

GRADO EN INGENIERÍA EN TECNOLOGÍA DE MINAS Y
ENERGÍA **TRABAJO FIN DE GRADO**

***PROYECTO DE CREACIÓN DE UNA CANTERA DE
MARGA EN EL MUNICIPIO DE RIO DE LOSA***

DOCUMENTO 1- MEMORIA

Alumno/Alumna: Prieto Llamas, Daniel

Director/Directora: Avilés González, Cristina

Curso: 2018-2019

Fecha: Bilbao, 11 de febrero de 2019

Resumen

El proyecto consiste en la creación de una cantera de margas en el municipio de Río de Losa, situado en el valle que lleva su nombre, para surtir así de materia prima a una cementera que se podría instalar en la zona, ya que, el entorno es rico en calizas y margas necesarias para la elaboración de cementos.

La extracción de la margas se hará a cielo abierto mediante banqueo descendente utilizando la técnica de perforación y voladura.

En el desarrollo de este proyecto se estudiará el medio que rodea la zona a explotar para poder hacer un correcto diseño de la explotación que intentará optimizar las reservas siempre manteniendo la seguridad como pilar básico. También se realizará el estudio de la maquinaria tanto móvil como fija necesaria para llevar a cabo las labores de perforación, carga, transporte y conminución. Por último se hará un estudio económico de la viabilidad del proyecto.

Laburpena

Lan hau tuparri harrobi baten eraikitzean datza. Harrobia Río de Losa izeneko udalerrian egongo da finkatuta, izena ematen dion haranean, hain zuzen. Esplotasioaren helburua tuparriaren ustiapena izango da, haranean finkatu litekeen zementu lantegi bat ornitzeko asmoz. Zementuak kareharria zein tuparria erabiltzen ditu lehengai moduan, ugaria leku honetan.

Tuparriaren ustiapena beharazko bakuntzearen bidez egingo da zulaketa eta leherkuntza teknikaren bitartez.

Proiektu honen bidez esplotazioaren ingurua ikertuko da; honen bitartez disenu egokia egiteko asmoz eta erreserbak modu egokian ustiatzekotan, beti segurtasuna kontutan hartuz. Honetaz gain zulaketa, karga, garraio eta birrintze lanak egingo dituzten makinariak hautatuko dira. Azkenik, ikerketa ekonomiko bat egingo da proiektuaren biabilitatea jakiteko.

Summary

The project consists of the creation of a marl quarry in the municipality of Río de Losa, located in the valley with the same name, to supply a cement plant that can be located in the area, since the environment in this is rich in limestone and marls necessary for the production of cement.

The extraction will be done in open sky through the use of the technique of drilling and blasting.

In the development of this project, the environment that surrounds the area to be explored is studied in order to make a correct mining design that always tries to optimize reserves and maintain safety as a basic pillar. The study of the machinery, both mobile and fixed, necessary to carry out drilling, loading, transport and comminution tasks is also carried out. Finally, an economic study of the feasibility of the project will be made.

MEMORIA DESCRIPTIVA

Índice

1.INTRODUCCIÓN.....	10
2.ANTECEDENTES	11
3.OBJETO.....	12
3.1.Criterios de selección	12
4.SITUACIÓN Y EMPLAZAMIENTO	13
4.1.Localización	13
4.2.Topografía.....	14
4.3.Cuadrícula minera.....	14
4.4.Red de comunicación.....	15
5.DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO	16
5.1.Estudio preliminar.....	16
5.1.1.Geología.....	16
5.2.2.Geotecnia	18
5.2.Estudio detallado.....	19
5.2.1.Evaluación de las reservas	19
5.2.2.Estudio económico.....	20
6.DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN	22
6.1.Método de explotación	22
6.2.Vida y ritmo de la explotación.....	22
6.3.Fases de explotación.....	23
6.4.Parámetros geométricos	25
6.4.1.Altura de bancos	25
6.4.2.Estabilidad de taludes	25
6.4.3.Bermas	25
6.4.4.Pistas.....	27
6.4.5.Acceso.....	30
6.5.Proyecto de perforación y voladura	31
6.6.Red de drenaje.....	33
6.7.Balsa de decantación	34
7.MAQUINARIA	35
7.1.Elección de la maquinaria	35
7.2.Descripción de la maquinaria	38



8.ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO.....	41
9.SEGURIDAD Y SALUD	45
10.RESUMEN DEL PRESUPUESTO	46
11.NORMATIVA.....	47
12.BIBLIOGRAFÍA.....	50
12.1.Libros	50
12.2.Páginas web.....	51
13.SOFTWARE UTILIZADOS.....	53
14.CONCLUSIONES.....	54

MEMORIA JUSTIFICADA

Índice

ANEXO Nº1.ESTUDIO GEOLÓGICO Y GEOTÉCNICO.....	56
ANEXO Nº2.ESTUDIO DE LA ESTABILIDAD DE LOS TALUDES	84
ANEXO Nº3.PROYECTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA	98
ANEXO Nº4.RED DE DRENAJE	128
ANEXO Nº5.BALSA DE DECANTACIÓN	146
ANEXO Nº6.ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO	156
ANEXO Nº7.INSTALACIÓN ELÉCTRICA	185
ANEXO Nº8.MAQUINARIA.....	204

Índice de tablas

- Tabla 1. Coordenadas de la explotación.
- Tabla 2. Coordenadas cuadrícula minera.
- Tabla 3. Resumen de los datos de geotécnia.
- Tabla 4. Volumen de reservas.
- Tabla 5. Jornadas de trabajo.
- Tabla 6. Producción estimada.
- Tabla 7. Volumen extraído por fases.
- Tabla 8. Secuencia de disparo.
- Tabla 9. Resumen de las cunetas.
- Tabla 10. Resumen de las dimensiones de la balsa.
- Tabla 12. Características del camión 725.
- Tabla 13. Características de la perforadora Flexiroc D50.
- Tabla 14. Características de la motoniveladora 12M3.
- Tabla 1.1. Clasificación geomecánica RMR (Cornejo Alvarez y Salvador,1995).
- Tabla 1.2. Guía para valorar estado discontinuidades. (Cornejo Alvarez y Salvador,1995).
- Tabla 1.3. Valoración condiciones hidrogeológicas. (Cornejo Alvarez y Salvador,1995).
- Tabla 1.4. Orientación de las discontinuidades. (Cornejo Alvarez y Salvador,1995).
- Tabla 1.5. Correlación con la orientación de las discontinuidades. (Cornejo Alvarez y Salvador,1995).
- Tabla 1.6. Clasificación de las rocas según RMR. (Biewnaski, 1979).
- Tabla 1.7. Clasificación de las rocas según GSI. (Hoek y Brown).
- Tabla 1.8. Obtención del índice Jn. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).
- Tabla 1.9. Obtención del índice Jr. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).
- Tabla 1.10. Obtención del índice Ja. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).
- Tabla 1.11. Obtención del Jw. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).
- Tabla 1.12. Obtención del SRF. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).
- Tabla 1.14. Clasificación RMi. (Palmstrom, 2000).
- Tabla 1.15. Relación entre la calidad del macizo y m_i . (Hoek y Brown, 1997).
- Tabla 1.16. Clasificación RQD.
- Tabla 1.17. Clasificación geomecánica. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).
- Tabla 1.18. Ángulo rozamiento interno. (Barton y Choubey,1977).
- Tabla 1.19. Módulo de elasticidad mediante GSI. (Hoek y Brown).
- Tabla 1.20. Conductividad hidráulica k. (Domenico and Schwartz, 1990).
- Tabla 1.21. Índice de Cerchar. (Ramirez Oyarguren y Cornejo Alvarez,1988).
- Tabla 1.22. Factores ponderados para cada parámetro. (Manual perforación y voladura).
- Tabla 1.23. Rumbos y buzamientos de las juntas.
- Tabla 1.24. Cálculo índice RMR.
- Tabla 1.25. Cálculo consumo específico. (Manual perforación y voladura).
- Tabla 1.26. Resumen datos geotécnia.
- Tabla 2.1. Rumbos y buzamientos de las juntas.
- Tabla 2.2. Diferencia rumbos juntas y taludes.
- Tabla 2.3. Juntas del frente 1.
- Tabla 2.4. Factor de seguridad de las cuñas del frente 2.

- Tabla 2.5. Factor de seguridad de las cuñas del frente 3.
- Tabla 3.1. Variación de la energía y velocidad según concentración de gas-oíl. (Manual de perforación y voladura).
- Tabla 3.2. Precios comparativos de explosivos. (Manual perforación y voladura).
- Tabla 3.3. Características eléctricas. (Maxam).
- Tabla 3.4. Relación altura banco-diámetro barreno. (López Gimeno).
- Tabla 3.5. Parámetros geométricos en función de la resistencia de la roca. (Manual perforación y voladura).
- Tabla 3.6. Cargas por barreno.
- Tabla 3.7. Cargas totales.
- Tabla 3.8. Secuencia de disparo.
- Tabla 3.9. Aceleración generada.
- Tabla 3.10. Resultados TD.
- Tabla 3.11. Resultados PVS.
- Tabla 3.13. UNE 22-381-931.
- Tabla 3.14. Distancia reducida según distancia al frente.
- Tabla 3.15. Relación distancia nivel de ruido.
- Tabla 3.16. Ruidos y acontecimientos. (Manual perforación y voladura).
- Tabla 4.1. Valores de K.
- Tabla 6.12. Velocidades cintas.
- Tabla 6.12. Características cintas.
- Tabla 6.13. Sección transversal de las cintas.
- Tabla 6.14. Longitud de los rodillos de las cintas.
- Tabla 6.15. Ancho de banda normalizado y longitud estándar de los rodillos.
- Tabla 6.16. Secciones banda de las cintas.
- Tabla 6.17. Valor Pq.
- Tabla 6.18. Peso metro lineal de banda.
- Tabla 6.19. Longitud y desnivel de las cintas.
- Tabla 6.20. Fuerza de accionamiento.
- Tabla 6.21. Potencia de los motores.
- Tabla 6.22. Potencia del establecimiento de beneficio.
- Tabla 6.23. Características técnicas retroexcavadora del equipo auxiliar.
- Tabla 7.1. Configuración tipos de electrodos (Unesa).
- Tabla 7.2. Valores Uca en el exterior (Unesa).
- Tabla 7.3. Valores Uca en el interior (Unesa).
- Tabla 7.4. Cargas en línea 1.
- Tabla 7.5. Cargas en línea 2.
- Tabla 7.6. Cargas en línea 3.
- Tabla 7.7. Potencias reactivas e intensidades.
- Tabla 7.8. Secciones cables.
- Tabla 7.9. Secciones normalizadas (ITC-BT19).
- Tabla 7.10. Secciones cables normalizadas y sus intensidades.
- Tabla 7.11. Amperaje de las protecciones termomagnéticas.

Índice imágenes

- Imagen 1. Localización general.
- Imagen 2. Valle de Losa.
- Imagen 3. Área de la explotación.
- Imagen 4. Cuadrícula minera.
- Imagen 5. Red de comunicación.
- Imagen 6. Zona ampliada, hoja 110 del Magna (IGME).
- Imagen 7. Columna estratigrafía (IGME).
- Imagen 8. Sección trasversal de la berma con función de pista.
- Imagen 9. Sección trasversal de la berma de protección.
- Imagen 10. Anchura tajo.
- Imagen 11. Sección longitudinal.
- Imagen 12. Sección trasversal en tramo de recta.
- Imagen 13. Vista en planta del apartadero.
- Imagen 14. Vista en planta de la curva.
- Imagen 15. Sección trasversal de los accesos.
- Imagen 16. Esquema tiro voladura.
- Imagen 17. Retroexcavadora.
- Imagen 18. Volquete articulado.
- Imagen 19. Perforadora martillo en fondo.
- Imagen 20. Motoniveladora.
- Imagen 1.1. Hoja 110 del Magna (IGME).
- Imagen 1.2. Zona ampliada, hoja 110 del Magna (IGME).
- Imagen 1.3. Corte geológico (IGME).
- Imagen 1.4. Columna estratigrafía (IGME).
- Imagen 1.5. Mapa peligrosidad sísmica para un periodo de 500 años (NCSE-02, Ministerio de Fomento).
- Imagen 1.6. Talud cercano a la explotación.
- Imagen 2.1. Rumbo de las juntas y taludes.
- Imagen 2.2. Rotura planar. (IGME).
- Imagen 2.3. Resultados rotura planar en situación temporal. (RocPlane).
- Imagen 2.4. Resultados rotura planar en situación permanente. (RocPlane).
- Imagen 2.5. Rotura en cuña. (IGME).
- Imagen 2.6. Proyecciones estereográficas del frente 1. (Dips).
- Imagen 2.7. Cuña del frente 1 con la junta 2 y 3. (Swedge).
- Imagen 2.8. Proyecciones estereográficas del frente 2. (Dips).
- Imagen 2.9. Proyecciones estereográficas del frente 3. (Dips).
- Imagen 2.10. Rotura circular (IGME)
- Imagen 2.11. Rotura circular en talud inicial. (Slide).
- Imagen 2.12. Rotura circular en talud final. (Slide).
- Imagen 3.1. Hidrogeles. (Maxam)
- Imagen 3.2. Componentes del detonador no eléctrico Rionel. (Manual perforación y voladura, 2017).
- Imagen 3.3. Detonador no eléctrico de microrretardo. (Manual perforación y voladura, 2017).



- Imagen 3.4. Conectores Rionel SCX. (Manual perforación y voladura, 2017).
- Imagen 3.5. Sistema Rionel DDX. (Manual perforación y voladura, 2017).
- Imagen 3.6. Iniciador de tubo de transmisión. (Manual perforación y voladura, 2017).
- Imagen 3.7. Detonadores eléctricos. (Manual perforación y voladura, 2017).
- Imagen 3.8. Cargas barreno.
- Imagen 3.9. Esquema tiro voladura.
- Imagen 6.4. Artesas forma V y tabla ángulo.
- Imagen 6.5. Pala cargadora.
- Imagen 6.6. Báscula de pesaje.
- Imagen 7.1. Edificio tipo pfu.

Índice gráficas

- Gráfica 1.1. Producción de canteras y margas (Estadística minera, 2016).
- Gráfica 3.1. Curvas granulométricas (Disvol).
- Gráfica 3.2. Histograma de frecuencia (Disvol).
- Gráfica 3.3. Ajuste tipo (Javier Gallo).
- Gráfica 3.4. Predicción de la sobrepresión aérea a partir de la geometría y carga de las voladuras. (Manual perforación y voladura).
- Gráfica 6.4. Coeficiente C.

Índice esquemas

- Esquema 6.1. Granulometría y producción.
- Esquema 6.2. Pesos y tensiones de una cinta.

Índice figuras

- Figura 4.1. Mapa de coeficiente P_m y C_v . (Ministerio de Fomento, 1999).
- Figura 4.2. Valor de la razón I_1/I_d . (Norma 5.2-IC del Ministerio de Fomento, 2016).
- Figura 4.3. Coeficiente corrector del umbral de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 2016).
- Figura 4.4. Cuneta rectangular y trapezoidal. (Norma 5.2-IC, 2016).
- Figura 5.1. Valor de la razón I_1/I_d . (Norma 5.2-IC del Ministerio de Fomento, 2016).
- Figura 5.2. Coeficiente corrector del umbral de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 2016).

Índice figuras

- Flujiograma 1. Establecimiento de beneficio.

1. INTRODUCCIÓN

El presente proyecto, dirigido por Cristina Avilés González, tiene como autor de grado de ingeniería de tecnología de minas y energía de la Escuela de Ingenieros de Bilbao a Daniel Prieto Llamas.

El proyecto está integrado por la siguiente documentación:

Documento nº1.MEMORIA.

- Memoria descriptiva.
- Memoria justificada.
 - Anexo nº1.Estudio geológico y geotécnico.
 - Anexo nº2.Estudio de la estabilidad de taludes.
 - Anexo nº3.Proyecto de perforación y voladura.
 - Anexo nº4.Red de drenaje.
 - Anexo nº5.Balsa de decantación.
 - Anexo nº6.Establecimiento de beneficio.
 - Anexo nº7.Instalación eléctrica.
 - Anexo nº8.Maquinaria.

Documento nº2.PLANOS.

Documento nº3.PLIEGO DE CONDICIONES.

Documento nº4.ESTUDIO DE SEGURIDAD Y SALUD.

Documento nº5.PRESUPUESTO.

2. ANTECEDENTES

El presente proyecto consiste en la creación de una cantera de marga en el municipio de Rio de Losa, en el norte de la provincia de Burgos. La explotación estará situada en el borde del valle de mismo nombre donde los terrenos dedicados a la agricultura dan paso a la ladera de la montaña formada por una densa vegetación de matorrales.

La principal actividad económica de la zona es la agricultura siendo predominante en la zona el cultivo de trigo y de patata encontrándose como actividad secundaria la ganadería en zonas altas y la pequeña industria. En los meses estivales la población de lugar aumenta debido al turismo, pero sin llegar a ser este uno de sus principales motores económicos.

Existen varias explotaciones mineras desarrolladas durante los últimos años dedicadas a la extracción de caliza para la fabricación de áridos utilizados en la construcción no habiendo ninguna explotación de marga en toda la comunidad autónoma de Burgos.

La explotación de marga iría orientada al suministro de la fracción arcillosa necesaria en la elaboración de cementos para surtir así a una futura cementera que se podría instalar en la zona.

3. OBJETO

El objeto del presente proyecto consiste en el diseño de una explotación de marga a cielo abierto usando el método de perforación y voladura para el arranque.

Para la realización del proyecto de explotación se han tenido en cuenta los siguientes criterios:

- Seguridad, tanto durante el período de operación como tras el cese de la actividad.
- Mínima afección al entorno.
- Optimización de las actividades de operación minera.

3.1. Criterios de selección

Los criterios establecidos para ayudarnos a localizar el yacimiento para su explotación han sido los siguientes:

- Distancia existente a las localidades más cercanas:
El yacimiento se encuentra a 2 km de las dos localidades más cercanas, las cuales poseen poca población fija. Debido a esto el impacto visual para los residentes de la zona resulta mínimo.
- Comunicación:
El yacimiento se encuentra cerca de una vía de comunicación, la carretera autonómica BU-550.
- Venta del producto:
La venta a una futura cementera instalada en el norte de Burgos.
- Impactos generados con la explotación:
A la hora de diseñar la explotación se va a tener en cuenta la posición de los frentes para minimizar el impacto visual.
- Topografía e hidrología:
Está situada en la ladera de un pequeño monte de muy poca pendiente. Así mismo en las cercanías no se encuentran grandes caudales de agua.
- Geología de la zona:
La zona es geológicamente estable, carece de fallas.

A la hora de ubicar el yacimiento se tuvo en cuenta todos los factores mencionados. Se buscó una ubicación alejada de núcleos urbanos para evitar ruidos y polvo. Así mismo, se situó cerca de una vía de comunicación y se tuvo en cuenta la posición de los frentes para disminuir el impacto visual.

4. SITUACIÓN Y EMPLAZAMIENTO

4.1. Localización

La explotación se encuentra en la comunidad autónoma de Castilla y León provincia de Burgos.



Imagen 1. Localización general

Más concretamente en el Valle de Losa, entre los municipios de San Pantaleón de Losa y Río de Losa.

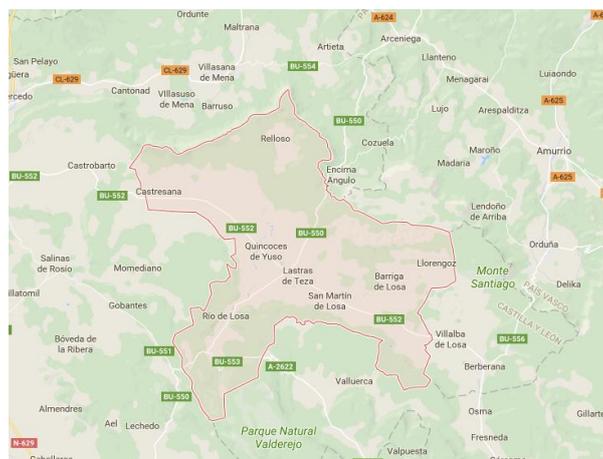


Imagen 2. Valle de Losa

La explotación estará situada a 2 km del municipio de Rio de Losa. Tendrá una superficie de 350.436 m² y sus coordenadas serian.

	GPS		UTM	
	Latitud	Longitud	X	Y
1	42.93256 N	-3.25386 W	479.285	4.753.356
2	42.93448 N	-3.29891 W	475.610	4.753.582
3	42.93829 N	-3.25521 W	479.177	4.753.993
4	42.93623 N	-3.26051 W	478.744	4.753.766
				HUSO 30

Tabla 1. Coordenadas de la explotación



Imagen 3. Área de la explotación

4.2. Topografía

En la provincia de Burgos hay fuertes contrastes de relieve entre las zonas orientales-septentrionales y las occidentales-meridionales. Se trata de una de las provincias españolas de mayor altitud, que se puede cifrar en una media superior a los 800 m.

La cordillera Cantábrica ciñe a la provincia por el norte, mientras que la cordillera Ibérica lo hace por el este y sureste.

Dicha explotación se encuentra en la sierra de Andejo la cual tiene una altitud que varía entre 750-950 metros. (Topografía en documento nº2.Planos).

4.3. Cuadrícula minera

La explotación está comprendida entre cuatro cuadrículas mineras.

Sus vértices exteriores son:

Vértice	φ	λ
1	42°56'40" N	-3°15'40" W
2	42°56'40" N	-3°15'00" W
3	42°56'00" N	-3°15'00" W
4	42°56'00" N	-3°15'40" W

Tabla 2. Coordenadas cuadrícula minera

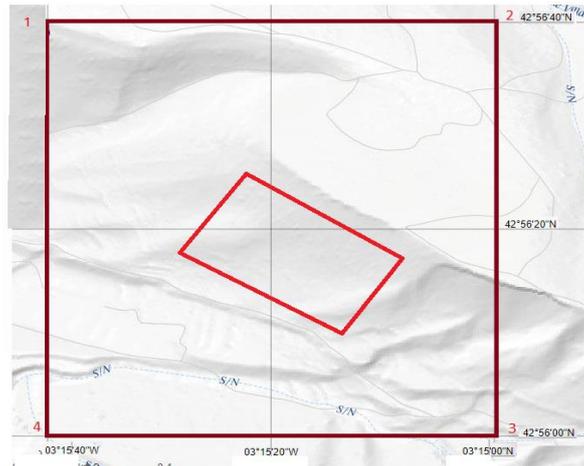


Imagen 4. Cuadrícula minera

4.4. Red de comunicación

La explotación se encuentra en las cercanías de la carretera autonómica BU-550 (color azul). El acceso a la carretera se efectuaría mediante una pista de tierra de 1,5 km ya existente (color naranja).



Imagen 5. Red de comunicación.

5. DESCRIPCIÓN DEL MEDIO FÍSICO

5.1. Estudio preliminar

5.1.1. Geología

La marga es una roca de carácter híbrido constituida por carbonato cálcico y material arcilloso en proporciones muy diversas, a veces con algo de yeso e incluso sal. Su aspecto y propiedades son semejantes a la arcilla: tacto untuoso, se disgrega al ser sumergida en agua, adquiere gran plasticidad y adherencia, etc.

Su color es muy variable, aunque suelen predominar, los tonos blancos, grisáceos o amarillentos, con excepción de las margas triásicas que presentan coloraciones rojizas y verde-azuladas. Algunas margas presentan coloraciones muy oscuras o casi negras por la presencia de materia orgánica.

Se puede confundir con la arcilla, de la que se diferencia por su contenido en carbonato cálcico. La marga efervesce fuertemente con ácido clorhídrico al 10 %, mientras que una arcilla lo hace más débilmente o puede no llegar a efervescer si carece de carbonato.

En el caso particular que nos atañe la marga a explotar está en el límite con la caliza en el borde del valle. Pudiendo ser localizado en la hoja geológica 110 (Medina de Pomar) del MAGNA a escala 1:50.000.

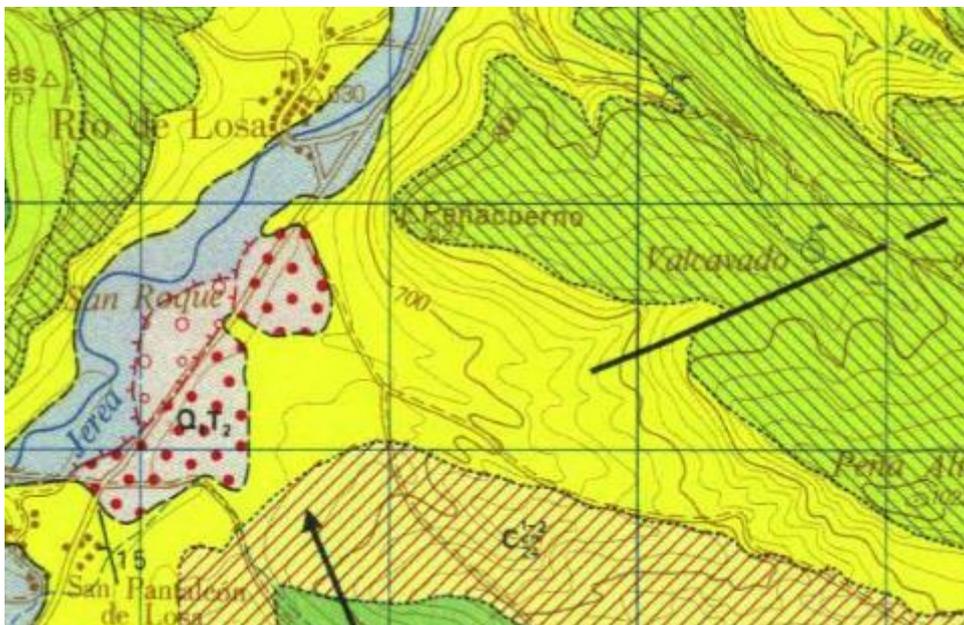


Imagen 6. Zona ampliada, hoja 110 del Magna (IGME).

El macizo está formado por marga gris-azulada con micrafter. Son un conjunto de margas amarillentas y grisáceas con abundante fauna. Teniendo una potencia variable entre 100-300 metros, aumentando hacia las regiones surorientales. Pertenece al Cretácico superior, Satoniense.

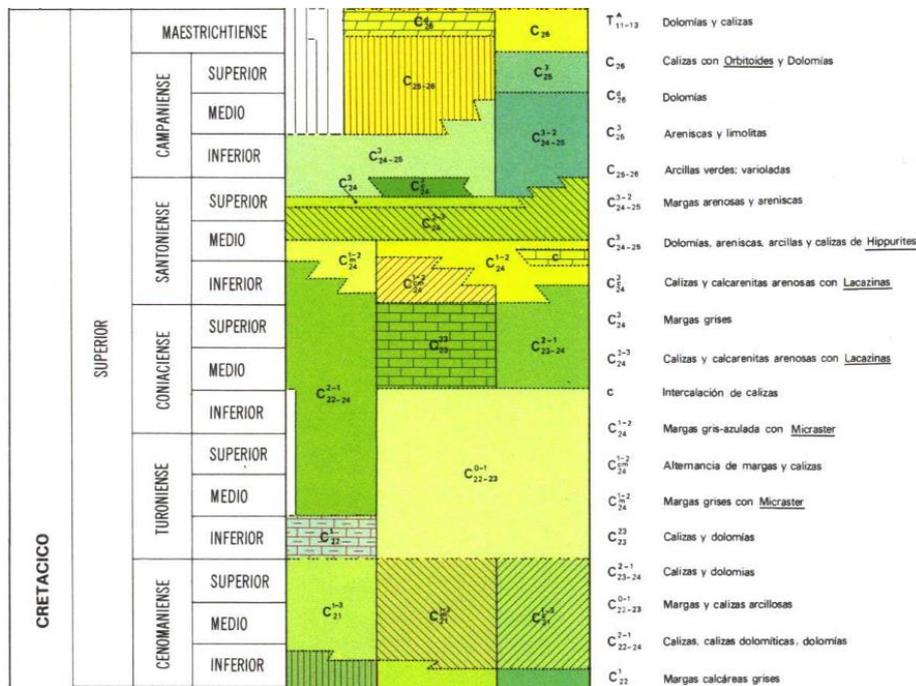


Imagen 7. Columna estratigráfica (IGME).

El principal uso de las margas es para la fabricación de cemento, ya que aportan la fracción arcillosa necesaria en el proceso de fabricación. En los últimos años ha descendido notablemente la producción de marga tendiendo a estabilizarse.

La explotación está situada en el “monoclinal de Losa”. Los materiales se presentan suavemente inclinados hacia el sur con buzamiento menores al 20°.

En cuanto a la hidrología en la zona de la explotación debido a la fracturación y karstificación, son de interés los sucesivos niveles de calizas, cuyos niveles base impermeables son las margas de micrafter.

5.2.2. Geotecnia

Se ha realizado un estudio para conocer las propiedades geotécnicas del macizo rocoso para realizar de este modo un diseño seguro de la explotación.

Para llevar a cabo la caracterización del macizo rocoso se ha usado la clasificación del RMR. Para ello se ha hecho un estudio de campo en el que se han analizado diferentes afloramientos en los que se han encontrado tres familias de juntas predominantes. Mediante la suma de los diferentes parámetros que forman el RMR se ha obtenido un valor de 56 puntos siendo así un macizo de clase III con una calidad media.

Del mismo modo se han obtenido otras características que son las siguientes:

Parámetros	Unidad	Valor
RMR		56
Q de Barton		4,7
Cohesión	KN/m ²	250
Rozamiento	°	27
Modulo elasticidad	GPa	15
Peso específico	t/m ³	2,5
Peso específico volado	t/m ³	1,7
Permeabilidad		1x10 ⁻¹³ -2x10 ⁻⁹
Abrasividad		1,2
Volabilidad		43,5
Consumo específico	Kg/t	0,15
Resistencia compresión	MPa	90
Resistencia a tracción	MPa	12,8

Tabla 3. Resumen datos geotecnia.

5.2. Estudio detallado

5.2.1. Evaluación de las reservas

La evaluación de las reservas se ha realizado mediante el programa de topografía MDT6. Para llevarlo a cabo, se ha utilizado el método de diferencia de perfiles. Se han trazado 12 perfiles con una separación de 100 metros entre sí. Así mismo se ha considerado que el buzamiento es 0° debido a que el estrato es sub-horizontal y una sobrecapa de tierra vegetal de 30 cm a retirar.

El método de cálculo consiste en que cada sección mineralizada forma con su adyacente un volumen mineralizado resultante de la semisuma de esta multiplicada por los 100 metros de distancia entre cada sección.

Obteniéndose los siguientes volúmenes por cada sección:

P.K.	Sup.Des.	Sup.Ter.	Sup.Veg.	Vol.Des.
0.000	0.000	299.927	300.000	0.000
				203258.768
100.000	4065.175	257.951	300.000	203258.768
				1751439.275
200.000	30963.610	136.002	300.000	1954698.043
				4926629.707
300.000	67568.984	76.091	300.000	6881327.751
				6322990.795
400.000	58890.832	81.660	300.000	13204318.546
				5564005.462
500.000	52389.277	82.213	300.000	18768324.008
				4988785.786
600.000	47386.438	91.501	300.000	23757109.794
				4395336.729
700.000	40520.296	95.916	300.000	28152446.523
				3634584.764
800.000	32171.399	129.957	300.000	31787031.287
				1699248.029
900.000	1813.561	262.584	300.000	33486279.316
				90678.075
1000.000	0.000	300.000	300.000	33576957.390
				0.000
1021.326	0.000	300.000	300.000	33576957.390

Tabla 4. Volumen de reservas

El volumen total sería igual a 33.576.957 m³ que al quitarle la capa de tierra vegetal quedaría en unas reservas totales de a explotar de 33.270.560 m³ de marga. Teniendo en cuenta que la densidad de la marga varía entre 2,4-2,6 t/m³ (según cantidad de caliza-arcilla) se obtienen un total de 83.176.400 toneladas.

5.2.2. Estudio económico

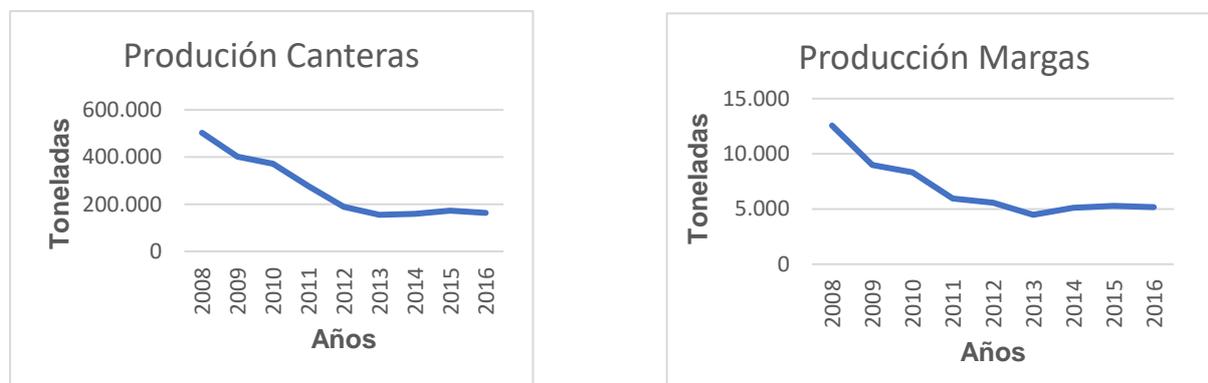
Los áridos son una de las materias primas minerales imprescindibles para el desarrollo económico y social de cada región o Comunidad Autónoma. Tanto es así que su explotación da origen al sector minero más importante de España en cuanto a tonelaje extraído y valor de la producción. También engloba el mayor número de explotaciones activas del país y genera el mayor número de empleos del conjunto de la minería. Se trata de un sector estratégico, puesto que suministra gran cantidad de materiales imprescindibles para el sector de la construcción. No hay que olvidar que los áridos son la materia prima a partir de la cual se fabrican hormigones, morteros, bases, escolleras, balasto, etc.

Desde el máximo previo a la crisis (2006), momento en el que la producción era de 486 Mt, el consumo ha retrocedido cerca del -80,6%, arrastrando a su vez al volumen de negocio sectorial que es, en la actualidad, el 16,5% del registrado ese año. El sector de los áridos es el principal suministrador de materias primas para la construcción de infraestructuras, para la edificación, para la industria y para la protección del medio ambiente, lo que le confiere el carácter de industria estratégica. Sirva decir que es la segunda materia prima más consumida por el hombre después del agua y que cada español ha consumido, en 2015, unos 2.025 kilogramos anuales, es decir 5,55 kilogramos diarios (en 2007 se consumieron cerca de 33 kilogramos diarios).

Tras 8 años de retrocesos muy importantes, el sector volvió a crecer, aunque los volúmenes de consumo sean todavía claramente muy insuficientes para poder hablar de recuperación, tras haber tocado fondo en 2014, año en el que alcanzó los mínimos históricos, de 90,1 millones de toneladas.

El principal uso de las margas es para la fabricación de cemento, ya que aportan la fracción arcillosa necesaria en el proceso de fabricación.

Como se puede observar en las gráficas la caída de producción en canteras ha ido acorde con la caída en la producción de marga tendiendo a estabilizarse en los últimos años.



Gráfica 1. Producción de canteras y margas (Estadística minera, 2016).

En el estado Español en el año 2016 existían 2.073 canteras, de las cuales 18 se dedicaban a la extracción de marga, el 1% del total de canteras. La producción total de estas asciende a 5.177.725 toneladas.

El sector de las canteras da trabajo a 12.382 personas, de las cuales 8.876 (71,7%) son propios y 3.506 (28,3%) son de contrata. En las de marga trabajan una media de 7 empleados por explotación. Normalmente 3 empleados propios y 4 de contrata.

En la actualidad la comunidad autónoma de Castilla y León carece de explotaciones de marga, por lo que su valor en el mercado se ha planteado en base a dos escenarios:

- **Escenario 1:**

En este escenario la explotación suministrará marga a una cementera independiente.

El beneficio financiero que se buscaría sería de un 10% lo que implicaría que la tonelada de marga se vendería a 8,31 euros.

Este precio de venta implicaría unos beneficios de 166.173 euros anuales, 5.000.000 euros tras 30 años.

- **Escenario 2:**

En este escenario la explotación suministrará marga a una cementera del mismo grupo empresarial. Este segundo escenario es el más probable de suceder.

El beneficio mínimo financiero que se buscaría sería de un 3% ya que entre este tipo de transacciones Hacienda exige que haya un mínimo de beneficio. Esto implicaría que la tonelada de marga se debería vender a 7,52 euros.

Este precio de venta implicaría unos beneficios de 45.110 euros anuales, 1.350.000 euros tras 30 años.

6. DISEÑO DE LA EXPLOTACIÓN

6.1. Método de explotación

Actualmente, más del 70% de la producción de minerales procede de las explotaciones a cielo abierto. Las ventajas que ofrece la minería superficial, frente a la subterráneas son numerosas, siendo destacables las siguientes:

- Alta productividad.
- Menor limitación en el tamaño y peso de las máquinas.
- Menor inversión por toneladas producida.
- Mejor conocimiento geológico del yacimiento.
- Mayor seguridad.

La explotación de marga se va a realizar a cielo abierto en ladera. Según manda la legislación se realizará con taludes descendentes de 15 metros. El método de arranque seleccionado será por perforación y voladura.

6.2. Vida y ritmo de la explotación

Al tratarse de un recurso de la sección C según indica la ley de minas 22/1973, la vida de la explotación será de 30 años, teniendo una producción anual de 200.000 t/año. Partiendo de este valor se ha calculado la producción horaria. Para ello se ha tenido en cuenta la pausa por mantenimiento que será de un día a la semana.

Semanas laborables	50		
Días laborables	250		
Jornada laboral en horas	8		
Horas productivas	32	80% horas s	1.600 h/año
Horas otras labores	8	20% horas s	400 h/año

Tabla 5. Jornadas de trabajo

La producción sería:

Producción anual (tonelada/año)	200.000
Producción diaria (tonelada/día)	1.000
Producción horaria (tonelada/hora)	130

Tabla 6. Producción estimada

6.3. Fases de explotación

La explotación tendrá una vida de 30 años. En estos 30 años se va a producir un total de 6.000.000 toneladas, unas 200.000 toneladas año. Debido a que habrá años únicamente dedicados a la preparación del terreno o restauración en los años dedicados a la extracción se recuperará la producción perdida. La explotación tendrá lugar en 7 fases.

- Fase 1 “Labores de preparación”: Esta primera fase durará 2 años. Se procederá a la preparación de la zona. Se desbrozará la zona de la explotación, se procederá a la construcción de la pista y del establecimiento de beneficio, a la mejora de accesos a la explotación y se construirá un primer banco de 10 metros que contendrá una berma de seguridad. En esta primera fase no se obtendrá producción y se procederá a la retirada de la tierra vegetal que se encuentra sobre la marga.

Las tierras obtenidas durante las labores de retirada en esta fase de la explotación, se reutilizarán para labores de relleno, se acopiará temporalmente hasta que se genere superficie suficiente en situación final susceptible de ser rellenada.

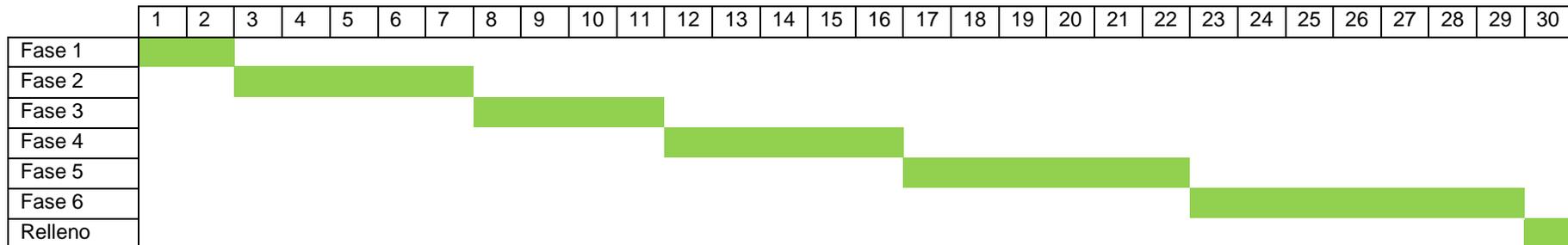
- Fase 2: Esta fase durará 5 años y en ella se abrirán los bancos 1 y 2. En estos cinco años se extraerán 226.000 t/año.
- Fase 3: Esta fase durará 4 años y en ella se abrirá el banco 3. Se extraerán 200.000 t/año.
- Fase 4: Esta fase tendrá una duración de 5 años y en ella se abrirá el banco 4. Se extraerán 214.000 t/año.
- Fase 5: Esta fase durará 6 años y en ella se abrirá el banco 5. Se extraerán 200.000 t/año.
- Fase 6: Esta fase durará 7 años y en ella se abrirá el banco 6 que será la plaza de la cantera. En esta fase se pretende compensar la falta de producción de los dos primeros años como del último año. Se extraerán 271.000 t/año.
- Fase 7 “Relleno”: Será la última fase por un periodo de 1 año. Se procederá al relleno de la cantera con el estéril resultante de todos los años de explotación. Los 6 bancos existentes serán sustituidos por 3 bancos de 30 metros.

A continuación, se muestra el volumen de extracción que habrá por cada fase:

Fase	Banco		Años por fase	Volumen extraído (m³)	Volumen estéril (m³)	Volumen marga (m³)	Toneladas marga (t)
Fase 1	850	840	2	228.000	228.000	0	0
Fase 2	840	825		189.155	1.892	187.263	468.159
	825	810	5	268.147	2.681	265.466	663.664
Fase 3	810	795	4	322.574	3.226	319.348	798.371
Fase 4	795	780	5	432.249	4.322	427.927	1.069.816
Fase 5	780	765	6	488.371	4.884	483.487	1.208.718
Fase 6	765	750	7	766.836	7.668	759.168	1.897.919
Fase 7	-	-	1	-	-	-	-
Total			30	2.695.332	252.673	2.442.659	6.106.647

Tabla 7. Volumen extraído por fases.

El cronograma de ejecución de las labores será el siguiente para cada año:



6.4. Parámetros geométricos

6.4.1. Altura de bancos

Los bancos tendrán una altura de 15 metros, aunque la legislación minera en la ITC-07.1.03. (desarrollo de las labores) permite la realización de bancos de 20 metros de altura en una explotación en la que el arranque se efectúa con perforación y voladura. Los bancos medirán 15 metros ya que el material a explotar son margas y su estabilidad podría verse comprometida con una altura superior. El primer banco será de una altura menor (10 metros) ya que contendrá una berma de seguridad que separará el frente de la explotación del macizo rocoso.

En cuanto a la situación final después de la restauración, la altura de los bancos será de 30 metros, siendo el máximo permitido por la ITC-07.1.03 (Apartado 1.2.1) la formación de bancos de 40 metros. Se juntarán dos bancos y se eliminará la berma intermedia entre ambos.

6.4.2. Estabilidad de taludes

La estabilidad de los taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental en lo que se refiere a seguridad y rentabilidad de la mina.

Con los ángulos de los taludes seleccionados de 65° (situación inicial) y 50° (situación final) se ha realizado un estudio para asegurar su estabilidad (anexo nº2. Estudio de estabilidad de los taludes). En dicho anexo se ha estudiado la estabilidad ante los tres tipos de rotura existentes (planar, en cuña y circular) teniendo en cuenta el rumbo de las juntas presentes en la zona a explotar.

Tras el estudio ha quedado verificado que los taludes son estables ante los tres tipos de roturas posibles ya que el factor de seguridad para taludes cuya estabilidad no se considera a largo plazo ha sido superior a 1,2, mientras que, cuando han sido considerados permanentes su factor de seguridad ha sido mayor que 1,6 cumpliendo así lo que ordena la ITC-07.1.03 (Apartado 1.2.1).

6.4.3. Bermas

Las bermas se utilizarán como área de trabajo de las labores de extracción, área de protección, al detener y almacenar los materiales que pueden desprenderse de los frentes de los bancos superiores y también como plataforma de transporte en el talud de trabajo. Por lo que tendrá que cumplir la misma normativa que las pistas.

- **Berma con utilidad de pista:**

Cuando la berma esté siendo usada como pista esta tendrá que cumplir la ITC-07.1.03 pistas y accesos. La pista será de un único carril de circulación y tendrá una anchura de 14 metros. Esta anchura será la suma de la anchura de seguridad hasta el borde del banco (5 metros), la anchura del vehículo más grande que va a circular por la berma multiplicado por un factor de seguridad de 1,5 (7 metros) y una cuneta para recoger el agua de escorrentía (2 metros).

Así mismo tendrá un peralte contrario al borde del banco de un 3% para dirigir el agua de escorrentía hacia la cuneta de desagüe y en la anchura de seguridad habrá una barrera no franqueable instalada.

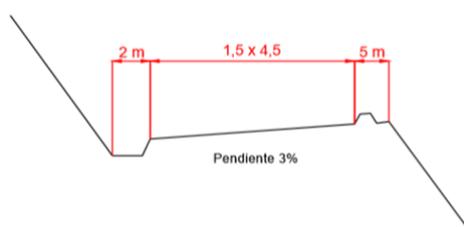


Imagen 8. Sección transversal de la berma con función de pista

- **Berma de protección:**

Cuando la berma deje de tener un carácter de pista y se proceda a la restauración de la explotación esta pasará a cumplir la ITC-07.1.03 (Apartado 1.3). La finalidad de esta será evitar que posibles desprendimientos de frentes activos o no activos caigan sobre lugares de trabajo y/o pistas situados a niveles inferiores.

Las bermas definitivas se proyectarán como resultado de un estudio geotécnico que determine el talud final estable. Tendrán una anchura de 10,5 metros y una banqueta de 2,2 metros con el fin de retener el material caído.

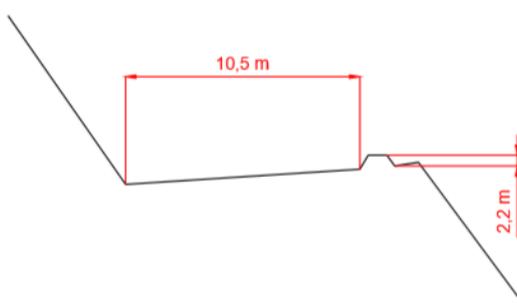


Imagen 9. Sección transversal de la berma de protección.

La anchura de la berma y la altura de la banquetta han sido calculadas mediante las siguientes fórmulas:

$$\text{Anchura mínima de la berma} = 4,5 \text{ m} + 0,2 \times H (30 \text{ m}) = 10,5 \text{ metros}$$

$$\text{Altura de la banquetta} = 1 \text{ m} + 0,04 \times H (30 \text{ m}) = 2,2 \text{ metros}$$

- **Berma de trabajo:**

La anchura mínima del banco de trabajo será 14 metros y viene definida por la suma de los espacios necesarios para el movimiento de la maquinaria de trabajo.

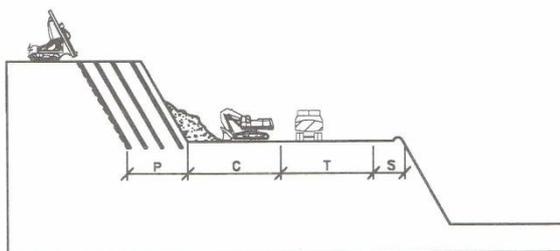


Imagen 10. Anchura tajo

La anchura de seguridad (S) será de 5 metros y tendrá una barrera infranqueable.

La anchura T no es necesaria dejarla al haber solo un equipo cargador en la explotación.

La zona de maniobras (C) será 1,5 veces la anchura del equipo de carga. En este caso una retroexcavadora de 4,5 metros.

La zona correspondiente a la perforadora (P) será la mitad de su ancho detrás de la última fila.

6.4.4. Pistas

La pista es la vía destinada a la circulación de vehículos para el servicio habitual de una explotación. Estas se rigen mediante la ITC-07.1.03 (Apartado 1.5). Es necesario que exista un correcto y periódico mantenimiento de éstas según refleja la ITC anterior en el apartado de conservación. Para ello, la explotación tendrá una motoniveladora.

En el diseño de las pistas se debe tener en cuenta la sección transversal y la sección longitudinal, con vistas a garantizar una circulación segura y sin dificultades en función de los tipos de vehículos que vayan a utilizarlos y la intensidad prevista de circulación.

- **Sección longitudinal:**

La pendiente media en la pista no podrá ser superior al 10% pudiendo tener máximos del 15%. En este caso, la pendiente media será de 9%, tendrá una longitud máxima de 735 metros y salvará un desnivel de 100 metros.

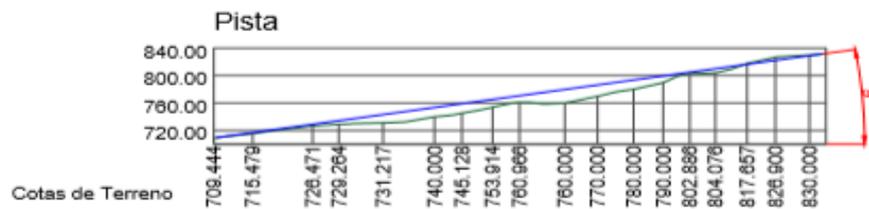


Imagen 11. Sección longitudinal.

- **Sección transversal (Tramos rectos y tramos de curva):**

La pista en los tramos rectos tendrá un único carril de 14 metros de anchura. Esta anchura será como marca la ITC la suma de la anchura de seguridad hasta el borde del talud (5 metros), la anchura del vehículo más grande que va a circular por la pista multiplicado por un factor de seguridad de 1,5 (7 metros) y una cuneta para recoger el agua de escorrentía (2 metros).

Así mismo tendrá un peralte contrario al borde del talud de un 3% para dirigir el agua de escorrentía hacia la cuneta de desagüe y en la anchura de seguridad habrá una barrera de guarda. Los vehículos en dicho tramo circularán a 30 Km/h.

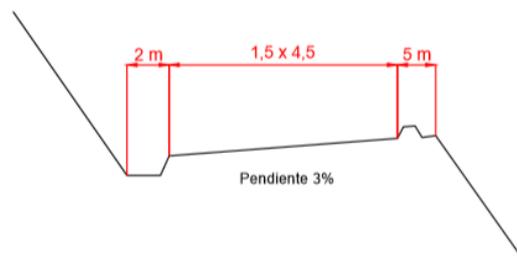


Imagen 12. Sección transversal en tramo de recta.

Al ser una pista de un único carril tendrá apartaderos debidamente espaciados a lo largo de esta. Según manda la ITC su largura será dos veces la del vehículo más largo (10 metros) y su anchura la de vehículo más ancho (4,5 metros).

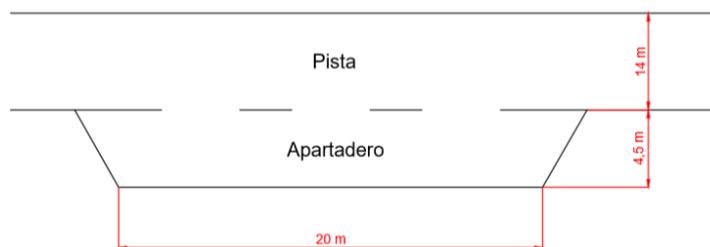


Imagen 13. Vista en planta del apartadero.

La pista en los tramos de curva tendrá una anchura de 18,5 metros. Esta anchura será la suma de la anchura de seguridad hasta el borde del talud (5 metros), la anchura del vehículo más grande que va a circular por la pista multiplicado por un factor de seguridad de 1,5 (7 metros), una cuneta para recoger el agua de escorrentía (2 metros) y un sobrecancho calculado mediante la fórmula de Vosheel la cual es la siguiente:

$$f = 2 \times \left(R - \sqrt{R^2 - L^2} \right) \times \frac{5,8}{\sqrt{R}} = 3,5 \text{ metros}$$

Donde,

Radio de la curva (R) = 14 metros.

Distancia entre ejes del volquete (L) = 5,65 metros.

A dicho sobrecancho también hay que añadirle el que marca la ITC-07.1.03 (Apartado 1.5.3) a aplicar por cada carril que se calcula por la siguiente fórmula:

$$S = \frac{l^2}{2 \times R} = 1 \text{ metro}$$

Donde,

Distancia de ejes del volquete (l) = 5,5 metros.

Radio de curva (R) = 14 metros.

Las curvas tendrán un peralte de un 6% para facilitar el giro y al carecer de visibilidad dispondrán de un apartadero con señalización eficaz que regulará el tráfico alternativamente.

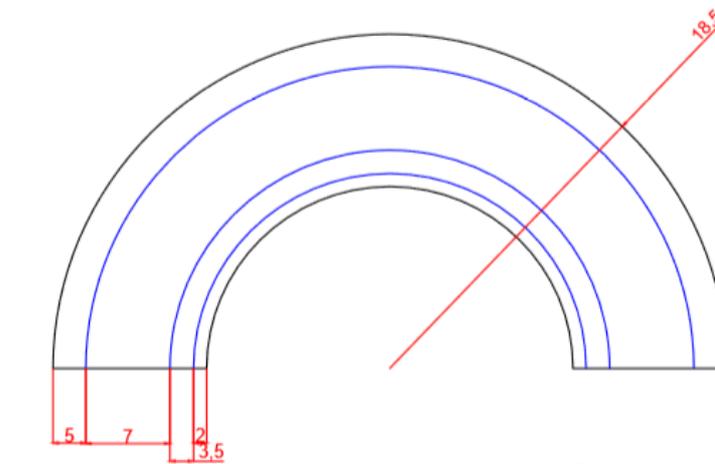


Imagen 14. Vista en planta de la curva.

6.4.5. Acceso a bancos

Los accesos a los bancos son las vías destinadas a la circulación de vehículos y/o a personas de forma eventual.

- **Sección longitudinal:**

En los accesos a los tajos según la ITC-0.7.1.03 (Apartado 1.5) se podrá superar el límite del 15% siempre que un vehículo, en las condiciones reales más desfavorables, pueda arrancar y remontarlos a plena carga, pero en ningún caso la pendiente sobrepasará el 20%. Los vehículos o máquinas que circulen por estos tramos deberán adoptar medidas específicas de seguridad.

- **Sección transversal:**

La anchura mínima de la calzada de un acceso de un solo carril será la del vehículo mayor que se prevea que circule por él, en este caso de 4,5 metros. Al ser una vía que puede servir para la circulación de personas, el arcén de separación del borde inferior del talud será aumentado en 2 metros más, para disponer de un arcén peatonal complementario. Así mismo tendrá una cuneta de 2 metros, un arcén de seguridad de 5 metros y una pendiente del 3% para favorecer la evacuación del agua de escorrentía. Por lo que tendrá una anchura total de 12,5 metros.

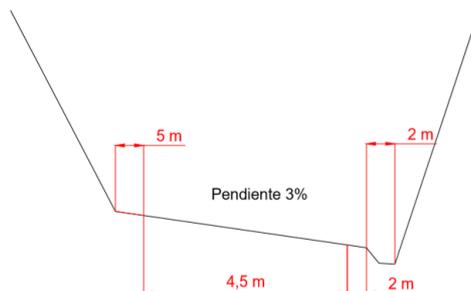


Imagen 15. Sección transversal de los accesos.

6.5. Proyecto de perforación y voladura

Teniendo en cuenta el material a explotar se va a realizar una voladura de pequeño diámetro. La resistencia a compresión simple es de 90 MPa por lo que se ha optado por dividir la carga en carga de fondo y carga de columna. La carga de fondo estará constituida por explosivos con características parecidas al “Riogel troner” y la carga de columna por “Rioxam encartuchado”.

Los barrenos van a tener una inclinación de 25°. Teniendo en cuenta que la altura del banco es de 15 metros el diámetro de perforación seleccionado va a ser de 102 mm (4 pulgadas).

Se han efectuado los cálculos de la voladura tipo que se efectuarán cada tres semanas y tendrán unas dimensiones de 15x20x40 (HxAxL) y moverán 12.000 m³. Los cálculos se han llevado a cabo usando el método de López Jimeno el cual usa los valores tentativos de los parámetros geométricos en función de las resistencias de las rocas (anexo nº6. Perforación y voladura).

Se han obtenido los siguientes resultados:

Piedra (B)	3,77 m
Espaciamiento (S)	4,79 m
Longitud barreno (L)	17,39 m
Sobreperforación (J)	1,12 m
Retacado (T)	3,47 m
Longitud total perforada	782,64 m
Número de filas	5

Longitud carga columna	10,29 m
Carga columna por barreno	43,7 kg
Número cartuchos carga columna	7
Carga de columna total	19.466 kg
Concentración carga columna	4,52 kg/m
Longitud carga de fondo	3,5 m
Carga de fondo por barreno	28 kg

Número de columnas	9
Número total barrenos	45
Volumen arrancado por barreno	298 m ³
Volumen arrancado total	13.410 m ³
Consumo específico	0,22 kg/m ³
Rendimiento de arranque	17,21 m ³ /m

Número cartuchos carga de fondo	21
Carga de fondo total	1.260 kg
Concentración carga de fondo	8 kg/m
Carga total por barreno	71,3 kg
Carga total por voladura	3.226 kg
K95	84,51 cm

La voladura tendrá un esquema a tresbolillo y tendrá como detonador de fondo Rionel MS con microretardos y para su conexión en superficie Rionel SCX.

Para reducir las vibraciones la voladura se ha dividido en 10 series de tiro como se muestra en la imagen inferior.

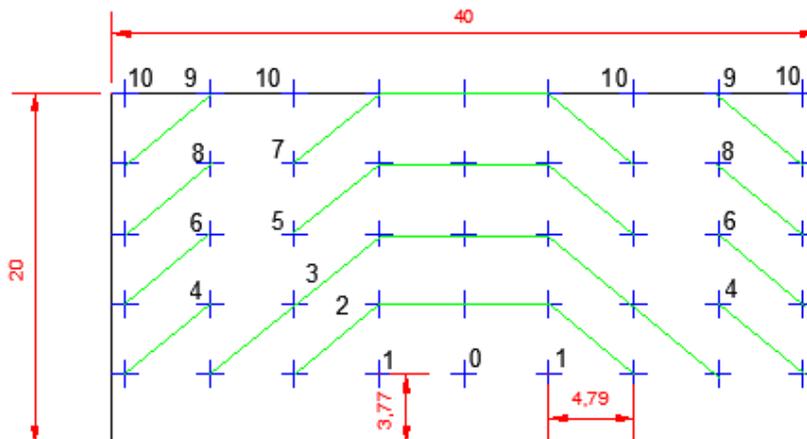


Imagen 16. Esquema tiro voladura.

La secuencia de tiro será la siguiente:

Número	Microretardos (ms)	Carga (kg)	Numero barrenos
0	0	71,3	1
1	25	142,6	2
2	50	356,5	5
3	75	499,1	7
4	100	285	4
5	125	356,5	5
6	150	285,2	4
7	175	356,5	5
8	200	285,2	4
9	225	285,2	4
10	250	285,2	4

Tabla 8. Secuencia de disparo.

6.6. Red de drenaje

Es necesario definir una serie de parámetros hidrológicos para obtener el caudal necesario a desaguar por las obras de drenaje. Este caudal se denomina caudal de diseño y es con el que posteriormente se diseñan las obras de drenaje. Es el máximo caudal que podría circular por la obra sin suponer un riesgo.

Para cuenca de la explotación al tratarse de una cuenca pequeña (tiempos de concentración menores a 6 horas) se ha usado el método hidrometeorológico el cual se basa en la aplicación de una intensidad media de precipitación a la superficie de la cuenca, a través de una estimación de su escorrentía (anexo nº4. Red de drenaje).

La explotación está dividida en cuatro sectores:

1. Sector de la pista de transporte: Recogerá principalmente el agua que cae sobre ella. La pista que discurre 735 metros con una pendiente media del 9% (cota 700-830) tiene un área total de 10.290 m².
2. Sector del perímetro de la explotación: Bordeando la explotación estará el dren perimetral el cual evitará que las aguas de escorrentía de la ladera entren en la explotación. Este dren interceptará las aguas de un área de 43.170 m².
3. Sector frente de la explotación: El agua caída en este sector será recogida en la plaza de la cantera y conducida a la balsa de decantación. Recogerá las aguas de un área de 160.000 m².
4. Sector de las instalaciones: El agua caída en esta área será recogida por un dren que rodea la explanada y reconducirá a la balsa de decantación. La explanada tiene un área de 23.000 m².

Obteniendo unos caudales de diseño para cada sector mediante los cuales se ha procedido a seleccionar la forma y material de la cuneta las cuáles serán las siguientes:

Sector	Forma	Material	Caudal de la cuneta (m ³ /s)	Caudal de diseño (m ³ /s)
1	Trapezoidal	Hormigón	1,6	0,09
2	Trapezoidal	Excavado en el terreno	0,6	0,18
3	Rectangular	Excavado en el terreno	6	3,83
4	Trapezoidal	Hormigón	1,6	0,3

Tabla 9. Resumen de las cunetas.

6.7. Balsa de decantación

La balsa excavada en el suelo e impermeabilizada tendrá una superficie total de 996 m² para hacer frente al máximo caudal que será de 2,85 m³/s. La lámina de agua tendrá una altura máxima de 2,20 metros dejando un margen de 30 cm hasta el borde de la balsa situado a una altura de 2,5 m. Para evitar posibles desbordamientos la balsa contará con un aliviadero a la altura máxima que va a alcanzar la lámina de agua.

Superficie	Superficie mínima	Altura lámina agua	Altura total
996 m ²	19 m ²	2,2 m	2,5 m

Tabla 10. Resumen dimensiones balsa.

Los sólidos decantados se retirarán periódicamente con una retroexcavadora. La limpieza de la balsa se hará con una periodicidad semestral o después de lluvias intensas. El diseño de la balsa permitirá el acceso de una retroexcavadora de tamaño pequeño para la limpieza y retirada de los sedimentos.

Según la ITC-08.2.01 “Depósitos de Lodos de Tratamiento de Industrias Extractivas” las balsas se clasifican en función de las dimensiones que tienen. En este caso al tratarse de una balsa con una altura menor a 5 metros y que no entraña ningún riesgo en caso de rotura para la población cercana esta estaría dentro de la clase 3 (presa pequeña).

7. MAQUINARIA

7.1. Elección de la maquinaria

• Equipo de carga:

Para realizar la carga del material volado se va a usar una retroexcavadora parecida al modelo 390 DL fabricada por Caterpillar.

Los criterios que se han tenido en cuenta para la elección de este tipo de maquinaria son los siguientes:

- 1- La retroexcavadora en comparación con los demás equipos de carga resulta más polivalente. Permite cargar el material y realizar saneos en los taludes.
- 2- Altura de descarga superior a la altura del vehículo de transporte.
- 3- Debido a la producción horaria que puede realizar, justificada por los siguientes cálculos:

La producción horaria estimada es de 125 t/h equivalente a 74 m³/h de material volado y la producción horaria de la retroexcavadora es la siguiente:

$$P = \frac{60 \times Cc \times E \times F \times H \times A}{Tc} = 70 \text{ m}^3/\text{h}$$

Donde,

Capacidad de cazo (Cc) = El tamaño del cazo es 4.6 m³.

Factor de eficiencia (E) = las condiciones de trabajo y la organización son buenas así que la eficiencia es de 0,73.

Factor de llenado del cazo (F) = Es un material volado por lo que es fácilmente excavable por una retroexcavadora. Su factor será de 0,95.

Factor de corrección por la altura de la pila de material (H) = La altura de trabajo es muy parecida a la normal por lo que su factor es de 1.

Factor de corrección por el ángulo de giro (A) = Su ángulo de giro será de 90° lo que da un factor de corrección de 1

Ciclo del cazo (Tc) = Para una excavabilidad media y un cazo mayor de 4 m³ el ciclo del cazo es de 0,4 minutos.

La producción horaria de la retroexcavadora calculada con la formula anterior da 70 m³/h la cual se asemeja a la producción horaria fijada de 74 m³/h.

• **Equipo de transporte:**

Para realizar el transporte del material volado se va usar un único camión articulado de características similares al 725 fabricado por Caterpillar.

Se ha elegido un vehículo de semejantes características por los siguientes motivos:

- 1- El camión es idóneo para producciones pequeñas ya que es uno de los camiones articulados más pequeños del mercado.
- 2- El remolque se llena en 4 ciclos de la retroexcavadora.

$$\text{Numero de cazos} = \frac{\text{Capacidad remorque}}{\text{Capacidad cazo} \times \text{Factor llenado cazo}} = 4 \text{ Cazos}$$

Donde,

Capacidad del remolque = 15m³.

Capacidad cazo = 4,6 m³.

Factor llenado cazo = Para una excavabilidad media es de 0,85

- 3- Su capacidad de carga es la óptima para cumplir el objetivo de 74 m³/h, como se justifica a continuación:

Los cálculos se han hecho en la situación más desfavorable, en la 1ª fase de la explotación cuando el camión articulado tiene que recorrer la totalidad de los 735 metros que mide la pista.

– **Tiempo de transporte:**

$$\text{Tiempo de transporte} = \frac{\text{Longitud pista} \times 0,06}{\text{Velocidad media ida}} + \frac{\text{Longitud pista} \times 0,06}{V. \text{media vuelta}} = 11 \text{ Minutos}$$

$$\text{Velocidad media} = \text{Velocidad máxima} \times \text{Factor velocidad}$$

Donde,

Longitud pista = 735 metros.

Velocidad máxima = 30 Km/h (Según fabricante Caterpillar).

Factor velocidad ida = Para un vehículo de transporte menor de 180 kg/KW es de 0,392.

Factor velocidad vuelta = Para un vehículo de transporte menor de 180 kg/KW es de 0,4.

– Tiempo de carga:

$$Tiempo\ de\ carga = \frac{Capacidad\ volquete}{Ritmo\ teórico\ de\ carga \times Factor\ llenado\ cazo} = 1\ minuto$$

Donde,

Capacidad volquete = 15 m³.

Ritmo teórico carga = 4,6 m³ cazo partido tiempo ciclo de 0,4.

Factor llenado del cazo = 0,95.

– Tiempo de ciclo:

$$Tiempo\ ciclo = Tiempo\ transporte + Tiempo\ carga = 12\ Minutos$$

Sabiendo que el tiempo de ciclo es de 12 minutos en 1 hora de trabajo se podrían hacer 5 ciclos. Dividiendo la producción teórica hora (74 m³/h) entre la capacidad de volquete (15 m³) los viajes teóricos en 1 hora serían de 5. Por lo que se verifica que es el equipo idóneo.

• Equipo de perforación:

Para realizar las perforaciones de los barrenos se va usar un equipo de características semejantes a la Flexiroc D50 fabricada por Atlas Copco.

Se ha elegido dicha perforadora por los siguientes motivos:

- 1- Tener cabina para el operador.
- 2- Estar autopropulsada.

- 3- Por poder hacer perforaciones de un diámetro comprendido entre 90-130 mm hasta una profundidad de 45 metros.
- 4- Por ser martillo en fondo. Al ser martillo en fondo y hacer perforaciones de 15 metros su desviación será casi nula.

• **Equipo de mantenimiento de las pistas:**

Para realizar el mantenimiento de las pistas se va a usar una motoniveladora con características parecidas a la 12M3 fabricada por Caterpillar.

Se ha elegido la motoniveladora por el siguiente motivo:

Tiene una pala de 3,7 metros por lo que en un ciclo podría cubrir la anchura de la pista que es de 6,75 metros.

7.2. Descripción de la maquinaria

A continuación se describen las características de los equipos de trabajo óptimos para la explotación siendo estas las características mínimas a cumplir por cualquier otra máquina a usar en la explotación.

• **Equipo de carga:**



Imagen 17. Retroexcavadora.

La retroexcavadora de características similares a la 390 DL de Caterpillar que es un equipo de carga versátil y de gran capacidad de cazo. Sus características principales son las siguientes:

Equipo	Peso (kg)	Capacidad de cazo (m ³)	Alcance de cazo (m)	Fuerza de excavación (KN)	Altura de descarga (m)	Velocidad de desplazamiento (km/h)	Potencia neta (Kw)
390DL	86.190	4,6	17,250	322	10,950	4,5	390

Tabla 11. Características retroexcavadora 390DL.

- **Equipo de transporte:**



Imagen 18. Volquete articulado.

El camión articulado parecido al 725 de Caterpillar que es un equipo de transporte de pequeña capacidad. Sus características principales son las siguientes:

Equipo	Peso (t)	Peso cargado (t)	Velocidad desplazamiento (Km/h)	Potencia neta (kW)	Anchura (m)	Tiempo elevación caja (s)	Tiempo descenso caja (s)
725	23,63	51	57	227	2,8	10	8

Tabla 12. Características camión 725.

- **Equipo de perforación:**



Imagen 19. Perforadora martillo en fondo.

La Flexiroc D50 fabricada por Atlas Copco es una perforadora que está diseñada para perforar barrenos con la máxima eficiencia posible. Sus principales características son:

Equipo	Peso (Kg)	Método perforación	Potencia neta (kW)	Diámetro perforación (mm)	Profundidad perforación (m)
Flexiroc D50	21.900	Martillo en fondo	287	90-130	45

Tabla 13. Características perforadora Flexiroc D50.

- **Equipo mantenimiento pistas:**



Imagen 20. Motoniveladora.

Para realizar el mantenimiento de las pistas se va a usar una motoniveladora similar a la 12M3 fabricada por Caterpillar cuyas principales características son:

Equipo	Peso (Kg)	Velocidad (Km/h)	Tamaño pala (m)	Potencia neta (kW)
12M3	19.344	36,8	3,7	133

Tabla 14. Características motoniveladora 12M3.

8. ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO

El establecimiento de beneficio estará formado por 4 grupos los cuales son los siguientes:

- Grupo de trituración primaria: Es la primera fase del proceso de conminución. En este lugar se efectuará la descarga del material volado que transportarán los dumper. Una vez recepcionado en una tolva este será cribado, separando así el estéril y triturado en la trituradora primaria.
- Grupo trituración secundaria: Es la segunda fase del proceso de conminución. El material procedente de la trituradora primaria y del rechazo del grupo posterior será introducido en la tolva que alimenta la trituradora secundaria.
- Grupo cribado: En esta fase se efectuará una separación por granulometrías mediante una criba para su posterior acopio como material apto para la venta. Todo aquel material superior a la granulometría deseada será recirculado a la segunda fase de trituración.
- Grupo cintas: Este grupo se ocupará del material entre la trituración primaria, secundaria y criba.

A continuación, se describen las características mínimas que deben cumplir los componentes que constituyen los diferentes grupos del establecimiento de beneficio:

1. Grupo de trituración primaria

- Tolva de recepción:
 - Apertura superior: 3,5x3,5 m (12 m²).
 - Apertura inferior: 2x2 m (4 m²).
 - Altura: 2,5 metros.
 - Capacidad: 30 m³.
- Alimentador-precibador vibrante APT-408 de Triman:
 - Tamices: 2 tamices de corte 100 y 25.
 - Tamaño de los tamices: 4,45x0,86.
 - Superficie de los tamices: 3,8 m².
 - Fuerza centrífuga: 16 kN.
 - Peso: 7.000 kg.
 - Potencia: 14,2 kW.
- Machacadora de mandíbulas de simple efecto C96 de Metso:
 - Capacidad: 105-135 t/h.
 - Tamaño de apertura: 930x580 mm.
 - Velocidad: 330 rpm.

- Reglaje: 60 mm.
- Potencia: 90 kW.

2. Grupo trituración secundaria

- Tolva:
 - Apertura superior: 3,5x 3,5 m (12m²).
 - Apertura inferior: 1x1 m (1m²).
 - Altura: 2,5 m.
 - Capacidad: 30 m².
- Molino de cono TMC-3 de Trimán:
 - Capacidad: 145-180 t/h.
 - Tamaño de apertura: 110 mm.
 - Velocidad: 275-500 rpm.
 - Reglaje: 12 mm.
 - Peso: 3.000 kg.
 - Potencia: 200 kW.

3. Grupo cribado

- Criba vibrante CVT-1750 de Trimán:
 - Tamices: 2 tamices de corte 15 y 8.
 - Tamaño de los tamices: 5.000x1.800 mm.
 - Superficie de los tamices: 9 m².
 - Potencia:15 kW.

4. Grupo cintas

- Precribador-tolva:
 - Capacidad: 9,5 t/h.
 - Longitud: 24 m.
 - Altura: 5 m.
 - Angulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.465 kgf.
 - Potencia motora: 2,8 kW.
- Triturador primario-tolva:
 - Capacidad: 119,3 t/h.
 - Longitud: 12 m.
 - Altura: 10 m.
 - Angulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 500 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 315 mm.

- Potencia accionamiento: 5.589 kgf.
- Potencia motora: 2,8 kW.

- Molino-criba:
 - Capacidad: 148,1t/h.
 - Longitud: 24 m.
 - Altura: 5 m.
 - Angulo de inclinación: 13º.
 - Ancho de banda normalizado: 650 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 360 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.549kgf.
 - Potencia motora: 2,8 kW.

- Rechazo-criba:
 - Capacidad: 19,32 t/h.
 - Longitud: 24 m.
 - Altura: 5 m.
 - Angulo de inclinación: 13º.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.570 kgf.
 - Potencia motora: 2,8 kW.

- Estéril:
 - Capacidad: 1,2 t/h.
 - Longitud: 12m.
 - Altura: 5 m.
 - Angulo de inclinación: 13º.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 .mm
 - Potencia accionamiento: 5.455 kgf.
 - Potencia motora: 2,8 kW.

- Granulometría 8-15:
 - Capacidad: 37,5 t/h.
 - Longitud: 12 m.
 - Altura: 10 m.
 - Angulo de inclinación: 13º.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.496 kgf.
 - Potencia motora: 2,8 kW.

- Granulometría 0-8:
 - Capacidad: 69,2 t/h.
 - Longitud: 12 m.

- Altura: 10 m.
- Angulo de inclinación: 13°.
- Ancho de banda normalizado: 400 mm.
- Longitud de los rodillos estándar: 250 mm.
- Potencia accionamiento: 5.532 kgf.
- Potencia motora: 2,8 kW.

A su vez el establecimiento de beneficio contara con unas instalaciones auxiliares que serán las siguientes:

- Bascula de pesaje.
- Punto de limpieza de vehículos.
- Almacén, oficinas, baños y vestuarios.
- Depósito de combustible.

9. SEGURIDAD Y SALUD

En virtud de lo establecido en el Real Decreto 1389/1997 por el que se aprueban las disposiciones mínimas destinadas a proteger la seguridad y la salud de los trabajadores en las actividades mineras, se incluye en el documento nº4 el Estudio de Seguridad y Salud en la explotación minera.

El R.D 1389/1997 especifica las obligaciones impuestas al empresario en cuanto a la prevención de riesgos laborales se refiere y para cumplir con éstas, le exige la realización de una serie de actividades y así como la organización de unos servicios que vienen recogidos tanto en la ley 31/1995 de Prevención de Riesgos Laborales como en sus modificaciones mediante la ley 54/2003.

La ITC/1001/2006 marca en su primer artículo la aprobación de la ITC-02.1.01 “documento de seguridad y salud” la cual será de obligado cumplimiento en aquellos centros de trabajo nuevos o ya existentes.

La ITC señala que el Documento de Seguridad y Salud es aquel en el que queda plasmado el proceso de elaboración, implantación, así como la forma de aplicar la planificación de la acción preventiva de la empresa.

10. RESUMEN DEL PRESUPUESTO

El presupuesto hace referencia al gasto inicial que se requeriría para establecer la infraestructura necesaria de la explotación, así como la compra de maquinaria y acondicionamiento del terreno (desbroce del terreno, apertura de pistas y berma de seguridad).

El resumen del presupuesto sería el siguiente:

Código	Descripción	Precio final
01	ACONDICIONAMIENTO DEL TERRENO	731.134 €
02	MOVIMIENTO DE TIERRAS	349.000 €
03	INSTALACIONES AUXILIARES	19.342,91 €
04	MAQUINARIA MOVIL	618.162 €
05	ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO	1.000.000 €
06	CENTRO DE TRANSFORMACIÓN	69.027€
	Presupuesto ejecución	2.786.803,57 €
	Ajuste de presupuesto por varios	13 %
		362.284,46 €

El presupuesto de la cantera de marga asciende a la cantidad de 3.149.088,03 €

El presupuesto de la cantera de marga asciende a la cantidad de **tres millones ciento cuarenta y nueve mil ochenta y ocho euros con tres céntimos.**

11. NORMATIVA

La normativa aplicable al presente proyecto será con carácter mínimo la que se expone a continuación:

- **Minería:**

- Ley 22/1.973, de 21 de julio, de Minas (B. O. E. nº 189 de 24 de julio de 1.973) y Real Decreto 2875/1978 de 25 de agosto, por el que se aprueba el Reglamento General para el Régimen de la Minería.
- Ley 54/1.980, de 5 de noviembre, que modifica la Ley 22/1.973, de Minas (B. O. E. nº 278 de 21 de noviembre de 1.980).
- Real Decreto 2.135/1.980 de 26 de septiembre, sobre liberación industrial.
- Orden Ministerial de Industria y Energía de 19 de diciembre de 1.980, sobre normas de procedimiento y desarrollo del R.D. 2.135/80.
- Orden de 28 de noviembre de 1984, por la que se desarrolla el Real Decreto 2.994/1.982, sobre Restauración de Espacios Naturales Afectados por Actividades Extractivas (B.O.E. nº 285, de 28 de noviembre de 1984).
- Real Decreto 1389/1997 por el que se aprueban las disposiciones mínimas destinadas a proteger la seguridad y la salud de los trabajadores en las actividades mineras.
- Real Decreto 1.945/1.986, de 26 de mayo. Reglamento de Seguridad en las Máquinas.
- Real Decreto 830/1.991, de 24 de mayo, por el que se modifica el Reglamento de Seguridad en las Máquinas.
- Real Decreto 863/1.985. Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera.
- Ley 31/1.995, de 8 de noviembre, de Prevención de Riesgos Laborales (B. O. E. nº 269 de 10 de noviembre).
- Real Decreto 150/1.996, de 2 de febrero, por el que se modifica el artículo 109 del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, publicado en el B. O. E. el 8 de marzo de 1.996.
- Real Decreto 39/1.997, de 17 de enero, por el que se aprueba el Reglamento de los Servicios de Prevención de Riesgos Laborales.
- Real Decreto 780/1.998, de 30 de abril, por el que se modifica el Real Decreto 39/1.997.
- Real Decreto 485/1.997, de 14 de abril por el que se aprueban las disposiciones mínimas de en materia de Señalización de Seguridad y Salud en el Trabajo.

- Real Decreto 486/1.997, de 14 de abril, por el que se establecen las disposiciones mínimas Seguridad y Salud en los Lugares de Trabajo.
- Real Decreto 773/1.997, de 30 de mayo, por el que se establecen las disposiciones mínimas de seguridad y salud relativas a la utilización por los trabajadores de Equipos de Protección Individual.
- Real Decreto 1.215/1.997, 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.
- Real Decreto 1.389/1.997, de 5 de septiembre, por el que se aprueban las Disposiciones Mínimas Destinadas a Proteger la Seguridad y Salud de los Trabajadores en las Actividades Mineras.
- Real Decreto 1.131/1.998, de 30 de septiembre, por el que se aprueba el Reglamento para ejecución del R. D. L. 1.302/1.986.
- Orden ITC/101/2.006, de 23 de enero, por la que se regula el contenido mínimo y estructura sobre seguridad y salud para la industria extractiva.
- Norma 5.2-IC del Ministerio de Fomento, 2016
- Real Decreto 975/2009 de rehabilitación.
- **Instalaciones Petrolíferas:**
 - Real decreto 2.085/1.994 de 20 de octubre, por el que se aprueba el Reglamento de las instalaciones Petrolíferas.
 - La instrucción técnica complementaria MI-IP04 aprobada por el Real Decreto 706/2017.
- **Instalaciones eléctricas:**
 - Real Decreto 223/2008, de 15 de febrero, por el que se aprueban el Reglamento sobre condiciones técnicas y garantías de seguridad en líneas eléctricas de alta tensión y sus instrucciones técnicas complementarias ITC-LAT 01 a 09.
 - Real Decreto 337/2014, de 9 de mayo, por el que se aprueban el Reglamento sobre condiciones técnicas y garantías de seguridad en instalaciones eléctricas de alta tensión, y sus Instrucciones Técnicas Complementarias ITC-RAT 01 a 23.
 - Reglamento Electrotécnico para Baja Tensión. Aprobado por Decreto 842/2002, de 02 de agosto, B.O.E. 224 de 18-09-2002.

- Instrucciones Técnicas Complementarias, denominadas MI-BT. Aprobadas por Orden del MINER de 18 de septiembre de 2002.
- Autorización de Instalaciones Eléctricas. Aprobado por Ley 40/94, de 30 de diciembre, B.O.E. de 31-12-1994.
- Ordenación del Sistema Eléctrico Nacional y desarrollos posteriores. Aprobado por Ley 40/1994, B.O.E. 31-12-1994.
- Real Decreto 1955/2000, de 1 de diciembre, por el que se regulan las actividades de transporte, distribución, comercialización, suministro y procedimientos de autorización de instalaciones de energía eléctrica (B.O.E. de 27 de diciembre de 2000).
- Real Decreto 614/2001, de 8 de junio, sobre disposiciones mínimas para la protección de la salud y seguridad de los trabajadores frente al riesgo eléctrico. Condiciones impuestas por los Organismos Públicos afectados.
- Ley 24/2013 de 26 de diciembre, del Sector Eléctrico.
- Reglamento de Verificaciones Eléctricas y Regularidad en el Suministro de Energía, Decreto de 12 marzo de 1954 y Real Decreto 1725/84 de 18 de Julio.
- Real Decreto 2949/1982 de 15 de octubre de Acometidas Eléctricas.
- NTE-IEP. Norma tecnológica de 24-03-1973, para Instalaciones Eléctricas de Puesta a Tierra.

12. BIBLIOGRAFÍA

12.1. Libros

German Monsalve Sáenz. *Hidrología en la ingeniería*. Colombia: Editorial Escuela Colombiana de Ingeniería. 1999.

José María Cortes Díaz. *Técnicas de prevención de riesgos laborales. Seguridad e higiene del trabajo*. Madrid: Tébar. 2004.

Carlos López Jimeno. *Áridos. Manual de prospección, explotación y aplicaciones*. Madrid: Loemco.1994.

Carlos López Jimeno; Emilio López Jimeno; Pilar García Bermúdez; Antonio Hernando Degea. *Manual de transporte con volquetes y diseño de pistas mineras*. Madrid: Grupo de proyectos de ingeniería E.T.S.I. Minas. 2014.

Luis I. González de Vallejo. *Ingeniería geológica*. Madrid: Pearson Education. 2002.

Francisco Javier Ayala Carcedo; Francisco Javier Andreu Posse. *Manual de ingeniería de taludes*. Madrid: Instituto Tecnológico Geominero de España. 2006.

David García Bragado; Heriberto Pérez Acebedo; Javier Gallo Laya *Excavación, sostenimiento y técnicas de corrección de túneles, obras subterráneas y labores mineras*. Bilbao: Servicio editorial UPV/EHU. 2016.

Carlos López Jimeno; *Manuel Bustillo Revuelta. Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras*. Madrid: Editorial Entorno Gráfico. 1997.

Manuel Bustillo Revuelta. *Manual de áridos*. Madrid: Editorial Entorno Gráfico. 1996.

Fernando Plá Ortiz de Urbina. *Fundamentos de laboreo de minas*. Madrid: Fundación Gomez Pardo. 1991.

Jesús Gómez de las Heras; Carlos López Jimeno. *Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto*. Madrid: Instituto Tecnológico Geominero de España. 1995.

Luis Fueyo Casado. *Equipos de trituración, molienda y clasificación: tecnología, diseño y aplicación*. Madrid. 2002.

Carlos López Jimeno; Emilio López Jimeno; Pilar García Bermúdez. *Manual de perforación, explosivos y voladuras*. Madrid: Gráficas Arias Comunicación .2017.

Roberto Vidal. *Manual mineralurgia*.

Javier Gallo. *Apuntes laboreo de minas*.

Javier Gallo. *Apuntes técnicos de restauración y corrección*.

12.2. Páginas web

- Drenaje en balsas:
<https://www.scribd.com/doc/73030726/ANEJO-4-Drenaje-Balsa>
- Instrucción drenaje superficial:
http://lab-hidrologia.uca.es/drenaje_superficial_52_IC/index.php
- Periodo de retorno:
<https://enriquemontalar.com/que-es-el-periodo-de-retorno-probabilidad/>
- Rocas sedimentarias:
<http://www2.montes.upm.es/Dptos/dsrn/Edafologia/aplicaciones/GIMR/page.php?q=4c66ead9d71>
- Rocas sedimentarias carbonatadas:
<http://politecnicavila.usal.es/webrocas/RCarbonatadasWeb.htm>
- Propiedades margas:
http://www.regmurcia.com/servlet/s.SI?sit=c,365,m,108&r=ReP-8167-DETALLE_REPORTAJESABUELO
- Áridos España:
<http://www.aridos.org/estadisticas/>
- IGME, áridos.
<http://www.igme.es/actividadesIGME/lineas/RMeIA.htm>
- Estadística minera.
<http://info.igme.es/estminera/default.aspx>
- Establecimiento de beneficio:
<http://www.triman.es/instalaciones/fabricacion-aridos/130-tnh-130-fsc/>
- Alimentador precribador:
<http://www.triman.es/maquinaria/canteras-mineria-reciclaje/maquinas-de-alimentacion/alimentador-precribador-apt/>
- Criba primaria:
<http://www.triman.es/maquinaria/canteras-mineria-reciclaje/maquinas-de-alimentacion/alimentador-precribador-apt/>
- Molino secundario:
<http://www.triman.es/maquinaria/canteras-mineria-reciclaje/maquinaria-de-trituracion/molino-cono-tmc2/>

- Criba:
<http://www.triman.es/maquinaria/canteras-mineria-reciclaje/maquinas-de-clasificacion/cribas-vibrantes-cvt-2/>
- Libros mineralurgia universidad de Cantabria:
<https://ocw.unican.es/course/view.php?id=70§ion=4>
- Maquinaria Caterpillar:
https://www.cat.com/es_ES/products/new/equipment.html
- Precio electricidad (ministerio de energía):
https://www.mincotur.gob.es/es-ES/IndicadoresyEstadisticas/DatosEstadisticos/IV.%20Energ%C3%ADa%20y%20emisiones/IV_12.pdf
- Precio combustible (ministerio de energía):
<http://www.minetad.gob.es/energia/petroleo/Precios/Informes/InformesMensuales/2017/Junio%202017.pdf>
- Precio maquinaria segunda mano (Mascus):
<https://www.mascus.es>
- Permeabilidad de las rocas:
http://www.aqtesolv.com/aquifer-tests/aquifer_properties.htm
- Documento seguridad y salud cantera de Ivonne:
<https://upcommons.upc.edu/bitstream/handle/2099.1/3887/54464-1.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Documento de seguridad y salud en la industria del árido:
<http://www.seguridadyaridos.org/pdfs/DSSAridos.pdf>
- Autoprotección en las explotaciones mineras:
<https://www.quironprevencion.com/blogs/es/prevenidos/autoproteccion-explotaciones-mineras-castilla-mancha>

13. SOFTWARE UTILIZADOS

- MDT 6. Programa de modelamiento topográfico.
- Dips. Programa de visualización de proyecciones estereográficas.
- Plane failure. Programa de cálculo de roturas planares.
- Swedge. Programa de cálculo roturas en cuña.
- Slide. Programa de cálculo roturas en masa.
- Disvol. Programa de cálculo de voladuras.
- Vorpal. Programa de cálculo de voladuras.

14.CONCLUSIONES

Este proyecto muestra la viabilidad de una cantera de marga en el Norte de Burgos para suministrar a una cementera que se estableciera en las proximidades.

Al no existir ninguna cantera de este tipo en Burgos, junto la tendencia de crecimiento del sector, según datos del INE, augura un buen futuro a corto plazo a una explotación de marga que sea competitiva.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

MEMORIA JUSTIFICADA

ANEXO Nº1.ESTUDIO GEOLÓGICO Y GEOTÉCNICO

Índice

1.INTRODUCCIÓN.....	57
2.GEOLOGÍA	57
2.1.Geomorfología.....	57
2.2Estratigrafía.....	59
2.3.Geología económica	61
2.4.Tectónica.....	62
2.5.Hidrología.....	62
2.6.Sismicidad.....	63
3.GEOTECNIA	64
3.1.Introducción.....	64
3.2.Clasificación geomecánica	64
3.2.1.RMR	64
3.2.2.GSI	67
3.2.3.Q de Barton	68
3.2.4.RMI.....	71
3.2.5.Criterio de Hoek y Brown	71
3.2.6.RQD	73
3.3.Propiedades de la roca.....	73
3.3.1.Cohesión (c) y rozamiento (ϕ).....	73
3.3.2.Módulo de elasticidad (E_m).....	74
3.3.3.Permeabilidad	75
3.3.4.Abrasividad.....	76
3.4.Volabilidad.....	77
4.EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO.....	78
4.1.Geología.....	78
4.2.Geotecnia.....	78
4.2.1.Tabla resumen	82

1. INTRODUCCIÓN

El objeto de este estudio es caracterizar las propiedades geológicas y geotécnicas del entorno de la explotación. De este modo se podrá llevar a cabo un mejor diseño de la explotación teniendo en cuenta las características del emplazamiento. El estudio consta de dos partes:

- El estudio geológico donde se plasman las unidades geológicas y sus características.
- El estudio de geomecánica donde se analizan las propiedades geomecánicas de las unidades geológicas implicadas.

2. GEOLOGÍA

2.1. Geomorfología

La explotación se encuentra en el municipio de Río de Losa (Burgos) situado en el valle que le da nombre (Valle de Losa). El fondo del valle está constituido por lechos aluviales y terrazas producidos por el río Jerea en el proceso de constitución del mismo. Las paredes del valle (donde está la explotación) están formadas por margas y en los puntos más altos caliza.

El valle se encuentra en la parte septentrional de la provincia de Burgos, limítrofe con la provincia de Alava, donde se encuentran el Valle de Bóveda y la zona elevada de San Zadornil. Constituyendo una zona de transición entre las características geográficas de la región cantábrica hacia el norte y las de la meseta castellana al sur.

El valle sigue la dirección SO del río. Tiene una elevación en el fondo de 650 metros subiendo progresivamente con una pendiente suave hasta llegar a los bordes del mismo donde la pendiente aumenta dando paso a sierras con altitudes en torno a los 900 metros.

La explotación está situada en el borde del valle donde la pendiente aumenta. Cerca del límite entre las margas y la caliza. Habiendo una falla en las estibaciones, pero sin ningún efecto para la explotación.

El yacimiento se encuentra emplazado en la hoja geológica 110 (Medina de Pomar) del MAGNA a escala 1:50.000.

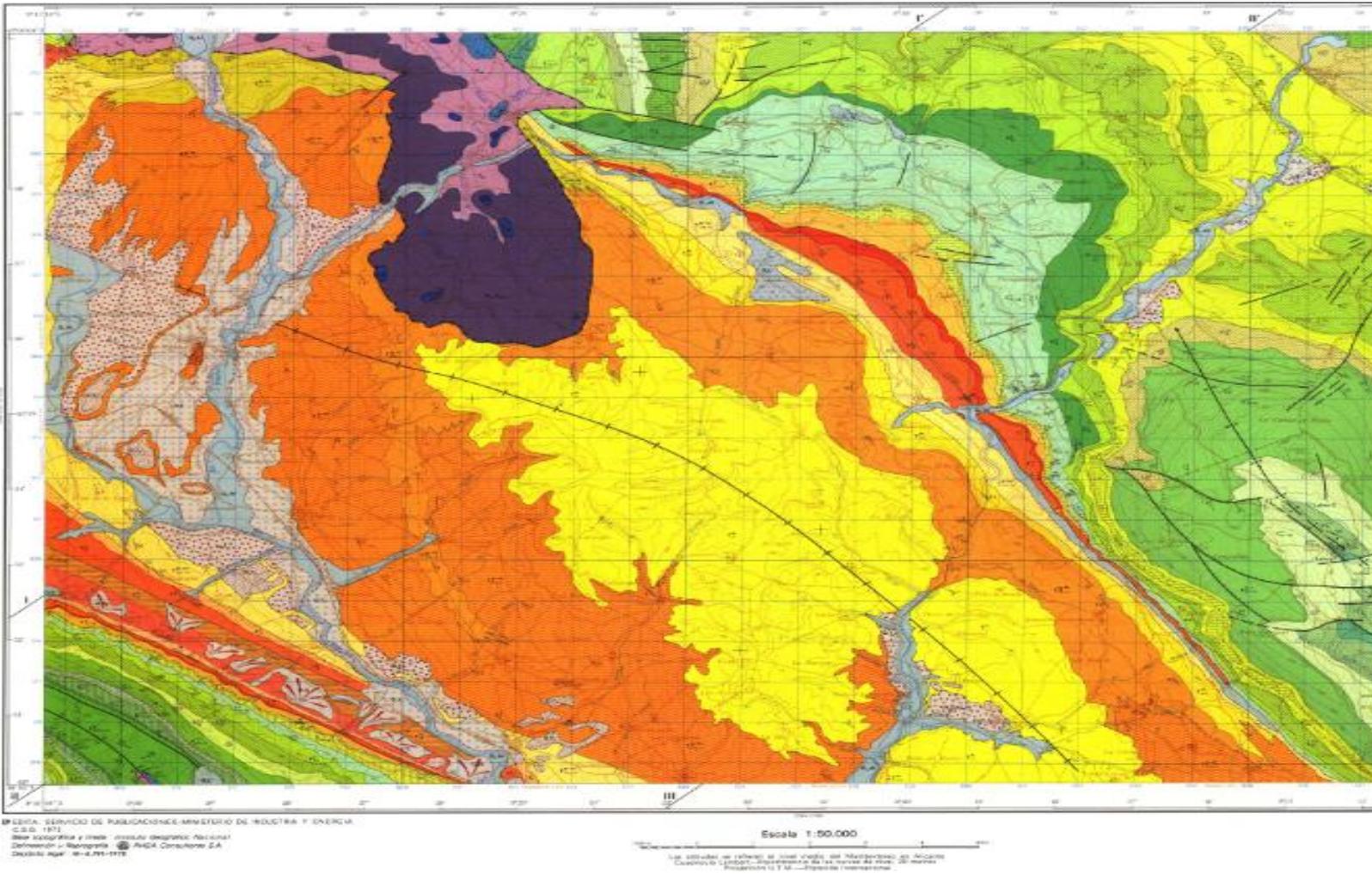


Imagen 1.1. Hoja 110 del Magna (IGME)

La explotación está situada en la zona noreste de la hoja donde se encuentran estratos subhorizontales de margas y caliza como se puede ver en el corte geológico.

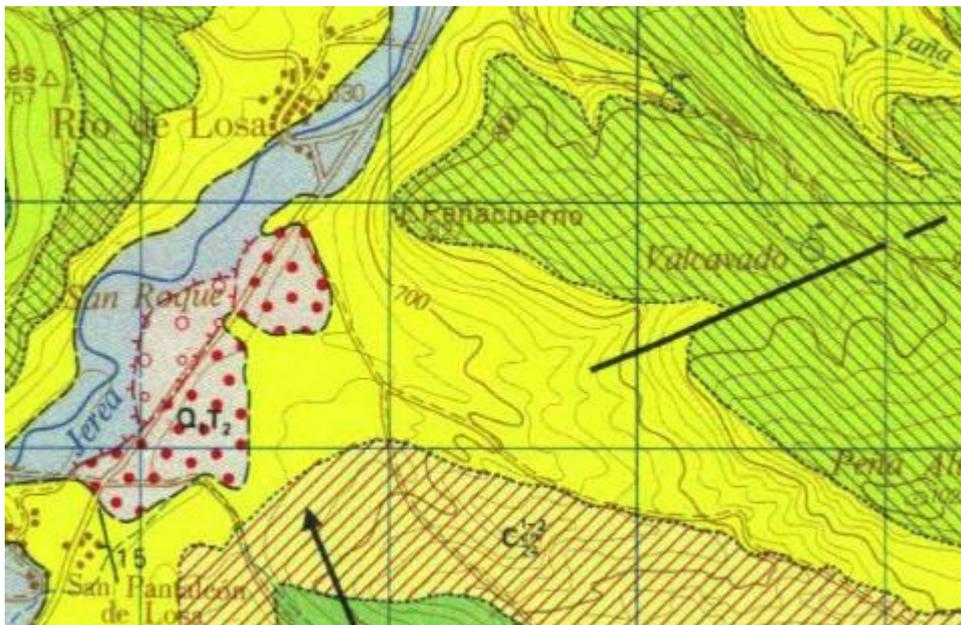


Imagen 1.2. Zona ampliada, hoja 110 del Magna (IGME).

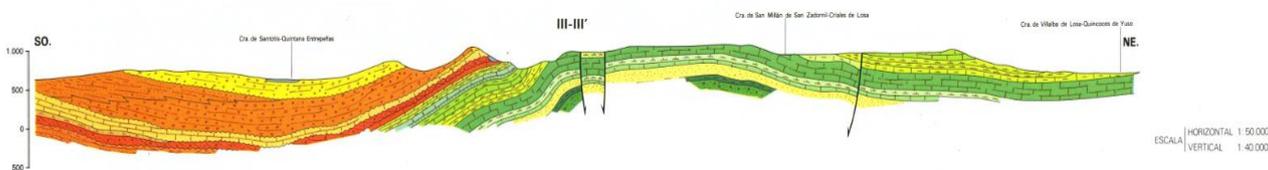


Imagen 1.3. Corte geológico (IGME).

2.2. Estratigrafía

En la hoja afloran sedimentos del Triásico, Jurásico, Cretácico, Paleoceno, Eoceno, Oligoceno, Mioceno y Cuaternario.

Respecto al área del Valle de Losa se encuentran sedimentos del Cretácico Superior que afloran adosados al inferior en la misma área.

Las principales facies que se encuentran en la zona son las siguientes:

Marga gris-azulada con micraster (facie a explotar): Se define como un conjunto de margas amarillentas y grisáceas con abundante fauna (macro y micro). Teniendo una potencia variable entre 100-300 metros, aumentando hacia las regiones surorientales. Pertenece al Cretácico superior, Satoniense.

Calizas y Calcarenitas con Lacazinas: Sobre el conjunto anteriormente descrito se encuentra un tramo calizo compacto, formado por Calcarenitas bioclásticas de tono beige y rojizos, caracterizado por la presencia de Lacazina. Se presenta casi siempre muy karstificado. Teniendo una potencia que varía entre 130 y 150 metros de media. Pertenece al Cretácico superior, Satoniense.

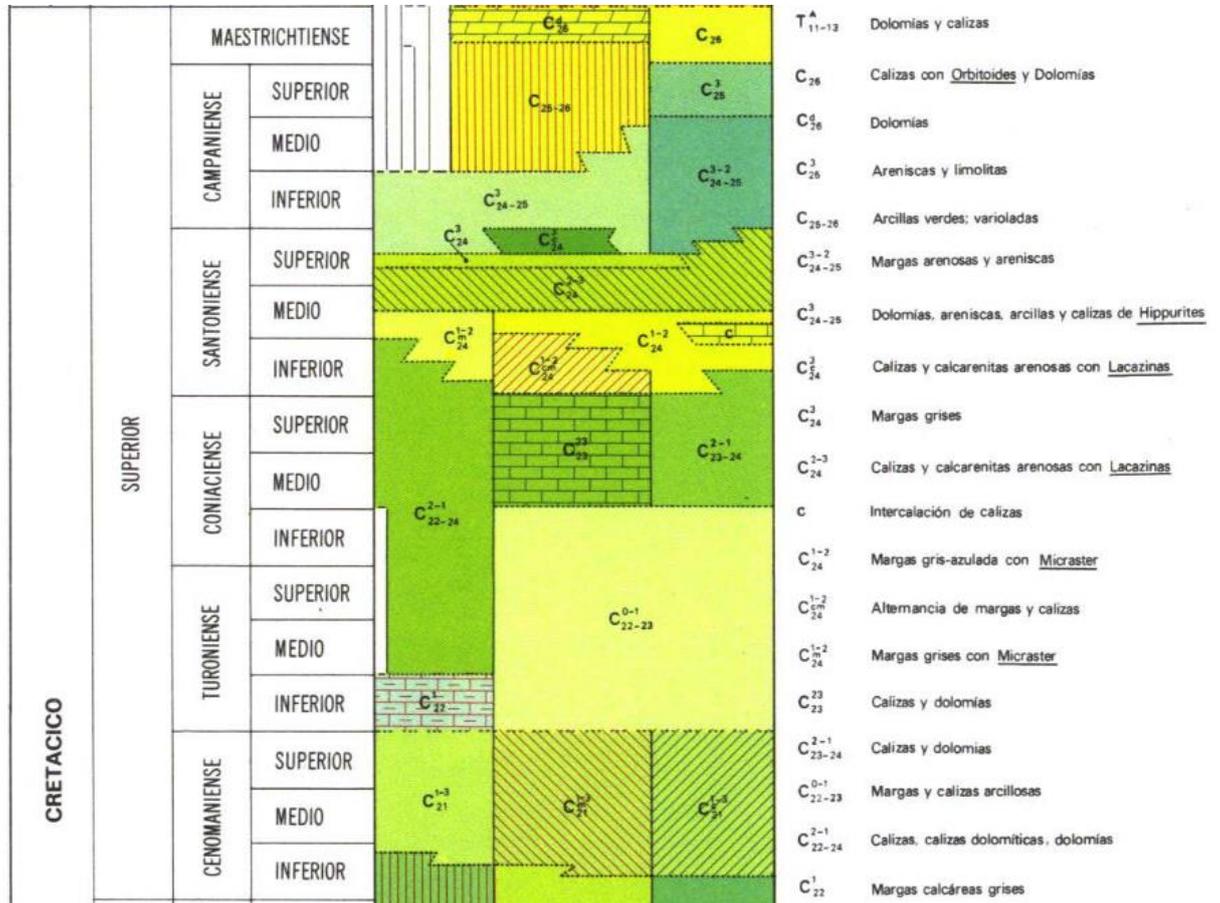


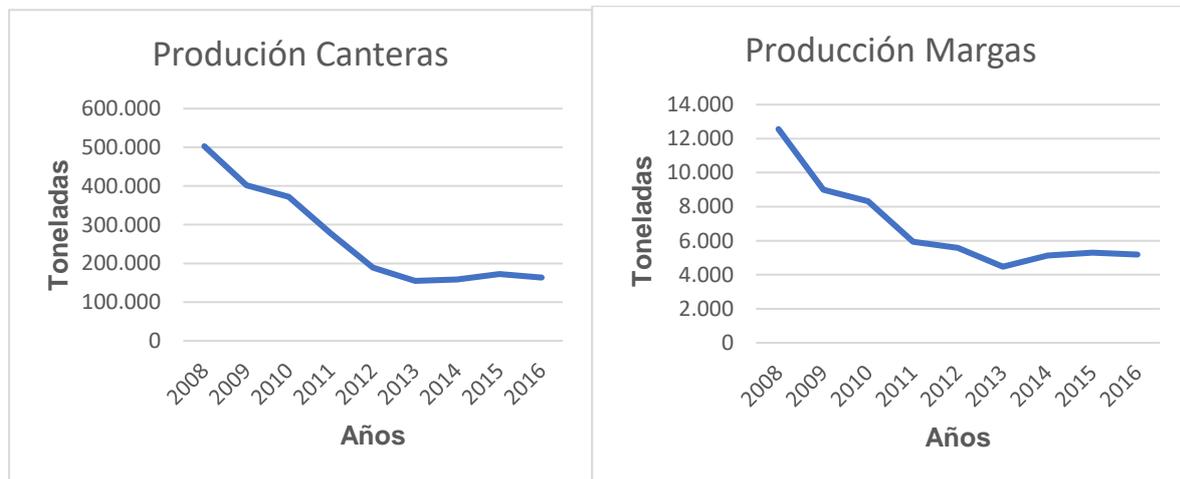
Imagen 1.4. Columna estratigráfica (IGME).

2.3. Geología económica

Los afloramientos del Keuper son los que han proporcionado la mayor parte de las rocas de interés industrial en la zona, no obstante se encuentran explotaciones en afloramientos del Capaniense, Ilerdense, Thanetiense y Santoniense. La marga a explotar pertenecerá a este último periodo.

El principal uso de las margas es para la fabricación de cemento, ya que aportan la fracción arcillosa necesaria en el proceso de fabricación.

En los últimos años, como se observa en las gráficas inferiores, la producción de productos de cantera y en este caso particular la de marga ha descendido notablemente tendiendo a estabilizarse ultimamente. Esto es debido a la crisis en la construcción, principal consumidor de los productos de cantera.



Gráfica 1.1. Producción canteras y margas (Estadística minera, 2016).

En el estado Español en el año 2016 existían 2.073 canteras, de las cuales 18 se dedicaban a la extracción de marga, el 1% del total de canteras. La producción total de estas asciende a 5.177.725 toneladas.

El sector de las canteras da trabajo a 12.382 personas, de las cuales 8.876 (71,7%) son propios y 3.506 (28,3%) son de contrata. En las de marga trabajan una media de 7 empleados por explotación. Normalmente 3 empleados propios y 4 de contrata.

En la actualidad la comunidad autónoma de Castilla y León carece de explotaciones de marga.

2.4. Tectónica

La hoja se sitúa, en la zona de tránsito entre el “monoclinal del Surco Alaves” y la franja tectonizada de “Zamanzas-Puerto de la Mazorra-Montes Obarenes-Sierra de Cantabria”. Dicha franja tiene su origen más inmediato en la acumulación salina motivada por la migración lateral de Keuper, desde zonas subsidentes del centro de la cuenca hacia los bordes de las mismas, en donde existe menor carga de sedimentos.

La explotación está situada en el “monoclinal de Losa” limítrofe al sur con el “anticlinal de Lahoz”.

- Monoclinal de Losa:

Los materiales pertenecientes al Cretácico Superior, Paleoceno y Eoceno se presentan suavemente inclinados hacia el sur con buzamientos menores a 20°. Esta disposición estructural da origen a una morfología en “cresta” sucesiva dada la alternancia de materiales duros y blandos. En la parte sur se enlaza con el “anticlinal de Lahoz”.

- Anticlinal de Lahoz:

Es un pliegue alargado de dirección NO-SE cuyas dimensiones son 23 x 5 kilómetros, prolongándose más allá de dicha hoja. Los flancos se desarrollan sobre las calizas del Coniense Medio-Santoniense inferior. El flanco norte es más abrupto, subvertical en algunos puntos. Cierra periclinalmente, con suave buzamiento, hacia el noreste en el valle de Losa al mismo tiempo que el eje tuerca hacia el norte.

2.5. Hidrología

Respecto al Mesozoico y Terciario marino de la hoja, la alternancia de niveles calizos o dolomíticos con tramos margosos define una numerosa serie de acuíferos potenciales, que en la mayor parte de los casos se encuentran drenados por abundantes manantiales de caudal variable.

En la zona de la explotación por su espesor y permeabilidad debido a la fracturación y karstificación, son de interés las calizas y dolomías del Coniaciense-Satoniense inferior y los sucesivos niveles de calizas con Lacazina del Satoniense, cuyos niveles base impermeable son las margas turonienses y las margas de micraster, respectivamente. Localizándose un manantial en la otra vertiente de la sierra.

2.6. Sismicidad

La península ibérica no tiene un extraordinario riesgo sísmico en comparación con otras zonas del planeta. La mayor sismicidad se encuentra en el Sur de la península y en los Pirineos debido al gran número de fallas activas en dichas zonas.

En las proximidades de la explotación no se encuentra ninguna falla activa catalogada por el IGME. Según se muestra en la imagen de la parte inferior la aceleración sísmica en la zona de la explotación es menor a 0,04g.

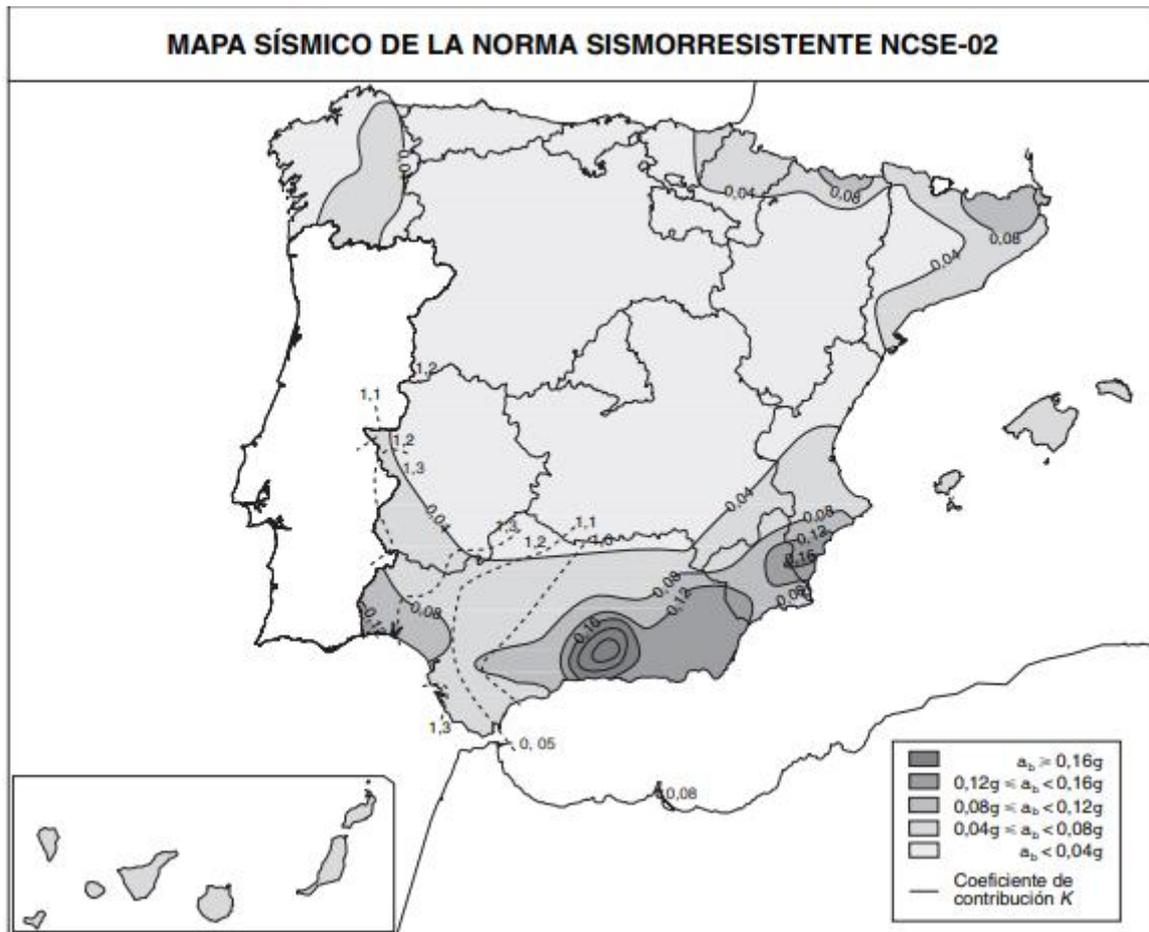


Imagen 1.5. Mapa peligrosidad sísmica para un periodo de 500 años (NCSE-02, Ministerio de Fomento).

3. GEOTECNIA

3.1. Introducción

En la mayoría de los casos, el macizo rocoso aparece como un conjunto ensamblado de bloques irregulares, separados por discontinuidades geológicas como fracturas o fallas, es por ello que la caracterización geomecánica de los macizos rocosos es compleja; ya que debe incluir, tanto las propiedades de la matriz rocosa como de las discontinuidades.

Las propiedades físicas de las rocas dependen generalmente de los puntos de ensayo, la dirección considerada para su determinación y el volumen involucrado en el ensayo.

La roca matriz o intacta tiene una resistencia muy superior al macizo rocoso. Esto se debe a que el macizo rocoso tiene juntas o fisuras.

El factor de escala es un concepto que condiciona la resistencia del talud. Cuanto mayor sea al tamaño de la estructura mayor será la zona de influencia donde se redistribuyen las tensiones y menor la resistencia del macizo ya que parece más fisurado.

3.2. Clasificación geomecánica

3.2.1. RMR

El RMR es un sistema de clasificación geomecánica creado por Bieniawski en 1973, con actualizaciones en 1979 y 1989. El sistema permite clasificar la resistencia del macizo con un número que varía entre 0 a 100. Los macizos más resistentes y más sanos tienen un RMR cercano a 100. Los suelos suelen tener normalmente un RMR menor a 25.

Clase	Calidad de la roca	RMR
I	Muy buena	81-100
II	Buena	61-80
III	Regular	41-60
IV	Mala	21-40
V	Muy mala	0-20

Tabla 1.1. Clasificación geomecánica RMR (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

Para aplicar la clasificación RMR se divide el macizo rocoso en zonas o tramos que presentan características geológicas más o menos uniformes de acuerdo con las observaciones hechas en campo.

Para determinar el índice RMR se usa seis parámetros del terreno que son los siguientes:

- Resistencia uniaxial de la matriz rocosa: Tiene una valoración máxima de 15 puntos, y puede utilizarse como criterio el resultado de compresión simple o bien el ensayo de carga puntual.
- Grado de fracturación en términos de RQD: Tiene una valoración máxima de 20 puntos.
- Espacio de las discontinuidades: Tiene una valoración máxima de 20 puntos. El parámetro considerado es la separación en metros entre juntas de la familia principal de diaclasas de la roca.
- Condiciones de las discontinuidades: Es el parámetro que más influye, tiene una valoración máxima de 30 puntos, detallándose en la tabla 1.2.

Parámetro	Valoración				
	< 1m	1-3 m	3-10 m	10-20 m	>20 m
Longitud de discontinuidad	6	4	2	1	0
Apertura	Nada	<0,1 mm	0,1-1 mm	1-5 mm	>5 mm
	6	5	3	1	0
Rugosidad	Muy buena	Buena	Ligeramente rugosa	Ondulada	Suave
	6	5	3	1	0
Relleno	Ninguno	Relleno duro	Relleno duro	Relleno blando	Relleno blando
		< 5 mm	> 5 mm	< 5 mm	> 5 mm
	6	4	2	2	0
Alteración	Inalterado	Ligeramente alterado	Moderadamente alterado	Muy alterado	Descompuesto
	6	5	3	1	0

Tabla 1.2. Guía para valorar estado discontinuidades. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

- Condiciones hidrogeológicas: la valoración máxima es de 15 puntos. En la tabla 1.3 se muestran los tres posibles criterios de valoración.

Agua subterránea	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	20-25 l/min	>125 l/min
	Relación: presión agua-presión principal	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5
	Estado general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Goteando	Fluyendo
Valoración		15	10	7	4	0

Tabla 1.3. Valoración condiciones hidrogeológicas. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

- Orientación de las discontinuidades respecto a la excavación: Este valor tiene una valoración negativa, y oscila entre 0 y -12 puntos. En función del buzamiento de las familias de diaclasas y de su rumbo, en relación con el eje de la obra, se establece una clasificación de las discontinuidades en cinco tipos expuestas en las tablas 1.4 y 1.5.

Dirección Perpendicular al Eje de la obra				Dirección paralelo al Eje de la obra	
Excavación con buzamiento		Excavación contra buzamiento			
Buz 45°-90°	Buz 20°-45°	Buz 45°-90°	Buz 20°-45°	Buz 45°-90°	Buz 20°-45°
Muy favorable	Favorable	Medio	Desfavorable	Muy desfavorable	Medio

Tabla 1.4. Orientación de las discontinuidades. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).

Dirección y buzamiento		Muy favorable	Favorable	Media	Desfavorable	Muy desfavorable
Valoración para	Túneles	0	-2	-5	-10	-12
	Cimentación	0	-2	-7	-15	-25
	Taludes	0	-5	-25	-50	-60

Tabla 1.5. Correlación con la orientación de las discontinuidades. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).

El RMR se obtiene de la suma de los valores de las 5 filas de la tabla 1.6 y la resta de la orientación de las discontinuidades (tabla 1.5).

			Rango de valores del parámetro						
1	Resistencia de la roca intacta	Índice de carga puntual	>10 MPa	4-10 MPa	2-4 MPa	1-2 MPa			
		Resistencia compresión simple	>250 MPa	100-250 MPa	50-100 MPa	25-50 MPa	5-25 MPa	1-5 MPa	<1 MPa
Valoración			15	12	7	4	2	1	0
2	RQD		90-100%	75-90%	50-73%	25-50%	<25%		
	Valoración		20	17	13	8	3		
3	Espaciado de las discontinuidades		> 2 m	0,6-2m	0,2-0,6 m	6-20 cm	<6 cm		
	Valoración		20	15	10	8	5		
4	Estado de las discontinuidades		Superficies muy rugosas, sin separación. Bordes sanos y duros	Superficie ligeramente rugosa. Separación <1mm. Bordes ligeramente alterados	Superficie ligeramente rugosa. Separación <1mm. Bordes muy alterados	Superficie estriada o con relleno <5 mm o abierta 1-5 mm.	Rellenos blandos		
	Valoración		30	25	20	10	0		
5	Agua subterránea	Caudal por 10 m de túnel	Nulo	<10 l/min	10-25 l/min	20-25 l/min	>125 l/min		
		Relación: presión agua-presión principal	0	0-0,1	0,1-0,2	0,2-0,5	>0,5		
		Estado general	Completamente seco	Ligeramente húmedo	Húmedo	Gotearo	Fluyendo		
Valoración			15	10	7	4	0		

Tabla 1.6. Clasificación de las rocas según RMR (Biewnaski, 1979).

3.2.2. GSI

El GSI fue desarrollado por Evert Hoek y E. T. Brown en 1980 para el diseño de excavaciones subterráneas. En 1988, el criterio se amplió para su aplicabilidad a la estabilidad de taludes, siendo un método más intuitivo que el RMR de Bieniawski. La diferencia entre el RMR y el GSI suele ser de 5 puntos.

El método se basa en comenzar con las propiedades de la roca intacta y agregar factores para reducir esas propiedades.

La determinación del GSI se hace a partir de la tabla 1.7 en la que se ingresa desde dos puntos diferentes, uno horizontal referente al tamaño y entramamiento de bloques, composición y estructura; y el otro vertical que es referente a las condiciones de las discontinuidades, se converge posteriormente en el valor del GSI dispuesto en las líneas diagonales.

INDICE DE ESFUERZO GEOLOGICO PARA ROCAS UNIDAS (HOEK & MARINOS, 2000)		CONDICIONES DE SUPERFICIE				
<p>Desde la litología, estructura y condiciones de superficie de las discontinuidades, se estima el valor promedio del GSI. No intentar ser muy preciso. Un rango de 33 a 37 es más real que tomar un GSI de 35. Note que la tabla no aplica a fallas controladas estructuralmente. Donde planos estructurales débiles están presentes en una dirección desfavorable con respecto a la excavación, estos dominarán el comportamiento del macizo rocoso. Las zonas de falla son propensas a la alteración como resultado de cambios de humedad que puede reducirse cuando el agua está presente. Cuando trabajamos en roca regular o mala calidad cambian las condiciones por el cambio de humedad. La presión del agua es tratada por análisis de esfuerzos efectivos.</p>		DECRECE LA CALIDAD DE LA SUPERFICIE →				
		MUY BUENA	BUENA	REGULAR	POBRE	MUY POBRE
<p>ESTRUCTURA</p> <p>INTACTA O MASIVA Rocas intactas o masivas in-situ, rocas con discontinuidades amplias y espaciadas</p>	90			N/A	N/A	
<p>FRACTURADA Macizo rocoso con bloques enclavados, bloques cúbicos formados por tres intersecciones de sistemas de discontinuidades</p>	80	70				
<p>MUY FRACTURADA Macizo perturbado con bloques entrelazados y angulares formados por la intersección de 4 o más sistemas</p>		60	50			
<p>FRACTURADA/PERTURBADA/SORDIDA Macizo plegado formado por bloques angulares producto de la intersección de varios sistemas de discontinuidades. Persistencia de los planos de estratificación</p>			40	30		
<p>DISGREGADO Pobrecamente enclavado, macizo altamente fracturado con mezcla de fragmentos angulares y redondeados</p>				20		
<p>LAMINADA/FOLIADA Se carece de bloques debido al débil material en los planos de esquistocidad y cizalla</p>	N/A	N/A			10	

Tabla 1.7. Clasificación de las rocas según GSI (Hoek y Brown)

3.2.3. Q de Barton

Desarrollado por Barton, Lien y Lunde en 1974, a partir del estudio de un gran número de túneles, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite estimar parámetros geotécnicos de macizo y diseñar sostenimiento para túneles y cavernas subterráneas.

El índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros dados por la expresión:

$$Q = \frac{RQD}{J_n} \times \frac{J_r}{J_a} \times \frac{J_w}{SRF}$$

Donde,

RQD = Barton indica que vasta tomar el RQD en incrementos de 5 en 5, y que como mínimo sea 10.

J_n = Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso. Varía entre 0,5 y 20.

Descripción J _n	J _n
Roca masiva	0.5-1
Una familia de diaclasas	2
Una familia de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	3
Dos familias de diaclasas	4
Dos familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	6
Tres familias	9
Tres familias de diaclasas y algunas diaclasas ocasionales	12
Cuatro o más familias de diaclasas; roca muy fracturada	15
Roca triturada terrosa	20

Tabla 1.8. Obtención del índice J_n (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

J_r = Índice de rugosidad de las juntas. Varía entre 1 y 4.

Contacto entre las 2 caras de las diaclasas con poco	J _r	
Desplazamiento lateral de menos de 10 cm.	Juntas discontinuas	4
	Juntas rugosa o irregular ondulada	3
	Suave ondulada	2
	Espejo de falla, ondulada	1.5
	Rugosa o irregular, plana	1.5
	Suave plana	1
No existe contacto entre las 2 caras de las diaclasas suficientemente gruesas para impedir el contacto entre las caras de las diaclasas.	Espejo de Falla, plano	0.5
	Arenas, gravas o zona fallada suficientemente gruesa para impedir el contacto entre las 2 caras de las diaclasas.	1

Tabla 1.9. Obtención del índice J_r (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

Ja = Índice que indica la alteración de las discontinuidades. Varía entre 0,75 y 20.

Descripción	Ja	ϕ^0
Contacto entre las 2 caras de las diaclasas		
Junta sellada, dura, sin reblandecimiento impermeable como, por ejemplo, cuarzo en paredes sanas.	0,45	25-30
Caras de la junta únicamente manchadas	1	25-30
Las caras de las juntas están alteradas ligeramente y contienen minerales no blandos, partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	2	25-30
Recubrimiento de limo o arena arcillosa, pequeña fricción arcillosa no reblandecible	3	20-25
Recubrimiento de minerales arcillosos blandos o de baja fricción como caolinita, clorita, talco yeso, grafito y pequeñas cantidades de arcilla expansivas. Los recubrimientos son discontinuos con espesores máximos de 1 o 2 mm.	4	8-16
Contacto entre 2 caras de la diaclasa con <10 cm desplazamiento lateral		
Partículas de arena, roca desintegrada libre de arcilla	4	25-30
Fuertemente sobreconsolidados rellenos de minerales arcillosos no blandos. Los recubrimientos son continuos de menos de 5 mm de espesor	6	16-24
Sobreconsolidación media a baja, blandas, rellenos de minerales arcillosos. Los recubrimientos son continuos de < 5 mm de espesor.	8	12-16
Rellenos de arcilla expansiva, de espesor continuo de 5 mm. El valor Ja dependerá del porcentaje de partículas del tamaño de la arcilla expansiva.	8-12	6-12
No existe contacto entre las 2 caras de la diaclasa cuando esta cizallada		
Zonas o bandas de roca desintegrada o manchada y arcilla	6-8-12	6-24
Zonas blandas de arcilla limosa o arenosa con pequeña fricción de arcilla no blandas	5	6-24
Granos arcillosos gruesos	13-20	6-24

Tabla 1.10. Obtención del índice Ja (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

Jw = Coeficiente reductor por presencia de agua. Varía entre 0,05 y 1.

	Jw	Presión del agua (kg/cm ²)
Excavaciones secas o de influencia poco importante.	1	<1
Fluencia o presión medias. Ocasional lavado de los rellenos de las diaclasas.	0,66	1-2,5
Fluencia grande o presión alta, considerable lavado de los rellenos de las diaclasas.	0,33*	2,5-10
Fluencia o presión de agua excepcionalmente altas, decayendo con el tiempo.	0,1-0,2*	>10
Fluencia o presión de aguas excepcionalmente altas y continuas, sin discontinuación.	0,05-0,01*	>10

Tabla 1.11. Obtención del Jw (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995).

SRF (stress reducción factor) = Coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado de tensiones del macizo rocoso.

Descripción		Valor		
Excavación atravesada por zonas blancas de rocas que pueden ocasionar descompresión o desprendimiento de rocas al excavar el túnel	Muchas zonas débiles con arcilla o roca desintegrada, roca muy descomprimida	10		
	Zonas individuales débiles, con arcilla o roca triturada, prof < 50 m	5		
	Ídem prof > 50 m	2,5		
	Muchas zonas de cizallamiento en roca competente sin arcilla, roca descomprimida	7,5		
	Zonas individuales de cizallamiento en roca competente sin arcilla prof < 50 m	5		
	Ídem prof > 50 m	2,5		
	Juntas abiertas, muy diaclasado	5	R_c / σ_c	R_t / σ_t
Roca competente, problemas de tensión en la roca	Baja tensión, cerca de la superficie	2,5	>200	>13
	Tensión media	1	10-200	0,66-13
	Alta tensión, roca resistente	0,5-2	10-5	0,33-0,66
	Explosiones en roca masiva de rocas pequeñas	5-10	5-2,5	0,16-0,33
	Explosiones grandes de roca masiva	10-20	<2,5	<0,16
Roca fluyente o plástica	Poca presión de fluencia	5-10		
	Presión grande de fluencia	10-20		
Roca expansiva	Poca presión de hinchamiento	5-10		
	Presión grande de hinchamiento	10-5		

Tabla 1.12. Obtención del SRF (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

El índice Q obtenido no es lineal como en el RMR es exponencial por lo que varía entre 0,001 y 1.000, siendo el primero para una roca excepcionalmente mala y el segundo para una excepcionalmente buena (Tabla 1.13).

Calidad de la roca	Q de Barton
0,001-0,01	Roca excepcionalmente mala
0,01-0,1	Roca extremadamente mala
0,1-1	Roca muy mala
1-4	Roca mala
4-10	Roca media
10-40	Roca buena
40-100	Roca muy buena
100-400	Roca extremadamente buena
400-1.000	Roca excepcionalmente buena

Tabla 1.13. Clasificación macizo rocoso Q de Barton.

Existe una correlación entre el RMR y la Q de Barton la cual sigue la siguiente expresión según Bieniawski, 1976:

$$RMR = 9 \times \ln(Q) + 44$$

$$Q = e^{\frac{RMR-44}{9}}$$

3.2.4. RMI

El método RMI fué creado por Palmstrom en 1995. El método pide como datos de entrada, los principales rasgos que influyen las propiedades del macizo rocoso. El RMI puede utilizarse en varias aplicaciones:

- Caracterización de la resistencia y deformación del macizo rocoso.
- Cálculo de constantes de rotura de Hoek y Brown para macizos rocosos.
- Valoración y estimación de penetración de las máquinas tuneladoras.

El índice de macizo rocoso es un parámetro volumétrico que indica la deformación aproximada de la resistencia uniaxial a compresión de un macizo rocoso. Se expresa del siguiente modo para rocas diaclasadas:

$$RMI = \sigma_c \times JP$$

Donde,

σ_c = La resistencia a compresión uniaxial de la roca intacta.

JP = El parámetro de diaclasas, el cual incorpora los principales rasgos de macizo rocoso. Se calcula con la siguiente expresión:

$$JP = 0,2 \times \sqrt{JC} \times Vb^D$$

Siendo,

Vb = El volumen del bloque.

JC = Factor de estado de las diaclasas.

El RMI obtenido varía entre <0,01 (muy bajo) y <10 (muy alto).

Clasificación	Valor RMI
Muy bajo	<0,01
Bajo	0,01-0,1
Moderado	0,1-1
Alto	1-10
Muy alto	>10

Tabla 1.14. Clasificación RMI. (Palmstrom, 2000).

3.2.5. Criterio de Hoek y Brown

Hoek en 1980 dedujo una posible forma del criterio general de Mörh a partir de ensayos en roca. Posteriormente en 1995 y en 2000 modificó dicho criterio original a medida que se iban acumulando datos.

El criterio de rotura general se basa, en esencia, en dos parámetros del macizo rocoso, denominados, m_b y s , que varían de acuerdo con la calidad geomecánica de este. También, se añadieron dos parámetros más, denominados a y D , para aplicación en macizos rocosos alterados bien de forma natural o bien por el proceso de excavación.

La resistencia del macizo queda definida por la expresión:

$$\sigma_1 = \sigma_3 + RC \sqrt{m \times \frac{\sigma_3}{RC} + s}$$

Donde,

σ_1 y σ_3 = Son los esfuerzos principales de mayor y menor en rotura.

RC = La resistencia a compresión simple.

m y s = Son las constantes adimensionales que dependen de las propiedades del macizo rocoso. Los valores m y s se pueden obtener a partir del RMR:

$$m = m_i \times \exp \frac{RMR - 100}{28} \qquad s = \exp \frac{RMR - 100}{9}$$

Siendo m_i un valor obtenido mediante ensayos triaxiales. A continuación, se muestra una tabla con la relación entre la calidad de macizo y m_i .

Tipos de rocas y valores de la constante m_i				
Sedimentarias clásicas	Conglomerado	22	Lutita	4
	Arenisca	19	Grauvaca	18
	Limolita	9		
Sedimentarias no clásicas	Caliza margosa	7	Caliza micrítica	8
	Brecha caliza	20	Yeso	16
	Caliza esparítica	10	Anhidrita	13
Metamórficas	Mármol	9	Gnesiss	33
	Cuarcita	24	Esquisto	4-8
	Migmatita	30	Filita	10
	Anfibolita	25-31	Pizarra	9
	Milonita	6		
Ígneas	Granito	33	Diorita	28
	Riolita	16	Andesita	19
	Granodiorita	30	Gabro	27
	Dacita	17	Basalto	17
Ígneas extrusivas piroclásticas	Aglomerado	20	Toba	15
	Brecha	18		

Tabla 1.15. Relación entre la calidad del macizo y m_i . (Hoek y Brown, 1997)

Además, Hoek en el caso de macizos rocosos intactos sin fisuras para obtener el m_i creó la siguiente expresión.

$$m_i = \frac{RC}{RT}$$

3.2.6. RQD

El índice RQD fue creado por Deere a finales de los años 60. Clasifica la roca exclusivamente según su grado de fracturación sin tener en cuenta otras variables tales como la resistencia a compresión de la matriz, o la presencia de agua que sí se tienen en cuenta en las clasificaciones más modernas como la del RMR. Solo es aplicable en rocas sanas, con grados de meteorización I (roca sana) o II (roca ligeramente meteorizada). En rocas alteradas o en suelos el RQD es menor de 40.

Se define como el porcentaje de recuperación de testigos de más de 10 cm de longitud (en su eje) sin tener en cuenta las roturas frescas del proceso de perforación respecto de la longitud total del sondeo.

Se calcula midiendo y sumando el largo de todos los trozos de testigo mayores que 10 cm en el intervalo de testigo de 1,5 metros.

$$RQD = \frac{\sum \text{trozos} \geq 10 \text{ cm}}{\text{longitud total}} \times 100$$

Según el resultado el macizo rocoso se clasificará de la siguiente manera:

Clasificación	Valor RQD (%)
Muy mala calidad	<25
Mala calidad	25-50
Media calidad	50-75
Buena calidad	75-90
Excelente	90-100

Tabla 1.16. Clasificación RQD

3.3. Propiedades de la roca

3.3.1. Cohesión (c) y rozamiento (ϕ)

La cohesión y el ángulo de rozamiento se pueden determinar a partir del RMR. Mediante la tabla de clasificación geomecánica de Bieniaswki.

Clase	I	II	III	IV	V
Calidad	Muy buena	Buena	Mediana	Mala	Muy mala
RMR	81-100	61-80	41-60	21-40	0-20
Cohesión (MPa)	>0,4	0,3-0,4	0,2-0,3	0,1-0,2	<0,1
Rozamiento	>45°	35-45°	25-35°	15-25°	<15°

Tabla 1.17. Clasificación geomecánica. (Cornejo Alvarez y Salvador, 1995)

El ángulo de rozamiento también puede ser calculado mediante el método de Barton como se muestra en la tabla siguiente.

Sedimentary rocks		basic friction angle ϕ_b
Sandstone	dry	26 - 35 (32) ¹⁾
	wet	25 - 34 (31)
Siltstone	wet	27 - 31
	dry	31 - 33
Shale	wet	27
Conglomerate	dry	35
Chalk	wet	30
Limestone	wet	27 - 35
	dry	31 - 37

Tabla 1.18. Ángulo rozamiento interno. (Barton y Choubey, 1977)

3.3.2. Módulo de elasticidad (E_m)

El módulo de elasticidad expresa la relación entre la tensión y la deformación que experimenta una probeta sometida a una determinada carga. En las rocas y los macizos rocosos suele suponerse que es una recta al igual que sucede con el acero o el hormigón. Las rocas sanas tienen módulos de elasticidad mayores que los macizos rocosos.

Los macizos rocosos y las rocas a poca profundidad tienen comportamientos fundamentalmente elásticos antes de la rotura. Si se incrementa el confinamiento o la velocidad de aplicación de las cargas se hace muy lenta (como ocurre a escala geológica), las rocas y los macizos rocosos tienen viscoplasticidad.

El módulo de elasticidad se puede estimar a partir del RMR o del GSI.

- Mediante el RMR:

Para RMR<55:

$$E_m = 2 \times RMR - 100$$

Para RMR>55:

$$E_m = 10 \times \frac{RMR - 10}{40}$$

– Mediante el GSI:

Se obtendrá mediante la siguiente tabla:

GENERALISED HOEK-BROWN CRITERION		SURFACE CONDITION				
$\sigma_1' = \sigma_3' + \sigma_c \left(m_b \frac{\sigma_1' - \sigma_3'}{\sigma_c} + s \right)^a$ <p> σ_1' = major principal effective stress at failure σ_3' = minor principal effective stress at failure σ_c = uniaxial compressive strength of intact pieces of rock m_b, s and a are constants which depend on the composition, structure and surface conditions of the rock mass </p>		VERY GOOD Very rough, unweathered surfaces	GOOD Rough, slightly weathered, iron stained surfaces	FAIR Smooth, moderately weathered or altered surfaces	POOR Slackened, highly weathered surfaces with compact coatings or fillings containing angular rock fragments	VERY POOR Slackened, highly weathered surfaces with soft clay coatings or fillings
STRUCTURE						
	BLOCKY -very well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three orthogonal discontinuity sets	m_b/m 0.60 s 0.190 a 0.5 E_r 75,000 ν 0.2 GSI 85	0.40 0.062 0.5 40,000 0.2	0.26 0.015 0.5 20,000 0.2	0.16 0.003 0.5 9,000 0.25	0.08 0.0004 0.5 3,000 0.25 34
	VERY BLOCKY-interlocked, partially disturbed rock mass with multifaceted angular blocks formed by four or more discontinuity sets	m_b/m 0.40 s 0.062 a 0.5 E_r 40,000 ν 0.2 GSI 75	0.29 0.021 0.5 24,000 0.25	0.16 0.003 0.5 9,000 0.25	0.11 0.001 0.5 5,000 0.25	0.07 0 0.5 2,000 0.3 25
	BLOCKY/SEAMY-folded and faulted with many intersecting discontinuities forming angular blocks	m_b/m 0.24 s 0.012 a 0.5 E_r 10,000 ν 0.25 GSI 60	0.17 0.004 0.5 10,000 0.25	0.12 0.001 0.5 6,000 0.25	0.08 0 0.5 3,000 0.3	0.06 0 0.55 2,000 0.3 20
	CRUSHED-poorly interlocked, heavily broken rock mass with a mixture of angular and rounded blocks	m_b/m 0.17 s 0.004 a 0.5 E_r 10,000 ν 0.25 GSI 50	0.12 0.001 0.5 6,000 0.25	0.08 0 0.5 3,000 0.3	0.06 0 0.55 2,000 0.3	0.04 0 0.60 1,000 0.3 10

Tabla 1.19. Módulo de elasticidad mediante GSI (Hoek y Brown).

3.3.3. Permeabilidad

La permeabilidad es una propiedad de los macizos rocosos por la cual es posible que se establezca un flujo de agua en dicho macizo. En un macizo permeable el agua circula microscópicamente entre los huecos de las partículas que componen la roca o a través de las fisuras.

Las rocas suelen tener una permeabilidad, denominada primaria muy baja. La permeabilidad primaria se debe a la estructura microscópica de la roca. Las rocas con mayor permeabilidad primaria son las rocas sedimentarias de origen mecánico y que están poco cementadas.

Los macizos rocosos tienen una permeabilidad mayor debido a la fisuración. Esta permeabilidad se denomina secundaria. La permeabilidad secundaria se incrementa notablemente con la disminución del RQD.

El flujo de agua tanto por medios que tienen permeabilidad primaria como secundaria se describe según la ley de Darcy. Sin embargo, en el caso de permeabilidad secundaria existe una dirección de flujo predominante y que está asociada a la estratificación del macizo.

El ensayo más habitual es el denominado Leugeon. En la tabla inferior se muestran intervalos de permeabilidad para diferentes rocas.

Sedimentary Rocks	
Rock Type	Hydraulic Conductivity (m/sec)
Karst and reef limestone	1×10^{-6} to 2×10^{-2}
Limestone, dolomite	1×10^{-9} to 6×10^{-6}
Sandstone	3×10^{-10} to 6×10^{-6}
Siltstone	1×10^{-11} to 1.4×10^{-8}
Salt	1×10^{-12} to 1×10^{-10}
Anhydrite	4×10^{-13} to 2×10^{-8}
Shale	1×10^{-13} to 2×10^{-9}

Tabla 1.20. Conductividad hidráulica k (Domenico and Schwartz, 1990).

3.3.4. Abrasividad

La abrasividad se calcula mediante el ensayo de Cerchar. Consiste en hacer pasar una aguja de acero, terminada en forma cónica con un ángulo de 90° y sometida a la acción de un peso de 7 kg, sobre la superficie de una muestra recorriendo lentamente una distancia de 10 mm. La abrasividad de la roca se determina a partir del diámetro de la superficie circular producida por el desgaste útil. De este modo se pueden clasificar rocas como se muestra en la tabla siguiente.

Clasificación	Índice de Cerchar	Tipo de roca
Extremadamente abrasiva	> 4,5	Gneis, pegmatita, granito
Altamente abrasiva	4,25-4,5	Anfibolita, granito
Abrasiva	4,0-4,25	Granito, gneis, esquistos, piroxenita
Moderadamente abrasiva	3,5-4,0	Arenisca
Abrasividad media	2,5-3,5	Gneis, granito, californio, dolerita
Poco abrasiva	1,2-2,5	Arenisca Portland
Muy poco abrasiva	< 1,2	Caliza

Tabla 1.21. Índice de Cerchar (Ramirez Oyarguren y Cornejo Alvarez, 1988).

3.4. Volabilidad

Este índice fue desarrollado por Lilly entre 1986 y 1992. El Blastability Index (BI) nos da una idea de cuan fácil o difícil es volar una roca. Se calcula mediante la siguiente expresión:

$$BI = 0,5 \times (RMD + JPS + JPO + SGI + RSI)$$

Donde:

RMD = Descripción del macizo rocoso. Su calificación varía entre 50 y 0.

JPS = Espaciamiento de las juntas planares. Su calificación varía entre 50-0.

JPO = Orientación de las juntas planares. Su calificación varía entre 40 y 0.

SGI = Gravedad específica. Se calcula mediante la siguiente expresión:

$$SGI = (25 \times Densidad \left(\frac{t}{m^3} \right)) - 50$$

RSI = Dureza de la roca, la cual se puede calcular con la siguiente expresión:

$$RSI = 0,05 \times Resistencia \text{ Compresión (MPa)}$$

A continuación, se muestran los factores ponderados para cada parámetro:

PARAMETROS GEOMECANICOS	CALIFICACION
1. Descripción del Macizo Rcoso (RMD)	
1.1. Friable/Poco consolidado	10
1.2. Diaclasado en bloques	20
1.3. Totalmente masivo	50
2. Espaciamiento entre Planos de Juntas (JPS)	
2.1. Pequeño (< 0,1 m)	10
2.2. Intermedio (0,1 a 1 m)	20
2.3. Grande (> 1 m)	50
3. Orientación de los Planos de Juntas (JPO)	
3.1. Horizontal	10
3.2. Buzamiento normal al frente	20
3.3. Dirección normal al frente	30
3.4. Buzamiento coincidente con el frente	40
4. Influencia del peso específico (SGI)	
SGI = 25.SG - 50 (donde SG es el peso específico en t/m ³)	

Tabla 1.22. Factores ponderados para cada parámetro (Manual perforación y voladura)

4. EVALUACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

4.1. Geología

El valle sigue la dirección SO del río. Tiene una elevación en el fondo del valle de 650 metros subiendo progresivamente con una pendiente suave hasta llegar a los bordes del mismo donde la pendiente aumenta dando paso a sierras con altitudes en torno a los 900 metros. En los bordes de este se encuentra la explotación, en el límite entre marga y caliza.

El macizo está formado por marga gris-azulada con micrafter. Son un conjunto de margas amarillentas y grisáceas con abundante fauna. Teniendo una potencia variable entre 100-300 metros, aumentando hacia las regiones surorientales. Pertenece al Cretácico superior, Satoniense.

El principal uso de las margas es para la fabricación de cemento, ya que aportan la fracción arcillosa necesaria en el proceso de fabricación. En los últimos años ha descendido notablemente la producción de marga tendiendo a estabilizarse. La horquilla de precios con la que no se tendrían pérdidas sería de 2-3,5 €/tonelada. Por lo tanto, el precio con el que se venderá la marga será de 8 €/tonelada.

La explotación está situada en el “monoclinal de Losa”. Los materiales se presentan suavemente inclinados hacia el sur con buzamiento menores al 20°.

En cuanto a la hidrología en la zona de la explotación debido a la fracturación y karstificación, son de interés los sucesivos niveles de calizas, cuyos niveles base impermeables son las margas de micrafter.

En las proximidades de la explotación no se encuentra ninguna falla activa catalogada por el IGME. Por lo que no se adoptaran medidas antisísmicas.

4.2. Geotecnia

A la hora de llevar acabo la caracterización del macizo rocoso se va a usar la clasificación del RMR.

- Las margas pueden tener una resistencia a la compresión entre 3-140 MPa, variando según la concentración de caliza-arcilla. Suponiendo que tuviera una resistencia de 90 MPa tendría una valoración de *7 puntos*.
- Al no tener datos de sondeos realizados en la zona se desconoce el valor del RQD. Sabiendo que la roca tiene un alto porcentaje en arcilla se podría esperar un porcentaje de recuperación menor a un 25% por lo que tendría una valoración de *3 puntos*.

Mediante el estudio de un talud cercano al lugar donde va estar la explotación se han podido determinar el rumbo y buzamiento de las discontinuidades, así como la separación y su estado.

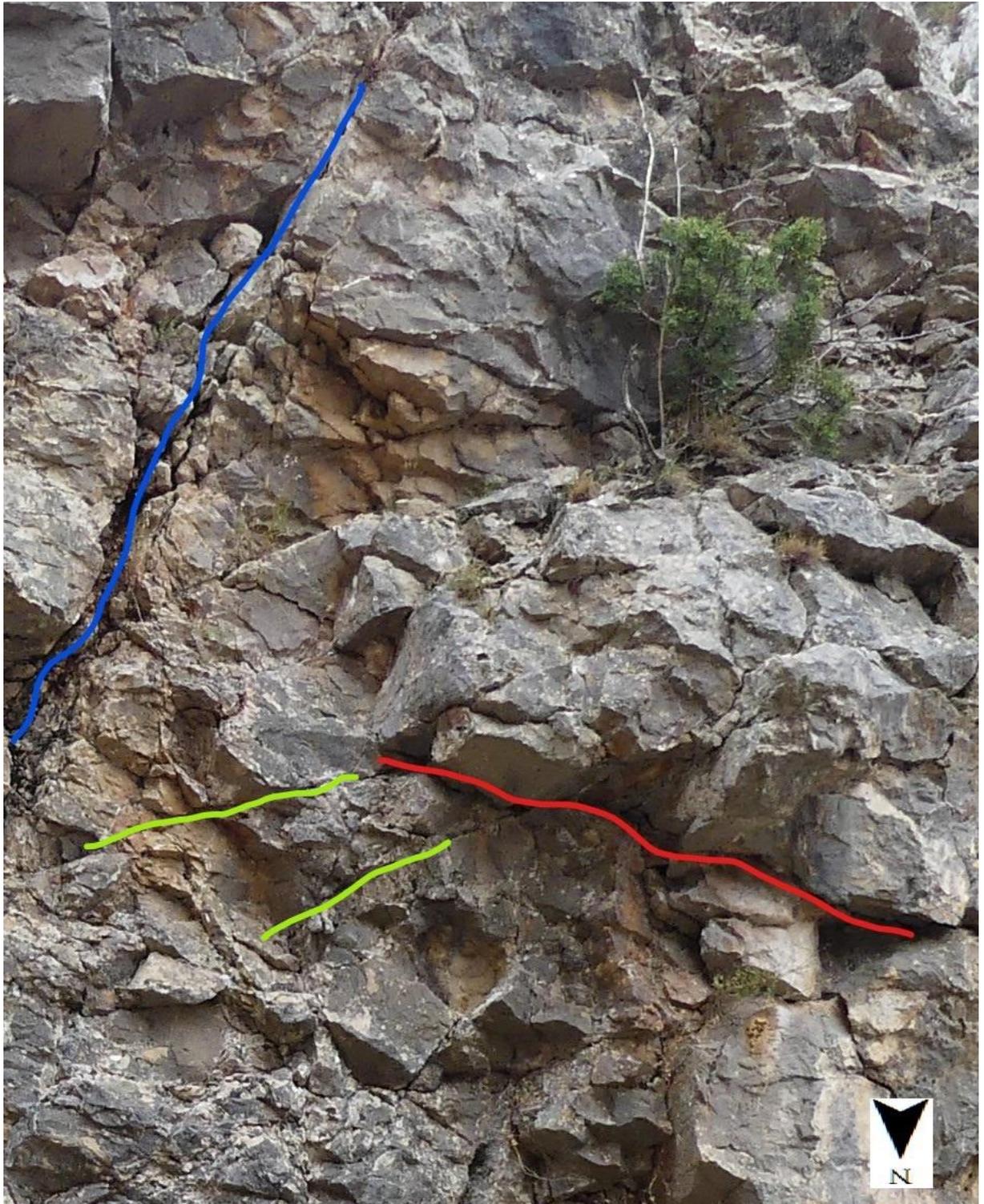


Imagen 1.6. Talud cercano a la explotación.

Predominan 3 familias de juntas que tienen los siguientes rumbos y buzamientos:

	Rumbo	Buzamiento
Junta color azul	S 035° O	72° E
Junta color verde	S 080° O	14° E
Junta color rojo	S 110° O	16° O

Tabla 1.23. Rumbos y buzamientos de las juntas.

- La separación entre las diaclasas varía entre 0,6 y 1 metros por lo que tendrá una valoración de *15 puntos*.
- Las discontinuidades tienen una longitud de 1 a 3 metros con aberturas que rondan el milímetro. Las juntas son ligeramente rugosas y mayoritariamente no suelen tener relleno en su interior estando ligeramente alteradas, no obstante, las juntas más alteradas suelen tener un relleno blando (normalmente arcilla). Debido a esto las discontinuidades tendrían un valor de *16 puntos*.
- En cuanto al agua su estado general seco por lo que tendrá una valoración de *15 puntos*.

Haciendo la suma de los valores anteriores se obtiene un valor de *56 puntos* por lo que el macizo rocoso sería de clase III y tendría una calidad media.

	Valoración	Puntos
Resistencia matriz rocosa	15-0	7
RQD	20-3	3
Distancia discontinuidades	20-5	15
Estado de las discontinuidades	30-0	16
<i>Longitud</i>	6-0	4
<i>Abertura</i>	6-0	3
<i>Rugosidad</i>	6-0	3
<i>Relleno</i>	6-0	3
<i>Alteración</i>	6-0	3
Flujo de agua en las juntas	15-0	15
	Total	56

Tabla 1.24. Cálculo índice RMR

Aplicando la correlación entre el RMR y la Q de Barton se obtiene un valor de 4,7 por lo que tendría una calidad media.

$$Q = e^{\frac{56-44}{9}} = 4,7$$

Respecto a las propiedades de la roca la marga tendrá una resistencia a compresión de 90 MPa. Sabiendo que la constante m_i (Tabla 1.15) para una matriz rocosa es de 7 se puede llevar a cabo el cálculo de la resistencia a tracción usando la siguiente expresión de Hoek y Brown.

$$RT = \frac{90}{7} = 12,8 \text{ MPa}$$

A partir del RMR se ha obtenido la cohesión y el ángulo de fricción teniendo unos valores que oscilan entre 200-300 kN/m² y 25-35° respectivamente (Tabla 1.17). Se ha seleccionado una cohesión media de 250 kN/m² y un ángulo de 27° como indica Barton (Tabla 1.18).

El macizo tendrá un módulo de elasticidad de 15 GPa calculado a partir de la ecuación para un RMR mayor a 55.

$$E_m = 10 \times \frac{58 - 10}{40} = 15 \text{ GPa}$$

En cuanto a la permeabilidad las margas tienen una conductividad hidráulica “k” entre 1x10⁻¹³ y 2x10⁻⁹ (Tabla 1.20).

La abrasividad de las margas dependerá de la concentración de caliza que tengan. Según Cerchar es un material poco abrasivo con un valor menor a 1,2.

La volabilidad del macizo rocoso se ha calculado mediante el método de Lilly, para ello hay que definir unos parámetros con anterioridad.

- En la descripción del macizo rocoso (RMD) tendrá una calificación de 20 al tener diaclasado en bloques.
- Tendrá un 20 en el espaciamiento entre juntas (JPS) al estar separadas entre sí menos de un metro.
- Los planos de juntas están orientados en dirección normal al frente por lo que tendrán una calificación de 30.
- La influencia del peso específico (SGI) se ha calculado mediante la siguiente expresión, sabiendo que la densidad de la marga es 2,5 t/m³ se ha obtenido un valor de 12,5.

$$SGI = (25 \times 2,5) - 50 = 12,5$$

- Sabiendo que la resistencia a compresión es de 90 MPa el ratio de influencia de la resistencia (RSI) se ha calculado mediante la siguiente expresión obteniendo un valor de 4,5.

$$RSI = 0,05 \times 90 = 4,5$$

Una vez definidos los parámetros se ha procedido al cálculo de volabilidad obteniendo un valor de 43,5.

$$BI = 0,5 \times (20 + 20 + 30 + 12,5 + 4,5) = 43,5$$

Mediante el índice de volabilidad se ha podido calcular el consumo específico siendo este de 0,15 Kg/t.



Tabla 1.25. Cálculo consumo específico. (Manual perforación y voladura).

4.2.1. Tabla resumen

Parámetros	Unidad	Valor
RMR		56
Q de Barton		4,7
Cohesión	KN/m ²	250
Rozamiento	°	27
Modulo elasticidad	GPa	15
Peso específico	t/m ³	2,5
Peso específico volado	t/m ³	1,7
Permeabilidad		1x10 ⁻¹³ -2x10 ⁻⁹
Abrasividad		1,2
Volabilidad		43,5
Consumo específico	Kg/t	0,15
Resistencia compresión	MPa	90
Resistencia a tracción	MPa	12,8

Tabla 1.26. Resumen datos geotecnia.

El presente estudio geológico y geotécnico ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

ANEXO Nº2.ESTUDIO DE LA ESTABILIDAD DE LOS TALUDES

Índice

1.OBJETO.....	85
2.ORIENTACIÓN DE LAS JUNTAS	85
3.TIPOS DE ROTURA	87
3.1.Rotura planar	87
3.1.1.Cálculos y resultados	88
3.2.Rotura en cuña.....	90
3.2.1.Cálculos y resultados	91
3.3.Rotura circular	94
3.3.1.Cálculos y resultados	95

1. OBJETO

La estabilidad de los taludes en una explotación a cielo abierto tiene una importancia fundamental en lo que se refiere a seguridad y rentabilidad de la mina.

Con los ángulos de los taludes seleccionados se ha procedido a realizar un estudio para asegurar su estabilidad durante la etapa de explotación, así como en la situación final tras ser restaurados.

- Ángulo de talud de trabajo 65°.
- Ángulo de talud final 50°.

Para considerar que los taludes son estables, el factor de seguridad para taludes cuya estabilidad no se considera a largo plazo tiene que ser de 1,2, mientras que, si se consideran permanentes o sus condiciones son críticas su factor de seguridad tendrá que ser 1,6 según ordena la ITC-07.1.03 (Apartado 1.2.1).

2. ORIENTACIÓN DE LAS JUNTAS

En el anexo 2 de “Geología y Geotecnia” se observan tres familias de juntas. En la siguiente figura se muestra su rumbo, así como el de los taludes de la explotación:

	Rumbo	Buzamiento
Junta 1	S 035° O	72° E
Junta 2	S 080° O	14° E
Junta 3	S 110° O	16° O

Tabla 2.1. Rumbos y buzamientos de las juntas.

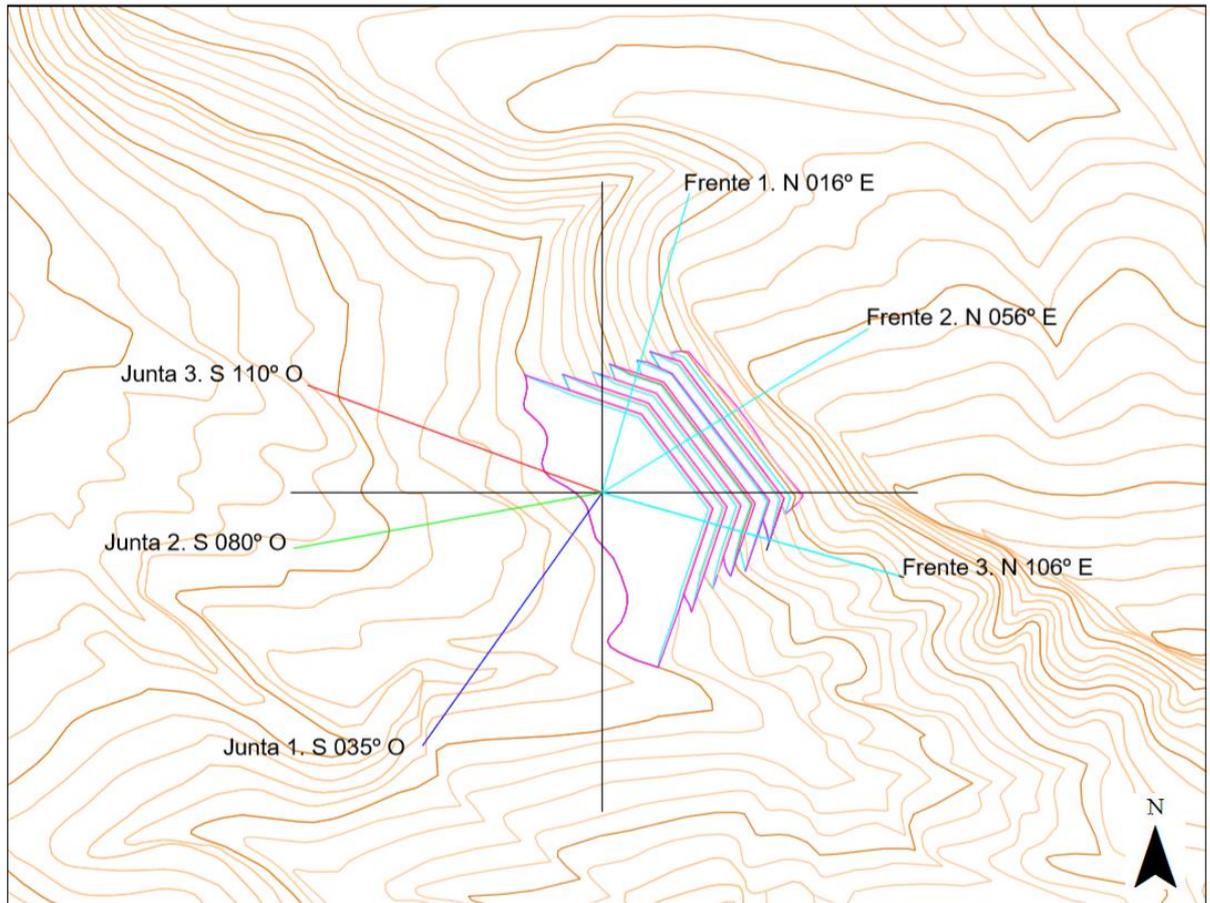


Imagen 2.1. Rumbo de las juntas y taludes.

3. TIPOS DE ROTURA

A la hora de analizar las posibles roturas se va a usar el método del equilibrio límite. En este método se comparan las cargas externas a las que está sometida la estructura (cimentaciones, taludes, pantallas, etc) con la resistencia del terreno. La comparación se hace mediante la siguiente expresión, obteniendo así el factor de seguridad:

$$FS = \frac{\tau_f}{\tau}$$

Si el FS es 1, se dice que el elemento que desliza está en equilibrio límite. Si FS es mayor que 1, las fuerzas resistentes son mayores que las deslizantes y por tanto el elemento no desliza. Si el FS es negativo, significa que los esfuerzos son muy elevados y desplazan al elemento que desliza y por tanto es inestable. Si el denominador es negativo, significa que el bloque se mueve en la dirección contraria a la que se ha supuesto.

Mediante el criterio de rotura de Mohr-Coulomb se calculan las tensiones de corte “ τ ”. La resistencia cortante de un suelo consta de dos componentes, la cohesión (c) y la fricción (ϕ), y se expresa como:

$$\tau = c + \sigma' \times \tan\phi$$

La tensión efectiva (σ') es igual a la resta entre las tensiones del talud y la que ejerce la presión del agua.

$$\sigma' = \sigma - U$$

Siempre antes de realizar los cálculos se debe suponer siempre una dirección de deslizamiento.

3.1. Rotura planar

Es aquella en la que el deslizamiento se produce a través de una única superficie plana. Es la más sencilla de las formas de rotura posible y tiene lugar cuando existe un plano de deslizamiento subparalelo al plano de talud y buzamiento menor. Se emplea esta hipótesis siempre que la diferencia de rumbos del plano del talud es menor de 20°.

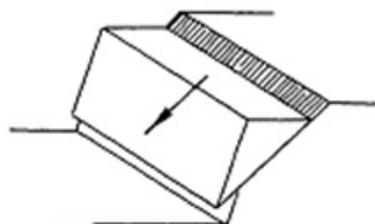


Imagen 2.2. Rotura planar (IGME)

Frecuentemente se trata de fallas que interceptan al talud. También puede producirse en macizos donde existen intercambio de estratos de poco espesor de material poco resistente especialmente es muy común en terrenos sedimentarios o esquistosos.

3.1.1. Cálculos y resultados

Partiendo de la hipótesis de que la diferencia de rumbos tiene que ser menor a 20° para que ocurra rotura planar, la junta 1 y 3 podrían causar dicha rotura con los siguientes frentes:

	Rumbo junta	Rumbo talud	Diferencia
Junta 1 con Frente 1	N 035° E	N 016° E	19°
Junta 1 con Frente 2	N 035° E	N 056° E	21°
Junta 3 con Frente 3	N 110° E	N 106° E	4°

Tabla 2.2. Diferencia rumbos juntas y taludes.

A continuación, se va a calcular el factor de seguridad, tanto en situación inicial como final de los taludes, usando el software RocPlane el cual usa el método de Mohr-Coulomb para la realización de los cálculos.

– Junta 1 con Frente 1:

El buzamiento de la junta 1 al ser mayor que el ángulo del talud ($72^\circ > 65^\circ$ y 50° en situación final) no va a generar rotura planar.

– Junta 1 con Frente 2:

Pese a no cumplir la condición de la diferencia de rumbos para ser subparalelo se ha realizado los cálculos al ser la diferencia extremadamente pequeña.

El buzamiento de la junta 1 al ser mayor que el ángulo del talud ($72^\circ > 65^\circ$ y 50° en situación final) no va a generar rotura planar.

– Junta 3 con Frente 3:

Mediante los siguientes datos de partida se ha calculado el factor de seguridad, sin tener en cuenta la presencia de agua, en la situación inicial y final:

- Datos del talud en situación inicial:
 - Altura de banco: 15 metros.
 - Berma: 14 metros.
 - Cohesión: 0 t/m^2 al no haber relleno en las juntas.
 - Ángulo de fricción: 27° .
 - Peso específico: $2,5 \text{ t/m}^3$
 - Ángulo talud: 65° .

- Ángulo de buzamiento de las juntas: 16°.

Factor of Safety	1.78
Driving Force	22.35t/m
Resisting Force	39.72t/m
Wedge Weight	81.10t/m
Wedge Volume	32.44m³/m
Shear Strength	39.72t/m²
Normal Force	77.95t/m
Plane Waviness	0.0°

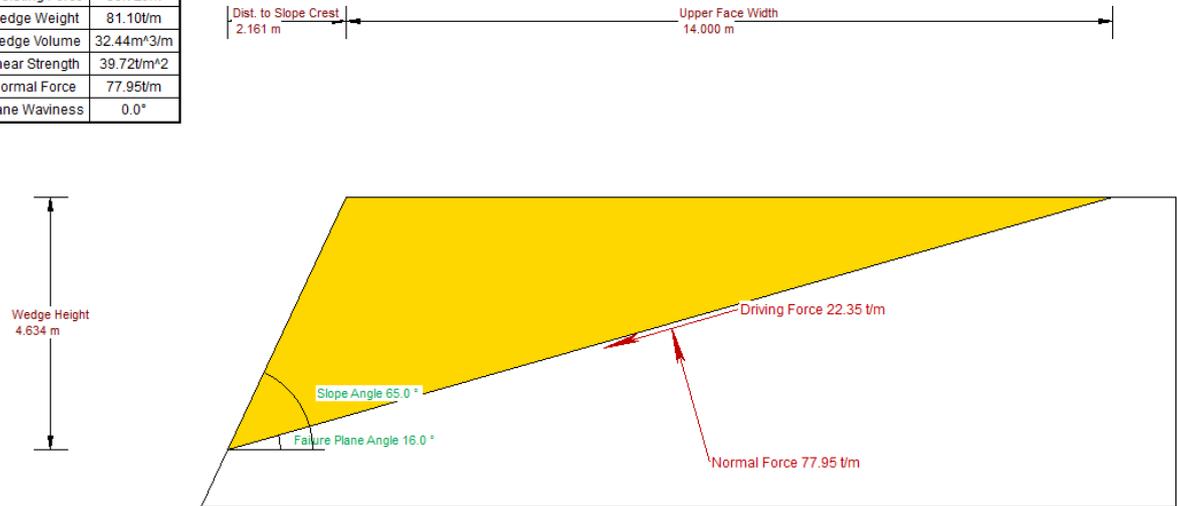


Imagen 2.3. Resultados rotura planar en situación temporal (RocPlane).

El factor de seguridad será de 1,78 siendo superior al que marca la ITC-07.1.03 que debe ser de 1,2 para situaciones que no sean a largo plazo.

- Datos del talud en situación final:
 - Altura de banco: 30 metros.
 - Berma: 14 metros.
 - Cohesión: 0 t/m² al no haber relleno en las juntas.
 - Ángulo de fricción: 27°.
 - Peso específico: 2,5 t/m³
 - Ángulo talud: 50°.
 - Ángulo de buzamiento de las juntas: 16°.

Factor of Safety	1.78
Driving Force	25.50 t/m
Resisting Force	45.31 t/m
Wedge Weight	92.51 t/m
Wedge Volume	37.00 m ³ /m
Shear Strength	45.31 t/m ²
Normal Force	88.93 t/m
Plane Waviness	0.0°

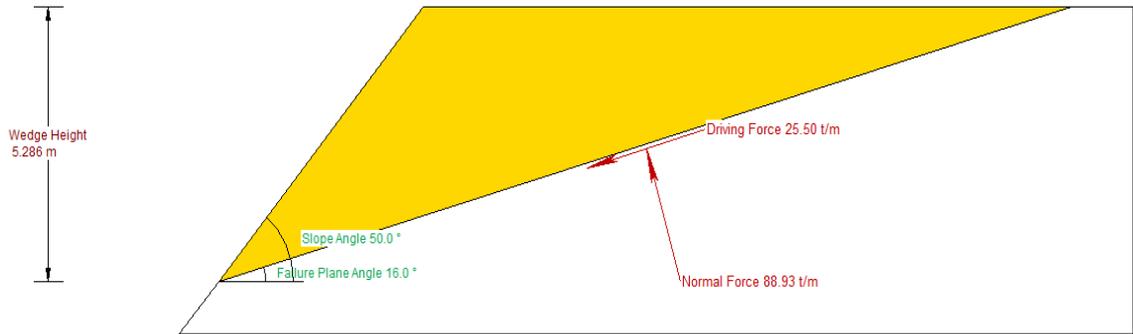
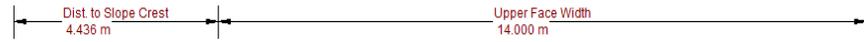


Imagen 2.4. Resultados rotura planar en situación permanente (RocPlane).

El factor de seguridad será de 1,77 siendo superior al que marca la ITC-07.1.03 que debe ser de 1,6 para situaciones permanentes.

3.2. Rotura en cuña

Esta situación se produce cuando existen dos superficies de discontinuidad y el bloque que se forma tiene forma de cuña y desliza a través de la intersección de ambos planos. Este mecanismo de rotura se produce cuando, al analizar los polos de las discontinuidades, estas tienen un buzamiento menor que el del plano del talud.

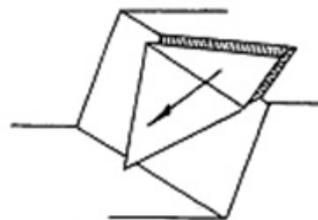


Imagen 2.5. Rotura en cuña (IGME)

El método de cálculo es mediante los ábacos de Hoek y Bray (1977).

3.2.1. Cálculos y resultados

En primer lugar, se han analizado los polos de las discontinuidades para verificar que estas tengan un buzamiento menor que el del plano del talud. Para ello se han visualizado sus proyecciones estereográficas mediante el software Dips tanto en situación inicial como final de los taludes. Una vez definidas las cuñas que formarán cada familia de juntas entre sí se ha calculado su factor de seguridad usando el software Swedge sin tener en cuenta la presión intersticial.

– Frente 1

El frente 1 tiene un rumbo de N 016° E y un buzamiento de 65° en situación inicial y 50° en final. A continuación, se muestra si las juntas (color verde) generaran cuña con el talud (azul) en ambas situaciones:

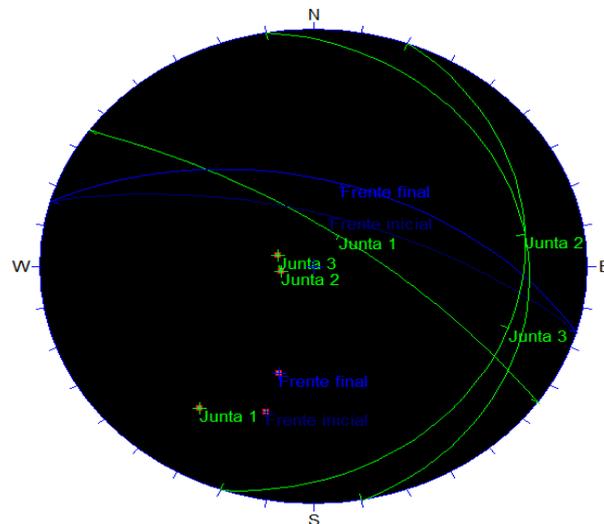


Imagen 2.6. Proyecciones estereográficas del frente 1 (Dips).

Como se aprecia en la imagen anterior la junta 1 corta a las otras dos por debajo de ambos planos del talud por lo que esta no generará cuña. Por el contrario, las otras dos juntas provocarán cuña entre sí.

	Rumbo	Buzamiento	Cuña
Junta 1	N 035° E	72°	No
Junta 2	N 080° E	14°	Si
Junta 3	N 110° E	16°	Si

Tabla 2.3. Juntas del frente 1.

Una vez definidas las cuñas se ha calculado su factor de seguridad. Para ello se han introducido los rumbos y buzamientos tanto de las juntas como del talud, así como los siguientes datos:

- Altura de banco: 15 metros.
- Ángulo de fricción: 27°.
- Cohesión: 0 t/m² al no haber relleno en las juntas.

- Peso específico: 2,5 t/m³
- Ángulo talud: 65°.

El factor de seguridad será de 2,04 tanto en situación inicial como final siendo superior al que marca la ITC-07.1.03.

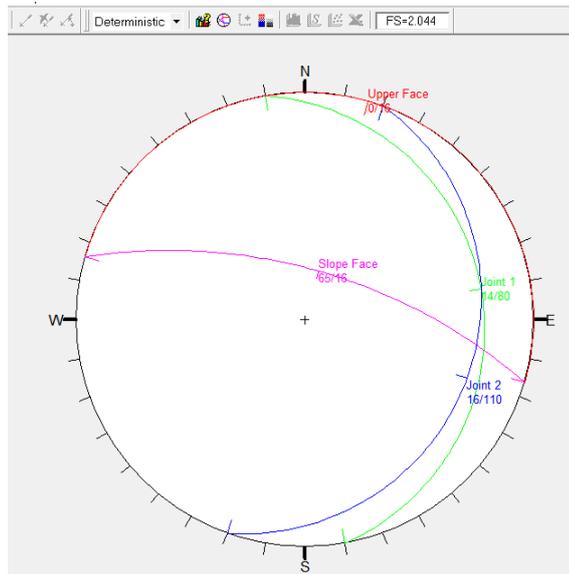


Imagen 2.7. Cuña del frente 1 con la junta 2 y 3 (Swedge).

– Frente 2

El frente 2 tiene un rumbo de N 056° E y un buzamiento de 65° en situación inicial y 50° en final. A continuación, se muestra si las juntas (color verde) generarán cuña con el talud (azul) en ambas situaciones:

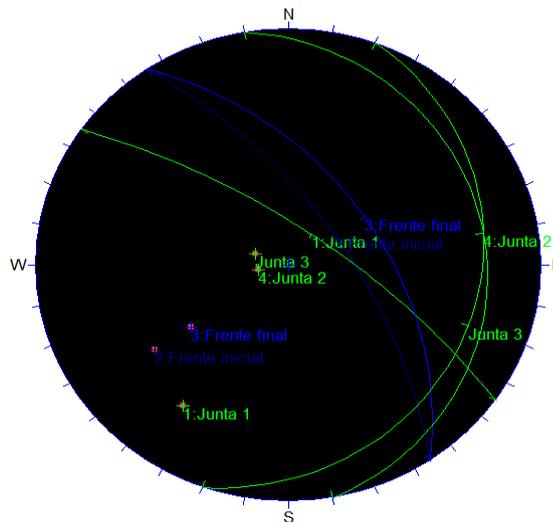


Imagen 2.8. Proyecciones estereográficas del frente 2 (Dips).

Las tres familias de juntas provocarán cuñas. A continuación, se ha calculado el factor de seguridad que tendrán las cuñas que se generarán entre las diferentes juntas. Para ello se han introducido los rumbos y buzamientos tanto de las juntas como del talud, así como los siguientes datos:

- Altura de banco: 15 metros.
- Ángulo de fricción: 27° .
- Cohesión: 0 t/m^2 al no haber relleno en las juntas.
- Peso específico: $2,5 \text{ t/m}^3$
- Ángulo talud: 65° .

	Factor seguridad
Junta 1 con junta 2	2
Junta 2 con junta 3	2
Junta 3 con junta 1	1,7

Tabla 2.4. Factor de seguridad de las cuñas del frente 2.

El factor de seguridad es superior al que marca la ITC-07.1.03 tanto en la situación inicial como final por lo que es seguro.

- Frente 3

El frente 3 tiene un rumbo de $N 106^\circ E$ y un buzamiento de 65° en situación inicial y 50° en final. A continuación, se muestra si las juntas (color verde) generarán cuña con el talud (azul) en ambas situaciones:

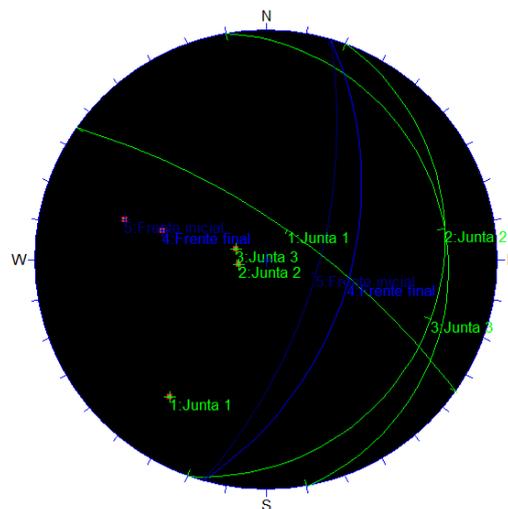


Imagen 2.9. Proyecciones estereográficas del frente 3 (Dips).

Las tres familias de juntas provocarán cuñas. A continuación, se ha calculado el factor de seguridad que tendrán las cuñas que se generarán entre las diferentes juntas. Para ello se han introducido los rumbos y buzamientos tanto de las juntas como del talud, así como los siguientes datos:

- Altura de banco: 15 metros.
- Ángulo de fricción: 27°.
- Cohesión: 0 t/m² al no haber relleno en las juntas.
- Peso específico: 2,5 t/m³
- Ángulo talud: 65°.

	Factor seguridad
Junta 1 con junta 2	3,4
Junta 2 con junta 3	2
Junta 3 con junta 1	1,7

Tabla 2.5. Factor de seguridad de las cuñas del frente 3.

El factor de seguridad es superior al que marca la ITC-07.1.03 tanto en la situación inicial como final por lo que es seguro.

3.3. Rotura circular

Es aquella en la que la superficie de deslizamiento es asimilable a una superficie cilíndrica cuya sección transversal se asemeja a un sector circular. El círculo de rotura suele pasar por el pie del talud.

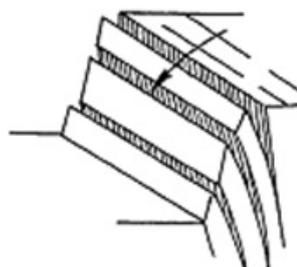


Imagen 2.10. Rotura circular (IGME)

Este tipo de deslizamiento se suele producir en terrenos homogéneos, ya sean suelos o rocas altamente fracturadas sin direcciones predominantes de fracturación, en los que debe cumplirse la condición de que las partículas de suelo o roca tengan un tamaño muy pequeño en comparación con las dimensiones del talud.

Este tipo de rotura se puede calcular mediante los ábacos de Hoek, el método del equilibrio límite o el método de la división de rebanadas verticales, de Bishop, sobre las que se determinan las fuerzas resultantes efectivas normales, las tangenciales y las presiones intersticiales.

3.3.1. Cálculos y resultados

Para analizar este tipo de rotura se ha utilizado el software informático Slide. Este calcula la estabilidad basándose en la técnica de división de rebanadas verticales sobre las que se determinan las fuerzas resultantes efectivas normales, las tangenciales y las presiones intersticiales.

A continuación, se muestra los cálculos de la estabilidad del talud inicial y el talud final en el cual no se ha tenido en cuenta la presión intersticial:

- Datos del talud en situación inicial:
 - Altura de banco: 15 metros.
 - Berma: 14 metros.
 - Cohesión: 22,5 t/m².
 - Ángulo de fricción: 27°.
 - Peso específico: 2,5 t/m³
 - Ángulo talud: 65°.

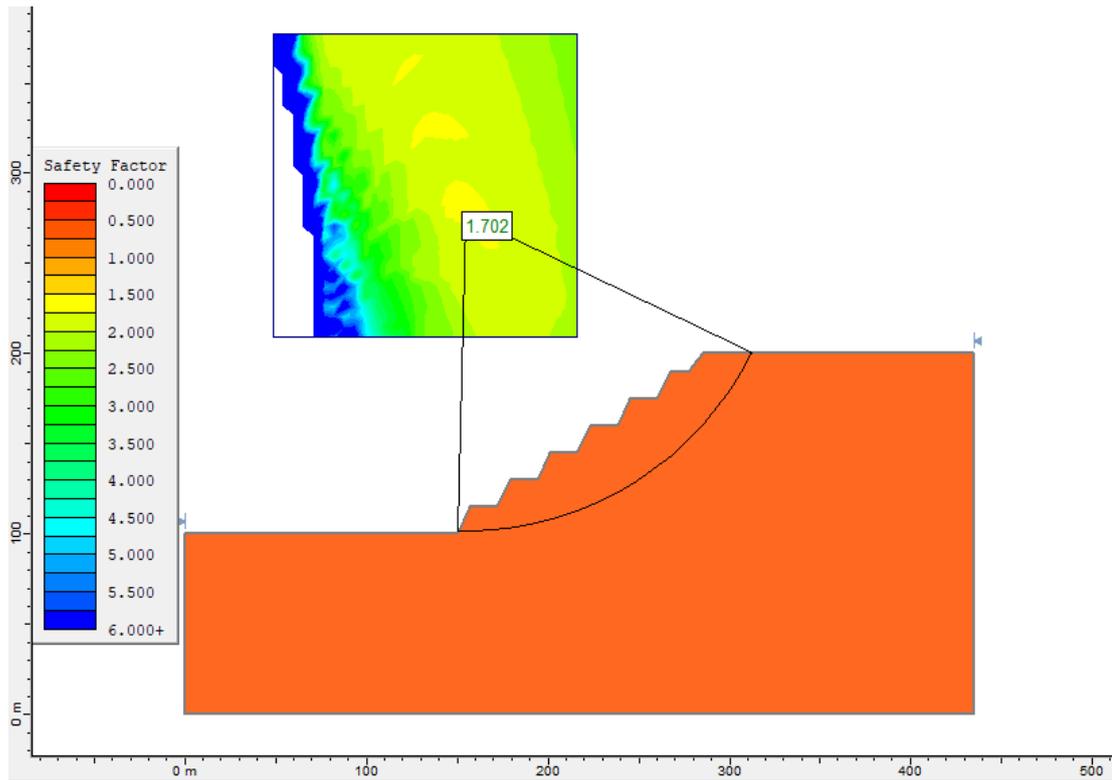


Imagen 2.11. Rotura circular en talud inicia (Slide).

El factor de seguridad calculado por el Slide para la zona más posible de rotura es de 1,702. Puesto que el factor de seguridad es superior a lo establecido en la legislación el talud es estable.

- Datos del talud en situación final:
 - Altura de banco: 30 metros.
 - Berma: 14 metros.
 - Cohesión: 22,5 t/m².
 - Ángulo de fricción: 27°.
 - Peso específico: 2,5 t/m³
 - Ángulo talud: 50°.

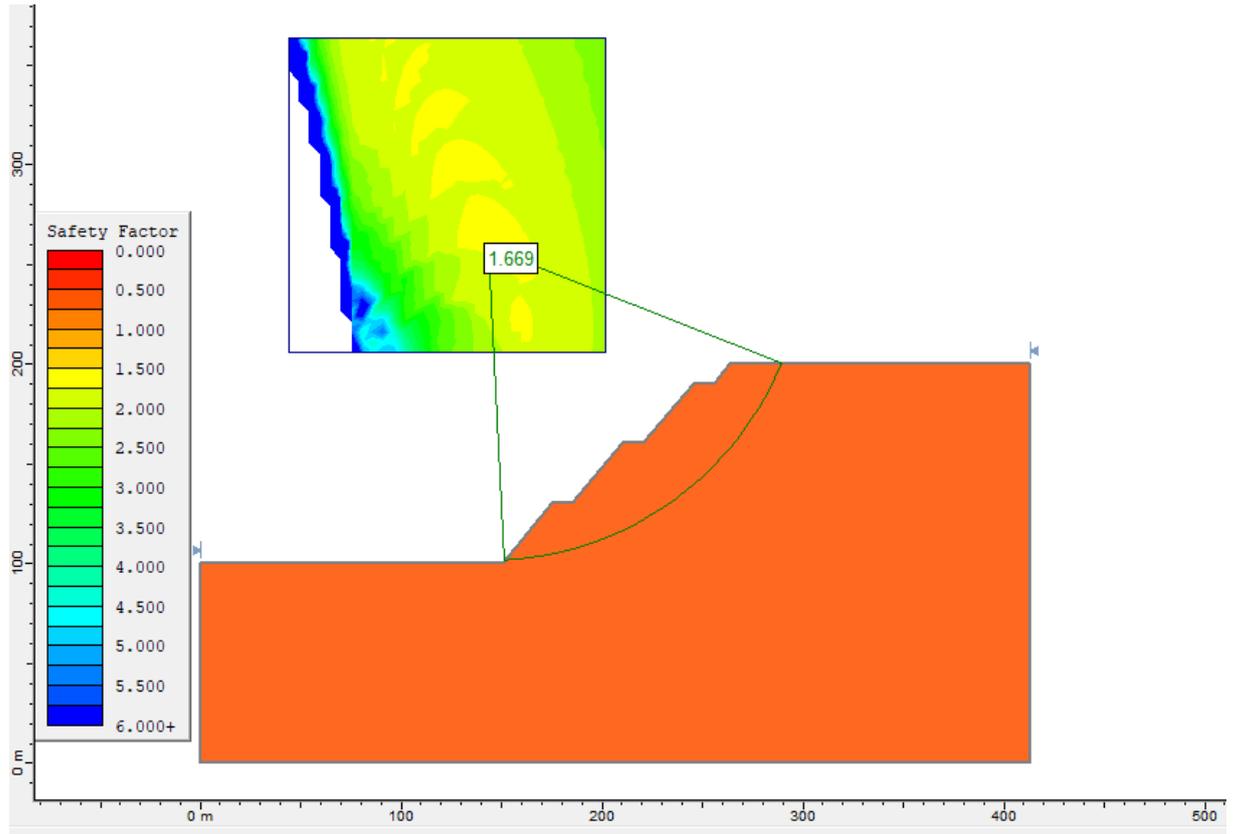


Imagen 2.12. Rotura circular en talud final (Slide).

El factor de seguridad calculado por el Slide para la zona más posible de rotura es de 1,669. Puesto que el factor de seguridad es superior a lo establecido en la legislación el talud es estable.

El presente estudio de estabilidad de taludes ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

ANEXO Nº3.PROYECTO DE PERFORACIÓN Y VOLADURA

Índice

1.INTRODUCCIÓN.....	99
2.SELECCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS	99
2.1.Tipos de explosivos	99
2.2.Criterios de selección	103
2.3.Explosivos seleccionados.....	105
3.SELECCIÓN DE LOS DETONADORES.....	110
3.1.Tipos de detonadores.....	110
3.2.Detonador seleccionado.....	113
4. CÁLCULO DE LA VOLADURA	116
4.1.Dimensionamiento de la voladura	116
4.1.2.Diseño de las cargas.....	116
4.1.2.Diseño de las cargas.....	117
4.1.3.Predicción de la fragmentación.....	119
4.2.Secuencia de encendido	120
4.3.Resumen de la voladura.....	121
5. CONTROL DE LAS VIBRACIONES Y ONDA AÉREA.....	122
6.CONTROL DE LAS PROYECCIONES	126

1. INTRODUCCIÓN

El proceso de perforación y voladura es una fase crítica de toda explotación ya que marcará la producción y definirá el tamaño de roca que posteriormente deberá ser triturada. La energía de los explosivos es mucho más eficaz que la mecánica por lo que cuanto más se asemeje el tamaño de las rocas al necesitado los gastos en la trituración posterior se reducirán.

2. SELECCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

2.1. Tipos de explosivos

Los explosivos químicos industriales se clasifican en dos grupos según la velocidad de su onda de choque.

- Explosivos rápidos y detonantes: Con velocidad entre 2.000 y 7.000 m/s.
- Explosivos lentos y deflagrantes: Con menos de 2.000 m/s.

Los deflagrantes comprenden a las pólvoras, compuestos pirotécnicos y propulsores casi sin ninguna aplicación en la minería salvo para la extracción de rocas ornamentales.

Los explosivos detonantes se dividen en primarios y secundarios según su aplicación. Los primarios por su alta energía se usan como iniciadores para el detonador. Los secundarios son los que se usan para el arranque de roca, aunque son menos sensibles que los primarios desarrollan mayor trabajo útil.

Los explosivos industriales a su vez se dividen en otros dos grandes grupos:

- Agentes explosivos: No llevan en su mezcla ingredientes intrínsecamente explosivos. Los principales son: ANFO, ALANFO, hidrogeles emulsiones y ANFO pesado.
- Explosivos convencionales: Se necesita para su fabricación de sustancias intrínsecamente explosivas. Las más conocidas son: gelatinosas, pulverulentas y de seguridad.

A continuación, se van a describir los principales explosivos siguiendo la clasificación anterior.

- **Agentes explosivos:**

- ANFO:

El ANFO es una mezcla entre nitrato amónico y combustible en el que este último desempeña un papel fundamental. La mezcla estequiométrica corresponde a un 94,3% de nitrato amónico y un 5,7% de gas-oíl. La influencia que tiene el porcentaje de combustible sobre la energía desprendida y la velocidad de detonación se muestra en la tabla siguiente.

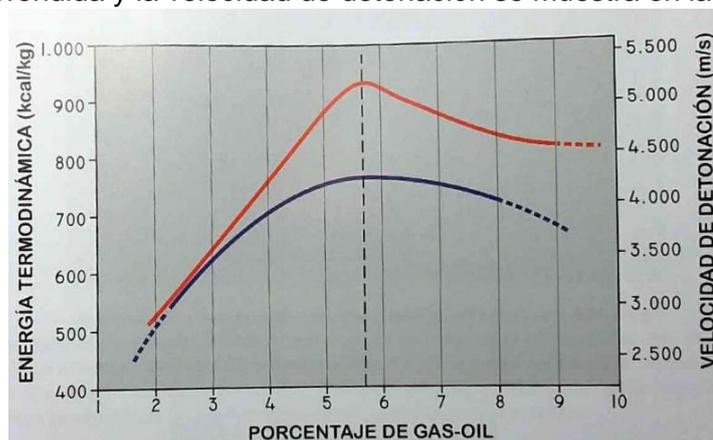


Tabla 3.1. Variación de la energía y velocidad según concentración de gas-oíl (Manual de perforación y voladura)

El agua es el principal enemigo del ANFO, pues absorbe una gran cantidad de calor para su vaporización y rebaja considerablemente la potencia del explosivo. En cargas de 76 mm de diámetro una humedad superior al 10% produce la insensibilidad del agente explosivo.

El diámetro crítico de este explosivo está influenciado por el confinamiento y la densidad de carga. Usado dentro de barrenos en roca con una densidad granel de 0,8 g/cm³ el diámetro crítico es de 25 mm, mientras que con 1,15 g/cm³ se eleva a 75 mm.

Es uno de los explosivos más utilizados debido a su bajo coste y fácil fabricación.

- ALANFO:

Como la densidad del ANFO es baja, la energía resultante por unidad longitudinal de columna es pequeña. Para elevar la energía, se le añade productos como el aluminio. El límite práctico de aluminio por cuestión de rendimiento y economía se encuentra entre el 13 y el 15%, produciéndose una disminución de eficiencia por encima del 25%.

- Hidrogeles:

Son agentes explosivos constituidos por soluciones acuosas saturadas en nitrato amónico, a menudo con otros oxidantes como nitrato sódico y calcio, en la que se encuentran dispersos los combustibles, sensibilizantes, agentes espesantes y gelatinizantes que evitan la segregación de los productos sólidos.



Imagen 3.1. Hidrogeles (Maxam)

En cuanto a sus características, ya que en su composición no se utilizan sensibilizantes intrínsecamente explosivos, poseen una seguridad muy alta tanto en su fabricación como manipulación. A pesar de esto, presentan una aptitud a la detonación muy buena.

La resistencia al agua es excelente y la potencia es equivalente o superior a los explosivos convencionales. Tienen una densidad que puede ir según su fabricación desde 0,8 a 1,6 g/m³.

– Emulsiones:

Es el explosivo de más reciente aparición en el mercado, mantiene las propiedades de los hidrogeles, pero a su vez mejora dos características fundamentales como la potencia y resistencia al agua.

Las emulsiones explosivas son de tipo denominado agua en aceite en las que la fase acuosa compuesta por sales inorgánicas oxidantes disueltas en agua y la fase aceitosa por un combustible líquido inmiscible con el agua del tipo hidrocarbonado.

Este explosivo tiene numerosas ventajas respecto al resto:

- + Menor coste de fabricación.
- + Excelente resistencia al agua.
- + Densidades entre 1 y 1,45 g/cm³.
- + Elevada velocidad de detonación.
- + Gran seguridad en la fabricación y carga.
- + Posibilidad de mecanizado de la carga.

Los inconvenientes principales son a causa de su preparación muy estricta, la alterabilidad a bajas temperaturas y periodos prolongados de transporte.

– ANFO pesado:

Es una mezcla de emulsión base con ANFO. El ANFO presenta unos huecos intersticiales que pueden ser ocupados por un explosivo líquido como la emulsión que actúa como matriz energética.

Las principales ventajas del explosivo son:

- + Mayor energía.
- + Mejores características de sensibilidad.
- + Gran resistencia al agua.
- + Posibilidad de efectuar cargas con variación de energía a lo largo del barreno.

- **Explosivos convencionales:**

- Explosivos gelatinosos:

Están formados por un 92% de nitroglicerina y un 8% de nitrocelulosa teniendo un balance de oxígeno nulo y desarrollando una energía superior a la nitroglicerina pura.

Sus principales ventajas son:

- + Potencias elevadas.
- + Alta densidad, desde 1,2 hasta 1,5 g/cm³.
- + Elevadas velocidades de detonación.
- + Gran resistencia al agua.

Sus principales inconvenientes por el contrario son los siguientes:

- + Riesgos de accidentes.
- + Sensibles a estímulos subsónicos como golpeo por maquinaria.
- + Se reduce la flexibilidad en condiciones de frío.
- + Elevado coste.

- Explosivos pulverulentos:

Son aquellas mezclas explosivas sensibilizadas con nitroglicerina, pero con porcentaje inferior al 15%, tiene una consistencia granular o pulverulenta.

Sus principales características son.

- + Potencia inferiores a los gelatinosos.
- + Velocidad de detonación inferior.
- + Densidades entre 0,9 y 1,2 g/cm³.
- + Muy poca resistencia al agua.
- + Adecuada para rocas blandas o semiduras como carga de columna.

- Explosivos de seguridad:

Son aquellos especialmente preparados para el uso en minas de carbón con ambientes inflamables de polvo y grisú. Su principal característica es su baja temperatura de explosión.

2.2. Criterios de selección

La elección del tipo de explosivo forma parte importante del diseño de una voladura. Los principales factores que se van a tener en cuenta a la hora de la elección del explosivo son los siguientes:

- Precio del explosivo:

El coste del explosivo es evidentemente un criterio de selección importante. En principio, hay que elegir el explosivo más barato con el que se es capaz de realizar un trabajo determinado.

Los precios comparativos de los explosivos por unidad de peso, tomando como referencia el nitrato amónico se muestran en la tabla inferior. Se puede observar que el explosivo más barato es el ANFO, otros atractivos de este explosivo es su seguridad, facilidad de almacenamiento, transporte y manipulación.

EXPLOSIVOS	PRECIOS COMPARATIVOS DE EXPLOSIVOS (PRECIO DE REFERENCIA: NITRATO AMÓNICO, 100-200)			
	500	1.000	1.500	2.000
NITRATO AMÓNICO	█			
ANFO ENCARTUCHADO	█	█		
ANFO ENSACADO	█	█		
ANFO A GRANEL	█			
HIDROGEL ENCARTUCHADO			█	█
HIDROGEL ENSACADO		█	█	
HIDROGEL A GRANEL		█	█	
DINAMITAS			█	█
GELATINAS			█	█
EMULSIONES A GRANEL		█	█	
MEZCLA DE HIDROGEL Y ANFO		█		
ANFO PESADO	█			

Tabla 3.2. Precios comparativos de explosivos (Manual perforación y voladura)

Para un diseño geométrico de la voladura fijado, utilizando un diámetro de barreno dado, el menor coste se obtendrá empleando un explosivo que proporcione la potencia requerida al menor coste por unidad de longitud de barreno cargado.

Desde el punto de vista económico, el mejor explosivo no es el más barato sino aquel con el que se consigue menor coste de fragmentación en la voladura.

– Diámetro de la carga:

Cuando se utilizan explosivos cuya velocidad de detonación varía fuertemente con el diámetro, como en el caso del ANFO, hay que tomar las siguientes precauciones:

+ Con diámetros inferiores a 50 mm es preferible usar hidrogeles o explosivos gelatinosos encartuchados.

+ Entre 50 y 100 mm se puede usar el ANFO como carga de columna.

+ Por encima de 100 mm no existen problemas para el uso del ANFO.

– Características de la roca:

Las propiedades geomecánicas del macizo rocoso a volar conforman el grupo de variables más importante, no solo por su influencia directa en los resultados de las voladuras sino además por su interrelación con otras variables de diseño.

En rocas masivas resistentes los explosivos idóneos son aquellos con alta energía de tensión como: hidrogeles, emulsiones y explosivos gelatinosos.

En rocas muy fisuradas los explosivos de alta energía de tensión son poco útiles por ello interesa explosivos que generen más gases como el ANFO.

– Condiciones de temperatura:

Las bajas temperaturas ambientales influyen fuertemente en los explosivos que contienen nitroglicerina, ya que tienden a congelarse a temperaturas inferiores a 8°C. Para solventar este problema se usan sustancias que tienen nitroglicol las cuales hacen que el punto de congelación baje a -20°C.

Las altas temperaturas también dan inconvenientes como por ejemplo en el caso del ANFO en el que hay que vigilar la evaporación del gas-oíl que puede reducirse más de un 50%.

En el caso de los hidrogeles esos riesgos han desaparecido, aunque a bajas temperaturas se hacen más insensibles.

– Presencia de agua:

Algunos explosivos en presencia de agua se ven gravemente afectados. Es el caso del ANFO que con humedades superiores al 10% se produce su alteración impidiendo así su detonación.

Si la presencia de agua en los barrenos es grande se puede efectuar el desagüe mediante bombas. Pudiendo introducir a continuación una vaina de plástico la cual puede ser rellenada con ANFO.

Por el contrario, si resulta imposible su desagüe pueden usarse hidrogeles o emulsiones a granel porque resisten y desplazan el agua.

– Problemas de entorno:

Las principales perturbaciones que inciden sobre el área próxima a las voladuras son las vibraciones y onda aérea.

Aquellos explosivos que presentan elevada energía de tensión son los que dan mayor nivel de vibraciones, debido a eso será mejor usar ANFO que hidrogeles.

2.3. Explosivos seleccionados

Los barrenos de las voladuras estarán compuestos por dos cargas, carga de fondo y de columna.

- **Explosivo de la carga de fondo:**

La carga de fondo estará compuesta por un explosivo más denso y con mayor potencia explosiva.

El explosivo seleccionado para dicho propósito será un hidrogel encartuchado que tenga características similares al “Riogel Troner HE”. Dicho explosivo ha sido seleccionado por los siguientes motivos:

- Tiene un precio medio (Tabla 3.2) en comparación a otros explosivos usados como carga de fondo.
- Se venden en gran cantidad de diámetros, permitiendo así amoldarse a los diámetros de la perforación.
- Su alta densidad le hace óptimo para voladuras en rocas de dureza media como es el caso de la marga.
- Tiene un rango amplio de temperatura que va desde -20 a 60 °C. Pudiendo así usarlo en invierno cuando las temperaturas sean frías ya que en la zona de la explotación los inviernos son bastantes fríos.
- Tiene una alta resistencia al agua. Pese a que el agua de los barrenos va a ser extraída previa carga de estos, existe la posibilidad de que quede agua en su fondo. A continuación, se muestran las principales características:

RIOGEL TRONER

ALTA ENERGÍA



DESCRIPCIÓN

RIOGEL TRONER HE es el resultado de los mayores avances en la tecnología de los hidrogeles (tecnología micro-gel).

RIOGEL TRONER HE es un hidrogel de alta densidad sensible al detonador. La estructura de gel (reticulación) da al producto una reología consistente y una resistencia al agua excepcional.

RIOGEL TRONER HE está fabricado en diferentes tamaños de encartuchado en plástico de alta densidad (HDPE) para satisfacer las necesidades de las más exigentes aplicaciones de voladura.

APLICACIÓN

RIOGEL TRONER HE combina sensibilidad y alta energía.

Su densidad hace que sea ideal para su uso en barrenos con agua y lo convierte en una opción viable para su uso como carga de fondo en rocas de dureza media y para cargas de columna en barrenos con agua.



1. Envoltura de plástico PEAD para una mayor resistencia a la abrasión.



2. Consistencia de reticulado similar a la goma.

Ventajas

- Combina un perfecto balance de alta energía y sensibilidad que permite su uso en gran variedad de aplicaciones.
- Excelente resistencia al agua.
- Gran variedad de calibres en plásticos de alta densidad (resistencia a la abrasión).
- Energía volumétrica superior a otros explosivos (emulsiones).
- Excelente estabilidad química con el tiempo sin aparecer cristalizaciones de la pasta explosiva.

RECOMENDACIONES DE USO

La resistencia al agua permite su uso en barrenos con agua. No usar en atmósferas potencialmente inflamables. Este producto es sensible a detonador y RIOCORD 12 g/m. La temperatura de este producto debería estar dentro del rango de -20°C y $+60^{\circ}\text{C}$. Para más información consulte la Hoja de recomendaciones de uso incluida dentro de las cajas o embalaje del producto y la Hoja de datos de seguridad del material correspondiente.

RIOGEL TRONER HE es sensible al detonador sumergido a una profundidad de 20 metros de agua. En caso de iniciarse mediante multiplicador, la profundidad de la aplicación bajo agua podría ser mayor. Por favor, contacte con su representante local de Maxam para más información a este respecto.

SEGURIDAD

USO: RIOGEL TRONER HE debe usarse, manipularse y almacenarse con cuidado, asegurándose de mantener el producto alejado de las llamas y de fuentes de calor excesivo. ELIMINACIÓN: La eliminación de material explosivo puede ser peligrosa, asegúrese de que se han aplicado unas medidas de seguridad adecuadas de acuerdo a las instrucciones en la Hoja de datos de seguridad del material (MSDS).

ALMACENAMIENTO

Para mantener las propiedades de los explosivos MAXAM, recomendamos que se guarden en depósitos autorizados, en un lugar fresco y seco con una ventilación adecuada.

MAXAM

Características técnicas	
Densidad (g/cm ³)	1,25
Velocidad de detonación* (m/s)	5.500 ±200
Energía efectiva relativa ¹ (%)	
Fuerza en relación con el peso	122
Fuerza en relación con el volumen	190
Volumen de gas (L)	933

1) ANFO: Densidad 0,80 g/cm³, energía efectiva 2,30 MJ/kg.
 * VOD depende de la aplicación, diámetro, confinamiento y densidad. VOD medida en 32mm dentro de barreno.

Clasificación de transporte	Embalaje estándar
Clase	1.1D
Número de la ONU	0241

Póngase en contacto con su representante local de MAXAM para más información.

Característica Técnica				
Diámetro x Longitud (mm)	Peso del cartucho (g)	Cartuchos/Caja	Peso/caja (kg)	Tipo de revestimiento
32x250	343	40	24	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
29x500	431	58	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
32x250	250	100	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
32x500	500	48	24	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
40x330	521	48	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
40x500	781	32	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
50x500	1.200	20	24	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
55x500	1.471	17	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
60x500	1.786	14	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
70x500	2.400	10	24	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
80x500	3.125	8	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
85x500	3.571	7	25	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
90x500	4.000	6	24	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
110x495	6.000	3	18	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
125x500	7.000	3	21	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)
200x300	11.000	2	22	Lamina de plástico de alta densidad (HDPE)

- **Explosivo de la carga de columna:**

El explosivo seleccionado para la carga de columna será un ANFO que tenga características parecidas al "Rioxam ST" en su variable encartuchado. Dicho explosivo ha sido seleccionado por los siguientes motivos:

- Pese a ser de tipo ANFO (de los mas baratos) es más caro en comparación con otros de su misma familia (tabla 3.2).
- Se venden en gran cantidad de diámetros, permitiendo así amoldarse a los diámetros de la perforación.
- Resulta óptimo para voladuras en cantera como cargas de columna.
- Tiene un rango amplio de temperatura que va desde -25 a 60 °C. Pudiendo así usarlo en invierno cuando las temperaturas sean frías.

- Su encapsulado le aporta una ligera resistencia al agua que los ANFOs a granel no tienen. De este modo es óptimo para el uso en barrenos previamente drenados pero que podrían tener algo de humedad en su interior.

A continuación, se muestran las principales características:

RIOXAM

EXPLOSIVO TIPO ANFO

DESCRIPCIÓN
RIOXAM ST es un explosivo constituido por una mezcla de nitrato amónico poroso de alta calidad y gasóleo, seguro y fácil de manejar.

RIOXAM ST tiene una consistencia granulada (PRILLS) y puede suministrarse en los siguientes formatos (no disponible en todos los mercados):

- Encartuchado en fundas de plástico.
- A granel en sacos de 25 kg.

APLICACIÓN
RIOXAM ST está destinado para el uso en operaciones a cielo abierto y subterráneas en perforaciones secas. RIOXAM ST encartuchado puede utilizarse en perforaciones con poca agua y/o en roca fisurada.

RIOXAM ST es una excelente y rentable solución como carga de columna para voladuras en canteras, minas y obras de construcción al cargar perforaciones secas.

Su carácter granulado le permite rellenar totalmente el volumen de carga, acoplándose a las paredes del barreno y transmitiendo a la roca la máxima presión de detonación generada.

RIOXAM ST





1. Consistencia granulada para la máxima presión de la detonación.



2. Cartuchos de envoltura de película de plástico para su uso en perforaciones que contienen bajas cantidades de agua.

Ventajas

- Explosivo de una buena relación calidad-precio para una amplia variedad de aplicaciones de voladura en condiciones tanto a granel como también adecuado para roca de dureza media en perforaciones secas.
- Se carga con facilidad y llena completamente la perforación.
- Es de flujo libre permitiendo su vertido en perforaciones de pozos o su uso en un cargador neumático homologado.

MAXAM

RECOMENDACIONES DE USO
La aplicación incorrecta de RIOXAM ST puede originar altos niveles de humos no deseado tras la voladura.
Carga - No cargar RIOXAM ST en perforaciones de menos de 65 mm de diámetro. Puede cargarse con equipos de carga neumática homologados. Se recomienda usar para su iniciación un multiplicador RIOBOOSTER o RIOCORD de 12g/m (granel), o de 20 g/m (encartuchada), o un cartucho cebo de RIODIN.
Temperatura - La temperatura de este producto debería estar dentro del rango de -25°C y +60°C. La temperatura del producto hace referencia a la temperatura de la pasta explosiva y no a la temperatura ambiente. Para más información consulte la Hoja de recomendaciones de uso incluida dentro de las cajas o embalaje del producto y la ficha de seguridad del material correspondiente. Resistencia al agua - RIOXAM ST no tiene resistencia al agua.

ALMACENAMIENTO
Para mantener las propiedades de los explosivos MAXAM, recomendamos que se guarden en almacenes autorizados, en un lugar fresco y seco con una ventilación adecuada.

Características técnicas		Formatos a granel
Densidad (g/cm ³)	0,80	A granel o en sacos de aproximadamente 25 kg.
Velocidad de detonación* (m/s)	2500 - 5100	
Energía efectiva relativa ¹ (%)		
Fuerza en relación con el peso	100	
Fuerza en relación con el volumen	100	
Volumen de gas (L)	978	

¹) ANFO: Densidad 0,80 g/cm³, energía efectiva 2,59 MJ/kg.

* VOD depende de la aplicación, el diámetro, el confinamiento y la densidad. El valor máximo dentro del rango es el VOD ideal.

Embalaje estándar 1.1D (valores nominales)				
Diámetro x Longitud (mm)	Peso del cartucho (g)	Cartuchos/Caja	Peso/caja (kg)	Tipo de revestimiento
50 x 490	833	30	25	Película de plástico
55 x 490	962	26	25	Película de plástico
65 x 490	1250	20	25	Película de plástico
75 x 490	1563	16	25	Película de plástico
85 x 490	2083	12	25	Película de plástico
125 x 490	5000	5	25	Película de plástico

SEGURIDAD

USO: RIOXAM ST debe usarse, manipularse y almacenarse con cuidado, asegurándose mantener el producto alejado de las llamas y de fuentes de calor excesivo.

ATMÓSFERAS INFLAMABLES: RIOXAM ST no está destinado a utilizarse en atmósferas inflamables o de metano.

MATERIALES REACTIVOS: RIOXAM ST puede reaccionar con el material pirrítico en el terreno y puede crear situaciones potencialmente peligrosas. Si RIOXAM ST se va a aplicar en materiales que se sepa que son reactivos o que puedan serlo, debe llevarse a cabo un programa de prueba antes del uso de RIOXAM ST para garantizar que las acciones inhibitorias del producto son suficientes para el uso previsto, de lo contrario MAXAM no asume ninguna responsabilidad por cualquier pérdida o responsabilidad que se derive del uso de RIOXAM AL en material reactivo.

ELIMINACIÓN: La eliminación de material explosivo puede ser peligrosa, asegúrese de que se han aplicado unas medidas de seguridad adecuadas de acuerdo a las instrucciones en la Hoja de datos de seguridad del material (MSDS).

Clasificación de transporte	Embalaje estándar	Sensibilizado a granel	No sensibilizado a granel
Clase	1.1D	xx	xx
Número de la ONU	0082		

Póngase en contacto con su representante local de MAXAM para más información.

3. SELECCIÓN DE LOS DETONADORES

3.1. Tipos de detonadores

Actualmente, el sistema de energización de los detonadores llamados ordinarios por medio de mecha lenta, que implica un alto riesgo de accidentes para los artilleros y una falta de control de los tiempos de salida con unas repercusiones negativas en el rendimiento de las voladuras y en las alteraciones a que pudieran dar lugar estas, ha sido casi totalmente sustituido por sistemas más seguros y fiables que pueden clasificarse en dos grupos:

- **Detonadores no eléctricos:**

Los sistemas de iniciación con detonadores no eléctricos se basan en la onda de choque de baja velocidad de detonación, que se canaliza a través de un tubo de plástico, denominado tubo de transmisión, hasta el cartucho del detonador. Ofrecen una ilimitada combinación de tiempo y pueden usarse con todo tipo de explosivos y voladuras.

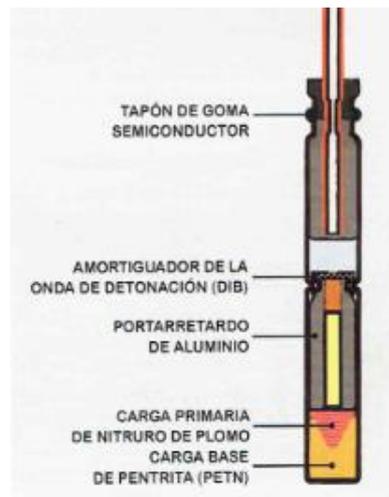


Imagen 3.2. Componentes del detonador no eléctrico Rionel (Manual perforación y voladura, 2017).

Maxam fabrica actualmente los siguientes tipos de detonadores no eléctricos y conectores para voladuras de superficie denominados Rionel:

- Rionel MS

La serie de milisegundos se utiliza en la mayoría de aplicaciones de voladuras en superficie como detonadores de fondo, combinado con los conectores de superficie Rionel SCX.



Imagen 3.3. Detonador no eléctrico de microretardo (Manual perforación y voladura, 2017)

Presenta incrementos de tiempo de 25 ms entre números consecutivos del 1 al 30 y está disponible en una alta gama de longitudes que van desde 3,6 a 30 metros.

– Rionel SCX

Este conector de superficie está compuesto de un tubo de transmisión de diferentes longitudes. Posee un conector de plástico con forma de pico de pato provisto de un detonador de baja carga y alta precisión. El conector puede alojar hasta seis tubos y es identificado en diferentes colores según su tiempo de retardo.

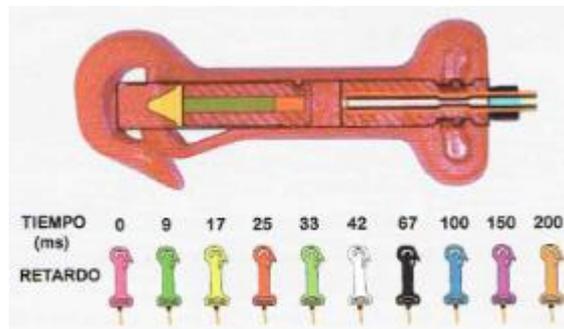


Imagen 3.4. Conectores Rionel SCX (Manual perforación y voladura, 2017)

– Rionel DDX

Este detonador reúne en un único elemento el detonador de fondo y el retardo en superficie. Además, el retardo en superficie está montado en un único bloque conector. El bloque conector de plástico tiene un color determinado variable según tiempo de retardo.



Imagen 3.5. Sistema Rionel DDX (Manual perforación y voladura, 2017)

– Rionel BC

El conector de manojos Rionel BC está específicamente diseñado para el inicio simultáneo de múltiples detonadores no eléctricos. Está diseñado para iniciar un lazo de cordón detonante ensamblado en fábrica, que de forma correcta, puede sujetar hasta 20 tubos de transmisión.

– Rionel LLX

Es un sistema no eléctrico de iniciación de voladuras. Consta de un tubo de transmisión de gran longitud enrollado en un carrete con un conector. El tubo de transmisión es seguro frente a corrientes extrañas y diseñado para resistir altos esfuerzos de tracción y elongación. El conector puede alojar hasta 6 tubos en su interior y la iniciación requiere a la vez energía de onda de choque y calor.

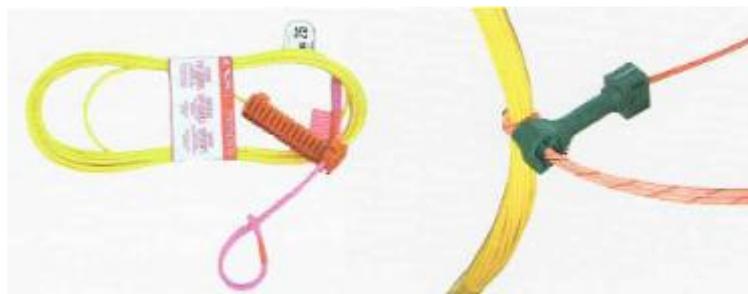


Imagen 3.6. Iniciador de tubo de transmisión. (Manual perforación y voladura, 2017)

• **Detonadores eléctricos:**

Estos detonadores están constituidos por una capsula de aluminio o cobre en la que se aloja un inflamador, un explosivo iniciador y un explosivo base. La potencia de los detonadores viene dada por la cantidad de fulminato de mercurio de que disponen, normalmente de 1 o 2 gramos.



Imagen 3.7. Detonadores eléctricos. (Manual perforación y voladura, 2017)

Desde el punto de vista electrónico los detonadores se clasifican según el impulso de encendido o energía por unidad de resistencia eléctrica que se precisa para provocar la inflamación del detonador. Los detonadores se denominan sensibles (S), insensibles (I) y altamente insensibles (AI).

CARACTERÍSTICAS ELÉCTRICAS DE LOS DETONADORES MAXAM	TIPO DE DETONADOR		
	S	I	AI
Resistencia de puente Ohmios (Ω)	1,2 - 1,6	0,4 - 0,5	0,03 - 0,05
Impulso de encendido (mW·s/ Ω)	0,8 - 3	8 - 16	1.100 - 2.500
Corriente de seguridad Amperios (A)	0,18	0,45	4
Corriente de encendido en series recomendada Amperios (A)	1,2	2,5	25

Tabla 3.3. Características eléctricas. (Maxam)

En España Maxam comercializa los detonadores Riodet. Estos presentan tres tipos de retardo, Instantáneo (Z), Microretardo (M) y Retardo (D). Los de microretardo se fabrican en 25 tiempos de retardo y los de retardo con 16 tiempos, proporcionando gran flexibilidad en el diseño de la voladura.

3.2. Detonador seleccionado

Para llevar a cabo la iniciación de las cargas se usarán detonadores no eléctricos de características semejantes a los de la serie Rionel, los cuales poseen gran variedad de tiempos de retardo. Se han elegido dichos detonadores frente a los eléctricos por las siguientes ventajas:

- Fácil uso.
- Sin límite de número de barrenos.
- Reducción de onda aérea, proyecciones y vibraciones.

- Total seguridad frente a corrientes erráticas.

Como detonador de fondo se usará Rionel MS que tiene las siguientes especificaciones:

RIONEL MILISEGUNDO

La serie de RIONEL MS ha sido diseñada para su uso como detonador de fondo en voladuras convencionales.

Los detonadores RIONEL MS se fabrican en una serie con diferentes tiempos de retardo, que combinados con los conectores de superficie RIONEL SCX, ofrecen multitud de opciones de secuencias de iniciación. Los detonadores RIONEL MS tienen una alta precisión en su retardo, reduciendo así el riesgo de solape de tiempos.

El detonador RIONEL MS puede iniciar RIODOSTER, RIOCEL, RIOFIT, RIOSPLIT y toda la gama MAXAM de productos sensibles al detonador.

Los RIONEL MS de 3,6 m, 4,8 m, y 6 m incluyen un conector J (J-hook) que facilita la conexión al cordón detonante RIOCORD (de un mínimo de 5 g/m).

Los detonadores estándar RIONEL MS vienen enrollados en una "forma de 80" patentada que evita la formación de enredos. Las unidades de mayor metraje se suministran en carretes que evitan de igual manera estos efectos.



1. Tubo de transmisión de 3 capas enrollado en "forma de 80" que evita la formación de enredos.
2. Detonador de potencia óptima debido con doble engrasado.
3. La faja de sujeción de fácil rotura permite una carga más rápida.
4. La etiqueta resistente al agua incluye el número, tiempo de retardo, longitud y número de lote.
5. Conector J (J-hook) para facilitar la conexión con RIOCORD (mínimo 5 g/m). Disponible sólo en longitudes de 3,6, 4,8 y 6 m.

Ventajas

- Seguro, fiable y de fácil manejo.
- Seguro frente a corrientes erráticas
- Tubo de transmisión diseñado para resistir altos esfuerzos a tracción y elongaciones evitando su daño bajo condiciones normales de uso.
- El diseño, color, etiquetas y embalaje facilitan su visibilidad e identificación.



010001RIONEL_MS01

Tiempos de retardo (valores nominales)		Embalaje estándar, Clase 1.1B (valores nominales)				
Retardo	Tiempo (ms)	Longitud (m)	Unidades por caja	Peso bruto (kg)	Peso neto (kg)	Color del tubo
0	-	3,6*	240	10	8	Naranja
1	25	4,8*	240	12	10	Naranja
2	50	6*	180	10	8	Naranja
3	75	9*	150	11	9	Naranja
4	100	12*	120	12	10	Naranja
5	125	15*	96	11	9	Naranja
6	150	18*	72	10	8	Naranja
7	175	24*	54	10	8	Naranja
8	200	30*	40	10	8	Naranja
9	225	30*	40	10	8	Naranja
10	250					
12	300					
14	350					
16	400					
18	450					
20	500					
22	550					
24	600					
26	650					
28	700					
30	750					

Embalaje especial, Clase 1.4B (valores nominales)				
Longitud (m)	Unidades por caja	Peso bruto (kg)	Peso neto (kg)	Color del tubo
40*	16	7	12	Naranja
50*	16	8	13	Naranja
60*	16	9	14	Naranja
70*	16	9,5	14	Naranja
80*	16	10,5	15	Naranja
100*	16	12	17	Naranja



Para su conexión en superficie Rionel SCX que tiene las siguientes especificaciones:

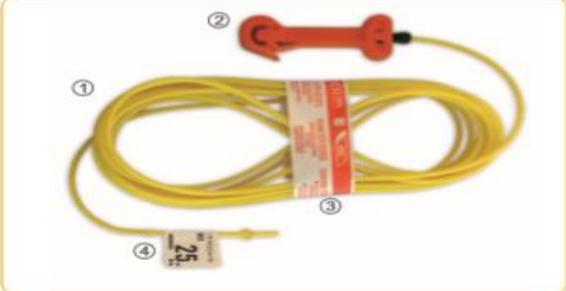
RIONEL SUPERFICIE

La serie de conectores RIONEL SCX ha sido diseñada para el secuenciado de voladuras, introduciendo intervalos de retardo entre barrenos, mediante sencillas conexiones de superficie.

La serie RIONEL SCX permite secuenciar diferentes cargas dentro de un mismo barreno o entre filas de barrenos. Utilizándolos junto con los detonadores RIONEL MS, LP or DDX, ofrecen una gran versatilidad en el diseño de cualquier voladura.

El conector de superficie RIONEL SCX está compuesto de un tubo de transmisión de diferentes longitudes. Así mismo posee un conector de plástico provisto de un detonador de baja carga y alta precisión que minimiza el ruido y la metralla. El conector puede alojar hasta 6 tubos en su interior y es identificado mediante su color dependiendo del tiempo de retardo.

RIONEL SCX es el tipo de conexión ideal para el sistema RIONEL de MAXAM.



1. Tubo de transmisión de 3 capas enrollado en "forma de 80" que evita la formación de aristas.
2. El conector codificado con colores puede alojar hasta 6 tubos.
3. La faja de sujeción de fácil rotura permite una carga más rápida.
4. La etiqueta resistente al agua incluye el número, tiempo de retardo, longitud y número de lote.

Ventajas

- Seguro, fiable y de fácil manejo.
- Permite multitud de secuencias de disparo.
- Seguro frente a corrientes erráticas.
- Tubo de transmisión diseñado para resistir altos esfuerzos a tracción y elongaciones evitando su daño bajo condiciones de uso normales.
- El diseño, colores, etiquetas y embalaje facilitan su visibilidad e identificación.

MAXAM

00201RIONEL_SCX01

Tiempos de retardo (valores nominales)

Retardo	Tiempo (ms)
	0
	9
	17
	25
	33
	42
	67
	100
	150
	200

Embalaje estándar, Clase 1.1B (valores nominales)

Longitud (m)	Unidades por caja	Peso bruto (kg)	Peso neto (kg)	Color del tubo
3,6*	210	12	10	Amarillo
4,8*	180	11	9	Amarillo
6*	180	13	11	Amarillo
9*	120	11	9	Amarillo
12*	120	13	11	Amarillo

*Longitud estándar. Suministro más rápido. Otras medidas disponibles bajo pedido. Unidades en metraje.



4. CÁLCULO DE LA VOLADURA

4.1. Dimensionamiento de la voladura

Teniendo en cuenta el material a explotar se va a realizar una voladura de pequeño diámetro. La resistencia a compresión simple es de 90 MPa. Los barrenos van a tener una inclinación de 25°. Teniendo en cuenta que la altura del banco es de 15 metros el diámetro de perforación seleccionado va a ser de 102 mm (4 pulgadas).

ALTURA DE BANCO H (m)	DIAMETRO DEL BARRENO D (mm)
8 - 10 10 - 15	65 - 90 100 - 150

Tabla 3.4. Relación altura banco-diámetro barreno (López Gimeno)

4.1.1. Parámetros de la voladura

A continuación, se efectúan los cálculos de la voladura tipo que se efectuarán cada tres semanas y tendrán unas dimensiones de 15x20x40 m (HxAxL) y moverán 12.000 m³. Los cálculos se llevarán a cabo usando el método empleado en el Manual de perforación y voladura de C. López Jimeno el cual usa los valores tentativos de los parámetros geométricos en función de las resistencias de las rocas.

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)			
	Blanda < 70	Media 70-120	Dura 120-180	Muy Dura > 180
PIEDRA - B	39 D	37 D	35 D	33 D
ESPACIAMIENTO - S	51 D	47 D	43 D	38 D
RETACADO - T	35 D	34 D	32 D	30 D
SOBREPERFORACIÓN - J	10 D	11 D	12 D	12 D

VARIABLE DE DISEÑO	RESISTENCIA A COMPRESIÓN SIMPLE (MPa)			
	Roca blanda < 70	Roca media 70-120	Roca dura 120-180	Roca muy dura > 180
LONGITUD CARGA DE FONDO-L	30 D	35 D	40 D	36 D

Tabla 3.5. Parámetros geométricos en función de la resistencia de la roca (Manual perforación y voladura)

Sabiendo que la resistencia es de 90 MPa y que el diámetro es de 102 mm los parámetros geométricos serán los siguientes:

- Piedra (B) = 37 x 0,102 = 3,77 m
- Espaciamiento (S) = 47 x 0,102 = 4,79 m
- Retacado (T) = 34 x 0,102 = 3,47 m
- Sobreperforación (J) = 11 x 0,102 = 1,12 m
- Longitud carga de fondo (L_{cf}) = 35 x 0,102 = 3,57 m

La longitud del barreno y de la carga de fondo se calcularán mediante las siguientes ecuaciones:

- Longitud total (L) = $\left(\frac{H}{\cos(25)}\right) + J = 17,39$ m
- Longitud carga columna (L_{cc}) = L-T- L_{cf} = 10,35 m

4.1.2. Diseño de las cargas

La carga estará dividida en carga de fondo y carga de columna. La carga de fondo estará constituida por "Riogel troner" y la carga de columna por "Rioxam encartuchado". Los datos de los explosivos son los siguientes:

	Cargas	
	Carga fondo	Carga columna
Diámetro (mm)	90	85
Longitud (mm)	500	490
Peso (g)	4.000	2.085
Densidad (g/cm³)	1,25	0,8

Una vez definidos los explosivos se ha llevado a cabo el diseño de las dos cargas:

+ *Carga de fondo:*

- Número de cartuchos = $\frac{L_{cf}}{\text{Longitud cartuchos}} = \frac{3,57}{0,5} = 7,14 \sim 7$
- Longitud carga fondo real (L_{cfr}) = N cartuchos x $L_{cartuchos}$ = 7 x 0,5 = 3,5 m
- Carga fondo (Q_f) = N° cartuchos x Peso cartucho = 7 x 4 = 28 kg
- Concentración carga fondo (q_{cf}) = $\frac{Q_f}{L_{cf}} = \frac{28}{3,5} = 8$ kg/m

+ Carga columna:

- Longitud carga columna (L_{cc}) = $L - T - Lcfr = 17,39 - 3,47 - 3,5 = 10,42 m$
- Número de cartuchos = $\frac{L_{cc}}{Longitud\ cartuchos} = \frac{10,42}{0,49} = 21,2 \sim 21$
- Longitud carga columna real (L_{ccr}) = $N\ cartuchos \times Lcartuchos = 21 \times 0,49 = 10,29 m$
- Carga columna (Q_c) = $N^o\ cartuchos \times Peso\ cartucho = 21 \times 2,085 = 43,7 kg$
- Concentración carga fondo (q_{cc}) = $\frac{Q_c}{L_{cc}} = \frac{43,7}{10,29} = 4,2 kg/m$

Finalmente, el diseño de las cargas sería el siguiente:

	Cargas	
	Carga fondo	Carga columna
Número cartuchos	7	21
Longitud Real (m)	3,5	10,29
Carga (Kg)	28	43,7
Concentración carga (kg/m)	8	8,63

Tabla 3.6. Cargas por barreno

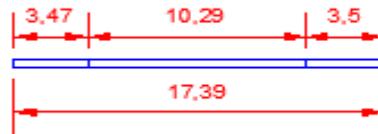


Imagen 3.8. Cargas barreno

Una vez llevado a cabo el diseño de las cargas se procede a calcular los parámetros restantes por barreno:

- Carga total:

$$Q = Q_f + Q_c = 28 + 43,7 = 71,3 kg$$

- Volumen arrancado por barreno:

$$VA = B \times S \times \frac{H}{\cos(\beta)} = 3,77 \times 4,79 \times \frac{15}{\cos(25)} = 298 m^3$$

- Rendimiento arranque por barreno:

$$RA = \frac{Volumen\ arrancado}{L} = \frac{298}{17,39} = 17,1 \frac{m^3}{m}$$

- Consumo específico:

$$CE = \frac{\text{Carga total}}{\text{Volumen arrancado}} = \frac{71,3}{298} = 0,23 \text{ kg/m}^3$$

La voladura estará compuesta por 5 filas y 9 columnas teniendo un total de barrenos de 45 por lo que los valores totales de la voladura serán los siguientes :

Carga de fondo (kg)	1.260
Carga de columna (kg)	1.966
Carga total	3.226
Volumen arrancado total (m ³)	13.410

Tabla 3.7. Cargas totales.

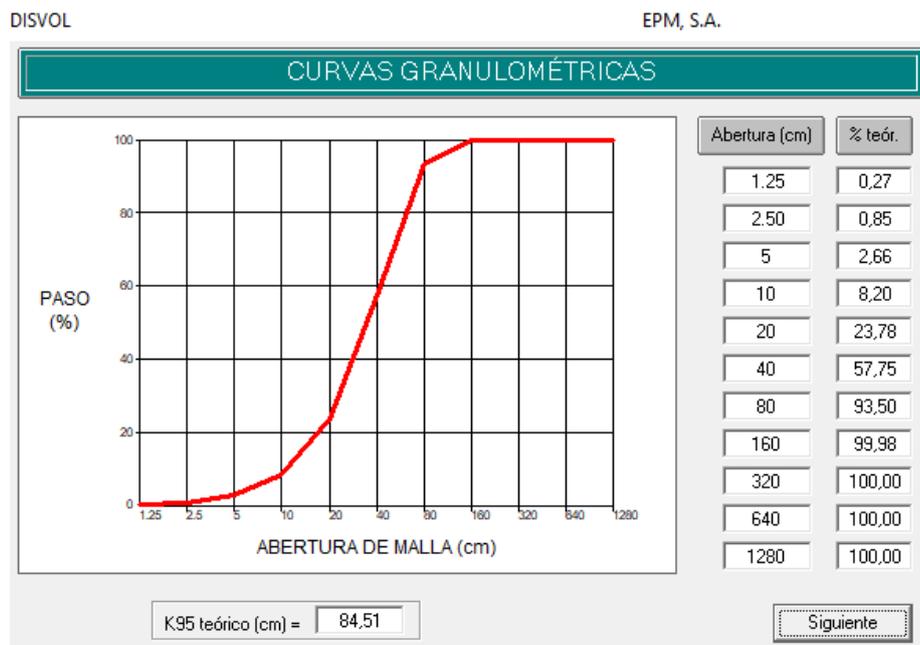
4.1.3. Predicción de la fragmentación

La predicción de la fragmentación se ha llevado a cabo mediante el software Disvol. Este programa predice la curva granulométrica de la pila de escombros mediante el modelo de estimación denominado Kuz-Ram.

La fragmentación se presenta gráficamente por la propia curva granulométrica, expresándose los porcentajes de material que pasan por cada abertura de malla indicada, además del valor K95 (tamaño mayor) y K50 (tamaño medio).

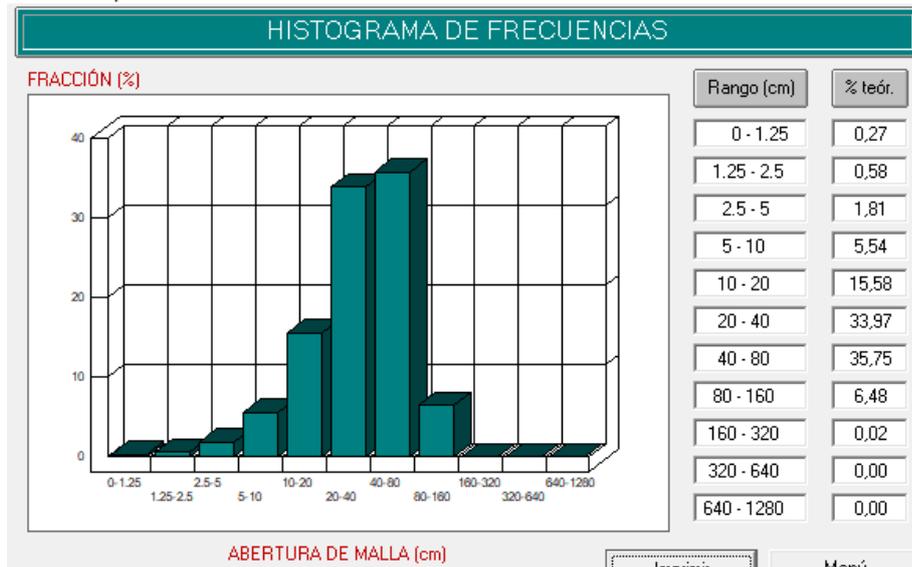
-K95 = 84,51 cm

-K50 = 35,10 cm.



Grafica 3.1. Curvas granulométricas (Disvol)

También se muestra un histograma de frecuencia en el que se puede apreciar como el 69 % de los fragmentos tendrán unas dimensiones entre 20-80 cm.



Gráfica 3.2. Histograma de frecuencia (Disvol).

4.2. Secuencia de encendido

La voladura tendrá un esquema a tresbolillo y tendrá como detonador de fondo Rionel MS con microretardos y para su conexión en superficie Rionel SCX.

Para reducir las vibraciones la voladura se ha dividido en 10 series de tiro como se muestra en la imagen inferior.

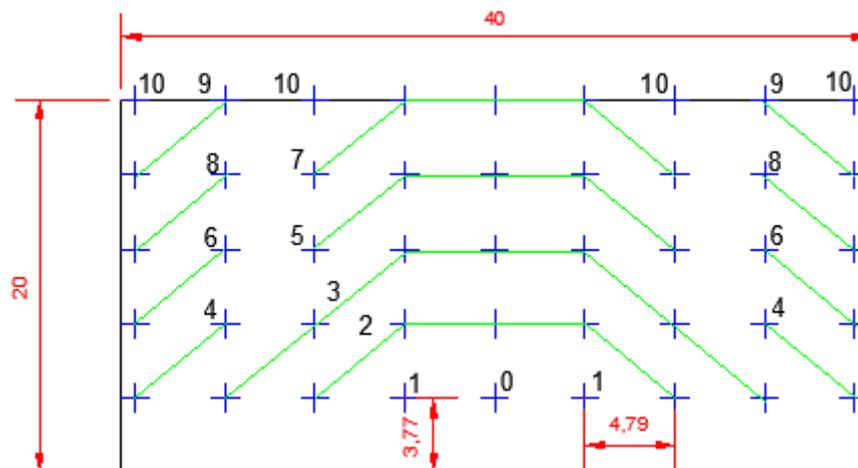


Imagen 3.9. Esquema tiro voladura.

La secuencia de tiro será la siguiente:

Número	Microretardos (ms)	Carga (kg)	Numero barrenos
0	0	71,3	1
1	25	142,6	2
2	50	356,5	5
3	75	499,1	7
4	100	285	4
5	125	356,5	5
6	150	285,2	4
7	175	356,5	5
8	200	285,2	4
9	225	285,2	4
10	250	285,2	4

Tabla 3.8. Secuencia de disparo.

4.3. Resumen de la voladura

Piedra (B)	3,77 m
Espaciamiento (S)	4,79 m
Longitud barreno (L)	17,39 m
Sobreperforación (J)	1,12 m
Retacado (T)	3,47 m
Longitud total perforada	782,64 m
Número de filas	5
Número de columnas	9
Número total barrenos	45
Volumen arrancado por barreno	298 m ³
Volumen arrancado total	13.410 m ³
Consumo específico	0,22 kg/m ³
Rendimiento de arranque	17,21 m ³ /m

Longitud carga columna	10,29 m
Carga columna por barreno	43,7 kg
Número cartuchos carga columna	7
Carga de columna total	19.466 kg
Concentración carga columna	4,52 kg/m
Longitud carga de fondo	3,5 m
Carga de fondo por barreno	28 kg
Número cartuchos carga de fondo	21
Carga de fondo total	1.260 kg
Concentración carga de fondo	8 kg/m
Carga total por barreno	71,3 kg
Carga total por voladura K95	3.226 kg
	84,51 cm

5. CONTROL DE LAS VIBRACIONES Y ONDA AÉREA

- **Vibraciones:**

1. Estimación de la aceleración generada:

La estimación de la aceleración generable por la voladura se ha calculado con la fórmula de Dowding. Se ha calculado las vibraciones teniendo en cuenta la distancia a la planta de tratamiento y al pueblo más cercano.

$$A_{max} = \frac{314}{386} \times \left(\frac{30,5}{D}\right)^{1,84} \times \left(\frac{c}{3050}\right)^{1,45} \times \left(\frac{Q}{4,5}\right)^{0,28} \times \left(\frac{2,446}{y}\right)^{0,28}$$

Donde:

D = distancia de la estación a la base de registro (m)

C = celeridad de las ondas internas media para las margas es 2.650 m/s.

Q = La carga operante máxima es de 499 kg.

Φ = El peso específico medio de las margas es 25 t/m³.

a_{max} = aceleración máxima en (g); 1g=9.800 mm/s²

Los resultados serían:

Distancia (m)	a _{max} (g)	Velocidad (cm/s ²)	Grado
400	0,0113	1,13	II-Débil
2.000	0,000587	0,058	I-Muy débil

Tabla 3.9. Aceleración generada.

Según la escala de Mercalli que tiene en cuenta la aceleración, el temblor no generaría ningún daño en estructuras y la percepción de este sería solo por algunas personas en reposo, particularmente aquellas que se encuentran ubicadas en los pisos superiores de los edificios. Los objetos colgantes suelen oscilar.

2. Estimación de la velocidad sísmica y frecuencia

Para la estimación de la velocidad sísmica y la frecuencia se ha seguido el procedimiento siguiente:

$$TD = \frac{D}{Q^{0,5}}$$

Donde:

D = Distancia a la estación de la base de registro (m)

Q = La carga operante máxima es de 499 kg.

Los resultados serían:

Distancia (m)	TD
400	18
2.000	90

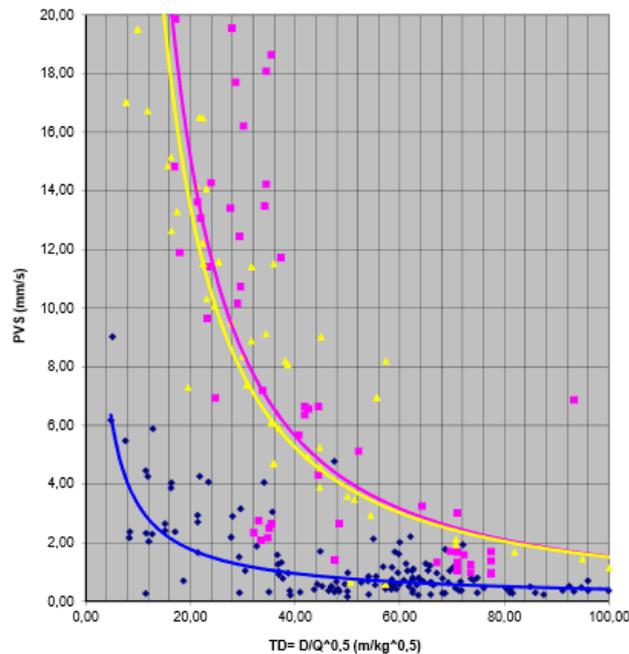
Tabla 3.10. Resultados TD.

Con estos datos y sabiendo que la voladura es en banco (curva azul), se entra en la gráfica de “ajuste tipo en base a la posición del geófono respecto a la voladura” se obtienen los siguientes valores de velocidad sísmica:

Distancia (m)	PVS (mm/s)
400	1,9
2.000	0,7

Tabla 3.11. Resultados PVS.

AJUSTES TIPO EN BASE A LA POSICIÓN DEL GEÓFONO RESPECTO DE LA VOLADURA
2000, J. Gallo Laya)



Gráfica 3.3. Ajuste tipo (Javier Gallo).

La velocidad de las vibraciones al ser menor de 2 mm/s en los dos casos su frecuencia no superará los 15 Hz.

Sabiendo la velocidad de vibración y la frecuencia se puede comprobar mediante la norma UNE 22-381-93 si existe riesgo para los edificios. La norma UNE distingue las estructuras en tres tipos. Al no haber edificios históricos en las proximidades solo se tendrán en cuenta el grupo 1 y el 2.



Tabla 3.13. UNE 22-381-931

Los valores están por debajo del límite permitido por lo que no es necesario adoptar medidas para el control de vibraciones.

- **Onda aérea:**

La componente audible de la onda aérea, que es la parte del espectro comprendida entre 20 Hz y 20 kHz y también es conocida como ruido, se mide comúnmente en dB. El decibelio se define en términos de sobrepresión con la ecuación:

$$NR = 20 \times \log \frac{SP}{SP_0}$$

Donde,

NR = Nivel de ruido (dB).

SP = Sobrepresión (N/m²).

SP₀ = Presión del menor ruido que se puede escuchar (20.10⁻⁶ N/m²).

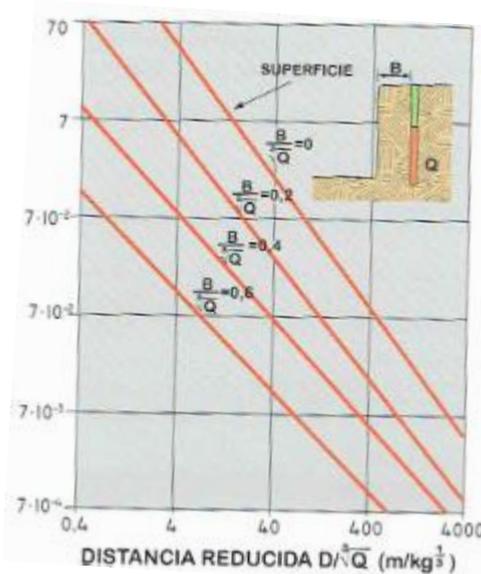
Al no disponer de datos experimentales de la onda aérea, es posible emplear para una primera aproximación el ábaco de Ladegaard-Pedersen y Dally. Conociendo la distancia a los edificios y la piedra se determina el nivel de onda aérea más probable. Para ello se entra en la gráfica inferior con los siguientes datos:

- Distancia reducida = $\frac{D}{\sqrt[3]{Q}} = \frac{D}{\sqrt[3]{499}}$

Distancia (m)	Distancia reducida (m/kg ^{1/3})
400	50
2.000	253

Tabla 3.14. Distancia reducida según distancia.

- Superficie = $\frac{B}{\sqrt[3]{Q}} = \frac{3,77}{\sqrt[3]{499}} = 0,47$



Gráfica 3.4. Predicción de la sobrepresión aérea a partir de la geometría y carga de las voladuras. (Manual perforación y voladura).

Se obtienen unos valores de sobrepresión de 5·10⁻² y 7·10⁻³ kPa respectivamente. Entrando en la fórmula de la sobrepresión los valores de NR son:

Distancia (m)	Nivel de ruido (dB)
400	127
2.000	100

Tabla 3.15. Relación distancia nivel de ruido.

Debido a que la onda aérea en la zona de explotación podría causar dolor de oído se procederá a llevar auriculares en el momento de la voladura. Respecto al pueblo mas cercano a la explotación (Rio de Losa) no habrá ningún peligro al tratarse de un ruido momentáneo.

SOBREPRESIÓN		EFEECTO PROBABLE
180 dB (L)	20,0 kPa	1. Daños importantes en estructuras convencionales
> 170	> 6,3	2. Aparición de grietas en enlucidos
170	6,3	3. Rotura de muchos cristales de ventanas
150	0,63	4. Rotura de algunos cristales de ventanas
140	0,2	5. Probable rotura de grandes cristales de ventanas
136	0,13	6. Límite de onda aérea propuesto por el U.S.B.M.
120	0,02	7. Quejas
115	0,0112	8. < 6 % de la sobrepresión que puede causar la rotura de grandes cristales.

Tabla 3.16. Ruidos y acontecimientos (Manual perforación y voladura).

6. CONTROL DE LAS PROYECCIONES

La distancia máxima de las proyecciones y el tamaño de los fragmentos que pueden alcanzar las rocas de la voladura se ha calculado por el modelo teórico sueco de Swedish Detonic Research Foundation. Como se muestra a continuación:

+ Longitud máxima:

$$L_{max} = 40 \times D = 160 \text{ metros}$$

Donde D es igual al diámetro en pulgadas (4 pulgadas).

+ Tamaño de los fragmentos:

$$Tb = 0,1 \times D^{\frac{2}{3}} = 0,25 \text{ metros}$$

Donde D es igual al diámetro en pulgadas (4 pulgadas).

La planta de tratamiento queda fuera del alcance de los fragmentos de la voladura ya que se encuentra a 400 metros del frente de la explotación, así como los municipios cercanos que se encuentran a 2 km de la misma.

El presente proyecto de perforación y voladura ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

ANEXO Nº4.RED DE DRENAJE

Índice

1. INTRODUCCIÓN.....	129
2. MÉTODO HIDROMETEREOLÓGICO.....	130
2.1.Periodo de retorno (T)	130
2.2.Tiempo de concentración (t_c).....	131
2.3.Intensidad media diaria (I_d) y precipitación total diaria (P_d)	131
2.4.Intensidad media de la precipitación (I_i).....	133
2.5.Coeficiente de escorrentía.....	134
2.6.Caudal de referencia (Q)	137
3. DIMENSIONAMIENTO DE LAS CUNETAS	138
3.1.Introducción.....	138
3.2.Dimensionamiento de las cunetas.....	138
3.3.Tabla resumen	144

1. INTRODUCCIÓN

Es necesario definir una serie de parámetros hidrológicos para obtener el caudal necesario a desaguar por las obras de drenaje. Este caudal se denomina caudal de diseño y es con el que posteriormente se diseñan las obras de drenaje. Es el máximo caudal que podría circular por la obra sin suponer un riesgo.

Para cuencas pequeñas (tiempos de concentración menores a 6 horas) se puede utilizar el método hidrometeorológico. Se basa en la aplicación de una intensidad media de precipitación a la superficie de la cuenca, a través de una estimación de su escurrimiento.

La explotación está dividida en cuatro sectores:

1. Sector de la pista de transporte: Recogerá principalmente el agua que cae sobre ella. La pista que discurre 735 metros con una pendiente media del 9% (cota 700-830) tiene un área total de 10.290 m².
2. Sector del perímetro de la explotación: Bordeando la explotación estará el dren perimetral el cual evitará que las aguas de escurrimiento de la ladera entren en la explotación. Este dren interceptará las aguas de un área de 43.170 m².
3. Sector frente de la explotación: El agua caída en este sector será recogida en la plaza de la cantera y conducida a la balsa de decantación. Recogerá las aguas de un área de 160.000 m².
4. Sector de las instalaciones: El agua caída en esta área será recogida por un dren que rodea la explanada y reconducirá a la balsa de decantación. La explanada tiene un área de 23.000 m².

2. MÉTODO HIDROMETEREOLÓGICO

El caudal de referencia Q en el punto de desagüe de una cuenca o superficie se obtendrá con la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{C \times A \times I}{K}$$

Donde,

C = El coeficiente medio de esorrentía de la cuenca o superficie drenada.

A = Su área, salvo que tenga aportaciones o pérdidas importantes, tales como resurgencias o sumideros, en cuyo caso el cálculo del caudal Q deberá justificarse debidamente.

I = La intensidad media de precipitación correspondiente al período de retorno considerado y a un intervalo igual al tiempo de concentración.

K = Un coeficiente que depende de las unidades en que se expresen Q y A, y que incluye un aumento del 20% en Q para tener en cuenta el efecto de las puntas de precipitación. Su valor viene dado por la siguiente tabla:

Q en	A en		
	Km ²	Ha	m ²
m ³ /s	3	300	3.000.000
l/s	0,003	0,3	3.000

Tabla 4.1. Valores de K

En este caso el valor de K será 3 ya que se trabajará con Q en m³/s y A en km².

2.1. Periodo de retorno (T)

Es el periodo de tiempo promedio, en años, en que un determinado evento, es igualado o superado por lo menos una vez. Es uno de los parámetros más significativos a ser tomado en cuenta en el momento de dimensionar una cuneta destinada a soportar avenidas.

La explotación va a tener una vida útil de 30 años, pese a esto, el periodo de retorno será de 50 años ya que van a quedar reservas sin explotar y el permiso de explotación es prorrogable.

2.2. Tiempo de concentración (t_c)

Es el periodo que discurre entre que la lluvia cae en el punto más distante de la corriente de agua de una cuenca hasta llegar a una sección de dicha corriente.

En el caso normal de cuencas en la que predomine el tiempo de recorrido de flujo canalizado por una red de cauces definidos, el tiempo " t_c " se calculará con la siguiente fórmula:

$$t_c = 0,3 \times \left(\frac{L}{J^{\frac{1}{4}}} \right)^{0,76}$$

Donde:

t_c = Es el tiempo de concentración en horas.

L = Es la longitud del cauce principal en kilómetros.

J = Es la pendiente media de la cuenca en tanto por uno.

$$J = \frac{H}{L}$$

Los resultados serían:

	L (km)	H (m)	J	t_c (horas)
Sector 1	0,735	130	0,17	0,33
Sector 2	0,217	90	0,41	0,11
Sector 3	0,346	100	0,29	0,16
Sector 4	0,116	2	0,01	0,14

Tabla 4.2. Resultados del tiempo de concentración.

2.3. Intensidad media diaria (I_d) y precipitación total diaria (P_d)

Es la intensidad media diaria de precipitación correspondiente al periodo de retorno considerado, el cual se calcula con la siguiente fórmula:

$$I_d(\text{mm/h}) = \frac{P_d}{24}$$

Siendo P_d la precipitación total diaria para el mismo periodo de retorno en mm. Para obtener dicha variable es necesario realizar el siguiente producto:

$$P_d = K_t \times P_m$$

Siendo,

P_m = La precipitación máxima previsible en un día que se obtiene mediante las isólinas de la figura 4.1. En este caso tendrá un valor de 50 mm.

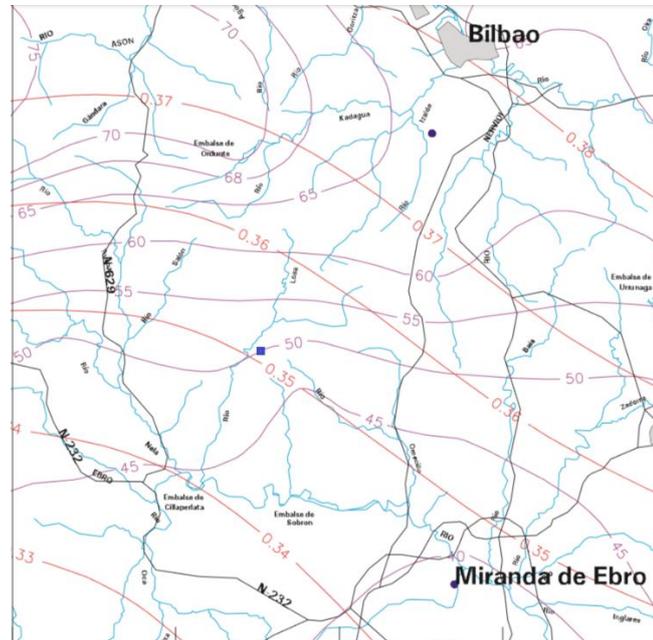


Figura 4.1. Mapa de coeficiente P_m y C_v . (Ministerio de fomento, 1999)

K_t = El factor de amplificación que se obtiene de la tabla 4.3, usando el valor del periodo de retorno ($T=50$ años) y coeficiente de variación ($C_v=0,35$) obtenido de la figura 4.1.

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	1.243	1.484	1.808	2.083	2.357	2.663	3.067
0.40	0.909	1.247	1.492	1.839	2.113	2.403	2.708	3.128
0.41	0.906	1.255	1.507	1.854	2.144	2.434	2.754	3.189
0.42	0.904	1.259	1.514	1.884	2.174	2.480	2.800	3.250
0.43	0.901	1.263	1.534	1.900	2.205	2.510	2.846	3.311
0.44	0.898	1.270	1.541	1.915	2.220	2.556	2.892	3.372
0.45	0.896	1.274	1.549	1.945	2.251	2.586	2.937	3.433
0.46	0.894	1.278	1.564	1.961	2.281	2.632	2.983	3.494
0.47	0.892	1.286	1.579	1.991	2.312	2.663	3.044	3.555
0.48	0.890	1.289	1.595	2.007	2.342	2.708	3.099	3.616
0.49	0.887	1.293	1.603	2.022	2.373	2.739	3.128	3.677
0.50	0.885	1.297	1.610	2.052	2.403	2.785	3.189	3.738
0.51	0.883	1.301	1.625	2.068	2.434	2.815	3.220	3.799
0.52	0.881	1.308	1.640	2.098	2.464	2.861	3.281	3.860

Tabla 4.3. Factor de amplificación K_t . (Dirección general de carreteras)

Obteniendo un valor de K_t de 1,961.

Una vez obtenido estos datos se procede a calcular la precipitación total diaria y la intensidad media diaria:

P_d (mm)	I_d (mm/h)
98,05	4,08

Tabla 4.4. Resultados P_d y I_d .

2.4. Intensidad media de la precipitación (I_t)

La intensidad media I_t (mm/h) de precipitación se obtiene por medio de la siguiente fórmula:

$$\left(\frac{I_t}{I_d}\right) = \left(\frac{I_1}{I_d}\right) \frac{28^{0,1-t^{0,1}}}{28^{0,1}-1}$$

Siendo,

I_d = Es la intensidad media diaria de precipitación correspondiente al periodo de retorno considerado.

t = La duración del intervalo al que se refiere I , que se tomará igual al tiempo de concentración (T_c).

I_1 = La intensidad horaria de precipitación correspondiente a dicho período de retorno. El valor de la razón I_1/I_d se obtiene de la siguiente figura:

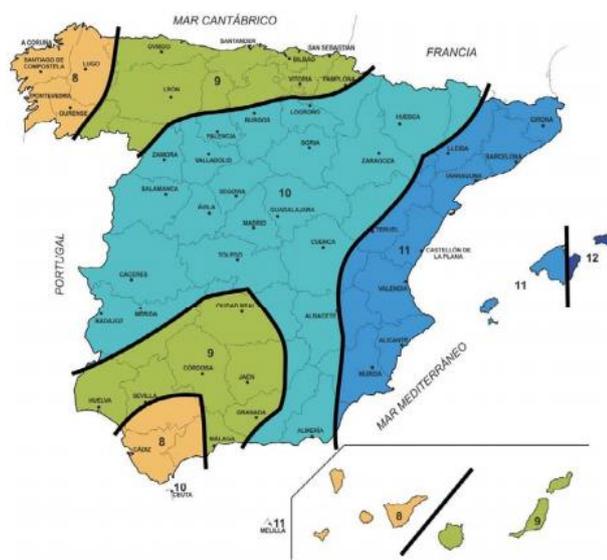


Figura 4.2. Valor de la razón I_1/I_d . (Norma 5.2-IC del ministerio de fomento, 2016)

Para el caso que nos compete el valor será igual a 9. Despejando I_1 de la ecuación se obtiene un valor para este de 33,48 mm/h.

Finalmente, se sustituyen los valores obtenidos en la fórmula:

	I_d (mm/h)	I_1 (mm/h)	t (h)
Sector 1	4,08	33,48	0,33
Sector 2	4,08	33,48	0,11
Sector 3	4,08	33,48	0,16
Sector 4	4,08	33,48	0,14

La intensidad media de la precipitación I_t será:

	I_t (mm/h)
Sector 1	58,5
Sector 2	96,07
Sector 3	81,63
Sector 4	86,57

Tabla 4.5. Resultados intensidad media de la precipitación.

2.5. Coeficiente de escorrentía (C)

El coeficiente de escorrentía C define la proporción de la componente superficial de la precipitación de intensidad I, y depende de la razón entre la precipitación diaria P_d correspondiente al periodo de retorno y el umbral de escorrentía P_o , a partir del cual se inicia ésta.

Para obtener el valor P_o hay que tener en cuenta la zona en la que se encuentra la explotación, así como el suelo.

Mediante la tabla inferior (tabla 4.7) obtenemos los valores para los casos que se están estudiando:

- Sector pistas: El $P_o'1$ de este sector al tratarse de un terreno dentro de una explotación minera con un suelo que facilita el drenaje, tipo B (tabla 4.6), tendrá un valor de 9 mm (tabla 4.7).
- Sector perímetro de la explotación: El $P_o'2$ de este sector al estar situado en una zona boscosa de matorrales la cual tiene un suelo arcilloso con una potencia mediana, suelo tipo C, será igual a 22 mm.
- Sector frente de la explotación: El $P_o'3$ de este sector al ser la roca desnuda resultante de la actividad minera tendrá un valor a 2 mm.

- Sector de las instalaciones: El P_o' de este sector al tratarse de un terreno dentro de una explotación minera con un suelo que facilita el drenaje, tipo B, tendrá un valor de 9 mm.

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

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

Tabla 4.6. Grupos hidrológicos de suelo a efectos de la determinación del valor P_o . (Norma 5.2-IC, 2016).

Código	Uso de suelo	Práctica de cultivo	Pendiente (%)	Grupo de suelo			
				A	B	C	D
12220	Complejos ferroviarios			12	7	5	4
12300	Zonas portuarias			1	1	1	1
12400	Aeropuertos			24	14	8	6
13100	Zonas de extracción minera			16	9	6	5
13200	Escombreras y vertederos			20	11	8	6
33120	Ramblas con poca o sin vegetación			15	8	6	4
33200	Roquedo			2	2	2	2
33210	Rocas desnudas con fuerte pendiente			2	2	2	2
32320	Matorrales xerófilos macaronésicos			40	17	8	5
32400	Matorral boscoso de transición			75	34	22	16
32400	Claras de bosques			40	17	8	5
32400	Zonas empantanadas fijas o en transición			60	24	14	10

Tabla 4.7. Valor inicial del umbral de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 2016).

El valor P_o' debe ser corregido por un coeficiente corrector del umbral de escorrentía (figura) en este caso el valor será 2. Por lo que el valor final de P_o será:

	P_o' (mm)	P_o (mm)
Sector 1	9	18
Sector 2	22	44
Sector 3	2	4
Sector 4	9	18

Tabla 4.8. Valores P_o' y P_o .

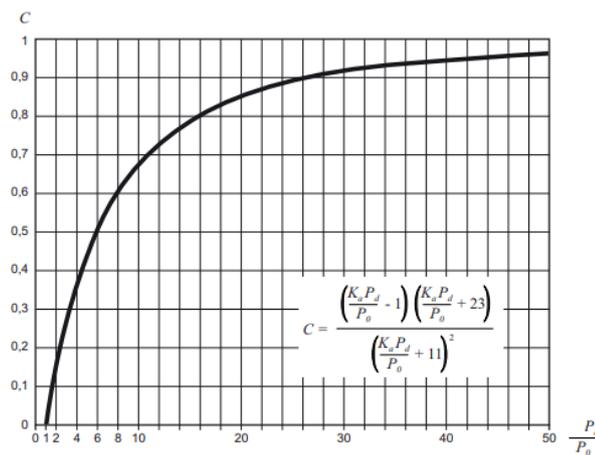


Figura 4.3. Coeficiente corrector umbral de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 2016)

Para obtener el valor del coeficiente de escorrentía (C) se debe entrar en la gráfica inferior (gráfica) con el valor de $\frac{P_d}{P_o}$ obteniendo un valor de C:

	P_o (mm)	P_d (mm)	$\frac{P_d}{P_o}$	C
Sector 1	18	89,45	4,9	0,45
Sector 2	44	89,45	2,03	0,13
Sector 3	4	89,45	22,3	0,85
Sector 4	18	89,45	4,9	0,45

Tabla 4.9. Coeficientes de escorrentía.



Gráfica 4.1. Coeficiente de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 1990)

2.6. Caudal de referencia (Q)

Como se ha visto antes el caudal de referencia se obtiene a partir de:

$$Q = \frac{C \times A \times I}{3}$$

A continuación, mediante la tabla resumen de los parámetros hidrológicos se llevará a cabo el cálculo de Q.

	Coficiente de escorrentía (C)	Área de la cuenca (A)	Intensidad media de la precipitación (I)
Sector 1	0,45	0,0103 km ²	58,5 mm/h
Sector 2	0,13	0,0431 km ²	96,07 mm/h
Sector 3	0,85	0,16 km ²	81,63 mm/h
Sector 4	0,45	0,023 km ²	86,57 mm/h

Tabla 4.10. Parámetros hidrológicos

Sustituyendo los valores anteriores en la formula se obtienen los siguientes valores de caudales:

	Q (m³/s)
Sector 1	0,09
Sector 2	0,18
Sector 3	3,83
Sector 4	0,3

Tabla 4.11. Valores de Q

3. DIMENSIONAMIENTO DE LAS CUNETAS

3.1. Introducción

En el presente apartado se dimensionarán las cunetas de la explotación. Para un correcto dimensionamiento de dichos elementos es necesario conocer bien las características topográficas, geotécnicas e hidrológicas. El estudio de éstas es muy importante puesto que un dimensionamiento erróneo podría dejar inutilizada las zonas de trabajo.

3.2. Dimensionamiento de las cunetas

Las cunetas son zanjas longitudinales abiertas en el terreno. Se van a disponer cunetas en todos los sectores de la explotación, teniendo los sectores 1, 2 y 4 cunetas trapezoidales y el sector 3 una cuneta rectangular.

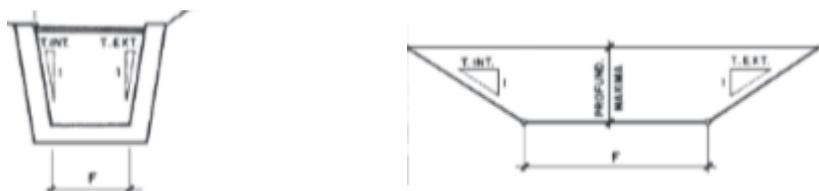


Figura 4.4. Cuneta rectangular y trapezoidal. (Norma 5.2-IC, 2016)

La cuneta tendrá las siguientes características dependiendo de su ubicación:

- Cuneta del sector de transporte: La cuneta trapezoidal va a construirse de hormigón, con lo que la velocidad máxima del agua en las cunetas será de 6 m/s para evitar daños excesivos y tendrá la inclinación media de la pista 6%.
- Cuneta del perímetro de la explotación: Esta cuneta trapezoidal estará excavada en el propio terreno margoso, con lo que la velocidad máxima no podrá sobrepasar para evitar erosión los 3 m/s y tendrá una inclinación media de un 2%.
- Cuneta del frente de la explotación: Esta cuneta rectangular estará excavada en el propio terreno margoso, con lo que la velocidad máxima no podrá sobrepasar para evitar erosión los 3 m/s y tendrá una inclinación media de un 2%.

- Sector de las instalaciones: La cuneta trapezoidal va a construirse de hormigón, con lo que la velocidad máxima del agua en las cunetas será de 6 m/s para evitar daños excesivos y tendrá una inclinación de un 2%.

Naturaleza de la superficie	Máxima velocidad admisible (m/s)
Terreno sin vegetación arenoso o limoso	0,20-0,60
Terreno sin vegetación arcilloso	0,60-0,90
Terreno sin vegetación en arcillas duras y margas blandas	0,90-1,40
Terreno sin vegetación en gravas y cantos	1,20-2,30
Terreno parcialmente cubierto de vegetación	0,60-1,20
Terreno con vegetación herbácea permanente	1,20-1,80
Rocas blandas	1,40-3,00
Mampostería, rocas duras	3,00-5,00
Hormigón	4,50-6,00

Tabla 4.12. Velocidad máxima admisible. (Norma 5.2-IC, 2016)

Para realizar el dimensionamiento se ha empleado la fórmula de Chezy-Manning para flujos uniformes de canales abiertos siendo la expresión la siguiente:

$$V = \frac{1}{n} \times R_H^{\frac{2}{3}} \times S^{\frac{1}{2}}$$

Donde,

V = Velocidad del flujo en m/s.

n = Coeficiente de rugosidad de Manning. El cual será de 0,014 en caso del hormigón y de 0,022 en el caso de los excavados en el terreno.

material	n	rugosidad k mm
Canales artificiales:		
vidrio	0,010 ± 0,002	0,3
latón	0,011 ± 0,002	0,6
acero liso	0,012 ± 0,002	1,0
acero pintado	0,014 ± 0,003	2,4
acero ribeteado	0,015 ± 0,002	3,7
hierro fundido	0,013 ± 0,003	1,6
cemento pulido	0,012 ± 0,002	1,0
cemento no pulido	0,014 ± 0,002	2,4
madera cepillada	0,012 ± 0,002	1,0
teja de arcilla	0,014 ± 0,003	2,4
enladrillado	0,015 ± 0,002	3,7
asfáltico	0,016 ± 0,003	5,4
metal ondulado	0,022 ± 0,005	37
mamostería de cascotes	0,025 ± 0,005	80
Canales excavados en tierra:		
limpio	0,022 ± 0,004	37
con guijarros	0,025 ± 0,005	80
con maleza	0,030 ± 0,005	240
pedregoso, cantos rodados	0,035 ± 0,010	500
Canales naturales:		
limpios y rectos	0,030 ± 0,005	240
amplios, aljibes profundos	0,040 ± 0,010	900
grandes ríos	0,035 ± 0,010	500
Zonas inundadas:		
terreno de pastos, labranza	0,035 ± 0,010	500
poca maleza	0,050 ± 0,020	2000
mucha maleza	0,075 ± 0,025	5000
árboles	0,150 ± 0,050	?

Tabla 4.13. Coeficiente de rugosidad de Manning. (McGraw-Hill, 1983).

R_H = Radio hidráulico, describiéndose como la siguiente expresión:

$$R_H = \frac{A_{Mojada}}{P_{Mojado}}$$

S = Pendiente medida en tanto por uno.

Sustituyendo la fórmula del caudal (1) en la de Chezy-Manning (2) se puede calcular el caudal para un flujo uniforme:

$$V = \frac{Q}{A_M} \quad (1)$$

$$V = \frac{1}{n} \times R_H^{\frac{2}{3}} \times S^{\frac{1}{2}} \quad (2)$$

Sustituyendo 1 en 2:

$$Q = \frac{1}{n} \times R_H^{\frac{2}{3}} \times S^{\frac{1}{2}} \times A_M$$

Donde,

Q = Es el caudal en m^3/s .

A_M = El área mojada en m^2 .

A continuación, se va proceder al cálculo de las cunetas las cuales tendrán que cumplir las condiciones del caudal de diseño y de la velocidad máxima:

- **Cuneta del sector transporte:**

La cuneta de dicho sector será de hormigón con un coeficiente de n de 0,014 y con una pendiente media en tanto por uno de 0,06. Respecto a su geometría tendrá las siguientes dimensiones:

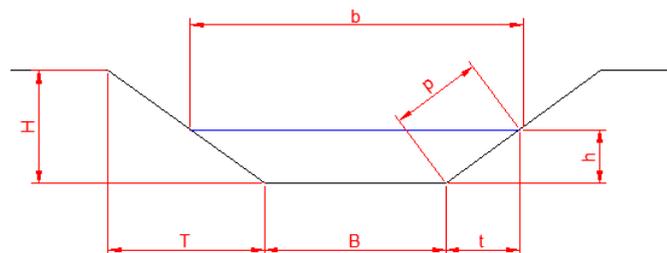


Imagen4.1. Dimensiones cuneta trapezoidal.

Dimensiones (m)	
B	0,5
T	0,75
H	1
b	1,24
t	0,37
h	0,5
p	0,62

Tabla 4.14. Dimensiones cuneta sector 1.

Una vez sabidas sus dimensiones se procede a calcular el radio hidráulico:

$$R_H = \frac{A_{Mojada}}{P_{Mojado}} = \frac{(0,5 \times 0,5) + (0,37 \times 0,5^2)}{(0,5 + 0,62 + 0,62 + 1,24)} = \frac{0,34}{2,17} = 0,15 \text{ m}$$

Finalmente se aplica la fórmula de Chezy-Manning para calcular su caudal:

$$Q = \frac{1}{0,014} \times 0,15^{\frac{2}{3}} \times 0,06^{\frac{1}{2}} \times 0,34 = 1,6 \text{ m}^3/\text{s}$$

Su caudal es de 1,6 m³/s por lo que al ser mayor al caudal de diseño (0,09 m³/s) cumple la primera condición. Para comprobar si cumple la velocidad máxima se sustituyen los valores en la siguiente expresión:

$$V = \frac{1,6}{0,34} = 4,7 \text{ m/s}$$

La velocidad al ser menor a 6 m/s también cumple la condición de la velocidad.

- **Cuneta del perímetro de la explotación:**

La cuneta de dicho sector será excavada en el terreno con un coeficiente de n de 0,022 y con una pendiente media en tanto por uno de 0,02. Respecto a su geometría tendrá las siguientes dimensiones:

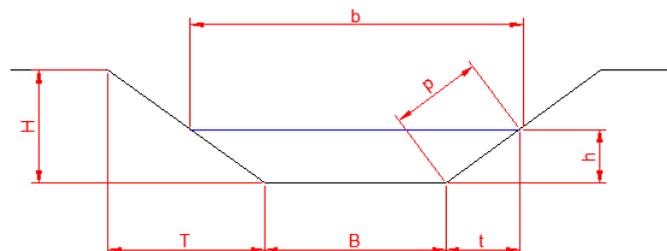


Imagen 4.2. Dimensiones cuneta trapezoidal.

Dimensiones (m)	
B	0,5
T	0,75
H	1
b	1,24
t	0,37
h	0,5
p	0,62

Tabla 4.15. Dimensiones cuneta sector 2.

Una vez sabidas sus dimensiones se procede a calcular el radio hidráulico:

$$R_H = \frac{A_{Mojada}}{P_{Mojado}} = \frac{(0,5 \times 0,5) + (0,37 \times 0,5^2)}{(0,5 + 0,62 + 0,62 + 1,24)} = \frac{0,34}{2,17} = 0,15 \text{ m}$$

Finalmente se aplica la fórmula de Chezy-Manning para calcular su caudal:

$$Q = \frac{1}{0,022} \times 0,15^{\frac{2}{3}} \times 0,02^{\frac{1}{2}} \times 0,34 = 0,6 \text{ m}^3/\text{s}$$

Su caudal es de 0,6 m³/s por lo que al ser mayor al caudal de diseño (0,18 m³/s) cumple la primera condición. Para comprobar si cumple la velocidad máxima se sustituyen los valores en la siguiente expresión:

$$V = \frac{0,6}{0,34} = 2 \text{ m/s}$$

La velocidad al ser menor a 3 m/s también cumple la condición de la velocidad.

- **Cuneta del frente de la explotación:**

La cuneta de dicho sector será excavada en el terreno con un coeficiente de n de 0,022 y con una pendiente media en tanto por uno de 0,02. Respecto a su geometría tendrá las siguientes dimensiones:

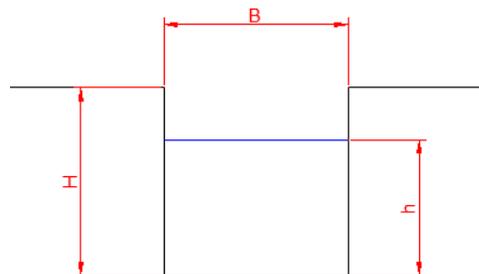


Imagen 4.3. Dimensiones cuneta rectangular.

Dimensiones (m)	
B	2
H	1,5
h	1

Tabla 4.16. Dimensiones cuneta sector 3.

Una vez sabidas sus dimensiones se procede a calcular el radio hidráulico:

$$R_H = \frac{A_{Mojada}}{P_{Mojado}} = \frac{(2 \times 1)}{(2 + 2 + 1 + 1)} = \frac{2}{6} = 0,33 \text{ m}$$

Finalmente se aplica la fórmula de Chezy-Manning para calcular su caudal:

$$Q = \frac{1}{0,022} \times 0,33^{\frac{2}{3}} \times 0,02^{\frac{1}{2}} \times 2 = 6 \text{ m}^3/\text{s}$$

Su caudal es de 2,2 m³/s por lo que al ser mayor al caudal de diseño (3,83 m³/s) cumple la primera condición. Para comprobar si cumple la velocidad máxima se sustituyen los valores en la siguiente expresión:

$$V = \frac{6}{2} = 3 \text{ m/s}$$

La velocidad al ser igual a 3 m/s también cumple la condición de la velocidad.

- **Sector de las instalaciones:**

La cuneta de dicho sector será de hormigón con un coeficiente de n de 0,014 y con una pendiente media en tanto por uno de 0,06. Respecto a su geometría tendrá las siguientes dimensiones:

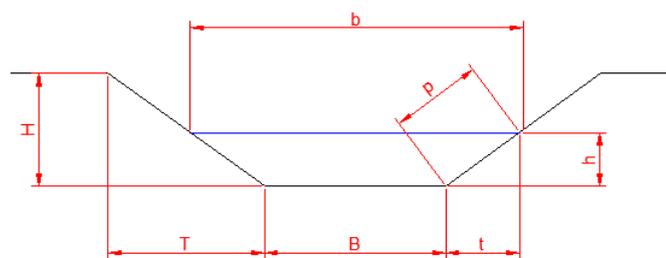


Imagen 4.4. Dimensiones cuneta trapezoidal.

Dimensiones (m)	
B	0,5
T	0,75
H	1
b	1,24
t	0,37
h	0,5
p	0,62

Tabla 4.17. Dimensiones cuneta sector 4.

Una vez sabidas sus dimensiones se procede a calcular el radio hidráulico:

$$R_H = \frac{A_{Mojada}}{P_{Mojado}} = \frac{(0,5 \times 0,5) + (0,37 \times 0,5^2)}{(0,5 + 0,62 + 0,62 + 1,24)} = \frac{0,34}{2,17} = 0,15 \text{ m}$$

Finalmente se aplica la fórmula de Chezy-Manning para calcular su caudal:

$$Q = \frac{1}{0,014} \times 0,15^{\frac{2}{3}} \times 0,06^{\frac{1}{2}} \times 0,34 = 1,6 \text{ m}^3/\text{s}$$

Su caudal es de 1,6 m³/s por lo que al ser mayor al caudal de diseño (0,3m³/s) cumple la primera condición. Para comprobar si cumple la velocidad máxima se sustituyen los valores en la siguiente expresión:

$$V = \frac{1,6}{0,34} = 4,7 \text{ m/s}$$

La velocidad al ser menor a 6 m/s también cumple la condición de la velocidad.

3.3. Tabla resumen

Sector	Forma	Material	Caudal de la cuneta (m ³ /s)	Caudal de diseño (m ³ /s)
1	Trapezoidal	Hormigón	1,6	0,09
2	Trapezoidal	Excavado en el terreno	0,6	0,18
3	Rectangular	Excavado en el terreno	6	3,83
4	Trapezoidal	Hormigón	1,6	0,3

Tabla 4.18. Resumen de las cunetas

El presente diseño de la red de drenaje ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

ANEXO Nº5.BALSA DE DECANTACIÓN

Índice

1.INTRODUCCIÓN.....	147
2.MÉTODO HIDROMETEREOLÓGICO.....	147
2.1.Periodo de retorno (T)	147
2.2.Tiempo de concentración (t_c).....	147
2.3.Intensidad media diaria (I_d) y precipitación total diaria (P_d)	148
2.4.Intensidad media de la precipitación (I_t).....	148
2.5.Coeficiente de escorrentía (C).....	149
2.6.Caudal de referencia (Q)	151
2.7.Volumen aportado (V_a)	151
3.DIMENSIONES DE LA Balsa	152
3.1.Introducción.....	152
3.2.Cálculos de la balsa	152
3.2.1.VARIABLES DE DISEÑO.....	152
3.2.2.DIMENSIONES.....	153
4.CONCLUSIONES.....	155

1. INTRODUCCIÓN

La función principal de las balsas de decantación es retener temporalmente el afluente líquido hasta que este pierda los sólidos que arrastra y almacenar dicha materia hasta poder ser tratada.

La balsa estará situada al lado de las instalaciones de procesamiento, justo antes del final de la cuneta del desagüe. Las aguas clarificadas serán vertidas a la red natural la cual finalmente llegará al río Jerea, próximo a la explotación.

Para cuencas pequeñas (tiempos de concentración menores a 6 horas) se puede utilizar el método hidrometeorológico. A la hora de ser dimensionada la balsa se va usar el caudal referencia de toda la cuenca. La cuenca tiene una superficie de 236.460 m² y va desde la cota 950 hasta 750.

2. MÉTODO HIDROMETEREOLÓGICO

Para calcular el caudal referencia al que tendrá que hacer frente la balsa se usará el método hidrometeorológico siguiendo el mismo procedimiento que en el cálculo de la red de drenaje (anexo 4).

2.1. Periodo de retorno (T)

La explotación va a tener una vida útil de 30 años, pese a esto, el periodo de retorno será de 50 años ya que van a quedar reservas sin explotar y el permiso de explotación es prorrogable.

2.2. Tiempo de concentración (t_c)

El tiempo de concentración se calculará con la siguiente formula:

$$t_c = 0,3 \times \left(\frac{L}{J^{\frac{1}{4}}} \right)^{0,76}$$

Donde:

t_c = Es el tiempo de concentración en horas.

L = Es la longitud del cauce principal en kilómetros. En este caso siendo de 0,500 km.

J = Es la pendiente media de la cuenca en tanto por uno. La diferencia de cotas de la explotación es de 200, por lo que J sería igual a 0,4.

El tiempo de concentración sería de 0,21 horas.

2.3. Intensidad media diaria (I_d) y precipitación total diaria (P_d)

Son valores que varían según la zona geográfica. En este caso la balsa está en la propia explotación por lo que los valores son los mismos que los calculados en el anexo 4.

La intensidad media diaria es de 4,08 mm/h y la precipitación total diaria de 98,05 mm.

2.4. Intensidad media de la precipitación (I_t)

La intensidad media I_t (mm/h) de precipitación se obtiene por medio de la siguiente fórmula:

$$\left(\frac{I_t}{I_d}\right) = \left(\frac{I_1}{I_d}\right)^{\frac{28^{0,1}-t^{0,1}}{28^{0,1}-1}}$$

Siendo,

I_d = Es la intensidad media diaria de precipitación correspondiente al periodo de retorno considerado.

t = La duración del intervalo al que se refiere I , que se tomará igual al tiempo de concentración (T_c).

I_1 = La intensidad horaria de precipitación correspondiente a dicho período de retorno. El valor de la razón I_1/I_d se obtiene de la siguiente figura (Figura):

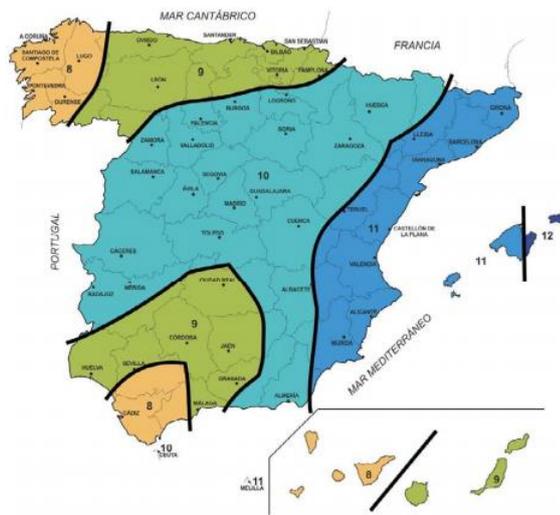


Figura 5.1. Valor de la razón I_1/I_d . (Norma 5.2-IC del ministerio de fomento, 2016)

Para el caso que nos compete el valor será igual a 9. Despejando I_1 de la ecuación se obtiene un valor para este de 33,48 mm/h.

Finalmente, se sustituyen los valores obtenidos en la fórmula:

I_d (mm/h)	I_1 (mm/h)	t (h)
4,08	33,48	0,21

La intensidad media de la precipitación I_t será de 80,43 mm/h.

2.5. Coeficiente de escorrentía (C)

La escorrentía es el agua de lluvia que circula libremente sobre la superficie teniendo un valor diferente dependiendo el terreno por el que circule. Debido a esto la cuenca estará dividida en dos subáreas:

- **Subárea monte:** Es el área circundante a la explotación que no ha sido alterada por las labores mineras. Tiene una superficie de 43.000 m².
- **Subárea explotación:** Es el área donde se están realizando las labores mineras. Tiene una superficie de 194.000 m².

El coeficiente de escorrentía C depende de la razón entre la precipitación diaria P_d y el umbral de escorrentía P_o .

Mediante la tabla inferior (tabla 5.2) obtenemos los valores de P_o para las dos subáreas de estudio:

- **Subárea monte:** El P_{o1} de este sector al estar situado en una zona boscosa de matorrales que tiene un suelo arcilloso con una potencia mediana, suelo tipo C (tabla), será igual a 22 mm.
- **Subárea explotación:** El P_{o2} de este sector al tratarse de un terreno dentro de una explotación minera con un suelo que facilita el drenaje, tipo B (tabla 5.1), tendrá un valor de 9 mm.

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

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

Tabla 5.1. Grupos hidrológicos de suelo a efectos de la determinación del valor P_o . (Norma 5.2-IC, 2016)

Código	Uso de suelo	Práctica de cultivo	Pendiente (%)	Grupo de suelo			
				A	B	C	D
12220	Complejos ferroviarios			12	7	5	4
12300	Zonas portuarias			1	1	1	1
12400	Aeropuertos			24	14	8	6
13100	Zonas de extracción minera			16	9	6	5
13200	Escombreras y vertederos			20	11	8	6
32400	Matorral boscoso de transición			75	34	22	16
32400	Claras de bosques			40	17	8	5
32400	Zonas empantanadas fijas o en transición			60	24	14	10

Tabla 5.2. Valor inicial del umbral de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 2016)

Mediante la siguiente ecuación se obtiene el umbral de escorrentía media:

$$P'_o = \frac{\sum(P_{oi} \times A_i)}{A} = \frac{(22 \times 43.000) + (9 \times 194.000)}{237000} = 7,7 \text{ mm}$$

El valor P'_o debe ser corregido por un coeficiente corrector del umbral de escorrentía (figura) en este caso el valor será 2. Por lo que el valor final de P_o será de 15,4 mm.

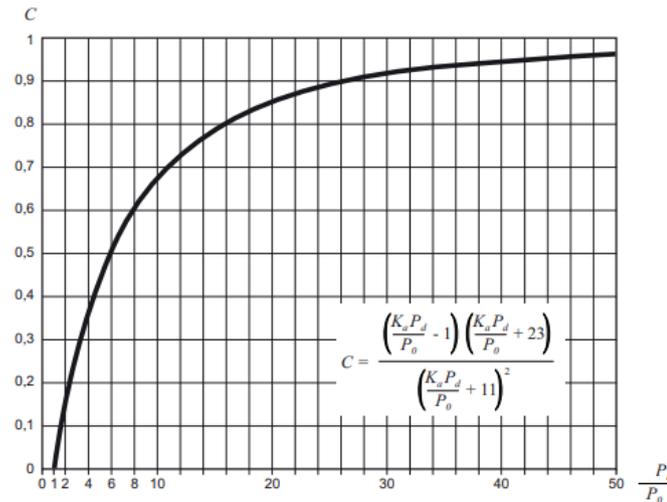


Figura 5.2. Coeficiente corrector umbral de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 2016)

Para obtener el valor del coeficiente de escorrentía (C) se debe entrar en la gráfica inferior (grafica) con el valor de $\frac{P_d}{P_o}$ obteniendo un valor de C:

P_o (mm)	P_d (mm)	$\frac{P_d}{P_o}$	C
15,4	89,45	5,8	0,45

Tabla 5.3. Coeficiente de escorrentía.



Grafica 5.1. Coeficiente de escorrentía. (Norma 5.2-IC, 1990)

2.6. Caudal de referencia (Q)

El caudal de referencia se obtiene a partir de la siguiente expresión:

$$Q = \frac{C \times A \times I}{3}$$

A continuación, mediante la tabla resumen de los parámetros hidrológicos se llevará a cabo el cálculo de Q.

Coeficiente de escorrentía (C)	Área de la cuenca (A)	Intensidad media de la precipitación (I)
0,45	0,237	80,43

Tabla 5.4. Parámetros hidrológicos

La caudal referencia el cual actuará de caudal de diseño será de 2,85 m³/s.

2.7. Volumen aportado (Va)

El volumen aportado nos permite saber el volumen de agua que se recibirá para un periodo de retorno determinado, en este caso 30 años. El volumen aportado se calcula con la siguiente expresión:

$$V_a = 3600 \times t_c \times Q$$

Siendo,

V_a = El volumen aportado en m³.

t_c = El tiempo de concentración el cual será de 0,21 horas.

Q = Es es caudal de diseño que tiene un valor de 2,85 m³/s.

Sustituyendo los datos en la fórmula se obtiene un volumen aportado de 2.154 m³.

3. DIMENSIONES DE LA BALSA

3.1. Introducción

En el presente apartado se dimensionará la balsa de decantación. Para una correcta elección de tamaño y forma de la balsa es necesario conocer la topografía, el caudal, la velocidad de sedimentación y la velocidad de arrastre de las partículas. Es importante hacer un dimensionamiento correcto o de lo contrario se podría verter gran cantidad de materia en suspensión al cauce natural.

El volumen de la balsa se calculará teniendo en cuenta que será como mínimo igual a la suma del volumen de agua de escorrentía recogido en 24 horas.

3.2. Cálculos de la balsa

3.2.1. Variables de diseño

A continuación, se van a calcular las principales variables que son necesarias conocer para el dimensionamiento de la balsa:

- **Velocidad de sedimentación (V_s)**

A la hora de dimensionar la balsa junto con el caudal de diseño la velocidad de sedimentación es uno de los valores más importantes a saber, ya que nos permitirá conocer cuánto tiempo y distancia necesitará el agua para clarificarse.

Cuando la concentración de sólidos es inferior al 5 %, la sedimentación de las partículas sigue la ley de Stokes que viene expresada por la siguiente fórmula:

$$v_s = \frac{(\rho_s - \rho_w) \times D^2}{18 \times \eta}$$

V_s = Velocidad de sedimentación en cm/s.

ρ_s = Peso específico del sólido el cual será marga al tratarse una explotación de dicho material, siendo su valor de 1,6 g/cm³.

ρ_w = Peso específico del agua que es 0,997 g/cm³.

D = Es el diámetro medio de las partículas sólidas. En este caso se considerada de un diámetro de 0,01 cm.

η = La viscosidad del fluido es un parámetro cambiante con la temperatura. Así, para el agua a 15 °C vale 11,7x10⁻⁶.

Sustituyendo los valores en la fórmula se obtiene una velocidad de sedimentación de 0,286 cm/s (0,00286 m/s).

- **Velocidad crítica de arrastre (V_b)**

Es la velocidad capaz de poner en movimiento las partículas, una vez superada esta velocidad las partículas comenzarán el proceso de transporte.

La velocidad crítica de arrastre en este caso para partículas inferiores a 2 mm será de 0,15 m/s según se puede observar en la tabla siguiente.

Velocidad límite en metros por segundo.			
Diámetro de los elementos en mm.	Velocidad límite superior V_b	Velocidad de transporte V_c	Velocidad crítica inferior V_a
2	0,15	0,11	0,08
5	0,37	0,27	0,21
10	0,70	0,51	0,39
15	1,05	0,70	0,59
20	1,29	0,86	0,62
25	1,47	0,96	0,70
30	1,57	1,05	0,78
40	1,68	1,16	0,88
50	1,76	1,21	0,93
60	1,86	1,27	0,98
70	1,96	1,30	1,00

Tabla 5.5. Velocidad crítica de arrastre. Tragsa (1998)

3.2.2. Dimensiones

Una vez calculadas las principales variables se va a llevar a cabo el dimensionamiento de la balsa.

- **Superficie de la balsa (S) y sección mínima (S_m)**

La superficie de la balsa se calcula mediante la siguiente expresión:

$$S = \frac{Q}{V_s}$$

Donde,

S = Es la superficie en m^2 de la balsa.

Q = Es caudal referencia calculado mediante el método hidrometeorológico que será de $2,85 m^3/s$.

V_s = Es la velocidad de sedimentación la cual será de $0,00286 m/s$.

Sustituyendo los valores en la fórmula la superficie tendrá que ser de $996 m^2$.

La sección mínima teórica evitará que las partículas sedimentadas en el fondo de la balsa sean arrastradas, esta se calcula del siguiente modo:

$$S_m = \frac{Q}{V_b}$$

Siendo,

S_m = Sección mínima teórica en m^2 .

Q = Caudal de diseño que será de $2,85 m^3/s$.

V_b = Velocidad crítica de arrastre que es de $0,15 m/s$.

La sección mínima teórica para que no se pongan en movimiento las partículas sedimentadas será de $19 m^2$.

- **Altura de la balsa (H):**

La altura de la balsa se calcula con la siguiente expresión:

$$H = \frac{V_a}{S}$$

Siendo,

H = La altura de la balsa en metros.

V_a = El volumen aportado que en este caso será de $2.154 m^3$.

S = La superficie de la balsa la cual es de $996 m^2$.

Una vez sustituidos los valores en la fórmula la altura será de $2,16 m$. Para facilitar la contención la altura final de la balsa será de $2,5 m$.

4. CONCLUSIONES

La balsa excavada en el suelo e impermeabilizada tendrá una superficie total de 996 m² para hacer frente al máximo caudal que será de 2,85 m³/s. La lámina de agua tendrá una altura máxima de 2,20 metros dejando un margen de 30 cm hasta el borde de la balsa situado a una altura de 2,5 m. Para evitar posibles desbordamientos la balsa contará con un aliviadero a la altura máxima que va a alcanzar la lámina de agua.

Superficie	Superficie mínima	Altura lámina agua	Altura total
996 m ²	19 m ²	2,2 m	2,5 m

Tabla 5.6. Resumen dimensiones balsa.

Los sólidos decantados se retirarán periódicamente con una retroexcavadora. La limpieza de la balsa se hará con una periodicidad semestral o después de lluvias intensas. El diseño de la balsa permitirá el acceso de una retroexcavadora de tamaño pequeño para la limpieza y retirada de los sedimentos.

Según la ITC-08.2.01 "Depósitos de Lodos de Tratamiento de Industrias Extractivas" las balsas se clasifican en función de las dimensiones que tienen. En este caso al tratarse de una balsa con una altura menor a 5 metros y que no entraña ningún riesgo en caso de rotura para la población cercana esta estaría dentro de la clase 3 (presa pequeña).

El presente diseño de la balsa ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

ANEXO Nº6.ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO

Índice

1.INTRODUCCIÓN.....	157
2. DIMENSIONAMIENTO DEL ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO	158
2.1.Grupo de trituración primaria	158
2.1.1-Tolva recepción.....	158
2.1.2.Alimentador precribador	159
2.1.3.Trituradora primaria.....	161
2.2.Grupo trituración secundaria	165
2.2.1.Tolva.....	165
2.2.2.Trituradora secundaria	165
2.3.Grupo Cribado.....	167
2.3.1.Criba vibrante	167
2.4.Grupo cintas.....	169
2.4.1.Sección transversal de la carga (S) y ancho de banda	170
2.4.2.Potencias de accionamiento	172
2.4.3.Potencia de los motores.....	177
2.5.Resumen de los grupos.....	178
2.5.1.Potencia total necesaria	181
2.5.2.Flujograma	181
3.MAQUINARIA AUXILIAR	182
4.INSTALACIONES AUXILIARES.....	182
4.1.Báscula	182
4.2.Punto de limpieza de los vehículos.....	183
4.3.Almacén, oficina, baños y vestuario	183
4.4.Depósito de combustible	183

1. INTRODUCCIÓN

A la hora de efectuar el diseño del establecimiento de beneficio hay que tener en cuenta el uso que se le va a dar al producto. Mayoritariamente la marga está destinada a la fabricación de cementos, por lo que su granulometría tendrá que ser de 15 mm o inferior.

El material estéril resultante del proceso de tratamiento, tendrá una granulometría de 25-0 mm, será acopiado y usado posteriormente para la rehabilitación de la cantera.

La planta tendrá una capacidad de 130 t/h teniendo una producción real a consecuencia de la recirculación de 114 t/h. La media de los fragmentos del todo uno, calculada en el anexo 6, que recibirá la planta serán de 350 mm habiendo un tamaño máximo de 845 mm el cual será menos del 5% del total. Al buscarse una granulometría de 15 mm o menor, el proceso tendrá dos etapas de conminución según marca Hukki en la tabla inferior.

1. Primera etapa de conminución: La realizará el grupo primario. En esta etapa se busca separar el estéril y la disminución de la granulometría desde los 350 mm a los 100 mm.
2. Segunda etapa de conminución: La realizará el grupo secundario. En esta etapa se busca la disminución de la granulometría desde los 100 mm hasta los 15 mm (el tamaño deseado).

Concepto	Propuesta de Hukki Rango de tamaño (mm)	Según el tamaño de los productos - triturados / molidos (descargas o salidas de máquina)		
		Tamaño (orientación)	Denominación	Equipos utilizados
Arranque	De infinito a 1.000	Técnicas de arranque		
Trituración Primaria	De 1.000 a 100	de 150 a 100	Muy grueso	Trituradoras de mandíbulas, giratorias, de choque, impacto o percusión.
Trituración Secundaria	De 100 a 10	de 40 a 30	Grueso	Conos trituradores, Trituradoras de mandíbulas AF, Giratorias, Impacto, choque o percusión, molinos de cilindros.

Tabla 6.1. Tamaño por fragmentación (Hukki).

2. DIMENSIONAMIENTO DEL ESTABLECIMIENTO DE BENEFICIO

El establecimiento de beneficio estará formado por 4 grupos detallados a continuación:

- Grupo de trituración primaria: Es la primera fase del proceso de conminución. En este lugar se efectuará la descarga del material volado que transportarán los dumperes. Una vez recepcionado en una tolva este será cribado, separando así el estéril, y triturado en la trituradora primaria.
- Grupo trituración secundaria: Es la segunda fase del proceso de conminución. El material procedente de la trituradora primaria y del rechazo del grupo posterior será introducido en la tolva que alimenta la trituradora secundaria.
- Grupo cribado: En esta fase se efectuará una separación por granulometrías mediante una criba para su posterior acopio como material apto para la venta. Todo aquel material superior a la granulometría deseada será recirculado a la segunda fase de trituración.
- Grupo cintas: Este grupo se ocupará del material entre la trituración primaria, secundaria y criba.

A continuación, se llevará a cabo el dimensionamiento de los diferentes grupos, así como las partes que los componen.

2.1. Grupo de trituración primaria

2.1.1. Tolva recepción

Como el dumper tiene 2,8 metros de ancho, la tolva tendrá una sección un 25% superior para evitar derrames fuera de ella. Su sección superior tendrá unas dimensiones de 3,5x3,5 m (12 m²) y su sección inferior de 2x2 m (4 m²) para permitir el paso de partículas de gran tamaño. Considerando que 15 m³ es el volumen de carga del dumper la tolva necesitará tener una capacidad superior a esta. Para conseguir una capacidad dos veces mayor al volumen de carga del dumper la tolva deberá tener una altura de 2,5 metros, siendo así, la capacidad total de la tolva ascendería a 30 m³.

2.1.2. Alimentador precribador

El alimentador precribador que se va a instalar será vibrante. Se ha elegido este tipo de alimentador ya que tiene las siguientes ventajas:

- Gran capacidad por metro cuadrado.
- Mayor eficiencia.
- Menor espacio ocupado.
- Mayor campo de aplicación (de 0,5 m a 40 mm partículas a pasar por sus tamices).

El alimentador mediante el precibado va a separar el estéril de la marga, así como las pequeñas granulometrías que por su tamaño no deban pasar por la trituración primaria.

Para llevar a cabo la selección de la máquina se ha usado la fórmula de Testut. Esta fórmula sirve para una estimación de la capacidad y es aplicada para cribas vibrantes. La fórmula parte de las siguientes condiciones:

- Material seco.
- Rendimiento de cribado del 90%.
- Utilización de malla cuadrada.
- Para aberturas de malla entre 0,5 mm y 250 mm.

Tiene la siguiente expresión:

$$T = 1,4 \times \frac{ds}{y} \times a^{0,6}$$

Siendo,

T = Capacidad en t/h por m² de superficie útil.

ds = Peso específico real del producto a cribar (1,7 t/m³).

y = Proporción de granos de dimensiones críticas. Este valor varía entre 0,3 y 0,4.

a = Abertura de malla en mm. La abertura de malla mínima será de 25 mm, que permitirá el paso del estéril y del material que no necesite trituración primaria.

$$T = 1,4 \times \frac{1,7}{0,3} \times 25^{0,6} = 54 \frac{t}{h} \text{ por } m^2$$

La fórmula da un resultado que hay que mayorar un 30% a un 40% para obtener resultados adecuados. La superficie de cribado necesaria se obtiene mediante la expresión:

$$S(m^2) = 1,35 \times \left(\frac{Q}{T}\right) = 3,25 m^2$$

Siendo,

Q = Producción horaria. En este caso 130 t/h.

T = Capacidad en t/h por m² de superficie útil. En este caso 54 t/h.

Obteniendo un valor de 3,25 m² para que la superficie de cribado sea la necesaria.

- **Alimentador precribador seleccionado**

Cumpliendo las condiciones anteriores el alimentador a usar deberá ser de características parecidas al APT-408 vibrante de Triman. Siendo cualquier alimentador parecido a este modelo adecuado para alimentar la trituradora primaria.

Este alimentador tiene una superficie de cribado de 3,8 m² siendo ligeramente superior a necesaria de 3,25 m². Este estará equipado con dos superficies de cribado:

- Rejilla corte 100: Las partículas menores a 100 mm se saltarán la trituración primaria y pasarán directamente a la secundaria.
- Rejilla corte 25: Las partículas menores a 25 mm se considerarán estéril y serán sacadas del proceso de conminución.

Modelo	Potencia (kW)	Dimensiones tamices(m)	Superficie (m ²)	Peso (kg)
APT-408	14,2	4,45x0,86	3,80	7.000

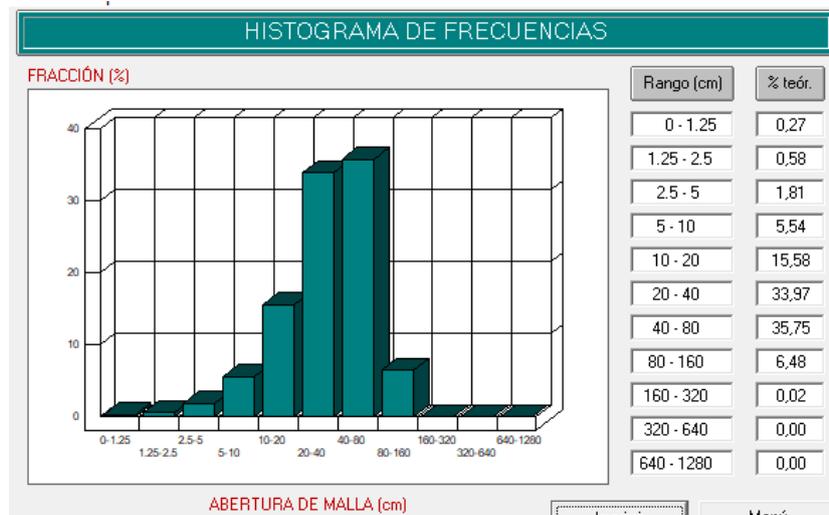
Tabla 6.2. Características técnicas alimentador vibrador (Triman).



Imagen 6.1. Alimentadora precribador (Triman).

La producción horaria del alimentador precribador se ha calculado mediante el histograma de frecuencia del todo uno de la voladura (gráfica). Para ello se ha sumado el

porcentaje teórico de paso superior a 10 cm, el comprendido entre 10 y 2,5 cm y el menor a 2,5 cm obteniendo así las siguientes producciones (grafica 6.1).



Gráfica 6.1. Histograma de frecuencia (Disvol).

Granulometría (mm)	Porcentaje de paso (%)	Producción (t/h)
0-25	0,85	1,2
25-100	7,35	9,5
Mayor de 100 mm	91,8	119,3

Tabla 6.3. Producción horaria precribador.

2.1.3. Trituradora primaria

La trituradora primaria a instalar va a ser una trituradora de mandíbulas de simple efecto al tratarse de un material de poca abrasividad y que puede contener cierta humedad.

Etapa	Maquina	Comportamiento			
		Dureza	Abrasión	Humedad	Adherencia
Primaria	Giratoria	x x x	x x x		
	Mandibulas s/efecto	x x x	x x	x	
	Mandibulas d/efecto	x x x	x x x	x	
	Impacto	x x	x x x	x x	x x
	Dos cilindros dentados	x	x	x x x	x x x
	Cilindros dentados y mandibulas	x	x	x x x	x x

Tabla 6.4. Clasificación y comportamiento trituradoras primarias (Manual mineralurgia).

A la hora de dimensionar la máquina se va a tener en cuenta el tamaño de la boca de entrada, así como la capacidad y el reglaje.

• **Boca de entrada**

La boca de entrada debe ser lo suficientemente ancha y larga para dejar pasar el material procedente del alimentador precribador. La dimensión máxima (Dmax) de las partículas será de 845 mm. Teniendo en cuenta lo siguiente se ha procedido a calcular el tamaño de abertura mediante las siguientes fórmulas:

$$A = \frac{D_{max}}{0,8} = \frac{845}{0,8} = 1.056 \text{ mm}$$

$$L = 1,5 \times A = 1,5 \times 1.056 = 1.584 \text{ mm}$$

Para que pudiera entrar el tamaño de partícula deseado necesitaría una anchura y una largura orientativa se 1,1 y 1,6 metros respectivamente.

• **Capacidad y reglaje**

Teniendo en cuenta que las partículas tras la trituración primaria deben tener unas dimensiones de 100 mm (d₁₀₀) se ha procedido al cálculo del reglaje necesario:

En primer lugar, se ha hallado el porcentaje de paso por la malla según el reglaje. Este se ha obtenido entrando en la tabla inferior con los datos de roca (calcárea), alimentador (criba) y tipo de trituradora de mandíbulas (simple efecto).

Finesse des produits des concasseurs à mâchoires
définie par la proportion de passant au tamis de maille égale au réglage du concasseur

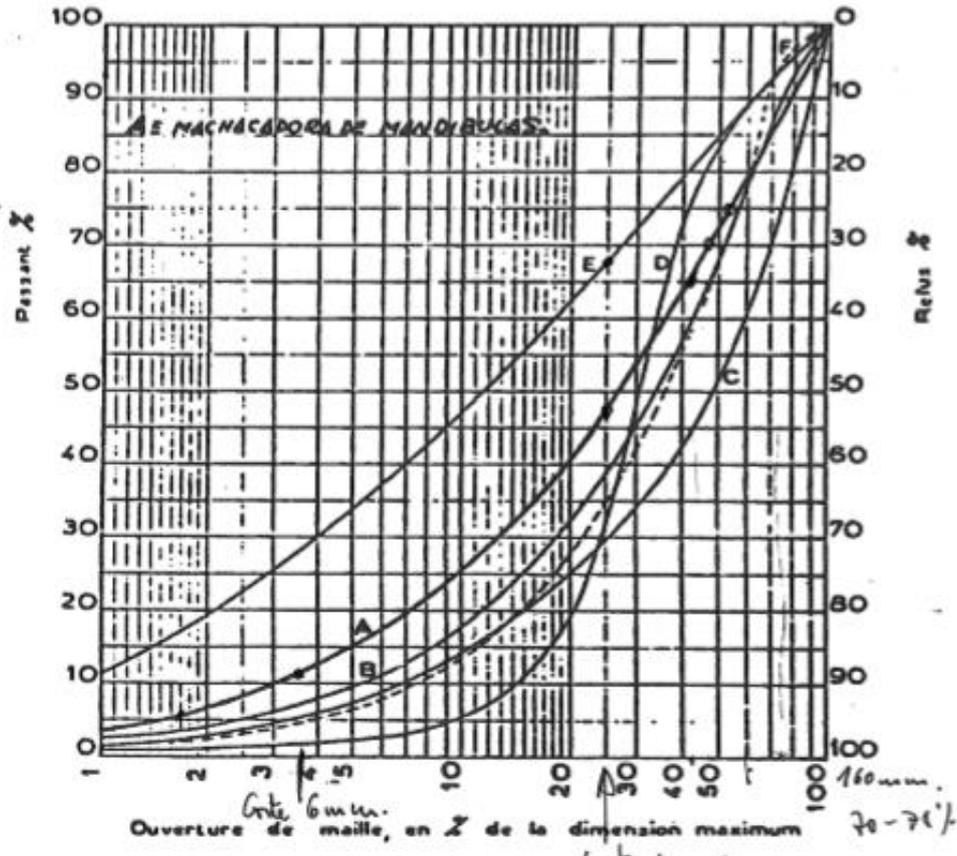
Type de concasseur	Nature de l'alimentation	Calcaire	Granit	Quartzite	Minerais moyens
Blake	Tout venant	85 -- 90 %	70 -- 75 %	65 -- 70 %	85 -- 90 %
Blake	Fines éliminées (*)	80 -- 85 %	65 -- 70 %	60 -- 65 %	80 -- 85 %
Blake	Criblée	75 -- 80 %	60 -- 70 %	55 -- 60 %	75 -- 80 %
Simple effet ..	Criblée	80 -- 85 %	70 -- 75 %	60 -- 65 %	80 -- 85 %

* Par un criblage sommaire sur grille fixe.

Tabla 6.5. Porcentaje de paso por la malla (Manual mineralurgia).

El porcentaje de paso será de 80-85%. Se ha cogido un valor medio de 82%.

En segundo lugar, se ha hallado el porcentaje de paso máximo (dmax). Para ello en la siguiente tabla se ha entrado con el dato de porcentaje de paso y ahí donde corta la curva A (trituradoras de mandíbulas) se ha obtenido el porcentaje de paso real. El porcentaje de paso será de 60%.



Grafica 6.2. Porcentaje de paso Manual mineralurgia

Para terminar, se ha calculado el reglaje mediante la siguiente fórmula:

$$r = Pp \times d_{100}$$

Donde,

r = Reglaje trituradora en mm.

Pp = Porcentaje de paso (60%).

d_{100} = Dimensión de partícula deseada (100 mm).

El reglaje necesario para conseguir unas dimensiones del material triturado de 100 mm es de 60 mm.

- **Trituradora seleccionada**

La trituradora a utilizar debe tener características similares a la C96 de Metso. Esta trituradora es la que más se acerca a los parámetros del dimensionamiento realizado.

Capacidades y especificaciones técnicas

	C80	C100	C96	C106	C116	C3054	C110	C125	C140	C145	C160	C200
Anchura de la abertura de alimentación mm	800	1000	930	1060	1150	1375	1100	1250	1400	1400	1600	2000
Profundidad de la abertura de alimentación mm	510	760	580	700	800	760	850	950	1070	1100	1200	1500
Potencia kW	75	110	90	110	132	160	160	160	200	200	250	400
Velocidad (rpm)	350	260	330	280	260	260	230	220	220	220	220	200
Tamaño del producto mm												
Lado cerrado Reglaje mm	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h	t/h
0-30	20											
0-35	25											
0-45	30											
0-60	40	55-75										
0-75	50	65-95										
0-90	60	80-110	105-135									
0-105	70	95-135	125-175	125-155	150-185	165-205	210-270	160-220				
0-120	80	110-150	145-200	140-180	165-215	180-235	240-300	175-245				
0-135	90	125-175	160-220	160-200	190-235	205-255	260-330	190-275				
0-150	100	140-190	180-250	175-225	205-265	225-285	285-365	215-295	245-335			
0-185	125	175-245	220-310	220-280	255-325	270-345	345-435	260-360	295-405	325-445	335-465	
0-225	150	210-290	265-365	265-335	305-385	320-405	405-515	310-430	345-475	380-530	395-545	430-610
0-260	175	245-335	310-430	310-390	355-450	370-465	465-595	350-490	395-545	435-605	455-625	495-695
0-300	200		355-490		395-500	410-520	530-670	405-555	445-615	495-685	510-710	560-790
0-340	225								495-685	550-760	570-790	625-880
0-375	250								545-755	610-840	630-870	685-965
0-410	275										690-950	745-1055
0-450	300											815-1145
												1015-1435

Tabla 6.6. Trituradoras mandíbulas (Metso)

- **Boca de entrada:** Tiene una anchura suficiente de apertura para que entre el material de mayor tamaño procedente del alimentador. El tamaño máximo del material es de 845 mm y el tamaño de abertura es de 930 mm.
- **Capacidad:** Con el reglaje seleccionado la trituradora tiene una capacidad variable entre 105-135 t/h. La producción al ser de 119 t/h tiene una capacidad idónea.
- **Reglaje:** En cuanto al tamaño del producto triturado según el reglaje seleccionado el fabricante indica que es de 0-90 mm pudiendo ser variable dependiendo de las características de la roca.

La trituradora tiene las siguientes características:

Modelo	Potencia (kW)	Dimensiones boca(cm)	Velocidad (rpm)	Producción (t/h)
C96	90	930x580	330	105-135

Tabla 6.7. Características técnicas trituradora de mandíbulas (Metso).

2.2. Grupo trituración secundaria

2.2.1. Tolva

A esta tolva llegará el material procedente de la trituradora primaria, del alimentador precribador (partículas inferiores a 100 mm) y del rechazo de la criba vibrante; debido a esto el tamaño máximo de partícula será de 120 mm procedente de la trituradora primaria.

Su sección superior tendrá unas dimensiones de 3,5x3,5 m (12 m²) y su sección inferior de 1x1 m (1 m²). La tolva recibirá 150 t/h y la trituradora secundaria será capaz de asumir un volumen de material de 150 t/h, por lo tanto, para que siempre trabaje con la boca llena la tolva tendrá una capacidad de 30 m³. La tolva necesitaría una altura de 2,5 metros para tener la capacidad de 30 m³.

2.2.2. Trituradora secundaria

La trituradora secundaria a instalar va a ser un molino de cono. Esta trituradora tiene un elevado coste, pero lo compensa con su elevada capacidad, su poder de reducción y el permitir ser alimentada directamente desde una tolva, sin necesidad de usar un alimentador vibrante lo que supone un ahorro.

Etapa	Maquina	Comportamiento			
		Dureza	Abrasión	Humedad	Adherencia
Secundaria	Giratoria	x x x	x x x		
	Mandibulas s/efecto	x x x	x x	x	
	Mandibulas d/efecto	x x x	x x x	x	
	Impacto	x x	x x x	x x	x x
	Martillos	x x	x x	x x	x x
	Dos cilindros dentados	x	x	x x x	x x x
	Cilindros dentados y mandibulas	x	x	x x x	x x
	Cilindros lisos	x	x	x x x	x x x
	Cilindros acanalados	x	x	x x x	x x x
	Conos	x x x	x x x		

Tabla 6.8. Clasificación y comportamiento trituradoras secundaria (Manual mineralurgia).

Sus principales ventajas son:

- Alta capacidad.

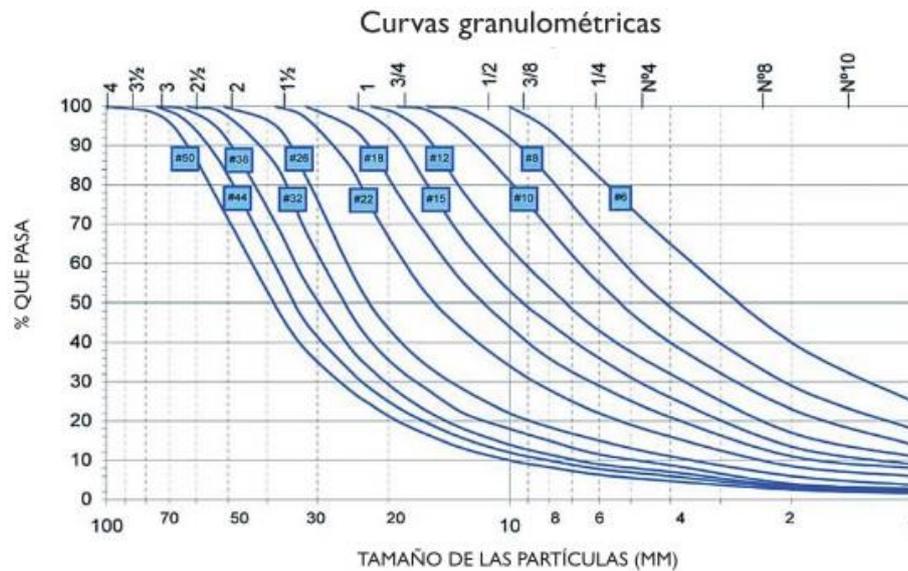
- Alto poder de reducción.
- Se pueden usar en circuito cerrado.
- Se pueden alimentar a boca llena.

El molino a utilizar tendrá que tener características similares al modelo TMC-3 de Triman. Este molino permite la entrada de materiales entre 90-110 mm siendo el que será introducido de 100 mm.



Imagen 6.2. Molino de cono (Triman).

El reglaje seleccionado es de 12 mm. Siendo necesario obtener una granulometría de 15 mm con este reglaje se obtendrá un porcentaje de paso en torno al 85% reduciendo así el rechazo posterior de la criba a un 15%.



Gráfica 6.3. Granulometría resultante (Triman).

El molino tiene una 145-180 t/h, adecuada para las 148 t/h que va a recibir de la trituración primaria y del rechazo.

El molino tiene las siguientes características:

Modelo	Potencia (kW)	Dimensiones cono(m)	Velocidad (rpm)	Producción (t/h)
TMC-3	200	1,164	275-500	145-180

Tabla 6.9. Características técnicas de molino de cono (Triman).

2.3. Grupo Cribado

2.3.1. Criba vibrante

La criba que se va a instalar va a ser vibrante. Se ha elegido este tipo de criba ya que tiene las siguientes ventajas:

- Gran capacidad por metro cuadrado.
- Mayor eficiencia.
- Menor espacio ocupado.
- Mayor campo de aplicación (de 0,5 m a 40 mm partículas a pasar por sus tamices).

Para llevar a cabo la selección de la máquina se ha usado la fórmula de Testut que tiene la siguiente expresión:

$$T = 1,4 \times \frac{ds}{y} \times a^{0,6}$$

Siendo:

T = Capacidad en t/h por m² de superficie útil.

Ds = Peso específico real del producto a cribar (1,7 t/m³).

y = Proporción de granos de dimensiones críticas. Este valor varía entre 0,3 y 0,4.

a = Abertura de malla en mm. La abertura de malla mínima será de 6 mm, la cual permitirá el paso del estéril.

$$T = 1,4 \times \frac{1,7}{0,3} \times 6^{0,6} = 23 \frac{t}{h} \text{ por } m^2$$

La fórmula da resultados que hay que mayorar un 30% a un 40% para obtener resultados adecuados. La superficie de cribado necesaria se obtiene mediante la expresión:

$$S(m^2) = 1,35 \times \left(\frac{Q}{T}\right)$$

Siendo,

Q = Producción horaria. En este caso la producción será superior a 130 t/h ya que al trabajar en circuito cerrado al cribador llegará el material recién introducido en el sistema más

el rechazo de la misma criba que volverá a ser conminutado en la trituradora secundaria. La producción horaria ascenderá a 150 t/h.

T = Capacidad en t/h por m^2 de superficie útil. En este caso 23 t/h.

Obteniendo un valor de 9 m^2 para que la superficie de cribado sea la necesaria.

- **Criba vibrante seleccionada**

El cribador a usar deberá tener las características del cribador CVT-1750 de Triman, siendo este el cribador vibrante inclinado adecuado para realizar la clasificación. Tiene una superficie de cribado de 9 m^2 . Este puede llevar de dos a cuatro tamices. En este caso llevará dos tamices con las siguientes características:

- Tamiz corte 15: Las partículas mayores a 25 mm regresarán a la trituradora secundaria.
- Tamiz corte 8: Estas rejillas clasificarán el material por granulometrías.

Modelo	Potencia (Kw)	Dimensiones (mm)	Superficie (m^2)
CVT-1750	15	5.000x1.800	9

Tabla 6.10. Características criba (Triman)



Imagen 6.3. Cribador (Triman)

La producción horaria de los materiales procedentes de la criba según la curva granulométrica del fabricante será la siguiente:

Granulometría (mm)	Porcentaje retención por tamiz (%)	Producción (t/h)
0-8	55	69,2
8-15	30	37,5
Mayor 15 (Rechazo de la criba)	15	19,3

Tabla 6.11. Producción horaria cribador.

2.4. Grupo cintas

El transporte dentro de la planta se realizará mediante cintas transportadoras. En total habrá 7 cintas, 3 de estas tendrán la función de generar acopios de material procesado y las restantes de transportar el material a través de las diferentes etapas de conminución. Las cintas se fabrican bajo pedido y se adaptan a las necesidades que uno desee por ello se va a llevar a cabo el cálculo de cada una de las cintas necesarias.

Debido al bajo nivel de producción la forma de las artesas seleccionada será en forma de V. Esta configuración permite cintas de hasta 800 mm de sección transversal con ángulos óptimos de trabajo de 30°.

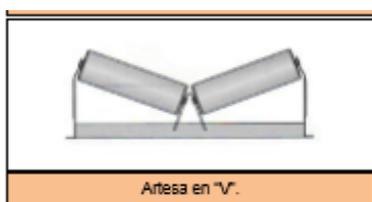


Imagen 6.4. Artesas forma V y tabla ángulo.

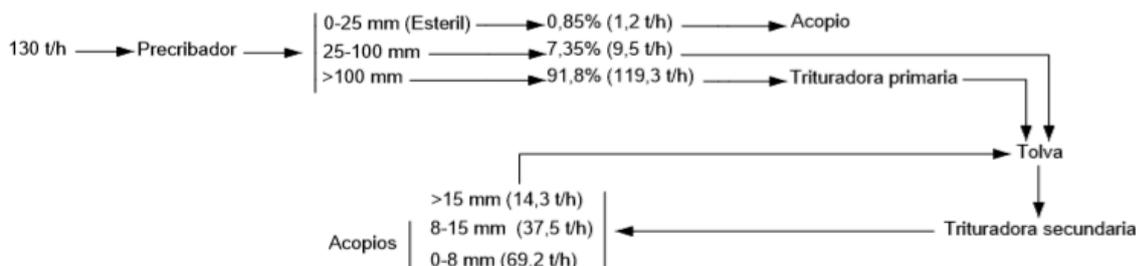
La velocidad de las cintas será de 2,5 m/s (velocidad media estándar en canteras).

Aplicación	Rango de velocidad (m/s)	Velocidad media (m/s)
Casos especiales	0,5	---
Caudales pequeños, materiales que deben protegerse (coque)	0,5 - 1,5	1
Aplicaciones estándar (canteras de grava)	1,5 - 3,5	2,5
Flujos elevados a grandes distancias (minería a cielo abierto)	3,5 - 6,5	5
Aplicaciones especiales (*)	6,5 y mayores	7

(*) transporte de lignitos, estériles o en general minas a cielo abierto y grandes distancias.

Tabla 6.12. Velocidades cintas

A la hora de realizar el cálculo de las cintas los parámetros más importantes son la granulometría que transportan y la capacidad (t/h) que tienen que transportar. A continuación, se muestra un esquema del cual partirán los cálculos con las producciones y granulometrías en cada fase.



Esquema 6.1. Granulometría y producción.

Cinta	Longitud (m)	Caudal (t/h)	Inclinación (°)
Precribador-tolva	24	9,5	13
Triturador primario-tolva	12	119,3	
Molino-criba	24	148,1	
Rechazo-criba	24	19,32	
Estéril	12	1,2	
Granulometría 8-15	12	37,5	
Granulometría 0-8	12	69,2	

Tabla 6.12. Características cintas.

2.4.1. Sección transversal de la carga (S) y ancho de banda

- **Sección transversal de la carga:**

La sección transversal de carga se deduce de la geometría de la artesa y de la disposición de la carga y para una artesa dispuesta en V se puede usar la siguiente expresión:

$$Q_m = P_m \times (S \times 3.600 \times v \times (1 + 0,002 \times Gr - 0,0005 \times Gr^2))$$

Siendo,

Q_m = El caudal transportado (t/h).

S = El área de la sección transversal de la carga (m²).

v = Velocidad de la cinta en (m/s). La velocidad media en una cinta de cantera es de 2,5 m/s.

Gr : Ángulo de la cinta que será de 13°.

P_m = Densidad del material suelto (t/m³). En este caso 1,7 t/m³ al tratarse marga.

Despejando S de la ecuación se obtendría la siguiente expresión:

$$S = \frac{Q_m}{P_m \times (3.600 \times v \times (1 + 0,002 \times Gr - 0,005 \times Gr^2))}$$

Introduciendo el caudal para cada cinta se obtendrá su sección transversal como se muestra en la siguiente tabla:

Cinta	Caudal (t/h)	Sección transversal (m ²)
Precribador-tolva	9,5	0,00343
Triturador primario-tolva	119,3	0,043
Molino-criba	148,1	0,0534
Rechazo-criba	19,32	0,00697
Estéril	1,2	0,000433
Granulometría 8-15	37,5	0,0135
Granulometría 0-8	69,2	0,0245

Tabla 6.13. Sección transversal de las cintas.

- Ancho de banda de artesas en forma de V:**

Para obtener el ancho de banda en primer lugar hay que obtener la longitud de trabajo de los rodillos, para ello se usa la siguiente expresión:

$$b (m) = \sqrt{\frac{S}{\tan(\beta) \times (\cos(\lambda))^2 + \sin(\lambda) \times \cos(\lambda)}}$$

Siendo,

b = Longitud de trabajo de los rodillos laterales (m).

S = La superficie calculada anteriormente (m²).

λ = El ángulo de la artesa. Estandarizados para: [0° - 20° - 25° - 30° - 35° - 40° - 45°]. En este caso será 30°.

β = El ángulo de talud dinámico del material. Corresponde a la pendiente que adquieren los materiales con la cinta en movimiento. Se puede estimar, en función del ángulo de reposo (13°) dado, mediante:

$$\beta = \frac{13 - 10}{2} = 1,5^\circ$$

Introduciendo la sección transversal para cada cinta se obtendrá la longitud de trabajo de los rodillos como se muestra en la siguiente tabla:

Cinta	Sección transversal (m ²)	Longitud de los rodillos (mm)
Precribador-tolva	0,00343	87
Triturador primario-tolva	0,043	308
Molino-criba	0,0534	343
Rechazo-criba	0,00697	124
Estéril	0,000433	30
Granulometría 8-15	0,0135	172
Granulometría 0-8	0,0245	232

Tabla 6.14. Longitud de los rodillos de las cintas.

Una vez obtenido la longitud de trabajo de los rodillos en “V” se puede obtener el ancho de la banda normalizado mediante la tabla 6.16 obteniendo así los resultados que se muestran a continuación. Se han elegido longitudes de rodillos estándares superiores a las longitudes dadas anteriormente.

Cinta	Ancho de banda normalizado (mm)	Longitud de los rodillos estándar(mm)
Precribador-tolva	300	200
Triturador primario-tolva	500	315
Molino-criba	650	360
Rechazo-criba	300	200
Estéril	300	200
Granulometría 8-15	300	200
Granulometría 0-8	400	250

Tabla 6.15. Ancho de banda normalizado y longitud estándar de los rodillos.

Tabla II	Ancho de banda normalizado (mm)																	
	300	400	500	600	650	800	1.000	1.200	1.400	1.600	1.800	2.000	2.200	2.400	2.600	2.800	3.000	3.200
Artesa	Longitud estándar del tubo de los rodillos (mm)																	
Lisa	380	500	600	700	750	950	1.150	1.400	1.600	1.800	2.000	2.200	2.500	2.800	-	-	-	-
En “V”	200	250	315	340	380	465	600	700	800	900	1.000	1.100	1.250	1.400	1.500	1.600	1.700	1.800
Terna	-	160	200	250	250	315	380	465	530	600	670	750	800	900	950	1.050	1.120	1.150
Terna L1	-	-	-	-	-	200	250	315	380	465	530	600	640	670	700	800	900	900
L2	-	-	-	-	-	380	465	550	600	670	700	800	900	1.000	1.100	1.150	1.150	1.250
5 secciones	-	-	-	-	-	165	205	250	290	340	380	420	460	500	540	580	640	670

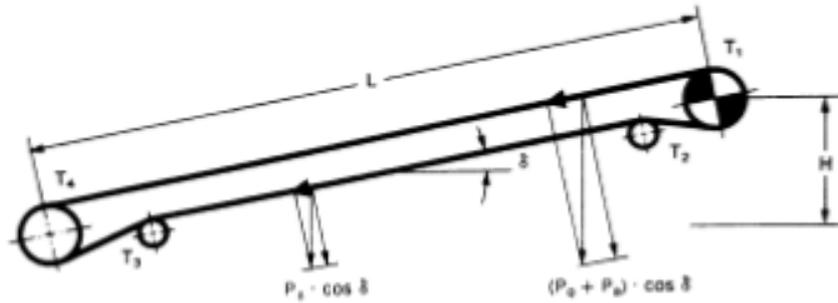
Tabla 6.16. Secciones banda de las cintas

2.4.2. Potencias de accionamiento

La potencia de accionamiento de una cinta se formula por el principio físico de $W=F \cdot v$, siendo “F” el conjunto de fuerzas resistentes al movimiento y “v” la velocidad de desplazamiento de la banda transportadora. La fuerza F se obtiene por la resistencia al giro de los rodillos que soportan la banda y esta es proporcional a un coeficiente por el peso que soporta cada unidad, más el conjunto de otras fuerzas resistentes que se formulan de forma individual o como fracción o coeficiente de la fuerza principal de resistencia a la rodadura.

El accionamiento de una cinta transportadora debe vencer las resistencias y cargas que se producen durante su funcionamiento. Estas se pueden formular, sobre la base de las variables indicadas en el esquema, mediante:

$$F = C \cdot f \cdot L \cdot [(Pq + 2 Pb) \cdot \cos(\delta) + Ps + Pi] (+ -)H - Pq + \Sigma(Res_{loc})$$



Esquema 6.2. Pesos y tensiones de una cinta.

Se considera la siguiente terminología:

C = Coeficiente empírico que varía según la longitud del transporte.

F = Coeficiente de rodadura o coeficiente de fricción de los cojinetes de los rodillos.

Pq = Peso del material transportado por metro lineal, kg/ml.

Pb = Peso por metro lineal de banda, kg/ml.

Ps = Peso por metro lineal de los elementos (rodillos) del ramal superior, kg/ml.

Pi = Idem del ramal inferior (rodillos).

δ = Ángulo de inclinación de la instalación.

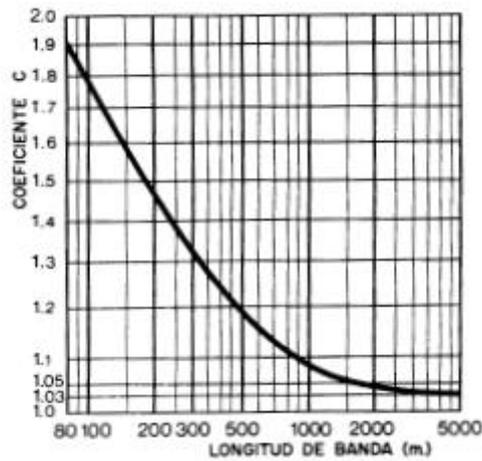
L = Longitud del transporte (m).

H = Desnivel del transporte (m).

A continuación, se va a realizar el cálculo de cada variable:

- **Coeficiente C:**

Toma valores entre 1,9 y 1,3. Las distancias de las cintas al oscilar entre 24 y 12 metros tendrán un valor de 1,9 como se observa en la gráfica inferior.



Gráfica 6.4. Coeficiente C

- **Coeficiente rodadura “f”:**

El coeficiente de fricción se calcula mediante la siguiente expresión:

$$f = f_o + \sum f_i$$

Donde,

$$f_o = 0,018$$

$\sum f_i$ varía entre 0,004-0,0012 (Se usará un valor medio).

Por lo que f es igual a 0,003.

- **Peso material transportado Pq:**

El peso de material transportado por metro lineal se calcula con la siguiente expresión:

$$P_q \left(\frac{kg}{m} \right) = \frac{Q}{3,6 \times v}$$

Donde,

Q = Es el caudal el que varía según la cinta.

v = La velocidad de las cintas que será igual a 2,5 m/s para todas ellas.

Por lo que sustituyendo los calores en la fórmula anterior se obtendrán los siguientes valores de P_q .

Cinta	Caudal (t/h)	Valor P_q (kg/m)
Precribador-tolva	9,5	1,05
Triturador primario-tolva	119,3	13,23
Molino-criba	148,1	16,42
Rechazo-criba	19,32	2,14
Estéril	1,2	0,13
Granulometría 8-15	37,5	4,16
Granulometría 0-8	69,2	7,68

Tabla 6.17. Valor P_q .

- **Peso metro lineal banda “ P_b ”:**

El peso por metro lineal de cinta se puede estimar mediante la siguiente expresión:

$$P_b = (P_c + P_r) \cdot B$$

Siendo,

- P_c (kg/m) = Es el peso de la carcasa y se puede considerar proporcional a la resistencia mediante la expresión:

$$P_c = 0,0058 \cdot (N/mm) + 2,1$$

El valor de N/mm oscila entre 500 y 7.000. Se usará un valor medio de 3.750.

P_c tendrá un valor de 23,85 kg/m.

- P_r (kg/m): Es el peso del recubrimiento y se puede estimar mediante:

$$P_r = d \cdot (e_{\text{superior}} + e_{\text{inferior}})$$

Siendo,

d = Densidad del recubrimiento que se puede tomar de 1,1 kg/dm³.

e = Será de 20 mm.

Se obtendrá un valor de 44 kg/m.

- B = El ancho de banda que variará según la cinta.

Sustituyendo en la fórmula Pb tendría el siguiente valor para cada grupo de cintas:

Cinta	Ancho de banda normalizado (m)	Valor Pb (kg/m)
Precribador-tolva	0,3	20,35
Triturador primario-tolva	0,5	33,92
Molino-criba	0,65	44,1
Rechazo-criba	0,3	20,35
Estéril	0,3	20,35
Granulometría 8-15	0,3	20,35
Granulometría 0-8	0,4	27,14

Tabla 6.18. Peso metro lineal de banda.

- **Peso rodillos superiores “Ps”:**

En el caso de un ramal cargado para una separación de 1 metro el peso varía entre 15-35 kg/m. Se usará un valor medio de 25 kg/m.

- **Peso rodillos inferiores “Pi”:**

En el caso de un ramal de retorno para una separación de 3 metros el peso varía entre 5-12 kg/m. Se usará un valor medio de 8,5 kg/m.

- **Ángulo inclinación instalación “δ”:**

El ángulo de inclinación para las cintas es el mismo, de 13°.

- **Longitud cinta “L”:**

Son las longitudes de las cintas, se muestran en la tabla 7.19.

- **Desnivel transporte “H”:**

El desnivel de la cinta de transporte varía según cada cinta:

Cinta	Longitud de las cintas (m)	Desnivel (m)
Precribador-tolva	24	5
Triturador primario-tolva	12	10
Molino-criba	24	5
Rechazo-criba	24	5
Estéril	12	5
Granulometría 8-15	12	10
Granulometría 0-8	12	10

Tabla 6.19. Longitud y desnivel de las cintas.

- **Res_loc:**

Es el suplemento de energía que en este caso era de 5,45 kW (5.450 kgf m/s).

Sustituyendo los datos en la fórmula, la fuerza de accionamiento sería la siguiente para cada cinta.

Cinta	Q (t/h)	Pq (kg/m)	H (m)	Pb (kg/m)	L (m)	F (kgf)
Precriador-tolva	9,5	1,05	5	20,35	24	5.465
Triturador primario-tolva	119,3	13,23	10	33,92	12	5.589
Molino-criba	148,1	16,42	5	44,1	24	5.549
Rechazo-criba	19,32	2,14	5	20,35	24	5.470
Estéril	1,2	0,13	5	20,35	12	5.455
Granulometría 8-15	37,5	4,16	10	20,35	12	5.496
Granulometría 0-8	69,2	7,68	10	27,14	12	5.532

Tabla 6.20. Fuerza de accionamiento.

2.4.3. Potencia de los motores

Para el cálculo de la potencia del motor se usará la siguiente expresión, al tratarse de cintas pequeñas se sobredimensionará por el doble:

$$W = 2 \times \frac{F \times v}{102 \times \eta}$$

Donde,

W = Es la potencia del motor en kW.

F = Es la fuerza del accionamiento en kgf.

v = Es la velocidad de rotación. En este caso 2,5 m/s para todas las cintas.

η = Es la eficiencia del motor que en este caso será de 0,96.

Sustituyendo los valores en la fórmula se obtienen las siguientes potencias:

Cinta	Potencia del motor (kW)
Precribador-tolva	2,8
Triturador primario-tolva	2,9
Molino-criba	2,8
Rechazo-criba	2,8
Estéril	2,8
Granulometría 8-15	2,8
Granulometría 0-8	2,8
Total	19,7

Tabla 6.21. Potencia de los motores.

2.5. Resumen de los grupos

A continuación, se describen los principales componentes que constituyen los diferentes grupos del establecimiento de beneficio:

1. Grupo de trituración primaria

- Tolva de recepción:
 - Apertura superior: 3,5x3,5 m (12 m²).
 - Apertura inferior: 2x2 m (4 m²).
 - Altura: 2,5 metros.
 - Capacidad: 30 m³.

- Alimentador-precibador vibrante APT-408 de Triman:
 - Tamices: 2 tamices de corte 100 y 25.
 - Tamaño de los tamices: 4,45x0,86.
 - Superficie de los tamices: 3,8 m².
 - Fuerza centrífuga: 16 kN.
 - Peso: 7.000 kg.
 - Potencia: 14,2 kW.

- Machacadora de mandíbulas de simple efecto C96 de Metso:
 - Capacidad: 105-135 t/h.
 - Tamaño de apertura: 930x580 mm.
 - Velocidad: 330 rpm.
 - Reglaje: 60 mm.
 - Potencia: 90 kW.

2. Grupo trituración secundaria

- Tolva:
 - Apertura superior: 3,5x 3,5 m (12m²).

- Apertura inferior: 1x1 m (1m²).
 - Altura: 2,5 m.
 - Capacidad: 30 m².
- Molino de cono TMC-3 de Triman:
- Capacidad: 145-180 t/h.
 - Tamaño de apertura: 110 mm.
 - Velocidad: 275-500 rpm.
 - Reglaje: 12 mm.
 - Peso: 3.000 kg.
 - Potencia: 200 kW.

3. Grupo cribado

- Criba vibrante CVT-1750 de Triman:
- Tamices: 2 tamices de corte 15 y 8.
 - Tamaño de los tamices: 5.000x1.800 mm.
 - Superficie de los tamices: 9 m².
 - Potencia: 15 kW.

4. Grupo cintas

- Precribador-tolva:
- Capacidad: 9,5 t/h.
 - Longitud: 24 m.
 - Altura: 5 m.
 - Ángulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.465 kgf.
 - Potencia motora: 2,8 kW.
- Triturador primario-tolva:
- Capacidad: 119,3 t/h.
 - Longitud: 12 m.
 - Altura: 10 m.
 - Ángulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 500 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 315 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.589 kgf.
 - Potencia motor: 2,8 kW.
- Molino-criba:
- Capacidad: 148,1t/h.
 - Longitud: 24 m.
 - Altura: 5 m.

- Ángulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 650 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 360 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.549kgf.
 - Potencia motor: 2,8 kW.
- Rechazo-criba:
- Capacidad: 19,32 t/h.
 - Longitud: 24 m.
 - Altura: 5 m.
 - Ángulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.570 kgf.
 - Potencia motor: 2,8 kW.
- Estéril:
- Capacidad: 1,2 t/h.
 - Longitud: 12m.
 - Altura: 5 m.
 - Ángulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 .mm
 - Potencia accionamiento: 5.455 kgf.
 - Potencia motor: 2,8 kW.
- Granulometría 8-15:
- Capacidad: 37,5 t/h.
 - Longitud: 12 m.
 - Altura: 10 m.
 - Ángulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 300 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 200 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.496 kgf.
 - Potencia motor: 2,8 kW.
- Granulometría 0-8:
- Capacidad: 69,2 t/h.
 - Longitud: 12 m.
 - Altura: 10 m.
 - Ángulo de inclinación: 13°.
 - Ancho de banda normalizado: 400 mm.
 - Longitud de los rodillos estándar: 250 mm.
 - Potencia accionamiento: 5.532 kgf.
 - Potencia motor: 2,8 kW.

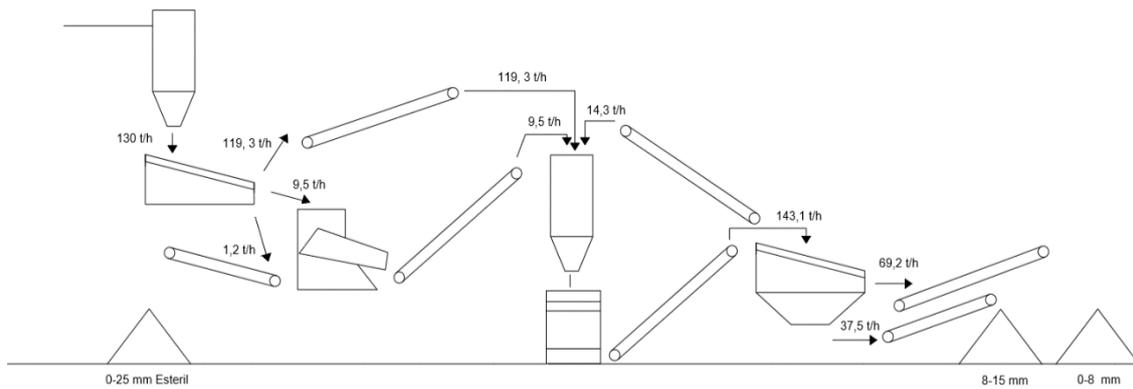
2.5.1. Potencia total necesaria

La potencia total que tendrá el establecimiento de beneficio será la siguiente:

Máquina	Potencia (kW)
Grupo primario	104,2
Alimentador precribador	14,2
Machacadora de mandíbulas	90
Grupo secundario	200
Molino de cono	200
Grupo cribado	15
Criba vibrante	15
Grupo cintas	19,7
Total	338,9

Tabla 6.22. Potencia del establecimiento de beneficio.

2.5.2. Flujograma



Flujograma 1. Establecimiento de beneficio.

3. MAQUINARIA AUXILIAR



Imagen 6.5. Pala cargadora.

Para realizar la carga de los acopios en los camiones la máquina elegida será una pala cargadora de Caterpillar modelo 907M. Sus características principales son las siguientes:

Equipo	Peso	Capacidad del cazo	Altura de descarga máxima	Potencia neta
907M	57.050 kg	1 m ³	3,2 m	56,6 kW

Tabla 6.23. Características técnicas retroexcavadora del equipo auxiliar.

4. INSTALACIONES AUXILIARES

4.1. Báscula

Es necesario disponer de una báscula para camiones con el fin de realizar un pesaje a la hora de entrada y salida a la explotación.



Imagen 6.6. Báscula de pesaje.

4.2. Punto de limpieza de los vehículos

En una zona de la explotación se dispondrá de un equipo de limpieza de vehículos. La función de este será la eliminación de barro y polvo adherido en los vehículos. Esto disminuirá el impacto ambiental que pudieran realizar los camiones y permitirá lavar los vehículos de los trabajadores.

El equipo de limpieza será automático y mediante chorros de alta presión limpiará los vehículos. Las aguas procedentes del sistema de lavado se redirigirán a un pozo de decantación donde los fangos se depositarán en el fondo y el agua clarificada de la superficie será reutilizada en el proceso de limpieza.

4.3. Almacén, oficina, baños y vestuario

Según refleja el real decreto 1389-97 (seguridad y salud) apartado de instalaciones sanitarias la explotación dispondrá de vestuarios y baños.

Así mismo se dispondrá de un almacén para guardar diverso material y una oficina desde donde se realizarán los trámites administrativos.

4.4. Depósito de combustible

Toda maquinaria de cualquier explotación minera precisa de combustible, por ello se precisa almacenar combustible, para esto se va a tener un depósito de combustible que abastecerá a toda maquinaria que precise de él. Se va a utilizar un depósito con 65.000 litros de combustible. Con esto se podrá dar abastecimiento a toda la maquinaria durante un mes.

Los almacenes de combustible deben seguir el reglamento de instalaciones petrolíferas, RD 2085/1994 de 20 de octubre. Haciendo especial hincapié en la instrucción técnica complementaria MI-IPO4 Almacenes de carburantes o combustibles líquidos para su consumo en la propia instalación. El almacenamiento se va a realizar en un depósito fijo de doble pared para garantizar la seguridad y sobre el nivel del terreno. El depósito se instalará fuera de las edificaciones. Las tuberías para las conducciones de hidrocarburos serán de fundición dúctil. Para la tubería de cobre el espesor de pared mínimo debe ser de 1 mm. Las uniones entre tubos y con el tanque de combustible deben hacerse de acuerdo con el tipo de material a utilizar, así como procurando la estanqueidad de las uniones, para que estas sean las mínimas posibles y garanticen el paso de los posibles distintos combustibles que puedan pasar a través de ellos en el caso de cambiar la maquinaria o aparamenta.

El presente dimensionamiento del establecimiento de beneficio ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

ANEXO Nº7.INSTALACIÓN ELÉCTRICA

Índice

1. INTRODUCCIÓN.....	186
2. CENTRO DE TRANSFORMACIÓN	186
2.1.Características de la Red de Alimentación	187
2.2.Cálculos del centro de transformación.....	187
2.2.1.Intensidades del transformador.....	187
2.2.2.Cortocircuitos	188
2.2.2.1.Cálculo de las instalaciones de puesta a tierra	189
2.2.2.2.Cálculo de las tensiones de paso en el interior de la instalación	191
2.2.2.3.Cálculo de las tensiones de paso en el exterior de la instalación	192
2.2.2.4.Cálculo de las tensiones aplicadas	193
2.2.3.Comprobación de los valores resultantes	195
3.INSTALACIÓN ELÉCTRICA.....	196
3.1.Previsión de las cargas	196
3.2.Cálculo de las secciones	197
3.3.Cálculo de las protecciones.....	201
3.4.Diagrama unifilar	202

1. INTRODUCCIÓN

El objeto de este estudio es el cálculo y dimensionamiento del centro de transformación e instalación eléctrica de la instalación minera. El estudio consta de dos partes:

- El estudio del centro de transformación donde se selecciona el centro de transformador de media a baja tensión y las diferentes celdas que este tendrá.
- El estudio de la instalación eléctrica donde se seleccionan los cables que conducirán la electricidad del centro de transformación a la maquinaria de la explotación.

2. CENTRO DE TRANSFORMACIÓN

El centro de transformación tendrá un transformador para bajar de media a baja tensión. Dicho transformador se encontrará dentro de un edificio tipo pfu que consta de una única envolvente, en la que se encuentra toda la aparamenta eléctrica, máquinas y demás equipos.

Los edificios tipo pfu para centros de transformación, de superficie y maniobra interior (tipo caseta), constan de una envolvente de hormigón, de estructura monobloque, en cuyo interior se incorporan todos los componentes eléctricos, desde la aparamenta de MT, hasta los cuadros de BT, incluyendo los transformadores, dispositivos de control e interconexiones entre los diversos elementos. El centro tendrá unas dimensiones de 7x3,5 m.



Imagen 7.1. Edificio tipo pfu.

La principal ventaja que presentan estos edificios prefabricados es que tanto la construcción como el montaje y equipamiento interior pueden ser realizados íntegramente en fábrica, garantizando con ello una calidad uniforme y reduciendo considerablemente los trabajos de obra civil y montaje en el punto de instalación. Además, su cuidado diseño permite su instalación tanto en zonas de carácter industrial como en entornos urbanos.

2.1. Características de la Red de Alimentación

La red de la cual se alimenta el Centro de Transformación es del tipo subterráneo, con una tensión de 13,2 kV, nivel de aislamiento según la MIE-RAT 12, y una frecuencia de 50 Hz.

La potencia de cortocircuito en el punto de acometida, según los datos suministrados por la compañía eléctrica, es de 350 MVA, lo que equivale a una corriente de cortocircuito de 15,3 kA eficaces.

2.2. Cálculos del centro de transformación

2.2.1. Intensidades del transformador

- **Intensidad de Media Tensión**

La intensidad primaria en un transformador trifásico viene dada por la expresión:

$$I_p = \frac{P}{\sqrt{3} \cdot U_p}$$

Donde,

P = Potencia del transformador (kVA).

U_p = Tensión primaria (kV).

I_p = Intensidad primaria (A).

La tensión primaria de alimentación es de 13,2 kV y tiene una potencia de 400 kVA. Sustituyendo los valores en la fórmula se obtiene una intensidad media de 17,5 A.

- **Intensidad de Baja Tensión**

Para el único transformador de este centro de transformador, la potencia es de 400 kVA, y la tensión secundaria es de 400 V.

La intensidad secundaria en un transformador trifásico viene dada por la expresión anterior. Sustituyendo los valores en la fórmula se obtiene una Intensidad de 549,9 A

2.2.2. Cortocircuitos

- **Cortocircuito en el lado de Media Tensión**

Para el cálculo de la corriente de cortocircuito en la instalación, se utiliza la expresión:

$$I_{ccp} = \frac{S_{cc}}{\sqrt{3} \cdot U_p}$$

Siendo,

S_{cc} = Potencia de cortocircuito de la red (MVA).

U_p = Tensión de servicio (kV).

I_{ccp} = Corriente de cortocircuito (kA).

Sustituyendo los valores de la potencia de cortocircuito que es de 350 MVA y la tensión de servicio 13,2 kV la intensidad de cortocircuito será de 15,3 kA.

- **Cortocircuito en el lado de Baja Tensión**

Para los cortocircuitos secundarios, se va a considerar que la potencia de cortocircuito disponible es la teórica de los transformadores de MT-BT, siendo por ello más conservadores que en las consideraciones reales.

La corriente de cortocircuito del secundario de un transformador trifásico, viene dada por la expresión:

$$I_{ccs} = \frac{100 \cdot P}{\sqrt{3} \cdot E_{cc} \cdot U_s}$$

Donde,

P = Potencia de transformador (kVA).

E_{cc} = Tensión de cortocircuito del transformador (%).

U_s = Tensión en el secundario (V).

I_{ccs} = Corriente de cortocircuito (kA).

En este caso la potencia es de 400 kVA, la tensión porcentual del cortocircuito del 4%, y la tensión secundaria es de 420 V en vacío. Sustituyendo los valores se obtiene una intensidad de 13,7 kA.

2.2.2.1. Cálculo de las instalaciones de puesta a tierra

La puesta o conexión a tierra es la unión eléctrica directa, sin fusibles ni protección alguna, de una parte, del circuito eléctrico o de una parte conductora no perteneciente al mismo, mediante una toma de tierra con un electrodo o grupos de electrodos enterrados en el suelo.

El Reglamento de Alta Tensión indica que, para instalaciones de tercera categoría, y de intensidad de cortocircuito a tierra inferior o igual a 16 kA no será imprescindible realizar la investigación previa de la resistividad del suelo.

Antes de realizar los cálculos resulta necesario definir una serie de parámetros:

- La tensión de servicio (U_r) de la red de alimentación será de 13,2 kV.
- Limitación de la intensidad a tierra (I_{dm}) de neutro será de 1.000 A.
- Nivel de aislamiento de las instalaciones de BT (V_{bt}) 6.000 V.
- Para la realización de los cálculos se va a suponer una resistividad media en 150 Ohm·m y una resistencia del hormigón (R'_{ϕ}) de 300 Ohm.

La resistencia máxima de la puesta a tierra de protección del edificio y la intensidad del defecto salen de:

$$I_d \cdot R_t \leq V_{bt}$$

Donde,

I_d = Intensidad de falta a tierra (A) que se obtiene del siguiente modo:

$$I_d = I_{dm} = 1000 \text{ A}$$

I_{dm} = Limitación de la intensidad de falta a tierra (A).

R_t = Resistencia total de puesta a tierra (Ohm).

V_{bt} = Tensión de aislamiento en baja tensión 6.000V.

Sustituyendo los valores en la fórmula y despejando se obtiene un valor para la resistencia total de puesta a tierra de 6 Ohm.

Para seleccionar el electrodo tipo tiene que cumplir el requisito de tener una K_r más cercana inferior o igual al que ahora se va a calcular mediante la siguiente expresión:

$$K_r \leq \frac{R_t}{R_o}$$

Siendo,

K_r = Coeficiente del electrodo.

R_t = Resistencia total de puesta a tierra que teniendo un valor de 6 Ohm.

R_o = Resistividad del terreno el cual tiene un valor de 150 Ohm-m.

Resolviendo la expresión se obtiene un valor de K_r de 0,04.

Teniendo en cuenta que las dimensiones del edificio serán de 7x3,5 m y el valor de K_r tiene que ser menor o igual a 0,04 se ha seleccionado la configuración 70-35/8/88 de la siguiente tabla:

PROFUNDIDAD = 0'8 m

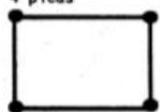
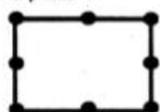
CONFIGURACION	L_p (m)	RESISTENCIA K_r	TENSION DE PASO K_p	TENSION DE CONTACTO EXT $K_c = K_p(\text{acc})$	CODIGO DE LA CONFIGURACION
Sin picas	-	0.094	0.0136	0.0553	70-35/8/00
4 picas 	2	0.076	0.0117	0.0366	70-35/8/42
	4	0.064	0.0096	0.0274	70-35/8/44
	6	0.055	0.0081	0.0217	70-35/8/46
	8	0.049	0.0069	0.0179	70-35/8/48
8 picas 	2	0.068	0.0105	0.0303	70-35/8/82
	4	0.054	0.0080	0.0203	70-35/8/84
	6	0.046	0.0065	0.0150	70-35/8/86
	8	0.040	0.0054	0.0117	70-35/8/88

Tabla 7.1. Configuración tipos de electrodos (Unesa).

Esta configuración tiene estas propiedades:

- Geometría del sistema: Anillo rectangular.
- Distancia de la red: 7.0x3.5 m.
- Profundidad del electrodo horizontal: 0,8 m.
- Número de picas: ocho.
- Longitud de las picas: 8 metro.
- De la resistencia $K_r = 0,04$.
- De la tensión de paso $K_p = 0,0054$.
- De la tensión de contacto $K_c = 0,0117$.

El valor real de la resistencia de puesta a tierra del edificio será:

$$R'_t = K_r \cdot R_o$$

Donde,

R'_t = Resistencia total de puesta a tierra Ohm.

K_r = Coeficiente del electrodo el cual es de 0,04.

R_o = Resistividad del terreno que es de 150 Ohm·m.

Por lo que el centro de transformación tendrá una resistencia total de puesta a tierra de 6 Ohm.

2.2.2.2. Cálculo de las tensiones de paso en el interior de la instalación

Adoptando las medidas de seguridad adicionales, no es preciso calcular las tensiones de paso y contacto en el interior en los edificios de maniobra interior, ya que éstas son prácticamente nulas.

La tensión de defecto vendrá dada por:

$$V'_d = R'_t \cdot I'_d$$

Siendo,

V'_d = Tensión de defecto (V).

R'_t = Resistencia total de puesta a tierra de 6 Ohm.

I'_d = Intensidad de defecto que es de 1.000 A.

Por lo que la tensión de defecto será de 6.000 V.

La tensión de paso en el acceso será igual al valor de la tensión máxima de contacto siempre que se disponga de una malla equipotencial conectada al electrodo de tierra según la fórmula:

$$V'_c = K_c \cdot R_o \cdot I'_d$$

Donde,

V'_c = Tensión de paso en el acceso (V).

K_c = Coeficiente 0,0117.

R'_t = Resistencia total de puesta a tierra de 6 Ohm.

I'_d = Intensidad de defecto que es de 1.000 A.

Por lo que la tensión de acceso será de 1.755 V

2.2.2.3. Cálculo de las tensiones de paso en el exterior de la instalación

Adoptando las medidas de seguridad adicionales, no es preciso calcular las tensiones de contacto en el exterior de la instalación, ya que éstas serán prácticamente nulas.

Tensión de paso en el exterior:

$$V'_p = K_p \cdot R_o \cdot I'_d$$

Donde,

V'_p = Tensión de paso en el acceso (V).

K_p = Coeficiente 0,0054.

R_o = Intensidad del terreno de 150 Ohm m.

I'_d = Intensidad de defecto que es de 1.000 A.

Por lo que la tensión de paso en el exterior de las instalaciones será de 810 V.

2.2.2.4. Cálculo de las tensiones aplicadas

- Tensiones de paso exteriores:**

Las tensiones de paso en el exterior se calculan por la siguiente expresión:

$$U_p = 10 * U_{ca} \left[1 + \frac{2 * R_{a1} + 6 * R_0}{1000} \right]$$

Siendo,

U_{ca} = El valor admisible de la tensión de contacto aplicada que es función de la duración de la corriente de falta que se obtiene de la siguiente tabla. Para un periodo de 0,3 s será de 25.080 V.

Resistividad terreno $\Omega \cdot m$	Tiempo de actuación de las protecciones (segundos)																	
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8
20	24144	18108	14486	12072	10347	9054	8048	7897	7763	7642	7533	7433	7341	7256	7178	7104		
40	24288	18216	14573	12144	10409	9108	8096	7944	7809	7688	7578	7477	7385	7300	7221	7147		
60	24432	18324	14659	12216	10471	9162	8144	7991	7855	7733	7623	7522	7429	7343	7263	7189		
80	24576	18432	14746	12288	10533	9216	8192	8038	7902	7779	7668	7566	7473	7386	7306	7231		
100	24720	18540	14832	12360	10594	9270	8240	8086	7948	7824	7713	7610	7516	7430	7349	7274		
150	25080	18810	15048	12540	10749	9405	8360	8203	8064	7938	7825	7721	7626	7538	7456	7380		
200	25440	19080	15264	12720	10903	9540	8480	8321	8179	8052	7937	7832	7735	7646	7563	7486		
250	25800	19350	15480	12900	11057	9675	8600	8439	8295	8166	8049	7943	7845	7754	7670	7592		
300	26160	19620	15696	13080	11211	9810	8720	8557	8411	8280	8162	8054	7954	7862	7777	7697		
350	26520	19890	15912	13260	11366	9945	8840	8674	8527	8394	8274	8164	8064	7971	7884	7803		
400	26880	20160	16128	13440	11520	10080	8960	8792	8642	8508	8386	8275	8173	8079	7991	7909		
450	27240	20430	16344	13620	11674	10215	9080	8910	8758	8622	8499	8386	8283	8187	8098	8015		
500	27600	20700	16560	13800	11829	10350	9200	9028	8874	8736	8611	8497	8392	8295	8205	8121		
550	27960	20970	16776	13980	11983	10485	9320	9145	8990	8850	8723	8608	8502	8403	8312	8227		
600	28320	21240	16992	14160	12137	10620	9440	9263	9105	8964	8836	8719	8611	8512	8419	8333		
650	28680	21510	17208	14340	12291	10755	9560	9381	9221	9078	8948	8829	8720	8620	8526	8439		
700	29040	21780	17424	14520	12446	10890	9680	9499	9337	9192	9060	8940	8830	8728	8633	8545		
750	29400	22050	17640	14700	12600	11025	9800	9616	9453	9306	9173	9051	8939	8836	8740	8651		
800	29760	22320	17856	14880	12754	11160	9920	9734	9568	9420	9285	9162	9049	8944	8847	8757		
850		22590	18072	15060	12909	11295	10040	9852	9684	9534	9397	9273	9158	9053	8954	8863		
900		22860	18288	15240	13063	11430	10160	9970	9800	9648	9510	9384	9268	9161	9061	8969		
950		23130	18504	15420	13217	11565	10280	10087	9916	9762	9622	9494	9377	9269	9168	9075		
1000		23400	18720	15600	13371	11700	10400	10205	10031	9876	9734	9605	9487	9377	9275	9180		
1200		24480	19584	16320	13989	12240	10880	10676	10494	10331	10184	10049	9925	9810	9703	9604		
1400		25560	20448	17040	14606	12780	11360	11147	10957	10787	10633	10492	10362	10243	10132	10028		
1600		26640	21312	17760	15223	13320	11840	11618	11420	11243	11082	10935	10800	10676	10560	10452		
1800		27720	22176	18480	15840	13860	12320	12089	11883	11699	11531	11379	11238	11108	10988	10875		
2000		28800	23040	19200	16457	14400	12800	12560	12346	12154	11981	11822	11676	11541	11416	11299		
2200		29880	23904	19920	17074	14940	13280	13031	12809	12610	12430	12265	12114	11974	11844	11723		
2400			24768	20640	17691	15480	13760	13502	13272	13066	12879	12709	12552	12407	12272	12146		
2600			25632	21360	18309	16020	14240	13973	13735	13522	13328	13152	12990	12839	12700	12570		
2800			26496	22080	18926	16560	14720	14444	14198	13978	13778	13595	13427	13272	13128	12994		
3000			27360	22800	19543	17100	15200	14915	14661	14433	14227	14038	13865	13705	13556	13418		

Tabla 7.2. Valores U_{ca} en el exterior (Unesa)

R_0 = Resistividad del terreno DE 150 Ohm·m.

R_{a1} = Resistencia del calzado que es igual a 2.000 Ohm.

Sustituyendo los valores en la fórmula se obtendría una tensión de paso exterior de 31.152 V.

• **Tensiones de paso interiores:**

La tensión de paso en el acceso al edificio se calcula por la siguiente fórmula:

$$U_{pacc} = 10 * U_{ca} \left[1 + \frac{2 * R_{a1} + 3 * R_0 + 3 * R'_0}{1000} \right]$$

Donde,

U_{ca} = El valor admisible de la tensión de contacto aplicada que es función de la duración de la corriente de falta que se obtiene de la siguiente tabla. Para un periodo de 0,2 s será de 441 V.

Resistividad terreno $\Omega \cdot m$	Tiempo de actuación de las protecciones (segundos)																					
	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2	2,1	2,2
20	742	371	247	185	148	124	106	93	82	81	79	78	77	76	75	74	73	73	72	71	71	70
40	763	382	254	191	153	127	109	95	85	83	82	81	79	78	77	76	76	75	74	73	73	72
60	785	392	262	196	157	131	112	98	87	86	84	83	82	81	80	79	78	77	76	75	75	74
80	806	403	269	202	161	134	115	101	90	88	86	85	84	83	82	81	80	79	78	78	77	76
100	828	414	276	207	166	138	118	104	92	90	89	87	86	85	84	83	82	81	80	80	79	78
150	882	441	294	221	176	147	126	110	98	96	95	93	92	91	89	88	87	87	86	85	84	83
200	936	468	312	234	187	156	134	117	104	102	100	99	97	96	95	94	93	92	91	90	89	89
250	990	495	330	248	198	165	141	124	110	108	106	104	103	102	100	99	98	97	96	95	94	94
300	1044	522	348	261	209	174	149	131	116	114	112	110	109	107	106	105	103	102	101	100	100	99
350	1098	549	366	275	220	183	157	137	122	120	118	116	114	113	111	110	109	108	107	106	105	104
400	1152	576	384	288	230	192	165	144	128	126	123	122	120	118	117	115	114	113	112	111	110	109
450	1206	603	402	302	241	201	172	151	134	131	129	127	125	124	122	121	120	118	117	116	115	114
500	1260	630	420	315	252	210	180	158	140	137	135	133	131	129	128	126	125	124	122	121	120	119
550	1314	657	438	329	263	219	188	164	146	143	141	139	137	135	133	132	130	129	128	126	125	124
600	1368	684	456	342	274	228	195	171	152	149	147	144	142	140	139	137	136	134	133	132	131	129
650	1422	711	474	356	284	237	203	178	158	155	152	150	148	146	144	142	141	139	138	137	136	135
700	1476	738	492	369	295	246	211	185	164	161	158	156	154	151	150	148	146	145	143	142	141	140
750	1530	765	510	383	306	255	219	191	170	167	164	161	159	157	155	153	152	150	149	147	146	145
800	1584	792	528	396	317	264	226	198	176	173	170	167	165	163	161	159	157	155	154	152	151	150
850	1638	819	546	410	328	273	234	205	182	179	176	173	170	168	166	164	162	161	159	158	156	155
900	1692	846	564	423	338	282	242	212	188	184	181	179	176	174	171	170	168	166	164	163	161	160
950	1746	873	582	437	349	291	249	218	194	190	187	184	182	179	177	175	173	171	170	168	167	165
1000	1800	900	600	450	360	300	257	225	200	196	193	190	187	185	182	180	178	177	175	173	172	170
1200	2016	1008	672	504	403	336	288	252	224	220	216	213	210	207	204	202	200	198	196	194	192	191
1400	2232	1116	744	558	446	372	319	279	248	243	239	235	232	229	226	224	221	219	217	215	213	211
1600	2448	1224	816	612	490	408	350	306	272	267	262	258	255	251	248	245	243	240	238	236	234	232
1800	2664	1332	888	666	533	444	381	333	296	290	286	281	277	273	270	267	264	261	259	256	254	252
2000	2880	1440	960	720	576	480	411	360	320	314	309	304	300	296	292	289	285	282	280	277	275	272
2200	3096	1548	1032	774	619	516	442	387	344	338	332	327	322	318	314	310	307	304	301	298	295	293
2400	3312	1656	1104	828	662	552	473	414	368	361	355	349	344	340	336	332	328	325	322	319	316	313
2600	3528	1764	1176	882	706	588	504	441	392	385	378	372	367	362	358	353	350	346	343	340	337	334
2800	3744	1872	1248	936	749	624	535	468	416	408	401	395	389	384	379	375	371	367	364	360	357	354
3000	3960	1980	1320	990	792	660	566	495	440	432	424	418	412	406	401	397	392	388	385	381	378	375

Tabla 7.3. Valores U_{ca} en el interior (Unesa)

R_0 = Resistividad del terreno DE 150 Ohm·m.

R_{a1} = Resistencia del calzado que es igual a 2.000 Ohm.

R'_0 = Resistividad del hormigón que es de 300 Ohm m.

Por lo que en este caso sería de 76.296 V.

2.2.3. Comprobación de los valores resultantes

Ahora se va a hacer la comprobación de que los valores calculados para el caso de este centro de transformación son inferiores a los valores admisibles:

- Tensión de paso en el exterior del centro:
 $V'p = 810 \text{ V} < Vp = 31152 \text{ V}$

- Tensión de paso en el acceso al centro:
 $V'p(\text{acc}) = 1755 \text{ V} < Vp(\text{acc}) = 76296 \text{ V}$

- Tensión de defecto:
 $V'd = 6000 \text{ V} < Vbt = 6000 \text{ V}$

- Intensidad de defecto:
 $Ia = 50 \text{ A} < Id = 1000 \text{ A} < Idm = 1000 \text{ A}$

Todos los valores son inferiores a los valores admisibles.

3. INSTALACIÓN ELÉCTRICA

La instalación será trifásica con una tensión nominal 400 V a 50 Hz. La conducción eléctrica irá soterrada desde el centro de transformación hasta las diferentes máquinas del establecimiento de beneficio. Las secciones de los conductores a utilizar se determinan de forma que la caída de tensión entre el origen de la instalación y cualquier punto de utilización sea menor del 1% de la tensión nominal.

En total habrá 11 cargas distribuidas entre tres líneas las cuales son las siguientes:

- Línea del grupo primario (L1): Esta línea tendrá una longitud total de 27 metros y dará suministro al precibador y a la trituradora de mandíbulas.
- Línea del molino de cono y criba (L2): Esta línea tendrá una longitud de 42 metros dividiéndose posteriormente en dos líneas de 7 y 29 metros que alimentarán respectivamente al molino y a la criba.
- Línea del grupo cintas (L3): Esta línea tendrá una longitud de 20 metros hasta su división en otras 3 líneas de 7, 29 y 51 metros.

3.1. Previsión de las cargas

La distribución de las cargas por líneas será la siguiente:

- **Línea 1 (L1)**

Nombre grupo	Nº de receptores	Receptor	Potencia (kW)	Potencia total (kW)
A	1	Precibador 1x 14,2 kW	14,2	14,2
B	1	T. mandíbulas 1x90 kW	90	90
			Total	104,2

Tabla 7.4. Cargas en línea 1.

- **Línea 2 (L2)**

Nombre grupo	Nº de receptores	Receptor	Potencia (kW)	Potencia total (kW)
C	1	Molino de cono 1x200kW	200	200
D	1	Criba 1x15 kW	15	15
			Total	215

Tabla 7.5. Cargas en línea 2.

- Línea 3 (L3)

Nombre grupo	Nº de receptores	Receptor	Potencia (kW)	Potencia total (kW)
E	3	Cinta transportadora 3x2,8 kW	2,8	8,4
F	1	Cinta transportadora 3x2,8 kW	2,8	2,8
G	3	Cinta transportadora 3x2,8 kW	2,8	8,4
			Total	19,6

Tabla 7.6. Cargas en línea 3.

La potencia total del establecimiento de beneficio será de 338,8 kW.

3.2. Cálculo de las secciones

Antes de calcular las secciones es necesario definir la potencia reactiva e intensidad de cada componente de la línea, así como de la misma. Al tratarse de un circuito trifásico dichos valores han sido calculados con las siguientes expresiones:

- **Potencia reactiva por línea:**

$$Q = P \times \frac{\sqrt{1 - (\cos(\phi))^2}}{\cos(\phi)}$$

Donde,

Q = Potencia reactiva (kVAr).

P = Potencia (kW).

ϕ = Factor de potencia.

- **Intensidad por línea:**

$$I = \frac{P}{\sqrt{3} \times V \times \cos(\phi)}$$

Siendo,

I = Intensidad (A).

P = Potencia (KW).

V = Voltaje (V).

ϕ = Factor de potencia.

En la tabla siguiente se muestran los resultados de las potencias reactivas como la intensidad:

Líneas	Potencia (W)	Potencia reactiva (VAr)	Tensión (V)	Coseno	Intensidad (A)
L1	104.200	21.158	400	0,98	153
A	14.200	2.883		0,98	21
B	90.000	18.275		0,98	132
L2	215.000	43.657	400	0,98	316
C	200.000	40.611		0,98	294
D	15.000	3.045		0,98	22
L3	19.600	3.979	400	0,98	28
E	8.400	1.705		0,98	12
F	2.800	568		0,98	4
G	8.400	1.705		0,98	12

Tabla 7.7. Potencias reactivas e intensidades.

Una vez conocidos los parámetros se ha procedido al cálculo de las secciones de cable. Para calcular las secciones se ha seguido el criterio de la caída de tensión. La máxima caída de tensión permitida será de 1%.

Se usará un cable trifásico de cobre con recubrimiento de EPR en todas las líneas siendo variable sus secciones.

- **Criterio caída de tensión:**

- Cálculo sección del cable:

La caída de tensión se calcula con la siguiente expresión:

$$S = \frac{M}{C \times u \times V}$$

Siendo,

S = Sección (mm²).

V = Tensión (V).

C = Material del cable. En este caso será cobre 57 al tratarse de un cable de cobre.

M = Momento (Wm), el cual se calcula mediante la siguiente expresión:

$$M = P \times L$$

Donde,

P = Potencia (W).

L = Longitud cable (m).

u = Caída tensión (V) que se calcula con la siguiente expresión:

$$u = V \times CT$$

Donde,

CT = Caída máxima de tensión. En este caso será de un 1%.

Conociendo la potencia, caída de tensión y el momento procedemos a calcular la sección del cable. En la siguiente tabla se muestran los resultados:

	Potencia (W)	Longitud (m)	Momento (Wm)	Sección (mm ²)
L1	104.200	27	2.813.400	30,85
L2	215.000	42	9.030.000	99,01
C	200.000	7	1.400.000	15,35
D	15.000	29	435.000	4,77
L3	19.600	20	392.000	4,30

E	8.400	7	58.800	0,64
F	2.800	29	81.200	0,89
G	8.400	51	428.400	4,70

Tabla 7.8. Secciones cables.

Una vez conocidas las secciones se eligen secciones normalizadas y se comprueban que sus intensidades son válidas para cada caso. Las secciones normalizadas se obtienen de la ITC-BT19 para un cable trifásico de cobre con recubrimiento de EPR soterrado mediante la siguiente tabla:

SECCIÓN NOMINAL mm ²	Terna de cables unipolares (1)(2)			1 cable tripolar o tetrapolar (3)		
	TIPO DE AISLAMIENTO					
	XLPE	EPR	PVC	XLPE	EPR	PVC
6	72	70	63	66	64	56
10	96	94	85	88	85	75
16	125	120	110	115	110	97
25	160	155	140	150	140	125
35	190	185	170	180	175	150
50	230	225	200	215	205	180
70	280	270	245	260	250	220
95	325	325	290	310	305	265
120	380	372	335	355	350	305
150	425	415	370	400	390	340
185	480	470	420	450	440	385

Tabla 7.9. Secciones normalizadas (ITC-BT19)

Siendo las secciones normalizadas y sus intensidades las siguientes:

	Sección (mm ²)	Intensidad (A)	Sección normalizada (mm ²)	Intensidad (A)
L1	30,85	153	35	175
L2	99,01	316	120	350
C	15,35	294	95	305
D	4,77	22	6	64
L3	4,30	28	6	64
E	0,64	12	6	64
F	0,89	4	6	64
G	4,70	12	6	64

Tabla 7.10. Secciones cables normalizadas y sus intensidades.

Todas las secciones normalizadas cumplen la condición de admitir una intensidad mayor a la necesaria. En el caso de cable C que no cumplía tal requisito su sección ha sido aumentada para que admita tal intensidad.

3.3. Cálculo de las protecciones

El cálculo de las protecciones se ha hecho mediante el programa DOC de ABB, que ha tenido en cuenta las intensidades de cortocircuito que circula por cada línea y grupo.

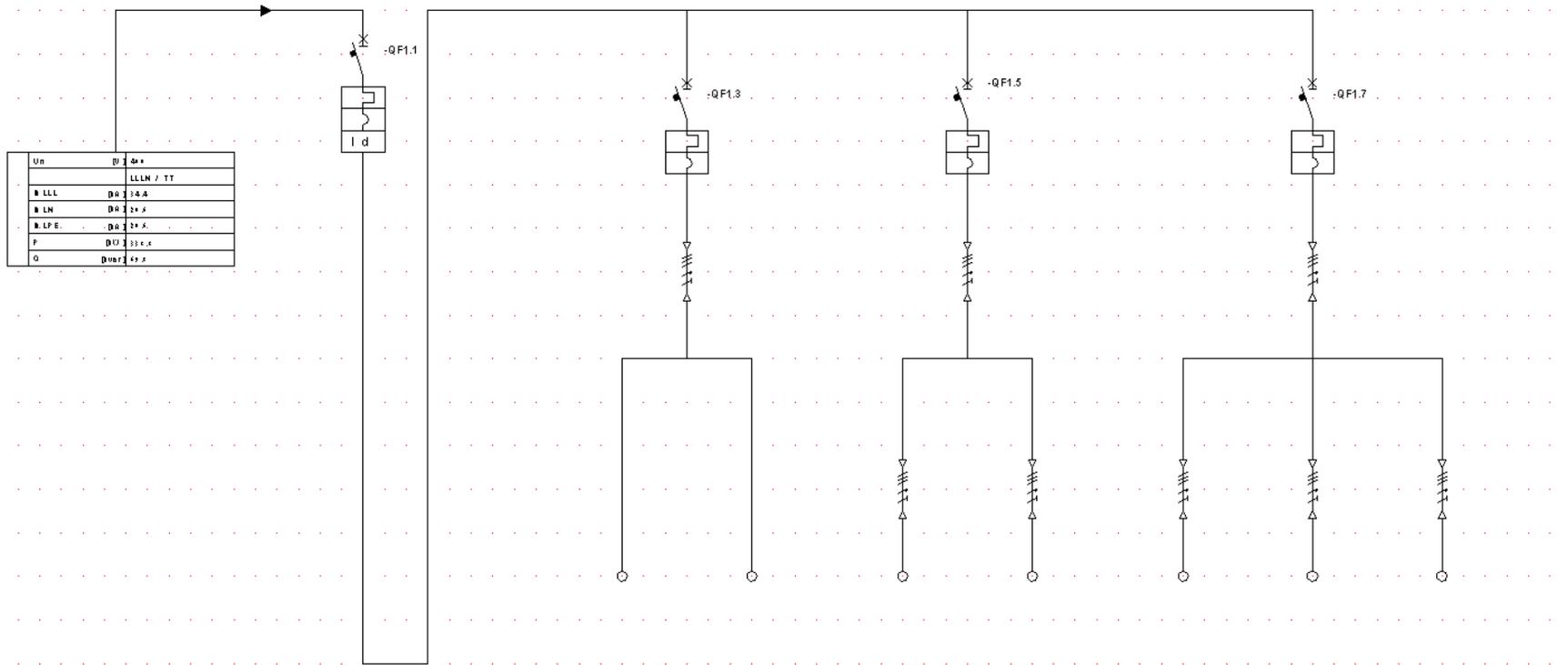
El establecimiento de beneficio está dividido en 3 líneas. Cada una de estas tiene un interruptor de protección termomagnética.

INTERRUPTOR	L1	L2	L3
Termomagnético	250A	340A	35A

Tabla 7.11. Amperaje de las protecciones termomagnéticas.

Así mismo las cuatro líneas están conectadas a un interruptor de protección termomagnética+RCB de 500 A.

3.4. Diagrama unifilar



El presente diseño de la instalación eléctrica ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas

ANEXO Nº8.MAQUINARIA

Índice

- Retroexcavadora
- Volquete
- Perforadora
- Motoniveladora
- Pala de ruedas

Excavadoras Hidráulicas

390D L



Motor

Modelo del motor	Cat® C18 ACERT™ (ATAAC)	
Potencia neta: ISO 9249	390 kW	523 hp
Potencia neta: SAE J1349	390 kW	523 hp

Pesos

Peso en orden de trabajo – Tren de rodaje largo	86.190 kg	190.016 lb
---	-----------	------------

Mando

Velocidad máxima de desplazamiento	4,5 km/h	2,8 mph
Tracción máxima en la barra de tiro	590 kN	132.637,25 lb

Especificaciones de la Excavadora Hidráulica 390D L

Motor

Modelo del motor	Cat® C18 ACERT™ (ATAAC)	
Potencia neta: ISO 9249	390 kW	523 hp
Potencia neta: SAE J1349	390 kW	523 hp
Potencia neta: EEC 80/1269	390 kW	523 hp
Calibre	145 mm	5,71"
Carrera	171 mm	6,73"
Cilindrada	18,1 L	1.104,5 pulg ³

- La 390D L cumple con los requisitos Tier 3 sobre emisiones en todo el mundo.
- No se requiere reducción de potencia del motor a una altitud menor de 2.300 m (7.500').
- La potencia neta especificada es la potencia disponible al volante cuando el motor está equipado con ventilador, filtro de aire, silenciador y alternador.

Pesos

Peso en orden de trabajo – Tren de rodaje largo	86.190 kg	190.016 lb
---	-----------	------------

- Pluma de uso general de 8,4 m (27,5'), brazo de 4,4 m (14,4'), cucharón de servicio pesado de 4,6 m³ (6,0 yd³) y zapatas de 650 mm (26").

Cadena

Cantidad de zapatas (por lado) para el tren de rodaje largo	51
Cantidad de rodillos de cadena (por lado) para el tren de rodaje largo	9
Cantidad de rodillos portadores (por lado)	3

Mecanismo de giro

Velocidad de giro	6,2 rpm	
Par de giro	260 kN·m	191.766 lb-pie

Mando

Velocidad máxima de desplazamiento	4,5 km/h	2,8 mph
Tracción máxima en la barra de tiro	590 kN	132.637 lb

Sistema hidráulico

Sistema principal: Flujo máximo (Total)	980 L/min	258,89 gal/min
Sistema de rotación: flujo máximo	460 L/min	121,52 gal/min
Presión máxima: Equipo: Normal	35.000 kPa	5.076,3 lb/pulg ²
Presión máxima: Desplazamiento	35.000 kPa	5.076,3 lb/pulg ²
Presión máxima: Giro	26.000 kPa	3.770,9 lb/pulg ²
Sistema piloto: flujo máximo	90 L/min.	23,78 gal EE.UU./min
Sistema piloto: presión máxima	4.120 kPa	597,56 lb/pulg ²
Cilindro de la pluma – Calibre	210 mm	8,27"
Cilindro de la pluma – Carrera	1.967 mm	77,44"
Calibre del cilindro del brazo	220 mm	8,66"
Cilindro del brazo – Carrera	2.262 mm	89,05"
Cilindro del cucharón de la Familia HB2: Calibre	200 mm	7,87"
Cilindro del cucharón de la Familia HB2 – Carrera	1.451 mm	57,13"
Cilindro del cucharón de la Familia JC – Calibre	220 mm	8,66"
Cilindro del cucharón de la Familia JC – Carrera	1.586 mm	62,44"

Capacidades de llenado de servicio

Capacidad del tanque de combustible	1.240 L	327,57 gal EE.UU.
Sistema de enfriamiento	101 L	26,68 gal EE.UU.
Aceite del motor	65 L	17,17 gal EE.UU.
Mando de giro (cada uno)	19 L	5,02 gal EE.UU.
Mando final (cada uno)	21 L	5,55 gal EE.UU.
Sistema hidráulico (incluido el tanque)	995 L	262,85 gal EE.UU.

Nivel de ruido

Rendimiento	ANSI/SAE J1166 OCT98
-------------	----------------------

- Cuando se ha instalado correctamente y se le han realizado los procedimientos de mantenimiento establecidos, la cabina ofrecida por Caterpillar, probada con las puertas y las ventanas cerradas y de acuerdo con la norma ANSI/SAE J1166 OCT 98, cumple con los requisitos de la OSHA y la MSHA sobre los límites de exposición al ruido para el operador, vigentes en la fecha de fabricación.
- Es posible que se necesite protección auditiva cuando se trabaja durante mucho tiempo en una estación del operador y una cabina abierta (si no cuentan con el mantenimiento correcto o tienen las puertas/ventanas abiertas), o en un entorno ruidoso.

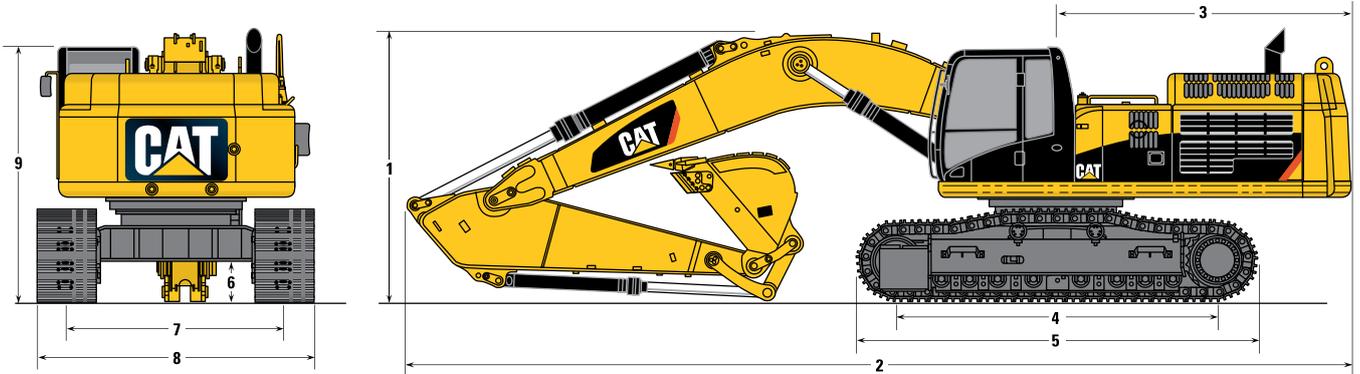
Normas

Frenos	SAE J1026 APR90
Cabina/FOGS	SAE J1356 FEB88/ISO 10262

Especificaciones de la Excavadora Hidráulica 390D L

Dimensiones

Todas las dimensiones son aproximadas



		Pluma de alcance 10,0 m (32' 10")		Pluma de uso general 8,4 m (27' 7")			Pluma para excavación en gran volumen 7,25 m (23' 9")				
		R 5,5 m (18' 1")	R 4,4 m (14' 5")	R 5,5 m (18' 1")	R 4,4 m (14' 5")	GP 3,7 m (12' 2")	GP 3,4 m (11' 2")	GP 2,92 m (9' 7")	M 3,4 m (11' 2")	M 2,92 m (9' 7")	
Brazo											
Cucharón		HB 3,9 m³ (5,1 yd³)	HB 3,9 m³ (5,1 yd³)	HB 4,6 m³ (6,0 yd³)	HB 4,6 m³ (6,0 yd³)	HB 4,6 m³ (6,0 yd³)	JC 4,6 m³ (6,0 yd³)	JC 4,6 m³ (6,0 yd³)	JC 6,0 m³ (7,8 yd³)	JC 6,0 m³ (7,8 yd³)	
1	Altura de embarque	mm pies	5.430 17,81	5.030 16,50	5.840 19,16	5.290 17,35	5.010 16,43	5.160 16,92	4.970 16,30	5.310 17,42	4.900 16,07
2	Longitud de embarque	mm pies	16.280 53,41	16.320 53,54	14.490 47,53	14.700 48,22	14.710 46,48	14.720 48,29	14.910 48,91	13.560 44,48	13.690 44,91
3	Radio de giro de la cola	mm pies	4.680 15,35	4.680 15,35	4.680 15,35	4.680 15,35	4.680 15,35	4.680 15,35	4.680 15,35	4.680 15,35	4.680 15,35
4	Longitud hasta los centros de los rodillos***	mm pies	5.120 16,79	5.120 16,79	5.120 16,79	5.120 16,79	5.120 16,79	5.120 16,79	5.120 16,79	5.120 16,79	5.120 16,79
5	Longitud de la cadena****	mm pies	6.360 20,86	6.360 20,86	6.360 20,86	6.360 20,86	6.360 20,86	6.360 20,86	6.360 20,86	6.360 20,86	6.360 20,86
6	Espacio libre sobre el suelo	mm pies	900 2,95	900 2,95	900 2,95	900 2,95	900 2,95	900 2,95	900 2,95	900 2,95	900 2,95
7	Entrevía (embarque)*	mm pies	2.750 9,02	2.750 9,02	2.750 9,02	2.750 9,02	2.750 9,02	2.750 9,02	2.750 9,02	2.750 9,02	2.750 9,02
8	Ancho de transporte**	mm pies (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)	4.260 13,97 (LC)
9	Altura de la cabina	mm pies	3.760 12,33	3.760 12,33	3.760 12,33	3.760 12,33	3.760 12,33	3.760 12,33	3.760 12,33	3.760 12,33	3.760 12,33

* Entrevía en posición extendida (trabajo): 3.510 mm (11,51').

** El ancho de transporte que se muestra corresponde a zapatas de 750 mm (30").

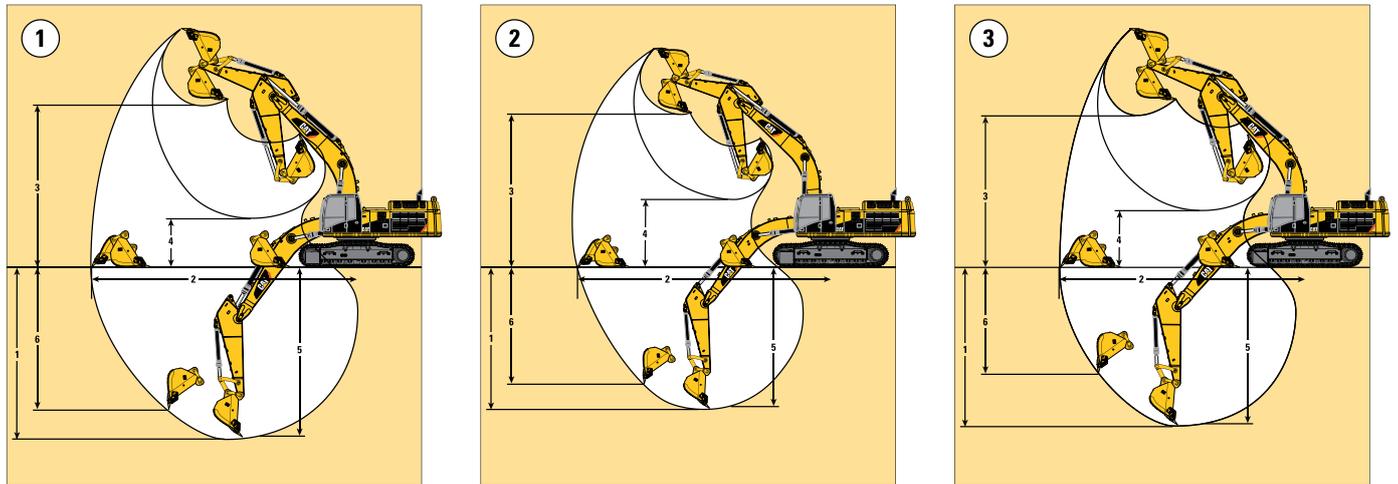
Añada 150 mm (6") para zapatas de 900 mm (36").

Reste 100 mm (4") para zapatas de 650 mm (26").

*** ESTÁNDAR 4.600 mm (15,09') (ESTÁNDAR), 5.120 mm (16,79') (LC).

**** ESTÁNDAR 5.840 mm (19,16') (ESTÁNDAR), 6.360 mm (20,86') (LC).

Límites de alcance



		1		2		3		3			
		Pluma de alcance 10,0 m (32' 10")		Pluma de uso general 8,4 m (27' 7")		Pluma para excavación en gran volumen 7,25 m (23' 9")		Pluma para excavación en gran volumen 7,25 m (23' 9")			
Brazo		R 5,5 m (18' 1")	R 4,4 m (14' 5")	R 5,5 m (18' 1")	R 4,4 m (14' 5")	GP 3,7 m (12' 2")	GP 3,4 m (11' 2")	GP 2,92 m (9' 7")	M 3,4 m (11' 2")	M 2,92 m (9' 7")	
Cucharón		HB 3,9 m ³ (5,1 yd ³)	HB 3,9 m ³ (5,1 yd ³)	HB 4,6 m ³ (6,0 yd ³)	HB 4,6 m ³ (6,0 yd ³)	HB 4,6 m ³ (6,0 yd ³)	JC 4,6 m ³ (6,0 yd ³)	JC 4,6 m ³ (6,0 yd ³)	JC 6,0 m ³ (7,8 yd ³)	JC 6,0 m ³ (7,8 yd ³)	
1	Profundidad máxima de excavación	mm pies	11.810 38,74	10.710 35,13	10.760 35,30	9.660 31,69	8.960 29,39	8.690 28,51	8.220 26,96	7.650 25,09	7.170 23,52
2	Alcance máximo a nivel del suelo	mm pies	17.250 56,59	16.230 53,24	15.730 51,60	14.690 48,19	14.040 46,06	13.910 45,63	13.480 44,22	12.690 41,63	12.240 40,15
3	Altura máxima de carga	mm pies	10.950 35,92	10.520 34,51	9.720 31,88	9.270 30,41	8.980 29,46	9.090 29,82	8.910 29,23	8.200 26,90	7.980 26,18
4	Mínimaltura mínima de carga	mm pies	3.310 10,85	4.410 14,46	1.940 6,36	3.040 9,97	3.740 12,27	4.020 13,18	4.480 14,69	3.200 10,49	3670 12,04
5	Profundidad máxima de corte con fondo plano de 2.240 mm (8')	mm pies	11.710 38,41	10.600 34,77	10.660 34,97	9.550 31,33	8.840 29,00	8.560 28,08	8.080 26,50	7.520 24,67	7.030 23,06
6	Profundidad máxima de excavación vertical	mm pies	8.390 27,52	7.380 24,21	7.860 25,78	6.850 22,47	5.940 19,48	6.190 20,30	5.950 19,52	5.100 16,73	4.700 15,41
Fuerza de excavación del cucharón											
	(SAE)	kN lb	322 72.450	321 72.225	322 72.450	321 72.225	321 72.225	412 92.700	411 92.475	404 90.900	404 90.900
	(ISO)	kN lb	365 82.125	363 81.675	365 82.125	363 81.675	363 81.675	471 105.975	470 105.750	471 105.975	470 105.750
Fuerza de excavación del brazo											
	(SAE)	kN lb	230 51.750	268 60.300	230 51.750	268 60.300	300 67.500	315 70.875	337 75.285	314 70.650	342 76.950
	(ISO)	kN lb	236 53.100	276 62.100	236 53.100	276 62.100	310 69.750	325 73.125	350 78.750	325 73.125	356 80.100

Camión Articulado 725

CATERPILLAR®



Motor

Modelo de motor	Cat® C11 ACERT™	
Potencia bruta – SAE J1995	230 kW	309 hp
Potencia neta – SAE J1349	225 kW	301 hp

Pesos

Carga útil nominal 23,6 toneladas 26 tons

Capacidades de la caja

Colmado SAE 2:1 14,3 m³ 18,8 yd³

TRACSA **CAT**



01 800 561 4944

atencionclientes@tracsa.com.mx

Camión Articulado 725 especificaciones

Motor

Modelo de motor	Cat® C11 ACERT™	
Potencia bruta – SAE J1995	230 kW	309 hp
Potencia neta – SAE J1349	225 kW	301 hp
Potencia neta – ISO 9249	227 kW	304 hp
Potencia neta – EEC 80/1269	227 kW	304 hp
Calibre	130 mm	5,1 pulg
Carrera	140 mm	5,5 pulg
Cilindrada	11,15 L	680 pulg ³

- Las clasificaciones de potencia se aplican a una velocidad nominal de 1.800 rpm cuando las pruebas se realizan según las condiciones de la norma especificada.
- La potencia neta publicada es la disponible en el volante cuando el motor tiene alternador, filtro de aire, silenciador y ventilador a velocidad mínima.
- La potencia neta cuando el ventilador está funcionando a velocidad máxima es de 210 kW (282 hp), de conformidad con las condiciones de referencia de SAE.
- El Camión Articulado 725 cumple con las normas sobre emisiones EPA Tier 3/EU Stage 3a para los Estados Unidos y Europa hasta el año 2010.

Pesos

Carga útil nominal	23,6 toneladas	26 tons
--------------------	----------------	---------

Capacidades de la caja

Colmado SAE 2:1	14,3 m ³	18,8 yd ³
A ras	11,1 m ³	14,5 yd ³
Compuerta de cola apilada según SAE 2:1	15,3 m ³	20 yd ³
Impacto de compuerta de cola	11,5 m ³	15 yd ³

Transmisión

Avance 1	8 km/h	5 millas/h
Avance 2	15 km/h	9 millas/h
Avance 3	23 km/h	14 millas/h
Avance 4	35 km/h	21 millas/h
Avance 5	48 km/h	30 millas/h
Avance 6	57 km/h	35 millas/h
Retroceso 1	9 km/h	5 millas/h

Niveles de ruido

Cabina interior	76 dB(A)
-----------------	----------

- El nivel Leq (nivel equivalente de presión del ruido) de exposición a los ruidos del operador, medido de acuerdo con los procedimientos de ciclo de trabajo especificados en la norma ANSI/SAE J1166 OCT98, es de 76 dB(A) para la cabina proporcionada por Caterpillar, una vez instalada correctamente, con el mantenimiento adecuado y probada con las puertas y ventanas cerradas.
- Puede requerirse protección para los oídos cuando el equipo funciona con la cabina y la estación del operador abiertas (si no se efectúa el mantenimiento necesario o las puertas/ventanas permanecen abiertas) durante períodos prolongados o en ambientes de alto nivel de ruido.

Pesos en orden de trabajo

Eje delantero – sin carga	13.020 kg	28.705 lb
Eje central – sin carga	4.830 kg	10.650 lb
Eje trasero – sin carga	4.410 kg	9.720 lb
Total – sin carga	22.260 kg	49.075 lb
Eje delantero – carga nominal	2.010 kg	4.430 lb
Eje central – carga nominal	10.790 kg	23.790 lb
Eje trasero – carga útil nominal	10.790 kg	23.790 lb
Total – carga nominal	23.590 kg	52.010 lb
Eje delantero – cargado	15.030 kg	33.135 lb
Eje central – cargado	15.620 kg	34.440 lb
Eje trasero – cargado	15.200 kg	33.510 lb
Total – cargado	45.850 kg	101.085 lb

Espesor de la plancha de la caja

Delantero	8 mm	0,31 pulg
Barcaza	14 mm	0,55 pulg
Lateral	12 mm	0,47 pulg
Base	14 mm	0,55 pulg

Capacidades de llenado

Tanque de combustible	355 L	94 gal
Sistema de enfriamiento	67 L	18 gal
Sistema hidráulico	151 L	49 gal
Cárter del motor	41 L	11 gal
Transmisión	36 L	9,5 gal
Mandos finales/Diferencial	164 L	43,3 gal
Cajas de engranajes de transferencia de salida	18 L	4,8 gal

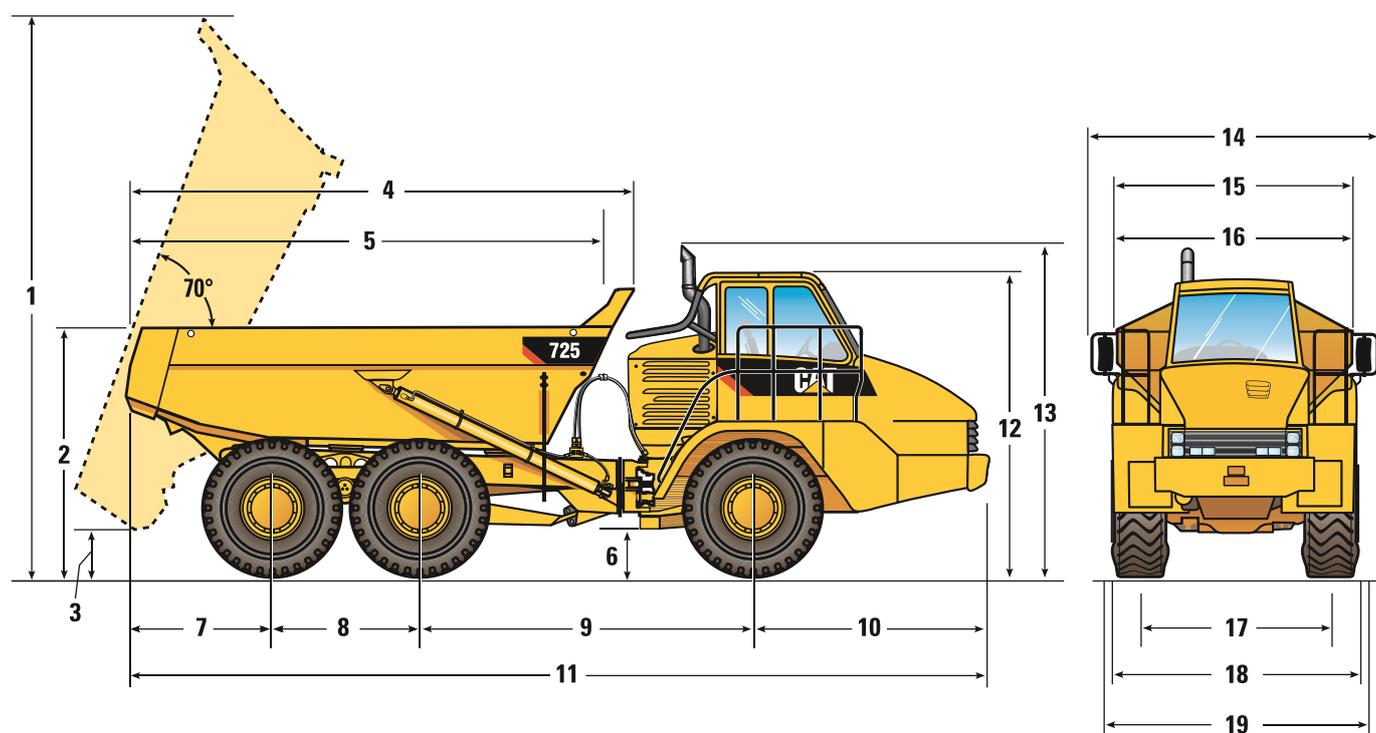
Levantamiento de la caja

Tiempo de levantamiento	10 segundos
Tiempo de bajada	8 segundos

Normas

Frenos	ISO 3450 – 1996
Cabina/FOPS	ISO 3449 Nivel II – 2005
Cabina/ROPS	ISO 3471 – 2008
Dirección	ISO 5010 – 2007

Dimensiones



	mm	pies		mm	pies
1	6.405	21,01	11	9.920	32,55
2	2.760	9,05	12	3.440	11,29
3	555	1,82	13**	3.744	12,28
4	5.780	18,96	14	3.544	11,63
5*	5.430	17,81	15***	3.138	10,30
6	495	1,62	16	2.772	9,09
7	1.680	5,51	17	2.275	7,46
8	1.700	5,58	18	2.877	9,44
9	3.819	12,53	19****	2.950	9,68
10	2.721	8,93			

*Interior de la caja.

**El tubo de escape puede retirarse para el transporte.

***Si tiene una compuerta trasera plegable.

****Máximo descargado sobre la comba del neumático.



FLEXIROC D50, D55

Surface drill rigs for limestone and aggregate quarries, surface mining and construction.

FlexiROC D50
Hole diameter 90 –130 mm (3 1/2" – 5 1/8")

FlexiROC D55
Hole diameter 90 –152 mm (3 1/2" – 6")

Atlas Copco

EFFICIENT VERSATILITY IN QUARRIES AND MINES

BUILT ON A PROVEN PLATFORM TO ENSURE THE HIGHEST EFFICIENCY, A SHORT FEED ALLOWS THESE WORKHORSES TO EXCEL NOT ONLY IN PRODUCTION DRILLING, BUT ALSO IN AUXILIARY DRILLING SUCH AS TOE-HOLE DRILLING.



+ BASED ON PROVEN KNOWLEDGE IN TWO FIELDS

A reliable DTH hammer combined with a powerful air compressor is a proven and effective team even in the toughest mining conditions. As a world leader in both air compressors and mining equipment, Atlas Copco has equipped both the FlexiROC D50 and the FlexiROC D55 with advanced DTH technology to deliver straight, smooth holes; and robust compressors for plenty of air to keep the hole clean even in the most extreme conditions.



+ MORE TIME ON THE JOB - HIGHER PRODUCTIVITY

The FlexiROC D50 and FlexiROC D55 have long service intervals, few parts, and a high degree of service and parts commonality with other Atlas Copco products. Two examples of shared design are the heavy duty chain feeding system and the robust and fast rod handling system. We provide the security and peace of mind, so you can concentrate on your profit and growth.



+ UNIFORM FEEDING

Atlas Copco's FlexiROC DTH family ensures smooth and uniform feeding regardless of rock condition. The aluminum feed profile means harmful vibrations are reduced to a minimum; thus achieving optimum transmission of each percussive blow to fresh rock and more productive drilling. No more wasted air!

ATLAS COPCO SERVICE

Even the best equipment requires regular service to ensure optimal performance. Atlas Copco provides service solutions to safeguard an optimized relationship between productivity, availability and operational cost. Atlas Copco Mining and Rock Excavation Technique has over 3 300 technicians located in over 80 countries. By combining the usage of Atlas Copco genuine parts with service provided by a certified Atlas Copco technician, you'll have a winning combination no matter of where in the world you operate.



TECHNICAL SPECIFICATIONS

MAIN COMPONENTS

- Crawler type two speed undercarriage with track oscillation system
- Operator's cabin, ROPS and FOPS approved with rubber vibration dampers
- Single section boom system
- Toe hole drilling capability
- Carousel type tube handling system
- Pressure regulated break-out table
- Service hand lights inside canopy

SOLE RANGE

Recommended DTH hammers and hole range		Metric	Imperial
FlexiROC D50	QJX 35, COP 44 Gold	80-130 mm	3 1/2" - 5 1/4"
FlexiROC D55	QJX 35, COP 44 Gold, COP 54 Gold	80-152 mm	3 1/2" - 6"
Hydraulic tube handling system for max hole depth, with 5 m (16.41) tubes			
FlexiROC D50 and D55	Ø 76 - 102 mm (3" - 4") drill tubes	45 m	148'
Single pass drilling, max hole depth			
FlexiROC D50 and D55		5,4 m	18'

ENGINE

FlexiROC D50	Metric	Imperial
CAT C11, Caterpillar turbo charged, diesel engine, Tier 3/ EU Stage IIIA		
CAT C13, Caterpillar turbo charged, diesel engine, Tier 4 Final/ EU Stage IV		
Power rating at 1800 rpm	287 kW	385 HP
FlexiROC D55		
CAT C13, Caterpillar turbo charged, diesel engine, Tier 3/Stage IIIA, Tier 4 Final/ Stage IV		
Power rating at 1800 rpm	328 kW	440 HP

CARRIER

	Metric	Imperial
Tramming speed, max	3.2 km/h	2.0 mph
Traction force, max	112 kN	25 179 lbf
Track oscillation	+10°	
Ground clearance	405 mm	16"

ROTARY HEAD

Rotary head	Connection thread	Max rpm	Max torque, drilling		Suitable for DTH-hammer
			Nm	lbf	
DHR6 H 45	API 2 1/2" REG. box	137	1 839	1 356	COP 44 Gold (COP 54 Gold)
DHR6 H 56	API 3 1/2" REG. box	107	2 353	1 735	COP 54 Gold

COMPRESSOR

FlexiROC D50	Metric	Imperial
Atlas Copco XRX 10, two stage screw type compressor		
Working pressure, max	25 bar	363 psi
FAD, at 25 bar	295 l/s	625 cfm
FlexiROC D55		
Atlas Copco XRX 10, two stage screw type compressor		
Working pressure, max	30 bar	435 psi
FAD, at 30 bar	354 l/s	729 cfm

ALUMINIUM FEED

	Metric	Imperial
Aluminum profile feed with hose guide and double drill tube support with break-out table and movable lower guide/dust hood		
Feed rate, max	0.9 m/s	177 ft/min
Feed force, max	40 kN	8 992 lbf
Tractive pull, max	50 kN	11 240 lbf
Feed extension	1 300 mm	6' 3"
Total length	3 400 mm	17' 2"
Feed motor size	9 400 mm	307"
Chain size	2099 cc	0.6 US gal
	45 mm	1 3/4"

HYDRAULIC SYSTEM

	Metric	Imperial
Hydraulic oil cooler		
Max ambient temperature	50°C	122°F
Pumps		
Avial piston pump (1)	240 l/min	63 US gal/min
Gear pump (2)	117 l/min	31 US gal/min
Gear pump (3)	63 l/min	16.6 US gal/min
Gear pump (4)	39 l/min	10.3 US gal/min
Gear pump (5)	37 l/min	9.8 US gal/min
Gear pump (6)	37 l/min	9.8 US gal/min
Return and drainage filters (2 x 3 filters)		
Filtration rate	20 µm absolute	

DUST COLLECTOR

FlexiROC D50 - DCT 200	Metric	Imperial
Filter area	20 m ²	215 sq ft
Suction capacity at 500 mm wg	850 l/s	3 002 cfm
Suction hose diam	152 mm	6"
Cleaning air pressure, max	8 bar	116 psi
Cleaning air consumption	2.4 l/pulse	0.06 - 0.12 cu ft/pulse
FlexiROC D55 - DCT 300		
Filter area	32 m ²	344 sq ft
Number of filter elements	32 pcs	32 pcs
Suction capacity at 500 mm wg	1 270 l/s	2 690 cfm
Suction hose diam	203 mm	8"
Cleaning air pressure, max	8 bar	116 psi
Cleaning air consumption	2.4 l/pulse	0.06 - 0.12 cu ft/pulse

ELECTRICAL SYSTEM

Voltage	24 V
Batteries	2 x 12 V, 235 Ah
Alternator	28 V, 95 Ah
Work lights, front	4 x 70 W
Work lights, rear	2 x 70 W
Work lights, head	2 x 70 W
Warning lamp and reverse buzzer	

VOLUMES

	Metric	Imperial
Hydraulic oil tank	380 l	100 US gal
Hydraulic system, total	600 l	158 US gal
Compressor oil	80 l	21 US gal
Diesel engine oil	44 l	11.6 US gal
Diesel engine, cooling water, Tier 3	65 l	17 US gal
Diesel engine, cooling water, Tier 4	110 l	29 US gal
Diesel engine fuel tank	780 l	206 US gal
Traction gear	3 l	0.8 US gal
Lubrication tank (HECL + ECL)	20 l	5.3 US gal
DEF fluid tank (Tier 4 final only)	34 l	9 US gal

AIR CONDITIONER

	Metric	Imperial
Refrigerant	R134a	
Cooling capacity	5.5 kW	
Fan suction capacity	125 l/s	265 cfm

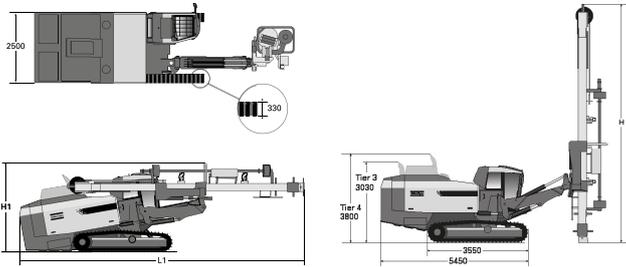
TECHNICAL SPECIFICATIONS

FlexiROC D50/D55



SAFETY CABIN

- ROPS and FOPS approved with rubber vibration dampers
- 2 x wipers with washer (front and roof windows)
- Clear laminated glass (front and roof windows)
- Clear toughened glass (side and rear windows)
- Fully adjustable operator's seat, cabin light, rear view mirror
- Fire extinguisher 6 kg (13 lbs) dry chemical ABE class III type
- Outlet socket 24 V, ring inclination indicator
- Combined front mounted platform/tool box
- Electric combined inclination/hole depth instrument



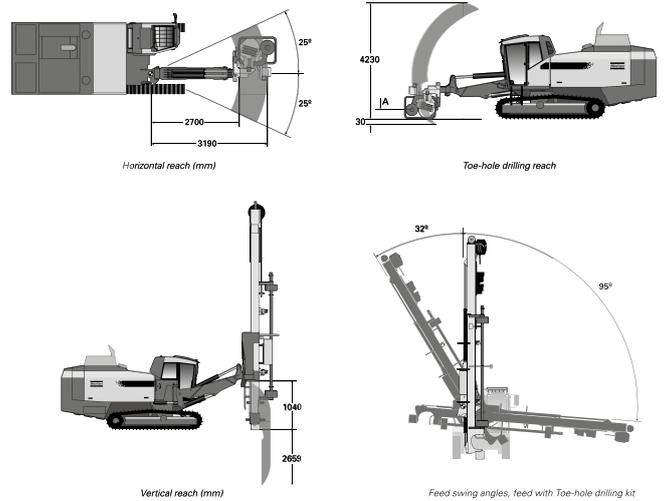
HEIGHT AND LENGTH

Feed dumped	Metric	Imperial
Height (H)	3 500 mm	11' 5"
Length (L1)	11 350 mm	37' 2"
Feed height		
Feed height (H)	9 400 mm	31'

WEIGHT

Standard unit excluding all options and drill steel	Metric	Imperial
FlexiROC D50	21 900 kg (T3)	48 280 lb
	22 200 kg (T4)	49 160 lb
FlexiROC D55	22 100 kg (T3)	48 720 lb
	22 500 kg (T4)	49 600 lb

TECHNICAL SPECIFICATIONS



SELECTION OF OPTIONS

Carrier

- Hydraulic support leg
- Protection hand rails on top of canopy
- Halogen work light pointing to feed support, transport position
- Xenon work lights, 2 pcs on top of canopy pointing forward and 2 pcs on top of canopy pointing to the rear
- Heavy duty air intake filters for engine and compressor
- Combined warning sound and warning light, beacon type
- Automatic fire extinguisher, P21M, type Ansul, manually activated
- Automatic fire extinguisher, P21EAM, type Ansul, automatically activated
- Tropical ambient kit for 55° ambient temperature
- Electric pump for filling hydraulic oil
- Electric fuel filling pump
- Fast fuel filling system
- Cold weather kit +5° C to -25° C, including diesel engine heater
- Cold weather kit -25° C and below, including diesel engine heater and ether start

Safety cabin

- Rubber ladder for left hand side
- Clear laminated glass (front and roof windows)
- Tinted toughened glass (side and rear windows)
- Sun shade kit
- Electric heated operator's seat
- Radio (CD or Radio/DVD)
- Reverse camera with cab mounted monitor. May also be used for monitoring DVD

Feed

- Rod handling system 140
- Screw sampler
- Service winch with jib boom mounted on the feed
- Wide feed foot
- Break out table pressure regulating kit
- Protective guard, according to EN16228

Water mist system

- Water mist system including 225 liters pressurized tank
- Water mist system with water pump and 400 liters water tank
- Water mist system, insulated for arctic conditions, with water pump and 400 liters tank

Lubrication

- Central lubrication system, type Lincoln
- Thread lubrication, spray system
- Arctic hydraulic oil, VG 32
- Tropical hydraulic oil, VG 68
- Biological hydraulic oil, VG 46

Hole and inclination systems

- Adding aiming unit function to standard instrument
- GPS compass
- Laser receiver

Automation and software

- Production log for ROC Manager

Parts and services products

- ROC Care
- ProCom satellite based drill rig monitoring system (only in combination with a written service agreement)

Delivered equipment, not mounted

- First 50 hours service kit for compressor
- Tool kit for rotary head with fixed spindle sub
- Tool kit for rotary head with floating spindle sub
- Lubrication

Motoniveladoras

Serie M 3



	12M3/12M3 con tracción en todas las ruedas		140M3/140M3 con tracción en todas las ruedas		160M3/160M3 con tracción en todas las ruedas	
Modelo de motor	Cat® C9.3 ACERT™		Cat® C9.3 ACERT™		Cat® C9.3 ACERT™	
Potencia básica (1.ª velocidad), neta (métrica)	133 kW	181 hp	149 kW	202 hp	165 kW	224 hp
Gama VHP Plus: potencia neta (métrica)	133-172 kW	181-234 hp	149-188 kW	202-255 hp	165-203 kW	224-276 hp
Gama con tracción en todas las ruedas, potencia neta (métrica)	141-188 kW	192-255 hp	156-203 kW	213-276 hp	172-219 kW	234-298 hp
Hoja vertedera: anchura de la hoja	3,7 m		3,7 m		4,2 m	
Peso de funcionamiento, con equipo típico	19 344 kg		19 935 kg		20 660 kg	
Peso de funcionamiento, con equipo típico AWD	20 236 kg		20 827 kg		21 552 kg	

Especificaciones de las Motoniveladoras 12M3/12M3 con tracción en todas las ruedas

Motor		
Modelo de motor	Cat C9.3 ACERT	
Emisiones	Tier 4 Final de la EPA de EE. UU./Stage IV de la UE	
Potencia básica (1. ^a velocidad), neta (métrica)	133 kW	181 hp
Gama VHP Plus: potencia neta (métrica)	133-172 kW	181-234 hp
Gama con tracción en todas las ruedas, potencia neta (métrica)	141-188 kW	192-255 hp
Cilindrada	9,3 L	
Calibre	115 mm	
Carrera	149 mm	
Reserva de par motor	38%	
Par máximo (VHP Plus)	1138 N·m	
Par máximo (AWD activada)	1247 N·m	
Régimen a la potencia nominal	2000 rev/min	
Número de cilindros	6	
Altitud de reducción de potencia	3050 m	
Velocidad del ventilador para climas cálidos		
Estándar	1400 rev/min	
Máxima	1550 rev/min	
Mínima	500 rev/min	
Capacidad estándar	43 °C	
Resistencia a altas temperaturas ambiente	50 °C	

Marcha: potencia neta	VHP Plus kW (hp)	AWD desactivada kW (hp)	AWD activada kW (hp)
Hacia delante			
1. ^a	133	141 (189)	149
2. ^a	141	149 (200)	164
3. ^a	149	156 (210)	168
4. ^a	156	160 (215)	172
5. ^a	160	164 (220)	188
6. ^a	164	168 (225)	188
7. ^a	168	172 (231)	188
8. ^a	172	172 (231)	188
Marcha atrás			
1. ^a	133	133 (179)	133
2. ^a	141	141 (189)	141
3. ^a - 6. ^a	149	149 (200)	149

Motor (continuación)

- La potencia neta se ha probado conforme a las normas ISO 9249, SAE J1349 y CEE 80/1269 en vigor en el momento de fabricación.
- VHP Plus se incluye de serie en los modelos 12M3 y 12M3 con tracción en todas las ruedas.
- La potencia neta anunciada es la potencia disponible a una velocidad nominal de 2000 rev/min, medida en el volante cuando el motor está equipado con ventilador a mínima velocidad, filtro de aire, silenciador de escape y alternador.
- El motor mantiene la potencia requerida hasta los 3050 metros.
- Potencia declarada conforme a ISO 14396
rev/min nominales 2000
VHP+ = 173 kW (232 hp)
AWD = 189 kW (253 hp)
- Todos los motores diésel extraviales certificados Tier 4 de la EPA de EE. UU., Stage IIIB y IV de la Unión Europea (UE) y Paso IV (MLIT) de Japón deben utilizar solo combustible diésel con contenido muy bajo en azufre (ULSD), con 15 ppm (mg/kg) de azufre o menos. Se aceptan las mezclas de biodiésel hasta B20 (20% de mezcla por volumen) cuando se mezclan con ULSD con 15 ppm (mg/kg) de azufre o menos y cuando el B20 cumple las especificaciones ASTM D7467 (la mezcla de biodiésel existente debe cumplir las especificaciones de biodiésel Cat ASTM D6751 o EN 14214). También se debe usar Cat® DEO-ULS™ u otros aceites que cumplan la especificación Cat ECF-3, API CJ-4 y ACEA E9. Consulte los OMM (Operating and maintenance manuals, manuales de funcionamiento y mantenimiento) para obtener más recomendaciones sobre combustible.
- Los motores Cat equipados con reducción catalítica selectiva (SCR, Selective Catalytic Reduction) deben utilizar:
 - fluido de escape diésel (DEF) que cumple con los requisitos indicados en el estándar de la Organización Internacional de Normalización (ISO, International Organization for Standardization) 22241-1.

Tren de potencia

Marchas hacia adelante/atrás	8 velocidades de avance/6 de marcha atrás
Transmisión	APECS, transmisión directa, servotransmisión
Frenos	
Servicio	Múltiples discos bañados en aceite
Servicio, área de superficie	23 000 cm ²
Estacionamiento	Múltiples discos bañados en aceite
Secundario	Circuito doble

Sistema hidráulico

Tipo de circuito	Paralelo
Tipo de bomba	Pistón variable
Caudal de la bomba	210 L/min
Presión máxima del sistema	24 150 kPa
Capacidad del depósito	64 L
Presión de espera	6100 kPa

- Caudal de la bomba medido a 2150 rev/min.

Especificaciones de las Motoniveladoras 12M3/12M3 con tracción en todas las ruedas

Especificaciones de funcionamiento

Velocidad máxima	
Hacia delante	46,6 km/h
Marcha atrás	36,8 km/h
Radio de giro, neumáticos delanteros exteriores	7,8 m
Ángulo de dirección: a izquierda/derecha	50°
Ángulo de articulación: a izquierda/derecha	20°
Hacia delante	
1. ^a	4,1 km/h
2. ^a	5,5 km/h
3. ^a	8 km/h
4. ^a	11 km/h
5. ^a	17,1 km/h
6. ^a	23,3 km/h
7. ^a	32 km/h
8. ^a	46,6 km/h
Marcha atrás	
1. ^a	3,2 km/h
2. ^a	6 km/h
3. ^a	8,7 km/h
4. ^a	13,5 km/h
5. ^a	25,3 km/h
6. ^a	36,8 km/h

• Calculado sin patinaje y neumáticos 14.0R24.

Llenado de servicio

Capacidad de combustible	394 L
Sistema de refrigeración	57 L
Sistema hidráulico	
Total	100 L
Depósito	64 L
Aceite del motor	30 L
Trans./Dif./Mandos finales	70 L
Caja tandem (cada una)	76 L
Caja de cojinete de punta de eje de rueda delantera	0,5 L
Carcasa del mando del círculo	7 L
Fluido de escape diésel	22 L

Bastidor

Círculo	
Diámetro	1530 mm
Altura	138 mm
Grosor del soporte de la hoja	40 mm
Barra de tiro	
Altura	152 mm
Anchura	76,2 mm
Grosor	12,7 mm
Placa inferior/superior delantera	
Anchura	305 mm
Grosor	22 mm
Estructura del bastidor delantero	
Altura	321 mm
Anchura	305 mm
Eje delantero	
Altura al centro	596 mm
Inclinación de las ruedas, a izquierda/derecha	18°
Oscilación total a cada lado	32°

• Placa inferior/superior delantera, tolerancia de anchura $\pm 2,5$ mm.

Tándems

Altura	506 mm
Anchura	201 mm
Grosor del costado	
Interior	16 mm
Exterior	18 mm
Paso de la cadena de accionamiento	50,8 mm
Separación del eje de las ruedas	1523 mm
Oscilación del tandem	
Hacia arriba y adelante	15°
Hacia abajo y adelante	25°

Especificaciones de las Motoniveladoras 12M3/12M3 con tracción en todas las ruedas

Hoja vertedera

Anchura de la hoja	3,7 m
Hoja vertedera	
Altura	610 mm
Grosor	22 mm
Radio del arco	413 mm
Distancia entre hoja y círculo	166 mm
Cuchilla	
Anchura	152 mm
Grosor	16 mm
Cantonera	
Anchura	152 mm
Grosor	16 mm
Tracción en la hoja	
Masa bruta de la máquina básica	11 462 kg
Masa bruta de la máquina máxima	15 541 kg
Masa bruta de la máquina básica (tracción en todas las ruedas)	16 170 kg
Masa bruta de la máquina máxima (AWD)	22 512 kg
Presión de la hoja de empuje bajada	
Masa bruta de la máquina básica	7275 kg
Masa bruta de la máquina máxima	13 294 kg
Masa bruta de la máquina básica (tracción en todas las ruedas)	8151 kg
Masa bruta de la máquina máxima (AWD)	13 294 kg

Alcance de la hoja

Desplazamiento central del círculo	
Derecha	728 mm
Izquierda	695 mm
Desplazamiento lateral de la hoja vertedera	
Derecha	660 mm
Izquierda	510 mm
Ángulo máximo de la hoja	90°
Variación del ángulo de ataque de la hoja	
Hacia delante	40°
Hacia atrás	5°
Alcance máximo sobre el arcén desde el borde exterior de las ruedas	
Derecha	1978 mm
Izquierda	1790 mm
Elevación máxima sobre el suelo	480 mm
Profundidad de corte máxima	715 mm

Ripper

Profundidad de ripado máxima	426 mm
Portavástagos del ripper	5
Separación del portavástagos del ripper	533 mm
Fuerza de penetración	9440 kg
Fuerza de palanca	12 607 kg
Aumento de la longitud de la máquina, con el portadientes levantado	1031 mm

Escarificador

Frontal, tipo V: anchura de trabajo	1205 mm
Frontal, tipo V: 5 u 11 dientes	
Anchura de trabajo	1031 mm
Profundidad de escarificación máxima	467 mm
Portavástagos del escarificador	5/11
Separación del portavástagos del escarificador	116 mm
Intermedio, tipo V	
Anchura de trabajo	1184 mm
Profundidad de escarificación máxima	292 mm
Portavástagos del escarificador	11
Separación del portavástagos del escarificador	116 mm
Trasero	
Anchura de trabajo	2133 mm
Profundidad de escarificación máxima	426 mm
Portavástagos del escarificador	9
Separación del portavástagos del escarificador	267 mm

Pesos

Masa bruta de la máquina básica	
Total	16 974 kg
Eje delantero	4238 kg
Eje trasero	12 736 kg
Masa bruta de la máquina, máxima	
Total	25 013 kg
Eje delantero	7745 kg
Eje trasero	17 268 kg
Peso de funcionamiento: con equipo típico	
Total	19 344 kg
Eje delantero	5468 kg
Eje trasero	13 876 kg

Especificaciones de las Motoniveladoras 12M3/12M3 con tracción en todas las ruedas

Masas: tracción en todas las ruedas

Masa bruta de la máquina básica	
Total	17 966 kg
Eje delantero	4749 kg
Eje trasero	13 217 kg
Masa bruta de la máquina, máxima	
Total	25 013 kg
Eje delantero	7745 kg
Eje trasero	17 268 kg
Peso de funcionamiento: con equipo típico	
Total	20 236 kg
Eje delantero	5945 kg
Eje trasero	14 291 kg

- El peso de funcionamiento básico para la configuración estándar de la máquina se calcula con el depósito de combustible lleno, refrigerante, lubricantes, el operador y neumáticos 14.0R24 con llantas de una sola pieza (SP, Single Piece).
- El peso de funcionamiento con equipo típico se calcula con bloque de empuje, ripper/escarificador traseros, neumáticos 14.0R24 con llantas de una sola pieza y otros equipos.

Normas

ROPS/FOPS	ISO 3471/ISO 3499
Dirección	ISO 5010
Frenos	ISO 3450
Sonido	ISO 6394; ISO 6395

- El nivel de presión acústica dinámica en los oídos del operador es de 71 dB(A) para los modelos de la serie 12M 3 y 12M 3 con tracción en todas las ruedas cuando se utiliza "ISO 6396:2008" para medir el valor de una máquina con marcado "CE" de la Unión Europea (UE). La medición se realizó al 70% de la velocidad del ventilador de refrigeración del motor máxima. El nivel de ruido puede variar a distintas velocidades del ventilador de refrigeración del motor.
- El nivel de potencia acústica exterior declarado es de 107 dB(A) para los modelos de la serie 12M 3 y 12M 3 con tracción en todas las ruedas cuando el valor se mide de acuerdo con los procedimientos de prueba dinámicos y las condiciones que se especifican en la norma "ISO 6395:2008". La medición se realizó para una máquina con marcado "CE" de la Unión Europea (UE) al 70% de la velocidad del ventilador de refrigeración del motor máxima. El nivel de ruido puede variar con diferentes velocidades del ventilador de refrigeración del motor y durante la regeneración del filtro de partículas diésel.

Especificaciones de las Motoniveladoras 140M3/140M3 con tracción en todas las ruedas

Motor

Modelo de motor	Cat C9.3 ACERT	
Emisiones	Tier 4 Final de la EPA de EE. UU./Stage IV de la UE	
Potencia básica (1. ^a velocidad), neta (métrica)	149 kW	202 hp
Gama VHP Plus: potencia neta (métrica)	149-188 kW	202-255 hp
Gama con tracción en todas las ruedas, potencia neta (métrica)	156-203 kW	213-276 hp
Cilindrada	9,3 L	
Calibre	115 mm	
Carrera	149 mm	
Reserva de par motor	39%	
Par máximo (VHP Plus)	1247 N·m	
Par máximo (AWD activada)	1355 N·m	
Régimen a la potencia nominal	2000 rev/min	
Número de cilindros	6	
Altitud de reducción de potencia	3050 m	
Velocidad del ventilador para climas cálidos		
Estándar	1400 rev/min	
Máxima	1550 rev/min	
Mínima	500 rev/min	
Capacidad estándar	43 °C	
Resistencia a altas temperaturas ambiente	50 °C	

Marcha: potencia neta	VHP Plus kW (hp)	AWD desactivada kW (hp)	AWD activada kW (hp)
Hacia delante			
1. ^a	149	156	164
2. ^a	156	164	180
3. ^a	164	172	184
4. ^a	172	176	188
5. ^a	176	180	203
6. ^a	180	184	203
7. ^a	184	188	203
8. ^a	188	188	203
Hacia atrás			
1. ^a	149	149	149
2. ^a	156	156	156
3. ^a - 6. ^a	164	164	164

Motor (continuación)

- La potencia neta se ha probado conforme a las normas ISO 9249, SAE J1349 y CEE 80/1269 en vigor en el momento de fabricación.
- VHP Plus se incluye de serie en los modelos 140M3 y 140M3 con tracción en todas las ruedas.
- La potencia neta anunciada es la potencia disponible a una velocidad nominal de 2000 rev/min, medida en el volante cuando el motor está equipado con ventilador a mínima velocidad, filtro de aire, silenciador de escape y alternador.
- El motor mantiene la potencia requerida hasta los 3050 metros.
- Potencia declarada conforme a ISO 14396
rev/min nominales 2000
VHP+ = 189 kW (253 hp)
AWD = 204 kW (274 hp)
- Todos los motores diésel extraviales compatibles con Tier 4 de la EPA de EE. UU., Stage IIIB y IV de la Unión Europea (UE) y paso 4 (MLIT) de Japón deben utilizar solo combustible diésel con contenido muy bajo en azufre (ULSD, Ultra Low Sulfur Diesel), con 15 ppm (mg/kg) de azufre o menos. Se aceptan las mezclas de biodiésel hasta B20 (20% de mezcla por volumen) cuando se mezclan con 15 ppm (mg/kg) de azufre o menos ULSD. B20 debe cumplir las especificaciones ASTM D7467 (la base de mezcla de biodiésel debe cumplir las especificaciones para biodiésel de Cat, ASTM D6751 o EN 14214). También son necesarios Cat® DEO-ULS o aceites que cumplen la especificación Cat ECF-3, API CJ-4 y ACEA E9. Consulte su OMM (Operator Maintenance Manual, manual de mantenimiento del operador) para obtener recomendaciones adicionales específicas del combustible de la máquina.
- Los motores Cat equipados con reducción catalítica selectiva (SCR, Selective Catalytic Reduction) deben utilizar:
- fluido de escape diésel (DEF) que cumple con los requisitos indicados en el estándar de la Organización Internacional de Normalización (ISO, International Organization for Standardization) 22241-1.

Tren de potencia

Marchas hacia adelante/atrás	8 velocidades de avance/6 de marcha atrás
Transmisión	APECS, transmisión directa, servotransmisión
Frenos	
Servicio	Discos múltiples de aceite
Servicio, área de superficie	23 000 cm ²
Estacionamiento	Discos múltiples de aceite
Secundario	Circuito doble

Sistema hidráulico

Tipo de circuito	Paralelo
Tipo de bomba	Pistón variable
Caudal de la bomba	210 L/min
Presión máxima del sistema	24 150 kPa
Capacidad del depósito	64 L
Presión de espera	6100 kPa

- Caudal de la bomba medido a 2150 rev/min.

Especificaciones de las Motoniveladoras 140M3/140M3 con tracción en todas las ruedas

Especificaciones de funcionamiento

Velocidad máxima	
Hacia delante	46,6 km/h
Marcha atrás	36,8 km/h
Radio de giro, neumáticos delanteros exteriores	7,8 m
Ángulo de dirección: a izquierda/derecha	50°
Ángulo de articulación: a izquierda/derecha	20°
Hacia delante	
1. ^a	4,1 km/h
2. ^a	5,5 km/h
3. ^a	8 km/h
4. ^a	11 km/h
5. ^a	17,1 km/h
6. ^a	23,3 km/h
7. ^a	32 km/h
8. ^a	46,6 km/h
Marcha atrás	
1. ^a	3,2 km/h
2. ^a	6 km/h
3. ^a	8,7 km/h
4. ^a	13,5 km/h
5. ^a	25,3 km/h
6. ^a	36,8 km/h

• Calculado sin patinaje y neumáticos 14.0R24.

Llenado de servicio

Capacidad de combustible	394 L
Sistema de refrigeración	57 L
Sistema hidráulico	
Total	100 L
Depósito	64 L
Aceite del motor	30 L
Trans./Dif./Mandos finales	70 L
Caja tandem (cada una)	76 L
Caja de cojinete de punta de eje de rueda delantera	0,5 L
Carcasa del mando del círculo	7 L
Fluido de escape diésel	22 L

Bastidor

Círculo	
Diámetro	1530 mm
Altura	138 mm
Grosor del soporte de la hoja	40 mm
Barra de tiro	
Altura	152 mm
Anchura	76,2 mm
Grosor	12,7 mm
Placa inferior/superior delantera	
Anchura	305 mm
Grosor	22 mm
Estructura del bastidor delantero	
Altura	321 mm
Anchura	305 mm
Eje delantero	
Altura al centro	596 mm
Inclinación de las ruedas, a izquierda/derecha	18°
Oscilación total a cada lado	32°

• Placa inferior/superior delantera, tolerancia de anchura $\pm 2,5$ mm.

Tándems

Altura	506 mm
Anchura	201 mm
Grosor del costado	
Interior	16 mm
Exterior	18 mm
Paso de la cadena de accionamiento	50,8 mm
Separación del eje de las ruedas	1523 mm
Oscilación del tandem	
Hacia arriba y adelante	15°
Hacia abajo y adelante	25°

Especificaciones de las Motoniveladoras 140M3/140M3 con tracción en todas las ruedas

Hoja vertedera

Anchura de la hoja	3,7 m
Hoja vertedera	
Altura	610 mm
Grosor	22 mm
Radio del arco	413 mm
Distancia entre hoja y círculo	166 mm
Cuchilla	
Anchura	152 mm
Grosor	16 mm
Cantonera	
Anchura	152 mm
Grosor	16 mm
Tracción en la hoja	
Masa bruta de la máquina básica	11 672 kg
Masa bruta de la máquina máxima	15 541 kg
Masa bruta de la máquina básica (tracción en todas las ruedas)	16 484 kg
Masa bruta de la máquina máxima (AWD)	22 512 kg
Presión de la hoja de empuje bajada	
Masa bruta de la máquina básica	7475 kg
Masa bruta de la máquina máxima	13 294 kg
Masa bruta de la máquina básica (tracción en todas las ruedas)	8351 kg
Masa bruta de la máquina máxima (AWD)	13 294 kg

Alcance de la hoja

Desplazamiento central del círculo	
Derecha	728 mm
Izquierda	695 mm
Desplazamiento lateral de la hoja vertedera	
Derecha	660 mm
Izquierda	510 mm
Ángulo máximo de la hoja	90°
Variación del ángulo de ataque de la hoja	
Hacia delante	40°
Hacia atrás	5°
Alcance máximo sobre el arcén desde el borde exterior de las ruedas	
Derecha	1978 mm
Izquierda	1790 mm
Elevación máxima sobre el suelo	480 mm
Profundidad de corte máxima	715 mm

Ripper

Profundidad de ripado máxima	426 mm
Portavástagos del ripper	5
Separación del portavástagos del ripper	533 mm
Fuerza de penetración	9440 kg
Fuerza de palanca	12 607 kg
Aumento de la longitud de la máquina, con el portadientes levantado	1031 mm

Escarificador

Frontal, tipo V: anchura de trabajo	1205 mm
Frontal, tipo V: 5 u 11 dientes	
Anchura de trabajo	1031 mm
Profundidad de escarificación máxima	467 mm
Portavástagos del escarificador	5/11
Separación del portavástagos del escarificador	116 mm
Intermedio, tipo V	
Anchura de trabajo	1184 mm
Profundidad de escarificación máxima	292 mm
Portavástagos del escarificador	11
Separación del portavástagos del escarificador	116 mm
Trasero	
Anchura de trabajo	2133 mm
Profundidad de escarificación máxima	426 mm
Portavástagos del escarificador	9
Separación del portavástagos del escarificador	267 mm

Pesos

Masa bruta de la máquina básica	
Total	17 323 kg
Eje delantero	4355 kg
Eje trasero	12 968 kg
Masa bruta de la máquina, máxima	
Total	25 013 kg
Eje delantero	7745 kg
Eje trasero	17 268 kg
Peso de funcionamiento: con equipo típico	
Total	19 935 kg
Eje delantero	5692 kg
Eje trasero	14 243 kg

Especificaciones de las Motoniveladoras 140M3/140M3 con tracción en todas las ruedas

Masas: tracción en todas las ruedas

Masa bruta de la máquina básica	
Total	18 316 kg
Eje delantero	4865 kg
Eje trasero	13 451 kg
Masa bruta de la máquina, máxima	
Total	25 013 kg
Eje delantero	7745 kg
Eje trasero	17 268 kg
Peso de funcionamiento: con equipo típico	
Total	20 827 kg
Eje delantero	6169 kg
Eje trasero	14 658 kg

- El peso de funcionamiento básico para la configuración estándar de la máquina se calcula con el depósito de combustible lleno, refrigerante, lubricantes, el operador y neumáticos 14.0R24 con llantas multipieza (MP, Multi-Piece).
- El peso de funcionamiento con equipo típico se calcula con bloque de empuje, protección de la transmisión, ripper/escarificador traseros, neumáticos 14.0R24 con llantas multipieza y otros equipos.

Normas

ROPS/FOPS	ISO 3471/ISO 3499
Dirección	ISO 5010
Frenos	ISO 3450
Sonido	ISO 6394; ISO 6395

- El nivel de presión acústica dinámica en los oídos del operador es de 71 dB(A) para los modelos de la serie 140M 3 y 140M 3 con tracción en todas las ruedas cuando se utiliza "ISO 6396:2008" para medir el valor de una máquina con marcado "CE" de la Unión Europea (UE). La medición se realizó al 70% de la velocidad del ventilador de refrigeración del motor máxima. El nivel de ruido puede variar a distintas velocidades del ventilador de refrigeración del motor.
- El nivel de potencia acústica exterior declarado es de 107 dB(A) para los modelos de la serie 140M 3 y 140M 3 con tracción en todas las ruedas cuando el valor se mide de acuerdo con los procedimientos de prueba dinámicos y las condiciones que se especifican en la norma "ISO 6395:2008". La medición se realizó para una máquina con marcado "CE" de la Unión Europea (UE) al 70% de la velocidad del ventilador de refrigeración del motor máxima. El nivel de ruido puede variar con diferentes velocidades del ventilador de refrigeración del motor y durante la regeneración del filtro de partículas diésel.

Especificaciones de las Motoniveladoras 160M3/160M3 con tracción en todas las ruedas

Motor	
Modelo de motor	Cat C9.3 ACERT
Emissiones	Tier 4 Final de la EPA de EE. UU./Stage IV de la UE
Potencia básica (1. ^a velocidad), neta (métrica)	165 kW 224 hp
Gama VHP Plus: potencia neta (métrica)	165-203 kW 224-276 hp
Gama con tracción en todas las ruedas, potencia neta (métrica)	172-219 kW 234-298 hp
Cilindrada	9,3 L
Calibre	115 mm
Carrera	149 mm
Reserva de par motor	39%
Par máximo (VHP Plus)	1355 N·m
Par máximo (AWD activada)	1464 N·m
Régimen a la potencia nominal	2000 rev/min
Número de cilindros	6
Altitud de reducción de potencia	3050 m
Velocidad del ventilador para climas cálidos	
Estándar	1400 rev/min
Máxima	1550 rev/min
Mínima	500 rev/min
Capacidad estándar	43 °C
Resistencia a altas temperaturas ambiente	50 °C

Marcha: potencia neta	VHP Plus kW (hp)	AWD desactivada kW (hp)	AWD activada kW (hp)
Hacia delante			
1. ^a	165	172	180
2. ^a	172	180	195
3. ^a	180	188	199
4. ^a	188	191	203
5. ^a	191	195	219
6. ^a	195	199	219
7. ^a	199	203	219
8. ^a	203	203	219
Marcha atrás			
1. ^a	165	165	165
2. ^a	172	172	172
3. ^a - 6. ^a	180	180	180

Motor (continuación)

- La potencia neta se ha probado conforme a las normas ISO 9249, SAE J1349 y CEE 80/1269 en vigor en el momento de fabricación.
- VHP Plus se incluye de serie en los modelos 160M3 y 160M3 con tracción en todas las ruedas.
- La potencia neta anunciada es la potencia disponible a una velocidad nominal de 2000 rev/min, medida en el volante cuando el motor está equipado con ventilador a mínima velocidad, filtro de aire, silenciador de escape y alternador.
- El motor mantiene la potencia requerida hasta los 3050 metros.
- Potencia declarada conforme a ISO 14396 rev/min nominales 2000
VHP+ = 204 kW (274 hp)
AWD = 220 kW (295 hp)
- Todos los motores diésel extraviales compatibles con Tier 4 de la EPA de EE. UU., Stage IIIB y IV de la Unión Europea (UE) y paso 4 (MLIT) de Japón deben utilizar solo combustible diésel con contenido muy bajo en azufre (ULSD, Ultra Low Sulfur Diesel), con 15 ppm (mg/kg) de azufre o menos. Se aceptan las mezclas de biodiésel hasta B20 (20% de mezcla por volumen) cuando se mezclan con 15 ppm (mg/kg) de azufre o menos ULSD. B20 debe cumplir las especificaciones ASTM D7467 (la base de mezcla de biodiésel debe cumplir las especificaciones para biodiésel de Cat, ASTM D6751 o EN 14214). También son necesarios Cat® DEO-ULS o aceites que cumplen la especificación Cat ECF-3, API CJ-4 y ACEA E9. Consulte su OMM (Operator Maintenance Manual, manual de mantenimiento del operador) para obtener recomendaciones adicionales específicas del combustible de la máquina.
- Los motores Cat equipados con un sistema de reducción catalítica selectiva (SCR, Selective Catalytic Reduction) utilizan: - fluido de escape diésel (DEF) que cumple con los requisitos indicados en la norma 22241-1 de la Organización Internacional de Normalización (ISO).

Tren de potencia

Marchas hacia adelante/atrás	8 velocidades de avance/ 6 de marcha atrás
Transmisión	APECS, transmisión directa, servotransmisión
Frenos	
Servicio	Discos múltiples de aceite
Servicio, área de superficie	23 000 cm ²
Estacionamiento	Discos múltiples de aceite
Secundario	Control de doble circuito

Sistema hidráulico

Tipo de circuito	Paralelo
Tipo de bomba	Pistón variable
Caudal de la bomba	210 L/min
Presión máxima del sistema	24 150 kPa
Capacidad del depósito	64 L
Presión de espera	6100 kPa

- Caudal de la bomba medido a 2150 rev/min.

Especificaciones de las Motoniveladoras 160M3/160M3 con tracción en todas las ruedas

Especificaciones de funcionamiento

Velocidad máxima	
Hacia delante	47,4 km/h
Marcha atrás	37,4 km/h
Radio de giro, neumáticos delanteros exteriores	7,8 m
Ángulo de dirección: a izquierda/derecha	50°
Ángulo de articulación: hacia la izquierda/derecha	20°
Hacia delante	
1. ^a	4,1 km/h
2. ^a	5,6 km/h
3. ^a	8,1 km/h
4. ^a	11,2 km/h
5. ^a	17,4 km/h
6. ^a	23,7 km/h
7. ^a	32,6 km/h
8. ^a	47,4 km/h
Marcha atrás	
1. ^a	3,3 km/h
2. ^a	6,1 km/h
3. ^a	8,8 km/h
4. ^a	13,7 km/h
5. ^a	25,7 km/h
6. ^a	37,4 km/h

• Calculado sin patinaje y neumáticos 14.0R24.

Llenado de servicio

Capacidad de combustible	394 L
Sistema de refrigeración	57 L
Sistema hidráulico	
Total	100 L
Depósito	64 L
Aceite del motor	30 L
Trans./Dif./Mandos finales	70 L
Caja tandem (cada una)	87 L
Caja de cojinete de punta de eje de rueda delantera	0,5 L
Carcasa del mando del círculo	7 L
Fluido de escape diésel	22 L

Bastidor

Círculo	
Diámetro	1553 mm
Altura	160 mm
Grosor del soporte de la hoja	40 mm
Barra de tiro	
Altura	152 mm
Anchura	76,2 mm
Grosor	12,7 mm
Placa inferior/superior delantera	
Anchura	305 mm
Grosor	22 mm
Estructura del bastidor delantero	
Altura	321 mm
Anchura	305 mm
Eje delantero	
Altura al centro	596 mm
Inclinación de las ruedas, a izquierda/derecha	18°
Oscilación total a cada lado	32°

• Placa inferior/superior delantera, tolerancia de anchura $\pm 2,5$ mm.

Tándems

Altura	572 mm
Anchura	204 mm
Grosor del costado	
Interior	17,5 mm
Exterior	18 mm
Paso de la cadena de accionamiento	50,8 mm
Separación del eje de las ruedas	1523 mm
Oscilación del tandem	
Hacia arriba y adelante	15°
Hacia abajo y adelante	25°

Especificaciones de las Motoniveladoras 160M3/160M3 con tracción en todas las ruedas

Hoja vertedera

Anchura de la hoja	4,2 m
Hoja vertedera	
Altura	610 mm
Grosor	22 mm
Radio del arco	413 mm
Distancia entre hoja y círculo	166 mm
Cuchilla	
Anchura	152 mm
Grosor	16 mm
Cantonera	
Anchura	152 mm
Grosor	16 mm
Tracción en la hoja	
Masa bruta de la máquina básica	11 762 kg
Masa bruta de la máquina máxima	15 541 kg
Masa bruta de la máquina básica (tracción en todas las ruedas)	16 700 kg
Masa bruta de la máquina máxima (AWD)	22 512 kg
Presión de la hoja de empuje bajada	
Masa bruta de la máquina básica	7713 kg
Masa bruta de la máquina máxima	13 294 kg
Masa bruta de la máquina básica (tracción en todas las ruedas)	8589 kg
Masa bruta de la máquina máxima (AWD)	13 294 kg

Alcance de la hoja

Desplazamiento central del círculo	
Derecha	728 mm
Izquierda	695 mm
Desplazamiento lateral de la hoja vertedera	
Derecha	660 mm
Izquierda	510 mm
Ángulo máximo de la hoja	90°
Variación del ángulo de ataque de la hoja	
Hacia delante	40°
Hacia atrás	5°
Alcance máximo sobre el arcén desde el borde exterior de las ruedas	
Derecha	2278 mm
Izquierda	2090 mm
Elevación máxima sobre el suelo	452 mm
Profundidad de corte máxima	750 mm

Ripper

Profundidad de ripado máxima	426 mm
Portavástagos del ripper	5
Separación del portavástagos del ripper	533 mm
Fuerza de penetración	9440 kg
Fuerza de palanca	12 924 kg
Aumento de la longitud de la máquina, con el portadientes levantado	1031 mm

Escarificador

Frontal, tipo V: anchura de trabajo	1205 mm
Frontal, tipo V: 5 u 11 dientes	
Anchura de trabajo	1031 mm
Profundidad de escarificación máxima	467 mm
Portavástagos del escarificador	5/11
Separación del portavástagos del escarificador	116 mm
Intermedio, tipo V	
Anchura de trabajo	1184 mm
Profundidad de escarificación máxima	292 mm
Portavástagos del escarificador	11
Separación del portavástagos del escarificador	116 mm
Trasero	
Anchura de trabajo	2133 mm
Profundidad de escarificación máxima	426 mm
Portavástagos del escarificador	9
Separación del portavástagos del escarificador	267 mm

Pesos

Masa bruta de la máquina básica	
Total	17 563 kg
Eje delantero	4494 kg
Eje trasero	13 069 kg
Masa bruta de la máquina, máxima	
Total	25 013 kg
Eje delantero	7745 kg
Eje trasero	17 268 kg
Peso de funcionamiento: con equipo típico	
Total	20 660 kg
Eje delantero	6004 kg
Eje trasero	14 656 kg

Especificaciones de las Motoniveladoras 160M3/160M3 con tracción en todas las ruedas

Masas: tracción en todas las ruedas

Masa bruta de la máquina básica	
Total	18 555 kg
Eje delantero	5004 kg
Eje trasero	13 551 kg
Masa bruta de la máquina, máxima	
Total	25 013 kg
Eje delantero	7745 kg
Eje trasero	17 268 kg
Peso de funcionamiento: con equipo típico	
Total	21 552 kg
Eje delantero	6481 kg
Eje trasero	15 071 kg

- El peso de funcionamiento básico para la configuración estándar de la máquina se calcula con el depósito de combustible lleno, refrigerante, lubricantes, el operador y neumáticos 14.0R24 con llantas multipieza (MP, Multi-Piece).
- El peso de funcionamiento con equipo típico se calcula con bloque de empuje, protección de la transmisión, ripper/escarificador traseros, neumáticos 17.5R25 con llantas multipieza y otros equipos.

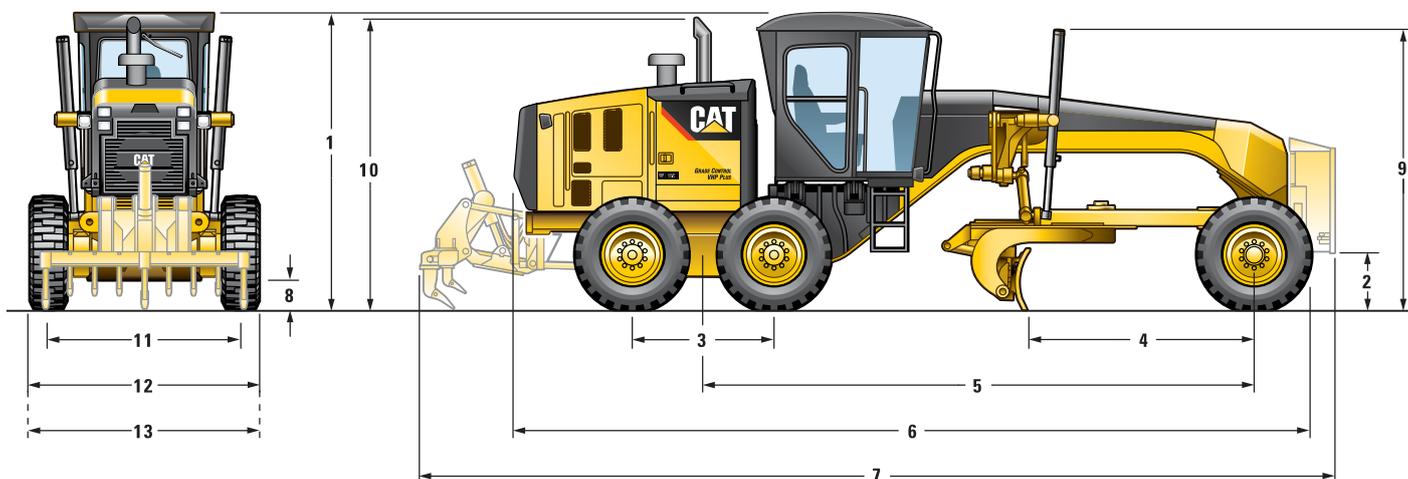
Normas

ROPS/FOPS	ISO 3471; ISO 3499
Dirección	ISO 5010
Frenos	ISO 3450
Sonido	ISO 6394; ISO 6395

- El nivel de presión acústica dinámica en los oídos del operador es de 71 dB(A) para el modelo 160M de la serie 3 y 160M de la serie 3 con tracción en todas las ruedas cuando se usa el procedimiento "ISO 6396:2008" para medir el valor para una máquina con la marca "CE" de la Unión Europea. La medición se realizó con el ventilador de refrigeración del motor funcionando al 70% de su velocidad máxima. El nivel de ruido puede variar a diferentes velocidades del ventilador de refrigeración del motor.
- El nivel de potencia acústica exterior declarado es de 107 dB(A) para el modelo de la serie 160M 3 y 108 dB(A) para el de la serie 160M 3 con tracción en todas las ruedas cuando el valor se mide de acuerdo con los procedimientos de prueba dinámicos y las condiciones que se especifican en la norma "ISO 6395:2008". La medición se realizó para una máquina con marcado "CE" de la Unión Europea (UE) al 70% de la velocidad del ventilador de refrigeración del motor máxima. El nivel de ruido puede variar con diferentes velocidades del ventilador de refrigeración del motor y durante la regeneración del filtro de partículas diésel.

Especificaciones de las Motoniveladoras de la Serie M 3

Dimensiones



	12M3/12M3 con tracción en todas las ruedas	140M3/140M3 con tracción en todas las ruedas	160M3/160M3 con tracción en todas las ruedas
	mm	mm	mm
1 Altura: parte superior de la cabina	3308	3308	3308
2 Altura: centro del eje delantero	596	596	596
3 Distancia: entre los ejes del tándem	1523	1523	1523
4 Distancia: desde el eje delantero hasta la hoja vertedera	2552	2552	2552
5 Distancia: desde el eje delantero hasta la mitad del tándem	6123	6123	6123
6 Distancia: desde los neumáticos delanteros hasta la parte trasera de la máquina	8912	8912	8912
7 Distancia: desde el contrapeso hasta el ripper	10 136	10 136	10 136
8 Altura libre sobre el suelo en el eje trasero	339	339	339
9 Altura hasta la parte superior de los cilindros	3040	3040	3040
10 Altura hasta el tubo de escape vertical	3256	3256	3256
11 Anchura: entre los centros de los neumáticos	2140	2140	2140
12 Anchura: exterior de los neumáticos traseros	2511	2511	2511
13 Anchura: exterior de los neumáticos delanteros	2511	2511	2511

• Calculado con neumáticos 14.0R24.

Especificaciones de las Motoniveladoras de la Serie M 3

Configuraciones de neumáticos opcionales

Opciones de neumáticos comunes para motoniveladoras de la Serie M 3

12M3/12M3 con tracción en todas las ruedas		
Tamaño de llanta	Conjunto de ruedas	Neumáticos
9 × 24	Una sola pieza	14.0R24
13 × 25	Una sola pieza	17.5R25
10 × 24	Multipieza	14.0R24
10 × 24	Multipieza	14.0-24
14 × 25	Multipieza	17.5R25
14 × 25	Multipieza	17.5-25
140M3/140M3 con tracción en todas las ruedas		
Tamaño de llanta	Conjunto de ruedas	Neumáticos
9 × 24	Una sola pieza	14.0R24
13 × 25	Una sola pieza	17.5R25
10 × 24	Multipieza	14.0R24
10 × 24	Multipieza	14.0-24
14 × 25	Multipieza	17.5R25
14 × 25	Multipieza	17.5-25
160M3/160M3 con tracción en todas las ruedas		
Tamaño de llanta	Conjunto de ruedas	Neumáticos
9 × 24	Una sola pieza	14.0R24
13 × 25	Una sola pieza	17.5R25
10 × 24	Multipieza	14.0R24
10 × 24	Multipieza	14.0-24
14 × 25	Multipieza	17.5R25
14 × 25	Multipieza	17.5-25

Nota: Consulte a su distribuidor para conocer el ancho, el tamaño y la marca específicos del neumático.

906M, 907M, 908M

Compact Wheel Loaders



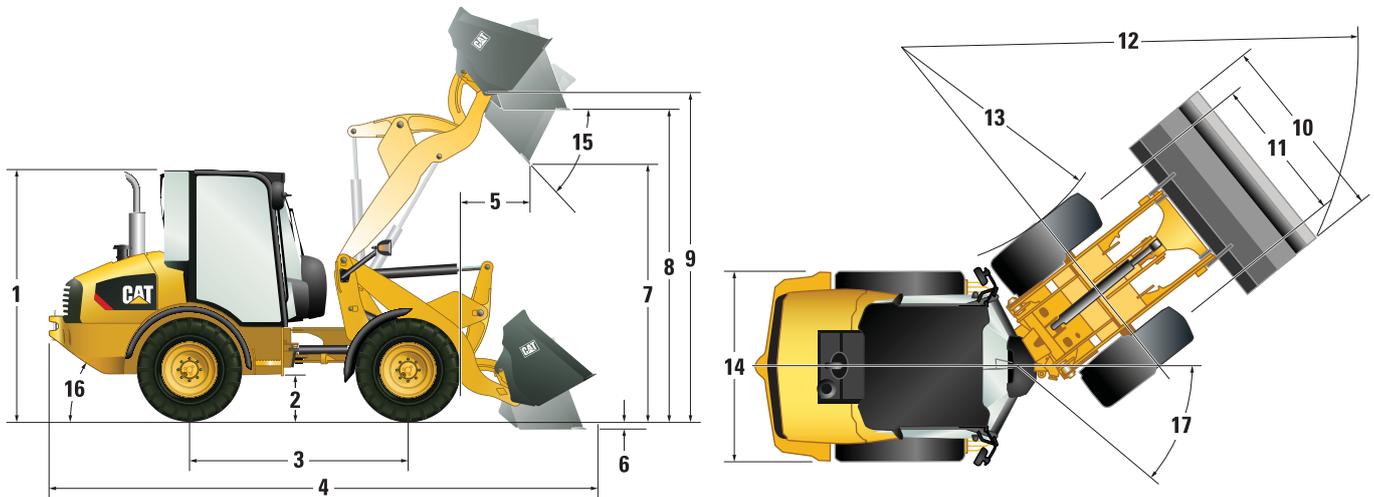
	906M	907M	908M
Engine Model	Cat® C3.3B DIT*	Cat C3.3B DIT*	Cat C3.3B DIT*
Maximum Gross Power:			
ISO 14396 (DIN)	55 kW (74 hp)	55 kW (74 hp)	55 kW (74 hp)
SAE J1995	55 kW (74 hp)	55 kW (74 hp)	55 kW (74 hp)
Bucket Capacity	0.75 m ³ -1.2 m ³ (1.0 yd ³ -1.6 yd ³)	0.75 m ³ -1.2 m ³ (1.0 yd ³ -1.6 yd ³)	0.9 m ³ -1.5 m ³ (1.2 yd ³ -2.0 yd ³)
Full Turn Tipping Load	3405 kg (7,507 lb)	3500 kg (7,716 lb)	3770 kg (8,311 lb)
Operating Weight	5600 kg (12,346 lb)	5750 kg (12,677 lb)	6365 kg (14,032 lb)

*The Cat C3.3B DIT engine meets U.S. EPA Tier 4 Final/EU Stage IIIB emission standards or Tier 4 Interim/Stage IIIA equivalent emission standards.

906M, 907M, 908M Compact Wheel Loader Specifications

Dimensions with Bucket

All dimensions are approximate. Dimensions will vary with bucket and tire choice. Refer to Operating Specifications with Buckets.



	Standard Lift – with ISO Coupler					
	906M		907M		908M	
** 1 Height: ground to cab	2463 mm	8'1"	2586 mm	8'5"	2650 mm	8'8"
** 2 Height: ground clearance	300 mm	11"	300 mm	11"	340 mm	1'1"
3 Length: wheel base	2170 mm	7'1"	2170 mm	7'1"	2170 mm	7'1"
* 4 Length: overall	5469 mm	17'11"	5469 mm	17'11"	5630 mm	18'5"
* 5 Reach: bucket at 45°	725 mm	2'4"	725 mm	2'4"	770 mm	2'6"
** 6 Dig depth	95 mm	3.7"	95 mm	3.7"	101 mm	3.9"
* 7 Clearance: bucket at 45°	2478 mm	8'1"	2478 mm	8'1"	2620 mm	8'7"
** 8 Clearance: level bucket	3027 mm	9'11"	3027 mm	9'11"	3215 mm	10'6"
** 9 Height: bucket pin	3227 mm	10'7"	3227 mm	10'7"	3410 mm	11'2"
10 Width: bucket	1890 mm	6'2"	2045 mm	6'8"	2080 mm	6'9"
11 Width: tread center	1420 mm	4'7"	1420 mm	4'7"	1570 mm	5'1"
12 Turning radius: over bucket	4420 mm	14'6"	4489 mm	14'8"	4530 mm	14'10"
13 Turning radius: inside of tires	2240 mm	7'4"	2240 mm	7'4"	2080 mm	6'9"
14 Machine width	1840 mm	6'0"	1840 mm	6'0"	1985 mm	6'6"
15 Dump angle at full lift		45°		45°		45°
16 Departure angle		33°		33°		33°
17 Articulation angle		39°		39°		39°
Operating weight	5670 kg	12,496 lb	5859 kg	12,913 lb	6499 kg	14,323 lb

*Vary with bucket.

**Vary with tire.

Dimensions listed are for a machine configured with general purpose buckets, bolt-on cutting edges, 75 kg (165 lb) operator, no air conditioner and Dunlop 405/70 SPT9 tires.



La presente elección de las características mínimas de la maquinaria ha sido elaborado por Daniel Prieto Llamas, estudiante de grado en Ingeniería de Tecnología de Minas y Energía.

Bilbao, 11 de febrero de 2019

Daniel Prieto Llamas