidad	Medida
A	Altura de vaciado a altura de elevación máxima y ángulo de descarga de 45°	mm	3240
B	Altura rebasable	mm	3900
C	Altura máxima base del cazo	mm	4050
D	Altura máxima centro de giro del cazo	mm	4360
E	Altura máxima borde superior del cazo	mm	5870
F	Alcance con altura de elevación máxima y ángulo de descarga de 45°	mm	1180
G	Profundidad de excavación	mm	100
H	Altura de la cabina del operador	mm	3590
I	Altura al tubo de escape	mm	3000
J	Distancia hasta el suelo	mm	535
K	Distancia entre ejes	mm	3780
L	Longitud total	mm	9260
	Anchura sobre neumáticos	mm	6995
	Radio de giro respecto al borde externo del cazo	mm	7580
	Radio de giro respecto a los neumáticos	mm	6995

Tabla 7. Dimensiones Liebherr L566.

PROPIEDADES DE CARGA		
Descripción	Unidad	Medida
Carga de vuelco	Kg	12350
Capacidad del cazo	m ³	4
Peso operativo	Kg	17350
Potencia del motor	kW/CV	140/190

Tabla 8. Propiedades de carga Liebherr L566.

➤ **Retroexcavadora LIEBHERR R945.**

La retroexcavadora se utiliza para cargar el material granulométrico obtenido en la voladura en los volquetes y la esollera. Así como para el saneo de los frentes cuando sea necesario.

Sus dimensiones y principales características se muestran a continuación en la Tabla 10 y 11.

Se trata de una excavadora sobre cadenas, con una potencia motor 220 kW/299 CV y un peso operativo de 45.650 kg.

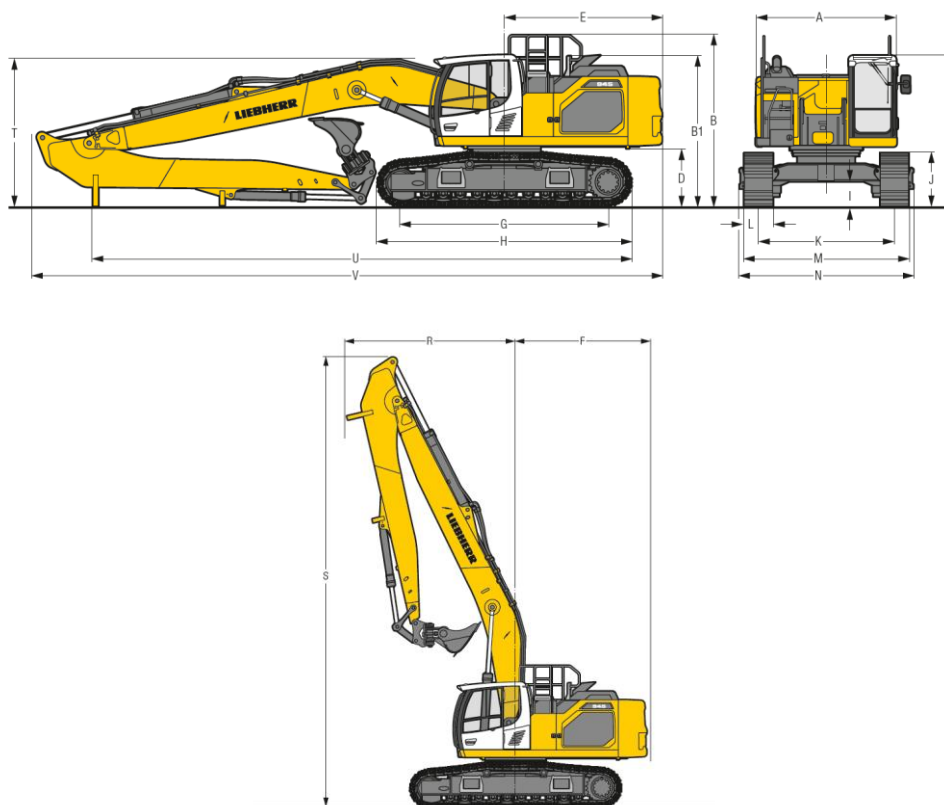


Figura 18. Esquema Liebherr R945.

DIMENSIONES			
Identificador	Descripción	Unidad	Medida
A	Anchura del chasis superior	mm	2990
B	Altura sobre el chasis superior	mm	3635
B1	Altura sobre el chasis superior (pasamanos plegado)	mm	3195
C	Altura sobre la cabina	mm	3215
D	Altura libre al suelo del contrapeso	mm	1240
E	Longitud de la parte trasera	mm	3350
F	Radio de giro de la parte trasera	mm	3450
G	Distancia entre ejes	mm	4400
H	Longitud del chasis	mm	5365
I	Altura libre sobre el suelo del chasis	mm	550
J	Altura de la cadena	mm	1145
K	Ancho de vía	mm	2890
L	Anchura de tejas	mm	750
M	Anchura sobre las cadenas	mm	3640
N	Anchura sobre el estribo de acceso	mm	3695
R	Radio de giro frontal	mm	4350
S	Altura con la pluma recogida	mm	11500
T	Altura de la pluma	mm	3100
U	Longitud al suelo	mm	11400
V	Longitud total	mm	13400
	Volumen de cazo	m ³	1,25

Tabla 9. Dimensiones Liebherr R945.

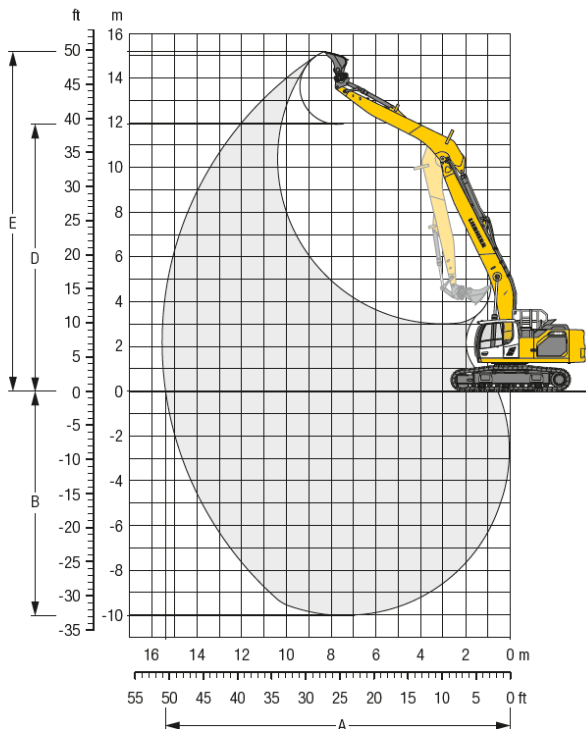


Tabla 10. Curva de excavación y fuerzas Liebherr R945.

CURVA DE EXCAVACIÓN Y FUERZAS			
Identificador	Descripción	Unidad	Medida
	Longitud del balancín	m	5,7
A	Alcance máximo a nivel del suelo	m	15,41
B	Profundidad máxima de excavación	m	10,02
D	Altura máxima de descarga	m	11,93
E	Altura máxima de alcance	m	15,17
	Fuerza de arranque	kN	117
	Fuerza de excavación	kN	190

Figura 19. Curva de excavación Liebherr R945.

➤ **Pala mixta KOMATSU WB97R.**

Dentro de la cantera, la finalidad de esta excavadora es servir de apoyo al resto de maquinaria de carga, es decir, si es necesario realizar operaciones de carga mientras que la retroexcavadora principal se encuentra en funcionamiento.

Sus dimensiones y principales características se muestran a continuación en la Tabla 12.

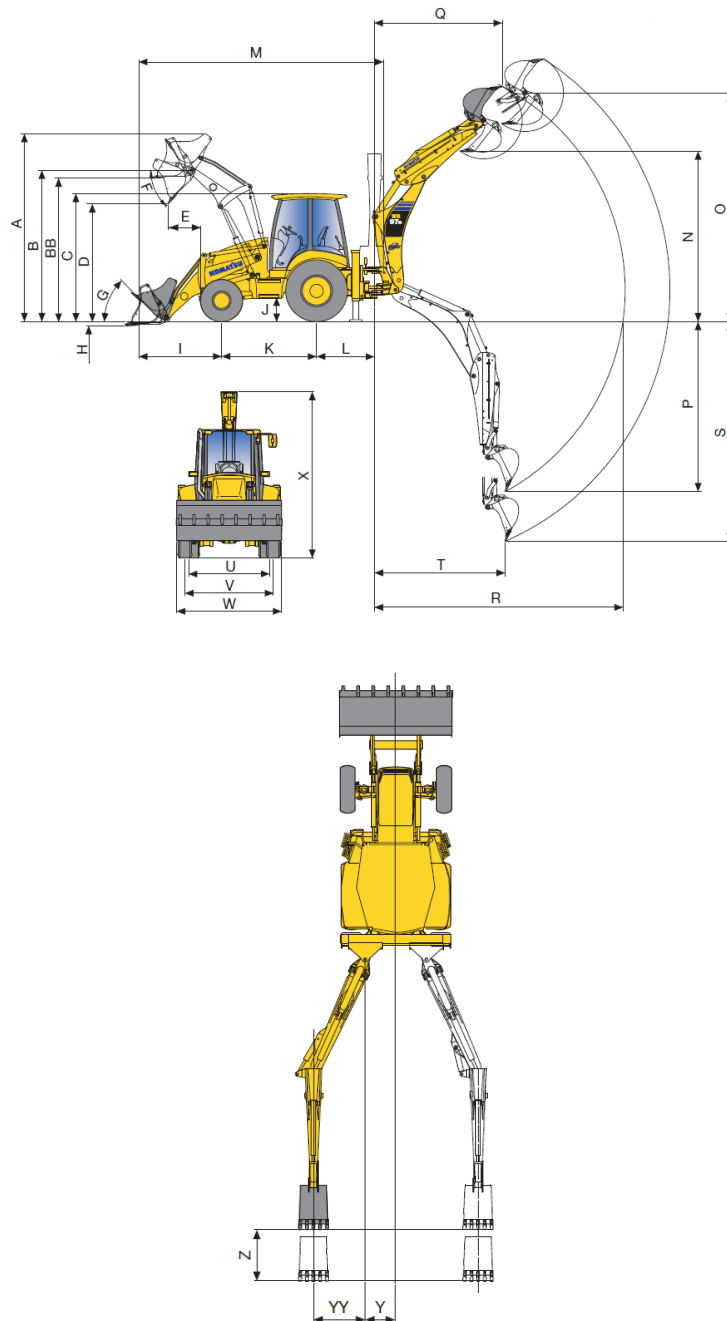


Figura 20. Esquema Komatsu WB97R.

DIMENSIONES			
Identificador	Descripción	Unidad	Medida
A	Altura máxima	mm	4290
B	Altura máxima al bulón de la cuchara	mm	3375
BB	Altura máxima de carga con horquillas	mm	3175
C	Altura de cabina	mm	2909
D	Altura máxima de descarga	mm	2720
E	Altura máxima de descarga (45°)	mm	750
F	Ángulo de descarga	grados	45
G	Ángulo de recogida	grados	45
H	Profundidad de excavación	mm	130
I	Distancia al extremo de la cuchara	mm	1930
J	Altura libre mínima	mm	400
K	Distancia entre ejes	mm	2175
L	Distancia al eje de giro de la retroexcavadora	mm	1320
M	Longitud de transporte	mm	5895
N	Altura de descarga SAE	mm	4000
O	Altura máxima de excavación	mm	6015
P	Profundidad de excavación SAE	mm	4840
Q	Alcance a altura máxima	mm	3045
R	Alcance máximo desde el centro de giro	mm	6035
S	Profundidad máxima de excavación	mm	5290
T	Alcance de excavación	mm	2320
U	Ancho de vía trasera	mm	1800
V	Ancho de vía delantera	mm	1934
W	Anchura total (con cuchara)	mm	2320
X	Altura de transporte de la retroexcavadora	mm	3780
Y	Desplazamiento carro desde el eje longitudinal	mm	605
YY	Desplazamiento del brazo articulado	mm	1080
Z	Desplazamiento del brazo telescópico	mm	1240
	Volumen de la cuchara	m ³	1,03

Tabla 11. Dimensiones Komatsu WB97R.

7.7.2. Maquinaria de transporte.

➤ *Dumper articulado VOLVO A40D.*

Se utiliza para el transporte de material desde la plataforma de trabajo a la planta de tratamiento, así como para el transporte del material a los diferentes acopios.

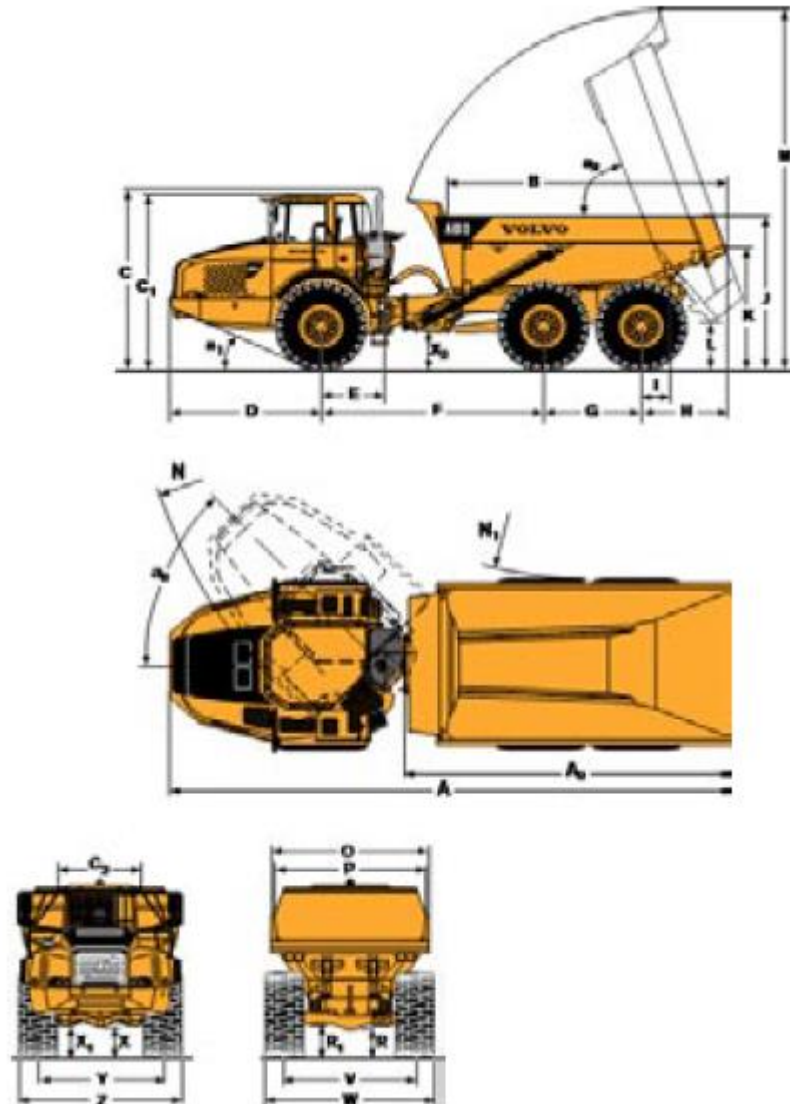


Figura 21. Esquema Volvo A40D.

La capacidad de carga es de 16,90 m³ con la caja a ras, y de 23,20 m³ con la caja colmada.

Las dimensiones principales se muestran en la siguiente tabla:

DIMENSIONES		
Identificador	Unidad	Medida
A	mm	11287
A ₂	mm	6428
B	mm	5730
C	mm	3746
C ₁	mm	3626
C ₂	mm	1768
C ₃	mm	4093
D	mm	3103
E	mm	1275
F	mm	4448
G	mm	1940
H	mm	1796
I	mm	638
J	mm	3075
K	mm	2492
L	mm	906
M	mm	7384
N	mm	8863
N ₁	mm	4238
O	mm	3268
P	mm	3078
R	mm	654
R ₁	mm	751
U	mm	3590
V	mm	2636
W	mm	3432
X	mm	617
X ₁	mm	639
X ₂	mm	765
Y	mm	2636
Z	mm	3432
a ₁	grados	23
a ₂	grados	70
a ₃	grados	45

Tabla 12. Dimensiones Volvo A40D.

➤ **Dumper articulado 725C2.**

Se utiliza para el transporte de material desde la plataforma de trabajo a la planta de tratamiento, así como para el transporte del material a los diferentes acopios.

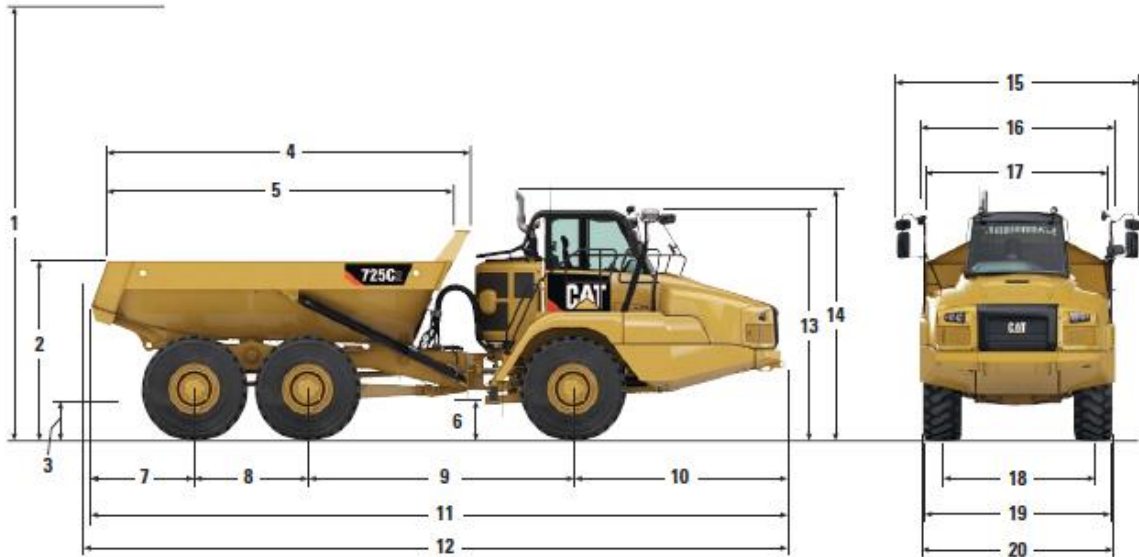


Figura 22. Esquema CATERPILLAR 725C2.

La capacidad de carga es de 11,00 m³ con la caja a ras, y 15,60 m³ con la caja colmada.

Las dimensiones principales se muestran en la siguiente tabla:

DIMENSIONES		
Identificador	Unidad	Medida
1	mm	6306
2	mm	2725
3	mm	558
4	mm	5696
5	mm	5335
6	mm	539
7	mm	1556
8	mm	1700
9	mm	3979
10	mm	3210
11	mm	10445
12	mm	10547
13	mm	3482
14	mm	3779
15	mm	3704
16	mm	2999

DIMENSIONES		
Identificador	Unidad	Medida
17	mm	2772
18	mm	2275
19	mm	2877
20	mm	2950
Ángulo de dirección	grados	45
Radio de giro	mm	7470

Tabla 13. Dimensiones CATERPILLAR 725C2.

7.7.3. Operadores y conductores.

La maquinaria minera móvil solo podrá ser manejada por operadores mayores de 18 años que hayan obtenido la instrucción adecuada con período en prácticas, conozcan todo lo necesario acerca de la maquinaria y sean autorizados por la Autoridad minera competente.

De igual forma, los conductores de vehículos de transporte de personal deben ser titulares del permiso de conducir acorde al tipo de vehículo expedido por la Autoridad de Tráfico. Los conductores de vehículos dedicados al transporte de material deben disponer de un permiso expedido por la Autoridad minera competente.

7.7.4. Exigencias técnicas, reparaciones y mantenimiento de máquinas y vehículos.

Toda maquinaria o vehículo deben cumplir las disposiciones técnicas vigentes.

Será una disposición interna de seguridad (DIS) quien defina el programa y reglas para la realización de reparaciones, mantenimientos y revisiones de la maquinaria o vehículos, siguiendo siempre las instrucciones del fabricante.

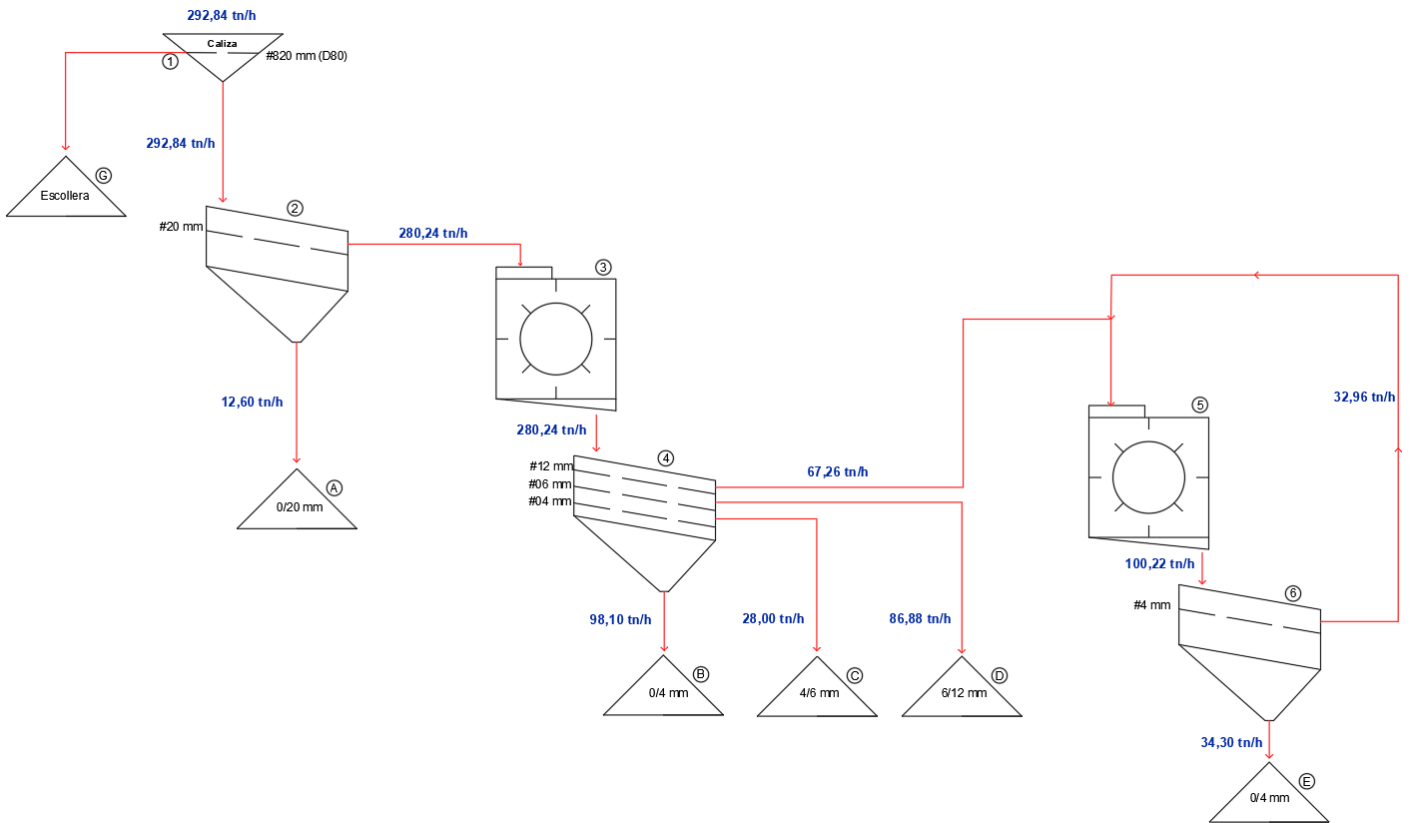
8. PLANTA DE TRATAMIENTO DE ÁRIDOS.

La planta de tratamiento ubicada en la cantera de San Isidro se trata de una instalación por vía seca de circuito cerrado y cuenta con los dos procesos básicos: trituración y clasificación.

El proceso comienza con la descarga del material calizo procedente de las voladuras en una tolva con alimentador vibrante de entrada a la planta de tratamiento, realizando un precibado que se separa una parte del material que es transportado mediante cinta transportadora a una criba de estériles.

A continuación, el material retenido en el precibador pasa a un primer proceso de trituración primaria mediante un molino de impactos, siendo clasificado para la obtención las granulometrías deseadas. El material de trituración primaria que no ha obtenido la granulometría necesaria, regresa al triturador primario y se clasifica de nuevo. Si tras esta segunda clasificación sigue existiendo material sin el tamaño adecuado se lleva a una trituración secundaria, cumpliéndose de esta forma el circuito cerrado.

Ajena a la planta de tratamiento descrita, existe una planta arenera para la obtención de arena fina mediante la entrada de grava. En esta aparece una trituración terciaria acompañada de su correspondiente cribado en circuito cerrado.



PLANTA ARENERA

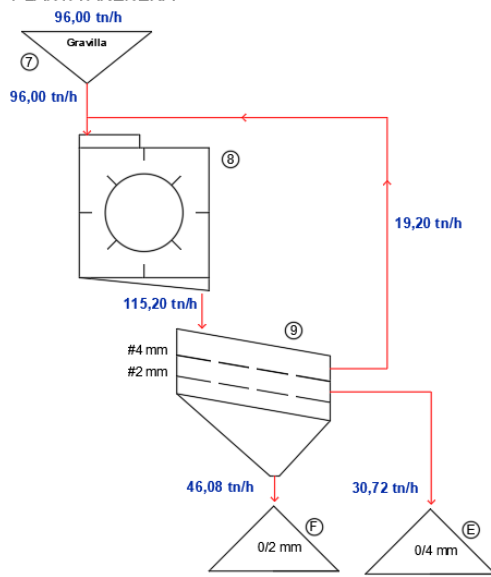


Figura 23. Diagrama de flujo planta de tratamiento.

8.1. Elementos que forman la planta de tratamiento.

Los equipos que se muestran a continuación han sido seleccionados según se describe en el Anejo n° 3 “Dimensionamiento de la planta de tratamiento”.

8.1.1. Alimentador ALIPREC APC-1250.

Se trata de un alimentador precibador de la marca ROVER ASTECA, el cual tiene una doble función, alimentar a la planta de tratamiento y realizar un precibado inicial.



Figura 24. Alimentador ALIPREC APC-1250.

CARACTERÍSTICAS	
Superficie (mm ²)	5.000 x 1.200
Potencia (C.V)	25
Peso (kg)	9.000

Tabla 14. Características Alimentador ALIPREC APC-1250.

8.1.2. Molino ROVER ASTECA MLA-8.

Trituración primaria mediante molino de impactos.



Figura 25. Molino ROVER ASTECA MLA-8.

CARACTERÍSTICAS	
Producción (tn/h)	250/350
Tamaño máx. entrada (mm)	1.000
Potencia (C.V)	300/350
Peso (kg)	38.000

Tabla 15. Características Molino ROVER ASTECA MLA-8.

8.1.3. Molino ROVER ASTECA MLCX-5.

Trituración secundaria mediante molino de impactos.



Figura 26. Molino ROVER ASTECA MLCX-5.

CARACTERÍSTICAS	
Producción (tn/h)	70/110
Tamaño máx. entrada (mm)	140
Potencia (C.V)	125/175
Peso (kg)	7.000

Figura 27. Características Molino ROVER ASTECA MLCX-5.

8.1.4. Molino ARJA PISCIS – 2000 RP.

Trituración terciaria mediante molino arenoso de impactos.

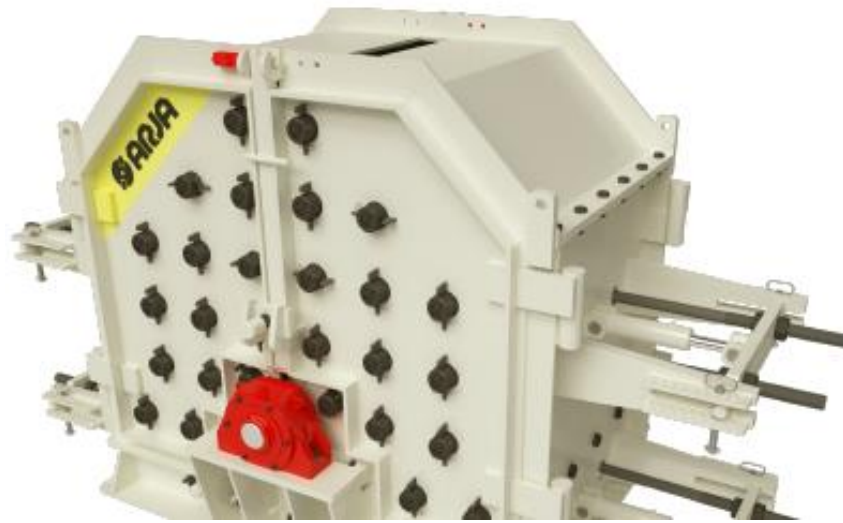


Figura 28. Molino ARJA PISCIS - 2000 RP.

CARACTERÍSTICAS	
Producción (tn/h)	120
Tamaño máx. entrada (mm)	0-90
Potencia (kW)	200
Peso (kg)	10.400

Tabla 16. Características Molino ARJA PISCIS - 2000 RP.

8.1.5. Criba ALQUEZAR CT-5.



Figura 29. Criba ALQUEZAR CT-5.

CARACTERÍSTICAS	
Velocidad (r.p.m)	950
Inclinación (deg)	20
Potencia (C.V)	25
Superficie (m²)	13,80

Tabla 17. Características Criba ALQUEZAR CT-5.

8.1.6. Criba LARON C-24.60.

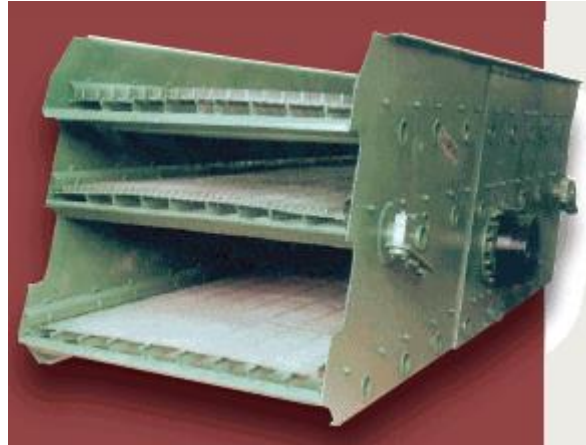


Figura 30. Criba LARON C-24.60.

CARACTERÍSTICAS	
Nº bandejas	3
Superficie de cribado (m²)	14,40
Potencia (kW)	30
Peso (kg)	9.600

Tabla 18. Características Criba LARON C-24.60.

9. PRESUPUESTO.

Tras aplicar los precios deducidos a las correspondientes unidades de obra de la explotación de la cantera, se ha obtenido un Presupuesto de Ejecución Material que asciende a una cantidad de ONCE MILLONES OCHOCIENTOS SESENTA Y UN MIL QUINIENTOS NOVENTA Y TRES EUROS Y CINCUENTA Y CINCO CÉNTIMOS (11.861.593,55 €).

Aumentando el Presupuesto de Ejecución Material con los porcentajes adecuados de Gastos generales y Beneficio industrial, se obtiene un Presupuesto Base de:

- Presupuesto de Ejecución Materia: 11.861.593,55 €.
- 13,00 % Gastos generales: 1.542.007,16€.
- 6,00 % Beneficio industrial: 711.695,61 €.

Incorporando el 21,00% de I.V.A, se obtiene un Presupuesto Global de Explotación que asciende a DIECISIETE MILLONES SETENTA Y NUEVE MIL QUINIENTOS OCHO EUROS Y CINCUENTA Y CINCO CÉNTIMOS (17.079.508,55 €).

10.DOCUMENTOS QUE INTEGRAN EL PROYECTO.

El presente proyecto se ha redactado junto con todos los documentos reglamentarios, siendo estos:

DOCUMENTO N° 1: MEMORIA.

- MEMORIA DESCRIPTIVA.
- ANEXOS.
 - ❖ Anexo n° 1: Justificación de maquinaria.
 - ❖ Anexo n° 2: Plan de voladuras.
 - ❖ Anexo n° 3: Dimensionamiento planta de tratamiento.
 - ❖ Anexo n° 4: Método de perforación.
 - ❖ Anexo n° 5: Reportaje fotográfico.
 - ❖ Anexo n° 6: Documento de Seguridad y Salud.
 - ❖ Anexo n° 7: Plan de restauración.
 - ❖ Anexo n° 8: Bibliografía.

DOCUMENTO N° 2: PLANOS.

- PLANO N° 1: Situación.
- PLANO N° 2: Topografía General.
- PLANO N° 3: Geología.

- PLANO N° 4 (3 PLANOS): Perfiles Longitudinales.
- PLANO N° 5: Esquema Voladura Tipo.
- PLANO N° 6: Detalle Barreno.
- PLANO N° 7: Detalle Voladuras Tipo.
- PLANO N° 8: Diagrama de Flujo Planta de Tratamiento.
- PLANO N° 9: Molino ROVER ASTECA MLA-8.
- PLANO N° 10: Molino ROVER ASTECA MLCX-5.

DOCUMENTO N° 3: PLIEGO DE PRESCRIPCIONES TÉCNICAS PARTICULARES.

DOCUMENTO N° 4: PRESUPUESTO.

- MEDICIONES Y PRESUPUESTO.
- RESUMEN GENERAL DEL PRESUPUESTO.

11. CONCLUSIONES.

Con todo lo expuesto anteriormente, se considera suficientemente detallado y justificado el presente proyecto “**PROYECYO DE EXPLOTACIÓN Y PLANTA DE TRATAMIENTO DE UNA CANTERA DE ÁRIDOS**”. Se firma la presente Memoria y se somete a la consideración del tribunal pertinente para su evaluación.



Jaén, Noviembre de 2020.

ALUMNA AUTORA DEL PROYECTO.

ANEXO N° 1:
JUSTIFICACIÓN DE
MAQUINARIA.

ÍNDICE.

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
2.	MAQUINARIA DE CARGA.....	1
3.	MAQUINARIA DE TRANSPORTE.....	3
4.	CONCLUSIÓN.	4

1. INTRODUCCIÓN.

El objetivo del presente anejo es la justificación de la maquinaria seleccionada y mencionada en la memoria del proyecto.

Para esta justificación se calcula la producción mensual de cada maquinaria, tanto de carga y transporte, comparando los resultados obtenidos y evaluando estos.

2. MAQUINARIA DE CARGA.

El método de explotación de la cantera de San Isidro es un sistema de arranque discontinuo y transporte combinado. El arranque se realiza mediante perforación y voladura. El material arrancado se carga mediante pala cargadora o retroexcavadora a los volquetes o dúmperes. A continuación, se justificará el dimensionamiento de la maquinaria de carga especificada en la memoria.

Para la carga se empleará una retroexcavadora LIEBHERR R945 y excavadora KOMATSU WB97R, dedicando la pala cargadora LIEBHERR L566 únicamente en acopios.

La retroexcavadora se ha determinado en función a la altura máxima de alcance, cumpliendo con la altura de banco de 15,17 m.

La capacidad de carga de la maquinaria mencionada es:

CAPACIDAD DE MAQUINARIA MOVIL DE CARGA			
Máquina	Cantidad	Capacidad de cazo (m³)	Capacidad total (m³)
LIEBHERR R945	1	1,25	1,25
KOMATSU WB97R	1	1,03	1,03
Capacidad total de maquinaria de carga			2,28

Tabla 1.1. Capacidad de maquinaria de carga.

Es necesario calcular la producción media de cada máquina de carga, teniendo en cuenta el ciclo por cazo, es decir, el tiempo que tarda en cargarse el cazo de la máquina y aproximarle al equipo de transporte. Esta producción se calcula mediante la siguiente ecuación.

$$\begin{aligned}
 \text{Producción horaria } \left(\frac{tn}{h} \right) &= \\
 &= \frac{\text{Capacidad de cazo (tn)} \times \text{Eficiencia(\%)} \times \text{Disponibilidad mecánica (\%)}}{\text{Ciclo por cazo (h)}} \quad (1.1)
 \end{aligned}$$

En primer lugar, es necesario tener en cuenta las horas útiles mensuales. Estimando que se trabajan 22 días al mes en jornadas de 8 horas, de las cuales se consideran 7 horas como útiles, son 154 horas útiles mensuales.

A continuación, se muestra la producción mensual para cada máquina.

LIEBHERR R945		
Capacidad de cazo	m ³	1,25
Densidad del material	tn/m ³	2,20
Capacidad de cazo	tn	2,75
Ciclo por cazo	min	0,50
Eficiencia	%	90,00
Disponibilidad mecánica	%	90,00
Producción horaria	tn/h	267,30
Horas útiles al mes	h	154,00
PRODUCCIÓN MENSUAL	tn	41.164,20

Tabla 1.2. Producción mensual LIEBHERR R945.

KOMATSU WB97R		
Capacidad de cazo	m ³	1,03
Densidad del material	tn/m ³	2,20
Capacidad de cazo	tn	2,27
Ciclo por cazo	min	0,50
Eficiencia	%	90,00
Disponibilidad mecánica	%	90,00
Producción horaria	tn/h	220,26
Horas útiles al mes	h	154,00
PRODUCCIÓN MENSUAL	tn	33.919,30

Tabla 1.3. Producción mensual KOMATSU WB97R.

En total se tiene una producción mensual de 75.083,50 tn, que será necesario comparar con la producción mensual de la maquinaria de transporte para evaluar el resultado.

3. MAQUINARIA DE TRANSPORTE.

La maquinaria empleada para el transporte de material desde el arranque hasta la planta de tratamiento consta de dos unidades; un dumper articulado VOLVO A40D y un camión articulado CATERPILLAR 725.

La longitud media que recorrerá dicha maquinaria desde los frentes de excavación hasta la planta de tratamiento de áridos será de 1,40 km, con una pendiente media del 8%.

La velocidad estimada para maquinaria de transporte cargada es de 20 km/h, de 30 km/h sin carga.

De esta forma se puede determinar ciclo total de transporte compuesto por tiempo de ida, tiempo de carga y tiempo de vuelta y tiempo de descarga, para cada vehículo. Siendo el tiempo de ida para el vehículo cargado 3 minutos, y el tiempo de vuelta para el vehículo sin carga 2 minutos.

La producción horaria de la maquinaria móvil de transporte se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$\text{Producción horaria} \left(\frac{tn}{h} \right) = \frac{\text{Capacidad del vehículo (tn)} \times \text{Eficiencia(\%)} \times \text{Disponibilidad mecánica (\%)}}{\text{Ciclo total (h)}} \quad (1.2)$$

De igual forma que en la maquinaria de carga, se estiman 154 horas útiles mensuales.

A continuación, se muestra la producción mensual para cada máquina.

VOLVO A40D		
Capacidad	m ³	23,20
Densidad del material	tn/m ³	2,20
Capacidad	tn	51,04
Tiempo de carga	Min	2,00
Tiempo de ida	min	3,00
Tiempo de descarga	min	1,00
Tiempo de vuelta	min	2,00
Ciclo total	min	8,00
Eficiencia	%	85,00
Disponibilidad mecánica	%	90,00
Producción horaria	tn/h	292,84
Horas útiles al mes	h	154,00
PRODUCCIÓN MENSUAL	tn	45.097,67

Tabla 1.4. Producción mensual VOLVO A40D.

CATERPILLAR 725C2		
Capacidad	m ³	15,60
Densidad del material	tn/m ³	2,20
Capacidad	tn	34,32
Tiempo de carga	Min	2,00
Tiempo de ida	min	3,00
Tiempo de descarga	min	1,00
Tiempo de vuelta	min	2,00
Ciclo total	min	8,00
Eficiencia	%	85,00
Disponibilidad mecánica	%	90,00
Producción horaria	tn/h	196,91
Horas útiles al mes	h	154,00
PRODUCCIÓN MENSUAL	tn	30.324,29

Tabla 1.5. Producción mensual CATERPILLAR 725C2.

En total se tiene una producción mensual de 75.421,96 tn.

4. CONCLUSIÓN.

Comparando los resultados obtenidos en los apartados anteriores, la maquinaria de transporte determinada es suficiente para abordar la producción estimada. Teniendo algo más de capacidad de transporte de manera que si produce un incremento en la demanda podría ser asumida.

ANEXO N° 2:
PLAN DE VOLADURAS.

ÍNDICE.

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
2.	CARACTERÍSTICAS DE LOS BANCOS A VOLAR.....	1
3.	CÁLCULO DE VOLADURAS.....	2
3.1.	Introducción.....	2
3.2.	Factores que afectan al diseño de voladuras.....	2
3.3.	Factores geométricos.....	2
3.3.1.	Diámetro de barreno, D.....	2
3.3.2.	Altura de banco.....	3
3.3.3.	Inclinación de los barrenos.....	3
3.3.4.	Piedra y espaciamiento.....	3
3.3.5.	Sobreperforación.....	4
3.3.6.	Longitud del barreno.....	4
3.3.7.	Retacado.....	4
3.3.8.	Longitud de carga.....	5
3.3.9.	Longitud de carga en fondo.....	5
3.3.10.	Longitud de carga en columna.....	5
3.3.11.	Número de barrenos.....	6
3.4.	Factores químicos – físicos. Factores del explosivo.....	6
3.4.1.	Distribución de los explosivos.....	6
3.4.2.	Carga de fondo.....	6
3.4.3.	Carga de columna.....	8
3.4.4.	Carga total de voladura.....	10
3.4.6.	Consumo específico.....	10
3.5.	Factores de tiempo.....	11
3.5.1.	Sistema de iniciación.....	11
3.5.2.	Cebado.....	12

3.5.3. Tiempos de retardo y secuencias de encendido.....	12
4. RESUMEN.....	13

1. INTRODUCCIÓN.

El objetivo del presente anejo es el diseño de las voladuras tipo que se ejecutarán durante los trabajos de explotación mediante el método de perforación y voladura.

Se definirán la geometría de la voladura, tipos y cargas de explosivos, así como los accesorios necesarios para efectuarla.

2. CARACTERÍSTICAS DE LOS BANCOS A VOLAR.

Las voladuras proyectadas tienen por objetivo arrancar el material en una explotación con un único frente, dividiendo este en bancos de 15,00 metros de altura media con diferente longitud de frente.

Si es necesario, se realizará un desbroce previo de la zona de trabajo mediante retroexcavadora, así como los accesos para el equipo de perforación.

Para la extracción de la roca es necesario efectuar voladuras con las características que se determinan en los siguientes apartados.

Principalmente, se estiman tres tipos de voladuras para diferentes longitudes de frente.

CARACTERÍSTICAS DE BANCO	Banco n°1	Banco n°2	Banco n°3
Longitud media (m)	70,00	50,00	140,00
Altura media (m)	15,00	15,00	15,00
Anchura a explotar (m)	12,50	12,50	12,50
Volumen de material arrancado (m ³)	13.125	9.375	26.250
Volumen total de material arrancado (m³)			48.750
Volumen total de material arrancado (tn)			107.250

Tabla 2.1. Características de bancos a volar.

Se diseñarán tres tipos de voladuras para cada banco:

- Voladura tipo I.
- Voladura tipo II.
- Voladura tipo III.

3. CÁLCULO DE VOLADURAS.

3.1. Introducción.

Se entiende por voladura la disposición de un grupo de barrenos con cierta carga de explosivo, en los que se inicia una secuencia de forma que se consigue la fragmentación y desplazamiento deseados del material a arrancar. También engloba otros conceptos como son:

- Disposición de barrenos.
- Carga de explosivo.
- Secuencia
- Fragmentación
- Desplazamiento.

3.2. Factores que afectan al diseño de voladuras.

Es necesario diferenciar entre los factores sobre los que es posible actuar de los que vienen impuestos por condicionantes ajenos que no se pueden modificar. De esta forma, es posible distinguir entre factores de diseño y factores dependientes del macizo rocoso.

Los factores de diseño serían:

- Geométricos: diámetro de barreno, altura de banco, longitud e inclinación del barreno, número de barrenos y distribución de estos.
- Químicos – Físicos o factores del explosivo: tipo de explosivo, potencia, densidad, carga de explosivo y secuencia de voladura.
- De tiempo: tiempos de retardo y sistema de iniciación.

3.3. Factores geométricos.

3.3.1. Diámetro de barreno, *D*.

Para determinar el diámetro de perforación de los barrenos, se han tenido en cuenta numerosos factores como son:

- Características del macizo rocoso.
- Fragmentación requerida.
- Dimensiones del equipo de carga.
- Producción horaria media.
- Economía del proceso de perforación y voladura.
- Vibraciones producidas por la concentración de explosivo.

En función de todos estos factores, se determina óptimo el **diámetro de perforación (D) de 89 mm** (diámetro estándar normalmente utilizado en voladura en banco), para voladuras tipo I, tipo II y tipo III.

3.3.2. *Altura de banco.*

Todos los bancos existentes en los diferentes tipos de voladura poseen una altura media de 15,00 m.

3.3.3. *Inclinación de los barrenos.*

Para los tres tipos de voladuras se tendrá una inclinación de barrenos de 18,43°, es decir, 3V:1H.

3.3.4. *Piedra y espaciamento.*

La piedra (B) es la distancia mínima existente entre el eje de un barreno y la cara o frente libre.

$$B_{m\acute{a}x} = 37D \quad (2.1)$$

$$B_p = 0,85 \times B_{m\acute{a}x} \quad (2.2)$$

Siendo B_p la piedra práctica (85%) de B.

El espaciamento (S) es la distancia mínima existente entre dos barrenos adyacentes en una misma línea.

$$S = 1,25 \times B_p \quad (2.3)$$

Estos parámetros dependen del diámetro de perforación, de las características de la roca como es la resistencia a compresión simple, de la altura de banco y del grado de fragmentación deseado.

Los tres tipos de voladura poseen el mismo diámetro, por lo que los parámetros serán los mismos, teniendo:

- $B_{m\acute{a}x} = 45 \times 0,089 \text{ m} = 3,33 \text{ m}$
- $B_p = 0,85 \times 4,00 \text{ m} = 2,80 \text{ m}$
- $S = 1,25 \times 3,40 \text{ m} = 3,50 \text{ m}$

3.3.5. Sobreperforación.

La sobreperforación (J), es la longitud prolongada de perforación del barreno por debajo del piso teórico de explotación. Este parámetro viene motivado por la existencia de un mayor confinamiento en la parte inferior del banco a explotar, de modo que se debe aumentar la energía en esta zona, evitando así que se genere una zona deficitaria de energía y que origine un repié en la cota del piso.

La sobreperforación aconsejable es función de las mediciones realizadas y la dificultad que presente la roca para su arranque. En este caso se tomará el valor:

$$J = 0,3 \times B_{m\acute{a}x} \quad (2.4)$$

Para los distintos tipos de voladura será la misma sobreperforación:

$$J = 0,3 \times 3,33 \text{ m} = 1,00 \text{ m}$$

3.3.6. Longitud del barreno.

La longitud del barreno (L), es función de la inclinación del barreno, de la sobreperforación y de la altura de banco. Siendo:

$$L = \frac{H}{\cos \alpha} + J \quad (2.5)$$

Para los distintos tipos de voladura será la misma longitud de barreno al tener la misma sobreperforación y altura de banco. Siendo:

$$L = \frac{15,00 \text{ m}}{\cos 18,43^\circ} + 1,00 = 16,80 \text{ m}$$

3.3.7. Retacado.

El retacado (T) es la zona del barreno que se deja sin cargar y se rellena normalmente con material inerte. Este material de relleno suele ser el propio detritus de la perforación, aunque proporciona mejor resultado el uso de gravilla. Su función es confinar y retener los gases producidos durante la explosión, permitiendo que se desarrolle completamente el proceso de fragmentación de la roca.

Es habitual dejar un retacado igual a la piedra práctica.

$$T = B_p \quad (2.6)$$

Para los distintos tipos de voladura será el mismo retacado al tener la misma piedra práctica, siendo:

$$T = 2,80 \text{ m}$$

3.3.8. Longitud de carga.

La longitud de carga (L_c) será la longitud total del barreno sin tener en cuenta el retacado:

$$L_c = L - T \quad (2.7)$$

Para los distintos tipos de voladura será la misma longitud de carga, siendo:

$$L_c = 16,80 \text{ m} - 2,80 \text{ m} = 14,00 \text{ m}$$

3.3.9. Longitud de carga en fondo.

La longitud de fondo (L_{cf}) se sitúa a pie de banco. Tiene mayor grado de fijación al macizo rocoso, por lo que requiere mayor energía explosiva.

$$L_{cf} = 1,30 \times B_{m\acute{a}x} \quad (2.8)$$

Para los distintos tipos de voladura será la misma longitud de carga en fondo, siendo:

$$L_{cf} = 1,30 \times 3,33 \text{ m} = 4,30 \text{ m}$$

3.3.10. Longitud de carga en columna.

La longitud de carga en columna (L_{cc}) se sitúa sensiblemente por encima a la longitud de carga en fondo, y cuenta con la ayuda del trabajo de descalce realizado por la carga situada en esta, necesitando así menor energía explosiva.

$$L_{cc} = L - (T + L_{cf}) \quad (2.9)$$

Para los distintos tipos de voladura será la misma longitud de carga en columna, siendo:

$$L_{cc} = 16,80 \text{ m} - (2,80 \text{ m} + 4,30 \text{ m}) = 9,70 \text{ m}$$

3.3.11. Número de barrenos.

Es necesario realizar un esquema en cuanto al número de barrenos, número de filas y cómo se encontrarán ubicados. En el documento nº 2 “Planos” aparece esta disposición de barrenos.

- Voladura Tipo I. Banco con longitud de frente de 70,00 m y anchura de 12,50 m:
Los barrenos se distribuirán en 3 filas de 17 barrenos cada una. En total se tendrán 51 barrenos
- Voladura Tipo II: Banco de longitud de frente 50,00 m y anchura de 12,50 m:
Los barrenos se distribuirán en 3 filas de 12 barrenos cada una. En total se tendrán 36 barrenos.
- Voladura tipo III: Banco de longitud de frente 140,00 m y anchura de 12,50 m:
Los barrenos se distribuirán en 3 filas de 33 barrenos cada una. En total se tendrán 99 barrenos.

3.4. Factores químicos – físicos. Factores del explosivo.

3.4.1. Distribución de los explosivos.

La energía necesaria para generar la rotura y fragmentación de la roca no es constante en toda la longitud del barreno.

Dentro del barreno se pueden diferenciar dos cargas con misiones muy diferentes:

- Carga de fondo: Generalmente de mayor concentración y potencia, necesaria para el arranque del pie de banco.
- Carga de columna: Puede tener menor concentración y potencia, suficientes para el arranque de la parte superior.

Para la carga de fondo son más adecuados los explosivos más densos y potentes, como son dinamitas, hidrogeles, emulsiones etc. Sin embargo, para la carga de columna son más útiles los explosivos menos densos y de menos potencia como son ANFOS, emulsiones, etc.

El uso de un tipo u otro de explosivo viene definido por las condiciones geológicas de la roca, así como el campo de aplicación de cada explosivo.

3.4.2. Carga de fondo.

Como carga de fondo (Q_f) se empleará dinamita, en concreto Goma 2E-C por su alto poder rompedor, ya que posee una potencia relativa entre el 89,50% y 90,50%. Sus características son:

- Densidad: 1,45 g/cm³.
- Velocidad: 6.500 m/s.
- Longitud: 620 mm.
- Diámetro: 60 mm
- Peso: 2,50 kg.

➤ **Voladura Tipo I.**

$$n^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{4,30 \text{ m}}{0,620 \text{ m}} \approx 7 \text{ cartuchos}$$

Por lo tanto, la longitud real de carga de fondo será:

$$L_{CF} = 7 \text{ cartuchos} \times 0,620 \frac{\text{m}}{\text{cartucho}} = 4,34 \text{ m}$$

La carga de fondo para cada barreno será:

$$Q_F = 7 \text{ cartuchos} \times 2,50 \frac{\text{kg}}{\text{cartucho}} = 17,50 \text{ kg}$$

Para los 51 barrenos que componen la Voladura Tipo I serán:

$$Q_{F \text{ Total}} = 17,50 \frac{\text{kg}}{\text{barreno}} \times 51 \text{ barrenos} = 892,5 \text{ kg}$$

➤ **Voladura Tipo II.**

$$n^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{4,30 \text{ m}}{0,620 \text{ m}} \approx 7 \text{ cartuchos}$$

Por lo tanto, la longitud real de carga de fondo será:

$$L_{CF} = 7 \text{ cartuchos} \times 0,620 \frac{\text{m}}{\text{cartucho}} = 4,34 \text{ m}$$

La carga de fondo para cada barreno será:

$$Q_F = 7 \text{ cartuchos} \times 2,50 \frac{\text{kg}}{\text{cartucho}} = 17,50 \text{ kg}$$

Para los 36 barrenos que componen la Voladura Tipo II serán:

$$Q_{F \text{ Total}} = 17,50 \frac{\text{kg}}{\text{barreno}} \times 36 \text{ barrenos} = 630,00 \text{ kg}$$

➤ **Voladura Tipo III.**

$$n^{\circ} \text{ cartuchos} = \frac{4,30 \text{ m}}{0,620 \text{ m}} \approx 7 \text{ cartuchos}$$

Por lo tanto, la longitud real de carga de fondo será:

$$L_{CF} = 7 \text{ cartuchos} \times 0,620 \frac{m}{\text{cartucho}} = 4,34 m$$

La carga de fondo para cada barreno será:

$$Q_F = 7 \text{ cartuchos} \times 2,50 \frac{kg}{\text{cartucho}} = 17,50 kg$$

Para los 99 barrenos que componen la Voladura Tipo III serán:

$$Q_{F \text{ Total}} = 17,50 \frac{kg}{\text{barreno}} \times 99 \text{ barrenos} = 1732,50 kg$$

3.4.3. Carga de columna.

Como carga de columna (Q_C) se empleará ANFOS, en concreto Nagolita a granel, por su economía y facilidad de carga. Sus características son las siguientes:

- Potencia relativa: 65%.
- Densidad: 0,80 g/cm³, es decir, 800 kg/m³.
- Velocidad: 2000 m/s.

➤ *Voladura Tipo I.*

La longitud de carga de columna real sería:

$$L_{CC} = 16,80 m - 4,34 m - 2,80 m = 9,66 m$$

Siendo la carga en columna por barreno:

$$Q_C = \frac{\pi \times D^2}{4} \times L_C \times d = \frac{\pi \times 0,089^2}{4} \times 9,66 \times 800 = 48,07 kg$$

Es necesario tener en cuenta que la nagolita a ser a granel, también se incluirá en el espacio anular entre los cartuchos de la carga de fondo y el barreno, por lo que esta carga se calculará con la diferencia de volúmenes del barreno y la carga en fondo.

$$V_{QF} = \frac{\pi \times 0,06^2}{4} \times 4,34 = 0,012 m^3$$

$$V_{\text{barreno } L_{CF}} = \frac{\pi \times 0,089^2}{4} \times 4,34 = 0,027 m^3$$

$$V_{\text{anular}} = 0,027 m^3 - 0,012 m^3 = 0,015 m^3$$

$$Q_{ANFO} = 0,015 m^3 \times 800 \frac{kg}{m^3} = 12,00 kg$$

Para los 51 barrenos que componen la Voladura Tipo I serán:

$$Q_{C\ Total} = \left(48,07 \frac{kg}{barreno} + 12,00 \frac{kg}{barreno} \right) \times 51\ barrenos = 3.063,57\ kg$$

➤ **Voladura Tipo II.**

La longitud de carga de columna real sería:

$$L_{CC} = 16,80\ m - 4,34\ m - 2,80\ m = 9,66\ m$$

Siendo la carga en columna por barreno:

$$Q_C = \frac{\pi \times D^2}{4} \times L_C \times d = \frac{\pi \times 0,089^2}{4} \times 9,66 \times 800 = 48,07\ kg$$

Es necesario tener en cuenta que la nagolita a ser a granel, también se incluirá en el espacio anular entre los cartuchos de la carga de fondo y el barreno, por lo que esta carga se calculará con la diferencia de volúmenes del barreno y la carga en fondo.

$$V_{QF} = \frac{\pi \times 0,06^2}{4} \times 4,34 = 0,012\ m^3$$

$$V_{barreno\ LCF} = \frac{\pi \times 0,089^2}{4} \times 4,34 = 0,027\ m^3$$

$$V_{anular} = 0,027\ m^3 - 0,012\ m^3 = 0,015\ m^3$$

$$Q_{ANFO} = 0,015\ m^3 \times 800 \frac{kg}{m^3} = 12,00\ kg$$

Para los 36 barrenos que componen la Voladura Tipo II serán:

$$Q_{C\ Total} = \left(48,07 \frac{kg}{barreno} + 12,00 \frac{kg}{barreno} \right) \times 36\ barrenos = 2.162,52\ kg$$

➤ **Voladura Tipo III.**

La longitud de carga de columna real sería:

$$L_{CC} = 16,80\ m - 4,34\ m - 2,80 = 9,66\ m$$

Siendo la carga en columna por barreno:

$$Q_C = \frac{\pi \times D^2}{4} \times L_C \times d = \frac{\pi \times 0,089^2}{4} \times 9,66 \times 800 = 48,07\ kg$$

Es necesario tener en cuenta que la nagolita a ser a granel, como en el caso anterior hay que estimar la que ocupará el espacio anular entre los cartuchos de la carga de fondo y el barreno, por lo que esta carga se calculará con la diferencia de volúmenes del barreno y la carga en fondo.

$$V_{QF} = \frac{\pi \times 0,06^2}{4} \times 4,34 = 0,012 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{barreno } LCF} = \frac{\pi \times 0,089^2}{4} \times 4,34 = 0,027 \text{ m}^3$$

$$V_{\text{anular}} = 0,027 \text{ m}^3 - 0,012 \text{ m}^3 = 0,015 \text{ m}^3$$

$$Q_{ANFO} = 0,015 \text{ m}^3 \times 800 \frac{\text{kg}}{\text{m}^3} = 12,00 \text{ kg}$$

Para los 99 barrenos que componen la Voladura Tipo III serán:

$$Q_{C \text{ Total}} = \left(48,07 \frac{\text{kg}}{\text{barreno}} + 12,00 \frac{\text{kg}}{\text{barreno}} \right) \times 99 \text{ barrenos} = 5.946,93 \text{ kg}$$

3.4.4. Carga total de voladura.

Es el resultado de sumar tanto la carga de fondo como la carga de columna y de cordón detonante, obteniendo:

$$Q_{\text{Total}} = Q_F + Q_C \quad (2.10)$$

➤ Voladura Tipo I.

$$Q_{\text{Total}} = 892,50 \text{ kg} + 3.063,57 \text{ kg} = 3.956,07 \text{ kg}$$

➤ Voladura Tipo II.

$$Q_{\text{Total}} = 630,00 \text{ kg} + 2.162,52 \text{ kg} = 2.792,52 \text{ kg}$$

➤ Voladura Tipo III.

$$Q_{\text{Total}} = 1732,50 \text{ kg} + 5.946,93 \text{ kg} = 7.679,43 \text{ kg}$$

3.4.6. Consumo específico.

El consumo específico (C_e) se define como el peso del explosivo de la voladura dividido por el volumen total de roca arrancada.

El volumen para una fila de barrenos donde se produce una rotura por las líneas entre las cañas de estos, sería:

$$V = L_v \times A_v \times H \quad (2.11)$$

De esta forma, el consumo específico quedaría definido como:

$$C_e = \frac{Q_{Total}}{L_v \times A_v \times H} \quad (2.12)$$

➤ **Voladura Tipo I.**

$$C_e = \frac{3.956,07 \text{ kg}}{70 \text{ m} \times 12,50 \text{ m} \times 15 \text{ m}} = 0,301 \text{ kg/m}^3$$

➤ **Voladura Tipo II.**

$$C_e = \frac{2.792,52 \text{ kg}}{50 \text{ m} \times 12,50 \text{ m} \times 15 \text{ m}} = 0,298 \text{ kg/m}^3$$

➤ **Voladura Tipo III.**

$$C_e = \frac{7.679,43 \text{ kg}}{140 \text{ m} \times 12,50 \text{ m} \times 15 \text{ m}} = 0,293 \text{ kg/m}^3$$

3.5. Factores de tiempo.

3.5.1. Sistema de iniciación.

El sistema de iniciación, conocido como detonador, tiene como finalidad iniciar los explosivos dentro del barreno a través de un cartucho cebo que desencadena la detonación en el interior del mismo.

La elección del tipo de detonador se determina por las necesidades de secuenciación, características del entorno y facilidad en la realización de la conexión.

Para las voladuras del presente proyecto se ha seleccionado un sistema de detonadores no eléctricos, caracterizados porque no interviene corriente eléctrica para su iniciación. La carga portarretardo se inicia por medio de una onda de choque de baja energía transmitida a través de un tubo de transmisión.

Los detonadores no eléctricos empleados tendrán conectores con un tiempo de retardo de 17, 25 y 42 ms, tal y como se indica en el *Documento n° 2 "Planos"*. Para cada voladura tipo se emplearán las siguientes cantidades:

- VOLADURA TIPO I.
 - 48 conectores no eléctricos de 17 ms.
 - 1 conector no eléctrico de 25 ms.
 - 1 conector no eléctrico de 42 ms.

- VOLADURA TIPO II.
 - o 33 conectores no eléctricos de 17 ms.
 - o 1 conector no eléctrico de 25 ms.
 - o 1 conector no eléctrico de 42 ms.
- VOLADURA TIPO III.
 - o 96 conectores no eléctricos de 17 ms.
 - o 1 conector no eléctrico de 25 ms.
 - o 1 conector no eléctrico de 42 ms.

La disposición de estos se puede observar en el *Plano n° 5 “Esquema de voladura tipo”*.

3.5.2. Cebado.

En primer lugar, antes de realizar la carga de explosivo, es necesario preparar el cartucho de cebo para lo cual se introduce el casquillo del detonador no eléctrico completamente en el explosivo, de forma que su extremo apunte en el sentido en el que se disponga la carga del barreno y asegurando la fijación del detonador mediante cinta adhesiva o nudo.

Se realizará el cebado en fondo, consiguiendo así un mejor aprovechamiento de energía del explosivo, un incremento de la fragmentación, el desplazamiento de la roca, y una disminución de proyecciones y aparición de repiés.

Tras colocar el cebo en el fondo del barreno se procede a la carga del resto de explosivos.

3.5.3. Tiempos de retardo y secuencias de encendido.

Los tiempos de retardo entre barrenos y las secuencias de encendido tienen un papel fundamental en voladuras, debido a que sirven para disminuir las cargas operantes y, por lo tanto, los niveles de vibración generados. Igualmente hacen que se consiga mayor efectividad de los mecanismos de rotura y un control sobre el desplazamiento de la roca, los repiés y las proyecciones.

El esquema de disparo tipo para las voladuras se puede apreciar en el *Documento n° 2 Planos*, en concreto el *Plano n° 5 “Esquema Voladura Tipo”*.

Este esquema se obtiene disponiendo detonadores no eléctricos con el mismo retardo básico en el fondo de cada barreno. Tras cargar la voladura, se conectan los tubos de los detonadores mediante conectores, los cuales son los encargados de conseguir la secuencia deseada. Una vez finalizada la conexión, el retardo final de cada barreno es la suma del retardo básico (detonador) y de los retardos de superficie (conectores) que le proceden en el orden de salida definido.

4. RESUMEN.

A continuación, se muestra un resumen de las necesidades de cada tipo de voladura.

➤ ***Voladura Tipo I.***

- Carga de fondo: 892,50 kg de Goma 2E-C.
- Carga de columna: 3.063,57 kg de Nagolita a granel.
- Detonadores no eléctricos: 51 Uds.
- Conectores no eléctricos: 50 Uds.

➤ ***Voladura Tipo II.***

- Carga de fondo: 630,00 kg de Goma 2E-C.
- Carga de columna: 2.162,52 kg de Nagolita a granel.
- Detonadores no eléctricos: 36 Uds.
- Conectores no eléctricos: 35 Uds.

➤ ***Voladura Tipo III.***

- Carga de fondo: 1.732,50 kg de Goma 2E-C.
- Carga de columna: 5.946,93 kg de Nagolita a granel.
- Detonadores no eléctricos: 99 Uds.
- Conectores no eléctricos: 98 Uds.

ANEXO N° 3:
DIMENSIONAMIENTO
PLANTA DE
TRATAMIENTO.

ÍNDICE.

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
2.	CURVA GRANULOMÉTRICA TIPO DE VOLADURA.....	1
2.1.	Método de fragmentación de Kuz Ram.....	1
2.1.1.	Tamaño medio de roca. Teoría de rotura.....	1
2.1.2.	Teoría de distribución de tamaño.	2
2.1.3.	Coeficiente de uniformidad o de voladura.	3
2.2.	Curva granulométrica de voladura.	3
3.	USO DE MATERIAL.	4
3.1.	Curva granulométrica tipo de la planta de tratamiento.	4
4.	DIMENSIONAMIENTO DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO.....	5
4.1.	Trituradoras o molinos de impactos.....	7
4.1.1.	Trituración primaria. Molino de impactos ROVER ASTECA.....	8
4.1.2.	Trituración secundaria. Molino de impactos ROVER ASTECA.....	9
4.2.	Alimentador vibrante. Precibado.	10
4.3.	Clasificación o cribado.....	11
4.3.1.	Criba nº 1.....	11
4.3.2.	Criba nº 2.....	12
4.3.3.	Criba nº 3.....	13
5.	PLANTA ARENERA.....	14
5.2.	Trituración terciaria. Molino arenero.	14
6.	PRODUCTOS OBTENIDOS.....	15
6.1.	Escollera.....	15
6.2.	Zahorra artificial 0/20 mm.	15
6.3.	Gravilla 6/12 mm.	17
6.4.	Gravilla 4/6 mm.	18
6.5.	Arena 0/4 mm.....	20

6.6.	Arena fina 0/2 mm.....	21
------	------------------------	----

1. INTRODUCCIÓN.

En el presente anejo se justificará la maquinaria perteneciente a la planta de tratamiento mencionada en la memoria descriptiva del presente proyecto, dimensionando cada elemento en función de la granulometría necesaria y explicando cada uno de ellos.

2. CURVA GRANULOMÉTRICA TIPO DE VOLADURA.

Para realizar un dimensionamiento adecuado de la planta de tratamiento de áridos es necesario definir la granulometría del todo-uno procedente del frente de explotación que entra en la planta.

Para determinar esta granulometría se ha empleado el método de fragmentación semiempírico de Kuz Ram.

2.1. Método de fragmentación de Kuz Ram.

Este método propone una estimación de las diferentes granulometrías generadas durante la voladura relacionando varias ecuaciones en función de las características del macizo rocoso.

2.1.1. *Tamaño medio de roca. Teoría de rotura.*

El tamaño medio de la roca (X_{50}) se representa mediante la siguiente función:

$$X_{50} = A \times \left(\frac{V_0}{Q_T}\right)^{0,8} \times Q^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{1,15}{E_r}\right)^{\frac{19}{30}} \quad (3.1)$$

Siendo:

- X_{50} : Tamaño medio de la roca fragmentada.
- A: Factor de roca.
- V_0 : Volumen de roca removida por una perforación.
- Q_T : Kilogramos de explosivo TNT por barreno.
- Q: Kilos de explosivo por barreno.
- E_r : Potencia relativa al Anfo en peso.

El factor de roca se puede estimar en torno a 8.

El volumen de roca removida por una perforación, según los datos calculados en el Anejo nº2, será 173,25 m³.

Los kilogramos de explosivo TNT o dinamita por barreno serán, 17,50 kg.

Los kilos totales de explosivo por barreno serán 77,57 kg.

Por último, la potencia relativa de Anfo en peso es 1,00.

$$X_{50} = 8 \times \left(\frac{173,25}{17,50}\right)^{0,8} \times 77,57^{\frac{1}{6}} \times \left(\frac{1,15}{1,00}\right)^{\frac{19}{30}} = 113,00 \text{ cm}$$

Como se indica más adelante, el material obtenido de la cantera es destinado a obra civil y uno de los usos que se le da es para escollera. Por esta razón, los bloques grandes con un tamaño superior a un metro serán seleccionados en el frente de explotación y destinados a este fin.

2.1.2. Teoría de distribución de tamaño.

Para describir analíticamente la fragmentación es necesario el uso de funciones de probabilidad acumulada. De esta forma se expresa la probabilidad de que exista un cierto tamaño de fragmento.

El modelo de Kuz Ram utiliza la siguiente distribución (Rosin – Rammler):

$$P(x) = 1 - e^{-\left(\frac{x}{x_c}\right)^n} \quad (3.2)$$

Siendo:

- P(x): Porcentaje del material menor que el tamaño x (%).
- x: Tamaño del material (m).
- x_c : Tamaño característico (m).
- n: Coeficiente de uniformidad.

Teniendo en cuenta su relación con la ecuación del tamaño medio de roca, adaptaremos la ecuación de distribución de tamaño para el tamaño medio (X_m), obteniendo:

$$P(x) = 1 - e^{-0,693 \left(\frac{x_r}{x_{50}}\right)^n} \quad (3.3)$$

Siendo:

- P(x): Porcentaje del material considerado (%).
- x: Tamaño del material considerado (m).
- x_{50} : Tamaño medio o d50 (m).
- n: Coeficiente de voladura.

2.1.3. Coeficiente de uniformidad o de voladura.

Mediante los parámetros establecidos para una voladura, se puede establecer la uniformidad de la granulometría producida, obteniendo la siguiente ecuación:

$$n = \left(2,2 - 0,014 \frac{B}{D}\right) \times \left(1 - \frac{W}{B}\right) \times \left(\frac{1 + \frac{S}{B}}{2}\right)^{0,5} \times \left(\frac{|L_{cf} - L_{cc}|}{L} + 0,1\right)^{0,1} \times \frac{L}{H} \quad (3.4)$$

Siendo:

- n: Coeficiente de uniformidad o voladura.
- B: Piedra (m).
- D: Diámetro del barreno (m).
- W: Error de desviación del barreno (m).
- S: Espaciamiento (m).
- L: Longitud del barreno (m).
- H: Altura de banco (m).
- L_{CF}: Longitud de carga de fondo (m).
- L_{CC}: Longitud de carga de columna (m).

$$n = \left(2,2 - 0,014 \times \frac{3,30}{0,089}\right) \times \left(1 - \frac{0,50}{3,30}\right) \times \left(\frac{1 + \frac{3,50}{3,30}}{2}\right)^{0,5} \times \left(\frac{|4,34 - 9,66|}{16,80} + 0,1\right)^{0,1} \times \frac{16,80}{15,00} = 1,485$$

2.2. Curva granulométrica de voladura.

Tras definir las características de la voladura y aplicar la ecuación de distribución de tamaño, se puede obtener una aproximación de la curva granulométrica del producto obtenido de la voladura.

Con esta curva granulométrica se tendrá una base fiable para el posterior dimensionamiento de la maquinaria perteneciente a la planta de tratamiento.

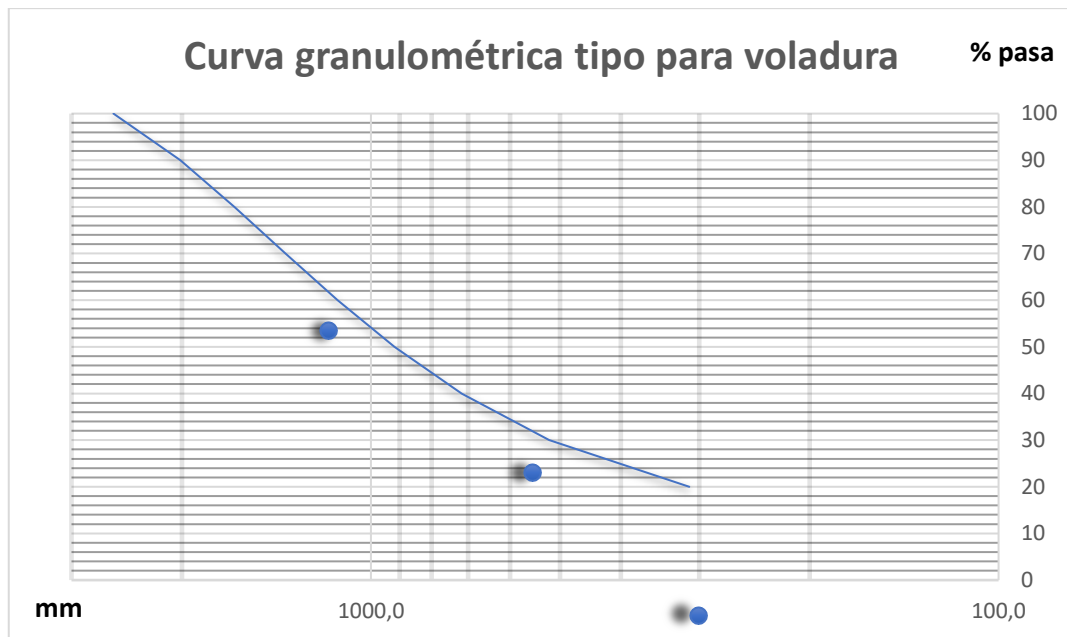


Figura 3.1. Curva granulométrica de voladura.

El valor D80 será 1649,60 mm.

3. USO DE MATERIAL.

La cantera objeto de estudio del presente proyecto, tiene como finalidad principal la producción de materias primas para las actividades de obra civil.

Entre estas actividades de obra civil se encuentra la construcción de muros de escollera, estos son muros formados por grandes bloques pétreos obtenidos de voladura y que poseen una forma prismática y superficie rugosas.

La separación de este material se efectúa de forma selectiva en el frente de la cantera, seleccionando los bloques de mayor tamaño y características adecuadas.

El resto de material pasaría a la planta de tratamiento para la obtención de las diferentes granulometrías de árido.

Con esto se observa que, la curva granulométrica de voladura obtenida en el apartado anterior no es la que se tiene en cuenta para el dimensionamiento de la planta de tratamiento, puesto que aquellos bloques de material con dimensión mayor a 1,00 m se emplearán como escollera.

3.1. Curva granulométrica tipo de la planta de tratamiento.

Debido a lo explicado anteriormente, la curva granulométrica tipo de la planta de tratamiento no coincide con la de voladura. Al seleccionar el material destinado a escollera, el material que

llega a la planta de tratamiento tiene unas dimensiones menores, modificando de esta forma la curva granulométrica calculada previamente.

Teniendo en cuenta esto, la curva granulométrica de la planta de tratamiento será la siguiente:

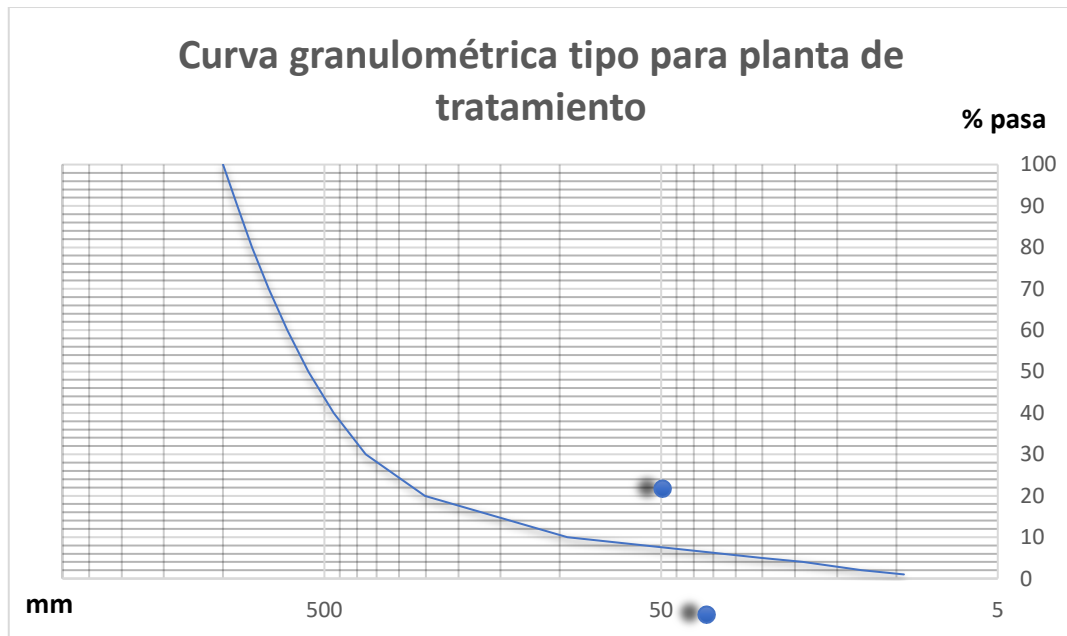


Figura 3.2. Curva granulométrica para la planta de tratamiento.

El valor D80 será 820,00 mm.

4. DIMENSIONAMIENTO DE LA PLANTA DE TRATAMIENTO.

La planta de tratamiento es fija y en ella se procesarán los áridos procedentes de la voladura para transformarlos en productos de diferentes granulometrías para su aplicación en distintos sectores, fundamentalmente el de la construcción y obras públicas. Consta de diferentes elementos destinados a la trituración, transporte y clasificación del material obtenido durante la voladura.

Según los productos finales obtenidos, el tratamiento es por vía seca, por lo que no es necesario disponer de agua para su lavado.

Los procesos básicos utilizados son una trituración y clasificación en circuito cerrado utilizando molinos de impactos para la trituración, transporte mediante cintas transportadoras y la clasificación mediante cribado.

A continuación, se dimensionan los diferentes elementos dentro de la planta de tratamiento, consiguiendo la optimización de los procesos.

El diagrama de flujo de la planta de tratamiento del presente proyecto se muestra en el Documento n° 2 “Planos” y queda plasmado en la siguiente imagen.

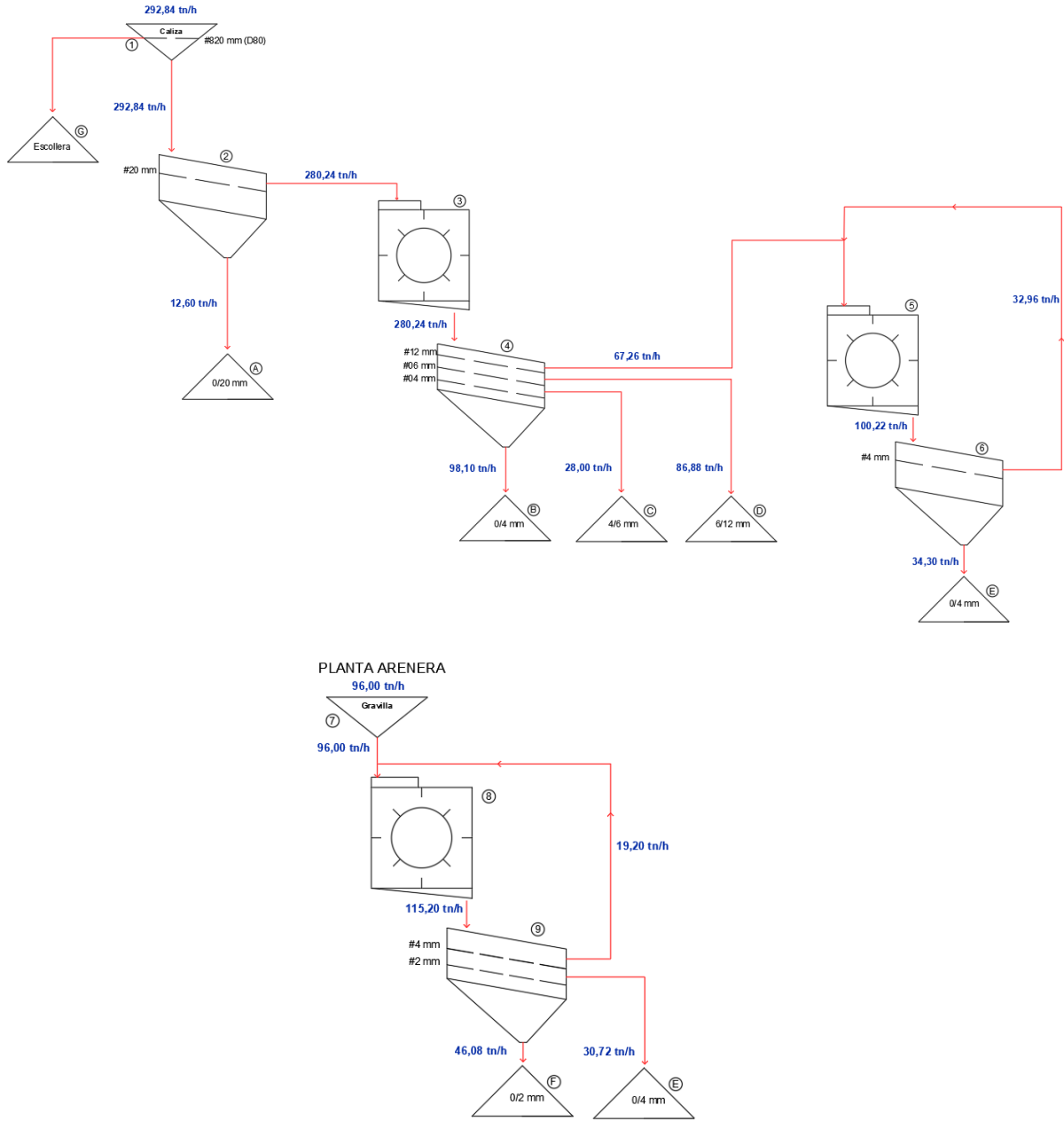


Figura 3.3. Diagrama de Flujo Planta de tratamiento.

Para la obtención de los caudales del diagrama de flujo se ha tenido en cuenta diferentes factores. En principio, el caudal inicial coincide con la máxima producción obtenida en el Anexo n° 2 “Justificación de maquinaria”.

Tras un primer cribado, teniendo en cuenta la curva granulométrica de la planta de tratamiento, se obtiene el caudal obtenido de zavorra 0/20 mm de 12,6 tn/h (Fig. 3.3. A), así como el caudal que pasa a la trituración primaria.

A partir de la curva granulométrica del material de salida, proporcionada por el fabricante del molino, utilizando esta como orientación, se obtiene el caudal obtenido para las diferentes granulometrías, 98,1 tn/h para 0/4 mm, 28,0 tn/h para 4/6 mm, 86,88 tn/h para 6/12 mm, así como el que pasa a la trituración secundaria 67,26 tn/h para > 12 mm.

De la trituración secundaria se obtiene 34,3 tn/h de 0/4 mm, recirculándose 32,96 tn/h de nuevo a cabeza.

La planta arenera se encuentra a parte de la planta de tratamiento principal. Esta solo está en funcionamiento cuando la demanda de material así lo exige, por lo tanto, es complementaria. En esta planta arenera, el material entrante es gravilla 6/12 mm y 4/6 mm con un caudal de 96,00 tn/h. Tras una trituración terciaria mediante molino de impactos, se obtiene 46,08 tn/h de 0/2 mm y 30,72 tn/h de 0/4 mm, recirculándose 19,20 tn/h de nuevo a cabeza.

4.1. Trituradoras o molinos de impactos.

La trituración es un proceso que consiste en la reducción de los tamaños de los materiales. En los últimos años los molinos de impactos suponen más del 70% de los equipos de trituración empleados en canteras en detrimento de las machacadoras.

Su fundamento consiste en un rotor, constituido por un eje, envuelto por unos paladares de acero en forma de tambor donde se acoplan unas placas de desgaste llamadas batidoras.

El tambor se encuentra en el interior de una carcasa que lleva una serie de placas de impacto regulables en distancia.

El material entra al molino mediante una rampa de alimentación. Una vez dentro, las rocas caen sobre el rotor y éste las golpea y lanza contra las placas de impacto, produciéndose la rotura. Las rocas lanzadas vuelven a caer sobre el rotor y son lanzadas de nuevo, hasta que se obtiene un tamaño adecuado para pasar por el espacio entre las placas de impacto y los extremos de las barras batidoras.

Para la selección de los equipos adecuados se deben cumplir los siguientes parámetros:

- Tamaño máximo de bloque.
- Caudal o producción (tn/h).
- Potencia.

Este último parámetro se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$Pot = 10 \times W_i \times \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) * Q \quad (3.5)$$

Siendo:

- W_i : Índice de trabajo de Bond.
- D_{80} : Tamaño de malla por el que pasa el 80% de la alimentación (mm).
- d_{80} : Tamaño de malla por el que pasa el 80% del producto (μm).

En este caso, para el material calizo de la cantera, el índice de trabajo de Bond tiene un valor de 10.

4.1.1. Trituración primaria. Molino de impactos ROVER ASTECA.

Para el adecuado dimensionamiento de la trituradora o molino de impacto, se debe establecer la relación entre el tamaño máximo a procesar y las dimensiones de la boca del equipo.

El valor máximo del tamaño a procesar será 1000 mm (boca de entrada del molino), destinando como ya se ha comentado los bloques con dimensiones mayores a su uso como escollera. Considerando que se deben evitar atascos y averías, se ha de trabajar con tamaño menor de roca en relación a la abertura de entrada de la trituradora o molino de impactos, por lo que se debe considerar el D80, es decir 820,00 mm.

De igual modo, debe satisfacer la producción horaria o caudal según se indica en el diagrama de flujo de la planta de tratamiento, siendo esta 280,24 tn/h.

Y por último debe cumplir la potencia mínima para el equipo de trituración, este parámetro se calcula mediante la ecuación indicada anteriormente.

$$Pot = 10 \times W_i \times \left(\frac{1}{\sqrt{d_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{D_{80}}} \right) * Q \quad (3.6)$$

Los molinos de impactos tienen un coeficiente de reducción de 10, el valor D_{80} de entrada al molino es 819,20 mm, por lo tanto, el valor d_{80} será:

$$IR = \frac{D_{80}}{d_{80}} \rightarrow d_{80} = \frac{D_{80}}{IR} = \frac{820}{10} = 82,00 \text{ mm} \quad (2.7)$$

Por lo que la potencia mínima del equipo de trituración primaria será:

$$Pot = 10 \times 10 \times \left(\frac{1}{\sqrt{82000}} - \frac{1}{\sqrt{820000}} \right) \times 280,24 = 66,92 \text{ kW} = 91 \text{ CV}$$

Se ha elegido la marca ROVER ASTECA, para la selección del modelo dependerá de la producción y abertura de entrada:

CARACTERÍSTICAS							
MODELO	MLA-5	MLA-6	MLA-7	MLA-8	MLA-9	MLA-10	MLA-11
BOCA DE CARGA (mm.)	810x870	1.100x1.020	1.160x1.260	1.310x1.550	1.500x1.850	1.650x2.300	1.800x2.760
TAMAÑO MÁX. entrada (mm.)	650	800	900	1.000	1.200	1.300	1.400
PRODUCCIÓN (Tn/h)	60/80	80/120	150/200	250/350	400/500	600/800	1.000/1.300
POTENCIA (C.V.)	75/100	100/150	175/225	300/350	450/550	800/900	1.300/1.500
PESO (Kg.)	10.000	16.000	24.000	38.000	52.000	78.000	105.000

Tabla 3.1. Características Molino ROVER ASTECA MLA.

La trituradora o molino de impactos seleccionado será el molino ROVER ASTECA modelo MLA-8, ya que cumple todos los parámetros a tener en cuenta, tanto el tamaño de entrada de material como la producción horaria y potencia.

4.1.2. Trituración secundaria. Molino de impactos ROVER ASTECA.

Dentro de la planta de tratamiento existe un segundo molino de impactos el cual se dimensionará teniendo en cuenta los mismos valores que en el caso anterior, la relación entre el tamaño máximo a procesar y las dimensiones de la boca del equipo.

El tamaño máximo a procesar será entre 100 y 140 mm, según los tamaños de salida de la trituración primaria. El tamaño mínimo de abertura de entrada de la trituradora o molino de impactos debe ser superior a este valor para evitar atascos.

En cuanto a la producción, no todo el material que entra en la planta de tratamiento pasará por este molino, únicamente aquel que posea un tamaño mayor de 25 mm e inferior a 100 mm tras la trituración primaria. Por lo tanto, la producción será mucho menor a la empleada inicialmente. Tal y como se indica en el diagrama de flujo, el caudal que llega al equipo de trituración secundaria es de 100,22 tn/h.

El valor D_{80} de entrada sería 82 mm, por lo que, con un índice reductor de 10, el valor d_{80} será de 8,2 mm.

La potencia mínima que debe tener este equipo es:

$$Pot = 10 \times 10 \times \left(\frac{1}{\sqrt{8200}} - \frac{1}{\sqrt{82000}} \right) \times 100,22 = 75,68 \text{ kW} = 102,90 \text{ CV}$$

Se ha elegido un molino lanzador ROVER ASTECA, para la selección del modelo dependerá de los parámetros mencionados anteriormente:

MODELO	MLCX-3	MLCX-4	MLCX-5	MLCX-6
BOCA DE CARGA (mm.)	300x600	340x720	375x870	460x1.020
TAMAÑO MÁX. entrada (mm.)	75	100	140	200
PRODUCCIÓN (Tn/h)	30/50	40/70	70/110	120/170
POTENCIA (C.V.)	50/75	70/100	125/175	180/250
PESO (Kg.)	3.000	4.200	7.000	12.500

Tabla 3.2. Características Molino ROVER ASTECA MLCX.

La trituradora o molino lanzador seleccionado será el molino ROVER ASTECA modelo MLCX-5, ya que cumple tanto el tamaño de material de entrada de material como la producción horaria y potencia.

4.2. Alimentador vibrante. Precibado.

Para optimizar el proceso, la alimentación de la planta debe ser lo más uniforme y continua posible. De los diferentes tipos de alimentadores se ha seleccionado un alimentador vibrante.

Este tipo de equipo posee una doble función. Por un lado, proporciona alimentación al molino primario y, por otro lado, realiza un precibado inicial, separando así el material que ya tiene la granulometría de salida y evitando su entrada al molino.

Los alimentadores vibrantes están formados por bandejas rectangulares, soportadas por una estructura elástica y accionada mediante una vibración unidireccional.

La alimentación que se consigue es muy uniforme con todo tipo de material seco.

Para el correcto dimensionamiento del alimentador se debe de tener en cuenta el ancho de la boca de admisión del molino. Es aconsejable que tanto el ancho del alimentador como el del molino se aproximen, siendo la del alimentador algo mayor.

En la siguiente tabla se pueden observar diferentes características de alimentadores de la marca ROVER ASTECA:

MODELO	APC-840	APC-940	APC-1.040	APC-1.140	APC-1.050	APC-1.150	APC-1.250	APC-1.350
SUPERFICIE (mm. ²)	4.000x800	4.000x900	4.000x1.000	4.000x1.100	5.000x1.000	5.000x1.100	5.000x1.200	5.000x1.300
POTENCIA (C.V.)	20	20	20	20	25	25	25	25
PESO (Kg.)	5.500	6.000	6.500	7.000	8.000	8.500	9.000	9.500

Tabla 3.3. Características Alimentador vibrante ALIPREC APC.

Siguiendo este criterio, se selecciona un alimentador vibrante ALIPREC, modelo APC-1250 con superficie de 5.000 x 1.200 mm². Además este modelo posee una producción de 250-400 tn/h, cumpliendo con el caudal que entra de material.

4.3. Clasificación o cribado.

Los equipos empleados para la clasificación por tamaños son las cribas con bandejas o mallas para la separación. Normalmente su empleo en el proceso de la planta de tratamiento se contempla en:

- Separación previa a la trituración primaria.
- Cribado en circuito cerrado con molino.
- Clasificación del producto final.

Los equipos empleados en este caso son cribas de vibración rectilínea donde la vibración de produce principalmente de forma lineal mediante dispositivos mecánicos

La planta de tratamiento cuenta con un total de tres cribas para la producción de las diferentes granulometrías.

Para la selección de las cribas, el parámetro principal a tener en cuenta y el cual debe cumplir es la superficie de cribado. Esta se obtiene mediante la siguiente ecuación:

$$S = \frac{Q}{T} \quad (3.8)$$

Siendo:

- S: Superficie de cribado.
- Q: Caudal a procesar en t/h.
- T: Capacidad en t/h por m² de superficie útil.

A su vez, la capacidad se obtiene mediante la siguiente ecuación:

$$T = 1,4 \times \frac{\rho_s}{\gamma} \times a^{0,6} \quad (3.9)$$

Siendo:

- ρ_s : Peso específico real del producto a cribar.
- γ : Proporción de granos de dimensiones críticas. Valor de 0,30.
- a: Apertura de la malla en mm.

4.3.1. Criba n° 1.

En primer lugar, existe una criba de estériles con la finalidad de separar la zahorra existente con una granulometría de 0/20 mm.

La capacidad de la criba sería:

$$T = 1,4 \times \frac{2,2}{0,3} \times 20^{0,6} = 61,95 \text{ tn/h/m}^2$$

Por lo tanto, teniendo en cuenta que el caudal a procesar será 292,84 tn/h, la superficie mínima de la criba sería:

$$S = \frac{294,84}{61,95} = 4,75 \text{ m}^2$$

La criba seleccionada se trata de una criba dinámica ALQUEZAR modelo CT-5 con un total de dos bandejas, ya que cumple el parámetro indicado. Esta posee las siguientes características:

Modelo	Anchura malla (mm)	Longitud malla (mm)	Anchura chasis (mm)	Altura (mm)	Velocidad (r.p.m)	Inclinación (deg)	Superficie (m2)	Potencia (CV)
CT-5	1.800	5.000	2.640	2.870	950	20	9	25

Tabla 3.4. Características Criba ALQUEZAR CT.

4.3.2. Criba n° 2.

Tras la trituración primaria en el molino de impactos ROVER ASTECA MLA-8, se realiza un cribado mediante una criba vibrante LARON de 3 bandejas, modelo C-24.60.

Mediante esta criba se clasifica el material en:

- 6/12 mm.
- 4/6 mm.
- 0/4 mm

La capacidad de la criba para las diferentes bandejas sería:

$$T_{12 \text{ mm}} = 1,4 \times \frac{2,2}{0,3} \times 12^{0,6} = 45,60 \text{ tn/h/m}^2$$

$$T_{6 \text{ mm}} = 1,4 \times \frac{2,2}{0,3} \times 6^{0,6} = 30,08 \text{ tn/h/m}^2$$

$$T_{4 \text{ mm}} = 1,4 \times \frac{2,2}{0,3} \times 4^{0,6} = 23,60 \text{ tn/h/m}^2$$

Por lo tanto, teniendo en cuenta que el caudal a procesar en cada bandeja, se determina la superficie mínima de cribado.

$$S_{12\text{ mm}} = \frac{278,24}{45,60} = 6,10\text{ m}^2$$

$$S_{6\text{ mm}} = \frac{184,14}{30,08} = 6,12\text{ m}^2$$

$$S_{12\text{ mm}} = \frac{145,80}{23,60} = 6,18\text{ m}^2$$

Las características de esta criba son:

Modelo	Bandejas	Dimensiones (mm)	Superficie cribado (m2)	Potencia (kW)	Peso (kg)
C 24.60	3	2.400x6.000	14,4	30	9.600

Tabla 3.5. Características Criba LARON C 24.60.

4.3.3. Criba n° 3.

Por último, existe una última criba tras la trituración secundaria mediante el molino de impactos ROVER ASTECA MLCX-4.

Esta criba se trata del mismo modelo que la criba de estériles, criba dinámica ALQUEZAR modelo CT-5, con un total de dos bandejas para la obtención de:

- 0/4 mm.

El resto de material que no pasa por la bandeja, se dirige de nuevo al molino de impactos.

La capacidad de la criba sería:

$$T = 1,4 \times \frac{2,2}{0,3} \times 4^{0,6} = 23,60\text{ tn/h/m}^2$$

Por lo tanto, teniendo en cuenta que el caudal a procesar será 100,22 tn/h, la superficie mínima de la criba sería:

$$S = \frac{100,22}{23,60} = 4,25\text{ m}^2$$

Modelo	Anchura malla (mm)	Longitud malla (mm)	Anchura chasis (mm)	Altura (mm)	Velocidad (r.p.m)	Inclinación (deg)	Superficie (m2)	Potencia (CV)
CT-5	1.800	5.000	2.640	2.870	950	20	9	25

Tabla 3.6. Características Criba ALQUEZAR CT.

5. PLANTA ARENERA.

El objetivo de esta planta es obtener arena fina de 0/4 y 0/2 mm mediante la entrada de gravilla 1, 6/12 mm, y gravilla 2, 4/6 mm, según la necesidad de demanda de la cantera.

5.2. Trituración terciaria. Molino arenero.

El molino arenero o trituradora de impactos permite la obtención de arena fina mediante la entrada de grava. En concreto se trata del molino arenero ARJA modelo PISCIS - 2000 RP.

Este molino posee las siguientes características:

Modelo	Producción (tn/h)	Potencia (kW)	Boca de alimentación (mm)	Tamaño máx. alimentación (mm)	Peso (kg)	Número de paladares	Dimensiones
Piscis 2000	120	200	140 x 1.000	90	10.400	4	3.450 x 1.860 x 1.905

Tabla 3.7. Características Molino PISCIS 2000.

Presenta cuatro paladares de impacto muy envolventes, dos en cada lado, siendo así un equipo reversible y con regulación hidráulica de serie.

El tamaño máximo de entrada es de 90 mm, generando un tamaño máximo de salida entre 0 y 10 mm en la primera pasada. La boca de entrada posee un sistema de anti-rebote de material, minimizando el desgaste o roturas de tolvas y cintas.

Las barras batidoras de cuatro posiciones permiten un aprovechamiento del 70% de la fundición.

Tras esta trituración terciaria, se criba mediante una criba dinámica con una bandeja para la obtención de arena fina con la siguiente granulometría:

- 0/4 mm.
- 0/2 mm.

6. PRODUCTOS OBTENIDOS.

Tras el tratamiento al que se someten los áridos se obtienen diferentes granulometrías de estos. Todos los materiales obtenidos y destinados a obra civil deben cumplir unas series de características y contar con el Marcado CE.

En este apartado se describen los diferentes materiales obtenidos y sus principales características.

6.1. Escollera.

Se trata de bloques de material calizo con dimensiones superiores a 820 mm. Este material se escoge de forma selectiva a pie de frente de explotación, o mediante un primer cribado en la tolva de la planta de tratamiento.

Su uso está destinado a obras de ejecución de muros de escolleras para construcción y obra civil.

6.2. Zahorra artificial 0/20 mm.

Se trata de un árido combinado AF+AG – 0/20 – T – C, obtenido mediante machaqueo de material calizo en la planta de tratamiento.

Se emplea como áridos para capas granulares y capas tratadas con conglomerados hidráulicos para uso en capas estructurales de firmes.

Su granulometría debe estar comprendida entre husos inferiores y superiores. Siendo esta:

Tamiz (mm)	Pasa %
22,4	100
20	97
18	94
16	88
14	83
12,5	78
11,2	73
10	68

8	61
6,3	53
5,6	50
4	41
3,2	36
2,8	33
2	27
1	17
0,5	13
0,25	9
0,125	8
0,063	6,3

Tabla 3.8. Granulometría Zahorra 0/20.

Grafico granulométrico

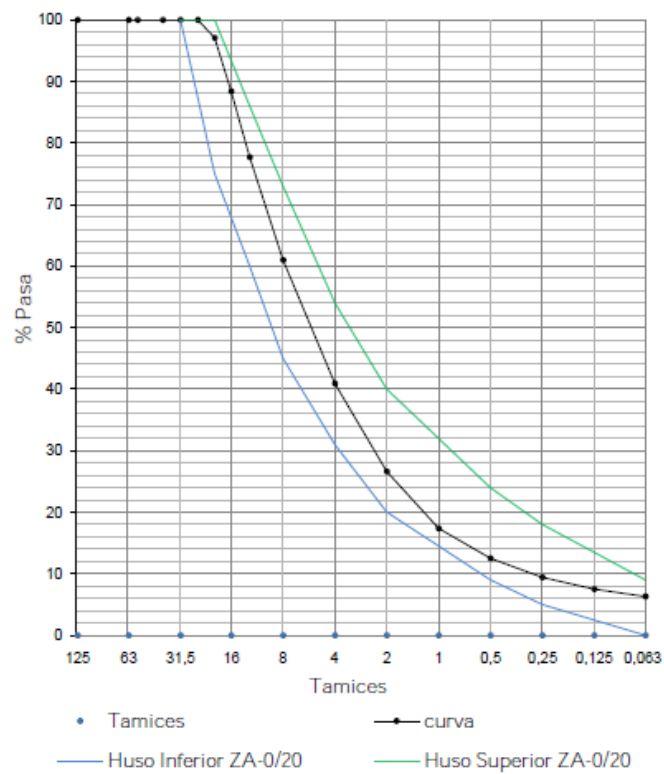


Figura 3.4. Curva granulométrica Zahorra 0/20.

La fracción total de finos es de 6,3 %.

El equivalente de arena, un ensayo destinado a la evaluación de los áridos finos o suelos poco plásticos, debe tener un valor superior a 30. Cuanto mayor es este índice, mejor es la calidad del material. En los ensayos realizados a la zavorra 0/20 se cumple dicho índice, ya que se obtiene un valor 35.

6.3. Gravilla 6/12 mm.

Este material, también conocido como garbancillo, se trata de un árido grueso AG – 6/12 – T – C.

Debe cumplir tanto la norma UNE EN 12620:2003, como la UNE EN 13242:2003, ya que se suelen emplear como áridos para hormigón y áridos para capas granulares y capas tratadas con conglomerados hidráulicos para su uso en firmes.

La granulometría que presenta es la siguiente:

Tamiz (mm)	Pasa %
14	100
12,5	100
11,2	95
10	76
8	46
6,3	15
5,6	8
4	1
3,2	1
2,8	1
2	1
1	1
0,5	1
0,25	1

0,125	1
0,063	0,7

Tabla 3.9. Granulometría Gravilla 6/12.

Gráfico granulométrico

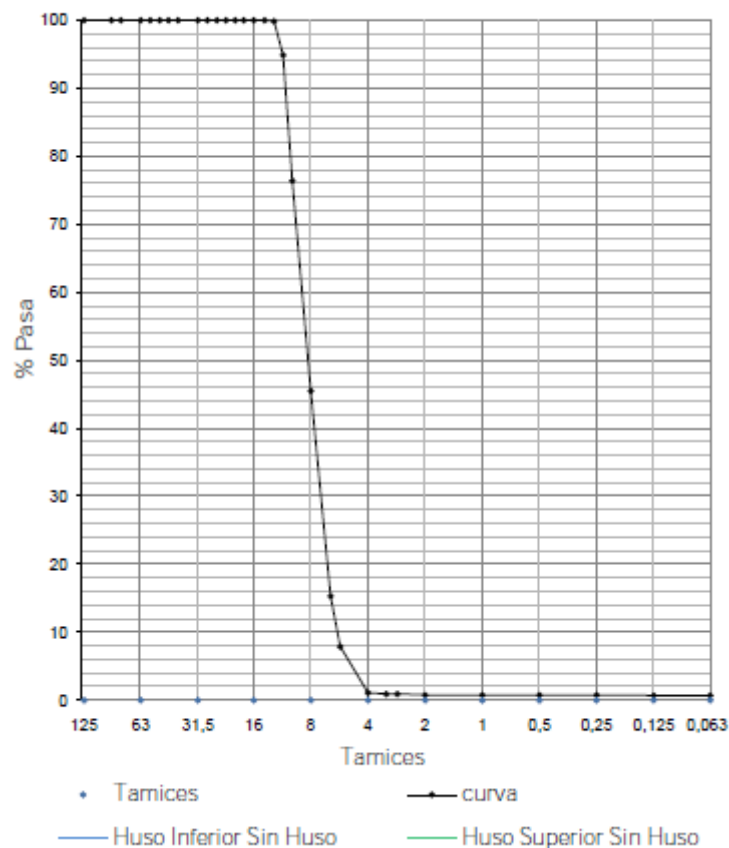


Figura 3.5. Curva granulométrica Gravilla 6/12.

La fracción total de finos es de 0,7%.

El módulo granulométrico del árido grueso es 6,5.

También se le realizan ensayos relacionados con la determinación de compuestos de azufre, sulfatos solubles en ácidos, materia orgánica y, por último, de cloruros mediante el método volumétrico.

6.4. Gravilla 4/6 mm.

Se trata de un árido grueso AG – 4/6 – T – C.

Se emplean como áridos para mezclas bituminosas y tratamientos superficiales de carreteras, aeropuertos y otras áreas pavimentadas. Debe cumplir tanto la norma UNE EN 13043:2002, como la UNE EN 13043:2002/AC:2004.

La granulometría que presenta es la siguiente:

Tamiz (mm)	Pasa %
8	100
6,3	99
5,6	71
4	19
3,2	9
2,8	4
2	1,3
1	1,2
0,5	1,2
0,25	1,2
0,125	1,1
0,063	1,1

Tabla 3.10. Granulometría Gravilla 4/6.

Gráfico granulométrico

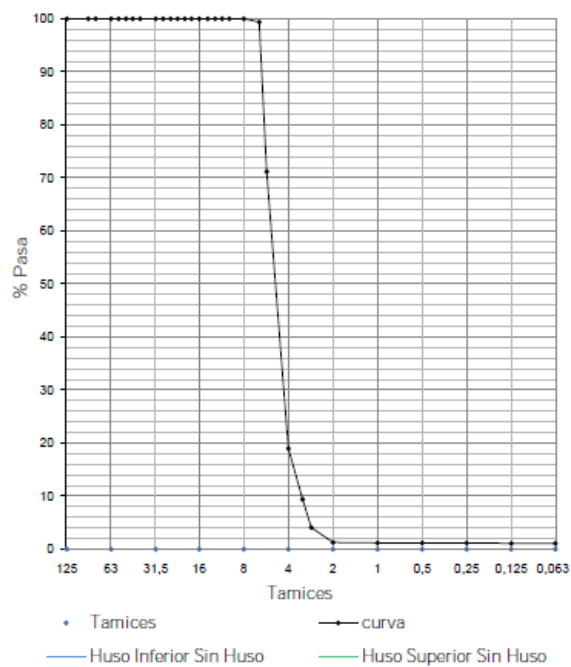


Figura 3.6. Curva granulométrica Gravilla 4/6.

La fracción total de finos es de 1,1%, así como el módulo granulométrico del árido grueso es de 5,8.

6.5. Arena 0/4 mm.

Se trata de árido fino AF – 0/4 – T – C.

Se emplea en la ejecución de mortero para edificios, carreteras y trabajos de ingeniería civil, e igualmente como áridos de mezclas bituminosas y tratamientos superficiales de carreteras, aeropuertos y otras áreas pavimentadas.

Su granulometría es la siguiente:

Tamiz (mm)	Pasa %
5,6	100
4	99
3,2	93
2,8	89
2	74
1	44
0,5	29
0,25	20
0,125	16
0,063	13,9

Tabla 3.11. Granulometría Arena 0/4.

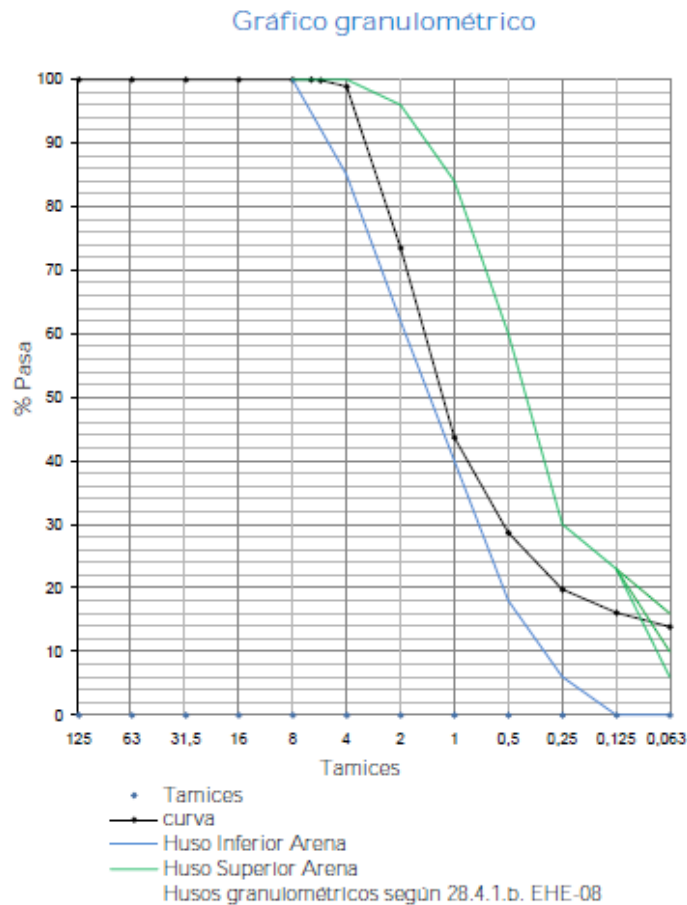


Figura 3.7. Cruva granulométrica Arena 0/4.

La fracción total de finos es de 13,9%. Su módulo de finura del árido es 3,2.

En cuanto al ensayo de equivalente de arena, se obtienen resultados de un valor de 73.

6.6. Arena fina 0/2 mm.

Se trata de árido fino AF – 0/2 – T – C.

Se emplea en la ejecución de mortero para edificios, carreteras y trabajos de ingeniería civil, e igualmente como áridos de mezclas bituminosas y tratamientos superficiales de carreteras, aeropuertos y otras áreas pavimentadas.

Su granulometría es la siguiente:

Tamiz (mm)	Pasa %
2	100
1	78
0,5	54
0,25	35
0,125	25
0,063	18,2

Tabla 3.12. Granulometría Arena 0/2.

Gráfico granulométrico

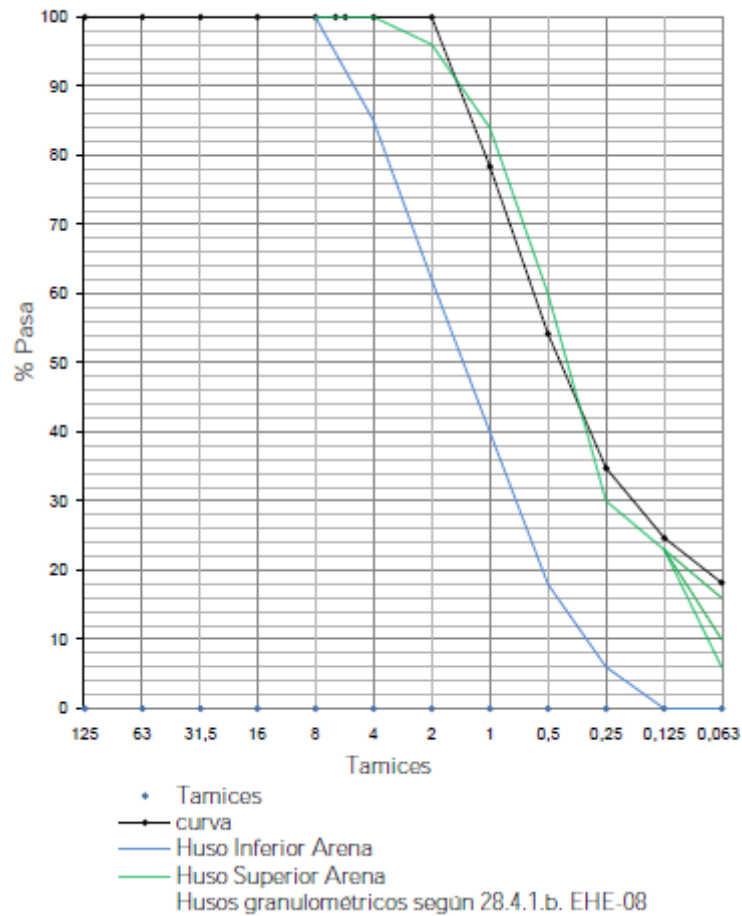


Figura 3.8. Curva granulométrica Arena 0/2.

La fracción total de finos es de 18,2%. Su módulo de finura del árido es 2,1.

En cuanto al ensayo de equivalente de arena, se obtienen resultados de un valor entre 68 y 71.

ANEXO N° 4:
MÉTODO DE
PERFORACIÓN.

ÍNDICE.

1.	INTRODUCCIÓN.....	1
2.	MÉTODO DE PERFORACIÓN	1
2.1.	Perforación hidráulica.....	2
3.	EQUIPO DE PERFORACIÓN EMPLEADO.....	3

1. INTRODUCCIÓN.

Para el arranque de la roca, es la perforación es la primera operación que se realiza con objetivo abrir unos orificios (barrenos) donde alojar la carga de explosivo y sus accesorios iniciadores.

Los componentes principales de un sistema de perforación mecánico son:

- La perforadora, motor y bombas.
- El varillaje, que es el medio de transmisión de la energía.
- La boca, que es el útil que ejerce la energía sobre la roca.
- El fluido de barrido, para la limpieza y evacuación del detritus.

En el presente anejo se procede a describir el método de perforación, así como el equipo empleado, para la ejecución de los barrenos.

Dadas las características específicas de los barrenos descritas en el *Anejo n° 2 “Plan de voladuras”*, el equipo de perforación debe ser acorde a estas.

2. MÉTODO DE PERFORACIÓN

El mejor método para el arranque de rocas duras para la fabricación de áridos es mediante perforación y voladura. El banco de explotación diseñado debe de tener un frente libre para la salida y proyección del material.

El método de perforación empleado es **a rotoperCUSIÓN**, siendo el sistema más utilizado en las explotaciones de áridos.

El trabajo de perforación se realiza mediante el impacto de una pieza de acero que golpea a un útil, transmitiendo la energía al fondo del barreno a través del varillaje hasta la boca de perforación. Al mismo tiempo que se golpea, se produce la rotación de la boca para que los impactos se produzcan sobre la roca en diferentes posiciones.

Las principales ventajas de este sistema son:

- Aplicabilidad a todo tipo de roca.
- Posibilidad de utilización de una amplia gama de diámetros.
- Versatilidad de los equipos.
- Adaptación a todo tipo de trabajos.
- Uso por un solo operario.
- Fácil y rápido mantenimiento.

Los equipos de rotopercusión se clasifican en dos grupos, en función de donde se encuentre colocado el martillo. En este caso se trata de **martillo en cabeza**.

En este tipo de perforadora, las dos acciones básicas de rotación y percusión se provocan fuera del barreno, pudiendo ser su accionamiento neumático o hidráulico. En nuestro caso este caso se trata de un accionamiento **hidráulico**.

2.1. Perforación hidráulica.

La perforación hidráulica presenta básicamente los mismos elementos que una neumática: motor de rotación, pistón de golpeo, control de parámetros de perforación, pistón amortiguador, engranajes de rotación, entrada de fluido de barrido, y adaptador de culata.

La principal diferencia entre ambos sistemas es que en vez de emplear aire comprimido generado por un compresor para el movimiento del motor de rotación y para provocar el movimiento del pistón, es un motor el que actúa sobre un grupo de bombas que suministran un caudal de aceite que acciona los componentes.

La perforación hidráulica supone una superioridad tecnológica debido a las siguientes particularidades:

- Menor consumo de energía. Las perforadoras hidráulicas trabajan con fluidos a presiones muy superiores, y las caídas de presión son menores. Por lo que, el uso de la energía es más eficiente. Posee menor potencia instalada, y por lo tanto, un menor consumo de combustible.
- Menor coste de los accesorios de perforación. La fatiga generada en las barras depende de la sección y tamaño de los pistones, en el caso de la perforadora hidráulica, la transmisión de energía se produce mediante pistones más alargados y de menor diámetro, generando una onda de choque es más uniforme. Se ha comprobado que la vida útil de las perforadoras hidráulicas se incrementa un 20% con respecto a las neumáticas.
- Mayor capacidad de perforación. Dado que la transmisión de energía de la onda es mejor, las velocidades de penetración son entre 50-100% mayores que en los equipos neumáticos.
- Mejores condiciones ambientales. Los niveles de ruido son menores debido a la carencia del escape de aire. Además, presenta unas condiciones de trabajo y seguridad mucho más favorables.

- Mayor elasticidad en la operación. Es posible variar la presión de accionamiento del sistema, la energía por golpe y la frecuencia de percusión.
- Mayor facilidad para la automatización.

Por otro lado, los inconvenientes que presenta son:

- Mayor inversión inicial, debido a todos los componentes relacionados al carro perforador, al sistema de avance automático y a las características de la fuente de energía empleada.
- Reparaciones más complejas y costosas.
- Requiere mejor organización y formación de personal para su mantenimiento.

3. EQUIPO DE PERFORACIÓN EMPLEADO.

El equipo de perforación empleado para la ejecución de los barrenos es una perforadora RANGER 700.

Se trata de una perforadora hidráulica, autopropulsada y autónoma, cuya plataforma de perforación de superficie es sobre orugas. Presenta una cabina ergonómica con alta visibilidad y un sistema de manipulación de varillas automático.

Puede realizar la perforación de manera vertical, horizontal e incluso de forma inclinada, con diámetros entre 64 y 115 mm (2 ½" - 4 ½") utilizando diferentes extensiones de varillas de 38,45 o 51 mm (1 ½", 1 ¾" o 2"), y dispone de un sistema de control de la perforación para evitar desviaciones.

Presenta un sistema de perforación hidráulico HL 710, con martillo en cabeza y alto par de rotación, suficiente para una perforación ergonómica y sofisticada. El sistema de control de lavado es muy adecuado para rocas muy fracturadas.

El sistema se dispone sobre una superestructura giratoria, proporcionando una cobertura de perforación de 17.6 m². Con 12 horas de perforación continua, lo que hace al equipo muy productivo durante períodos más prolongados.

La potencia de la perforadora se divide por un lado hacia las bombas hidráulicas y por otro, hacia el compresor de aire de lavado.

La unidad de alimentación se sitúa de forma transversal en la parte trasera de la superestructura, manteniendo el contra peso en el lado opuesto del varillaje y demás componentes.

El equipo ha sido diseñado para priorizar la seguridad y visibilidad del operador, con una cabina con certificación ROPS y FOPS, a la vez que mantiene la estabilidad incluso en las condiciones más rigurosas, siguiendo lo indicado en la norma UNE-EN ISO-3471, sobre estructura de protección contra vuelco, y UNE-EN ISO-3449, sobre protección contra caída de objetos. Las ventanas de la cabina se encuentran laminadas para proporcionar mayor seguridad. Las características que presenta son:

- Asiento ajustable.
- Buena visibilidad.
- Iluminación adecuada y óptima temperatura de trabajo.

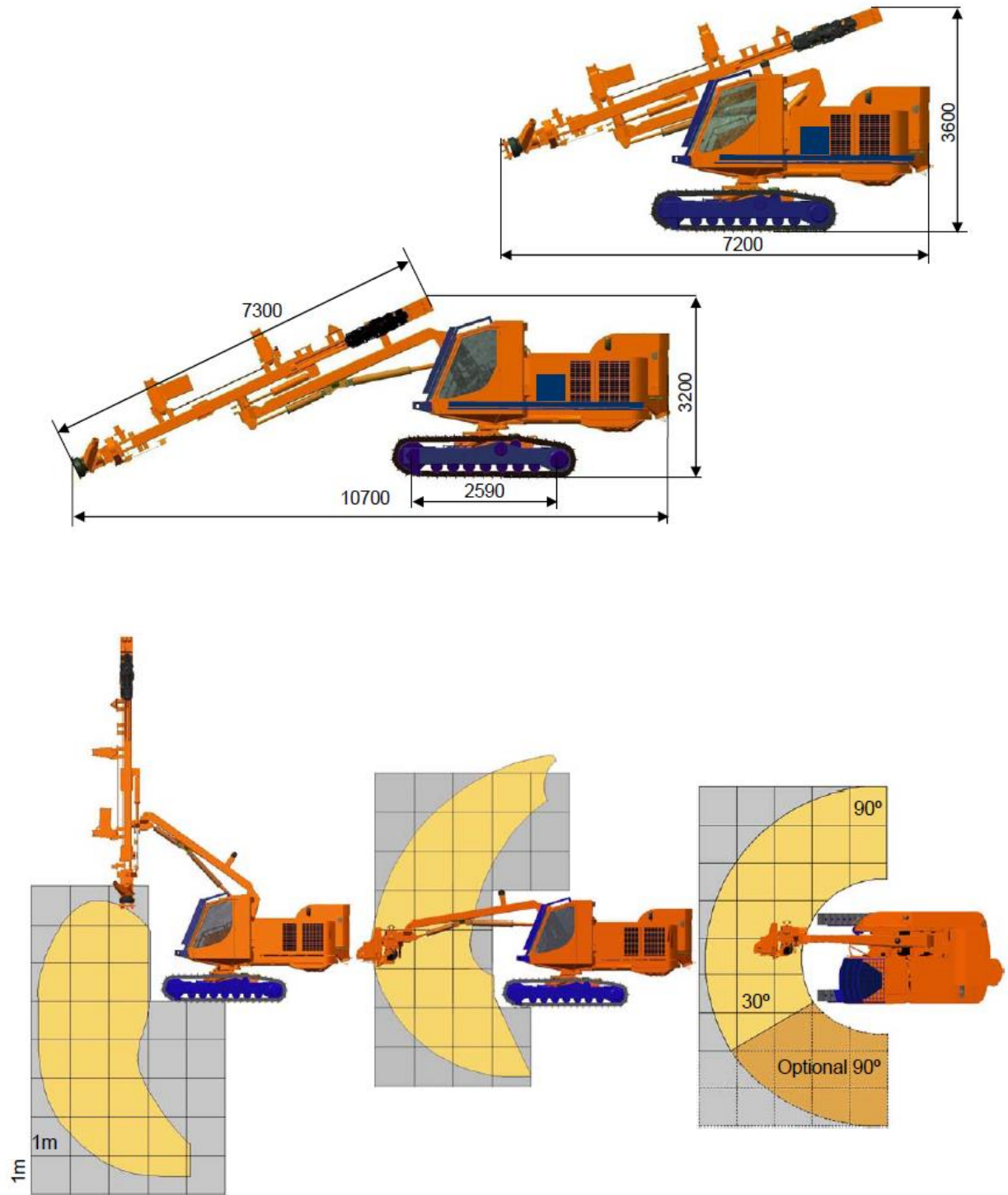
El nivel de ruido en el interior de la cabina es inferior a 80 dBA. Para la lucha contra el polvo, se encuentra equipada con eficientes filtros de aire.

Las funciones de perforación son controladas por una palanca de mando, minimizando el número de palancas para que sea más fácil su utilización.

La conducción, el uso del gato trasero y del cabestrante, se pueden controlar desde fuera de la cabina mediante una caja opcional de control remoto.

Las dimensiones del equipo de perforación serían:

DIMENSIONES	
Peso (kg)	14.800
Anchura (m)	2.50
Altura (m)	3.20 – 3.60
Longitud total (m)	7.20 – 10.70



La superestructura giratoria, la potencia, precisión y versatilidad del equipo RANGER 700, lo hace una opción ideal para operaciones de explotación y minería de superficie.

Además, ofrece una selección de opciones muy variada:

- Superestructura giratoria a 180°.
- Aire acondicionado.
- Sistema de engrase de varillas.
- Indicador de ángulo vertical eléctrico P&Q, con un error de 6 grados.
- Indicador de ángulo eléctrico TIM 2302 con orientación.
- Sistema de medición TIM 2303.
- Sistema de medición láser TIM 2305.
- Extractor de energía.
- Bomba de llenado eléctrica para el repostaje.
- Caja de control remoto y cabrestante hidráulico con cable de hermeticidad automática.
- Soporte de tierra trasero hidráulico.
- Placas de garra de tres barras.
- Guías para garras.
- Calefactor de cabina.
- Automatismos de control de lavado.
- Apagado de succión para pozos de agua.
- Gancho de remolque.
- Separador primario PE 50.
- Kit de perforación horizontal.
- Carrete de manguera.
- Soporte de acero de perforación móvil.
- Radio con reproductor de CD.
- Sistema de lubricación central.
- Kit para aceros alternativos.
- Sistema de inyección de agua con o sin tanque.
- Aceite hidráulico biodegradable.
- Manuales adicionales.
- Primer kit de servicio para RANGER 700.
- Herramientas especiales para HL 710.
- Anticongelante para líneas de aire.
- Aspirador de cabina.