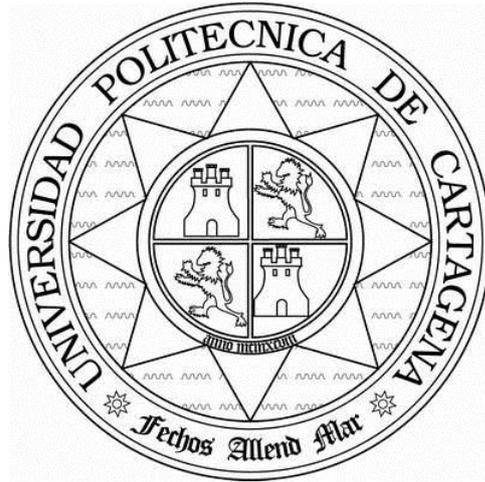


DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MINERA,
GEOLÓGICA Y CARTOGRÁFICA

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE
CARTAGENA



PROYECTO FIN DE GRADO EN
INGENIERÍA DE RECURSOS
MINERALES Y ENERGÍA

Adaptación de Proyecto de Explotación de
una cantera a la nueva normativa minera y
ambiental

José Lorca Alfaro

2016

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MINERA,
GEOLÓGICA Y CARTOGRÁFICA

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE
CARTAGENA

Director del proyecto:
D. Rafael Sánchez Medrano

*A mi abuelo, José Lorca, y a su hermano Paco, mineros de La Unión,
por introducirme en el mundo minero y por inculcarme humildad y
trabajo.*

*A mis padres,
por su apoyo incondicional, por el afán de superación que me han
infundado siempre y por su amor.*

*A mi compañera inseparable,
por su cariño y tesón en momentos de abatimiento y cansancio.*

*A D. Rafael Sánchez y D. Antonio Navarro,
por enseñarme todo lo que sé sobre la profesión minera.*

INTRODUCCIÓN

Este proyecto tratará de poner en práctica parte de los conocimientos y habilidades adquiridos dentro del Grado en Ingeniería de Recursos Minerales y Energía impartido por la Universidad Politécnica de Cartagena, del cual el redactor es y ha sido alumno durante los últimos años. El resultado es la consecución y presentación de Proyecto Fin de Grado con el título: “Adaptación de Proyecto de Explotación de una cantera a la nueva normativa minera y ambiental”.

La cantera está situada en el T.M. de Torre-Pacheco (Murcia), siendo el recurso extraído calizas marmóreas por el método de banqueo descendente.

Durante la elaboración del proyecto, se realizaron prácticas de empresa en la explotación, lo que permitió conocer de primera mano todas las características y particularidades de la misma. Asimismo, se contó con la supervisión y consejo del Director Facultativo de la cantera.

El documento que sigue es el resultado de la enorme ilusión y entrega del redactor del mismo y de varios meses de duro trabajo de documentación, estudio y evaluación, tanto técnica como económica, del proyecto minero.

ÍNDICES

ÍNDICE GENERAL

DOCUMENTO N°1: MEMORIA

1. ANTECEDENTES	3
2. OBJETO DEL PROYECTO	4
3. TITULAR DE LA EXPLOTACIÓN	4
4. NORMATIVA APLICABLE	5
5. RECURSO A EXPLOTAR	8
6. CLASIFICACIÓN DE LA ACTIVIDAD	9
7. CLASIFICACIÓN DEL RECURSO	9
8. CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS DEL EMPLAZAMIENTO	11
8.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA	11
8.2. ACCESOS Y COMUNICACIONES	11
8.3. ESPACIOS NATURALES DE INTERÉS EN LA ZONA	13
8.4. CONTEXTO HIDROLÓGICO E INFRAESTRUCTURAS HIDRÁULICAS	15
8.5. VEGETACIÓN, FAUNA Y USOS DEL SUELO	17
8.6. CARACTERÍSTICAS CLIMATOLÓGICAS	19
8.7. DESCRIPCIÓN DEL MEDIO SOCIOECONÓMICO	22
9. CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS	23
9.1. GEOLOGÍA	23
9.2. HIDROGEOLOGÍA	25
10. TERRENOS	26
10.1. CATASTRO	26
10.2. SUPERFICIE	27
11. PERSONAL	31
11.1. DIRECCIÓN FACULTATIVA	32
11.2. ORGANIGRAMA	33
11.3. PERSONAL CONTRATADO EN LA ACTUALIDAD	34
12. JORNADA LABORAL	35
13. PRODUCTOS OBTENIDOS	35
14. RESERVAS EXPLOTABLES	36

15. SITUACIÓN ACTUAL	38
16. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	39
16.1. INTRODUCCIÓN	39
16.2. LABORES DE ARRANQUE	41
16.2.1. DESCRIPCIÓN DE LAS VOLADURAS	41
16.2.2. PARÁMETROS FUNDAMENTALES DE LA VOLADURA TIPO	42
16.2.3. ELEMENTOS ACCESORIOS DE LA VOLADURA TIPO	43
16.2.4. CONSUMO ESPECÍFICO	43
16.2.5. TRABAJOS A REALIZAR	44
16.3. LABORES DE CARGA Y TRANSPORTE	45
17. PLANIFICACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN	46
17.1. FASES DE LA OPERACIÓN	46
17.2. VIDA Y RITMO DE LA EXPLOTACIÓN	49
18. OPERACIONES DE DESMONTE	50
19. CARACTERÍSTICAS DEL HUECO DE EXPLOTACIÓN	51
19.1. TALUDES DEFINIDOS	51
19.2. BANCOS DEFINIDOS	53
19.3. PLATAFORMAS DE TRABAJO	53
19.4. BERMAS	54
19.5. PLAZA FINAL DE CANTERA	54
19.6. RESUMEN DE LOS PARÁMETROS GEOMÉTRICOS DE LA EXPLOTACIÓN	55
20. ESCOMBRERAS	56
21. PRESAS Y BALSAS	56
22. PISTAS Y ACCESOS	57
23. INSTALACIONES	59
23.1. INSTALACIÓN DE TRITURACIÓN, CLASIFICACIÓN Y MOLIENDA	59
23.1.1. DESCRIPCIÓN DE LA MAQUINARIA	59
23.1.2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO DE LA INSTALACIÓN	59
23.2. INSTALACIONES COMPLEMENTARIAS	61
24. MEDIDAS PARA LA ELIMINACIÓN DEL POLVO	62

DOCUMENTO N°2: PLANOS

DOCUMENTO N°3: CÁLCULOS JUSTIFICATIVOS

1. PISTAS Y ACCESOS -----	2
1.1. ANCHURA DE CALZADAS EN PISTAS Y ACCESOS -----	2
1.2. PENDIENTES DE PISTAS Y ACCESOS -----	4
1.3. PERALTES, SOBREALCHO Y RADIO DE CURVATURA -----	4
1.4. CONSERVACIÓN -----	6
2. DIMENSIONADO Y JUSTIFICACIÓN DEL PARQUE DE MAQUINARIA -----	7
2.1. INTRODUCCIÓN -----	7
2.2. EQUIPOS DE CARGA -----	10
2.2.1. CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO DE CARGA PREVISTO -----	10
2.2.2. CÁLCULO DE LA PRODUCCIÓN MÁXIMA HORARIA -----	11
2.2.3. CÁLCULO DE LA PRODUCCIÓN HORARIA REAL-----	13
2.3. EQUIPOS DE TRANSPORTE -----	15
2.3.1. CARACTERÍSTICAS DE LOS VOLQUETES-----	15
2.3.2. PRODUCCIÓN HORARIA DE LOS VOLQUETES -----	16
3. JUSTIFICACIÓN DE LA VOLADURA TIPO -----	25
3.1. DESCRIPCIÓN DE LA VOLADURA TIPO -----	25
3.1.1. ESQUEMA DE PERFORACIÓN -----	25
3.1.2. GEOMETRÍA DE LA VOLADURA -----	26
3.1.3. CONFIGURACIÓN DE CARGAS Y DISTRIBUCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS EN LOS BARRENOS -----	26
3.1.4. SISTEMAS DE ENCENDIDO -----	26
3.1.5. INICIACIÓN Y CEBADO DE CARGAS -----	26
3.1.6. TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE ENCENDIDO -----	27
3.1.7. EXPLOSIVO POR BARRENO, POR DETONACIÓN INSTANTÁNEA Y POR VOLADURA -----	27
3.1.8. CONSUMO ESPECÍFICO -----	28
3.1.9. CARACTERÍSTICAS DE LA VOLADURA TIPO -----	28
3.1.10. TRABAJOS A REALIZAR -----	29
3.2. CÁLCULO DE LA VOLADURA TIPO -----	30
3.2.1. SÍMBOLOS EMPLEADOS-----	30

3.2.2. FÓRMULAS EMPLEADAS -----	31
3.2.3. CALCULOS DE VOLÚMENES -----	32
3.3. CONTROL DE VIBRACIONES -----	35
3.3.1. CLASIFICACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS A PROTEGER-----	35
3.3.2. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO -----	36
3.3.3. CARGA MÁXIMA INSTANTÁNEA CORREGIDA -----	36
3.3.4. TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO -----	39
3.4. CONTROL DE ONDA AÉREA-----	41
3.5. CONTROL DE PROYECCIONES -----	42

DOCUMENTO N^o4: ESTUDIO ECONÓMICO

1. COMERCIALIZACIÓN Y VENTAS -----	2
2. ANÁLISIS ECONÓMICO-----	3
2.1. PREVISIÓN DE LAS INVERSIONES-----	3
2.1.1. COSTES DE CAPITAL FIJO -----	3
2.1.2. COSTES DE CAPITAL CIRCULANTE-----	4
2.1.3. RESUMEN DE INVERSIONES -----	5
2.2. INGRESOS ANUALES POR VENTAS-----	6
2.3. PREVISIÓN GASTOS ANUALES Y COSTES DE OPERACIÓN-----	7
2.3.1. COSTES DIRECTOS/VARIABLES-----	7
2.3.2. RESUMEN DE LOS COSTES DIRECTOS/VARIABLES-----	16
2.3.3. COSTES INDIRECTOS/ FIJOS -----	17
2.3.4. RESUMEN DE LOS COSTES INDIRECTOS/ FIJOS -----	21
2.3.5. RESUMEN DE COSTES DE OPERACIÓN-----	21
2.4. CUENTA DE RESULTADOS PROVISIONAL SIMPLIFICADA-----	22
3. PLAN DE FINANCIACIÓN -----	24
4. ANÁLISIS DE RENTABILIDAD-----	24
5. CONCLUSIONES DE VIABILIDAD -----	27
5.1. VIABILIDAD TÉCNICA -----	27
5.2. VIABILIDAD ECONÓMICA Y FINANCIERA -----	27
6. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD -----	29
7. PRESUPUESTO-----	31

DOCUMENTO N°5: ANEJOS

ANEJO N°1: ESTUDIO GEOLÓGICO

1. INTRODUCCIÓN	2
2. CONTEXTO GEOLÓGICO	2
3. MATERIALES AFLORANTES EN EL YACIMIENTO	3
4. CONCLUSIONES	11

ANEJO N°2: ESTUDIO HIDROGEOLÓGICO

1. INTRODUCCIÓN	16
2. CARACTERIZACIÓN DE LOS SISTEMAS DE ACUÍFERO DE LA CUENCA DEL SEGURA	16
3. UNIDAD HIDROGEOLÓGICA DEL CAMPO DE CARTAGENA	18
4. FUNCIONAMIENTO HIDROGEOLÓGICO DEL CABEZO GORDO	20
5. PIEZOMETRÍA	21
6. CONCLUSIONES	22

ANEJO N°3: ESTUDIO DE ESTABILIDAD GEOTÉCNICA

1. INTRODUCCIÓN	26
2. ESTUDIO DEL DIACLASADO	26
2.1. GEOMETRÍA DE LAS FRACTURAS. MAPAS DE DENSIDAD	26
2.2. ESTADO DE LAS JUNTAS	28
2.2.1. NIVEL DE ALTERACIÓN	28
2.2.2. COHESIÓN DE JUNTAS. JRC	28
2.2.3. CAPACIDAD MECÁNICA. JCS	28
3. ESTUDIO MECÁNICO DE LA ROCA INTACTA	29
3.1. ENSAYO VANE-TEST IN SITU	29
3.2. ENSAYOS DE LABORATORIO	29
3.2.1. COMPRESIÓN UNIAXIAL	30
3.2.2. ENSAYO TILT-TEST	32
3.3. ENVOLVENTE DE ROTURA DE LA ROCA	32
4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA	33
5. COMPORTAMIENTO MECÁNICO DEL MACIZO DE ROCA	36

5.1. COMPORTAMIENTO RESIDUAL DE JUNTAS. ECUACIÓN DE BARTON-----	36
5.2. COMPORTAMIENTO DEL MACIZO DE ROCA. ECUACIÓN DE HOEK Y BROWN -----	37
6. ANÁLISIS DE INESTABILIDADES -----	39
6.1. GEOMETRÍA DE LAS INESTABILIDADES -----	39
6.2. POSIBLES PROCESOS DE INESTABILIDAD-----	40
6.2.1. ROTURA DE CUÑAS-----	41
6.2.2. ROTURA DE BANCOS-----	43
6.2.3. ROTURA DE LA EXPLOTACIÓN -----	44
6.3. MEDIDAS PREVENTIVAS DE INESTABILIDADES-----	47
7. CONCLUSIONES-----	48

ANEJO N°4: ANTEPROYECTO DE ABANDONO

1. INTRODUCCIÓN -----	51
2. EFECTOS DE LA ACTIVIDAD MINERA-----	51
2.1. EFECTOS SOBRE EL USO DEL SUELO-----	51
2.2. EFECTOS SOBRE LA FLORA -----	51
2.3. EFECTOS SOBRE LA FAUNA-----	52
2.4. PAISAJE-----	52
2.5. CALIDAD DE LAS AGUAS-----	52
2.6. POLVO, CONTAMINACIÓN ATMOSFÉRICA Y RUIDOS-----	52
3. MEDIDAS PREVISTAS PARA LA RESTAURACIÓN DEL ESPACIO NATURAL -----	53
3.1. ACONDICIONAMIENTO DE LA SUPERFICIE DEL TERRENO -----	53
3.2. MEDIDAS PARA EVITAR LA EROSIÓN-----	53
3.3. MEDIDAS PARA EVITAR LA CONTAMINACIÓN PULVÍGENA -----	53
3.4. PROTECCIÓN DEL PAISAJE-----	53
3.5. SELECCIÓN DE LAS ESPECIES -----	54
4. RITMO DE RESTAURACIÓN -----	54
5. ABANDONO DE LA EXPLOTACIÓN-----	55

ANEJO N°5: RELACIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIA

1. RELACIÓN DE MAQUINARIA MÓVIL -----	58
---------------------------------------	----

1.1. EQUIPOS DE CARGA -----	58
1.2. EQUIPOS DE TRANSPORTE -----	59
2. INSTALACIÓN DE TRITURACIÓN, CLASIFICACIÓN Y MOLIENDA -----	60

ÍNDICE DE TABLAS

DOCUMENTO N°1: MEMORIA

Tabla 8-1: Coordenadas U.T.M. ETRS 89 donde se ubica la explotación -----	11
Tabla 8-2: Características climatológicas medias -----	19
Tabla 8-3: Datos climáticos medios mensuales de la estación meteorológica San Javier Aeropuerto para el periodo 1981-2010-----	20
Tabla 10-1: Coordenadas de los vértices de la superficie de arrendamiento -----	27
Tabla 10-2: Coordenadas de los vértices de la superficie de explotación -----	28
Tabla 11-1: Relación de personal contratado en la actualidad -----	34
Tabla 13-1: Volumen de venta y facturación de productos -----	36
Tabla 14-1: Evolución de las reservas explotables en los últimos años en función de la producción anual-----	37
Tabla 16-1: Parámetros de la voladura tipo -----	43
Tabla 17-1: Fases de la explotación -----	49

DOCUMENTO N°3: CÁLCULOS JUSTIFICATIVOS

Tabla 1-1: Dimensiones del volquete Caterpillar-----	2
Tabla 1-2: Dimensiones del volquete Komatsu-----	2
Tabla 2-1: Eficiencia operativa global -----	9
Tabla 2-2: Características retroexcavadora Liebherr -----	10
Tabla 2-3: Características de los equipos de transporte -----	15
Tabla 3-1: Características de la voladura tipo-----	28
Tabla 3-2: Símbolos empleados para el cálculo de la voladura tipo -----	30
Tabla 3-3: Resultado del cálculo de la voladura tipo -----	34
Tabla 3-4: Clasificación y distancia de las estructuras a proteger -----	35

Tabla 3-5: Carga-Distancia-----	40
---------------------------------	----

DOCUMENTO N°4: ESTUDIO ECONÓMICO

Tabla 2-1: Inversión en infraestructuras e instalaciones auxiliares-----	4
Tabla 2-2: Inversión en equipos y maquinaria minera-----	4
Tabla 2-3: Resumen de las inversiones-----	5
Tabla 2-4: Flujo previsto de ingresos anuales por ventas (IVA no incluido) -----	6
Tabla 2-5: Coste de perforación -----	8
Tabla 2-6: Coste de explosivos -----	8
Tabla 2-7: Coste de operación pala cargadora CAT 972 G-----	9
Tabla 2-8: Coste de operación pala cargadora CAT 962 G-----	10
Tabla 2-9: Coste de operación retroexcavadora LIEBHERR R974 B -----	11
Tabla 2-10: Resumen de los costes de operación de los equipos de carga -----	11
Tabla 2-11: Coste de operación volquete Caterpillar 773 B-----	12
Tabla 2-12: Coste de operación volquete Komatsu HD 605-5 -----	13
Tabla 2-13: Resumen de los costes de operación de los equipos de transporte -----	13
Tabla 2-14: Coste de transporte de personal -----	14
Tabla 2-15: Coste de operaciones auxiliares -----	14
Tabla 2-16: Coste de operación instalación de tratamiento -----	15
Tabla 2-17: Coste de personal de producción-----	16
Tabla 2-18: Resumen de los costes directos-----	16
Tabla 2-19: Coste de personal indirecto -----	17
Tabla 2-20: Coste de restauración-----	17
Tabla 2-21: Coste de suministros -----	18
Tabla 2-22: Coste de seguros -----	18
Tabla 2-23: Coste de arrendamiento de los terrenos -----	18

Tabla 2-24: Costes fijos varios -----	19
Tabla 2-25: Coste de intereses -----	20
Tabla 2-26: Coste de amortizaciones -----	20
Tabla 2-27: Resumen de costes indirectos -----	21
Tabla 2-28: Resumen de costes de operación -----	21
Tabla 2-29: Cuenta de resultados provisional simplificada -----	23
Tabla 4-1: Rentabilidad del proyecto -----	26
Tabla 5-1: Resumen del análisis de la rentabilidad del proyecto -----	28
Tabla 7-1: Presupuesto -----	31

DOCUMENTO N°5: ANEJOS

ANEJO N°3: ESTUDIO DE ESTABILIDAD GEOTÉCNICA

Tabla 2-1: Familias de diaclasas observadas -----	27
Tabla 3-1: Ensayos de compresión -----	30
Tabla 3-2: Ensayos brasileños y ensayos de juntas en testigo -----	31
Tabla 3-3: Valores de tensión -----	32
Tabla 6-1: Factores de seguridad obtenidos en cuñas -----	42
Tabla 6-2: Factores de seguridad obtenidos a escala de banco -----	44

ANEJO N°5: RELACIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIA

Tabla 1-1: Relación de equipos de carga -----	58
Tabla 1-2: Relación de equipos de transporte -----	59

ÍNDICE DE FIGURAS

DOCUMENTO N°1: MEMORIA

Figura 8-1: Plano topográfico donde se reflejan los accesos y comunicaciones de la explotación -----	12
Figura 8-2: LIC Cabezo Gordo y otras figuras medioambientales próximas (RED NATURA 2000) -----	14
Figura 8-3: Inventario de cauces y calados de los últimos 500 años -----	16
Figura 8-4: Mapa de usos del suelo. Corine Land Cover (CLC)-----	18
Figura 9-1: Mapa geológico del Cabezo Gordo -----	24
Figura 9-2: Corte hidrogeológico del Cabezo Gordo -----	25
Figura 10-1: Referencia catastral del inmueble -----	26
Figura 10-2: Superficie arrendada-----	27
Figura 11-1: Organigrama de la empresa -----	33
Figura 19-1: Parámetros geométricos de la explotación-----	55

DOCUMENTO N°3: CÁLCULOS JUSTIFICATIVOS

Figura 2-1: Reducción de la densidad de un bloque de roca como consecuencia del esponjamiento -----	8
Figura 2-2: Prestaciones desplazamiento volquete Caterpillar -----	19
Figura 2-3: Prestaciones retardador volquete Caterpillar -----	20
Figura 2-4: Prestaciones desplazamiento volquete Komatsu -----	22
Figura 2-5: Prestaciones retardador volquete Komatsu -----	22

DOCUMENTO N°4: ESTUDIO ECONÓMICO

Figura 6-1: Sensibilidad del VAN frente a la tasa de descuento -----	29
Figura 6-2: Evolución de los flujos de fondo -----	29

Figura 6-3: Sensibilidad del TIR frente al precio de venta-----	30
Figura 6-4: Evolución del TIR-----	30

DOCUMENTO N°5: ANEJOS

ANEJO N°1: ESTUDIO GEOLÓGICO

Figura 3-1: Mapa geológico donde puede observarse los materiales triásicos del Complejo Nevado-Filábride que constituyen el Cabezo Gordo, rodeados por materiales cuaternarios.-----	3
Figura 4-1: Plano geológico y situación de los sondeos y perfiles -----	12
Figura 4-2: Perfiles geológicos -----	13

ANEJO N°2: ESTUDIO HIDROGEOLÓGICO

Figura 2-1: Principales Sistemas de Acuífero de la cuenca-----	17
Figura 3-1: Mapa hidrogeológico con especificación de acuíferos de la masa Campo de Cartagena-----	19
Figura 4-1: Funcionamiento hidrogeológico de Cabezo Gordo-----	21

ANEJO N°3: ESTUDIO DE ESTABILIDAD GEOTÉCNICA

Figura: 2-1: Distribución del diaclasado general -----	27
Figura 3-1: Envolvente de rotura de la roca. Círculos de Mohr-----	33
Figura 5-1: Gráfica de la envolvente de rotura del macizo de roca-----	38
Figura 6-1: Inestabilidades geométricas -----	40
Figura 6-2: Esquema deslizamiento de un liso-----	41
Figura 6-3: Geometría de la rotura a nivel de explotación -----	44

DOCUMENTOS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MINERA,
GEOLÓGICA Y CARTOGRÁFICA

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE
CARTAGENA



PROYECTO FIN DE GRADO EN
INGENIERÍA DE RECURSOS
MINERALES Y ENERGÍA

Adaptación de Proyecto de Explotación de
una cantera a la nueva normativa minera y
ambiental

José Lorca Alfaro

DOCUMENTO Nº 1: MEMORIA

ÍNDICE

1. ANTECEDENTES -----	3
2. OBJETO DEL PROYECTO -----	4
3. TITULAR DE LA EXPLOTACIÓN -----	4
4. NORMATIVA APLICABLE -----	5
5. RECURSO A EXPLOTAR -----	8
6. CLASIFICACIÓN DE LA ACTIVIDAD -----	9
7. CLASIFICACIÓN DEL RECURSO -----	9
8. CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS DEL EMPLAZAMIENTO -----	11
8.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA -----	11
8.2. ACCESOS Y COMUNICACIONES -----	11
8.3. ESPACIOS NATURALES DE INTERÉS EN LA ZONA -----	13
8.4. CONTEXTO HIDROLÓGICO E INFRAESTRUCTURAS HIDRÁULICAS -----	15
8.5. VEGETACIÓN, FAUNA Y USOS DEL SUELO -----	17
8.6. CARACTERÍSTICAS CLIMATOLÓGICAS -----	19
8.7. DESCRIPCIÓN DEL MEDIO SOCIOECONÓMICO -----	22
9. CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS -----	23
9.1. GEOLOGÍA -----	23
9.2. HIDROGEOLOGÍA -----	25
10. TERRENOS -----	26
10.1. CATASTRO -----	26
10.2. SUPERFICIE -----	27
11. PERSONAL -----	31
11.1. DIRECCIÓN FACULTATIVA -----	32
11.2. ORGANIGRAMA -----	33
11.3. PERSONAL CONTRATADO EN LA ACTUALIDAD -----	34
12. JORNADA LABORAL -----	35
13. PRODUCTOS OBTENIDOS -----	35
14. RESERVAS EXPLOTABLES -----	36

15. SITUACIÓN ACTUAL	38
16. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	39
16.1. INTRODUCCIÓN	39
16.2. LABORES DE ARRANQUE	41
16.2.1. DESCRIPCIÓN DE LAS VOLADURAS	41
16.2.2. PARÁMETROS FUNDAMENTALES DE LA VOLADURA TIPO	42
16.2.3. ELEMENTOS ACCESORIOS DE LA VOLADURA TIPO	43
16.2.4. CONSUMO ESPECÍFICO	43
16.2.5. TRABAJOS A REALIZAR	44
16.3. LABORES DE CARGA Y TRANSPORTE	45
17. PLANIFICACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN	46
17.1. FASES DE LA OPERACIÓN	46
17.2. VIDA Y RITMO DE LA EXPLOTACIÓN	49
18. OPERACIONES DE DESMONTE	50
19. CARACTERÍSTICAS DEL HUECO DE EXPLOTACIÓN	51
19.1. TALUDES DEFINIDOS	51
19.2. BANCOS DEFINIDOS	53
19.3. PLATAFORMAS DE TRABAJO	53
19.4. BERMAS	54
19.5. PLAZA FINAL DE CANTERA	54
19.6. RESUMEN DE LOS PARÁMETROS GEOMÉTRICOS DE LA EXPLOTACIÓN	55
20. ESCOMBRERAS	56
21. PRESAS Y BALSAS	56
22. PISTAS Y ACCESOS	57
23. INSTALACIONES	59
23.1. INSTALACIÓN DE TRITURACIÓN, CLASIFICACIÓN Y MOLIENDA	59
23.1.1. DESCRIPCIÓN DE LA MAQUINARIA	59
23.1.2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO DE LA INSTALACIÓN	59
23.2. INSTALACIONES COMPLEMENTARIAS	61
24. MEDIDAS PARA LA ELIMINACIÓN DEL POLVO	62



1. ANTECEDENTES

La empresa ÁRIDOS CABEZOGORDO, S.L. con C.I.F nº B-86.472.781 y con domicilio a efectos de notificaciones en apartado de correos 235, de San Javier (Murcia), es explotadora de la cantera denominada “Cabezo Gordo Oeste”, situada en el paraje denominado “Cabezo Gordo” del Término Municipal de Torre-Pacheco (Murcia). La resolución de la Dirección General de Industria, Energía y Minas por la que se autoriza la transmisión a favor de ÁRIDOS CABEZOGORDO, S.L. de los derechos de la cantera denominada “Cabezo Gordo Oeste” para árido calizo, cuyo titular era HANSON HISPANIA, S.A., en Término Municipal de Torre Pacheco (Murcia), fue en marzo de 2016.

La cantera anteriormente fue explotada desde 1973 por la mercantil LOS CANTEROS S.A. que en fecha de septiembre de 2001 vendió todo el accionariado completo, así como todos los derechos y obligaciones de la cantera a la mercantil PIONEER CONCRETE HISPANIA, S.A., que a su vez hizo lo propio el 27 de mayo de 2003, otorgando la titularidad de la explotación a HANSON HISPANIA, S.A.

El desarrollo principal de la cantera Cabezo Gordo actualmente es la explotación y tratamiento del recurso geológico existente, siendo destinado el producto terminado principalmente para la fabricación de hormigones y morteros y para la ejecución de las obras públicas y civiles de la comarca.



2. OBJETO DEL PROYECTO

El presente proyecto cumple con cuatro objetivos fundamentales:

- Adaptación a la ITC 07.1.02 con los medios que dispone la cantera para su normal funcionamiento, y las medidas adoptadas de seguridad para las buenas prácticas en la explotación que garanticen el mejor rendimiento de medios humanos y equipos.
- Adaptación técnica del Proyecto de Explotación a la normativa minera, ambiental y de seguridad minera actualmente vigente.
- Describir de manera comprensiva, así como situar perfectamente los medios como: infraestructuras, recursos humanos, maquinaria, etc., los medios que están operativos en la cantera de referencia.
- Estudio de la viabilidad técnica y económico-financiera del proyecto minero.

3. TITULAR DE LA EXPLOTACIÓN

Actualmente la empresa titular de los derechos de explotación de la cantera *Cabezo Gordo Oeste* es ÁRIDOS CABEZO GORDO S.L., con C.I.F nº B-86.472.781 y con domicilio a efectos de notificaciones en Apartado de Correos 235, C.P. 30730 de San Javier (Murcia). La empresa está representada por D. Antonio García García, provisto de D.N.I. nº 35.348.216-L.



4. NORMATIVA APLICABLE

Para la redacción de este proyecto y el posterior desarrollo del mismo se ha contemplado la legislación siguiente en la forma y manera que le afecta:

- Ley 22/1973, de 21 de Julio, de minas (B.O.E. 176, de 24 de Julio de 1973).
- Ley 54/1980, de 5 de noviembre, de modificación de la Ley de Minas, con especial atención a los Recursos Minerales energéticos. (B.O.E. 280, de 21 de noviembre de 1980).
- R.D. 2857/1978, de 25 de agosto, por el que se aprueba el Reglamento General para el Régimen de la Minería.
- Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (R.D. 863/1985, de 2 de abril) e I.T.C. complementarias.
- R.D. 230/1998, de 16 de febrero, por el que se aprueba el Reglamento de explosivos (BOE 12/03/1998).
- R.D. 277/2005, de 11 de Marzo, por el que se modifica el Reglamento de Explosivos.
- Orden PRE/2476/2015, de 20 de noviembre, por la que se actualiza la Instrucción Técnica Complementaria número 10, «Prevención de accidentes graves», del Reglamento de explosivos, aprobado por Real Decreto 230/1998, de 16 de febrero.
- Resolución de 27 de octubre de 2015, conjunta de la Dirección General de la Guardia Civil y de la Dirección General de Política Energética y Minas, por la que se modifican los anexos I, II y III de la Orden PRE/2426/2004, de 21 de julio, por la que se determina el contenido, formato y llevanza de los Libros-registro de movimientos y consumo de explosivos.



- Real Decreto 2492/1983, de 29 de junio, por el que se regula la intervención administrativa del Estado sobre el "nitrato amónico de grado explosivo"
- Real Decreto 1427/2002, de 27 de diciembre, por el que se modifica el Real Decreto 2492/1983.
- Real Decreto 975/2009, de 12 de junio, sobre gestión de los residuos de las industrias extractivas y de protección y rehabilitación del espacio afectado por actividades mineras.
- R.D. 772/2012, de 4 de mayo, por el que se modifica el Real Decreto 975/2009, de 12 de junio, sobre gestión de los residuos de las industrias extractivas y de protección y rehabilitación del espacio afectado por actividades mineras.
- R.D. 286/2006, de 10 de marzo, sobre la protección de la salud y la seguridad de los trabajadores contra los riesgos relacionados con la exposición al ruido.
- R.D. 842/2002, de 2 de agosto, por el que se aprueba el Reglamento electrotécnico para baja tensión
- Ley 31/1995, de 8 de noviembre, de prevención de Riesgos Laborales (BOE 10/11/1995).
- Ley 54/2003, de 12 de diciembre, de reforma del marco normativo de la prevención de riesgos laborales (BOE 13/12/2003).
- R.D. 171/2004, de 30 de enero, por el que se desarrolla el artículo 24 de la Ley 31/1995, de 8 de noviembre, de Prevención de Riesgos Laborales, en materia de coordinación de actividades empresariales (BOE 31/01/2004).
- R.D. 39/1997, de 17 de enero, por el que se aprueba el Reglamento de los Servicios de Prevención (BOE 31/01/1997).



- R.D. 485/1997, de 14 de abril sobre disposiciones mínimas en materia de señalización de seguridad y salud en el trabajo.
- R.D. 486/1997, de 14 de abril, por el que se establecen las disposiciones mínimas de seguridad y salud en los lugares de trabajo.
- R.D. 773/1997, de 30 de mayo, sobre disposiciones mínimas de seguridad y salud relativas a la utilización por los trabajadores de los equipos de protección individual.
- R.D. 1215/1997, de 18 de julio, por el que se establecen las disposiciones mínimas de seguridad y salud para la utilización por los trabajadores de los equipos de trabajo (BOE 07/08/1997).
- R.D. 1389/1997, de 5 de septiembre, por el que se aprueban las disposiciones mínimas destinadas a proteger la seguridad y salud de los trabajadores en actividades mineras.
- R.D. 1311/2005, de 4 de noviembre, sobre la protección de la salud y la seguridad de los trabajadores frente a los riesgos derivados o que puedan derivarse de la exposición a vibraciones mecánicas (BOE 05/11/2005).
- Real Decreto Legislativo 1/2001, de 20 de julio por el que se aprueba el texto refundido de la Ley de Aguas.
- Real Decreto-Ley 4/2007, de 13 de abril, por el que se modifica el texto refundido de la Ley de Aguas, aprobado por el R.D.L. 1/2001, de 20 de julio.
- Ley 4/2009, de 14 de mayo, de Protección Ambiental Integrada.
- Ley 21/2013, de 9 de diciembre, de Evaluación Ambiental.
- Ley 26/2007, de 23 de octubre, de Responsabilidad Medioambiental.



- Ley 22/2011, de 28 de julio, de residuos y suelos contaminados (BOE nº 181 de 29-07-2011).
- Decreto 48/1998, de 30 de julio, de Protección del Medio Ambiente frente al Ruido.
- Ley 34/2007, de 15 de noviembre, de calidad del aire y protección de la atmósfera.
- R.D. 102/2011, de 28 de enero, relativo a la mejora de la calidad del aire.
- R.D. 678/2014, de 1 de agosto, por el que se modifica el Real Decreto 102/2011, de 28 de enero, relativo a la mejora de la calidad del aire.
- Orden de 9 de septiembre de 2002, de la Consejería de Ciencia, Tecnología, Industria y Comercio, por la que se adoptan medidas de normalización en la tramitación de expedientes en materia de Industria, Energía y Minas.

5. RECURSO A EXPLOTAR

El recurso geológico presente en la explotación será extraído para su aprovechamiento como árido natural, que tras ser sometido a procesos mecánicos, se utilizará como materia prima en la industria de la construcción y para la fabricación de toda clase de elementos de construcción. Esencialmente para la fabricación de hormigones y morteros y para la ejecución de las obras públicas y civiles de la comarca.

La producción bruta anual prevista de este recurso es de 350.000 toneladas de árido natural, lo que equivale aproximadamente a un volumen de 132.076 m³.



6. CLASIFICACIÓN DE LA ACTIVIDAD

La actividad desarrollada está catalogada como *Extracción de piedra ornamental y para la construcción, piedra caliza, yeso, creta y pizarra*, según de la *Nueva clasificación de la UE de actividades económicas*, con código CNAE-2009 con el número 0810. Ésta clasificación ha sido elaborada según las condiciones recogidas en el Reglamento de aprobación de la NACE Rev.2.

7. CLASIFICACIÓN DEL RECURSO

El artículo 3.1 de la Ley 22/1973, de 21 de Junio, de minas clasifica los yacimientos minerales y demás recursos geológicos en secciones, encontrándose el recurso explotado por la empresa ÁRIDOS CABEZOGORDO, S.L. en la cantera *Cabezo Gordo Oeste* en la sección:

A) Pertenecen a la misma los de escaso valor económico y comercialización geográficamente restringida, así como aquellos cuyo aprovechamiento único sea el de obtener fragmentos de tamaño y forma apropiados para su utilización directa en obras de infraestructura, construcción y otros usos que no exigen más operaciones que las de arranque, quebrantado y calibrado.

Cabe señalar que el recurso explotado reúne todos los requisitos o condiciones necesarios para ser clasificado en la Sección C, a tenor de lo establecido en el R.D.107/1995 de 27 de Enero de 1995, sobre criterios de valoración para configurar la Sección A. Actualmente se encuentra solicitado.



Los criterios que permiten la reclasificación de la Sección A de la vigente Ley de Minas son los siguientes:

- Los yacimientos de recurso en explotación cuya producción se destinen a fabricación de hormigones, morteros y revoques, aglomerados asfálticos u otros productos análogos.
- Aquellos yacimientos en los que el valor anual de venta de sus productos supere los 601.012,10 Euros, el número de obreros empleados exceda de 10 y su comercialización directa suponga un desplazamiento superior a 60 kilómetros, a contar del límite del término municipal donde se sitúe la explotación.

Como consecuencia de la reclasificación de este yacimiento en la Sección C, de la Ley de Minas, procede el cambio de la autorización de aprovechamiento existente actualmente por una *Concesión Directa de Explotación*, de conformidad con lo dispuesto en el artículo 63 de la Ley de Minas, y 84 y siguientes del Reglamento General de la Minería, siempre que sea el terreno franco y registrable, donde el yacimiento está de manifiesto de forma suficientemente conocida y su aprovechamiento racional se estima económico e industrialmente viable, por lo que se redacta el presente Proyecto de Explotación.



8. CARACTERÍSTICAS GEOGRÁFICAS DEL EMPLAZAMIENTO

8.1. LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA

La cantera se localiza en el Término Municipal de Torre-Pacheco en la Provincia de Murcia, a unos 6,5 Km al oeste de la población de San Javier y a unos 37 Km al suroeste de la ciudad de Murcia. Ocupa la parte nororiental de la Hoja nº 955 de Fuente Álamo de Murcia del MTN a escala 1:50.000.

La cantera se encuentra localizada en las coordenadas de referencia U.T.M. ETRS 89 siguientes:

Tabla 8-1: Coordenadas U.T.M. ETRS 89 donde se ubica la explotación.

X	Y
683.400	4.186.125

8.2. ACCESOS Y COMUNICACIONES

Uno de los posibles accesos se realiza circulando por la carretera RM-19 (Autovía del Mar Menor), que une la población de San Javier con Murcia, circulando por la misma en dirección de San Javier hacia Murcia, aproximadamente a 5 kilómetros de San Javier, tomaremos a la derecha la salida hacia la población de San Cayetano, y cogeremos la carretera comarcal que une San Cayetano con Dolores de Pacheco, una vez se ha cruzado al otro lado de la autovía, cogeremos a la derecha un camino asfaltado, que se corresponde con la vía de servicio de la citada autovía, el cual nos conducirá una vez recorridos unos 3 km. Al acceso de la explotación a la izquierda.

Otro posible acceso puede realizarse circulando de Murcia hacia San Javier, por la citada autovía, una vez hemos sobrepasado la población de Balsicas, a unos 4 kilómetros de dicha población, pasamos el canal del trasvase Tajo-Segura a 400 mts. Encontraremos una salida a la derecha, indicada con un cartel de “cantera”, una vez tomemos esa salida



nos encontraremos en el camino asfaltado de acceso a la explotación, la cual se ubica a unos 800 metros de distancia (figura 8-1).

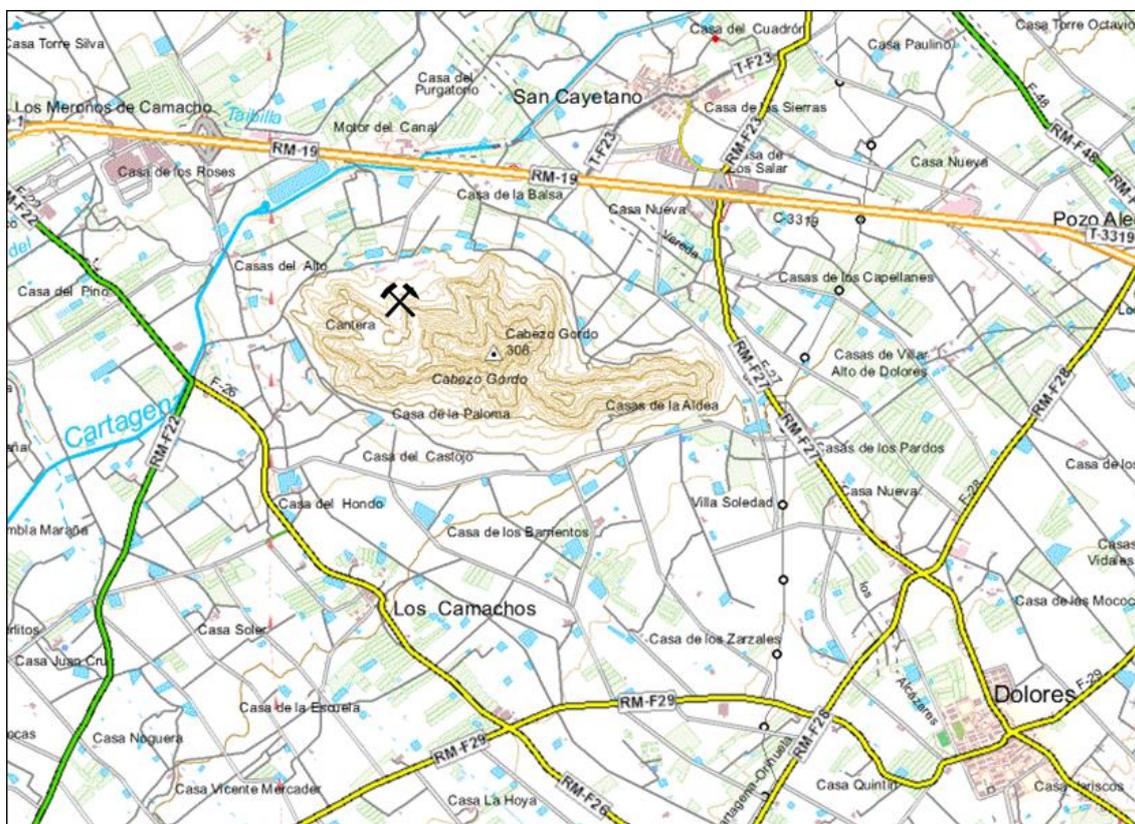


Figura 8-1: Plano topográfico donde se reflejan los accesos y comunicaciones de la explotación.

Fuente: Sistema de información territorial de la Región de Murcia (SITMurcia).

El municipio de Torre-Pacheco y de San Javier, siendo éstos los municipios más importantes y cercanos a la explotación, están muy bien comunicados con el resto de la provincia de Murcia, mediante la carreteras regionales de primer orden como la autovía de Murcia – San Javier, a escasos 800 metros de la explotación, y la Autopista que une Alicante con Cartagena, la cual se ubica a unos 5 km. de la explotación.



8.3. ESPACIOS NATURALES DE INTERÉS EN LA ZONA

La totalidad del Cabezo Gordo se considera Espacio Protegido. Además, constituye un Lugar de Importancia Comunitaria (LIC), basándonos en la Resolución de 28 de julio de 2000 por la que se dispone la publicación del acuerdo del Consejo de Gobierno sobre designación de los lugares de importancia comunitaria en la Región de Murcia.

Hay que destacar desde el punto de vista medioambiental, que el territorio donde se ubica la zona de actuación de la explotación queda excluido del LIC (figura 8-2).

El Espacio Natural denominado “Cabezo Gordo” aparece recogido en la Ley 4/1992 en su Disposición Adicional Tercera, Cuatro, sin categoría de protección específica ni delimitación geográfica, indicándose que se deben iniciar los trámites para la aprobación de su correspondiente PORN, que se encuentra actualmente aprobado, con título: “*PORN de los Espacios Abiertos e Islas de Mar Menor y Cabezo Gordo*”.

Por su parte, la Ley 7/1995, de 21 de abril, de la Fauna Silvestre de la Región de Murcia lo identifica como Área de Protección de la Fauna Silvestre (APFS).

Se trata de un punto de especial singularidad paisajística en el Campo de Cartagena, tanto por su particular ubicación, como por la topografía del entorno, que incide en una elevada accesibilidad visual desde muchos kilómetros de distancia.

El Cabezo Gordo está inventariado (Agencia Regional para el Medio Ambiente y la Naturaleza, 1992) como Lugar de Interés Geológico (LIG) por su contenido petrológico, con una categoría regional y uso actual predominantemente económico (explotación de canteras).

El paraje se encuentra bordeado por pistas con funciones de acceso a las explotaciones agrarias próximas y por un camino carretero abierto para la explotación minera objeto del presente proyecto. También existen diversas sendas, que proporcionan acceso a las cuevas existentes en su interior, donde se desarrollan actividades



espeleológicas y antropearqueológicas, así como para actividades tradicionales (romerías) o de excursionismo.

Distanciados varios kilómetros alrededor del Cabezo Gordo se encuentran los LIC de *Espacios Abiertos e Islas del Mar Menor y Salinas y Arenales de San Pedro del Pinatar*, así como las ZEPA *Mar Menor y Sierra Escalona y Dehesa de Campoamor* (figura 8-2).



Figura 8-2: LIC Cabezo Gordo y otras figuras medioambientales próximas (RED NATURA 2000).

Fuente: Instituto Geográfico Nacional (IGN).

En cuanto a los valores paleoantropológicos, la Sima de las Palomas posee restos neandertales bien determinados de 60.000 años de antigüedad, junto con otros restos humanos aún no identificados definitivamente a los que pudiera corresponder una



antigüedad de unos 110.000 años. Su importancia científica puede considerarse, sin duda alguna, como excepcional.

Respecto a la valoración paisajística del paraje de Cabezo Gordo, se considera que es un elemento estructural del paisaje del Campo de Cartagena con un interés muy relevante, destacando como enclave de gran calidad visual en la extensa llanura circundante.

8.4. CONTEXTO HIDROLÓGICO E INFRAESTRUCTURAS HIDRÁULICAS

La hidrología del Campo Cartagena se caracteriza principalmente por la presencia de ramblas y de la laguna costera del Mar Menor. El Mar Menor es una laguna hipersalina de 135 km² de superficie y 73 Km. de costa, lo que hace que, además de ser la única laguna costera de la Región de Murcia, sea el humedal de mayor extensión. Representa el 76% de toda la superficie de humedales, excluidos los embalses. Su profundidad media es de 3 a 4 m. Y su profundidad máxima alcanza los 6 m. Está separado del mar Mediterráneo por una banda arenosa de 22 Km. de longitud, La Manga, atravesada por cinco canales o golas más o menos funcionales que sirven de comunicación entre ambos mares.

El Campo de Cartagena no es una cuenca fluvial en sentido estricto o un territorio estructurado en torno a un curso principal, sino que está constituido por varias ramblas que desembocan directamente en el mar, sin conexión, y que carecen de curso regular y permanente. Se trata de un sistema de ramblas que funcionan por separado e integran unidades específicas de drenaje. Son consecuencia de la particular disposición del terreno y del régimen climático, típicamente mediterráneo. Afluyen a dos vertientes, al Mediterráneo por el Sur y al Mar Menor por el Noreste.

Algunas de estas ramblas se extinguen en la llanura debido a la escasez de pendiente y a la permeabilidad de los terrenos circundantes o se debilitan aún más a causa de que diversas parcelas recogen parte de su caudal.

A la pendiente del Mar Menor se dirigen, en primer lugar, el principal colector del Campo, que es la rambla de Fuente Álamo, que se origina en las proximidades de



este pueblo y sigue en dirección O-E para adoptar el nombre de rambla del Albuñón, a unos 5 Km. al sur de Los Alcázares, ya con su cauce prácticamente colmatado de sedimentos finos. En esta rambla afluyen las aguas de la mayor parte del Campo de Cartagena. Se engrosa con las aportaciones de la Sierra de Carrascoy, que recibe por la izquierda y las de la Azohía por la derecha. Las ramblas del Beal y El Llano se encaminan al Mar Menor. Ésta última desemboca en las salinas de Lo Poyo.

El área donde se encuentra ubicada la explotación no afecta a ninguna red hidrográfica superficial, puesto que no hay ningún curso de agua permanente en las cercanías de la zona de trabajo, tan sólo dispone de las limahoyas naturales de poca relevancia en los casos de que existan precipitaciones, puesto que una característica de la comarca es su aridez y, por tanto, sus escasas o nulas precipitaciones (figura 8-3).

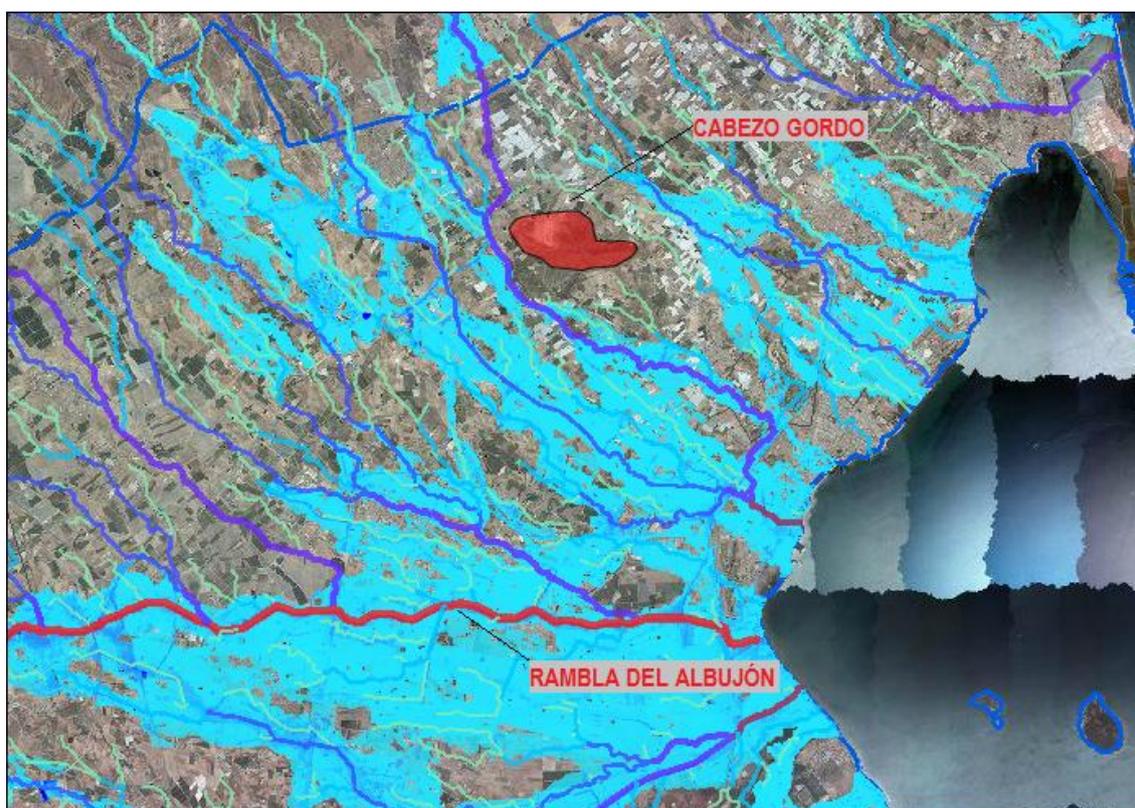


Figura 8-3: Inventario de cauces y calados de los últimos 500 años.

Fuente: Sistema de información territorial de la Región de Murcia (SITMurcia).



Las infraestructuras hidráulicas más importantes del Campo de Cartagena están formadas en torno a siete redes principales:

- La red de canales del postravase Tajo-Segura que inician el regadío el 29 de junio de 1979.
- La red de distribución de aguas para riego de la comunidad de regantes del Campo de Cartagena.
- La red de distribución de aguas subterráneas.
- La red de saneamiento y depuración.
- La red de distribución de aguas desaladas.
- La red de recogida y tratamientos de drenajes agrícolas.
- La red de distribución de aguas potables de los servicios municipales de la MCT que funciona desde 1945.

8.5. VEGETACIÓN, FAUNA Y USOS DEL SUELO

Las unidades de vegetación que caracterizan el Cabezo Gordo son el cornical, en su vertiente de exposición sur o solana, y las formaciones de matorral mixto en su vertiente norte.

En el Cabezo Gordo se presentan cuatro hábitats de interés comunitario (Directiva 92/43/CEE), a saber: matorrales representativos de la vegetación madura de las áreas cálidas peninsulares (Mayteno-Periplocetum angustifoliae), tomillar propio de la Sierra de Cartagena (Saturno canescentis-Thymetum hyemalis), Comunidades rupícolas infratermomediterráneas endémicas del sureste de España (Cosentinio bivalentis-Lafuenteion rotundifoliae), y pastizales termomediterráneos ricos en elementos propios de sitios poco continentales (Teucro pseudochamaeypytis-Brachypodietum retusi).

Entre los valores faunísticos que aparecen representados en la zona del Cabezo Gordo, destacan las comunidades de quirópteros que habitan en las distintas cuevas existentes en su interior, destacando el murciélago de cueva (*Miniopterus schreibersii*) incluido en el Catálogo Nacional como "de interés especial". En este sentido, Cabezo



Gordo constituye un enclave importante en la estrategia de dispersión geográfica de esta especie en el sureste de la Península Ibérica.

En cuanto al uso del suelo, el área de la explotación se encuentra clasificada como *zona de extracción minera*.

En la figura 8-4 se distinguen los distintos usos del suelo en la zona del Cabezo Gordo y sus alrededores.

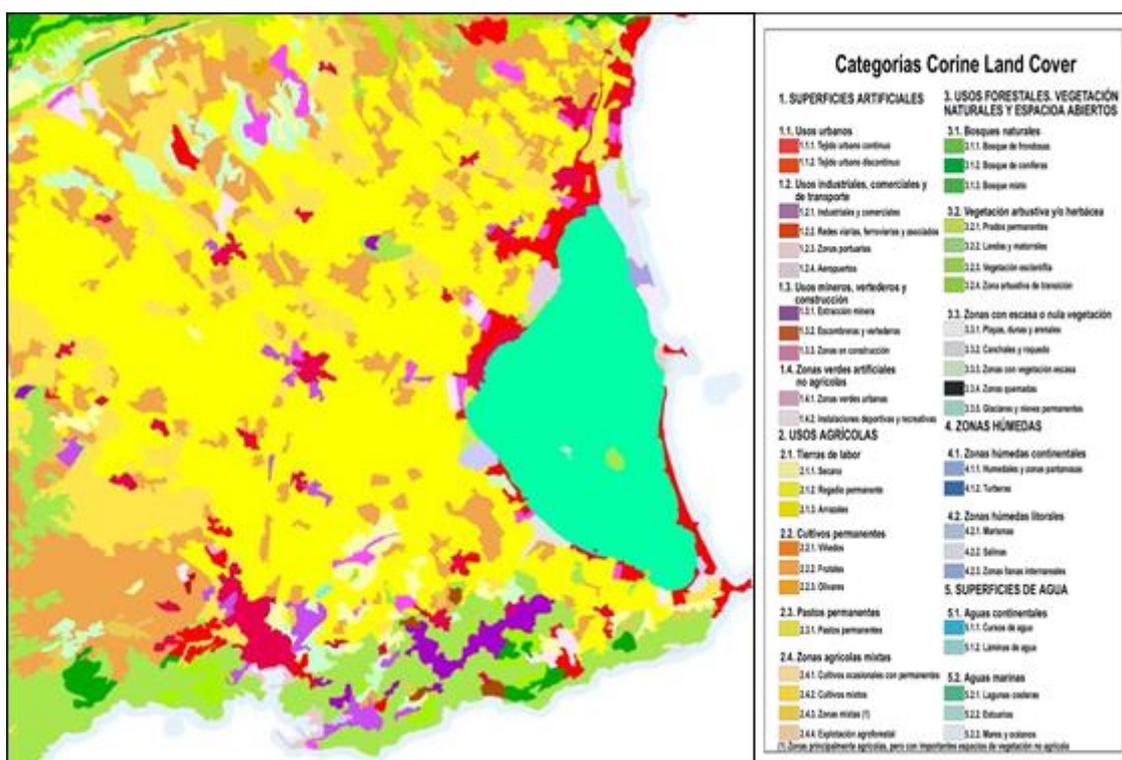


Figura 8-4: Mapa de usos del suelo. Corine Land Cover (CLC).

Fuente: Instituto Geográfico Nacional (IGN).



8.6. CARACTERÍSTICAS CLIMATOLÓGICAS

El clima del Campo de Cartagena está condicionado por su situación cerca del Mar Mediterráneo y al Sudeste de la península, estando además muy influenciado por su proximidad al norte de África. En la caracterización del clima de la comarca influyen principalmente tres factores: en primer lugar, la proximidad a la costa e influencia marítima; en segundo lugar, la orografía; y, por último, la exposición a la acción de los vientos dominantes; sobre la base del influjo de dichos factores. La comarca del Campo de Cartagena está clasificada como de tipo Mediterráneo. La temperatura atmosférica media anual está comprendida entre 17° y 19°C (tabla 8-2). El invierno es templado, con temperaturas entre 10°C y 13°C de media, que en verano llegan a superar los 25°C.

Tabla 8-2: Características climatológicas medias.

VARIABLES CLIMÁTICAS	VALORES MEDIOS
Temperatura media anual	17 - 19 °C
ETo media anual	1.100 – 1.400 mm
Precipitación media anual	280 – 320 mm

Fuente: Elaboración propia.

Las precipitaciones son escasas y se presentan fundamentalmente en los meses de septiembre y octubre, en la mayor parte de las ocasiones con carácter torrencial. Las lluvias son prácticamente inexistentes durante los meses de julio y agosto, coincidiendo con la época de máxima evaporación. La zona supera las 3.000 h de sol anuales por término medio.

En cuanto a los datos medios mensuales, se exponen en la tabla 8-3 los obtenidos en la estación meteorológica San Javier Aeropuerto (*Latitud: 37° 46' 42"*, *Longitud: 0° 48' 21"*, *Altitud: 4 m.*) durante el periodo 1981-2010.



Tabla 8-3: Datos climáticos medios mensuales de la estación meteorológica *San Javier Aeropuerto* para el periodo 1981-2010.

Mes	T	TM	Tm	R	H	DR	DN	DT	DF	DH	DD	I
Enero	10.8	16.0	5.5	42	72	3.7	0.0	0.7	0.6	1.6	8.1	173
Febrero	11.6	16.7	6.5	27	71	3.2	0.0	0.7	1.3	0.7	6.5	171
Marzo	13.4	18.5	8.4	24	70	3.2	0.0	0.3	0.8	0.2	7.3	206
Abril	15.3	20.4	10.2	23	68	2.9	0.0	0.7	0.6	0.0	6.3	224
Mayo	18.4	22.9	13.8	25	69	3.0	0.0	1.4	0.3	0.0	6.8	266
Junio	22.2	26.4	17.9	7	69	1.1	0.0	0.9	0.2	0.0	11.0	288
Julio	24.8	28.9	20.7	2	70	0.4	0.0	0.7	0.1	0.0	15.0	307
Agosto	25.5	29.5	21.5	7	72	0.8	0.0	1.0	0.1	0.0	12.5	283
Septiembre	23.2	27.5	18.9	39	71	2.6	0.0	2.2	0.2	0.0	7.6	224
Octubre	19.4	24.0	14.7	39	73	3.6	0.0	1.7	0.5	0.0	5.9	200
Noviembre	14.9	19.8	10.0	47	72	4.4	0.0	0.9	0.5	0.1	6.4	162
Diciembre	11.9	16.9	6.8	30	73	4.1	0.0	0.6	0.6	0.7	7.2	156
Año	17.6	22.3	12.9	313	71	32.9	0.0	11.7	5.8	3.1	99.8	2621

Fuente: Agencia Estatal de Meteorología (AEMet).



Leyenda

- T Temperatura media mensual/anual ($^{\circ}\text{C}$)
- TM Media mensual/anual de las temperaturas máximas diarias ($^{\circ}\text{C}$)
- Tm Media mensual/anual de las temperaturas mínimas diarias ($^{\circ}\text{C}$)
- R Precipitación mensual/anual media (mm)
- H Humedad relativa media (%)
- DR Número medio mensual/anual de días de precipitación superior o igual a 1 mm
- DN Número medio mensual/anual de días de nieve
- DT Número medio mensual/anual de días de tormenta
- DF Número medio mensual/anual de días de niebla
- DH Número medio mensual/anual de días de helada
- DD Número medio mensual/anual de días despejados
- I Número medio mensual/anual de horas de sol

Como se puede observar, la estación lluviosa comienza en septiembre, alcanzando un máximo en noviembre, dándose un estiaje acusado en verano con un mínimo absoluto en Julio.

En lo referente al régimen medio de vientos, los datos reunidos muestran un predominio de vientos con dirección Este y Sureste, con velocidades comprendidas entre 7 y 28 Km/h., siendo la velocidad media anual de 14 Km/h. Velocidades superiores a los 30 Km/h son poco frecuentes.



8.7. DESCRIPCIÓN DEL MEDIO SOCIOECONÓMICO

La economía del término municipal de Torre-Pacheco depende en primer lugar de la agricultura intensiva. En los últimos años las técnicas de riego por goteo se han desarrollado mucho para rentabilizar el agua procedente del trasvase Tajo-Segura, así como la explotación de pozos y aguas subterráneas que han posibilitado la extensión de los cultivos.

En segundo lugar la ganadería y la industria, son explotadas con fines alimenticios, concentrando sus actividades en industrias cárnicas y lácteas. Existen en la zona granjas avícolas, porcinas y bovinas, así como pequeños rebaños de ovejas y cabras.

La actividad comercial que se deriva es muy importante, ya que genera los principales ingresos de la zona. Además, existe un Recinto Ferial, que contribuye al desarrollo empresarial y comercial del municipio con otras empresas nacionales e internacionales.

En cuanto a los aprovechamientos en el Cabezo Gordo, tan sólo existe el del sector primario relacionado con la actividad minera extractiva, es decir, no existen aprovechamientos agrícolas, ni forestales, ni ganaderos. Del sector secundario destaca la actividad de transformación (taller de mármol, etc.). Finalmente, es inexistente en la zona el sector servicios.

El Cabezo Gordo no tiene ningún tipo de población y/o asentamiento antrópico por encima de la cota 100 m.s.n.m., ni hay ningún monumento ni lugar histórico-artístico situado en el área de influencia de la cantera.

Cabe señalar que en el área estudiada no existen asentamientos urbanos, núcleos de población, ni infraestructura urbana soportando la actividad relacionada con el aprovechamiento minero.



9. CARACTERÍSTICAS GEOLÓGICAS

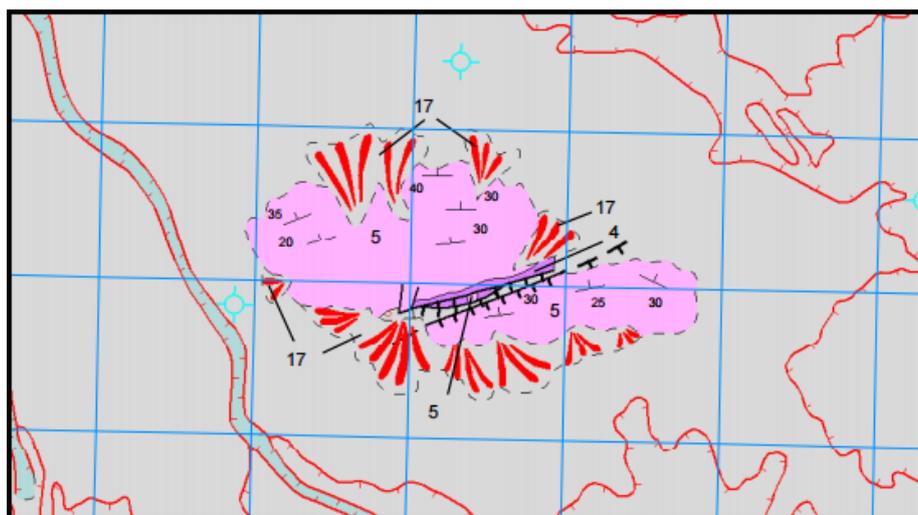
9.1. GEOLOGÍA

El Cabezo Gordo se encuentra integrado dentro del complejo Nevado-Filábride que, para la mayoría de los autores, pertenece a la denominada zona Bética. Ésta zona constituye a su vez una de las unidades del basamento o núcleo más antiguo, con materiales del Paleozoico y del Triásico, que se integran en una unidad geológica de primera importancia denominada Cordillera Bética.

El Cabezo Gordo constituye un cerro testigo, ya que es un resto de la erosión reciente de la cadena montañosa que se encuentra tanto al norte como al oeste y al sur. Este cerro emerge en la amplia llanura del Campo de Cartagena, la cual está ocupada fundamentalmente por materiales terciarios y cuaternarios que se disponen discordantes sobre los restos, hoy arrasados, de la Cordillera Bética.

Los materiales que afloran en el área estudiada corresponden a materiales metamórficos del Triásico pertenecientes al Complejo Nevado-Filábride, constituidos por mármoles calizos y en menor proporción dolomíticos, y esquistos micáceos o filitas.

Estos materiales del Triásico se encuentran cubiertos en los alrededores del Cabezo Gordo por materiales cuaternarios (figura 9-1), que comprenden conglomerados encalichados en las proximidades a las elevaciones montañosas y lutitas en las partes más distales. A partir de datos de sondeos y de datos geofísicos, se sabe que en las zonas llanas se encuentran materiales terciarios en facies marinas, que fosilizan un fuerte relieve terciario.



LEYENDA

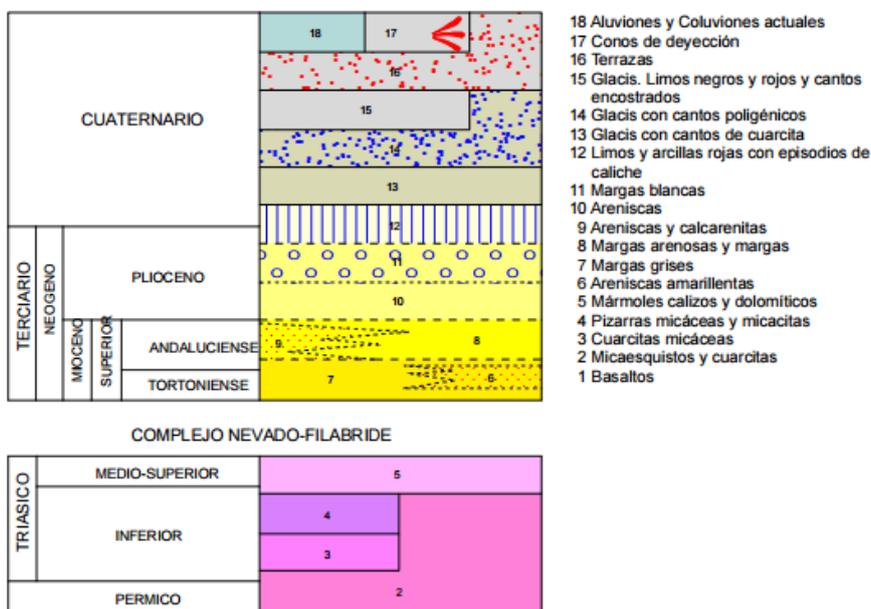


Figura 9-1: Mapa geológico del Cabezo Gordo.

Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (IGME).

La estructura geológica del Cabezo Gordo Oeste es, en conjunto, relativamente sencilla. Se trata de una serie homoclinal con dirección de la estratificación este-noreste y buzamiento hacia el norte-noroeste.

En el Anejo nº1, *Estudio geológico*, adjunto al presente documento, se detallan los materiales que constituyen el yacimiento y que son extraídos en la actualidad para su aprovechamiento como áridos.



9.2. HIDROGEOLOGÍA

El Cabezo Gordo se encuentra en el Campo de Cartagena. La masa de agua actualmente se denomina 070.052 (Campo de Cartagena) y se ubica en una de las grandes depresiones interiores postmanto de las Cordilleras Béticas ocupada por un potente relleno neógeno, predominantemente margoso de más de 1000 metros de espesor, en el que se existen intercalaciones detríticas y calcáreas del Mioceno al Cuaternario que constituyen diferentes niveles acuíferos.

En el cerro afloran mármoles triásicos del Nevado-Filábride mediante la acción de fallas, adoptando una estructura de horst. Presentan una permeabilidad por fisuración muy notable y un alto grado de karstificación, lo prueba la existencia de simas, por lo que el grado de absorción de este pequeño afloramiento bético es elevado. En profundidad, bajo estos mármoles, existen unas cuarcitas muy fracturadas que poseen, asimismo, una importante permeabilidad, como se ha podido constatar por sondeos (figura 9-2).

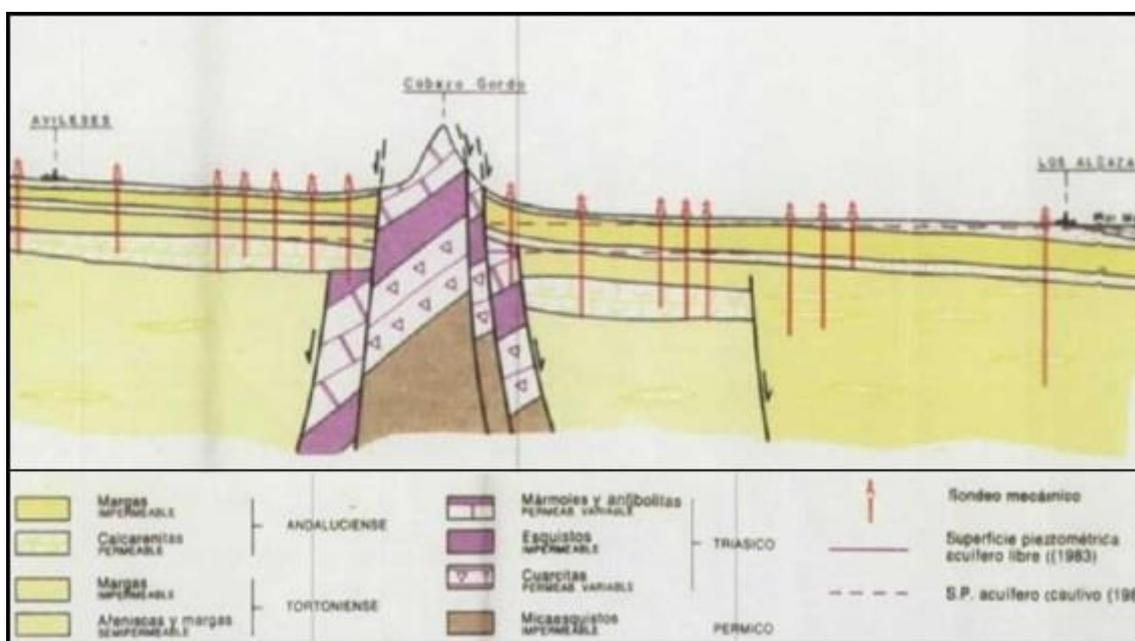


Figura 9-2: Corte hidrogeológico del Cabezo Gordo.

Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (IGME).



En el Anejo nº2, *Estudio hidrogeológico*, se ha caracterizado hidrogeológicamente la zona y se ha estudiado la posible presencia de agua en el macizo a excavar.

10. TERRENOS

La totalidad de los terrenos de la explotación se encuentran arrendados a una sociedad denominada “La Cantera del Cabezo C.B.”.

10.1. CATASTRO

Los terrenos de la cantera y su entorno se corresponden a rústicos, identificados en el Catastro como parte de la parcela nº 1043 del polígono nº 27 (figura 10-1).

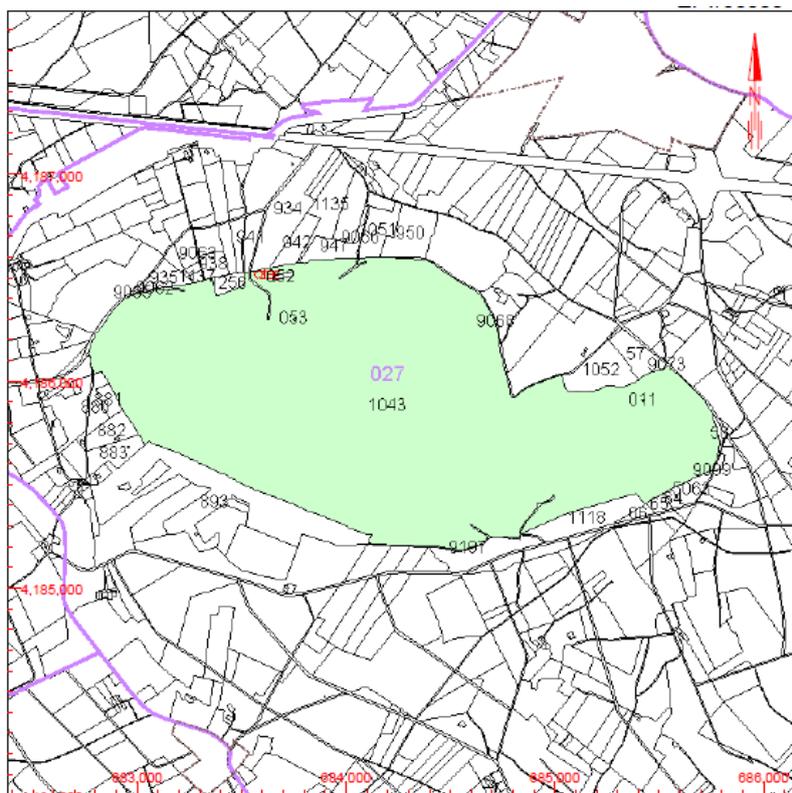


Figura 10-1: Referencia catastral del inmueble.

Fuente: Dirección general del catastro. Ministerio de Hacienda y Administraciones Públicas.



10.2. SUPERFICIE

El área total arrendada es de 62,88 Has, como figura en el Catastro Minero (figura 10-2).

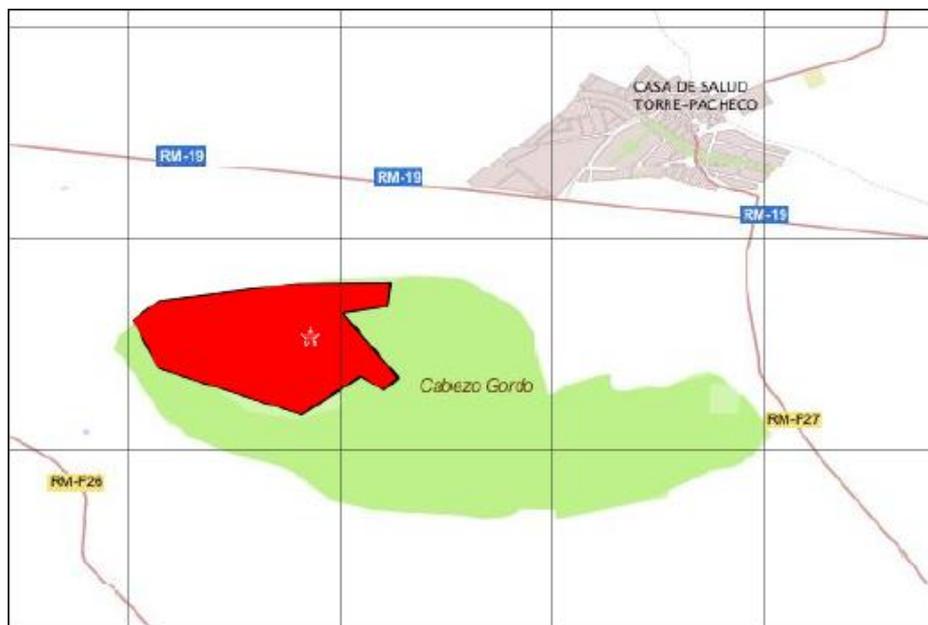


Figura 10-2: Superficie arrendada.

Fuente: Catastro minero. Ministerio de Industria, Energía y Turismo.

Las coordenadas de los vértices de dicha superficie aparecen reflejadas en la siguiente tabla:

Tabla 10-1: Coordenadas de los vértices de la superficie de arrendamiento.

VÉRTICES	COORDENADAS
V - 1	(0.0° 54.0' 30.06" W , 37.0° 48.0' 31.6")
V - 2	(0.0° 54.0' 30.7" W , 37.0° 48.0' 27.08")
V - 3	(0.0° 54.0' 39.12" W , 37.0° 48.0' 25.75")
V - 4	(0.0° 54.0' 28.6" W , 37.0° 48.0' 13.48")
V - 5	(0.0° 54.0' 31.37" W , 37.0° 48.0' 11.19")
V - 6	(0.0° 54.0' 35.72" W , 37.0° 48.0' 13.8")
V - 7	(0.0° 54.0' 46.8" W , 37.0° 48.0' 6.49")



VÉRTICES	COORDENADAS
V - 8	(0.0° 55.0' 13.9" W , 37.0° 48.0' 15.31")
V - 9	(0.0° 55.0' 18.63" W , 37.0° 48.0' 24.45")
V - 10	(0.0° 55.0' 13.92" W , 37.0° 48.0' 28.06")
V - 11	(0.0° 54.0' 47.83" W , 37.0° 48.0' 31.39")

Fuente: *Elaboración propia.*

El área total prevista al finalizar la explotación ocupa una extensión de 173.920 m², lo que equivale a 17,39 Has. Con un perímetro total calculado de 1.737,43 metros lineales.

El perímetro solicitado se ha cartografiado en el Plano nº 2, *Topográfico Estado Actual.*

Los frentes de explotación se sitúan dentro del perímetro de las coordenadas U.T.M. siguientes:

Tabla 10-2: Coordenadas de los vértices de la superficie de explotación.

VÉRTICE	X	Y
V - 1	683.702	4.186.289
V - 2	683.681	4.186.332
V - 3	683.673	4.186.368
V - 4	683.657	4.186.402
V - 5	683.648	4.186.420
V - 6	683.632	4.186.438
V - 7	683.615	4.186.446
V - 8	683.543	4.186.481
V - 9	683.524	4.186.493
V - 10	683.501	4.186.514
V - 11	683.483	4.186.526
V - 12	683.480	4.186.527
V - 13	683.438	4.186.546
V - 14	683.411	4.186.551
V - 15	683.391	4.186.549
V - 16	683.381	4.186.538



VÉRTICE	X	Y
V - 17	683.382	4.186.517
V - 18	683.379	4.186.495
V - 19	683.387	4.186.446
V - 20	683.378	4.186.431
V - 21	683.371	4.186.418
V - 22	683.362	4.186.401
V - 23	683.347	4.186.380
V - 24	683.337	4.186.365
V - 25	683.334	4.186.362
V - 26	683.328	4.186.353
V - 27	683.323	4.186.347
V - 28	683.308	4.186.336
V - 29	683.301	4.186.331
V - 30	683.295	4.186.325
V - 31	683.282	4.186.308
V - 32	683.274	4.186.292
V - 33	683.270	4.186.273
V - 34	683.272	4.186.269
V - 35	683.272	4.186.247
V - 36	683.305	4.186.201
V - 37	683.319	4.186.185
V - 38	683.342	4.186.154
V - 39	683.370	4.186.123
V - 40	683.378	4.186.116
V - 41	683.403	4.186.095
V - 42	683.429	4.186.082
V - 43	683.449	4.186.065
V - 44	683.461	4.186.057
V - 45	683.474	4.186.054
V - 46	683.502	4.186.051
V - 47	683.513	4.186.052
V - 48	683.533	4.186.056
V - 49	683.551	4.186.055
V - 50	683.568	4.186.043
V - 51	683.580	4.186.042
V - 52	683.600	4.186.031
V - 53	683.606	4.186.029



VÉRTICE	X	Y
V - 54	683.639	4.186.028
V - 55	683.655	4.186.024
V - 56	683.673	4.186.011
V - 57	683.686	4.186.004
V - 58	683.702	4.185.996
V - 59	683.722	4.185.989
V - 60	683.750	4.185.982
V - 61	683.776	4.185.982
V - 62	683.789	4.185.989
V - 63	683.799	4.185.998
V - 64	683.800	4.186.011
V - 65	683.802	4.186.032
V - 66	683.796	4.186.045
V - 67	683.790	4.186.056
V - 68	683.786	4.186.074
V - 69	683.779	4.186.090
V - 70	683.773	4.186.100
V - 71	683.769	4.186.121
V - 72	683.764	4.186.140
V - 73	683.738	4.186.159
V - 74	683.737	4.186.171
V - 75	683.738	4.186.190
V - 76	683.737	4.186.210
V - 77	683.731	4.186.233
V - 78	683.723	4.186.254
V - 79	683.715	4.186.271

Fuente: Elaboración propia.



11. PERSONAL

- Director Facultativo
- Encargado
- Basculista
- 1 Laborante
- 1 Palista
- 1 Conductor de retroexcavadora
- 1 Perforista
- 2 Conductores de volquetes
- 1 Operador de planta

Se tiene previsto que el personal que desarrollará las labores de producción se corresponde con el que actualmente las lleva a cabo.

El personal de cantera es versátil en sus distintas funciones y pueden desempeñar, según se necesite, distintas actividades.

Todo el personal que trabaje en la explotación estará debidamente capacitado y contará con el oportuno carnet de maquinista y palista minero en la especialidad de la máquina que utilizan habitualmente como mínimo.

Del mismo modo, la maquinaria empleada estará homologada y cumplirá las exigencias establecidas respecto a las características técnicas y revisiones periódicas.

Actualmente las labores de perforación están subcontratadas a la empresa PERFORACIONES LÓPEZ, S.L.L., con CIF B-14313485 y domicilio social en Macael (ALMERÍA), calle Dalí, 16. Se tiene previsto continuar subcontratando las labores de perforación en las voladuras.



11.1. DIRECCIÓN FACULTATIVA

Nombre: ANTONIO GARCÍA GARCÍA
Empresa: ÁRIDOS CABEZOGORDO S.L.
Titulación: INGENIERO DE MINAS
D.N.I.: 35.348.216-L
Teléfono / Fax: 968 437579 / 968 248365
Colegio profesional: C.O.I. DE MINAS DEL LEVANTE
Nº de Colegiado: 469



11.2. ORGANIGRAMA

En la siguiente figura se muestra la estructura de la empresa.

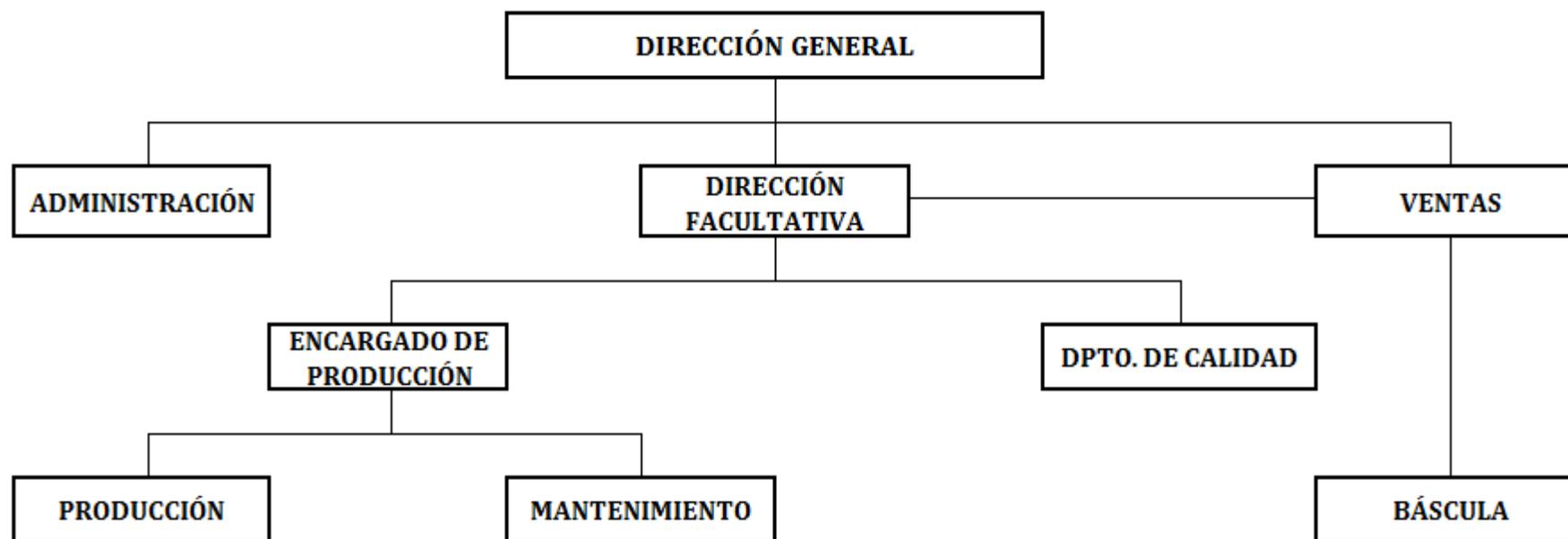


Figura 11-1: Organigrama de la empresa.

Fuente: Elaboración propia.



11.3. PERSONAL CONTRATADO EN LA ACTUALIDAD

Tabla 11-1: Relación de personal contratado en la actualidad.

Nº Empleado	Apellidos y Nombre	DNI	Fecha de Nacimiento	Puesto de Trabajo desempeñado	Fecha de Alta	Tipo de contrato	Ubicación del puesto
11326	GARCÍA GARCÍA, ANTONIO	05368276-E	17/06/1967	JEFE CANTERA	18/5/2010	FIJO	EN INSTALACIÓN (OFICINAS)
10636	FERNÁNDEZ GONZÁLEZ, JUAN	23345556-T	28/04/1978	ENCARGADO/ MECÁNICO/ ARTILLERO	17/06/2004	FIJO	EN INSTALACIÓN (PLANTA-TALLER)
10901	LÓPEZ CAMPILLO, MIGUEL	22984433-W	13/01/1976	OPERADOR PLANTA	01/02/2005	FIJO	EN INSTALACIÓN (PLANTA)
10637	VICTORIA MARTÍNEZ, JOSÉ CARLOS	22973535-T	12/04/1964	CONDUCTOR DUMPER	02/03/1996	FIJO	EN EL EXTERIOR (CANTERA)
10660	HERNÁNDEZ JESÚS, FRANCISCO	22999408-R	19/01/1978	CONDUCTOR DUMPER	01/02/2015	FIJO	EN EL EXTERIOR (CANTERA)
11252	MUÑOZ TÉBAR, SUSANA	52512737-E	15/03/1975	OPERARIA DE LABORATORIO	03/03/2006	FIJO A T. PARCIAL	EN INSTALACIÓN (LABORATORIO)
10648	SÁNCHEZ MARTÍNEZ, JOSÉ	72574258-T	11/10/1974	PALISTA VENTAS	12/03/2000	FIJO	EN EL EXTERIOR (ACOPIOS)
10649	SILVENTE GALIÁN, MARCOS	77506454-G	30/09/1967	RETRISTA FRENTE CANTERA	12/08/1999	FIJO	EN EL EXTERIOR (CANTERA)
10390	AZNAR RODRÍGUEZ, ANTONIO VICENTE	22688053-S	12/07/1968	COMERCIAL	14/01/1994	FIJO	EN INSTALACIÓN (OFICINAS)
10399	MARTORELL ABAD, INMACULADA	53640091-F	23/04/1976	BASCULISTA Y ADMINISTRATIVA	01/04/1996	FIJO	EN INSTALACIÓN (BÁSCULA)

Fuente: Elaboración propia.



12. JORNADA LABORAL

En la explotación se suele trabajar con un solo relevo de 8 horas diarias, de lunes a viernes, con un mes de vacaciones en verano para todo el personal y con un total de 1.738 horas trabajadas al año, lo que suponen 218 días al año.

El horario laboral será de un solo turno y diurno para el personal de producción, y estará comprendido entre las 7 y las 15 h., con media hora de descanso en cada turno.

El personal de báscula y palista de acopios trabajará a dos turnos, el primero con horario comprendido entre las 9.30 y las 13.30 h. y el segundo, entre las 15 y las 19 h.

Todo el personal podrá realizar horas extra hasta un máximo que permita la ley cuando surjan picos en la demanda.

13. PRODUCTOS OBTENIDOS

Los productos obtenidos serán los siguientes: Arena fina 0/2 mm. de Ø, Arena 0/4 mm. de Ø, Gravilla 4/8 mm. de Ø, Gravilla 8/12 mm. de Ø, Grava 12/22 mm. de Ø, Grava 22/40 mm. de Ø, Grava 40/70 mm. de Ø y Piedra de Mampostería.

Los subproductos obtenidos serán los siguientes: Zahorra de Cantera, Escolleras y Frente de Cantera.

Los áridos clasificados serán consumidos y suministrados en su totalidad para la fabricación de hormigones y morteros. Así como para las obras públicas y civiles de la comarca.

La producción anual vendible, así como su valor de venta anual se corresponderá con la siguiente tabla, en base a las producciones obtenidas en anteriores ejercicios:



Tabla 13-1: Volumen de venta y facturación de productos.

PRODUCTO	VOLUMEN VENTA	%	PRECIO MEDIO	FACTURACIÓN ¹
ARENA 0/2 mm	2.500	0,71	4,20	10.500,00
ARENA 0/4 mm	76.000	21,71	3,75	285.000,00
GRAVILLA 4/8 mm	25.000	7,14	4,35	108.750,00
GRAVILLA 8/12 mm	38.000	10,86	4,10	155.800,00
GRAVA 12/22 mm	82.000	23,43	4,10	336.200,00
GRAVA 22/40 mm	14.000	4,00	4,40	61.600,00
GRAVA 40/70 mm	17.000	4,86	4,85	82.450,00
ZAHORRAS (<40 mm)	88.000	25,14	3,30	290.400,00
P. MAMPOSTERÍA	2.000	0,57	4,55	9.100,00
FRENTE DE CANTERA	1.500	0,43	3,00	4.500,00
ESCOLLERAS	4.000	1,14	5,40	21.600,00
TOTAL:	350.000	100,00	3,90	1.365.900,00

¹Según precios de venta del producto terminado actuales y esperados, susceptible de sufrir variaciones acordes a los movimientos del mercado.

Fuente: Elaboración propia.

14. RESERVAS EXPLOTABLES

Para el conocimiento de las reservas explotables de la cantera *Cabezo Gordo Oeste*, se hace referencia al cálculo de reservas realizado por *Aplicaciones Topográficas c.b.* en marzo del año 2006, sobre la base del diseño de explotación final recogido en el presente proyecto.

Se ha estimado una altura de banco de 15 metros y se ha diseñado la plaza de cantera a cota 10 m.s.n.m., nivel en el que se ubica el muro del yacimiento.

En el diseño de la explotación final se han estimado unas bermas de 7 metros y unos taludes con una inclinación de aproximadamente 75° respecto de la vertical.



Para el cálculo de las reservas actuales, se han descontado a las reservas calculadas en el año 2006 las producciones anuales de los años posteriores. Se calcularon 10.394.523 m³ de volumen de reservas, lo que equivale a 28.065.212 Ton., por lo que las reservas calculadas al comenzar el presente año 2016 son 21.930.232 toneladas.

A continuación se muestra una tabla con la evolución de las reservas en los últimos años:

Tabla 14-1: Evolución de las reservas explotables en los últimos años en función de la producción anual.

AÑOS	RESERVAS INICIALES	NUEVAS RESERVAS	PRODUCCIÓN ANUAL	RESERVAS FIN DE AÑO
2005	29.835.340,00	0,00	1.540.000,00	28.295.340,00
2006	28.295.340,00	0,00	1.678.352,00	26.616.988,00
2007	26.616.988,00	0,00	1.651.104,00	24.965.884,00
2008	24.965.884,00	0,00	865.150,00	24.100.734,00
2009	24.100.734,00	0,00	458.640,00	23.642.094,00
2010	23.642.094,00	0,00	269.110,00	23.372.984,00
2011	23.372.984,00	0,00	273.312,00	23.099.672,00
2012	23.099.672,00	0,00	227.916,00	22.871.756,00
2013	22.871.756,00	0,00	240.600,00	22.631.156,00
2014	22.631.156,00	0,00	343.500,00	22.287.656,00
2015	22.287.656,00	0,00	357.424,00	21.930.232,00

Fuente: Elaboración propia.



15. SITUACIÓN ACTUAL

En la actualidad se están desarrollando las labores por el método de banqueo descendente. La extracción del material se está realizando alternándose en tres bancos de 15 metros en dirección S-E y con ángulo de talud de banco de trabajo de aproximadamente 80°. La anchura media de la plataforma de trabajo está entre 45 y 75 m.

La plaza de cantera se encuentra actualmente en cota 90 m.s.n.m.

La explotación de la cantera se realiza a cielo abierto, con arranque del recurso por medio de perforación y voladura en bancos.

Mediante perforación y voladura las labores se inician en trinchera, hasta alcanzar la profundidad de banco, ensanchándose el hueco creado y compaginando este avance con la profundización.

Las labores de restauración se realizan simultáneamente con el avance de la explotación, habiéndose restaurado en la actualidad los cuatro bancos superiores la zona sur, desde la cota 201 a la cota 156, y los cuatro bancos superiores de la zona oeste, desde la cota 145 a la cota 109.

No existen escombreras de residuos ni estériles.

Los acopios se realizan junto a la báscula de pesaje y junto a la instalación de tratamiento para la obtención de material. En la actualidad existen 11 acopios.



16. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Como se ha indicado en apartados anteriores, la explotación proyectada constituye la continuación de las labores en curso en la actual cantera.

El presente proyecto de explotación cumple todo lo señalado en las Instrucciones Técnicas Complementarias para trabajos a cielo abierto.

Las operaciones se realizarán, en todos los casos, contemplando las máximas medidas de seguridad, sin perjuicio de la aplicación de otras medidas adicionales, cuando las circunstancias o la evolución de la legislación así lo dictaminen.

16.1. INTRODUCCIÓN

La continuación de la explotación de la cantera se realizará por el método de explotación a cielo abierto, que se llevará a cabo por banqueo descendente y restauración progresiva, debido a que se trata de mármoles calizos que se presentan de forma masiva en superficie y a que permite la realización de los trabajos de restauración con antelación desde los bancos superiores hasta los de menor cota.

La explotación se desarrollará en bancos de 15 metros de altura aproximadamente. El ángulo del talud final de banco será de unos 75°.

La altura del talud final de la explotación obligará a que el avance se realice con un frente escalonado de varios bancos, con plaza de cantera a cota 10 m.s.n.m., lo que posteriormente ayudará en la restauración de la zona.

Para la fragmentación y transporte de la roca se empleará un sistema discontinuo. El arranque se materializará mediante la técnica de perforación y voladura, realizándose voladuras de las denominadas no eléctricas, con cebado en fondo y secuenciado en cabeza mediante conectores no eléctricos.



Los equipos de movimiento de tierra previstos a emplear serán los necesarios para este tipo de explotaciones, tal como retroexcavadoras, palas cargadoras y volquetes, siendo detallados en el correspondiente Anejo n°5, *Relación de equipos y maquinaria*.

Con la explotación descendente proyectada, tras el disparo de una voladura de producción, la carga del material se realizará *in situ* por medio de una retroexcavadora. Se evita de esta forma la realización de vertidos a la plataforma de carga y con ello la generación de polvo, incrementándose la calidad medioambiental del entorno de la cantera. El transporte del material hasta la planta de beneficio se realizará mediante volquetes mineros por la pista general de transporte.

Para el tratamiento del todo-uno extraído directamente del frente de explotación, se dispone en la explotación de una instalación de trituración, clasificación y molienda en actividad, así como de las instalaciones auxiliares necesarias para el funcionamiento de la explotación, consistente en una nave taller-almacén, báscula, oficinas y centro de transformación para el suministro de energía.

La explotación permanece activa en fase de producción 218 días al año, lo que equivale a una producción anual de 256.500 toneladas de productos más 93.500 toneladas de subproductos (escolleras, zahorra, etc.).

La producción diaria obtenida, con una jornada de producción de 8 horas, es de unas 219 ton/h., lo que equivale aproximadamente a una producción diaria de 1.606 toneladas, teniendo en cuenta que se trabajará un solo turno diurno. Hay que considerar que media hora diaria se destinará al descanso del personal de producción, y que la disponibilidad de la maquinaria es del 98 %.

La superficie total afectada por la explotación es 17,39 Has., con un perímetro de explotación calculado de 1.737,43 ml., los cuales vienen definidos por 79 vértices de explotación en coordenadas U.T.M. desarrollados en el epígrafe 10.2 del presente documento.



16.2. LABORES DE ARRANQUE

El arranque es por necesidad la primera de las operaciones a realizar para conseguir el movimiento de la roca consolidada, consiste en fragmentarla a un tamaño manejable para su posterior carga y transporte.

El arranque del material útil se realizará mediante perforación y voladura. El frente de avance tendrá una longitud aproximada de 200 m para permitir simultanear las operaciones de perforación y voladura con las de carga y transporte, de manera que se limite la superficie alterada y se faciliten las labores de restauración a medida que avanza la explotación.

Por las características de los materiales a extraer y el uso a que se destinan se realiza la explotación del recurso, tal y como se ha comentado anteriormente, mediante cantera en bancos descendentes.

La fragmentación de la roca se va a obtener básicamente por el sistema indirecto, es decir, mediante voladuras.

16.2.1. DESCRIPCIÓN DE LAS VOLADURAS

Las voladuras proyectadas serán del tipo no eléctricas, empleándose tanto en el cebado como en el secuenciado de los barrenos detonadores no eléctricos del tipo *Primadet*.

Se da prioridad al uso de este tipo de detonadores ya que los mismos reducen considerablemente el nivel de ruido, vibraciones y onda aérea de las mismas.

La carga de fondo se realizará mediante cartuchos de Hidrogel, y ANFO ensacado como carga de columna. El cebado de los barrenos se llevará a cabo en fondo mediante detonadores no eléctricos, realizándose el secuenciado en cabeza mediante conectores no eléctricos de superficie.



El diámetro de perforación adoptado para estas voladuras, teniendo en cuenta la altura de banco de trabajo máxima prevista (15 - 20 m.) y el tipo de recurso (calizas marmóreas masivas) será de 3 1/2" (89,9 mm. de \varnothing).

16.2.2. PARÁMETROS FUNDAMENTALES DE LA VOLADURA TIPO

Los factores más importantes a tener en cuenta en el cálculo de voladuras se pueden establecer en dos puntos fundamentales:

- Establecer una carga máxima operante con la que se protejan las estructuras de mayor riesgo de los efectos producidos por las vibraciones por su proximidad.
- Prestar una especial atención tanto del cálculo como de la ejecución de los parámetros de la voladura, (esquema de perforación, carga de fondo, retacado, etc.) así como tomar medidas adicionales para evitar las proyecciones dentro de lo posible.

La voladura tipo se llevará a cabo mediante barrenos de 90,00 mm de diámetro, con esquema de perforación a tresbolillo en una malla de 3,00 x 3,10 metros, situados en bancos de 15 metros de altura con una longitud de frente de 59,60 metros y una profundidad de banco de 12 metros. Esta disposición permite obtener aproximadamente 10.728 m³ de arranque de material por voladura.

A continuación se muestran los parámetros obtenidos para la voladura tipo:



Tabla 16-1: Parámetros de la voladura tipo.

<i>Número de barrenos:</i>	77
<i>Número de filas:</i>	Múltiples
<i>Piedra nominal:</i>	3 metros
<i>Espaciamiento nominal:</i>	3,10 metros
<i>Longitud de retacado:</i>	3 metros
<i>Altura de banco:</i>	15 metros
<i>Longitud del barreno:</i>	16,25 metros
<i>Inclinación:</i>	12°
<i>Sobreperforación:</i>	0,90 metros
<i>Diámetro de perforación:</i>	90 milímetros
<i>Carga en fondo por barreno:</i>	3,57 Kg Hidrogel
<i>Carga en columna por barreno:</i>	61,28 Kg ANFO
<i>Kg de explosivo tipo ANFO por voladura tipo:</i>	4.725 Kg
<i>Kg de explosivo tipo Hidrogel por voladura tipo:</i>	275 Kg
<i>Kg total de explosivo por voladura:</i>	5.000 Kg
<i>Carga instantánea adoptada:</i>	64,85 Kg

Fuente: Elaboración propia.

16.2.3. ELEMENTOS ACCESORIOS DE LA VOLADURA TIPO

- 80 Uds. Detonadores de fondo NO Eléctricos
- 80 Uds. Conectores de superficie NO Eléctricos
- 300 ml. Cordón detonante (En caso de existir barrenos rotos)
- Tubo de transmisión

16.2.4. CONSUMO ESPECÍFICO

El consumo específico de explosivo por voladura se corresponde con 0,47 Kg de explosivo/m³ de material arrancado, de los cuales 0,44 Kg será de ANFO/m³ y 0,03 de Hidrogel/m³.



16.2.5. TRABAJOS A REALIZAR

El volumen total de material arrancado en cada voladura tipo es de unos 10.741,5 m³, según se justifica en el Anejo nº3, *Cálculos justificativos*, equivalentes a 28.465 ton., como máximo, siendo las circunstancias particulares de cada momento las que determinarán la magnitud de cada voladura.

Dada la producción anual requerida de 350.000 Toneladas, el volumen anual previsto arrancar en el presente Proyecto de Explotación es de 132.076 m³, por lo que el número de voladuras previstas será igual a $132.076 / 10.741,5 \approx 13$ Voladuras al año.

Hay que considerar un rendimiento de voladura del 90%, es decir, un 10% del material volado no fragmenta al tamaño adecuado para el tratamiento y queda en forma de bolos en el frente para ser picado posteriormente o para ser comercializado directamente como escollera.

<i>Número de voladuras de arranque al año:</i>	13 de 5.000 Kg
<i>Volumen previsto de arranque al año:</i>	132.076 m ³
<i>Carga Instantánea Adoptada:</i>	64,85 Kg (1 barreno con el mismo tiempo de retardo)



16.3. LABORES DE CARGA Y TRANSPORTE

Una vez realizada la pega, el material volado quedará depositado *in situ* sobre la propia plataforma y será cargada sobre volquetes. La operación de carga se realizará mediante el empleo de una retroexcavadora de cadenas de la marca Liebherr, modelo R974 B Litronic, de 537 CV de potencia y 5,20 m³ de capacidad de la cuchara colmada.

La producción horaria operativa máxima de la retroexcavadora es de 643 ton/h, según se justifica en el Documento nº3, *Cálculos justificativos*, siendo adecuada para la producción horaria prevista de 219 ton/h.

En caso de ser necesario, para mejorar las condiciones de seguridad en las operaciones de carga y transporte, al inicio de la construcción de las plataformas, así como en las situaciones donde se presenten riesgos de vuelcos o de caídas, se colocarán topes o barreras no franqueables en condiciones normales de trabajo y, para ello, se aprovecharán en lo posible los materiales disponibles, entre ellos, bolos procedentes de voladuras.

Se cuidará que la superficie de la plataforma se muestre siempre regular, con el fin de favorecer la circulación de la maquinaria y la estabilidad tanto de la maquinaria como de la plataforma. Asimismo, se eliminarán baches, blandones, roderas, etc. Y se retirarán las piedras descalzadas de los taludes o caídas de las cajas de los camiones.

El transporte se realiza mediante dos volquetes, uno del tipo Caterpillar modelo 773-B de 53 ton. de capacidad de carga y 650 CV. de potencia al volante y otro del tipo Komatsu modelo HD 605-5 de 60 ton. de capacidad de carga y 740 CV., que transportarán el material desde el frente de explotación hasta la tolva de recepción de la instalación de trituración, clasificación y molienda de áridos.

La capacidad horaria de transporte, en base a las características de la explotación, de cada volquete elegido es de 120,95 y 129,23 ton/h., encontrándose justificada en el Documento nº 3, *Cálculos Justificativos*, resultando una producción



horaria operativa de 250,2 toneladas, siendo adecuada para la producción horaria prevista de 219 Ton./h., haciéndose necesario disponer de dos volquetes.

La distancia de transporte variará según el nivel de explotación y el avance del frente en el mismo.

17. PLANIFICACIÓN DE LA EXPLOTACIÓN

17.1. FASES DE LA OPERACIÓN

La explotación dispone de todas las autorizaciones necesarias para su actividad como cantera de la Sección A, estando actualmente en actividad con la maquinaria y producciones descritas, disponiendo de los accesos y frentes de explotación necesarios para las labores de extracción del recurso.

La superficie afectada hasta la actualidad por la explotación asciende a 17,39 Has.

El desarrollo de las labores previstas en la cantera Cabezo Gordo Oeste se centrará en los frentes de explotación actualmente abiertos, los cuales se ha cartografiado en el Plano n°2, *Topográfico Estado Actual*, de forma que la extracción del recurso localizado se realizará en las siguientes fases (tabla 17-1):

FASE I

En una primera fase, se continuará con la explotación hasta llegar a la cota 75 m.s.n.m. proyectada, se avanzará conjuntamente en diferentes direcciones permitiendo de esta manera varios tajos en diversas zonas en la cantera, hasta alcanzar los límites de la explotación proyectada.



El volumen cubicado contenido por encima de la cota 75 m.s.n.m. proyectada, es aproximadamente de 1.797.012 m³, ajustándose en base a la producción anual prevista, cifrada en 132.076 m³/año. Tenemos que los trabajos de explotación correspondientes al avance de los niveles indicados tendrán una duración de unos 14 años.

Una vez extraído el volumen de material contenido por encima de este nivel de la explotación, la superficie afectada por las labores de extracción se corresponderán en total con 8,83 Has.

Se irán acondicionando los accesos necesarios para la maquinaria, conforme a las prescripciones de diseño contempladas en este proyecto; de igual forma, se irán dejando las bermas finales de explotación conforme a las formas y dimensiones especificadas en la presente memoria y planos adjuntos, aplicando las labores de restauración en los bancos superiores ya acondicionados conforme al Plan de Restauración proyectado.

FASE II

Una vez alcanzada la cota 75 m.s.n.m., dejando los bancos finales de explotación según dimensiones indicadas en el presente proyecto, se iniciará la apertura de los bancos inferiores hasta alcanzar la cota 30 m.s.n.m.

El volumen de material cubicado entre la cota 75 m.s.n.m., respecto de la cota 30 m.s.n.m., es aproximadamente de 5.830.000 m³, dada la producción establecida en 132.076 m³. Tenemos que las labores de extracción en estos niveles se centrarán durante los siguientes 44 años de vida de la explotación.

Una vez extraído el volumen de material contenido en este nivel de la explotación, la superficie afectada por las labores de extracción se corresponderán en total con 13,14 Has.

Se irán acondicionando los accesos necesarios para la maquinaria, conforme a las prescripciones de diseño contempladas en este proyecto; de igual forma, se irán dejando las bermas finales de explotación conforme a las formas y dimensiones



especificadas en la presente memoria y planos adjuntos, aplicando las labores de restauración en los bancos superiores ya acondicionados conforme al Plan de Restauración proyectado.

FASE III

Una vez alcanzada la cota 30 m.s.n.m., se procederá nuevamente a la apertura los últimos bancos inferiores, hasta alcanzar la cota 10 m.s.n.m., siendo este el nivel base de la explotación proyectada siendo ésta la plaza cantera.

El volumen de material cubicado entre las cotas 30 m.s.n.m. y 10 m.s.n.m., es de 495.296 m³, por lo que las labores de extracción en este nivel se centrarán durante los 4 últimos años de vida de la explotación, en base a la producción anual prevista en 132.076 m³/anuales.

Se irán acondicionando los accesos necesarios para la maquinaria, conforme a las prescripciones de diseño contempladas en este proyecto; de igual forma, se irán dejando las bermas finales de explotación conforme a las formas y dimensiones especificadas en la presente memoria y planos adjuntos.

Una vez extraído el material contenido en este nivel, se dará por concluidas las labores de extracción, aplicándose los trabajos de cierre y continuando con la restauración de la explotación conforme a lo establecido en el Plan de Restauración elaborado y acorde a las medidas de seguridad contempladas en el presente Proyecto de Explotación y en el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera e ITC.



Tabla 17-1: Fases de la explotación.

	FASES			TOTALES
	I	II	III	
PERIODO EJECUCIÓN <i>Años</i>	14	44	4	62
NIVEL BASE <i>m.s.n.m.</i>	75	30	10	10
VOLUMEN A EXTRAER <i>m³</i>	1.797.012	5.830.000	495.296	8.122.308
RESERVAS RESTANTES <i>m³</i>	6.325.296	495.296	0	0
NÚMERO DE BANCOS	8	11	13	13
VIDA RESTANTE EXPLOTACIÓN <i>Años</i>	48	4	0	0
Desarrollo de la ejecución	Explotación	Explotación	Explotación/ Abandono	Abandono

Fuente: Elaboración propia.

17.2. VIDA Y RITMO DE LA EXPLOTACIÓN

En el diseño de la explotación se ha estimado alcanzar una cota de profundidad que supondrá, según los cálculos que se desprenden de la cubicación, una actividad suficiente en el tiempo que asegure una economía sostenible para los trabajadores de la empresa.

El llegar a consumir los recursos cubicados en la zona es una cuestión meramente de demanda en el mercado y situación, tanto social como económica, por la que atraviese la empresa en un momento determinado.

El *ritmo* de explotación, es decir, las toneladas producidas por año, es el parámetro que más influye en el estudio económico de una cantera. Éste viene marcado fundamentalmente por el mercado, que indica la producción anual que es posible vender. Naturalmente existen parámetros técnicos que condicionan el ritmo de producción como es la propia maquinaria que se dispone en la cantera.



El parámetro *vida* de la explotación es el resultado de dividir las reservas por el ritmo, como se observa en la siguiente fórmula:

$$\text{VIDA (años)} = \text{RESERVAS} / \text{RITMO}$$

A mayor ritmo corresponde:

- Mayor inversión
- Menor vida

A menor ritmo corresponde:

- Menor inversión
- Mayor vida

Tomando como base las reservas estimadas en 21.930.232 ton. y considerando que el aprovechamiento del recurso existente es del 100 %, en base al ritmo de producción previsto de 350.000 ton/año, la vida de la cantera estimada de la cantera será aproximadamente de 62 años.

18. OPERACIONES DE DESMONTE

No se realizarán labores previas de desmonte para descubrir el recurso, ya que el mismo aflora en la zona prevista de explotación, teniendo una pequeña capa meteorizada que no es apta para su uso como áridos, pero que sí será utilizada en la producción de zahorras conjuntamente con el recurso. Se realizará conforme avance la explotación el desbroce de la vegetación existente.



19. CARACTERÍSTICAS DEL HUECO DE EXPLOTACIÓN

La cantera se explotará según la planificación especificada en apartados anteriores, de forma que se continuarán con los bancos y frentes de explotación existentes, descendiendo posteriormente de forma progresiva sobre este nivel hasta alcanzar la cota 10 m.s.n.m., lo que suponen 191 metros de altura de explotación en la zona de mayor desnivel.

19.1. TALUDES DEFINIDOS

La explotación se realizará en bancos con una altura de 15 metros aproximadamente, a excepción de los últimos bancos que tendrán una altura de 13 metros, y con un ángulo de talud de banco de unos 75°.

Debido a la disposición topográfica del terreno, a la geología del yacimiento y por la necesidad de existir una armonía entre el hueco de la explotación realizado hasta la fecha y el hueco proyectado, se han diseñado cuatro taludes finales formando un hueco aproximadamente trapezoidal con direcciones Noreste-Suroeste y Noroeste-Sureste.

Los cuatro taludes finales son los siguientes:

TALUD NORTE

Estará conformado por un total de 7 bancos de 15 m, excepto los tres últimos de 13 m, resultando una altura de explotación de 99 metros. Se han considerado 6 bermas intermedias de 7 m. El ángulo de talud de banco proyectado es 75°, de modo que el ángulo del talud final será de 55,31°.



TALUD ESTE

Estará conformado por un máximo de 9 bancos de 15 m, excepto los tres últimos de 13 m, resultando una altura de explotación máxima de 129 metros. Se han considerado bermas intermedias de 7 metros. La pista proyectada se encontrará en esta zona en el pie del talud. El ángulo de talud de banco proyectado es 75° , de modo que el ángulo del talud final será de $52,29^\circ$.

TALUD OESTE

Estará conformado por un máximo de 10 bancos de 15 m, excepto los tres últimos de 13 m y los dos primeros ya restaurados de 10 y 11 m, resultando una altura de explotación máxima de 135 metros. Se han considerado bermas intermedias de 7 m. La pista proyectada se encontrará en esta zona entre los bancos 5 y 6. El ángulo de talud de banco proyectado es 75° , de modo que el ángulo del talud final será de $51,25^\circ$.

TALUD SUR

Se trata del talud que presentará el mayor desnivel, conformado por un máximo de 13 bancos de 15 m, encontrándose los bancos superiores ya restaurados a una altura variable entre 19 y 9 m, resultando una altura de explotación máxima de 191 metros. Se han considerado bermas intermedias de 7 metros. La pista proyectada se encontrará en esta zona entre los bancos 10 y 11. El ángulo de talud de banco proyectado es 75° , excepto en los tres primeros restaurados, que es 68° , de modo que el ángulo del talud final será de $51,76^\circ$.

Los taludes en situación final, una vez finalizada la explotación, son completamente estables, como se ha justificado en el epígrafe 9.3.5.2 de la presente memoria, ya que se han obtenidos factores de seguridad por encima de lo exigido por la I.T.C. MIE S.M. 07.1.03, del *Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera*, resultando esta geometría adecuada para garantizar la seguridad en los peores terrenos de la cantera.



TALUD GENERAL DE TRABAJO

Se ha diseñado el talud general de trabajo con 3 bancos de 15 m, siendo el talud del banco de trabajo como máximo de 90°, normalmente 80°, y con una anchura de banco de trabajo mínima de 45 metros.

Por lo tanto, la altura del talud general de trabajo será de 45 m, con un ángulo de talud en el caso más desfavorable (taludes de banco de 90°) de 33,69°.

El talud general de trabajo permitirá en su avance la conformación de los taludes finales, de acuerdo con las características anteriormente mencionadas.

19.2. BANCOS DEFINIDOS

Durante el avance de las labores se explotarán bancos de trabajo de unos 15 metros de altura dejando unas bermas finales de unos 7 metros.

La altura máxima de banco de trabajo viene condicionada por la I.T.C. MIE-SM 07.1.03, del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, estando ésta condicionada en 20 metros para el arranque por medio de perforación y voladuras.

El talud del banco de trabajo será como máximo de 90°, nunca se realizarán excavaciones que provoquen taludes invertidos que dieran lugar a la inestabilidad del mismo.

19.3. PLATAFORMAS DE TRABAJO

De acuerdo con lo establecido en la I.T.C. MIE S.M. 07.1.03, las plataformas en las que se realizarán operaciones de carga y transporte de los materiales arrancados se han dimensionado en función de la maquinaria que operará en las mismas y de las condiciones de seguridad que en cada caso deben mantenerse.



La plataforma de carga tendrá una anchura mínima de 45 metros para permitir la maniobra y circulación holgadas de la maquinaria y de los vehículos de transporte, evitando que se aproximen innecesariamente al frente de arranque y manteniendo una distancia mínima de seguridad al borde del banco de 5 metros.

19.4. BERMAS

Las bermas finales de explotación serán de 7 metros de anchura mínima, con una altura de banco final de explotación de 15 metros y un talud de banco final de 75°, permitiendo un talud final de explotación máximo de 55,31°, lo que le asegura la estabilidad de la explotación por las características del recurso explotado.

En estas bermas finales de explotación, tal y como se ha contemplado en el Plan de Restauración de la Explotación, se plantarán especies arbóreas y arbustivas autóctonas, lo que aumentará la estabilidad final de la explotación, permitiendo una adecuada integración de la zona.

19.5. PLAZA FINAL DE CANTERA

Al finalizar la explotación con el diseño propuesto, el fondo de la cantera en situación final estará constituido por la plaza de cantera en cota 10 m.s.n.m. con una ocupación total de aproximadamente 2,88 Has.



19.6. RESUMEN DE LOS PARÁMETROS GEOMÉTRICOS DE LA EXPLOTACIÓN

Los parámetros que definen la explotación, son los que se reflejan a continuación:

H = Altura final banco = 15 m

B = Berma final mínima = 7 m

Φ = Talud máximo final explotación = 55,31°

δ = Talud final de banco = 75°

Ht = Altura de Banco de Trabajo < 20 m

δt = Talud de trabajo = 33,69°

A = Anchura de banco de trabajo > 45 m.

Figura 19-1: Parámetros geométricos de la explotación.





20. ESCOMBRERAS

En la explotación proyectada no se crearán escombreras, debido a que el recurso previsto a explotar se corresponde con calizas marmóreas masivas de carácter superficial que afloran en toda la zona de extracción.

Debido a las propias características de la actividad, cantera de áridos, el aprovechamiento del recurso se estima en un 100 %, ya que no se realizará selectividad del material, tan solo se procederá a la limpieza del recurso mediante una criba de escalpaje al inicio del proceso de tratamiento, siendo el material retirado comercializado como zahorras para su empleo como rellenos.

Por tal motivo, y dada la naturaleza de la propia actividad, no se generan escombreras.

21. PRESAS Y BALSAS

El proceso de tratamiento se lleva a cabo completamente por vía seca, no realizándose el lavado de los áridos, por lo que no se producen efluentes líquidos derivados del proceso productivo, no existiendo en consecuencia presas o balsas de residuos.



22. PISTAS Y ACCESOS

Las pistas de la explotación se diseñarán como pistas de un solo carril con tráfico intenso de vehículos pesados.

La anchura de las calzadas en las pistas viene especificada la ITC SM 07.1.03 para el caso concretado como dos veces el ancho del mayor vehículo que circule por ellas.

Además, se deberá dejar 2 metros de arcén entre el borde de la calzada y el pie o borde inferior de un talud, y 5 metros entre el borde la calzada y el borde superior de un talud.

Los equipos de transporte necesarios son dos volquetes mineros, uno de la marca Caterpillar, mod. 773 B, de 53 ton. de capacidad de carga y 650 CV, y otro del tipo Komatsu modelo HD 605-5 de 60 ton. de capacidad de carga y 740 CV.

La anchura mínima de la calzada calculada en el Documento n° 3, *Cálculos Justificativos*, será de 9,2 metros.

La anchura de la pista será igual a la anchura de la calzada más los valores del arcén de seguridad especificados, así tendremos que la anchura mínima de las pistas a media ladera será igual a 16,2 metros.

En las curvas, la anchura de la calzada será de doble carril, teniendo una anchura mínima según cálculos de 16,1 metros. En las curvas a media ladera, la anchura total será igual a 23,1 metros.

Al proyectarse una pista de un solo carril, existe la posibilidad que los vehículos se crucen, por ello se habilitarán apartaderos separados unos 200 metros, las dimensiones de estos apartaderos serán las siguientes:

- Longitud: el doble del vehículo más largo = $9,355 \times 2 = 18,71$ m
- Anchura: la anchura del Vehículo más ancho = 4,6 m



La anchura de los accesos a los frentes en explotación, en los que se produce una circulación de vehículos y personal para las labores de desbroce y arranque del recurso, será como mínimo igual a la anchura del vehículo más grande que se prevé circule por la misma, siendo este vehículo el equipo de carga del todo-uno, por lo que la anchura mínima se establecerá en 6 metros, superior a la anchura del equipo.

La pendiente longitudinal máxima en las pistas será del 10 %, mientras que estas pistas dispondrán de una pendiente transversal de al menos el 2 % de forma que se permita la evacuación de las aguas pluviales. Cuando la pista discorra a media ladera, la pendiente de evacuación de las aguas pluviales se realizará en sentido inverso de la ladera, debiendo disponer de una adecuada cuneta para la evacuación de las aguas. La pendiente en los accesos al frente tendrá una pendiente máxima del 20 %.

Los volquetes ocupan en las curvas una anchura mayor que en las rectas, debido a que sus ruedas traseras no siguen exactamente la trayectoria de las delanteras debido a la rigidez del chasis.

El sobreaño por carril calculado es de 0,66 metros. Por lo que la anchura de la calzada de las curvas será igual a 17,42 metros.

En una curva con un radio de curvatura de 30 metros, el peralte máximo es del 5 %, para una velocidad de 20 km/h. No obstante, la velocidad en las curvas debe ser inferior, debiéndose señalar correctamente las curvas y recomendándose una velocidad no superior a 15 km/h.



23. INSTALACIONES

23.1. INSTALACIÓN DE TRITURACIÓN, CLASIFICACIÓN Y MOLIENDA

23.1.1. DESCRIPCIÓN DE LA MAQUINARIA

La instalación de trituración, clasificación y molienda de áridos se ubica en la cantera *Cabezo Gordo Oeste*, estando la misma debidamente legalizada y en actividad, prestando servicio a la citada explotación, teniendo previsto que la misma preste servicio a la mencionada explotación.

Dicha instalación se encuentra inscrita en el Registro Industrial de la Comunidad Autónoma de Murcia con el Núm. 30 / 14.195, de fecha de 15 de noviembre de 2002, Expte. 2M02EP0066.

La planta tiene una capacidad de diseño de 200 Ton/h., con una disponibilidad media del 73 %.

23.1.2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO DE LA INSTALACIÓN

El funcionamiento de la instalación de trituración, clasificación y molienda, es el que se desarrolla a continuación:

El todo uno, proveniente de la cantera, es vertido en la tolva de 40 m³ de capacidad, construida en láminas de acero de 7 mm de espesor y reforzada al exterior con perfiles laminados con una sección adecuada a su función, con tope no franqueable para la maquinaria móvil.

El material vertido en la tolva es clasificado en el alimentador vibrante marca Granier, provisto de un motor de 20 CV de potencia. Las zahorras naturales son retiradas por medio de una cinta de limpieza de 12,7 x 0,45 m y con motor de 4 CV. Dicha cinta vierte el material en otra cinta sucesiva de 14,2 x 0,45 m, con un motor de 2 CV, hasta un



acopio de zahorras de 0 – 40 mm. El resto del material es introducido en la machacadora de mandíbulas de 100 CV.

Una vez en la machacadora marca Guerrero, el material es triturado, vertiéndose a continuación a una cinta transportadora de 10 CV. y 6 x 1 m, la cual lo conduce hasta el precribador de oscilación libre, marca Granier, modelo PVC 100, de 30 CV de potencia.

Desde este precribador parten dos cintas transportadoras y una canaleta, mediante esta última separamos el material destinado a mampostería. Una de las cintas, denominada de limpieza, está compuesta por dos cintas, una con motor de 4 CV, de 20,3 x 0,45 m y otra con motor de 5,5 CV, de 21,8 x 0,45 m. Ambas conducen el material para verterlo en un acopio de zahorras de 0-40 mm.

La otra cinta compuesta por un motor de 20 CV y dimensiones 20 x 1 m vierte el material en el túnel pre-stock y dentro de éste existen dos alimentadores de vaivén de 15 CV c/u cuya misión es proveer material a una cinta transportadora de 30 CV y dimensiones 40 x 0,8 m desembocando el material a un molino de impactos Nordeberg, de 540 CV.

El producto obtenido cae a una cinta transportadora de 18 x 0,8 m, de motor de 25 CV, que vierte el material a una criba simple y a otra doble formada por dos cribas en paralelo.

La criba simple accionada por un motor de 26,6 CV y compuesta por 3 telas, por la que se obtiene zahorra con tamaños de 0 – 40, 22 – 40 y 40 – 70 mm, vierte el material a una cinta transportadora de 20 CV de dimensiones 41 x 0,65 y desde ésta, el material es conducido a tres molinos terciarios de 180 CV c/u y cuyo producto es devuelto a la cinta de dimensiones 30 x 0,65, con motor de 20 CV, formando así un circuito cerrado.

La criba doble alimentada por la cinta transportadora de dimensiones 25 x 0,8, está compuesta por dos cribas en paralelo de 25 CV y tres telas cada una. Los productos obtenidos de esta clasificación son acopiados dando lugar a los tamaños comprendidos entre 22-12 mm, 12-8 mm, 8-4 mm y 4-0 mm.



23.2. INSTALACIONES COMPLEMENTARIAS

Las instalaciones complementarias serán las que actualmente prestan servicio a la explotación, estas instalaciones son las necesarias para el correcto funcionamiento de este tipo de explotaciones, siendo las mismas las siguientes:

Centro de Transformación: anexo a la instalación de trituración, clasificación y molienda, se dispone de una estación de transformación con tres transformadores de 75, 800 y 630 kva. Que recibe la energía eléctrica de IBERDROLA S.A, inscritas en el Registro de Instalaciones de Alta Tensión con el N° R.A.T. 1.437.

Báscula de Pesaje: se dispone de una caseta de control de báscula, que se usa también como oficinas, y una báscula electrónica para el pesaje de los camiones y bañeras que transportarán el producto terminado hasta la obra.

Depósito de Combustible: de 40.000 litros de gasóleo, del tipo subterráneo, según dimensiones recogidas en la MIE-IP 03, del Reglamento de Instalaciones Petrolíferas, así como conjunto de tuberías, bombas y surtidor para el abastecimiento de la maquinaria móvil minera, autorizado como Instalación Petrolífera para Uso Propio según expediente núm. 2I97IP2907, de 8 de abril de 1.999.

Nave Almacén-Taller: en la que se ubican las labores de taller y almacén de la maquinaria y repuestos de la misma, se ubica igualmente en su interior los aseos y vestuarios de todo el personal, así como las oficinas y administración de la explotación. La nave es de 100 m x 20 m (2.000 m²).

Estas instalaciones complementarias, conjuntamente con la instalación de trituración, se encuentran todas ejecutadas, considerándolas adecuadas y necesarias para el desarrollo de la actividad propuesta. Las mismas se ubican y prestan servicio en la explotación y el titular es la empresa promotora del presente proyecto.

Se dispone de pozo propio para extracción de agua para riego de pistas y para la planta de tratamiento como recurso para la lucha contra el polvo.



24. MEDIDAS PARA LA ELIMINACIÓN DEL POLVO

Las emisiones de partículas sólidas “*polvo*” vienen originadas por las distintas operaciones de explotación, derivadas de las operaciones de arranque, carga, transporte y tratamiento del material.

El control del polvo se consigue aplicando medidas en tres escalones de actuación distintos: prevención, control y dilución o aislamiento.

Aunque la total prevención de polvo en una manipulación es una tarea muy difícil, un buen diseño en todas las etapas de la operación jugará un papel importante en la reducción de generación de polvo, emisión y dispersión.

Los sistemas de control de polvo responden a alguna de las siguientes técnicas:

- Sistemas colectores de polvo.
- Sistemas supresores por vía húmeda.

Las medidas protectoras a aplicar en las distintas operaciones en las que se originan emisiones de polvo serán las siguientes:

PERFORACIÓN

La eliminación del polvo producido durante la perforación, se efectuará mediante captadores de polvo adecuados a la máquina de perforar.

Durante la operación de perforación, los operarios que se encuentren en este puesto de trabajo permanecerán dentro de la cabina de la perforadora, hermética y dotada de aire acondicionado.

Todos los operarios contarán con mascarillas de protección individual, de eficacia comprobada y debidamente homologadas.



VOLADURAS

La contaminación del aire se produce al fragmentarse y proyectarse la roca. Para reducir este polvo, se retirará de la superficie del banco a volar, todos los detritos de la perforación, utilizando para el taqueo material granular, quedando prohibido su uso como retacado.

Los días que se efectúen pegas, al finalizar éstas, se realizará un riego suplementario al objeto de acelerar el asentamiento del polvo producido.

Durante los días de viento no se realizarán voladuras, en caso de presentarse fuertes vientos, se suspenderán las labores mineras en su totalidad.

CARGA Y DESCARGA DEL ÁRIDO

En esta operación se efectúa la carga y descarga del árido, produciéndose finos que se manifiestan durante el vertido material en las unidades de transporte.

Se realizará el riego periódico de las pilas de material volado, previo a las operaciones de carga.

Para evitar la producción de polvo se recurrirá a un riego frecuente de las superficies de los almacenamientos de árido.

Las cabinas de la maquinaria móvil serán herméticamente cerradas de manera que la cantidad de polvo que entra dentro de las cabinas está por debajo de los niveles máximos permitidos, además, los trabajadores dispondrán de los correspondientes Equipos de Protección Individual homologados en todos los puestos de trabajo de la explotación.

En los días de fuerte viento no se realizarán operaciones de carga.



TRANSPORTE Y CIRCULACIÓN DE VEHÍCULOS

Es la principal fuente de polvo fugitivo y se genera por la circulación de los camiones a través de las pistas y rampas de la explotación.

El peso de los vehículos hace que trituren los materiales que constituyen la capa de rodadura dando lugar a finos, y los propios neumáticos transportan pequeñas cantidades de barro que se depositan a lo largo del trayecto, que se secan y desintegran generando polvo en suspensión con el movimiento del aire.

Se regará periódicamente las pistas y rampas de acceso de la explotación por donde circula la maquinaria móvil minera o los vehículos auxiliares, así como de la plaza de la cantera. Este riego se realizará mediante camión cuba y sólo y exclusivamente con agua, sin estabilizantes químicos.

Este riego periódico se realizará antes de comenzar la circulación de los vehículos, realizándose al menos una vez al día, debiendo intensificarlo en las épocas de escasez de lluvias, regando las veces que sean necesarias durante el desarrollo de las labores a fin de reducir las emisiones de polvo.

La velocidad de circulación de la distinta maquinaria móvil y de los vehículos auxiliares o de mantenimiento, no superarán los 20 Km/h, que ayudará a la reducción de las emisiones de polvo además de ser una medida de seguridad.

Retirada de las pistas de circulación del material formado por acumulación de polvo.

Sobre la superficie de rodadura se extenderá una capa de gravilla, lo que ayudará a la conservación de las mismas y a la disminución de las dispersiones de polvo.

Los accesos a la explotación se corresponden con un camino que comunica directamente la Autovía de Murcia-San Javier. Este camino tiene una extensión de unos 900 metros, estando el mismo asfaltado hasta la entrada de la explotación.



Los camiones y bañeras del producto terminado que transportan el árido vendible hasta su punto de consumo, realizarán el trayecto con los materiales cubiertos mediante una lona adecuada a la caja del camión.

Los días de fuertes vientos se suspenderán todas las labores.

INSTALACIÓN DE TRATAMIENTO

La instalación de tratamiento cuenta con una pulverización de agua en la entrada de la machacadora, al igual que en las cintas de transporte, igualmente se instalarán una serie de matacaídas que impidan la emisión de polvo a la atmósfera. Así mismo, se instalarán captadores de polvo en cintas, cribas y molinos y se dispondrá de carenado en cintas transportadoras.

Por otro lado, el operador de la planta de trituración-clasificación se encontrará en cabina de mando aislada y situada a una distancia prudencial de las instalaciones.

En la caída libre de los materiales ya clasificados es donde se produce una mayor emisión de polvo, mediante la proyección de agua finamente pulverizada se tratará de evitar este problema.

PLAZA DE CANTERA Y ACOPIOS

Se realizará un riego periódico, al menos una vez al día, de la Plaza de la Cantera y de las pistas y accesos de la Cantera, suplementariamente, se regarán los acopios cuando se estime necesario.

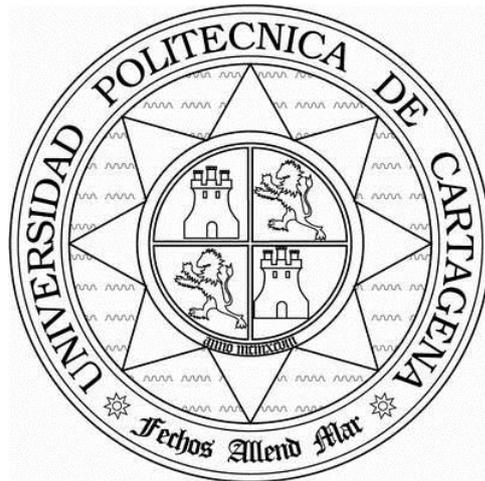
La zona de acopios está ubicada al resguardo de los vientos, disponiéndose en el hueco de la explotación, así como en compartimentos de hormigón armado ubicados bajo las cribas.

En los días de fuertes vientos se suspenderán las actividades mineras en su totalidad.



DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MINERA,
GEOLÓGICA Y CARTOGRÁFICA

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE
CARTAGENA



PROYECTO FIN DE GRADO EN
INGENIERÍA DE RECURSOS
MINERALES Y ENERGÍA

Adaptación de Proyecto de Explotación de
una cantera a la nueva normativa minera y
ambiental

José Lorca Alfaro

DOCUMENTO Nº 2: PLANOS

- ❖ PLANO N°1: PLANO DE SITUACIÓN

- ❖ PLANO N°2: PLANO TOPOGRÁFICO DEL ESTADO ACTUAL

- ❖ PLANO N°3: CORTES LONGITUDINALES EN PLANTA DEL ESTADO ACTUAL

- ❖ PLANO N°4: PERFILES LONGITUDINALES DEL ESTADO ACTUAL

- ❖ PLANO N°5: PLANO TOPOGRÁFICO DEL ESTADO FINAL

- ❖ PLANO N°6: CORTES LONGITUDINALES EN PLANTA DEL ESTADO FINAL

- ❖ PLANO N°7: PERFILES LONGITUDINALES DEL ESTADO FINAL

- ❖ PLANO N°8: DIAGRAMA DEL PROCESO PRODUCTIVO

- ❖ PLANO N°9: ESQUEMA DE CARGA Y TIRO

- ❖ PLANO N°10: ÁREA DE COMERCIALIZACIÓN

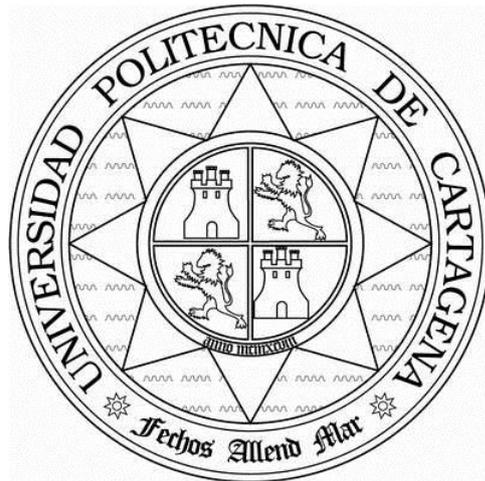
- ❖ PLANO N°11: PLANO GENERAL DE INSTALACIÓN DE TRATAMIENTO

- ❖ PLANO N°12: VISTAS ISOMÉTRICAS



DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MINERA,
GEOLÓGICA Y CARTOGRÁFICA

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE
CARTAGENA



PROYECTO FIN DE GRADO EN
INGENIERÍA DE RECURSOS
MINERALES Y ENERGÍA

Adaptación de Proyecto de Explotación de
una cantera a la nueva normativa minera y
ambiental

José Lorca Alfaro

DOCUMENTO Nº 3: CÁLCULOS
JUSTIFICATIVOS

ÍNDICE

1. PISTAS Y ACCESOS -----	2
1.1. ANCHURA DE CALZADAS EN PISTAS Y ACCESOS -----	2
1.2. PENDIENTES DE PISTAS Y ACCESOS -----	4
1.3. PERALTES, SOBRECARGO Y RADIO DE CURVATURA -----	4
1.4. CONSERVACIÓN -----	6
2. DIMENSIONADO Y JUSTIFICACIÓN DEL PARQUE DE MAQUINARIA -----	7
2.1. INTRODUCCIÓN -----	7
2.2. EQUIPOS DE CARGA -----	10
2.2.1. CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO DE CARGA PREVISTO-----	10
2.2.2. CÁLCULO DE LA PRODUCCIÓN MÁXIMA HORARIA-----	11
2.2.3. CÁLCULO DE LA PRODUCCIÓN HORARIA REAL-----	13
2.3. EQUIPOS DE TRANSPORTE -----	15
2.3.1. CARACTERÍSTICAS DE LOS VOLQUETES-----	15
2.3.2. PRODUCCIÓN HORARIA DE LOS VOLQUETES-----	16
3. JUSTIFICACIÓN DE LA VOLADURA TIPO -----	25
3.1. DESCRIPCIÓN DE LA VOLADURA TIPO -----	25
3.1.1. ESQUEMA DE PERFORACIÓN-----	25
3.1.2. GEOMETRÍA DE LA VOLADURA-----	26
3.1.3. CONFIGURACIÓN DE CARGAS Y DISTRIBUCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS EN LOS BARRENOS-----	26
3.1.4. SISTEMAS DE ENCENDIDO-----	26
3.1.5. INICIACIÓN Y CEBADO DE CARGAS-----	26
3.1.6. TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE ENCENDIDO-----	27
3.1.7. EXPLOSIVO POR BARRENO, POR DETONACIÓN INSTANTÁNEA Y POR VOLADURA-----	27
3.1.8. CONSUMO ESPECÍFICO-----	28
3.1.9. CARACTERÍSTICAS DE LA VOLADURA TIPO-----	28
3.1.10. TRABAJOS A REALIZAR-----	29
3.2. CÁLCULO DE LA VOLADURA TIPO -----	30
3.2.1. SÍMBOLOS EMPLEADOS-----	30

3.2.2. FÓRMULAS EMPLEADAS -----	31
3.2.3. CALCULOS DE VOLÚMENES -----	32
3.3. CONTROL DE VIBRACIONES -----	35
3.3.1. CLASIFICACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS A PROTEGER-----	35
3.3.2. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO -----	36
3.3.3. CARGA MÁXIMA INSTANTÁNEA CORREGIDA -----	36
3.3.4. TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO -----	39
3.4. CONTROL DE ONDA AÉREA-----	41
3.5. CONTROL DE PROYECCIONES -----	42



1. PISTAS Y ACCESOS

1.1. ANCHURA DE CALZADAS EN PISTAS Y ACCESOS

Las pistas de la explotación se diseñarán como pistas de un solo carril con tráfico intenso de vehículos pesados.

La anchura de las calzadas en las pistas viene especificada la ITC SM 07.1.03 para el caso concretado como dos veces el ancho del mayor vehículo que circule por ellas.

Además, se deberá dejar 2 metros de arcén entre el borde de la calzada y el pie o borde inferior de un talud, y 5 metros entre el borde de la calzada y el borde superior de un talud.

Los equipos de transporte necesario son 2 volquetes, uno marca Caterpillar modelo 773 B, de 53 Ton. de capacidad de carga, y otro marca Komatsu modelo HD 605-5 de 60 Ton., los cuales presentan las siguientes dimensiones:

Tabla 1-1: Dimensiones del volquete Caterpillar.

Tipo de maquina:	Volquete
Marca:	Caterpillar
Modelo:	773 B.
Anchura:	4.190
Longitud:	9.270

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 1-2: Dimensiones del volquete Komatsu.

Tipo de maquina:	Volquete
Marca:	Komatsu
Modelo:	HD 605-5
Anchura:	4.600
Longitud:	9.355

Fuente: Elaboración propia.



La anchura de la calzada nos vendrá dada por la siguiente expresión:

$$A = a (0,5 + 1,5 n)$$

Siendo:

A = Anchura total de la pista (m)

a = Anchura del volquete = 4,60 m

n = Número de carriles = 1

Sustituyendo éstos valores tenemos que:

$$A = 4,60 (0,5 + 1,5 \times 1) = 9,2 \text{ m}$$

La anchura de la pista será igual a la anchura de la calzada más los valores del arcén de seguridad especificados, así tendremos que la anchura mínima de las pistas a media ladera será igual a:

$$A = 9,2 + 2 (\text{Arcén al borde inferior talud}) + 5 (\text{Arcén al borde superior talud}) = 16,2 \text{ m}$$

En las curvas, la anchura de la calzada será de doble carril, teniendo una anchura mínima dada por la misma expresión, donde $n=2$, obteniendo lo siguiente:

$$A_{\text{Calzada Curvas}} = 4,6 (0,5 + 1,5 \times 2) = 16,1 \text{ m}$$

En las curvas a media ladera, la anchura total será igual a $= 16,1 + 2 + 5 = 23,1\text{m}$.

Al proyectarse una pista de un solo carril existe la posibilidad cruce de vehículos, por lo que se habilitarán apartaderos separados unos 200 metros, las dimensiones de estos apartaderos serán las siguientes:



- *Longitud:* El doble del vehículo más largo = $9,355 \times 2 = 18,71$ m.
- *Anchura:* La anchura del vehículo más ancho = 4,60 m.

La anchura de los accesos a los frentes de explotación, en los que se produce una circulación de vehículos y personal para las labores de desbroce y arranque del recurso, será como mínimo igual a la anchura del vehículo más grande que se prevé circule por la misma, siendo éste vehículo el equipo de carga del todo-uno, por lo que se establece una anchura mínima de 6 metros.

1.2. PENDIENTES DE PISTAS Y ACCESOS

La pendiente longitudinal máxima en las pistas será del 10 %, mientras que estas pistas dispondrán de una pendiente transversal de al menos el 2 % de forma que se permita la evacuación de las aguas pluviales. Cuando la pista discorra a media ladera, la pendiente de evacuación de las aguas pluviales se realizará en sentido inverso de la ladera, debiendo disponer de una adecuada cuneta para la evacuación de las aguas. La pendiente en los accesos al frente tendrá una pendiente máxima del 20 %.

1.3. PERALTES, SOBREANCHO Y RADIO DE CURVATURA

Los volquetes ocupan en las curvas una anchura mayor que en las rectas, debido a que sus ruedas traseras no siguen exactamente la trayectoria de las delanteras debido a la rigidez del chasis.

El sobreancho por carril se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$S = l^2 / 2R$$



En donde:

S = Sobreelevación de cada carril en metros

l = Longitud del vehículo en metros medida entre su extremo delantero y el eje de las ruedas traseras = 6,285 metros.

R = Radio de la curva = 30 metros.

Sustituyendo obtenemos lo siguiente:

$$S = 6,285^2 / (2 \times 30) = 0,66 \text{ m}$$

Este sobreelevación se sumará a la anchura resultante del cálculo de la calzada para cada carril, de forma que tenemos que en una curva la anchura mínima será igual a:

$$A_{\text{Curva}} = A_{\text{Calzada Curvas}} + (2 \times S) = 16,1 + 2 \times 0,66 = 17,42 \text{ m}$$

El peralte o sobreelevación exterior de las curvas nos viene dada por la siguiente expresión:

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

En donde:

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

v = Velocidad (km/h).

R = Radio de Curvatura (m).

f = Coeficiente de fricción.

Sustituyendo los valores relacionados obtenemos que para una curva con un radio de curvatura de 30 metros, el peralte máximo es del 5 %, para una velocidad de 20



km/h. No obstante, la velocidad en las curvas debe ser inferior, debiéndose señalar correctamente las curvas y recomendándose una velocidad no superior a 15 km/h.

1.4. CONSERVACIÓN

Se realizará un mantenimiento sistemático y periódico de las pistas, de modo que se conserven en todo momento en buenas condiciones de seguridad.

Se prestará especial atención a la conservación y limpieza de los drenajes existentes para evitar encharcamientos, así como a la restauración de la superficie de rodadura, eliminando baches, blandones, roderas, etc. Se retirarán las piedras descalzadas de los taludes o caídas de las cajas de los vehículos.

Se efectuarán riegos periódicos con el fin de reducir la emisión de polvo que pueda limitar la visibilidad y la contaminación.



2. DIMENSIONADO Y JUSTIFICACIÓN DEL PARQUE DE MAQUINARIA

El método utilizado para el cálculo de los rendimientos de la maquinaria es el descrito en la publicación *Manual de Arranque, Carga y Transporte en minería a cielo abierto* (1995), elaborado por el IGME.

2.1. INTRODUCCIÓN

El conocimiento y control de los rendimientos de la maquinaria es especialmente importante, pues con ellos se determina, en primer lugar, la capacidad de producción que es posible alcanzar, en segundo lugar, su efectividad y, por último, el potencial productivo y rentabilidad económica del proyecto.

Por otro lado, ese conocimiento de los rendimientos es indispensable para llevar a cabo una planificación de los trabajos y para la selección de los equipos más adecuados, de su tamaño y número.

A continuación se van a definir algunos parámetros indispensables previos al cálculo de los rendimientos de los equipos.

Esponjamiento del material

Cuando se excava un material, normalmente se fractura en partículas menores que no pueden ajustarse entre sí tanto como estaba en su estado natural. Esto da lugar a la existencia de huecos en el material, provocando un aumento de su volumen que es llamado "esponjamiento", figura 2-1. Así pues, para el cálculo de rendimientos y producciones es importante distinguir los conceptos de material in situ o en banco, y material suelto o esponjado.

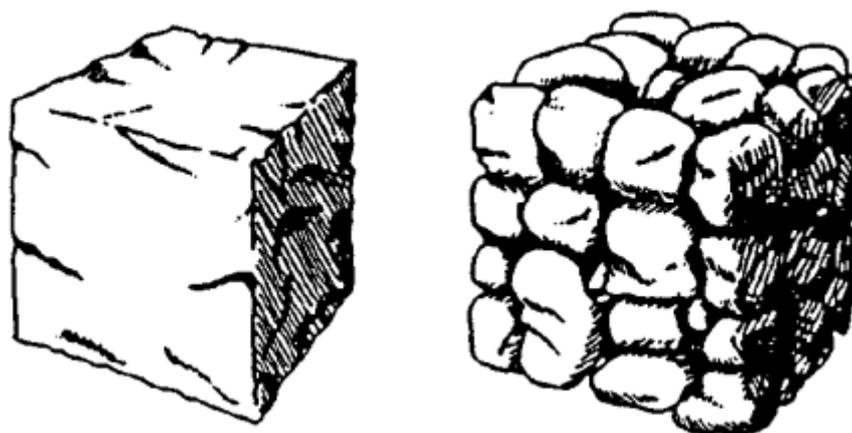


Figura 2-1: Reducción de la densidad de un bloque de roca como consecuencia del esponjamiento.

Fuente: *Manual de Arranque, Carga y Transporte en minería a cielo abierto*, IGME (1995).

Se entiende *factor de esponjamiento* como la relación que hay entre el volumen en banco del material y el volumen del mismo material una vez volado o arrancado. Teniendo en cuenta esto, se ha calculado la densidad del material esponjado basándose en el *factor de esponjamiento*, que se puede estimar, según diversos autores, en 1,65.

La densidad del recurso previsto explotar es de $2,65 \text{ t/m}^3$ en banco, por lo que la densidad del material esponjado será:

$$V_s = V_b / FE = 2,65 / 1,65 = 1,60 \text{ t/m}^3.$$

Factor de Eficiencia y Organización

Una estimación en este campo debe indicar la producción media que puede dar un equipo a lo largo de un periodo de tiempo dilatado. Un cálculo demasiado optimista puede impedir alcanzar los niveles de producción previstos y un número de máquinas insuficiente destinadas a llevar a cabo tal operación. Es necesario contemplar las pérdidas de tiempo o retrasos característicos de cualquier operación, tales como traslados del equipo de carga o cambios de tajo, interrupciones por voladura, malas condiciones climatológicas, tráfico, etc., o por factores tales como la experiencia del operador.



Cada equipo debe considerarse como parte de un sistema, y como tal queda sometido a pérdidas de tiempo debidas a deficiencias en la dirección, supervisión, condiciones de trabajo, clima, etc. Estos retrasos y pérdidas de tiempo son los que caracterizan el factor conocido como eficiencia de la operación.

Tabla 2-1: Eficiencia operativa global.

CONDICIONES DE TRABAJO	CALIDAD DE LA ORGANIZACION			
	EXCELENTE	BUENA	REGULAR	DEFICIENTE
Excelentes	0,83	0,80	0,77	0,77
Buenas	0,76	0,73	0,70	0,64
Regulares	0,72	0,69	0,66	0,60
Malas	0,63	0,61	0,59	0,54

Fuente: Manual de Arranque, Carga y Transporte en minería a cielo abierto, IGME (1995).

En base a la tabla 2-1, se han considerado unas condiciones de trabajo buenas y una calidad de la organización regular, por lo que el factor de eficiencia de la producción será 0,70, de modo que el rendimiento teórico de la maquinaria se verá reducido en un 30 %, debido a cuestiones ajenas al propio equipo, lo que se ha tenido en cuenta a la hora de calcular el rendimiento operativo del equipo previsto.



2.2. EQUIPOS DE CARGA

La carga de la pila de material volado se realiza mediante una pala retroexcavadora de cadenas sobre los volquetes que lo transportarán hasta la instalación de trituración, clasificación y molienda de áridos.

En base a la producción esperada, de 350.000 toneladas anuales, y teniendo en cuenta que la explotación permanecerá activa durante unos 218 días al año, tenemos que la producción diaria necesaria será de 1.606 toneladas de productos.

La jornada laboral se ha fijado en 7,5 horas diarias destinadas a producción, con una disponibilidad media del equipo del 98 %, que supone 0,65 horas al día destinadas a mantenimiento y reparaciones y las restantes 7,35 horas a producción, por lo que la producción horaria del equipo de carga deberá ser de 219 ton/h.

2.2.1. CARACTERÍSTICAS DEL EQUIPO DE CARGA PREVISTO

El equipo de carga es una excavadora hidráulica Liebherr, modelo R974B Litronic, de las siguientes características:

Tabla 2-2: Características retroexcavadora Liebherr.

Operación:	Carga de Frente
Tipo de Maquina:	Retroexcavadora Sobre Orugas
Marca:	LIEBHERR
Modelo:	R 974 B Litronic
Potencia Kw/Cv:	395 / 537
Peso Ton:	81,5

Fuente: Elaboración propia.



2.2.2. CÁLCULO DE LA PRODUCCIÓN MÁXIMA HORARIA

La producción máxima horaria de las operaciones de carga se ha estimado a partir de la siguiente expresión:

$$P \text{ (m}^3\text{/h)} = [60 \times C_c \times E \times F \times H \times A] / T_c$$

En donde:

C_c = Capacidad del cazo (m^3)

E = Factor de eficiencia

F = Factor de llenado del cazo (tanto por uno)

H = Factor de corrección por la altura de la pila de material

A = Factor de corrección por el ángulo de giro

T_c = Tiempo de duración de un ciclo (min.)

Capacidad del cazo (C_c)

La capacidad del cazo de la retroexcavadora es de 5,2 m^3 .

Factor de eficiencia (E)

El factor de eficiencia estimado es 0,7.

Factor de llenado del cazo (F)

El factor de llenado del cazo vendrá condicionado por la correcta ejecución de otras labores de la explotación, dependiendo directamente del resultado de las voladuras, de modo que, para un material bien volado, con un tamaño del material resultante pequeño - mediano, se obtiene un factor de llenado entre 1 - 0.8, estimando que las voladuras se ejecutarán correctamente, se ha adoptado un factor de llenado de 0.8.



Factor de corrección por la altura de la pila de material (H)

El factor de corrección por la altura de la pila de material será igual a 1.

Factor de corrección por el ángulo de giro (A)

El factor de corrección por el ángulo de giro para ángulo de giro de 90° será igual a 1.

Tiempo de duración de un ciclo (Tc)

El tiempo de duración de un ciclo viene dado por el fabricante de la excavadora, resultando, para un ángulo de carga de 90° y un material de excavabilidad media, un ciclo de carga de 0,4 minutos.

El tiempo de ciclo de carga ha de corregirse incluyendo la parte correspondiente de espera por volquete, que es de 0,3 minutos. Por lo que el tiempo de ciclo corregido será:

$$T_c = 0,4 + 0,3/8,5 \text{ (n}^\circ \text{ medio de cazos)} = 0,435$$

Una vez conocidos estos parámetros, tenemos que la producción horaria máxima del equipo de carga adoptado será igual a:

$$P = [60 \times 5,2 \times 0,7 \times 0,8 \times 1 \times 1] / 0,435 = 402 \text{ m}^3 \text{ volados/h.}$$

De modo que se obtiene una producción horaria máxima en toneladas de carga de material volado de $402 \text{ m}^3 \times 1,60 \text{ t/m}^3 \text{ volado} = 643 \text{ toneladas/hora}$.

La producción horaria requerida para el equipo de carga es de 219 ton/h, por lo que se justifica la maquinaria proyectada.



2.2.3. CÁLCULO DE LA PRODUCCIÓN HORARIA REAL

La producción horaria real de las operaciones de carga se ha estimado de la siguiente manera:

$$P \text{ (m}^3\text{/h)} = \text{N}^\circ \text{ Ciclos/h} \times \text{N}^\circ \text{ Cazos/ciclo} \times C_c \times E \times F \times H \times A$$

En donde:

Nº Ciclos/h = Cantidad de ciclos de transporte por hora

Nº Cazos/ciclo = Cantidad de cazos por ciclo de transporte

C_c = Capacidad del cazo (m^3)

E = Factor de eficiencia

F = Factor de llenado del cazo (tanto por uno)

H = Factor de corrección por la altura de la pila de material

A = Factor de corrección por el ángulo de giro

Nº de Ciclos por hora

El tiempo de ciclo para cada uno de los dos volquetes proyectados se ha desarrollado en el siguiente apartado, resultando un tiempo medio por ciclo de 18,95 minutos. Por lo que el número de ciclos por hora será:

$$\text{N}^\circ \text{ Ciclos/h} = 60 / 18,95 = 3,17 \text{ ciclos/h. por volquete}$$

$$\text{N}^\circ \text{ ciclos/h} \text{ totales} = 3,17 \times 2 = 6,34 \text{ ciclos/h.}$$

Nº de Cazos por ciclo

El número de cazos por ciclo para el volquete Caterpillar y para el volquete Komatsu es, como se verá más adelante, 8 y 9, respectivamente. De modo que el número medio de cazos será 8,5 Cazos/ciclo.



Para el resto de parámetros se han adoptado los mismos valores que en el caso de la producción máxima horaria, resultando:

$$P (m^3/h) = 6,34 \times 8,5 \times 5,2 \times 0,7 \times 0,8 \times 1 \times 1 = 156,93 m^3/h.$$

De modo que se obtiene una producción horaria en toneladas de carga de material volado de $156,93 m^3 \times 1.60 t/m^3 \text{ volado} = 251,1 \text{ Toneladas/hora}$.

Como la disponibilidad de la retroexcavadora es del 98 %, se tiene que la producción horaria será $251,1 \text{ ton/h} \times 0,98 = 246,1 \text{ ton/h}$.

La producción horaria requerida para el equipo de carga es de 219 ton/h, por lo que se justifica la maquinaria proyectada.



2.3. EQUIPOS DE TRANSPORTE

En base a la producción esperada, de 350.000 toneladas anuales, y teniendo en cuenta que la explotación permanecerá activa durante unos 218 días al año, tenemos que la producción diaria necesaria será de 1.606 Toneladas.

La jornada laboral se ha fijado en 7,5 horas diarias destinadas a producción, con una disponibilidad media de los equipos de transporte del 98 %, que supone 0,15 horas destinadas a mantenimiento y reparaciones y las restantes 7,35 horas a producción, por lo que la producción horaria de los equipos de transporte deberá ser de 219 ton/h.

El transporte del material volado desde el frente de explotación hasta la tolva de recepción de la instalación se realizará mediante volquetes mineros.

2.3.1. CARACTERÍSTICAS DE LOS VOLQUETES

El transporte del material volado desde el frente de explotación hasta la tolva de recepción de la instalación se realizará mediante volquetes mineros. Las características de dichos volquetes son:

Tabla 2-3: Características de los equipos de transporte.

<i>Equipo</i>	<i>Carga máxima</i>	<i>Capacidad de carga</i>	<i>Potencia Kw/Cv</i>	<i>Peso neto</i>
CAT 773 B	53 Ton.	34,1 m ³	485 / 650	38,9 Ton.
HD605-5	60 Ton.	40 m ³	552 / 740	45,4 Ton.

Fuente: Elaboración propia.



2.3.2. PRODUCCIÓN HORARIA DE LOS VOLQUETES

La producción horaria de los volquetes nos vendrá dada por la siguiente expresión:

$$P \text{ (m}^3\text{/h)} = [60 \times C_v \times E] / T_c$$

En donde:

C_v = Capacidad de carga del volquete

E = Factor de eficiencia

T_c = Tiempo de un ciclo (min.)

Capacidad de carga del volquete (C_v)

La capacidad de carga del volquete dependerá de la densidad del material a cargar, de forma que un volquete de 53 toneladas, como el Caterpillar adoptado, tendrá una capacidad de carga en m³ de material volado igual a $53/1,60 = 33,1$ m³, siendo ésta inferior a la de 34,1 m³ de capacidad real de la caja del volquete.

En el volquete Komatsu adoptado se tiene que la capacidad de carga en m³ de material volado será igual a $60/1,60 = 37,5$ m³, siendo ésta inferior a la de 40 m³ de capacidad real de la caja del volquete, por lo que:

$$C_v \text{ del volquete Caterpillar} = 33,1 \text{ m}^3.$$

$$C_v \text{ del volquete Komatsu} = 37,5 \text{ m}^3.$$

Factor de eficiencia (E)

El factor de eficiencia estimado es 0,7.



Tiempo de un ciclo (T_c)

El tiempo de un ciclo es producto de la suma de los tiempos empleados en la carga del volquete, el transporte hasta la tolva de recepción, la espera y descarga en la tolva y el retorno y espera para iniciar un nuevo ciclo.

Tiempos fijos de carga, maniobra y esperas

El tiempo de carga vendrá dado como el número de ciclos que debe realizar la retroexcavadora, así tendremos que para la carga del volquete previsto, el tiempo de carga será igual a:

Tiempo de carga = $T_1 = n^\circ \text{ de cazos} \times 0,40 \text{ min. (duración de un ciclo de carga)}$

El nº de cazos necesarios para la carga del volquete será igual a:

$n^\circ \text{ de cazos} = \text{Capacidad del volquete Caterpillar} / (\text{Capacidad del Cazo} \times \text{factor de llenado del cazo}) = 33,1 / (5,2 \times 0,8) \approx 8$

$n^\circ \text{ de cazos} = \text{Capacidad del volquete Komatsu} / (\text{Capacidad del Cazo} \times \text{factor de llenado del cazo}) = 37,5 / (5,2 \times 0,8) \approx 9$

El tiempo de carga empleado será igual a:

$T_1 = 8 \times 0,4 = 3,2 \text{ min. para el volquete Caterpillar}$

$T_1 = 9 \times 0,4 = 3,6 \text{ min. para el volquete Komatsu}$

El tiempo de espera, maniobra y descarga se puede estimar para unas condiciones de operación de facilidad media en 1,3 min., mientras que el tiempo de



espera y maniobra en la zona de carga se puede estimar igualmente para unas condiciones medias en 0,3 min., por lo que el tiempo correspondiente a descarga, esperas y maniobra será igual a:

$$T_3 = 1,3 + 0,3 = 1,6 \text{ min.}$$

Tiempos variables (T₂)

Los tiempos de acarreo y retorno se han calculado dividiendo la distancia de transporte entre las velocidades medias en ambos trayectos.

$$T_{\text{transporte}} (\text{minutos}) = \frac{\text{Longitud de pista} \times 0,06}{\text{Velocidad media} \left(\frac{\text{Km}}{\text{h}}\right)}$$

Las velocidades medias se han estimado mediante las curvas características de los volquetes y los Factores de Velocidad, aplicados a cada una de los tramos que constituyen el perfil de transporte.

La distancia máxima estimada para ésta explotación, conforme se prevé avancen las labores, será de 1.450 metros. El trayecto constará de un tramo de 150 m. horizontal, 100 m. en plaza de cantera y 50 m. en la zona de alimentación del primario, y otro de 1.300 m. en pendiente a la ida y en descenso a la vuelta.

La pendiente se ha establecido en un 10 %. En cuanto a la resistencia a la rodadura, se ha estimado un valor de 3,8% (1% por cada 10 kg/t). El procedimiento para estimar la resistencia a la rodadura ha consistido en conocer la profundidad de la huella (H=3 cm.) dejada por los neumáticos en el firme de la pista y utilizar este dato para calcular el Factor de Resistencia a la Rodadura (FRR) aplicando la fórmula:

$$\text{FRR (Kg/t)} = 20 (\text{kg/t}) + 6 (\text{Kg/t} \times \text{cm}) \times 3 (\text{cm}) = 38 \text{ Kg/t.}$$



Por tanto, la pendiente compensada o efectiva será:

$$\text{PCE (\%)} = \text{Pendiente natural (\%)} \pm \text{Resistencia a la rodadura (\%)} =$$
$$10 + 3,8 = 13,8 \% \text{ en los ascensos y } 10 - 3,8 = 6,2 \% \text{ en los descensos.}$$

Volquete Caterpillar

El peso neto o tara del volquete Caterpillar es 38,9 toneladas y la carga útil 53 toneladas, por lo que la carga nominal del equipo será $38,9 + 53 = 91,9$ toneladas.

La gráfica característica del equipo proporcionada por el fabricante indica que la velocidad máxima de acarreo para esta pendiente sería de 13 Km/h y la subiría en segunda velocidad.

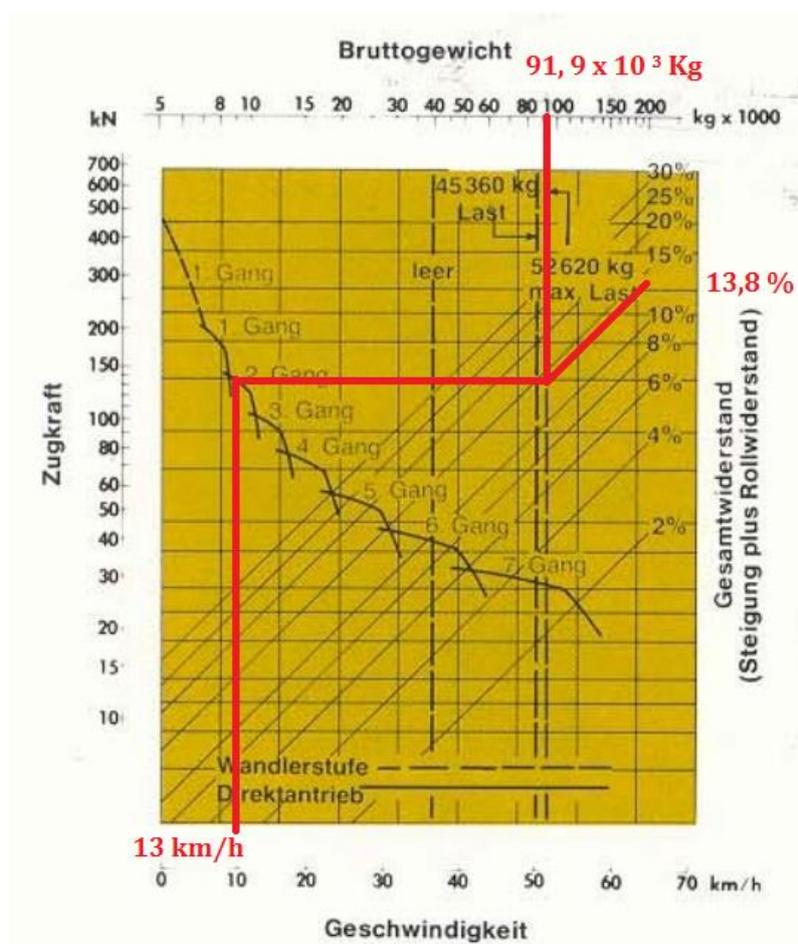


Figura 2-2: Prestaciones desplazamiento volquete Caterpillar.

Fuente: Elaboración propia.

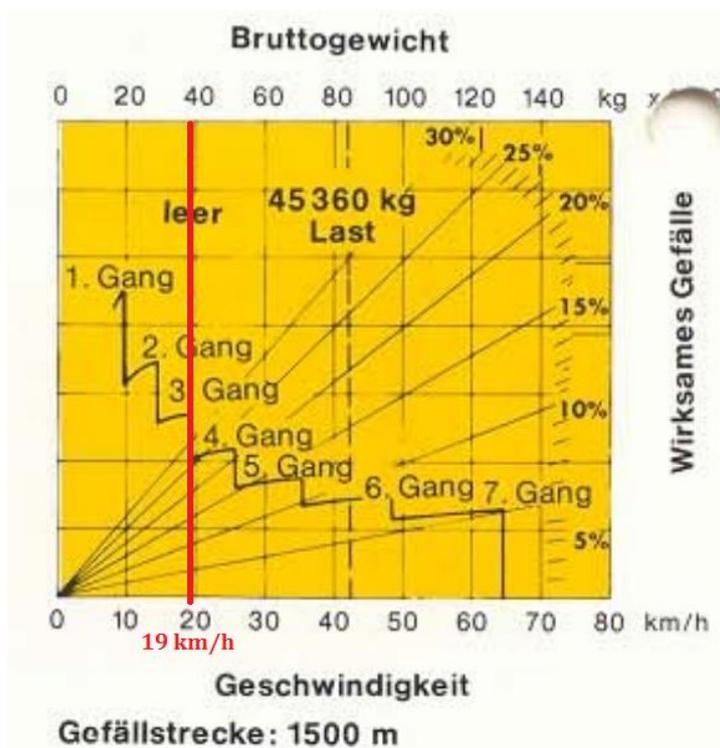


Figura 2-3: Prestaciones retardador volquete Caterpillar.

Fuente: Elaboración propia.

La velocidad máxima de descenso recomendada por el fabricante es 19 Km/h.

En los tramos horizontales se establece una velocidad máxima de 30 Km/h.

Como se ha indicado, las velocidades obtenidas son las máximas a la que se desplaza el equipo en las condiciones indicadas, pero para alcanzarlas se necesita una cierta longitud de pista, pudiendo luego mantenerlas indefinidamente. La influencia de estos periodos de aceleración y deceleración se han corregido mediante los denominados Factores de Velocidad

Los tramos horizontales con la unidad arrancando y el tramo final de 50 m del trayecto de ida con la unidad cargada se han tomado como unidad parada arrancando, obteniendo un factor de velocidad de 0,39.

En los tramos horizontales se establece un factor de 0,65.



En el tramo en contrapendiente se establece un factor de 0,95 y en el tramo a favor de pendiente de 1.

Para los tramos a favor de pendiente y contrapendiente se establece un factor por curvas pronunciadas, estrechamientos, lugares de escasa visibilidad, etc. de 0,85.

Una vez conocida la velocidad máxima alcanzable y los factores de velocidad, se calcula la velocidad media por tramos del equipo como sigue:

$$\text{Velocidad media Tramo horizontal arrancando} = 30 \text{ Km/h} \times 0,39 = 11,7 \text{ Km/h.}$$

$$\text{Velocidad media Tramo horizontal} = 30 \text{ Km/h} \times 0,65 = 19,5 \text{ Km/h.}$$

$$\text{Velocidad media T. contrapendiente} = 13 \text{ Km/h} \times 0,95 \times 0,85 = 10,5 \text{ Km/h.}$$

$$\text{Velocidad media T. a favor pendiente} = 19 \text{ Km/h} \times 1 \times 0,85 = 16,15 \text{ Km/h.}$$

A continuación se calcula el tiempo de un ciclo para el volquete Caterpillar.

$$T_{\text{acarreo}} = \frac{100 \times 0,06}{11,7} + \frac{1300 \times 0,06}{10,5} + \frac{50 \times 0,06}{11,7} = 8,2 \text{ minutos}$$

$$T_{\text{retorno}} = \frac{50 \times 0,06}{11,7} + \frac{1300 \times 0,06}{16,15} + \frac{100 \times 0,06}{19,5} = 5,39 \text{ minutos}$$

$$T_{\text{transporte volquete Caterpillar}} = T_{\text{acarreo}} + T_{\text{retorno}} = 13,59 \text{ minutos}$$

Volquete Komatsu

El peso neto o tara del volquete Komatsu es 45,4 toneladas y la carga útil 60 toneladas, por lo que la carga nominal del equipo será $45,4 + 60 = 105,4$ toneladas.

La gráfica característica del equipo indica que la velocidad máxima de acarreo para esta pendiente sería de 11 Km/h y la subiría en segunda velocidad.



Figura 2-4: Prestaciones desplazamiento volquete Komatsu.

Fuente: Elaboración propia.

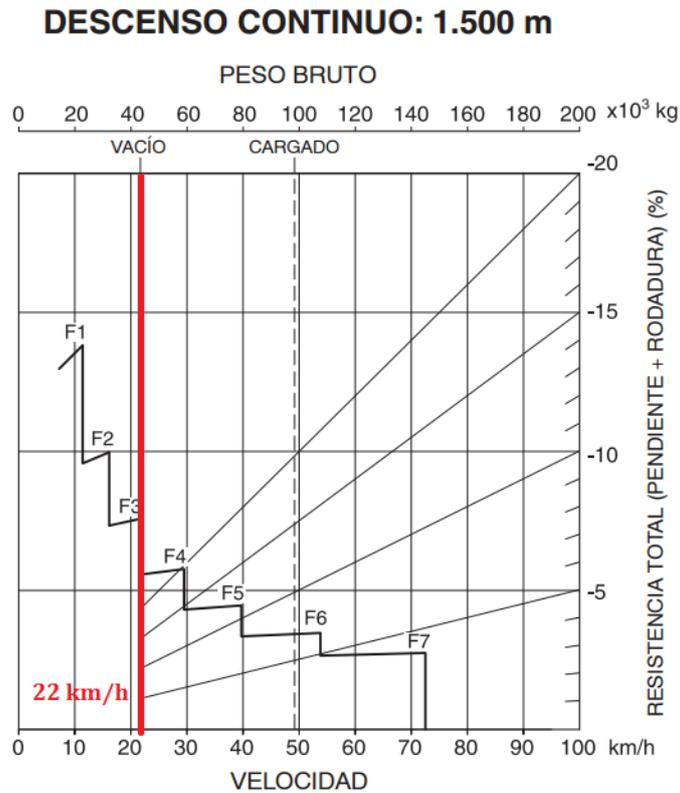


Figura 2-5: Prestaciones retardador volquete Komatsu.

Fuente: Elaboración propia.



La velocidad máxima de descenso recomendada por el fabricante es 22 Km/h.

Los Factores de Velocidad adoptados son los mismos que para el volquete Caterpillar, resultando:

$$\text{Velocidad media}_{\text{Tramo horizontal arrancando}} = 30 \text{ Km/h} \times 0,39 = 11,7 \text{ Km/h.}$$

$$\text{Velocidad media}_{\text{Tramo horizontal}} = 30 \text{ Km/h} \times 0,65 = 19,5 \text{ Km/h.}$$

$$\text{Velocidad media}_{\text{T. contrapendiente}} = 11 \text{ Km/h} \times 0,95 \times 0,85 = 8,88 \text{ Km/h.}$$

$$\text{Velocidad media}_{\text{T. a favor pendiente}} = 22 \text{ Km/h} \times 1 \times 0,85 = 18,7 \text{ Km/h.}$$

A continuación se calcula el tiempo de un ciclo para el volquete Komatsu.

$$T_{\text{acarreo}} = \frac{100 \times 0,06}{11,7} + \frac{1300 \times 0,06}{8,88} + \frac{50 \times 0,06}{11,7} = 9,56 \text{ minutos}$$

$$T_{\text{retorno}} = \frac{50 \times 0,06}{11,7} + \frac{1300 \times 0,06}{18,7} + \frac{100 \times 0,06}{19,5} = 4,74 \text{ minutos}$$

$$T_{\text{transporte volquete Komatsu}} = T_{\text{acarreo}} + T_{\text{retorno}} = 14,3 \text{ minutos}$$

El tiempo total de un ciclo será igual a:

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 = 3,2 + 13,59 + 1,6 = 18,39 \text{ min. para el Caterpillar}$$

$$T_c = T_1 + T_2 + T_3 = 3,6 + 14,3 + 1,6 = 19,5 \text{ min. para el Komatsu}$$



El resultado de la Producción horaria de los volquetes será igual a:

- Para el volquete Caterpillar:

$$P \text{ (m}^3\text{/h)} = (60 \times C_v \times E) / T_c = (60 \times 33,1 \times 0,7) / 18,39 = 75,59 \text{ m}^3\text{/ h.}$$

$$P \text{ (Ton/h)} = 75,59 \text{ m}^3\text{/ h} \times 1,60 \text{ Ton./ m}^3 = 120,95 \text{ ton./h.}$$

- Para el volquete Komatsu:

$$P \text{ (m}^3\text{/h)} = (60 \times C_v \times E) / T_c = (60 \times 37,5 \times 0,7) / 19,5 = 80,77 \text{ m}^3\text{/ h.}$$

$$P \text{ (Ton/h)} = 80,77 \text{ m}^3\text{/ h} \times 1,60 \text{ Ton./ m}^3 = 129,23 \text{ ton./h.}$$

La producción horaria media obtenida con los dos volquetes es de 125,1 ton/h.

Por lo tanto, la producción horaria de los volquetes será de $2 \times 125,1 = 250,2$ ton/h. cuando la distancia desde el frente de explotación hasta la tolva de recepción sea máxima.

Teniendo en cuenta que la disponibilidad media de las máquinas es del 98 %, la producción horaria real será de $250,2 \times 0,98 = 245,2$ ton/h., lo que supone 122,6 ton/h de media por volquete.

La producción media horaria de los equipos de transporte está proyectada en 219 ton/h, siendo necesarios $219 / 122,6 \approx 1,8$ volquetes, por lo que la flota de volquetes adoptada es adecuada para la explotación proyectada.

La producción sobrante de los equipos de transporte será acopiada junto a la tolva del primario para ser posteriormente cargada con pala cargadora, ya que siempre debe haber alimentación en dicha tolva independientemente de la disponibilidad de los equipos.



3. JUSTIFICACIÓN DE LA VOLADURA TIPO

En el cálculo de las voladuras, se justifica técnica y rigurosamente todos los puntos que el redactor del mismo considera necesarios para llevar a buen término la obra.

Los factores más importantes a tener en cuenta en la ejecución del presente, se pueden establecer en dos puntos fundamentales:

- Establecer una carga máxima operante con la que se protejan las estructuras de mayor riesgo de los efectos producidos por las vibraciones por su proximidad.
- Prestar una especial atención tanto del cálculo como de la ejecución de los parámetros de la voladura, (esquema de perforación, carga de fondo, retacado, etc.) así como tomar medidas adicionales para evitar las proyecciones en la manera de lo posible

3.1. DESCRIPCIÓN DE LA VOLADURA TIPO

3.1.1. ESQUEMA DE PERFORACIÓN

Estas voladuras, se realizarán con una malla de 3,00 m. de piedra y 3,10 m. de espaciamiento, con esquema de perforación al tresbolillo. La altura de banco será de 15 m. realizando la perforación con en 90 mm de diámetro y con una inclinación de 12° respecto de la vertical, con una sobreperforación calculada de 0,90 m, por lo que la longitud total del barreno será de 16,256 metros. La carga se realizará con 275 Kg de hidrogel de 60 mm Ø como carga de Fondo y de 4.725 Kg de Anfo como carga de columna, con un número total de barrenos de 77 por voladura tipo.



3.1.2. GEOMETRÍA DE LA VOLADURA

La voladura tipo se realizará mediante barrenos de 90,00 mm de diámetro, distribuidos al tresbolillo en una malla de 3,00 x 3,10 metros, situados en bancos de 15 metros de altura, una longitud de frente de 59,6 metros y una profundidad de banco de 12 metros. Esta disposición permite obtener aproximadamente 10.728 m³ de arranque de material por voladura.

3.1.3. CONFIGURACIÓN DE CARGAS Y DISTRIBUCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS EN LOS BARRENOS

La carga de cada uno de los barrenos se realizará con 2 cartuchos de explosivo hidrogel de 60 mm de \varnothing (3,57 Kg), cebándose el primer cartucho que se introduzca con detonador no eléctrico de fondo. La carga de columna será de 61,28 Kg de explosivo tipo Anfo a granel, dejando un retacado de 3,00 m de longitud, por lo que se obtiene una carga de explosivo por Barreno de 64,85 Kg, según el Plano n° 9, *Esquema de Carga y Tiro*, adjunto al presente proyecto.

3.1.4. SISTEMAS DE ENCENDIDO

El iniciado de la Voladura se efectuará mediante línea de tiro con tubo de transmisión de onda de choque e iniciador de tubo de transmisión conectado al sistema de secuenciado en superficie de la voladura formado por conectores no eléctricos, disparándose un solo barreno con el mismo tiempo de retardo.

3.1.5. INICIACIÓN Y CEBADO DE CARGAS

El cebado se realizará en fondo mediante detonadores no eléctricos en el primer cartucho que se introduzca, realizando el iniciado en superficie mediante conectores no eléctricos, según esquema de tiro adjunto al presente proyecto. En caso de existir barrenos rotos se realizará el cebado de la siguiente forma:



- Se preparará el cartucho cebo mediante la introducción en su interior del detonador no eléctrico y al mismo tiempo se insertará cordón detonante.
- Se desciende el cartucho cebo hasta, aproximadamente, las 3/4 partes del barreno y se procede a cortar el cordón detonante y adosarlo mediante cinta aislante al tubo de transmisión del detonador no eléctrico.
- A continuación se sigue con el descenso del cartucho cebo hasta el fondo del barreno y se asegura el tubo de transmisión para impedir su caída al interior del barreno.

De esta forma, se consigue iniciar el explosivo desde el fondo barreno y asegurar la continuidad en la transmisión de la detonación a lo largo del barreno, ya que el detonador *Primadet* inicia el cartucho cebo y éste inicia el cordón detonante que transmite la detonación a lo largo del barreno. Además, como el cordón detonante se encuentra completamente confinado en el interior del barreno no da lugar a un incremento de la onda aérea.

3.1.6. TIEMPOS DE RETARDO Y SECUENCIAS DE ENCENDIDO

El secuenciado se realizará en superficie con conectores no Eléctricos, disparándose un solo barreno con el mismo tiempo de retardo, según el Plano nº 9, *Esquema de Carga y Tiro*.

3.1.7. EXPLOSIVO POR BARRENO, POR DETONACIÓN INSTANTÁNEA Y POR VOLADURA

El explosivo utilizado por barreno será 3,57 Kg de explosivo hidrogel como carga de fondo y de 61,28 Kg de explosivo tipo Anfo a granel como carga de columna.

La Carga Instantánea a utilizar será de 64,85 Kg (es decir, 1 barreno detonado con el mismo retardo, con una carga de 61,28 Kg de Anfo + 3,57 Kg de explosivo del tipo hidrogel por barreno – 2 cartuchos de 1,785 Kg).



El explosivo utilizado en cada voladura tipo se corresponderá con 275 Kg. de hidrogel de 60 mm. de \varnothing y de 4.725 Kg de Anfo como carga de columna. Por lo tanto, en cada voladura tipo se consumirán 5.000 Kg de explosivo.

3.1.8. CONSUMO ESPECÍFICO

El consumo específico de explosivo por voladura se corresponde con 0,47 Kg de explosivo/m³ de material arrancado, de los cuales 0,44 Kg será de ANFO/m³ y 0,03 de Hidrogel/m³.

3.1.9. CARACTERÍSTICAS DE LA VOLADURA TIPO

Tabla 3-1: Características de la voladura tipo.

Número de barrenos:	77
Número de filas:	Múltiples
Piedra nominal:	3 metros
Espaciamiento nominal:	3,10 metros
Longitud de retacado:	3 metros
Altura de banco:	15 metros
Longitud del barreno:	16,25 metros
Inclinación:	12°
Sobreperforación:	0,90 metros
Diámetro de perforación:	90 milímetros
Carga en fondo por barreno:	3,57 Kg Hidrogel
Carga en columna por barreno:	61,28 Kg ANFO
Kg de explosivo tipo ANFO por voladura tipo:	4.725 Kg
Kg de explosivo tipo Hidrogel por voladura tipo:	275 Kg
Kg total de explosivo por voladura:	5.000 Kg
Carga instantánea adoptada:	64,85 Kg

Fuente: Elaboración propia.



Elementos accesorios de la voladura tipo

- 80 Uds. Detonadores de fondo NO Eléctricos
- 80 Uds. Conectores de superficie NO Eléctricos
- 300 ml. Cordón detonante (En caso de existir barrenos rotos)
- Tubo de transmisión

3.1.10. TRABAJOS A REALIZAR

El volumen total de material arrancado en cada voladura tipo es de unos 10.741,5 m³, equivalentes a 28.465 ton., como máximo, siendo las circunstancias particulares de cada momento las que determinarán la magnitud de cada voladura.

Dada la producción anual requerida de 350.000 Toneladas, el volumen anual previsto arrancar en el presente Proyecto de Explotación es de 132.076 m³, por lo que el número de voladuras previstas será igual a $132.076 / 10.741,5 \approx 13$ Voladuras al año.

Hay que considerar un rendimiento de voladura del 90%, es decir, un 10% del material volado no fragmenta al tamaño adecuado para el tratamiento y queda en forma de bolos en el frente para ser picado posteriormente o para ser comercializado directamente como escollera.

<i>Número de voladuras de arranque al año:</i>	13 de 5.000 Kg
<i>Volumen previsto de arranque al año:</i>	132.076 m ³
<i>Carga Instantánea Adoptada:</i>	64,85 Kg (1 barreno con el mismo tiempo de retardo)



3.2. CÁLCULO DE LA VOLADURA TIPO

3.2.1. SÍMBOLOS EMPLEADOS

Tabla 3-2: Símbolos empleados para el cálculo de la voladura tipo.

SÍMBOLO	DESCRIPCION	VALOR
K	Altura de banco	mt
L	Longitud de barreno	mt
U	Sobreperforación	mt
A	Angulo inclin. Barreno	mt
V	Piedra	mt
E	Espaciamiento	mt
Dp	Diámetro perforación	mm
Rc	Resist. cizallamiento	600 ton/m ²
Rt	Resist. tracción	400 ton/m ²
B	Potencia cizallamiento	ton
Cf	Carga de fondo	ton
Dc	Densidad de carga	N: 0,80 R: 1,25 G: 1,32
d ₃	Longitud de carga expl. para cizallar el pie	mt
Vd	Velocidad detonación	N: 2000 m/s R: 5000 " G: 5200 "
Cc	Carga de columna	ton
d ₂	Long. carga columna	mt
R	Retacado	mt
Lc	Longitud Encartuchado	m
De	Diámetro Encartuchado	m

Fuente: Elaboración propia.



3.2.2. FÓRMULAS EMPLEADAS

PIEDRA

$$V \text{ máx} = 39 D_p/1000$$

$$V = V \text{ máx} - \% \text{ desvío} \times K$$

SOBREPERFORACIÓN

$$U = 10 * D_p$$

LONGITUD DEL BARRENO

$$L = (K + U)/\cos A$$

ESPACIAMIENTO

$$E = 1,1 \times V$$

LONGITUD DE CARGA DE FONDO

$$d_3 = 1 \times U$$

LONGITUD DE CARGA DE COLUMNA

$$d_2 = L - V - d_3$$



RETACADO

$$R = L - d3 - d2$$

ENERGÍA NECESARIA PARA VENCER LA RESISTENCIA AL CIZALLAMIENTO

$$B = R_c \times V \times E$$

CARGA DE FONDO

$$C_f = D_c \times \pi \times L_c \times (D_e/2)^2 \times 1000 \times d3$$

ENERGÍA NECESARIA PARA VENCER LA RESISTENCIA A TRACCIÓN

$$A = R_t \times E \times K$$

CARGA DE COLUMNA UTILIZANDO NAGOLITA

$$C_c = \pi \times (D_p/2)^2 \times 1000 \times D_c \times d2$$

3.2.3. CÁLCULOS DE VOLÚMENES

El volumen arrancado por cada barreno vendrá dado por la siguiente expresión:

$$VAB = V \times E \times H$$



En donde:

VAB = Volumen Arrancado Por Barreno. (m³)

V = Piedra Adoptada = 3,00 metros.

E = Espaciamiento Adoptado = 3,10 metros.

H = Altura de Banco = 15 metros.

Sustituyendo:

$$VAB = 3,00 \times 3,10 \times 15 = 139,50 \text{ m}^3.$$

El volumen arrancado por voladura tipo proyectada vendrá dado como el producto del volumen arrancado por cada barreno (VAB) por el número de barrenos proyectados por cada voladura Tipo, de forma que se tiene:

$$VAV = VAB \times n$$

Siendo:

VAV = Volumen arrancado por voladura tipo. (m³)

VAB = Volumen arrancado por barreno = 139,50 m³

n = Número de Barrenos por voladura tipo = 77

Sustituyendo:

$$VAV = 139,50 \times 77 = 10.741,5 \text{ m}^3$$

El volumen anual previsto arrancar en el presente proyecto de explotación es de 132.076 m³, por lo que el número de voladuras previstas será igual a $132.076 / 10.741,5 \approx 13$ voladuras al año.



En la siguiente tabla se recogen todos los parámetros calculados para la voladura tipo.

Tabla 3-3: Resultado del cálculo de la voladura tipo.

DATOS TÉCNICOS DE LA VOLADURA	
VARIABLES DIMENSIONALES	
Diámetro perf. (mm.)	90,00
Altura de banco (m.)	15,00
Long. de banco (m.)	181,00
Profund. de banco (m.)	50,00
Inclin. del barreno (°)	12,00
VARIABLES DEL EXPLOSIVO	
Densidad Expl. HIDROGEL (g/cm ³)	1,25
Densidad Expl. ANFO (g/cm ³)	0,80
Kg/m. de Expl. HIDROGEL	3,57
Kg/m. de Expl. ANFO	4,98

JUSTIFICACION ENERGÉTICA	
Energía necesaria para vencer Resist. al cizallamiento (Tn.)	5850,00
Energía necesaria para vencer Resist. a tracción (Tn.)	18600,00
Energía suministrada por carga fondo (Tn.)	10812,02
Energía suministrada por carga columna (Tn.)	132503,69

RENDIMIENTO DEL EXPLOSIVO	
Volumen teórico por barreno (m ³ .)	139,500
Consumo Expl. HIDROGEL (kg./m ³ .)	0,026
Consumo Expl. ANFO (kg./m ³)	0,439
Consumo TOTAL EXPLOSIVO (kg./m ³ .)	0,465

METROS DE PERFORACIÓN	
Volumen total a volar (m ³ .)	135750
Nº de barrenos necesarios	973
Mts. de perforación por barreno	16,255
Mts. de perforación totales	15818

DISEÑO DE VOLADURA	
Piedra CALCULADA (m.)	2,970
Piedra ADOPTADA (m.)	3,000
Espaciamiento CALCULADO (m.)	3,150
Espaciamiento ADOPTADO (m.)	3,100
Sobreperforación (m.)	0,900
Longitud barreno (m.)	16,255
Longitud carga fondo (m.)	1,000
Long. carga columna (m.)	12,255
Retacado (m.)	3,000

EXPLOSIVO NECESARIO POR BARRENO	
Carga de columna (kg.)	61,28
Carga de fondo CALCULADA (kg.)	3,570
Carga de fondo ADOPTADA (kg.)	3,570
Ud. de Detonadores Nonelectric.	
Ud. de Conectores Nonelectric.	
Ud. de Detonadores ordinarios	
Ud. de Detonadores eléctricos serie "I"	
Mts. de Cordón Detonante 12 gr/m.	
Mts. de Mecha lenta	
Nº de barrenos con mismo retardo	1
TOTAL CONSUMO EXPLOSIVO	
EXPLOSIVO HIDROGEL (kg.)	3474
EXPLOSIVO ANFO (kg.) (Para barrenos)	59629
Cordón detonante	3900
Ud. Detonador no eléctrico de fondo	1040
Ud. Detonador no eléctrico de superficie	1040
Ud. de Detonadores eléctricos serie "I"	0
Ud. de Detonadores ordinarios	0
M.l. de Mecha Lenta	0

Fuente: Elaboración propia.



3.3. CONTROL DE VIBRACIONES

3.3.1. CLASIFICACIÓN DE LAS ESTRUCTURAS A PROTEGER

La Autoridad Minera considera la clasificación de la estructura más cercana a proteger (Balsa de riego) como ESTRUCTURAS DEL GRUPO III en base a la norma UNE 22-381- 93. Se considerará el tipo de macizo rocoso como *medio*.

Existen, además, edificaciones consideradas según la norma UNE 22-381-93 como ESTRUCTURA DEL GRUPO II, estando la más cercana a 232 m. Se considerará el tipo de macizo rocoso como *medio*.

Con respecto a la carga máxima operante corregida para las estructuras relacionadas, las distancias más desfavorables son las siguientes:

Tabla 3-4: Clasificación y distancia de las estructuras a proteger.

ESTRUCTURA	ZONA DE VOLADURAS
INMUEBLE - GRUPO II	232 m.
CORTIJO "LA PALOMA" GRUPO II	427 m.
"CASAS DEL HONDO" GRUPO II	704 m.
BALSA AL NORTE GRUPO III	270 m.
BALSA AL NORTE GRUPO III	304 m.
BALSA AL ESTE GRUPO III	414 m.
BALSA AL SUR GRUPO III	437 m.

Fuente: Elaboración propia.



3.3.2. CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

El macizo rocoso se encuentra clasificado dentro de la clase de formación del tipo medio, con una velocidad de propagación de las ondas sísmicas de 2.000-4.000 m/s.

3.3.3. CARGA MÁXIMA INSTANTÁNEA CORREGIDA

A la hora de calcular la carga instantánea máxima aplicada, se ha tenido en cuenta el barrenado de carga más desfavorable, esto es, el de altura de banco mayor. Para el caso de este proyecto resulta ser de 15 m., con una longitud de barrenado de 16,25 m. y una carga total por barrenado de 64,85 kg. Esto, teniendo en cuenta que cada barrenado se carga con 3,57 kg de explosivo hidrogel y 61,28 kg de Anfo a granel.

Una vez adoptada la carga instantánea máxima usada en la voladura, se aplicará la fórmula recogida en la norma UNE 22.381-93, con la que se obtendrá la carga corregida para esta voladura, con esta carga corregida y la distancia a las distintas edificaciones se entrará en la Tabla nº 3-5, Carga-Distancia, a fin de saber en qué zona de la misma nos encontramos.

La fórmula a aplicar es:

$$Q_c = Q_i \times F_r \times F_e$$

En donde:

$F_r = 1$ (Macizo Rocosos Medio), se tendrá lo siguiente:

- **INMUEBLE (Grupo II), $F_r = 1$ y $F_e = 1$**

$$Q_c = 64,85 \times 1 \times 1 = 64,85 \text{ Kg.}$$

Distancia de la edificación a la zona a volar: 232 m.



Se está en la Zona de Control, con una carga corregida máxima permitida para esta estructura de 287,20 Kg.

- **CORTIJO “LA PALOMA” (Grupo II), Fr =1 y Fe = 1**

$$Q_c = 64,85 \times 1 \times 1 = 64,85 \text{ Kg.}$$

Distancia de la edificación a la zona a volar: 427 m.

Se está en la Zona de Proyecto Tipo, con una carga corregida máxima permitida para esta estructura de 168,61 Kg.

- **CASAS DEL HONDO (Grupo II), Fr =1 y Fe = 1**

$$Q_c = 64,85 \times 1 \times 1 = 64,85 \text{ Kg.}$$

Distancia de la edificación a la zona a volar: 704 m.

Se está en la Zona de Proyecto Tipo, con una carga corregida máxima permitida para esta estructura de 458,34 Kg.

- **BALSA AL NORTE (Grupo III), Fr =1 y Fe = 3,57**

$$Q_c = 64,85 \times 1 \times 3,57 = 231,51 \text{ Kg.}$$

Distancia de la edificación a la zona a volar: 270 m.

Se está en la Zona de Control, con una carga corregida máxima permitida para esta estructura de 388,99 Kg.



- **BALSA AL NORTE (Grupo III), Fr =1 y Fe = 3,57**

$$Q_c = 64,85 \times 1 \times 3,57 = 231,51 \text{ Kg.}$$

Distancia de la edificación a la zona a volar: 304 m.

Se está en la Zona de Control, con una carga corregida máxima permitida para esta estructura de 493,13 Kg.

- **BALSA AL ESTE (Grupo III), Fr =1 y Fe = 3,57**

$$Q_c = 64,85 \times 1 \times 3,57 = 231,51 \text{ Kg.}$$

Distancia de la edificación a la zona a volar: 414 m.

Se está en la Zona de Control, con una carga corregida máxima permitida para esta estructura de 914,57 Kg.

- **BALSA AL SUR (Grupo III), Fr =1 y Fe = 3,57**

$$Q_c = 64,85 \times 1 \times 3,57 = 231,51 \text{ Kg.}$$

Distancia de la edificación a la zona a volar: 437 m.

Se está en la Zona de Control, con una carga corregida máxima permitida para esta estructura de 1.019,01 Kg.



3.3.4. TIPO DE ESTUDIO DE VIBRACIONES REQUERIDO

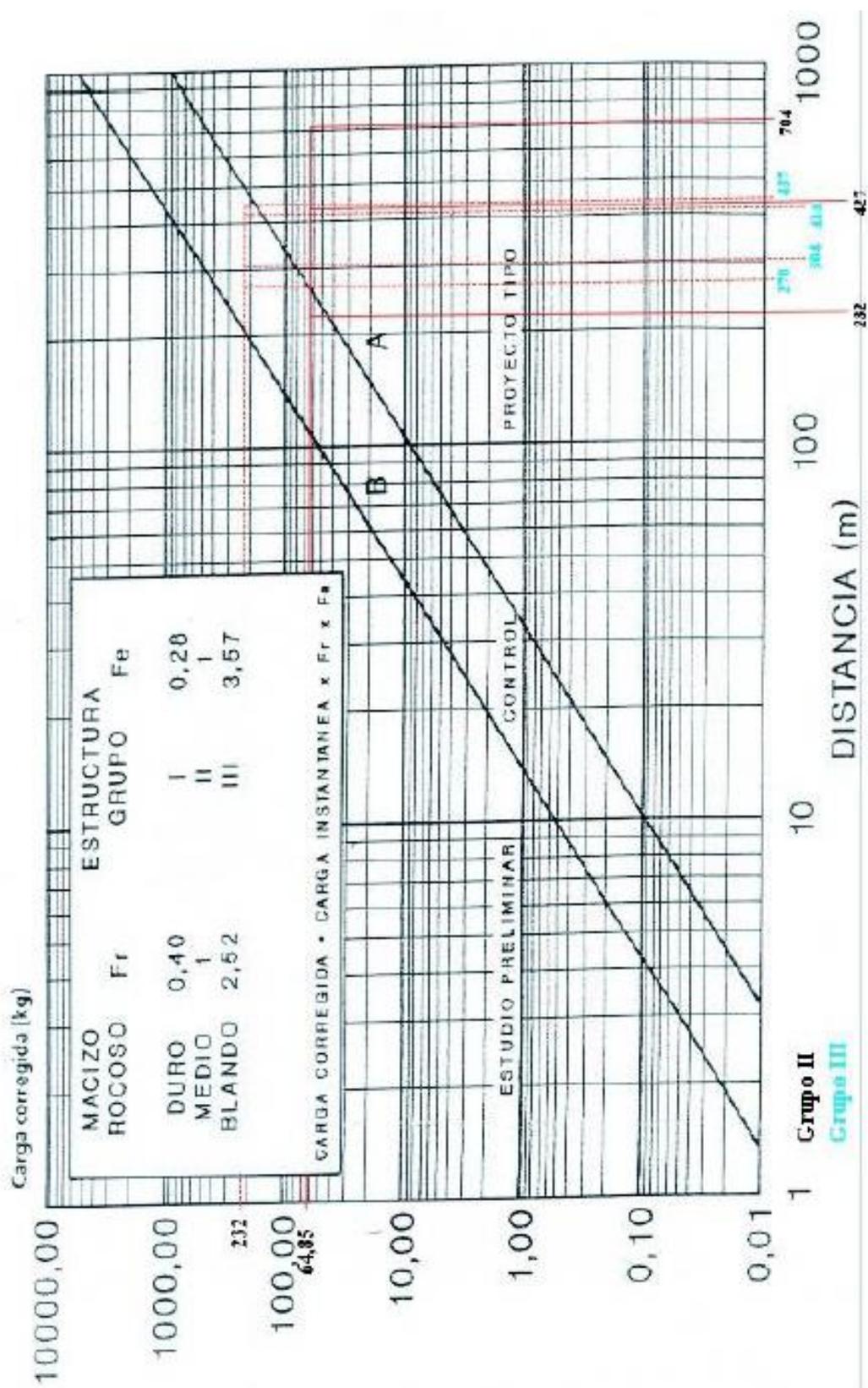
Con la carga instantánea adoptada de 64,85 Kg, según la tabla 3-5, Carga-Distancia, especificada en la norma UNE 22-381/93, Control de Vibraciones Producidas por Voladuras, nos encontramos:

- En la zona denominada *Zona de Proyecto Tipo* para las estructuras del Grupo II a distancias superiores a 265 m. (Inmueble, Cortijo “la Paloma”, Casas del Hondo, Casas La Tejera), por lo que no resulta necesario realizar controles de vibraciones en dichas estructuras, aplicando los Criterios de Prevención para esta estructura recogidos en la norma UNE 22.38/93.
- En la zona denominada *Zona de Control (Zona B)* para las estructuras del Grupo II a distancias inferiores a 265 m y para las estructuras del Grupo III (balsas), por lo que resulta necesario realizar Controles de Vibraciones en las estructuras más cercanas a la zona de voladuras, aplicando los Criterios de Prevención para esta estructura recogidos en la norma UNE 22.38/93.

Por lo tanto, se realizarán controles de vibraciones en la estructura más cercana a la zona de voladuras que este dentro de los parámetros de Zona de Control (Zona B).



Tabla 3-5: Carga-Distancia.



Fuente: Elaboración propia.



3.4. CONTROL DE ONDA AÉREA

La onda aérea es la onda de presión que va asociada a la detonación de la carga explosiva, mientras que el ruido generado en las voladuras es la parte audible e infrasónica del espectro, desde 20 Hz a 20 kHz.

Las ondas aéreas son vibraciones en el aire de baja frecuencia, con valores generalmente por debajo de los 20 Hz. El control de la onda aérea viene dado por el control de la ejecución de la perforación y de las voladuras, de forma que se comprobarán los siguientes parámetros en la ejecución de las voladuras:

- Se realizará el correcto retacado de los barrenos, no siendo éste inferior a 25 veces el diámetro del barreno, debiendo realizarse con materiales inertes de relleno con una granulometría de 15/20 mm. de \emptyset .
- Se comprobará la existencia de grietas en el frente de explotación previo a las operaciones de perforación, evitando atravesar con los barrenos éstas grietas, y por supuesto, si se atraviesan no se procederá a la carga de dichos barrenos rotos.
- No se usará cordón detonante en el conexionado de los barrenos, de forma que se verá reducida la onda aérea por éste factor.
- Se comprobará la carga de explosivo de los barrenos de forma que se eviten las posibles concentraciones de explosivo en las posibles coqueras existentes en el terreno.

Con la ejecución de éstas medidas, unido a la distancia existente desde la explotación hasta los puntos receptores más cercanos, se puede asegurar que no existirán problemas de onda aérea en la ejecución de las voladuras.



3.5. CONTROL DE PROYECCIONES

Asociadas a las voladuras, las proyecciones son la principal causa de accidentes de personal y daños a equipos cercanos. Dependiendo del lugar, las proyecciones pueden alcanzar desde menos de 100 m. hasta 1.600 m. En consecuencia, es necesario evaluar el posible radio de acción que tienen las proyecciones de la roca desde el lugar donde se realizan las voladuras.

Para ello, se ha utilizado el método desarrollado por la Swedish Detonic Research Foundation (1.975), que permite estimar la distancia máxima alcanzada por un fragmento en unas condiciones óptimas.

En la voladura tipo objeto del presente proyecto, con un consumo específico de 0,47 Kg/m³ de media, el alcance máximo vendrá dado por:

$$L_{\text{máx}} = (m) \times D = 36,5 \times 4 = 146 \text{ m.}$$

$$T_b = 0,1 \times D^{2/3} = 0,1 \times 2,52 = 0,25 \text{ m.}$$

siendo:

D = diámetro del barreno en pulgadas.

T_b = Tamaños de los trozos de rocas en m.

m = cte. según tabla de Lundborg.

Estas fórmulas empíricas, fueron obtenidas a partir de ensayos a escala, con filmaciones fotográficas de alta velocidad y cálculos teóricos, siendo bastante orientativos sobre los datos que se obtendrán en la realidad.

Con esta distancia máxima, así como con la experiencia tenida en años anteriores, se puede asegurar que no existirán problemas de proyecciones a grandes distancias, por lo que está garantizada la seguridad de las estructuras mencionadas en el presente proyecto.



DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MINERA,
GEOLÓGICA Y CARTOGRÁFICA

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE
CARTAGENA



PROYECTO FIN DE GRADO EN
INGENIERÍA DE RECURSOS
MINERALES Y ENERGÍA

Adaptación de Proyecto de Explotación de
una cantera a la nueva normativa minera y
ambiental

José Lorca Alfaro

DOCUMENTO Nº 4: ESTUDIO
ECONÓMICO

ÍNDICE

1. COMERCIALIZACIÓN Y VENTAS -----	2
2. ANÁLISIS ECONÓMICO -----	3
2.1. PREVISIÓN DE LAS INVERSIONES -----	3
2.1.1. <i>COSTES DE CAPITAL FIJO</i> -----	3
2.1.2. <i>COSTES DE CAPITAL CIRCULANTE</i> -----	4
2.1.3. <i>RESUMEN DE INVERSIONES</i> -----	5
2.2. INGRESOS ANUALES POR VENTAS -----	6
2.3. PREVISIÓN GASTOS ANUALES Y COSTES DE OPERACIÓN -----	7
2.3.1. <i>COSTES DIRECTOS/VARIABLES</i> -----	7
2.3.2. <i>RESUMEN DE LOS COSTES DIRECTOS/VARIABLES</i> -----	16
2.3.3. <i>COSTES INDIRECTOS/ FIJOS</i> -----	17
2.3.4. <i>RESUMEN DE LOS COSTES INDIRECTOS/ FIJOS</i> -----	21
2.3.5. <i>RESUMEN DE COSTES DE OPERACIÓN</i> -----	21
2.4. CUENTA DE RESULTADOS PROVISIONAL SIMPLIFICADA -----	22
3. PLAN DE FINANCIACIÓN -----	24
4. ANÁLISIS DE RENTABILIDAD -----	24
5. CONCLUSIONES DE VIABILIDAD -----	27
5.1. VIABILIDAD TÉCNICA -----	27
5.2. VIABILIDAD ECONÓMICA Y FINANCIERA -----	27
6. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD -----	29
7. PRESUPUESTO -----	31



1. COMERCIALIZACIÓN Y VENTAS

El árido natural extraído en la explotación, tras ser sometido a procesos mecánicos, se comercializará como materia prima en la industria de la construcción y para la fabricación de toda clase de elementos de construcción. Esencialmente para la fabricación de hormigones y morteros y para la ejecución de las obras públicas y civiles de la comarca. No obstante también está prevista la venta de los áridos de diferentes calidades y granulometrías obtenidos en la cantera.

Los ingresos serán generados por la venta de los productos procedentes de la explotación. Así pues, los ingresos generados por la producción minera dependen de la cantidad física y de los precios unitarios de los productos.

La previsión de precios de los productos vendibles se realizará en función de los precios actuales de mercado, calculando una media ponderada en función de los precios de cada tipo de producto.

Precio medio de la tonelada de material vendible: 3,90 €/Tm.

Los precios de los áridos, al contrario que otros recursos minerales, tienen unos precios bastante estables, con fluctuaciones pequeñas y tendencias a medio y largo plazo bastante bien definidas. Teniendo en cuenta esto y la evolución experimentada por el precio de los áridos en anteriores periodos, consideraremos, para el estudio que nos ocupa, un incremento anual en precios del 2,5%.



2. ANÁLISIS ECONÓMICO

2.1. PREVISIÓN DE LAS INVERSIONES

Se entiende por inversión la aplicación de fondos para la adquisición de los activos necesarios para poner en producción el proyecto. Las inversiones tienen dos componentes principales, una parte de capital fijo y otra parte de capital circulante. Los costes de capital fijo se refieren a los fondos necesarios para la adquisición de maquinaria, edificios, instalaciones, etc. El capital circulante representa el dinero necesario para comenzar la operación y asumir las obligaciones subsiguientes durante la puesta en marcha del proyecto.

2.1.1. COSTE DE CAPITAL FIJO

Se definen y cuantifican a continuación, las partidas más importantes del capital fijo.

– ESTUDIOS, INVESTIGACIONES, PROYECTOS

Se refiere al coste de los estudios, investigaciones, proyectos mineros, trámites administrativos, permisos, asesoramientos, etc., llevados a cabo desde el momento en que se concibe la idea, hasta el comienzo de la operación.

Debido a que se trata de una cantera que se lleva explotando desde hace décadas, que cuenta con numerosos estudios realizados en años anteriores y con todos los permisos, las inversiones realizadas en esta materia son mínimas.

– INFRAESTRUCTURAS E INSTALACIONES AUXILIARES

En este punto se considerarán los precios de adquisición de las instalaciones, edificios, servicios de comunicaciones, energía eléctrica, agua, etc.



Tabla 2-1: Inversión en infraestructuras e instalaciones auxiliares.

<i>Instalación de trituración, clasificación y molienda</i>	<i>135.000,00 €</i>
<i>Nave Taller/Almacén</i>	<i>579.347,00 €</i>
<i>Báscula de pesaje</i>	<i>20.000,00 €</i>
<i>Depósito de Gasóleo 40.000 litros</i>	<i>5.000,00 €</i>
<i>Centro de transformación</i>	<i>20.000,00 €</i>
<i>Pozo de extracción de agua</i>	<i>12.500,00 €</i>
<i>Importe infraestructuras e instalaciones auxiliares</i>	<i>753.847 €</i>

Fuente: Elaboración propia.

– MATERIALES FUNGIBLES, EQUIPOS INFORMÁTICOS

En esta partida se contemplan el mobiliario, equipos informáticos, herramientas.

<i>Importe materiales fungibles, equipos informáticos</i>	<i>10.000 €</i>
--	------------------------

– EQUIPOS Y MAQUINARIA MINERA

Tabla 2-2: Inversión en equipos y maquinaria minera.

<i>Retroexcavadora LIEBHERR R 974 B Litronic</i>	<i>124.350,00 €</i>
<i>Pala cargadora CATERPILLAR 972 G</i>	<i>83.300,00 €</i>
<i>Pala cargadora CATERPILLAR 962 G</i>	<i>56.590,00 €</i>
<i>Volquete CATERPILLAR 773 B</i>	<i>143.686,00 €</i>
<i>Volquete KOMATSU HD 605-5</i>	<i>158.721,00 €</i>
<i>Otros equipos</i>	<i>65.000,00 €</i>
<i>Importe equipos y maquinaria minera</i>	<i>631.647 €</i>

Fuente: Elaboración propia.

2.1.2. *COSTE DE CAPITAL CIRCULANTE*

Además de las inversiones anteriores, se considera una partida económica en circulante. La provisión de fondos necesaria se estima como un porcentaje de la



inversión considerada en inmovilizado. Este concepto de inversión se mantiene a lo largo de la vida del proyecto y se recupera al final de la vida del mismo. El porcentaje para la estimación de provisión de fondos es de 15%.

<i>TOTAL Coste de Capital Circulante</i>	<i>209.324 €</i>
---	-------------------------

2.1.3. RESUMEN DE INVERSIONES

Tabla 2-3: Resumen de las inversiones.

<i>COSTE CAPITAL FIJO</i>	<i>1.395.494 €</i>
<i>Importe infraestructuras e instalaciones auxiliares</i>	<i>753.847</i>
<i>Importe materiales fungibles, equipos informáticos</i>	<i>10.000 €</i>
<i>Importe equipos y maquinaria minera</i>	<i>631.647 €</i>
<i>COSTE CAPITAL CIRCULANTE</i>	<i>209.324 €</i>
<u><i>TOTAL INVERSIONES</i></u>	<i>1.604.818 €</i>

Fuente: Elaboración propia.



2.2. INGRESOS ANUALES POR VENTAS

De acuerdo con las producciones planificadas y la comercialización de los productos esperada reflejada en apartados anteriores, se presenta el siguiente desglose de ingresos anuales para los 10 primeros años.

Tabla 2-4: Flujo previsto de ingresos anuales por ventas (IVA no incluido).

CONCEPTO/ AÑO	Producción Vendible (Tm)	Ingresos anual precios (%)	Precio venta (€/Tm)	INGRESOS POR VENTAS ANUALES (€)
1	350.000	0 %	3,90	1.365.000 €
2	350.000	2,5 %	4,00	1.399.125 €
3	350.000	2,5 %	4,10	1.434.103 €
4	350.000	2,5 %	4,20	1.469.956 €
5	350.000	2,5 %	4,30	1.506.705 €
6	350.000	2,5 %	4,41	1.544.372 €
7	350.000	2,5 %	4,52	1.582.982 €
8	350.000	2,5 %	4,64	1.622.556 €
9	350.000	2,5 %	4,75	1.663.120 €
10	350.000	2,5 %	4,87	1.704.698 €

Fuente: Elaboración propia.



2.3. PREVISIÓN GASTOS ANUALES Y COSTES DE OPERACIÓN

Los costes de operación los definiremos como aquellos generados de forma continuada durante el funcionamiento de la explotación, dividiéndose en dos categorías: costes directos y costes indirectos.

2.3.1. COSTES DIRECTOS/VARIABLES

Se consideran los costes directos o variables como los costes primarios de la operación. Para su cálculo, se ha elaborado una tabla detallada para cada tipo de operación, donde se detalla el coste horario de funcionamiento, así como el coste por tonelada tratada basándose en los precios actuales del mercado. Los costes horarios incluyen mano de obra, combustible, mantenimiento y reparaciones.

Establecidas el número de horas necesarias para la producción esperada y teniendo en cuenta los costes horarios unitarios de cada máquina se obtiene el coste de operación anual.

DATOS BÁSICOS DE PARTIDA:

- *Producción anual: 350.000 Tm*
- *Días de trabajo anual efectivos: 218*
- *Nº de relevos por día: 1*
- *Horas disponibles al año: 1738*

A continuación, se analizan los costes de operación para cada tipo de máquina.

– COSTE DE PERFORACIÓN

Las labores de perforación serán subcontratadas a terceros.



Tabla 2-5: Coste de perforación.

<u>COSTE PERFORACIÓN</u>	
CONCEPTO	CARRO PERFORADOR
DATOS EMPLEADOS PARA EL CÁLCULO	
<i>Condiciones de trabajo</i>	<i>Buenas-Medias</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	889
<i>Metros lineales de perforación/año</i>	15.818
<i>Toneladas Producidas Año</i>	350.000
COSTE TOTAL ANUAL	35.000 €
COSTE POR METRO LINEAL	2,21 €/ml
COSTE POR TONELADA	0,10 €/Tm

Fuente: Elaboración propia.

– COSTE DE EXPLOSIVOS

Conforme a los cálculos realizados en el apartado de voladuras, el coste derivado de los explosivos y accesorios, es el que se indica a continuación:

Tabla 2-6: Coste de explosivos.

<u>COSTE DE LOS EXPLOSIVOS</u>		
UNIDADES	CONCEPTO	TOTAL €
3.474	<i>Kg. Explosivo hidrogel Ø 50 mm.</i>	6.495,40
59.629	<i>Kg. Explosivo tipo Anfo ensacado</i>	33.392,24
1.040	<i>Uds. Detonadores No Eléctricos</i>	2.366,20
1.040	<i>Uds. Conectores No Eléctricos</i>	1.746,40
0	<i>Uds. Detonadores Eléctricos serie "I"</i>	0,00
3.900	<i>Ml. Cordón Detonante de 12 grs/ml.</i>	1.499,76
COSTE TOTAL ANUAL DE EXPLOSIVOS		45.500 €
PRODUCCIÓN ANUAL		350.000 Tm
COSTE POR TONELADA		0,13 €/Tm



– *COSTES DE OPERACIONES DE CARGA*

Como se ha señalado anteriormente, será necesario el uso de tres equipos, dos palas para la carga de camiones y una retroexcavadora destinada a la carga del material del frente de explotación.

Tabla 2-7: Coste de operación pala cargadora CAT 972 G.

<i>COSTE PALA CARGADORA CAT 972 G</i>	
<i>DATOS EMPLEADOS PARA EL CÁLCULO</i>	
<i>Condiciones de trabajo</i>	<i>Buenas-Medias</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	<i>1.738</i>
<i>Disponibilidad media</i>	<i>98 %</i>
<i>Factor de utilización</i>	<i>75 %</i>
<i>Toneladas Producidas Año</i>	<i>350.000</i>
<i>Potencia máquina</i>	<i>209 Kw</i>
<i>Consumo combustible cond. medias</i>	<i>37 l/h</i>
<i>Precio combustible</i>	<i>0,64 €/l</i>
<i>COSTE OPERACIÓN</i>	
<i>Coste horario combustible</i>	<i>23,68 €/h</i>
<i>Coste horario lubricantes, grasas y filtros</i>	<i>2,08 €/h</i>
<i>Coste horario reparaciones</i>	<i>4,39 €/h</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN</i>	<i>30,15 €/h</i>
<i>COSTE DE NEUMÁTICOS</i>	<i>5,44 €/h</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL</i>	<i>35,59 €/h</i>
<i>COSTE TOTAL ANUAL</i>	<i>45.464 €</i>
<i>COSTE POR TONELADA</i>	<i>0,13 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 2-8: Coste de operación pala cargadora CAT 962 G.

<i>COSTE PALA CARGADORA CAT 962 G</i>	
<i>DATOS EMPLEADOS PARA EL CÁLCULO</i>	
<i>Condiciones de trabajo</i>	<i>Buenas-Medias</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	<i>1.738</i>
<i>Disponibilidad media</i>	<i>98 %</i>
<i>Factor de utilización</i>	<i>19 %</i>
<i>Toneladas Producidas Año</i>	<i>350.000</i>
<i>Potencia máquina</i>	<i>147 Kw</i>
<i>Consumo combustible cond. medias</i>	<i>37 l/h</i>
<i>Precio combustible</i>	<i>0,64 €/l</i>
<i>COSTE OPERACIÓN</i>	
<i>Coste horario combustible</i>	<i>23,68 €/h</i>
<i>Coste horario lubricantes, grasas y filtros</i>	<i>2,41 €/h</i>
<i>Coste horario reparaciones</i>	<i>4,58 €/h</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN</i>	<i>30,67 €/h</i>
<i>COSTE DE NEUMÁTICOS</i>	<i>5,87 €/h</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL</i>	<i>36,54 €/h</i>
<i>COSTE TOTAL ANUAL</i>	<i>11.825 €</i>
<i>COSTE POR TONELADA</i>	<i>0,034 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 2-9: Coste de operación retroexcavadora LIEBHERR R974 B.

<u>COSTE RETROEXCAVADORA R974 B</u>	
DATOS EMPLEADOS PARA EL CÁLCULO	
<i>Condiciones de trabajo</i>	<i>Buenas-Medias</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	<i>1.738</i>
<i>Disponibilidad media</i>	<i>98 %</i>
<i>Factor de utilización</i>	<i>94 %</i>
<i>Toneladas Producidas Año</i>	<i>350.000</i>
<i>Potencia máquina</i>	<i>395 Kw</i>
<i>Consumo combustible cond. medias</i>	<i>60 l/h</i>
<i>Precio combustible</i>	<i>0,64 €/l</i>
COSTE OPERACIÓN	
<i>Coste horario combustible</i>	<i>38,40 €/h</i>
<i>Coste horario lubricantes, grasas y filtros</i>	<i>3,11 €/h</i>
<i>Coste horario reparaciones</i>	<i>8,94 €/h</i>
COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN	
	<i>50,45 €/h</i>
COSTE TOTAL ANUAL	
	<i>80.773 €</i>
COSTE POR TONELADA	
	<i>0,23 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 2-10: Resumen de los costes de operación de los equipos de carga.

<u>RESUMEN DE LOS COSTES DE OPERACIONES DE CARGA</u>		
CONCEPTO	COSTE ANUAL	COSTE POR TONELADA
<i>CAT 972 G</i>	<i>45.464 €</i>	<i>0,13 €/Tm</i>
<i>CAT 962 G</i>	<i>11.825 €</i>	<i>0,034 €/Tm</i>
<i>R974 B</i>	<i>80.773 €</i>	<i>0,23 €/ Tm</i>
<u>TOTAL COSTES</u>	<i>138.062 €</i>	<i>0,394 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.



– COSTES DE TRANSPORTE

Tabla 2-11: Coste de operación volquete Caterpillar 773 B.

<i>COSTE VOLQUETE CAT 773 B</i>	
<i>DATOS EMPLEADOS PARA EL CÁLCULO</i>	
<i>Condiciones de trabajo</i>	<i>Buenas-Medias</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	<i>1.738</i>
<i>Disponibilidad media</i>	<i>98 %</i>
<i>Factor de utilización</i>	<i>94 %</i>
<i>Toneladas Producidas Año</i>	<i>350.000</i>
<i>Potencia máquina</i>	<i>485 Kw</i>
<i>Consumo combustible cond. medias</i>	<i>45 l/h</i>
<i>Precio combustible</i>	<i>0,64 €/l</i>
<i>COSTE OPERACIÓN</i>	
<i>Coste horario combustible</i>	<i>28,80 €/h</i>
<i>Coste horario lubricantes, grasas y filtros</i>	<i>3,11 €/h</i>
<i>Coste horario reparaciones</i>	<i>7,59 €/h</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN</i>	<i>39,50 €/h</i>
<i>COSTE NEUMÁTICOS (Vida útil 3.500 h)</i>	<i>6,82 €/h</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL</i>	<i>46,32 €/h</i>
<i>COSTE TOTAL ANUAL</i>	<i>74.161 €</i>
<i>COSTE POR TONELADA</i>	<i>0,212 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.



Tabla 2-12: Coste de operación volquete Komatsu HD 605-5.

<u>COSTE VOLQUETE HD605-5</u>	
DATOS EMPLEADOS PARA EL CÁLCULO	
<i>Condiciones de trabajo</i>	<i>Buenas-Medias</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	<i>1.738</i>
<i>Disponibilidad media</i>	<i>98 %</i>
<i>Factor de utilización</i>	<i>94 %</i>
<i>Toneladas Producidas Año</i>	<i>350.000</i>
<i>Potencia máquina</i>	<i>552 Kw</i>
<i>Consumo combustible cond. medias</i>	<i>48 l/h</i>
<i>Precio combustible</i>	<i>0,64 €/l</i>
COSTE OPERACIÓN	
<i>Coste horario combustible</i>	<i>30,72 €/h</i>
<i>Coste horario lubricantes, grasas y filtros</i>	<i>3,11 €/h</i>
<i>Coste horario reparaciones</i>	<i>7,66 €/h</i>
COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN	41,49 €/h
COSTE NEUMÁTICOS (Vida útil 3.500 h)	6,82 €/h
COSTE HORARIO TOTAL	48,31 €/h
COSTE TOTAL ANUAL	77.347 €
COSTE POR TONELADA	0,22 €/Tm

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 2-13: Resumen de los costes de operación de los equipos de transporte.

<u>RESUMEN DE LOS COSTES DE TRANSPORTE</u>		
CONCEPTO	COSTE ANUAL	COSTE POR TONELADA
<i>CAT 773 B</i>	<i>74.161 €</i>	<i>0,212 €/Tm</i>
<i>HD605-5</i>	<i>77.347 €</i>	<i>0,22 €/Tm</i>
<u>TOTAL COSTES</u>	151.508 €	0,432 €/Tm

Fuente: Elaboración propia.



– *COSTE DE TRANSPORTE DEL PERSONAL*

Para el transporte del personal dentro de la explotación se utilizará un vehículo todo-terreno y para las instalaciones, una furgoneta.

Tabla 2-14: Coste de transporte de personal.

<i>COSTE DE TRANSPORTE DEL PERSONAL</i>	
<i>CONCEPTO</i>	<i>TODO TERRENO</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	1.738
<i>Factor de utilización</i>	47%
<i>Toneladas Producidas Año</i>	350.000
<i>COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN</i>	5,00 €/h
<i>COSTE TOTAL ANUAL</i>	4.085 €
<i>COSTE POR TONELADA</i>	0,012 €/Tm

Fuente: Elaboración propia.

– *OPERACIONES AUXILIARES*

Para el riego de pistas y plataformas se utiliza un camión cuba de la marca Renault.

Tabla 2-15: Coste de operaciones auxiliares.

<i>COSTE CAMIÓN CUBA</i>	
<i>CONCEPTO</i>	<i>TODO TERRENO</i>
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	1.738
<i>Factor de utilización</i>	25%
<i>Toneladas Producidas Año</i>	350.000
<i>COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN</i>	19,20 €/h
<i>COSTE TOTAL ANUAL</i>	8.343 €
<i>COSTE POR TONELADA</i>	0,024 €/Tm

Fuente: Elaboración propia.



– *COSTE DE TRITURACIÓN Y CLASIFICACIÓN*

A continuación se muestra el coste de la tonelada tratada, basándose en los precios actuales del mercado.

Tabla 2-16: Coste de operación instalación de tratamiento.

<i>COSTE INSTALACIÓN TRITURACIÓN, MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN</i>	
<i>DATOS EMPLEADOS PARA EL CÁLCULO</i>	
<i>Número de horas de trabajo al año</i>	<i>1.738</i>
<i>Disponibilidad media</i>	<i>73 %</i>
<i>Toneladas Producidas Año</i>	<i>350.000</i>
<i>Consumo de energía eléctrica</i>	<i>978,14 Kw/h</i>
<i>Precio de energía eléctrica</i>	<i>0,07 €/Kw/h</i>
<i>COSTE OPERACIÓN</i>	
<i>Coste horario energía eléctrica</i>	<i>68,47 €/h</i>
<i>Coste horario repuestos y accesorios</i>	<i>9,83 €/h</i>
<i>Coste horario reparaciones y mantenimiento</i>	<i>17,17 €/h</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL DE OPERACIÓN</i>	<i>95,47 €/h</i>
<i>COSTE ENERGÍA ELÉCTRICA</i>	<i>116.620,50 €/año</i>
<i>COSTE HORARIO TOTAL</i>	<i>95,47 €/h</i>
<i>COSTE TOTAL ANUAL</i>	<i>121.127 €</i>
<i>COSTE POR TONELADA</i>	<i>0,346 €/Tm</i>

Fuente: *Elaboración propia.*



– *COSTE DE PERSONAL DE OPERACIÓN*

Se incluyen todos los costes de personal de producción, incluida la seguridad social.

Tabla 2-17: Coste de personal de producción.

<i>COSTE DE PERSONAL DE OPERACIÓN</i>		
<i>CATEGORÍA</i>	<i>COSTE ANUAL</i>	<i>TRABAJADORES</i>
<i>Conductor de Retroexcavadora</i>	<i>30.000 €</i>	<i>1</i>
<i>Conductor de Volquete</i>	<i>30.000 €</i>	<i>2</i>
<i>Palista de acopios</i>	<i>25.000 €</i>	<i>1</i>
<i>Encargado-Artillero</i>	<i>35.000 €</i>	<i>1</i>
<i>COSTES TOTALES PERSONAL DE OPERACIÓN</i>		<i>150.000 €</i>
<i>COSTE DE PERSONAL OPERACIÓN POR TONELADA</i>		<i>0,429 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.

2.3.2. *RESUMEN DE LOS COSTES DIRECTOS/VARIABLES*

Tabla 2-18: Resumen de los costes directos.

<i>RESUMEN DE LOS COSTES DIRECTOS</i>		
<i>CONCEPTO</i>	<i>COSTE ANUAL</i>	<i>COSTE POR TONELADA</i>
<i>PERFORACIÓN</i>	<i>35.000 €</i>	<i>0,100 €/Tm</i>
<i>EXPLOSIVOS</i>	<i>45.500 €</i>	<i>0,130 €/Tm</i>
<i>CARGA</i>	<i>138.062 €</i>	<i>0,394 €/ Tm</i>
<i>TRANSPORTE</i>	<i>151.508 €</i>	<i>0,432 €/ Tm</i>
<i>TRANSPORTE DE PERSONAL</i>	<i>4.085 €</i>	<i>0,012 €/Tm</i>
<i>OPERACIONES AUXILIARES</i>	<i>8.343 €</i>	<i>0,024 €/Tm</i>
<i>TRITURACIÓN Y CLASIFICACIÓN</i>	<i>121.127 €</i>	<i>0,346 €/Tm</i>
<i>PERSONAL DE OPERACIÓN</i>	<i>150.000 €</i>	<i>0,357 €/Tm</i>
<i>TOTAL COSTES DIRECTOS</i>	<i>653.625 €</i>	<i>1,867 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.



2.3.3. COSTES INDIRECTOS/ FIJOS

Los costes indirectos o fijos son gastos que se consideran independientes de la producción. Estos costes pueden variar con el nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida. A continuación se desglosan los costes indirectos:

- PERSONAL INDIRECTO

En este apartado se calcula el coste del personal indirecto, que es aquel personal independiente de la producción. Se incluye el coste de la seguridad social.

Tabla 2-19: Coste de personal indirecto.

<i>COSTE DE PERSONAL INDIRECTO</i>		
<i>CATEGORÍA</i>	<i>COSTE ANUAL</i>	<i>TRABAJADORES</i>
<i>Director Facultativo/Jefe de la Explotación</i>	<i>60.000 €</i>	<i>1</i>
<i>Laborante</i>	<i>20.000 €</i>	<i>1</i>
<i>Basculista - Control de accesos</i>	<i>20.000 €</i>	<i>1</i>
<i>Comercial</i>	<i>45.000 €</i>	<i>1</i>
<i>COSTES TOTALES PERSONAL INDIRECTO</i>		<i>145.000 €</i>
<i>COSTE DE PERSONAL INDIRECTO POR TONELADA</i>		<i>0,414 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.

- RESTAURACIÓN DEL ESPACIO

Tabla 2-20: Coste de restauración.

<i>COSTE RESTAURACIÓN DEL ESPACIO</i>	
<i>COSTE LABORES DE RESTAURACIÓN POR TONELADA</i>	<i>0,015 €/Tm</i>
<i>COSTE TOTAL DE LABORES DE RESTAURACIÓN</i>	<i>327.459 €</i>
<i>TOTAL COSTE ANUAL RESTAURACIÓN DEL ESPACIO</i>	<i>5.282 €</i>

Fuente: Elaboración propia.



– *SUMINISTROS*

Engloba el suministro de agua, telecomunicaciones, material de oficina.

Tabla 2-21: Coste de suministros.

<i>COSTE SUMINISTROS</i>	
<i>COSTE SUMINISTROS POR TONELADA</i>	<i>0,008 €/Tm</i>
<i>TOTAL COSTE ANUAL SUMINISTROS</i>	<i>3.000 €</i>

Fuente: Elaboración propia.

– *SEGUROS*

Tabla 2-22: Coste de seguros.

<i>COSTE SEGUROS</i>	
<i>COSTE SEGUROS POR TONELADA</i>	<i>0,02 €/Tm</i>
<i>TOTAL COSTE ANUAL SEGUROS</i>	<i>7.000 €</i>

Fuente: Elaboración propia.

– *ARRENDAMIENTO DE LOS TERRENOS*

Se refiere a los gastos derivados del arrendamiento de los terrenos.

Tabla 2-23: Coste de arrendamiento de los terrenos.

<i>COSTE ARRENDAMIENTO DE LOS TERRENOS</i>	
<i>COSTE ARRENDAMIENTO POR TONELADA</i>	<i>0,274 €/Tm</i>
<i>TOTAL COSTE ANUAL ARRENDAMIENTO</i>	<i>96.000 €</i>

Fuente: Elaboración propia.



- *COSTES FIJOS VARIOS*

Esta partida engloba las tasas administrativas en concepto de concesiones mineras, planes de labores anuales, calidad y ensayos externos, cánones de actividad municipales e impuestos de actividades económicas.

Tabla 2-24: Costes fijos varios.

<i>COSTES FIJOS VARIOS</i>	
<i>COSTES FIJOS VARIOS POR TONELADA</i>	<i>0,11 €/Tm</i>
<i>TOTAL COSTE ANUAL COSTES FIJOS VARIOS</i>	<i>40.000 €</i>

Fuente: *Elaboración propia.*

- *INTERESES*

Engloba los intereses a pagar a entidades financieras por los préstamos recibidos, es decir, la financiación ajena a largo plazo, que según lo indicado en el apartado de Inversiones del presente estudio asciende a 1.604.818 €.

Según la siguiente fórmula, el interés medio anual sería:

$$I = (((n + 1) / 2 * n) * C * i) / 100$$

Donde:

I = cuota media anual de intereses

C = capital a amortizar: 1.604.818 €

i = tipo de interés anual: 2,5%

n = N° de años de amortización del crédito: 10 años

$$I = (((10 + 1) / 2 * 10) * 1.604.818 * 2,5) / 100 = 22.067 €$$



Tabla 2-25: Coste de intereses.

COSTE INTERESES	
COSTE DE INTERESES POR TONELADA	0,063 €/Tm
COSTE ANUAL INTERESES	22.067 €

Fuente: Elaboración propia.

- AMORTIZACIONES

Para este proyecto se estima una amortización lineal a 10 años de todos los elementos amortizables. Para su cálculo, no se contempla el capital circulante, ya que este se recupera al final de la vida de la explotación.

Tabla 2-26: Coste de amortizaciones.

COSTE AMORTIZACIONES	
TOTAL DE AMORTIZACIONES	1.395.494 €
PERIODO DE AMORTIZACIONES	10 años
COSTE DE AMORTIZACIONES ANUAL POR TONELADA	0,40 €/Tm
TOTAL COSTE ANUAL AMORTIZACIONES	139.550 €

Fuente: Elaboración propia.



2.3.4. RESUMEN DE LOS COSTES INDIRECTOS/ FIJOS

Tabla 2-27: Resumen de costes indirectos.

<u>RESUMEN DEL TOTAL COSTES INDIRECTOS</u>		
<i>PARTIDA</i>	<i>COSTE ANUAL</i>	<i>COSTE POR TM</i>
<i>PERSONAL INDIRECTO</i>	<i>145.000 €</i>	<i>0,414 €/Tm</i>
<i>RESTAURACIÓN DEL ESPACIO</i>	<i>5.282 €</i>	<i>0,015 €/Tm</i>
<i>SUMINISTROS</i>	<i>3.000 €</i>	<i>0,008 €/Tm</i>
<i>SEGUROS</i>	<i>7.000 €</i>	<i>0,020 €/Tm</i>
<i>ARRENDAMIENTO DE LOS TERRENOS</i>	<i>96.000 €</i>	<i>0,274 €/Tm</i>
<i>COSTES FIJOS VARIOS</i>	<i>40.000 €</i>	<i>0,110 €/Tm</i>
<i>INTERESES</i>	<i>22.067 €</i>	<i>0,063 €/Tm</i>
<i>AMORTIZACIONES (Primeros 10 años)</i>	<i>139.550 €</i>	<i>0,400 €/Tm</i>
<i>TOTAL COSTES ANUAL INDIRECTOS</i>	<i>457.899 €</i>	<i>1,304 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.

2.3.5. RESUMEN DE COSTES DE OPERACIÓN

Tabla 2-28: Resumen de costes de operación.

<u>RESUMEN DE COSTES DE OPERACIÓN</u>		
<i>PARTIDA</i>	<i>COSTE ANUAL</i>	<i>COSTE POR TM</i>
<i>TOTAL DE COSTES DIRECTOS</i>	<i>653.625 €</i>	<i>1,87 €/Tm</i>
<i>TOTAL DE COSTES INDIRECTOS</i>	<i>457.899 €</i>	<i>1,31 €/Tm</i>
<i>TOTAL COSTES ANUAL DE OPERACIÓN</i>	<i>1.111.524 €</i>	<i>3,18 €/Tm</i>

Fuente: Elaboración propia.



2.4. CUENTA DE RESULTADOS PROVISIONAL SIMPLIFICADA

De acuerdo con lo especificado en apartados anteriores, se ha elaborado la siguiente cuenta de resultados provisional para los diez primeros años del proyecto.

A continuación, se realiza una pequeña explicación de los conceptos tratados en la tabla.

PRODUCCIÓN VENDIBLE: hace referencia a los productos vendibles como árido de calidad, en función de su aprovechamiento para el que se ha estimado un porcentaje del 100%. El porcentaje de ventas del producto se ha considerado del 100%.

INGRESOS: referente aquellos ingresos obtenidos de la venta de la producción vendible. Se considera un 2,5% de incremento anual del precio actual medio del mercado correspondiente a 3,90 €.

COSTES DE OPERACIÓN: Se diferencian dos tipos de costes,

- *Costes directos o variables:* dependen directamente de la producción obtenida.
- *Costes indirectos o fijos:* independientes de la producción obtenida, sólo están relacionados con la producción proyectada.

RESULTADOS ANTES DE IMPUESTOS: Ingresos – Costes

BENEFICIO: Resultado antes de impuestos – Impuestos.

CASH-FLOW: Beneficio + Amortizaciones.



ADAPTACIÓN DE PROYECTO DE EXPLOTACIÓN DE UNA CANTERA A LA NUEVA
NORMATIVA MINERA Y AMBIENTAL



Tabla 2-29: Cuenta de resultados provisional simplificada.

CONCEPTO/AÑO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
PRODUCCIONES										
Producción Todo-Uno Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm
% Aprovechamiento	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Producción vendible	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000
INGRESOS										
Ingresos anual precios (%)	0%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%
Precio venta (€/Tm)	3,90	4,00	4,10	4,20	4,30	4,41	4,52	4,64	4,75	4,87
Ingresos por ventas (€)	1.365.000 €	1.399.125 €	1.434.103 €	1.469.956 €	1.506.705 €	1.544.372 €	1.582.982 €	1.622.556 €	1.663.120 €	1.704.698 €
COSTES										
Incremento anual de costes (%)	0%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%
Costes directos	1,867 €/Tm	653.625 €	669.966 €	686.715 €	703.883 €	721.480 €	739.517 €	758.005 €	776.955 €	796.379 €
Perforación	0,100 €/Tm	35.000 €	35.875 €	36.772 €	37.691 €	38.633 €	39.599 €	40.589 €	41.604 €	42.644 €
Explosivos y accesorios	0,130 €/Tm	45.500 €	46.638 €	47.803 €	48.999 €	50.223 €	51.479 €	52.766 €	54.085 €	55.437 €
Carga	0,394 €/Tm	138.062 €	141.514 €	145.051 €	148.678 €	152.395 €	156.204 €	160.110 €	164.112 €	168.215 €
Transporte	0,432 €/Tm	151.508 €	155.296 €	159.178 €	163.158 €	167.236 €	171.417 €	175.703 €	180.095 €	184.598 €
Transporte de personal	0,012 €/Tm	4.085 €	4.187 €	4.292 €	4.399 €	4.509 €	4.622 €	4.737 €	4.856 €	4.977 €
Operaciones auxiliares	0,024 €/Tm	8.343 €	8.552 €	8.765 €	8.984 €	9.209 €	9.439 €	9.675 €	9.917 €	10.165 €
Personal de producción	0,429 €/Tm	150.000 €	153.750 €	157.594 €	161.534 €	165.572 €	169.711 €	173.954 €	178.303 €	182.760 €
Trituración y clasificación	0,346 €/Tm	121.127 €	124.155 €	127.259 €	130.441 €	133.702 €	137.044 €	140.470 €	143.982 €	147.581 €
Costes indirectos	1,304 €/Tm	457.899 €	469.346 €	481.080 €	493.107 €	505.435 €	518.071 €	531.022 €	544.298 €	557.905 €
Personal indirecto	0,414 €/Tm	145.000 €	148.625 €	152.341 €	156.149 €	160.053 €	164.054 €	168.156 €	172.359 €	176.668 €
Restauración de terrenos	0,015 €/Tm	5.282 €	5.414 €	5.549 €	5.688 €	5.830 €	5.976 €	6.126 €	6.279 €	6.436 €
Suministros	0,008 €/Tm	3.000 €	3.075 €	3.152 €	3.231 €	3.311 €	3.394 €	3.479 €	3.566 €	3.655 €
Seguros	0,020 €/Tm	7.000 €	7.175 €	7.354 €	7.538 €	7.727 €	7.920 €	8.118 €	8.321 €	8.529 €
Arrendamientos	0,274 €/Tm	96.000 €	98.400 €	100.860 €	103.382 €	105.966 €	108.615 €	111.331 €	114.114 €	116.967 €
Costes fijos varios	0,110 €/Tm	40.000 €	41.000 €	42.025 €	43.076 €	44.153 €	45.256 €	46.388 €	47.547 €	48.736 €
Intereses	0,063 €/Tm	22.067 €	22.619 €	23.184 €	23.764 €	24.358 €	24.967 €	25.591 €	26.231 €	26.886 €
Amortizaciones	0,400 €/Tm	139.550 €	143.039 €	146.615 €	150.280 €	154.037 €	157.888 €	161.835 €	165.881 €	170.028 €
Total de costes (€)	3,171 €/Tm	1.111.524 €	1.139.312 €	1.167.795 €	1.196.990 €	1.226.915 €	1.257.587 €	1.289.027 €	1.321.253 €	1.354.284 €
RESULTADOS										
Impuestos (30%)		76.043 €	77.944 €	79.892 €	81.890 €	83.937 €	86.035 €	88.186 €	90.391 €	92.651 €
Resultados antes de impuestos (€)		253.476 €	259.813 €	266.308 €	272.966 €	279.790 €	286.785 €	293.954 €	301.303 €	308.836 €
BENEFICIO		177.433 €	181.869 €	186.416 €	191.076 €	195.853 €	200.749 €	205.768 €	210.912 €	216.185 €
CASH FLOW	-1.604.818	316.983 €	324.908 €	333.030 €	341.356 €	349.890 €	358.637 €	367.603 €	376.793 €	386.213 €
CASH FLOW Acumulado		316.983 €	641.891 €	974.921 €	1.316.278 €	1.666.168 €	2.024.805 €	2.392.409 €	2.769.202 €	3.155.415 €

Fuente: Elaboración propia.



3. PLAN DE FINANCIACIÓN

El presente proyecto se desarrollará con 100% de financiación ajena, acogiéndose a préstamos de entidades de crédito.

4. ANÁLISIS DE RENTABILIDAD

Para el análisis de la rentabilidad de la inversión, se consideran procedimientos con actualización como son los métodos VAN / TIR, basados en:

VAN (VALOR ACTUAL NETO)

Consiste en actualizar al momento actual los flujos de fondos que se origina, mediante una tasa de descuento alternativa.

$$VAN = \sum_{j=1}^n (C_j / (1+i)^j) - C_0$$

Siendo:

C_0 = Coste inicial de la inversión

C_j = Flujo de fondos positivo neto correspondiente al año j

i = Tipo de interés o RMA

n = Número de años

Conforme a la definición de RMA (Rendimiento Mínimo Aceptable), esta es la Tasa de Rentabilidad Interna de la mejor oportunidad de inversión no iniciada. El hecho de que para el proyecto analizado resulte el VAN positivo, significa que la inversión en el mismo resulta más ventajosa que en la mejor de las otras oportunidades de inversión, pues el patrimonio neto de la empresa experimenta un aumento mayor.



TIR (TASA INTERNA DE RENTABILIDAD)

La Tasa de Rentabilidad Interna del proyecto, es aquel valor de la tasa de actualización que hace igual a cero el flujo de fondos acumulado actualizado al final de la vida del proyecto. Se trata de hallar el valor de i para el cual se cumple:

$$\sum_{j=1}^n (C_j / (1+i)^j) - C_0 = 0$$

Siendo:

C_0 = valor de la inversión inicial

C_j = Valor del flujo de fondos correspondiente al periodo n

i = Tasa de rentabilidad interna

n = Número de años

La TASA INTERNA DE RENTABILIDAD, puede definirse como la tasa a la que se remuneraran los fondos invertidos en un proyecto, de manera que al final de la vida del mismo se hayan recuperado dichos fondos y los intereses devengados cada año por el saldo acumulado pendiente de recuperación.

Por tanto, el proyecto será aceptable económicamente si su TIR es mayor que la RMA.

Por ello, se estima como RMA = 10 %, el cálculo se realiza para un horizonte temporal de 10 años, calcularemos el VAN y la TIR para cada periodo.

A continuación se presenta una tabla donde se calcula el VAN y la TIR para cada periodo.



ADAPTACIÓN DE PROYECTO DE EXPLOTACIÓN DE UNA CANTERA A LA NUEVA
NORMATIVA MINERA Y AMBIENTAL



Tabla 4-1: Rentabilidad del proyecto.

CONCEPTO/AÑO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
PRODUCCIONES										
Producción Todo-Uno Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm	350.000 Tm
% Aprovechamiento	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%
Producción vendible	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000	350.000
INGRESOS										
Ingresos anual precios (%)	0%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%
Precio venta (€/Tm)	3,90	4,00	4,10	4,20	4,30	4,41	4,52	4,64	4,75	4,87
Ingresos por ventas (€)	1.365.000 €	1.399.125 €	1.434.103 €	1.469.956 €	1.506.705 €	1.544.372 €	1.582.982 €	1.622.556 €	1.663.120 €	1.704.698 €
COSTES										
Incremento anual de costes (%)	0%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%	2,5%
Costes directos	1,867 €/Tm	653.625 €	669.966 €	686.715 €	703.883 €	721.480 €	739.517 €	758.005 €	776.955 €	796.379 €
Perforación	0,100 €/Tm	35.000 €	35.875 €	36.772 €	37.691 €	38.633 €	39.599 €	40.589 €	41.604 €	42.644 €
Explosivos y accesorios	0,130 €/Tm	45.500 €	46.638 €	47.803 €	48.999 €	50.223 €	51.479 €	52.766 €	54.085 €	55.437 €
Carga	0,394 €/Tm	138.062 €	141.514 €	145.051 €	148.678 €	152.395 €	156.204 €	160.110 €	164.112 €	168.215 €
Transporte	0,432 €/Tm	151.508 €	155.296 €	159.178 €	163.158 €	167.236 €	171.417 €	175.703 €	180.095 €	184.598 €
Transporte de personal	0,012 €/Tm	4.085 €	4.187 €	4.292 €	4.399 €	4.509 €	4.622 €	4.737 €	4.856 €	4.977 €
Operaciones auxiliares	0,024 €/Tm	8.343 €	8.552 €	8.765 €	8.984 €	9.209 €	9.439 €	9.675 €	9.917 €	10.165 €
Personal de producción	0,429 €/Tm	150.000 €	153.750 €	157.594 €	161.534 €	165.572 €	169.711 €	173.954 €	178.303 €	182.760 €
Trituración y clasificación	0,346 €/Tm	121.127 €	124.155 €	127.259 €	130.441 €	133.702 €	137.044 €	140.470 €	143.982 €	147.581 €
Costes indirectos	1,304 €/Tm	457.899 €	469.346 €	481.080 €	493.107 €	505.435 €	518.071 €	531.022 €	544.298 €	557.905 €
Personal indirecto	0,414 €/Tm	145.000 €	148.625 €	152.341 €	156.149 €	160.053 €	164.054 €	168.156 €	172.359 €	176.668 €
Restauración de terrenos	0,015 €/Tm	5.282 €	5.414 €	5.549 €	5.688 €	5.830 €	5.976 €	6.126 €	6.279 €	6.436 €
Suministros	0,008 €/Tm	3.000 €	3.075 €	3.152 €	3.231 €	3.311 €	3.394 €	3.479 €	3.566 €	3.655 €
Seguros	0,020 €/Tm	7.000 €	7.175 €	7.354 €	7.538 €	7.727 €	7.920 €	8.118 €	8.321 €	8.529 €
Arrendamientos	0,274 €/Tm	96.000 €	98.400 €	100.860 €	103.382 €	105.966 €	108.615 €	111.331 €	114.114 €	116.967 €
Costes fijos varios	0,110 €/Tm	40.000 €	41.000 €	42.025 €	43.076 €	44.153 €	45.256 €	46.388 €	47.547 €	48.736 €
Intereses	0,063 €/Tm	22.067 €	22.619 €	23.184 €	23.764 €	24.358 €	24.967 €	25.591 €	26.231 €	26.886 €
Amortizaciones	0,400 €/Tm	139.550 €	143.039 €	146.615 €	150.280 €	154.037 €	157.888 €	161.835 €	165.881 €	170.028 €
Total de costes (€)	3,171 €/Tm	1.111.524 €	1.139.312 €	1.167.795 €	1.196.990 €	1.226.915 €	1.257.587 €	1.289.027 €	1.321.253 €	1.354.284 €
RESULTADOS										
Impuestos (30%)		76.043 €	77.944 €	79.892 €	81.890 €	83.937 €	86.035 €	88.186 €	90.391 €	92.651 €
Resultados antes de impuestos (€)		253.476 €	259.813 €	266.308 €	272.966 €	279.790 €	286.785 €	293.954 €	301.303 €	308.836 €
BENEFICIO		177.433 €	181.869 €	186.416 €	191.076 €	195.853 €	200.749 €	205.768 €	210.912 €	216.185 €
CASH FLOW	-1.604.818	316.983 €	324.908 €	333.030 €	341.356 €	349.890 €	358.637 €	367.603 €	376.793 €	386.213 €
CASH FLOW Acumulado		316.983 €	641.891 €	974.921 €	1.316.278 €	1.666.168 €	2.024.805 €	2.392.409 €	2.769.202 €	3.155.415 €
Inversión inicial (€)	1.604.818									
RMA	10%									
VAN	535.757 €	-1.316.651 €	-1.048.133 €	-797.922 €	-564.771 €	-347.517 €	-145.075 €	43.563 €	219.340 €	383.132 €
TIR	17%									
B/C	1,33 €									

Fuente: Elaboración propia.



5. CONCLUSIONES DE VIABILIDAD

5.1. VIABILIDAD TÉCNICA

El proyecto que se acaba de diseñar está plenamente justificado desde el punto de vista técnico ya que cumple con las premisas necesarias para su desarrollo:

- Garantía en la existencia del recurso minero: existencia de reservas explotables.
- Viabilidad de ejecución, pues los objetivos productivos son consecuentes con la metodología extractiva.
- Los métodos de laboreo diseñados son plenamente viables tanto por el rendimiento de las producciones como por la seguridad de su ejecución.
- Experiencia de años anteriores.

5.2. VIABILIDAD ECONÓMICA Y FINANCIERA

Se ha realizado un desarrollo y justificación de la viabilidad económico-financiera del proyecto de acuerdo a una contrastada metodología de análisis de proyectos mineros de inversión (método VAN/TIR), del cual se arrojan las siguientes conclusiones:

- El *Valor Actual Neto* (VAN) del proyecto analizado para un horizonte de 10 años resulta positivo, lo que indica que la inversión resulta más ventajosa que en la mejor de las oportunidades de inversión, es decir, aquella que ficticiamente nos daba un interés del 10%, pues el patrimonio neto de la empresa experimenta un aumento mayor.



- El proyecto es aceptable económicamente, ya que la *Tasa Interna de Rentabilidad* (TIR) es superior al Rendimiento Mínimo Aceptable (RMA) o mejor oportunidad, estimado en un 10%.
- El periodo de retorno de la inversión es de 6 años a partir del primer año de actividad.
- La relación Beneficio/Coste resulta 1,33 euros por cada euro invertido.

Los datos arrojados por el estudio son los siguientes:

Tabla 5-1: Resumen del análisis de la rentabilidad del proyecto.

<i>VAN</i>	<i>535.757 €</i>
<i>TIR</i>	<i>17 %</i>
<i>PERIODO DE RETORNO</i>	<i>6 años</i>
<i>B/C</i>	<i>1,33</i>

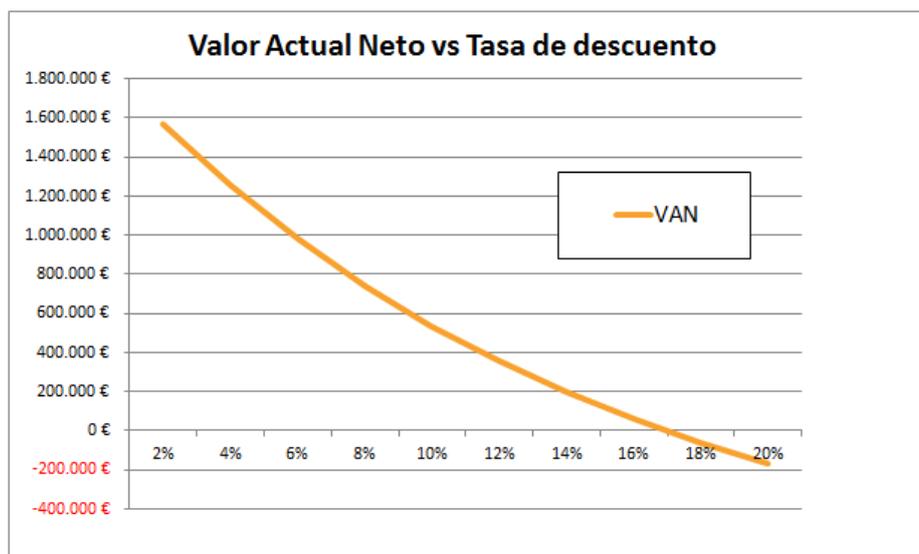
Fuente: Elaboración propia.



6. ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

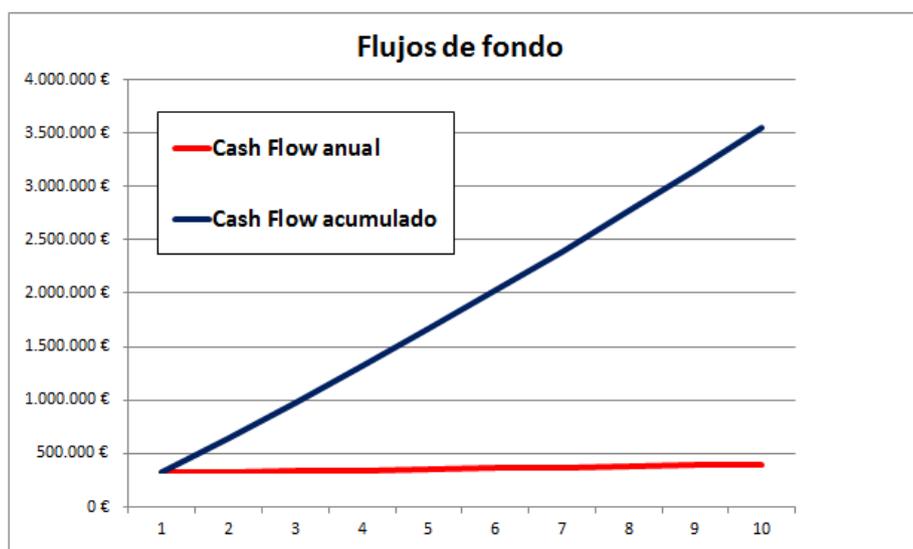
Se ha realizado el análisis sensibilidad del Valor Actual Neto según la variación de la tasa de descuento, donde se observa que se mantiene positivo hasta una tasa de descuento del 16 %, alcanzando un valor máximo de 1.572.316 € y un mínimo de -167.962 € para el doble de la tasa considerada.

Figura 6-1: Sensibilidad del VAN frente a la tasa de descuento.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 6-2: Evolución de los flujos de fondo.

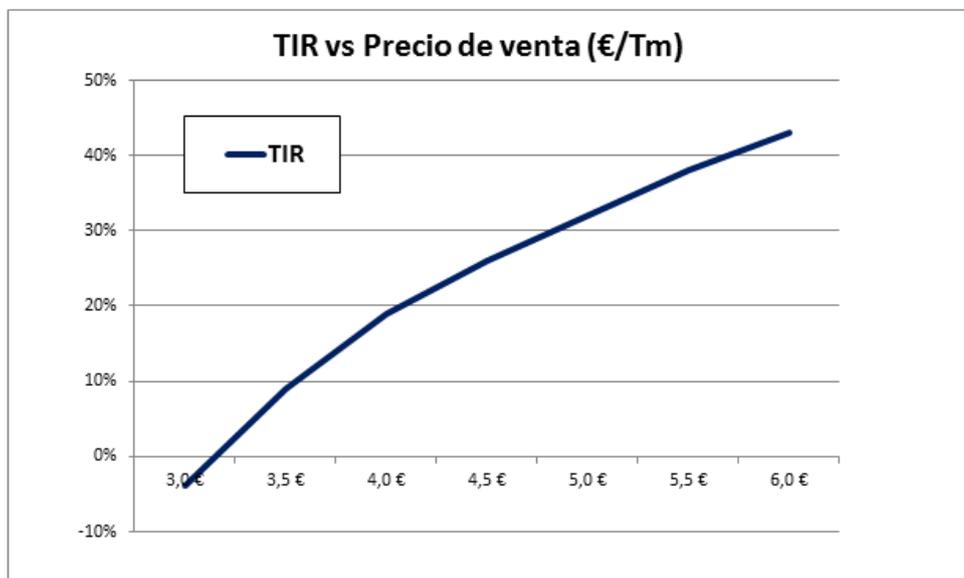


Fuente: Elaboración propia.



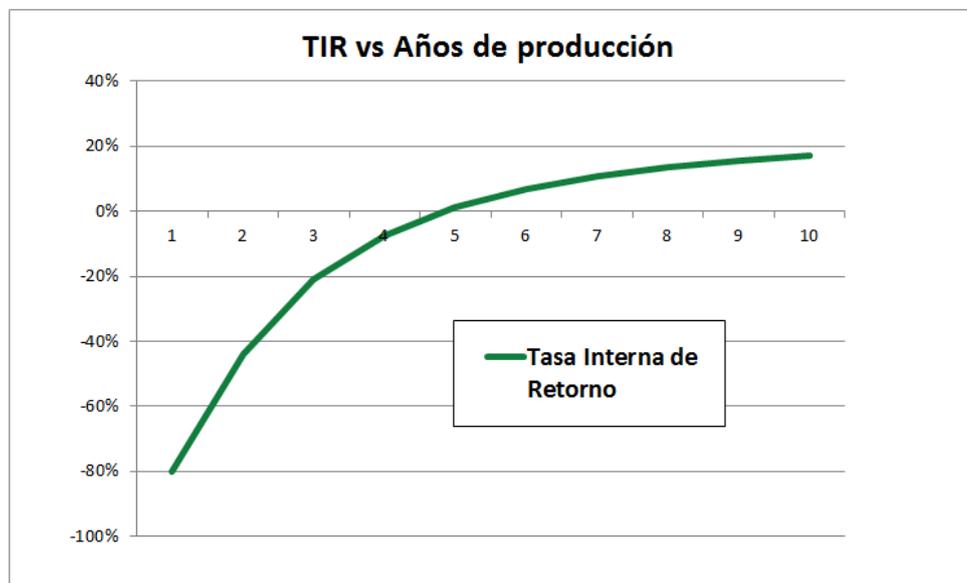
Además, se ha realizado la sensibilidad del TIR según la variación del precio de venta y se ha estudiado su evolución en los 10 años considerados.

Figura 6-3: Sensibilidad del TIR frente al precio de venta.



Fuente: Elaboración propia.

Figura 6-4: Evolución del TIR.



Fuente: Elaboración propia.



El TIR muestra una sensibilidad mayor al precio de venta de los productos. Variando desde un descenso del 21 % a un incremento del 26 % respecto a la TIR obtenida en el cálculo con un precio de 3,90 €.

7. PRESUPUESTO

Tabla 7-1: Presupuesto.

CONCEPTOS	COSTE EUROS/TON	TOTAL EUROS
TOTAL GASTOS DIRECTOS	1,867	653.625 €
<i>PERFORACIÓN</i>	<i>0,100</i>	<i>35.000 €</i>
<i>EXPLOSIVOS</i>	<i>0,130</i>	<i>45.500 €</i>
<i>CARGA</i>	<i>0,394</i>	<i>138.062 €</i>
<i>TRANSPORTE</i>	<i>0,432</i>	<i>151.508 €</i>
<i>TRANSPORTE DE PERSONAL</i>	<i>0,012</i>	<i>4.085 €</i>
<i>OPERACIONES AUXILIARES</i>	<i>0,024</i>	<i>8.343 €</i>
<i>TRITURACIÓN Y CLASIFICACIÓN</i>	<i>0,346</i>	<i>121.127 €</i>
<i>PERSONAL DE OPERACIÓN</i>	<i>0,357</i>	<i>150.000 €</i>
TOTAL GASTOS INDIRECTOS	1,304	457.899 €
<i>PERSONAL INDIRECTO</i>	<i>0,414</i>	<i>145.000 €</i>
<i>RESTAURACIÓN DEL ESPACIO</i>	<i>0,015</i>	<i>5.282 €</i>
<i>SUMINISTROS</i>	<i>0,008</i>	<i>3.000 €</i>
<i>SEGUROS</i>	<i>0,020</i>	<i>7.000 €</i>
<i>ARRENDAMIENTO DE LOS TERRENOS</i>	<i>0,274</i>	<i>96.000 €</i>
<i>COSTES FIJOS VARIOS</i>	<i>0,110</i>	<i>40.000 €</i>
<i>INTERESES</i>	<i>0,063</i>	<i>22.067 €</i>
<i>AMORTIZACIONES</i>	<i>0,400</i>	<i>139.550 €</i>
TOTAL GASTOS EXPLOTACIÓN	3,18	1.111.524 €

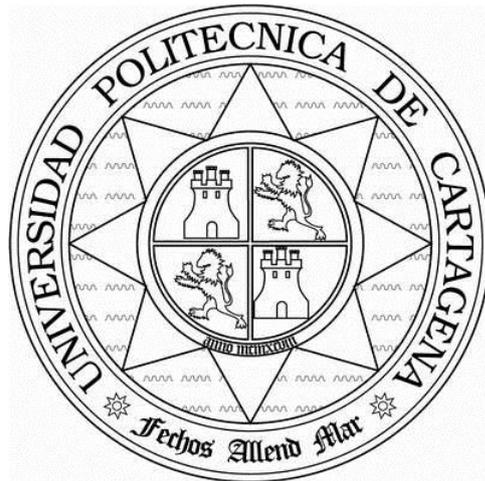
Fuente: Elaboración propia.

El resultado del presente presupuesto de explotación con una producción anual de 350.000 ton. a 3,18 euros/ton. resulta la cantidad de un millón ciento once mil quinientos veinticuatro euros. (1.111.524 €).



DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA MINERA,
GEOLÓGICA Y CARTOGRÁFICA

UNIVERSIDAD POLITÉCNICA DE
CARTAGENA



PROYECTO FIN DE GRADO EN
INGENIERÍA DE RECURSOS
MINERALES Y ENERGÍA

Adaptación de Proyecto de Explotación de
una cantera a la nueva normativa minera y
ambiental

José Lorca Alfaro

DOCUMENTO Nº 5: ANEJOS

ANEJO N° 1: ESTUDIO GEOLÓGICO



ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN -----	2
2. CONTEXTO GEOLÓGICO -----	2
3. MATERIALES AFLORANTES EN EL YACIMIENTO -----	3
4. CONCLUSIONES -----	11



1. INTRODUCCIÓN

En el presente informe se resumen los resultados del reconocimiento geológico realizado por *International Geophysical Technology, S.L. (I.G.T.)* en la cantera denominada *Cabezo Gordo Oeste*, por encargo de *Pioneer Concrete Hispania, S.A.*, antigua titular de los derechos de explotación de la cantera.

Para este estudio se realizaron dos sondeos de 120 metros de profundidad, así como levantamiento de los testigos obtenidos. Los trabajos se realizaron en el año 2001.

El objetivo principal de este informe es realizar una evaluación preliminar, desde el punto de vista geológico-minero de la cantera *Cabezo Gordo Oeste*.

2. CONTEXTO GEOLÓGICO

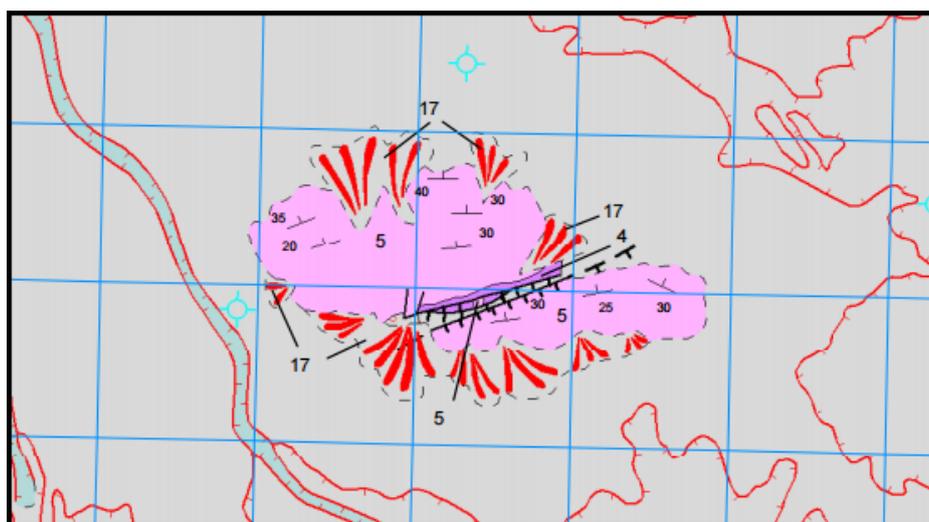
El Cabezo Gordo se encuentra integrado dentro del complejo Nevado-Filábride que aflora en ventanas tectónicas bajo los materiales del complejo Alpujárride y bajo terrenos neógenos y cuaternarios. Se encuadra dentro de la denominada zona Bética interna. Ésta zona constituye a su vez una de las unidades del basamento o núcleo más antiguo, con materiales del Paleozoico y del Triásico, que se integran en una unidad geológica de primera importancia denominada Cordillera Bética.

El Cabezo Gordo constituye un cerro testigo, ya que es un resto de la erosión reciente de la cadena montañosa que se encuentra tanto al norte como al oeste y al sur. Este cerro emerge en la amplia llanura del Campo de Cartagena, la cual está ocupada fundamentalmente por materiales terciarios y cuaternarios que se disponen discordantes sobre los restos, hoy arrasados, de la Cordillera Bética.

La estructura geológica del Cabezo Gordo Oeste es, en conjunto, relativamente sencilla. Se trata de una serie homoclinal con dirección de la estratificación este-noreste y buzamiento hacia el norte-noroeste.

3. MATERIALES AFLORANTES EN EL YACIMIENTO

Los materiales pueden agruparse por su edad en dos grandes conjuntos: los materiales del Triásico y los materiales del Cuaternario (figura 3-1).



LEYENDA

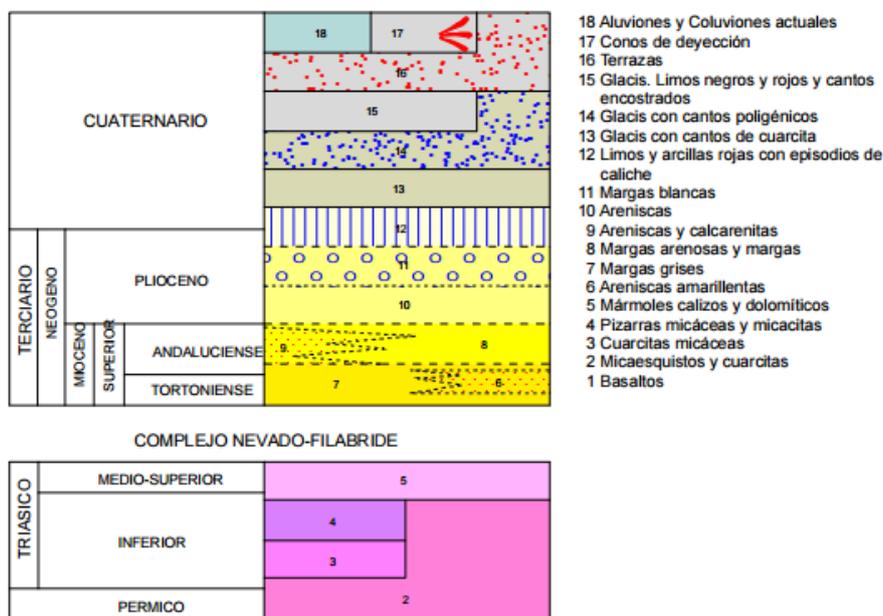


Figura 3-1: Mapa geológico donde puede observarse los materiales triásicos del Complejo Nevado-Filábride que constituyen el Cabezo Gordo, rodeados por materiales cuaternarios.

Fuente: Instituto Geológico y Minero de España (IGME).



Los primeros, constituidos por mármoles calizos o calizas marmóreas con intercalaciones de esquistos micáceos o filitas, son los que presentan interés económico, mientras que los segundos representan la montera de recubrimiento y no muestran ningún interés para los objetivos propuestos. Por tanto, el estudio se centró especialmente en los materiales que constituyen el Cabezo Gordo, tanto en los materiales que afloran en la explotación como en los que asoman en la ladera sur, ya que el buzamiento general hacia el nor-noroeste hace que los materiales aflorantes en ésta ladera sur se sitúen estratigráficamente por debajo de los actualmente explotados.

Al igual que en muchas partes del Complejo Nevado-Filábride, los mármoles presentan un notable bandeo, interpretado por algunos autores como el producto de una esquistosidad de flujo y por otros como laminaciones sedimentarias originales. Estos mármoles albergan mineralizaciones de hierro que con frecuencia se presentan como óxidos que colorean de forma irregular, en tonos rojizos, a la roca original, que es de tonos grises. En otras ocasiones, estas mineralizaciones se presentan como filones, algunos de los cuales han sido explotados en el pasado.

A continuación se expresan las características litológicas obtenidas a partir de las observaciones de superficie y del subsuelo, de las unidades litológicas diferenciadas en la cartografía geológica y en las secciones.

UNIDAD DE MÁRMOLES C1

Esta unidad cartográfica es la más antigua de las estudiadas y constituye el substrato de las unidades presentes en la cantera. Cartográficamente ocupa la parte más baja de la ladera sur del Cabezo Gordo, en su contacto con los materiales del Cuaternario.

La unidad C1 está compuesta por calizas marmóreas finamente laminadas, de color gris oscuro a gris claro con zonas rojizas irregulares. Estos mármoles suelen disponerse en bancos gruesos hasta llegar a tener aspecto masivo.

En conjunto, los materiales de esta unidad pueden considerarse como material explotable, pero no es probable que se llegue a aprovechar, ya que se encuentra



localizada por debajo de un tramo no explotable que limita al yacimiento en profundidad.

UNIDAD CALCOESQUISTOS C2

Esta unidad se apoya sobre los mármoles de la unidad C1, y aflora únicamente en la vertiente sur del Cabezo Gordo. Está constituida por mármoles calcáreos de tonos grises, con áreas irregulares rojizas debido a la presencia de óxidos de hierro. Se disponen finamente bandeadas hasta presentar una esquistosidad milimétrica que les confieren un aspecto característico.

En conjunto, esta unidad puede ser calificada como potencialmente explotable aunque, como en el caso de la unidad precedente, no es probable que se llegue a aprovechar, ya que se encuentra localizada estratigráficamente por debajo de un tramo de filitas no explotables, que limita al yacimiento en profundidad.

UNIDAD DE FILITAS F1

Sobre los tramos de mármoles calizos descritos se encuentra un tramo de unos 40-50 m. de espesor, compuesto por esquistos micáceos a micacitas de color gris, muy lajosas, que pueden dar colores blanquecinos a rojizos por alteración. Es bastante característico que presenten un tacto marcadamente jabonoso.

Ocasionalmente, esta unidad presenta intercalaciones más o menos abundantes de calcoesquistos finamente bandeados.

Representa un afloramiento muy continuo en la ladera sur del Cabezo Gordo, reconocible tanto en fotografía aérea como en las vistas panorámicas de la zona por dar una banda con mayor densidad de vegetación.

Todo lo expuesto confirma que se trata de una unidad que, debido a sus características litológicas, hacen de ella un material blando, disgregable y muy alterable, que debe ser considerada como un material no explotable.



Este material no presenta interés económico alguno para los fines previstos, y además representa el límite inferior del yacimiento a explotar por el proyecto de la cantera, en la cual la base llegaría hasta la cota 10 m.s.n.m.

UNIDAD DE CALIZAS C3

Esta unidad también ha podido ser observada en los afloramientos de superficie a favor de la ladera meridional del Cabezo gordo, y representa la unidad más antigua de las cortadas en los sondeos.

Litológicamente está compuesta por calizas de tonos ocres, beige y rojizos, a veces con bandeados irregulares, con frecuencia oquerosas debido a la presencia de zonas karstificadas que pueden estar parcialmente rellenas de arcillas o calcita. Es muy frecuente que estas calizas se encuentren muy alteradas y fracturadas.

Entre los materiales carbonatados se intercalan varias litologías, entre las que cabe destacar la presencia de calizas brechóides y brechas de carbonatos, arcillas, filitas y mármoles.

Esta unidad también contiene intercalaciones de esquistos micáceos, de tonos grises a blanquecinos, que presentan su típico tacto jabonoso.

Por último, aunque en muy baja proporción, se encuentran intercalaciones de mármoles bandeados gris claro a gris oscuro, con zonas beige a rojizas.

Esta unidad presenta una marcada mezcla de diferentes litologías, algunas de estas litologías son claramente no útiles para los fines previstos. Las calizas y brechas que podrían serlo presentan tal grado de fracturación y de alteración que su calidad como árido debe ser considerada como baja.

Por estas razones, los materiales de la Unidad C3 podrían ser utilizados en un Todo-Uno como ahorras, pero no parecen mostrar la calidad suficiente para la fabricación de hormigones y morteros de gran calidad.



UNIDAD DE MÁRMOLES C4

Está constituida por mármoles cristalinos que generalmente presentan un banqueado más o menos fino, entre cuyos colores pueden predominar los grises, claros a oscuros con zonas rojizas generalmente irregulares, o pueden predominar los tonos rojizos sobre los grises. Localmente, y en mucha menor proporción, pueden presentar también tonos beige.

Es relativamente frecuente la presencia de venas de calcita. Aunque pueden presentar cierta porosidad, en general ésta es escasa, y rara vez los mármoles se encuentran alterados.

Ocasionalmente se reconocen tramos muy brechificados e incluso intercalaciones de brechas calcáreas, de cantos heterométricos, los cuales se encuentran ligados por un cemento calcáreo.

Normalmente se disponen bien estratificadas en capas medias a gruesas. La naturaleza de estos depósitos hace que puedan ser considerados como materiales explotables. Generalmente presentan características geomecánicas muy buenas para su utilización en la fabricación de hormigones y morteros.

UNIDAD DE FILITAS F2

Esta unidad de filitas F2 representa una delgada intercalación entre dos unidades de calizas marmóreas aprovechables. Pueden observarse afloramientos de esta unidad en los bancos de la parte este y central del frente de explotación abierto.

Corresponde a una serie de esquistos micáceos muy lajosos, de tonos grises a rojizos por alteración, que presentan escaso espesor pero que interrumpen la continuidad de la sucesión de los mármoles (C4 y C5), presentes en la zona de interés.



La naturaleza de esta unidad la hace no explotable, siendo la misma retirada del circuito de producción de la instalación mediante la criba de limpieza, para ser empleadas como parte de la producción de zahorras.

UNIDAD DE MÁRMOLES C5

Está constituida por calizas muy cristalinas (mármoles) generalmente bandeados, en los que pueden predominar los tonos grises claros a oscuros sobre tonos rojizos, o al contrario, es decir los tonos rojizos (facies de óxidos) sobre los colores grises.

Los mármoles de esta unidad suelen disponerse en capas gruesas y su grado de fracturación suele ser muy bajo.

Aunque no son frecuentes, en esta unidad se intercalan brechas calcáreas con cantos angulosos a subangulosos y heterométricos de carbonatos de diferente color, en una matriz calcárea algo arcillosa.

Esta unidad es sin duda explotable para la producción de áridos.

UNIDAD DE FILITAS F3

Las filitas F3 representan una nueva intercalación fina de esquistos entre el conjunto de calizas marmóreas.

Estos materiales no son explotables para la elaboración de hormigones y morteros, siendo los mismos conjuntamente con la anterior unidad F2 acopiados como zahorras mediante el circuito de limpieza del recurso.

UNIDAD DE MÁRMOLES C6

Predominan en esta unidad los mármoles rojizos bandeados, con mármoles grises que generalmente se presentan subordinados a los primeros.



Intercalados entre los mármoles se encuentran frecuentes niveles de brechas calcáreas, compuestas por cantos angulosos a subangulosos de carbonatos con diferentes texturas y colores.

La unidad es canterable, y se ha explotado dando un árido de buena calidad.

UNIDAD DE MÁRMOLES C7

Esta unidad ha sido observada en superficie. Sus características litológicas son bastante similares a las de las unidades de mármoles descritas en apartados precedentes, aunque puede distinguirse de la unidad C6 por presentar una estratificación más marcada y más fina. Está separada de los mármoles más superiores por una intercalación calcoesquistosa.

Litológicamente está constituida por calizas marmóreas que generalmente presentan un bandeo más o menos grosero. Se pueden distinguir tramos irregulares en base a los colores de los mármoles. Hay tramos en los que predominan los colores grises claros a oscuros, con zonas rojizas generalmente irregulares, y tramos en los que predominan los tonos rojizos sobre grises.

Es relativamente frecuente la presencia de tramos muy brechificados e incluso intercalaciones de brechas calcáreas, de cantos heterométricos, que están ligados por un cemento calcáreo y abundan las venas de calcita. Pueden presentar cierta porosidad, pero en general ésta es escasa.

Estos materiales son explotables, y se han explotado con éxito en la cantera.

UNIDAD DE CALCOESQUISTOS F4

Esta unidad está compuesta por una sucesión de calcoesquistos que contienen una proporción variable de micas, minerales que pueden llegar a ser bastantes abundantes.



Se disponen en un tramo lajoso, más blando que los mármoles que se encuentran estratigráficamente por encima y por debajo, y su color es generalmente gris oscuro.

El material puede considerarse explotable, aunque el árido obtenido no presente características geomecánicas tan buenas como las unidades de mármoles descritas en apartados anteriores.

UNIDAD DE MÁRMOLES C8

La más superior de las unidades triásicas distinguidas está compuesta por calizas cristalinas marmóreas, que como es habitual presenta banqueados gris claro a gris oscuro, con zonas irregulares rojizas que pueden llegar a predominar en el conjunto.

La unidad se presenta estratificada en capas gruesas a muy gruesas, que comunican al conjunto un aspecto bastante masivo.

Esta unidad es explotable para su aprovechamiento comercial en la producción de áridos.

CUATERNARIO Q

Discordantes sobre los materiales triásicos recientemente expuestos, se apoyan los materiales del Cuaternario que afloran en gran parte de la llanura del Campo de Cartagena.

En las proximidades del Cabezo Gordo Oeste, estos materiales están constituidos por conglomerados calcáreos con un cemento calcáreo. Estas litologías representan las facies de borde, mientras que distalmente evolucionan a depósitos más finos de lutitas más o menos arenosas, de tono rojizo.



RELLENOS DE LA CANTERA

Aparecen los materiales derivados de la propia acción de la cantera, como los acopios de áridos presentes en la plaza de la cantera, los rellenos de los taludes y pistas, caminos, etc.

4. CONCLUSIONES

El resultado de este estudio muestra la continuidad en el subsuelo de gran parte de las unidades litológicas presentes en la cantera actual. Hay que señalar la presencia en el subsuelo de una unidad de calizas fuertemente alteradas, cuyo interés como material canterable debe tomarse cuanto menos como marginal, y la presencia de una unidad de esquistos micáceos, no canterables, que limitan el yacimiento por el suroeste en profundidad.

Se han distinguido un total de 14 unidades litológicas en el área de la cantera Cabezo Gordo Oeste (figuras 4-1 y 4-2). El conocimiento de estas unidades ha permitido diseñar la explotación de manera que englobe sólo aquellas unidades explotables.

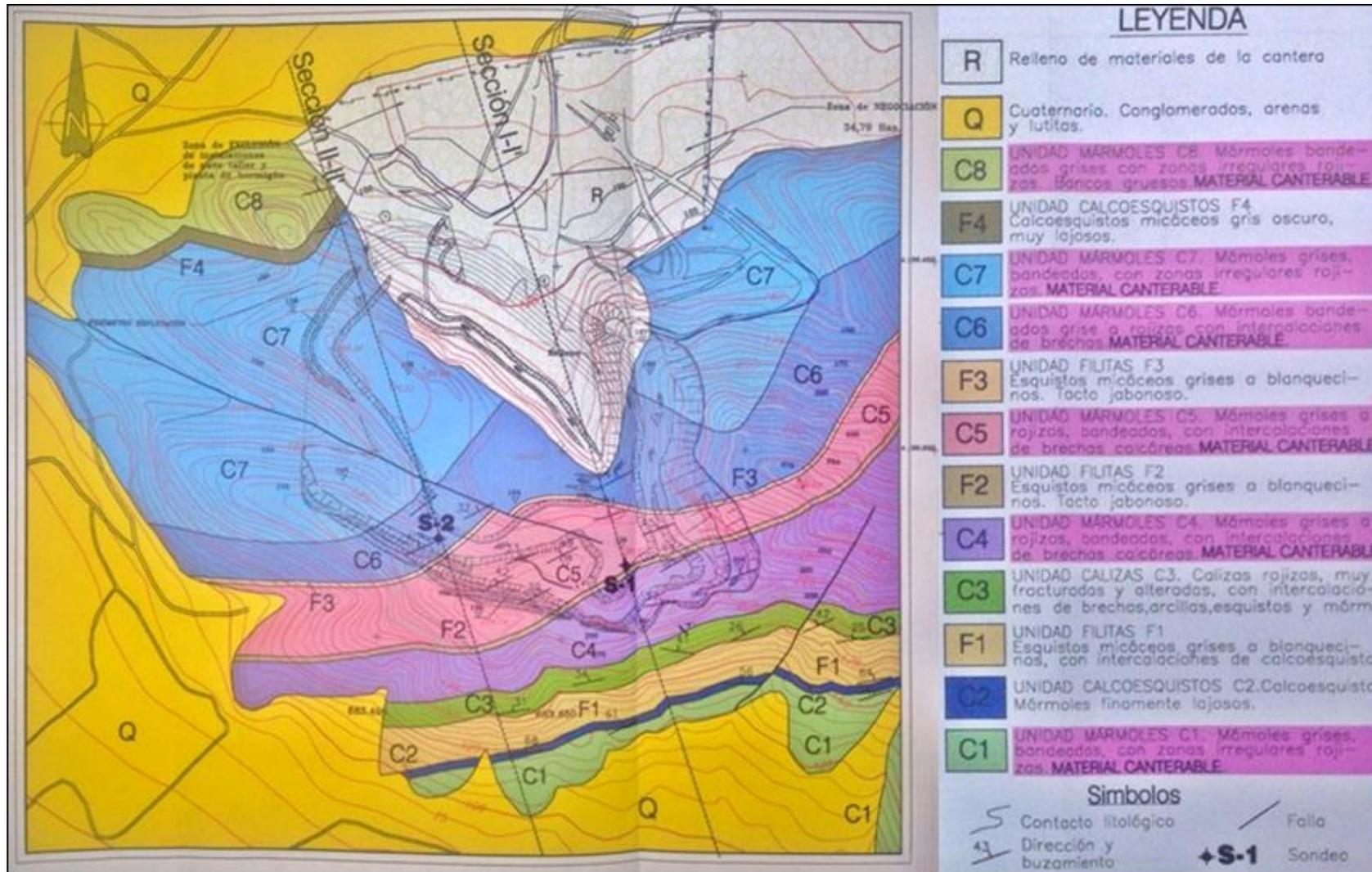


Figura 4-1: Plano geológico y situación de los sondeos y perfiles.

Fuente: Estudio geológico de la cantera "Cabezo Gordo Oeste", IGT (2001).

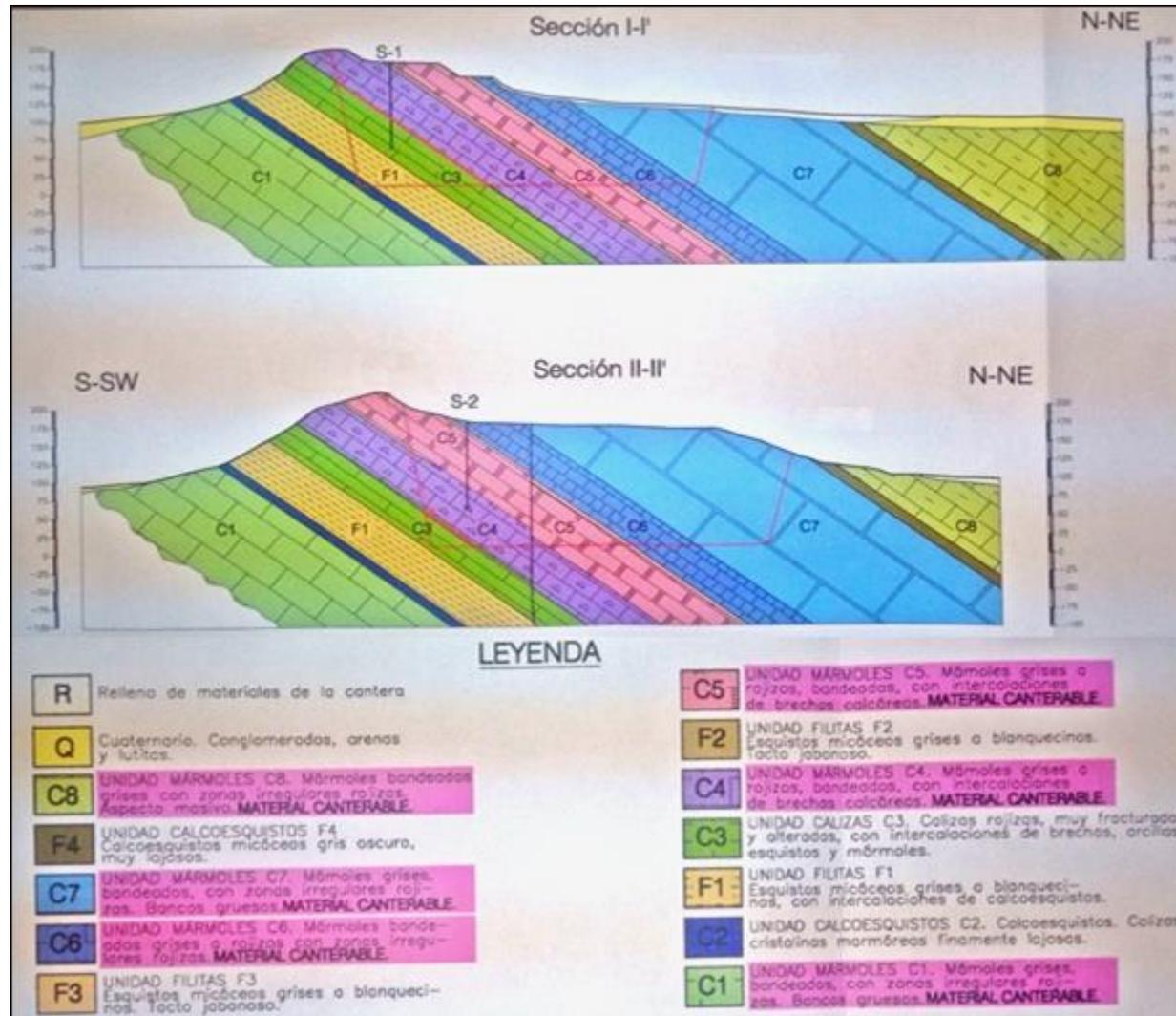


Figura 4-2: Perfiles geológicos.

Fuente: Estudio geológico de la cantera "Cabezo Gordo Oeste", IGT (2001).



ANEJO N^o 2: ESTUDIO HIDROGEOLÓGICO



ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN -----	16
2. CARACTERIZACIÓN DE LOS SISTEMAS DE ACUÍFERO DE LA CUENCA DEL SEGURA ----	16
3. UNIDAD HIDROGEOLÓGICA DEL CAMPO DE CARTAGENA -----	18
4. FUNCIONAMIENTO HIDROGEOLÓGICO DEL CABEZO GORDO -----	20
5. PIEZOMETRÍA -----	21
6. CONCLUSIONES-----	22



1. INTRODUCCIÓN

El objetivo de este informe es conocer las características hidrogeológicas del lugar y la profundidad del nivel freático para estudiar la posible presencia de agua en el macizo a excavar.

Se ha revisado el documento *Estudio hidrogeológico del Campo de Cartagena*, que se encuadra dentro del proyecto de *Ampliación de la infraestructura hidrogeológica para la planificación de los recursos hídricos subterráneos en Murcia y Alicante (1990-91-92)*.

El estudio fue realizado por el Instituto Geológico y Minero de España (IGME) con la colaboración de la Empresa Nacional ADARO de Investigaciones Mineras, S.A. (ENADIMSA) en calidad de contratista.

Asimismo, se han revisado la cartografía geológica y el inventario de puntos de agua de la zona.

2. CARACTERIZACIÓN DE LOS SISTEMAS DE ACUÍFERO DE LA CUENCA DEL SEGURA

La compleja estructura geológica del Orógeno Bético en grandes mantos de cabalgamiento, cuyas formaciones geológicas a menudo se pliegan en apretadas estructuras o se interrumpen bruscamente por el movimiento de las fallas, hace que los acuíferos de la región presenten una extensión reducida en comparación con los sistemas hidrogeológicos de otras cuencas. De esta forma y siguiendo un criterio puramente geológico se puede realizar una discriminación general en 8 Sistemas Hidrogeológicos principales.

Asimismo, se han relacionado estos sistemas con las Unidades hidrogeológicas determinadas por el ITGE (2001).



En la siguiente figura se muestran los subsistemas y unidades menores en que se desglosan cada una de estos ocho sistemas.

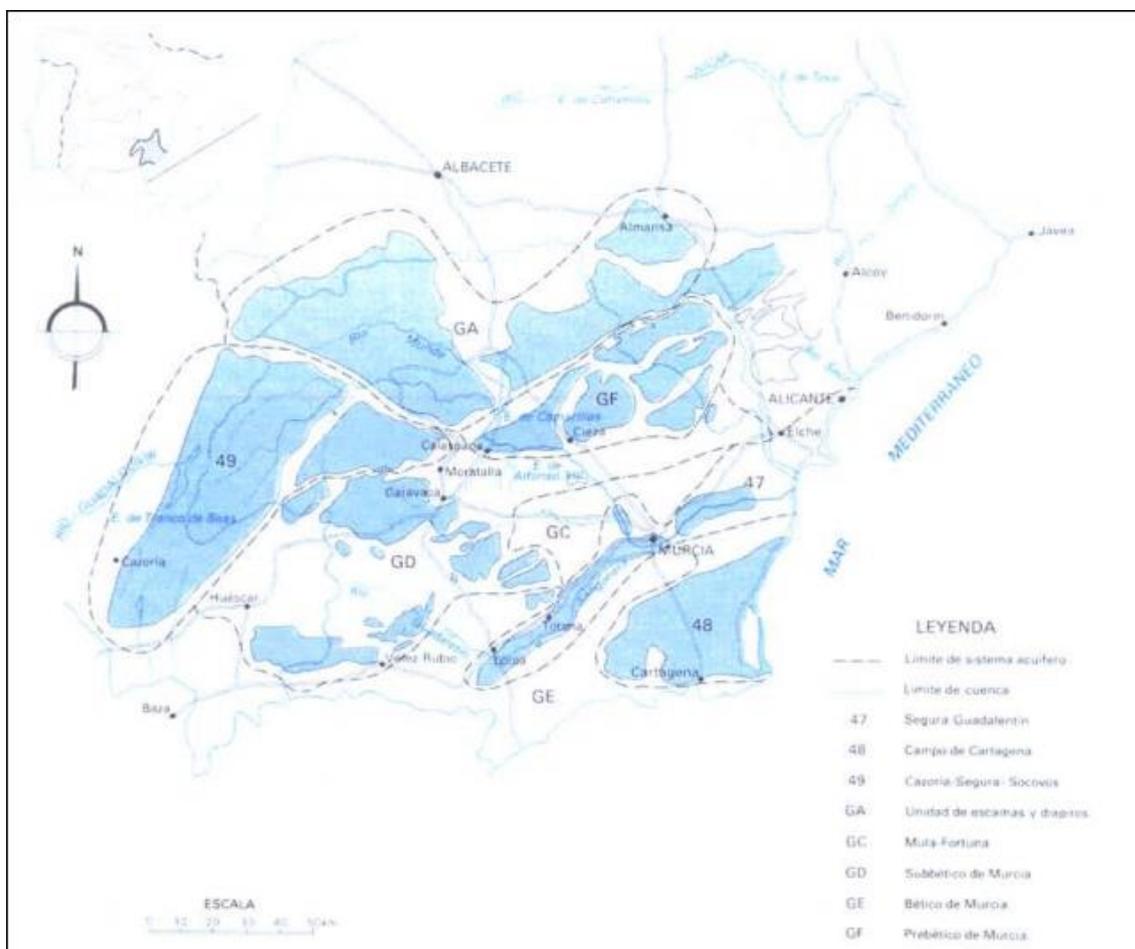


Figura 2-1: Principales Sistemas de Acuífero de la cuenca.

Fuente: Confederación Hidrográfica del Segura (CHS).



3. UNIDAD HIDROGEOLÓGICA DEL CAMPO DE CARTAGENA

Constituye una unidad hidrogeológica antes denominada (07.31) amplia y compleja que se ubica en una de las grandes depresiones interiores postmanto de las Cordilleras Béticas ocupada por un potente relleno neógeno, predominantemente margoso de más de 1000 metros de espesor, en el que se existen intercalaciones detríticas y calcáreas del Mioceno al Cuaternario que constituyen diferentes niveles acuíferos. De ella se han desagregado recientemente, por motivos de mejor gestión administrativa de sus recursos hídricos, los sectores de Cabo Roig y Sierra de Los Victorias, que han pasado a constituir, respectivamente, las masas de agua subterránea 070.053 (Cabo Roig) y 070.054 (Triásico de Los Victorias).

La masa actualmente denominada 070.052 (Campo de Cartagena) coincide, por tanto, con la unidad hidrogeológica homónima a excepción de las dos masas desagregadas antes mencionadas. Tiene una superficie de 1.240 km², ubicada en el 92% en la Región de Murcia y el resto en la provincia de Alicante (figura 3-1).

El acuífero consta de un sistema multicapa desarrollado en tres niveles principales:

- Mioceno -andaluciense-, formado por un paquete de 50 a 100 metros de calcarenitas permeables. La base del acuífero lo constituyen una sucesión de margas de unos 300 metros de potencia. El movimiento del flujo subterráneo se realiza de oeste a este.
- Plioceno, formado por 25 metros de areniscas y 100 metros de margas impermeables limitando la base del acuífero.
- Cuaternario, constituidos por conglomerados, areniscas y localmente niveles intercalados de caliche.

Cabe señalar, que aunque mantienen conexiones hidráulicas entre sí, cada uno de ellos presenta una superficie piezométrica bien diferenciada (razón por la cual el IGME le daba el rango de acuífero).

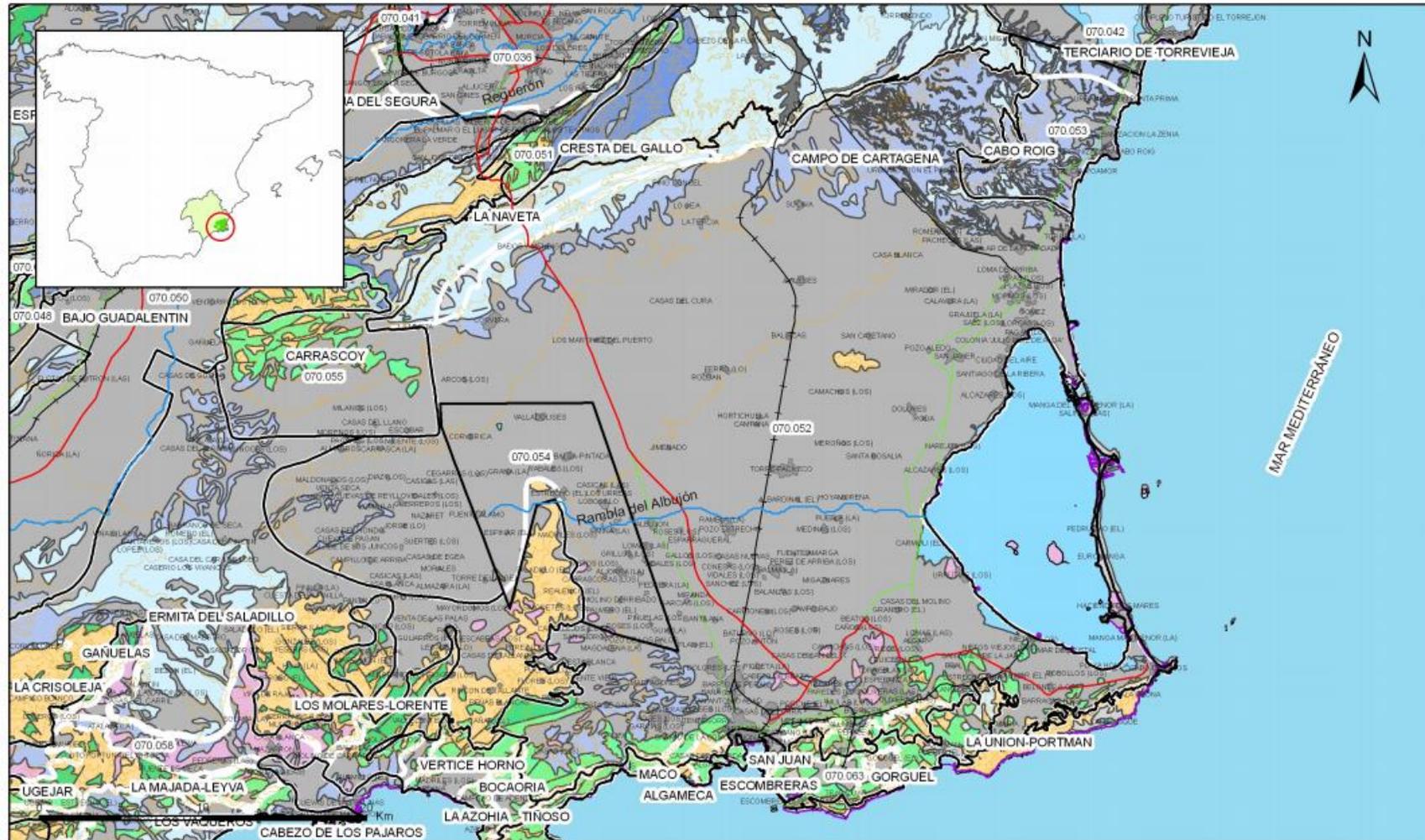


Figura 3-1: Mapa hidrogeológico con especificación de acuíferos de la masa Campo de Cartagena.

Fuente: Confederación Hidrográfica del Segura (CHS).



4. FUNCIONAMIENTO HIDROGEOLÓGICO DEL CABEZO GORDO

En el cerro afloran mármoles triásicos del Nevado-Filábride, mediante la acción de fallas (el cerro constituye un horst) que presentan una permeabilidad por fisuración muy notable y un alto grado de karstificación, como lo prueba la existencia de simas en su sede, por lo que el grado de absorción de este pequeño afloramiento bético es elevado. En profundidad, bajo estos mármoles, existen unas cuarcitas muy fracturadas que poseen, asimismo, una importante permeabilidad, como se ha podido constatar por sondeos (figura 4-1).

El Cabezo Gordo constituyó una isla durante gran parte del Neógeno, de ahí que tanto los materiales del Andaluciense como los del Plioceno descansen discordantemente sobre los del Bético de Cabezo Gordo (este hecho se ha comprobado por sondeos), si bien los bordes del monte-isla han sido retocados con posterioridad por la acción de una Neotectónica. Al existir un contacto de las rocas permeables del Mesozoico con las del Terciario, se produce lógicamente una conexión hidráulica entre ambas y esto viene corroborado por los siguientes hechos:

- Tanto las isopiezas del nivel Andaluciense, como las del Plioceno, muestran una alimentación del cerro a estos niveles, al presentar sus flujos subterráneos una morfología centrífuga.
- Por otro lado, al existir fallas profundas de borde, parte del agua penetra por las mismas y alcanza grandes profundidades, lo que trae consigo que las aguas que extraen los sondeos de este sector sean calientes (mayor de 35°C) y que vengan cargadas de sales (T.S.D. mayor de 4000 mg/l en sondeos que captan el Andaluciense) y con iones geotérmicos (Boro, Flúor y Sílice).

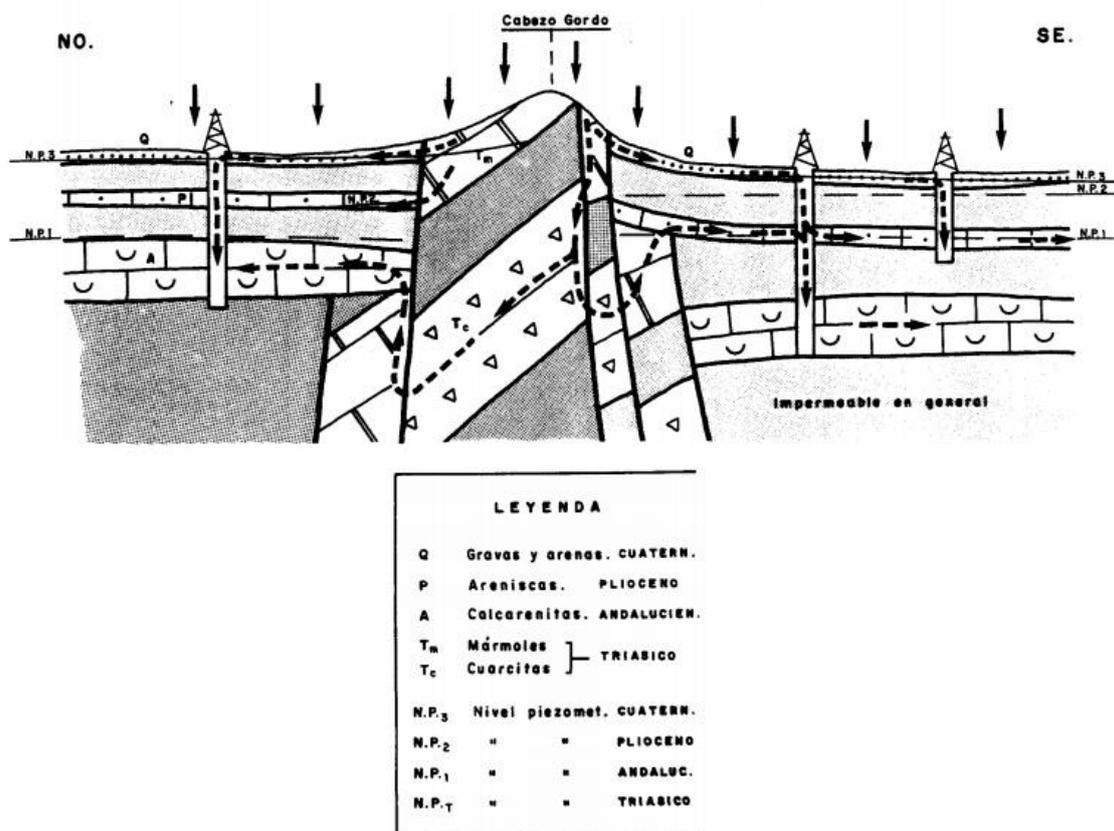


Figura 4-1: Funcionamiento hidrogeológico de Cabezo Gordo.

Fuente: Estudio hidrogeológico del Campo de Cartagena IGME (1992).

5. PIEZOMETRÍA

Los sondeos realizados en la zona de estudio generalmente captan el nivel acuífero Andaluciense.

La principal zona de alimentación se encuentra en las sierras situadas al norte del Campo de Cartagena, apreciándose además una recarga procedente del Cabez Gordo.

En la zona de Lo Romero existe una bajada en la línea piezométrica debido a la mayor concentración de explotaciones en este sector.

La cota piezométrica en los alrededores del Cabez Gordo se encontraba comprendida entre -50 m.s.n.m. y -60 m.s.n.m. a principios de la década de los noventa.



En el documento Estudio hidrogeológico del Campo de Cartagena, IGME (1992), se pone de manifiesto que aunque hubo un descenso continuo en la década de los ochenta, se había producido una estabilización e incluso un ascenso en el nivel gracias a la llegada del Trasvase Tajo-Segura.

Actualmente, se ha producido un descenso considerable de la cota piezométrica debido a la sobreexplotación desmesurada del acuífero y a una escasez de lluvia prolongada, como se ha comprobado en las mediciones del nivel piezométrico realizadas en el sondeo de 218 metros de profundidad emplazado en la cantera Cabezo Gordo Oeste, construido en abril de 2008.

Estas mediciones en los últimos años reflejan que en mayo de 2014 el nivel piezométrico se encontraba a 195 metros de profundidad, mientras que en marzo de 2015 se encontraba a 198 metros de profundidad. Con estos datos se puede observar claramente que en el sondeo ha habido un descenso de tres metros de profundidad del nivel piezométrico en menos de un año.

Dado que el sondeo se encuentra emplazado en cota 102, se puede deducir que la cota piezométrica se encuentra comprendida actualmente entre -90 m.s.n.m. y -100 m.s.n.m.

Por tanto, como se deduce, se ha producido un descenso de aproximadamente 30 metros del nivel piezométrico en los últimos 25 años.

6. CONCLUSIONES

En base a la información recopilada, se puede concluir que en el diseño final de la explotación no habrá presencia de agua de este acuífero al encontrarse la plaza de cantera proyectada a una cota muy superior (10 m.s.n.m.) con respecto al nivel piezométrico de la zona estudiada.



Asimismo, se producirá una infiltración natural del agua procedente de lluvia y de la recogida de pluviales que alimentará el acuífero, ya que los materiales que constituyen el fondo de la explotación son permeables.



ANEJO N^o 3: ESTUDIO DE ESTABILIDAD GEOTÉCNICA



ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN	26
2. ESTUDIO DEL DIACLASADO	26
2.1. GEOMETRÍA DE LAS FRACTURAS. MAPAS DE DENSIDAD	26
2.2. ESTADO DE LAS JUNTAS	28
2.2.1. NIVEL DE ALTERACIÓN	28
2.2.2. COHESIÓN DE JUNTAS. JRC	28
2.2.3. CAPACIDAD MECÁNICA. JCS	28
3. ESTUDIO MECÁNICO DE LA ROCA INTACTA	29
3.1. ENSAYO VANE-TEST IN SITU	29
3.2. ENSAYOS DE LABORATORIO	29
3.2.1. COMPRESIÓN UNIAXIAL	30
3.2.2. ENSAYO TILT-TEST	32
3.3. ENVOLVENTE DE ROTURA DE LA ROCA	32
4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA	33
5. COMPORTAMIENTO MECÁNICO DEL MACIZO DE ROCA	36
5.1. COMPORTAMIENTO RESIDUAL DE JUNTAS. ECUACIÓN DE BARTON	36
5.2. COMPORTAMIENTO DEL MACIZO DE ROCA. ECUACIÓN DE HOEK Y BROWN	37
6. ANÁLISIS DE INESTABILIDADES	39
6.1. GEOMETRÍA DE LAS INESTABILIDADES	39
6.2. POSIBLES PROCESOS DE INESTABILIDAD	40
6.2.1. ROTURA DE CUÑAS	41
6.2.2. ROTURA DE BANCOS	43
6.2.3. ROTURA DE LA EXPLOTACIÓN	44
6.3. MEDIDAS PREVENTIVAS DE INESTABILIDADES	47
7. CONCLUSIONES	48



1. INTRODUCCIÓN

El estudio geomecánico del recurso ha sido elaborado por el *Departamento de Ingeniería Minera, grupo de Geotecnia y Métodos de Explotación de la Universidad Politécnica de Cartagena*. Los trabajos se llevaron a cabo en el año 2001.

El objetivo de este informe es conocer las características geomecánicas del recurso así como las de la explotación para asegurar la estabilidad de los bancos y taludes proyectados.

Se ha calculado la estabilidad de los taludes finales proyectados en la explotación.

2. ESTUDIO DEL DIACLASADO

2.1. GEOMETRÍA DE LAS FRACTURAS. MAPAS DE DENSIDAD

Para el análisis de las fracturas se utilizó la proyección estereográfica equiareal de Schmidt aplicada mediante el programa Rockware de Geosoft, módulo Stereo. Se desarrollaron los mapas de distribución (densidad) de polos para conocer la agrupación del diaclasado en familias de análoga orientación y buzamiento (figura 2-1).

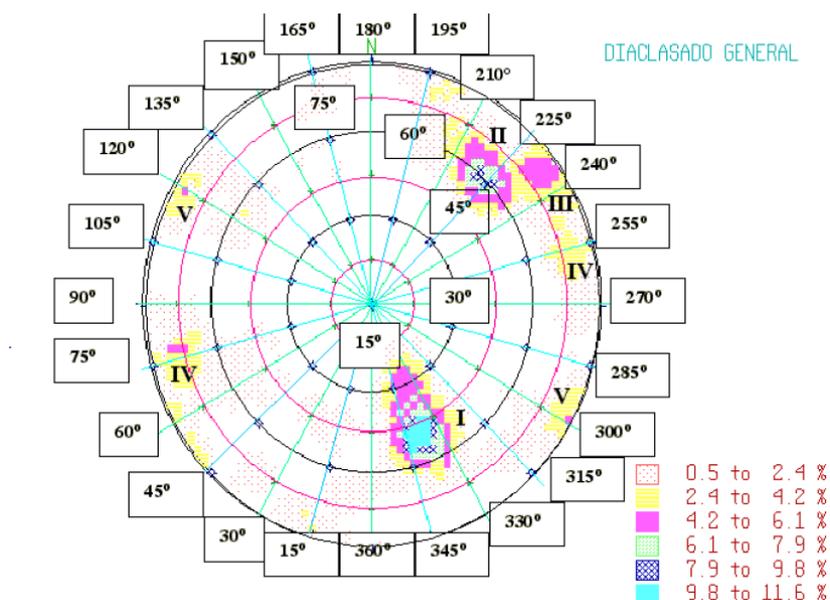


Figura 2-1: Distribución del diaclasado general.

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera “Cabezo Gordo Oeste” UPCT (2001).

Tabla 2-1: Familias de diaclasas observadas.

FAMILIA	Dirección buzamiento	Buzamiento	Representante
I	330-345°	25-60°	(340°/50°)
II	210-230°	55-75°	(220°/65°)
III	230-240°	75-90°	(230°/80°)
IV	250-260° 70-80°	>75°	(255°/80°) (75°/80°)
V	290-300° 115-125°	>80°	(295°/90°) (115°/90°)

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera “Cabezo Gordo Oeste” UPCT (2001).

Tal como figura en la tabla 2-1, la orientación y buzamiento de las diferentes agrupaciones del diaclasado definen 5 familias, la familia I corresponde con la estratificación, de buzamiento hacia 340°, y el resto, con carácter subvertical, se agrupan en II, III y IV, de orientaciones entre 210 y 255° (30 a 75°), y la familia V que buza a 295° (115°).



2.2. ESTADO DE LAS JUNTAS

2.2.1. NIVEL DE ALTERACIÓN

Las juntas de la roca presentan un nivel de alteración variable que va desde la alteración "siderítica" de los bordes del bloque, que afecta a casi la totalidad de la cantera, hasta la total "limonitización" de una parte de la roca que constituye el bloque y que se observa puntualmente en algún foco de alteración aislado, aparición de chimeneas de alteración con relleno oxidado asociada a fracturas de tipo subvertical.

La oxidación menos intensa, la siderítica, se manifiesta en forma de aureola anaranjada que progresa hacia el interior del bloque unos centímetros sin producir empobrecimiento mecánico apreciable, según se constata con el martillo de Schmidt.

2.2.2. COHESIÓN DE JUNTAS. JRC

El coeficiente de rugosidad de juntas JRC, necesario para la ecuación empírica de Barton que pronostica el comportamiento de juntas abiertas, se evalúa en una escala de 0 a 20, habiéndose utilizado en este caso valores conservadores desde 6 a 10. El motivo es la presencia de grietas más bien onduladas que escalonadas y con una rugosidad media.

2.2.3. CAPACIDAD MECÁNICA. JCS

Otro de los valores que intervienen en la ecuación de Barton del comportamiento de juntas abiertas es el índice JCS, que expresa la resistencia mecánica de la roca en los labios de la discontinuidad y se obtiene mediante el martillo de Schmidt. Este valor indirectamente nos indica el grado de alteración sufrido a través de la grieta al comparar el índice de rebote, traducido a resistencia a compresión, con el de la roca en fractura fresca.



Se han medido los valores de rebote de las diferentes fracturas, calculando el rebote medio y la desviación típica, adoptando como valor JCS el de la resistencia superada por el 90% de las diaclasas (igual a la media menos la desviación).

3. ESTUDIO MECÁNICO DE LA ROCA INTACTA

El estudio mecánico de la roca se realizó aplicando el martillo Schmidt a la roca intacta, los resultados nos ofrecen una idea de la resistencia que se puede comparar con la resistencia a compresión entre los valores obtenidos de la rotura de los testigos.

Se ha procedido a la extracción de testigos en las caras de los bancos de diferentes puntos de la explotación, para la realización de ensayos mecánicos, efectuándose un total de siete perforaciones de hasta 70 centímetros de longitud.

3.1. ENSAYO VANE-TEST IN SITU

En las zonas de alteración en las que la roca está totalmente degradada aparece un residuo terroso con abundantes óxidos al que se le aplicó un escisómetro de campo (Vane-test) para conocer su resistencia cohesiva.

El resultado del ensayo nos arroja unos valores de cohesión del material de alteración de entre 10 y 26 kPa. (1,0 a 2,6 t/m²).

3.2. ENSAYOS DE LABORATORIO

Los testigos recuperados en los sondeos se colocan en cajas compartimentadas y convenientemente etiquetadas. De estas cajas se extraen las muestras más representativas para realizar los ensayos en laboratorio acreditado.



Estos ensayos consisten en ensayos Físicos-Mecánicos, y dentro de ellos se estudian sus parámetros resistentes.

3.2.1. COMPRESIÓN UNIAXIAL

El ensayo de resistencia a la compresión uniaxial consiste en determinar la carga máxima capaz de soportar una probeta de roca, sin confinamiento en condiciones uniaxiales. Se efectúa sobre las muestras talladas a partir de los testigos de roca obtenidos en los sondeos, con unas determinadas relaciones de altura / diámetro.

Una vez preparadas las probetas de rotura se realizaron ensayos de compresión y brasileño (resistencia indirecta a tracción). Normas UNE-22 950-1 y 2. (Tablas 3-1 y 3-2)

La nomenclatura empleada para las probetas es un número de dos dígitos, el primero de los cuales corresponde al testigo y el segundo al número de probeta, contabilizándolo desde el exterior.

Tabla 3-1: Ensayos de compresión.

ENSAYOS DE COMPRESIÓN			
Probetas de $\Phi = 75$ mm.			
SONDEO	Nº PROBETA	L/D	Qc (Kg/cm²)
1	1-1	1,86	751
2	2-2	1,73	322
3	3-1	2	464
3	3-3	2	372
4	4-1	1,86	272
4	4-2	2	262
4	4-3	2	218
5	5-1	2	435
5	5-4	2	487
6	6-1	2	640

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).



Tabla 3-2: Ensayos brasileños y ensayos de juntas en testigo.

ENSAYOS BRASILEÑOS			
Probetas de $\Phi = 75$ mm.			
SONDEO	Nº PROBETA	L/D	Qt (Kg/cm²)
2	2-1	1,80	26,5
3	3-2	1,60	35,7

ENSAYOS DE JUNTAS EN TESTIGO				
Probetas de $\Phi = 75$ mm.				
SONDEO	Nº PROBETA	L/D	Qd (Kg/cm²)	OBSERVACIONES
1	1-2	2	358	Grieta a 45°. Rotura subvertical y deslizamiento simultáneo
5	5-2	1,73	229	Grieta a 30°, primeras grietas verticales a 190 kg/cm ² . rotura y deslizamiento simultáneo
5	5-3	1,86	260	Grieta a 30°. Rotura y deslizamiento simultáneo
6	6-2	2	265	Grieta a 43° que no apoya del todo. Rotura subvertical y deslizamiento simultáneo.
Testigo 5: orientación superficie (113/62°) y buzamiento 20° 5-2 y 5-3 Grietas giran 45°: orientación y Buzamiento Real (320°/51°)				
Testigo 6: orientación superficie (22°/50°) y buzamiento 48° 6-2 Grieta gira 25°: Orientación y Buzamiento Real (286°/17°)				

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).

Los ensayos de juntas permiten disponer de parejas de valores (Q,τ) de deslizamiento, que se corresponden en este caso para las orientaciones de las juntas respecto al esfuerzo principal señaladas, los valores de tensión que aparecen en la siguiente tabla.



Tabla 3-3: Valores de tensión.

Ángulo Grieta	Q (Kg/cm ²)	τ (Kg/cm ²)
30° (5-2)	175	99
30° (5-3)	195	112
43° (6-2)	137	132
45° (1-2)	179	179

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).

3.2.2. ENSAYO TILT-TEST

Con las muestras obtenidas en el campo, tanto los testigos de sondeo como bloques de roca procedentes de los frentes en explotación, se realiza un ensayo conocido como Tilt-test, para obtener una estimación del valor de la resistencia friccional o ángulo básico de una discontinuidad.

Este ensayo se aplica sobre dos fragmentos de roca que en el yacimiento se hallen separados por una discontinuidad. Se disponen sobre una superficie de apoyo que se va inclinando progresivamente hasta que se comience a deslizar un fragmento sobre el otro, momento en el que se mide el ángulo del plano de apoyo con respecto a la horizontal.

El resultado del ensayo nos ha proporcionado un ángulo básico $\phi_b = 41^\circ$.

3.3. ENVOLVENTE DE ROTURA DE LA ROCA

Esta curva define el límite de los círculos de Mohr de rotura para la roca en masa sin fisuras, y se confecciona a partir de los ensayos brasileños y de compresión. La resistencia a compresión característica está en torno a las 4.500 t/m² sin tener en cuenta el efecto de la alteración que solamente afecta en determinados puntos. En la zona alta

del frente sur de la cantera se obtienen los mayores valores, llegando éstos a sobrepasar los 7.000 t/m².

Las resistencias a tracción, determinadas indirectamente del ensayo brasileño, son del orden de 300 t/m², por debajo del 10% del valor de compresión que suele ser lo más habitual.

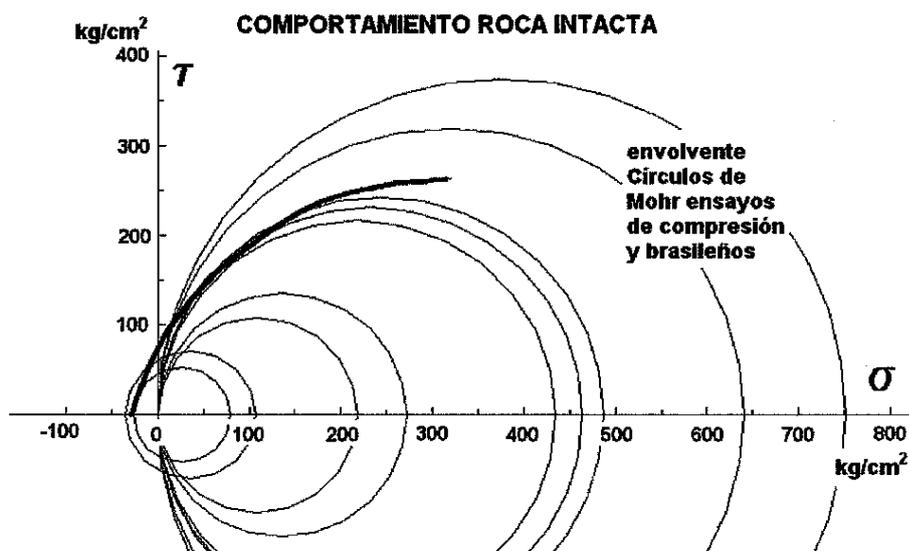


Figura 3-1: Envolvente de rotura de la roca. Círculos de Mohr.

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).

4. CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA

Las clasificaciones geomecánicas aportan, mediante la observación directa de las características de los macizos rocosos y la realización de sencillos ensayos, índices de calidad, relacionados con los parámetros geomecánicos del macizo, y sus características frente a los sostenimientos de túneles y taludes, y la excavabilidad de las rocas, entre otros.



CLASIFICACIÓN RMR

Desarrollada por Bieniawski en 1973, con actualizaciones en 1979 y 1989, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite a su vez evaluar índices de calidad con parámetros geotécnicos del macizo y de excavación y sostenimiento de túneles.

Para la clasificación descrita se realizaron diversos ensayos en diversos puntos de la explotación, obteniéndose los siguientes valores de RMR. (Rock Mass Rating): 62, 48, 51, 67, 67, 82.

De los valores obtenidos podemos asignar el macizo rocoso estudiado, a la clase III (Calidad Media) de la clasificación de Bieniawski, con RMR entre 50 – 60, dependiendo de la zona donde nos encontremos de la explotación, estando estos valores ampliamente del lado de la seguridad.

A partir del índice RMR, al macizo rocoso se le presuponen los siguientes parámetros:

- Cohesión: 2-3 Kp/cm²
- Ángulo de Rozamiento Interno: 30 - 40°

Este ángulo de rozamiento interno es similar al determinado aplicando el criterio de Patton (1966) a partir de los ensayos tilt-test, y en función del ángulo que forman las irregularidades con respecto al plano de discontinuidad.

CLASIFICACIÓN SMR

La aplicación de las clasificaciones geomecánicas a los taludes permite evaluar empíricamente la estabilidad de una excavación. A partir del índice RMR se calcula el índice SMR aplicado a diferentes taludes posibles, y frente a los tipos de rotura que en principio parecen más probables, plana y vuelco.



Dado que se presentan capas delgadas, con buzamiento variable, los factores de ajuste debidos a este parámetro son también variables.

Los valores de SMR están dentro de la clase de estabilidad II (buena) para roturas planas en taludes con inclinación menor de 80°, y dentro de la clase III (normal) para inclinaciones mayores, o para el caso de roturas por vuelco. La clase III se considera parcialmente estable, pudiéndose producir, en teoría, rotura de algunas juntas, y requiriendo tratamiento sistemático del talud para corregirlas.

CLASIFICACIÓN Q

Adicionalmente, y con los datos disponibles, es posible aplicar la clasificación Q al macizo rocoso, calculando el valor del índice Q. Este índice está basado en la evaluación numérica de una serie de parámetros que son función del tamaño de los bloques del macizo, la resistencia al corte de los mismos, y la influencia del estado tensional.

Si bien esta clasificación está inicialmente concebida para su uso en túneles, actualmente está muy extendida su aplicación a taludes.

El valor que se obtiene en este caso es $Q = 625$, que en esta clasificación corresponde al rango de roca media.

CORRELACIONES ENTRE CLASIFICACIONES

Todas las correlaciones, principalmente las existentes entre el índice RMR y el índice Q, obtienen resultados coherentes entre sí, moviéndonos en márgenes muy estrechos. Las correlaciones que más se ajustan, a los datos obtenidos son las de Benjawski (1979), Rutledge y Preston (1980) y Moreno (1981). La propuesta por Abad (1984) es la que más discrepa con los resultados obtenidos, aunque dentro de un margen razonable.



Igualmente podemos suponer un módulo de deformación al macizo rocoso próximo a 12 Gpa, basándonos en correlaciones con estos valores (Serafín y Pereira 1983).

En resumen, lo que se desprende de estas clasificaciones, es que nos encontramos con un macizo rocoso de calidad media, que en general no es demasiado propenso a fenómenos de inestabilidad.

5. COMPORTAMIENTO MECÁNICO DEL MACIZO DE ROCA

5.1. COMPORTAMIENTO RESIDUAL DE JUNTAS. ECUACIÓN DE BARTON

El límite de esfuerzos de cizalladura que puede desarrollarse sin deslizamiento para cada valor de tensión normal en una junta abierta está definido por Barton en la siguiente ecuación obtenida de forma empírica.

$$\tau = \sigma \quad \text{tg} \left(JRC \log_{10} \left(\frac{JCS}{\sigma} \right) + \varphi_r \right)$$

Los valores de JCS y JRC son variables en las diferentes zonas de la cantera, considerando valores mínimos al menos 1600 t/m² para JCS y un coeficiente de rugosidad de 6 JRC. El valor del ángulo residual φ_r adoptado en todos los casos, según los valores obtenidos es de 33°.



5.2. COMPORTAMIENTO DEL MACIZO DE ROCA. ECUACIÓN DE HOEK Y BROWN

Para la descripción de dicho comportamiento se utiliza el método de HOEK & BROWN (Rock Slope Engineering, 1980). En dicho método se consideran por un lado las litologías y por otro lado el valor de calidad del macizo de roca RMR, que engloba la resistencia a compresión de la roca intacta y la disposición y el estado de las juntas.

En nuestro caso, a la vista de los índices de calidad de la roca en la cantera, con el valor RMR obtenido en el intervalo 48 a 82, adoptamos la ecuación empírica del macizo correspondiente a la litología de “rocas carbonatadas” y macizo de “calidad media”, RMR de 44 a 65. Esta curva actúa como envolvente de rotura a escala de explotación. La expresión analítica correspondiente viene dada por la ecuación:

$$\tau_n = 0.198 (\sigma_n + 0.0007)^{0.662} \quad \text{con} \quad \tau_n = \frac{\tau}{\sigma_c} \quad ; \quad \sigma_n = \frac{\sigma}{\sigma_c}$$

Utilizamos como resistencia a compresión de la roca intacta la más característica de las obtenidas en los ensayos de compresión: $\sigma_c = 4500 \text{ t/m}^2$, con lo que la ecuación queda:

$$\tau = 891,0 \left(\frac{\sigma}{4500} + 0.0007 \right)^{0.662}$$

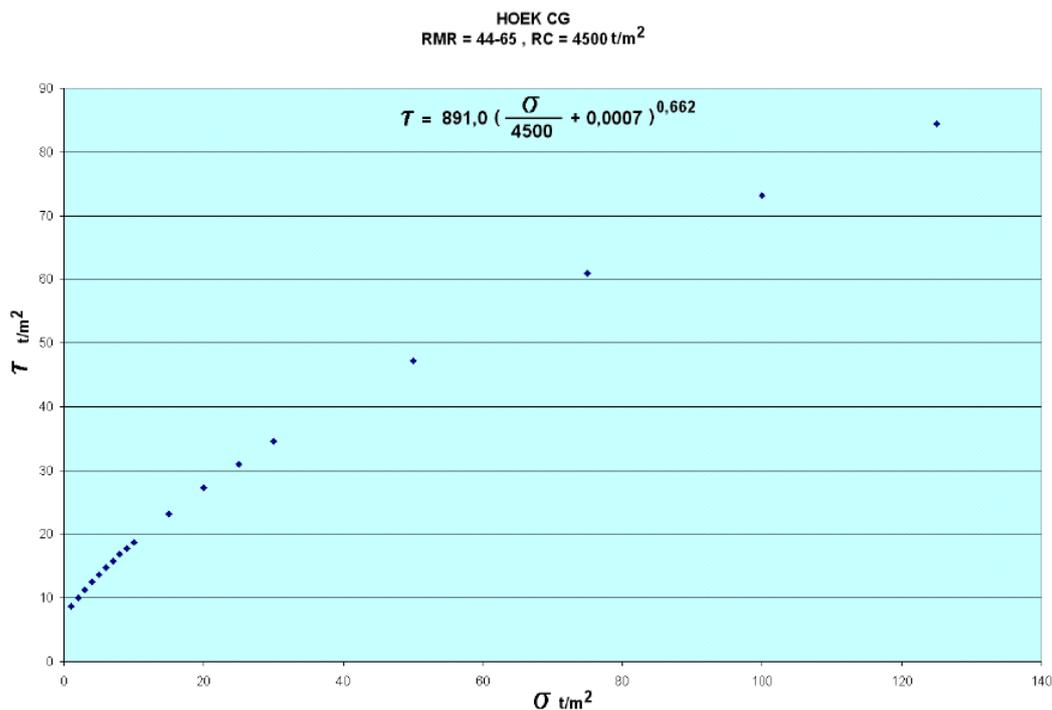


Figura 5-1: Gráfica de la envolvente de rotura del macizo de roca.

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera “Cabezo Gordo Oeste” UPCT (2001).

La curva aparece en la Figura 5-1 y corta al eje de ordenadas para $c = 7,27$ t/m². Esta es la cohesión que se ha utilizado en los cálculos de estabilidad a escala de banco, valor conservador que no tiene en cuenta el efecto de tensiones normales.

El valor del ángulo de rozamiento interno, es decreciente con el valor de tensiones normales σ , que se mantiene, en la superficie de rotura más probable de nuestro caso, por debajo de 6 t/m² para bancos de hasta 20 m.

$$\sigma = 6 \Rightarrow \tau = 14,7201$$

$$\sigma = 6,01 \Rightarrow \tau = 14,7308 \quad \Delta\tau / \Delta\sigma = 1,07$$

con lo que $\varphi = 46,93^\circ$, tomaremos $\varphi = 40^\circ$ más conservador.



6. ANÁLISIS DE INESTABILIDADES

Para la aparición de inestabilidades en la cantera se han de sumar dos circunstancias: por un lado la existencia de bloques y cuñas contra la cara del banco y por otro el deslizamiento, rotura o vuelco de estos bloques. La primera condición, posibilidad geométrica de inestabilidad, se puede prever si se analiza la geometría del diaclasado en relación con las orientaciones del frente de explotación, y la segunda, posibilidad mecánica de inestabilidad, con el estudio de las resistencias de la roca y de las juntas involucradas.

El tratamiento de las inestabilidades se desarrolla para diferentes escalas de rotura: métrica, decamétrica o hectométrica, correspondientes a: deslizamiento de cuñas, rotura de banco o rotura del frente de explotación, respectivamente. Dicho tratamiento se efectuará con un modelo numérico de análisis diferente para cada caso, y también con una diferente consideración respecto de las tensiones y resistencias en juego.

Para todos los cálculos de estabilidad consideraremos un peso específico de la roca, de $\gamma = 2,65 \text{ t/m}^3$.

6.1. GEOMETRÍA DE LAS INESTABILIDADES

A partir de los datos de diaclasado, podemos representar la intersección entre los círculos máximos de los representantes de cada familia, que determinan hasta 15 diferentes tipos de cuñas posibles, de las que las primeras 5 pueden aparecer para determinadas orientaciones de los frentes (sobre todo en los de orientación sur). (Ver figura 6-1).

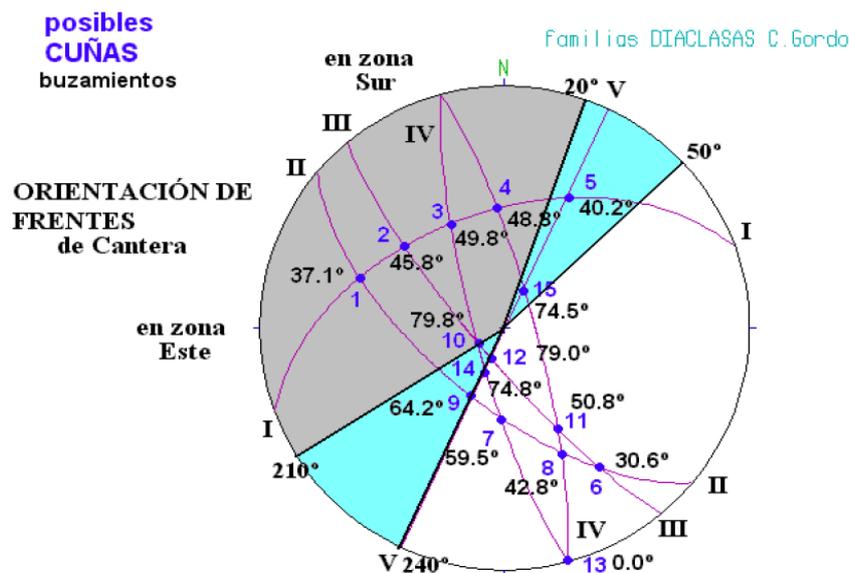


Figura 6-1: Inestabilidades geométricas.

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).

Todas las cuñas se forman con las juntas de estratificación y alguna familia subvertical, teniendo como buzamiento de salida un valor máximo en torno a los 50°. La probabilidad de formación y salida de cuñas es mayor que la de rotura plana, pues ésta última necesita dos superficies de rotura adicionales a la de estratificación.

En la zona este de la cantera, afectada por juntas verticales, la principal inestabilidad geométrica es la de vuelco de estratos, puesto que el buzamiento de juntas es de $\pm 75^\circ$ subparalelo a la cara de banco, con lo que la cara de banco tenderá a configurarse con estos planos que podrán producir ligeras contrapendientes.

6.2. POSIBLES PROCESOS DE INESTABILIDAD

Considerando todo lo expuesto en el apartado anterior, se han tendido en cuenta los fenómenos de inestabilidad más probables, que afecten a un talud como el que se tiene pensado realizar. Los tipos de movimientos más probables son:



6.2.1. ROTURA DE CUÑAS

Teniendo en cuenta que las superficies de discontinuidad pueden estar abiertas o cerradas, y que la superficie resistente de una cuña es mayor que la de un bloque que desliza sobre una única superficie, adoptaremos la situación más desfavorable, figura 6-2, en la que una fractura de sección A m² por cada metro de ancho del banco, puede deslizar por su propio peso. Se produciría el deslizamiento cuando el nivel de tensión de cizalladura, para la tensión normal correspondiente en campo, supere el valor de las curvas límites de Barton, para cada valor de rugosidad y alteración de junta.

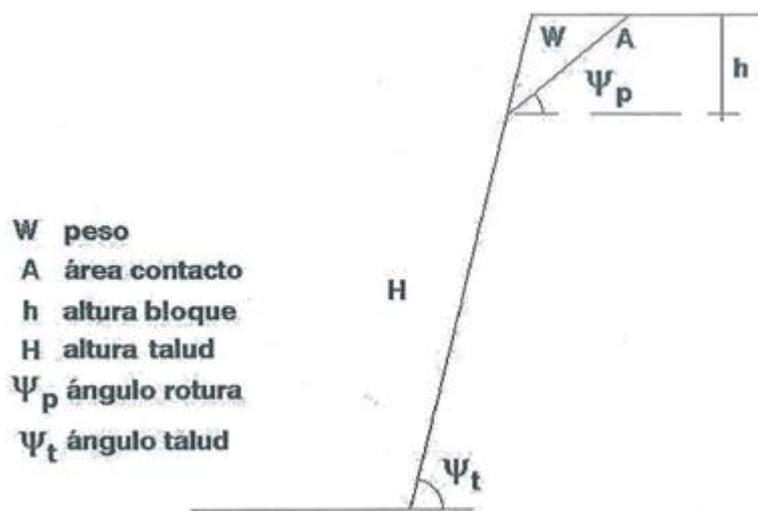


Figura 6-2: Esquema deslizamiento de un liso.

Fuente: *Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).*

En la tabla siguiente se recogen los factores de seguridad calculados por comparación entre las tensiones de cizalladura de campo y el límite de resistencia a la cizalladura para ese nivel de presión normal y, para valores de buzamiento de cuña ψ_p 45, 53 y 60° y h de cuña de 10, 15 y 20 metros.



Tabla 6-1: Factores de seguridad obtenidos en cuñas.

ESTABILIDAD DE CUÑAS EN JUNTAS ABIERTAS SEGÚN CARACTERÍSTICAS DE RUGOSIDAD Y GRADO DE ALTERACIÓN, PARA CADA ÁNGULO Y ALTURA DE CUÑA						
	JCS=2200	JCS=1600	JCS=2200	JCS=4000	JCS=4000	
	JRC=6	JRC=8	JRC=8	JRC=8	JRC=10	
σ t/m ² campo	τ t/m ² Barton	τ t/m ² campo				
				cuñas 45°		
4.75	5.46	6.35	6.62	7.15	9.03	4.75
F.S.	1.149	1.337	1.394	1.505	1.901	H=10 m
7.13	7.90	9.06	9.43	10.18	12.6	7.13
F.S.	1.108	1.271	1.323	1.428	1.767	H=15 m
9.51	10.26	11.66	12.13	13.09	15.98	9.51
F.S.	1.079	1.226	1.275	1.376	1.68	H=20 m
				cuñas 53°		
3.03	3.63	4.29	4.47	4.48	6.27	4.03
F.S.	0.901	1.065	1.109	1.201	1.556	H=10 m
4.55	5.25	6.12	6.37	6.89	8.72	6.04
F.S.	0.869	1.013	1.055	1.141	1.444	H=15 m
6.06	6.82	7.86	8.18	8.84	11.02	8.05
F.S.	0.847	0.976	1.016	1.098	1.369	H=20 m
				cuñas 60°		
1.74	2.2	2.65	2.76	3	4.02	3.01
F.S.	0.731	0.88	0.917	0.997	1.336	H=10 m
2.61	3.17	3.77	3.93	4.26	5.56	4.52
F.S.	0.701	0.834	0.869	0.942	1.23	H=15 m
3.48	4.12	4.84	5.05	5.46	7.01	6.03
F.S.	0.683	0.803	0.837	0.905	1.163	H=20 m

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).

Podemos observar que a partir de 53° las cuñas son inestables siempre que las juntas: estén abiertas, presenten un nivel de rugosidad bajo y un nivel de alteración moderado. La inestabilidad se ve favorecida por el tamaño, aunque existe una menor probabilidad de encontrar cuñas más grandes (menor probabilidad geométrica, mayor efecto resistente por la ondulación y rugosidad y más difícilmente abiertas en su totalidad).



6.2.2. ROTURA DE BANCOS

Las inestabilidades que involucran a todo el material de un banco de explotación, de entre 15 y 25 metros, se producen por deslizamiento de cuña o rotura planar, pero existe un cierto nivel cohesivo: la junta o grupo de juntas involucradas están parcialmente soldadas, debiendo producirse un porcentaje de rotura en roca fresca. El modelo más apropiado para el análisis es el de rotura planar con el nivel de fricción y cohesión de Hoek. (Epígrafe 9.3.4.2), es decir:

$$c = 7,27 \text{ t/m}^2 \text{ y } \varphi = 40^\circ$$

Utilizando como expresión del factor de seguridad, sin efectos sísmicos, la siguiente expresión:

$$FS = \frac{cA + (W \cos \psi_p - U - V \sin(\psi_p + \delta) + T \cos \theta) \operatorname{tg} \varphi}{W \sin \psi_p - V \cos(\psi_p + \delta) - T \sin \theta}$$

Siendo:

γ y γ_w los pesos específicos de la roca y el agua.

H y Ψ_t la altura variable y el ángulo de talud de 80° .

Ψ_p el buzamiento del plano de rotura.

δ, z y z_w inclinación, altura y nivel de agua de las grietas de tracción=2 m.

T y θ la fuerza y el ángulo de anclaje. No se considera.

Se calculan como paso intermedio:

A el área de la junta por metro.

W, U y V el peso y las fuerzas hidrostáticas.

$$A = \frac{H - z}{\operatorname{sen} \psi_p} ; \quad U = \frac{1}{2} \gamma_w z_w A ; \quad V = \frac{1}{2} \gamma_w z_w^2 ; \quad W = \frac{1}{2} \gamma H^2 \left[\frac{1 - \left(\frac{z}{H} \right)^2}{\operatorname{tg} \psi_p} - \frac{1}{\operatorname{tg} \psi_t} \right]$$



Podemos confeccionar una tabla con los resultados de F.S. (Ver tabla 6-2).

Tabla 6-2: Factores de seguridad obtenidos a escala de banco.

F.S.	H = 15 m.	H = 20 m.	H = 25 m.	H = 30 m.
$\varphi_p = 40^\circ$	1,75	1,56	1,46	1,39
$\varphi_p = 50^\circ$	1,48	1,31	1,20	1,12
$\varphi_p = 60^\circ$	1,50	1,27	1,13	1,02
$\varphi_p = 70^\circ$	2,15	1,73	1,47	1,29

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).

Vemos que aún con valores resistentes conservadores y ángulo de talud elevados existe un nivel de seguridad adecuado por debajo de 25 metros de altura de banco.

6.2.3. ROTURA DE LA EXPLOTACIÓN

Para el análisis de la posible rotura y deslizamiento de todo el frente de explotación se utiliza la envolvente de rotura de macizo de Hoek y Brown, obtenida para la roca de peor calidad. El procedimiento consiste en conocer la presión media sobre la superficie de rotura más desfavorable (de factor de seguridad mínimo), y comparar la cizalladura que aparece con la máxima admitida por el macizo según la curva envolvente. Para el análisis de modelo se utiliza la figura 9-10:

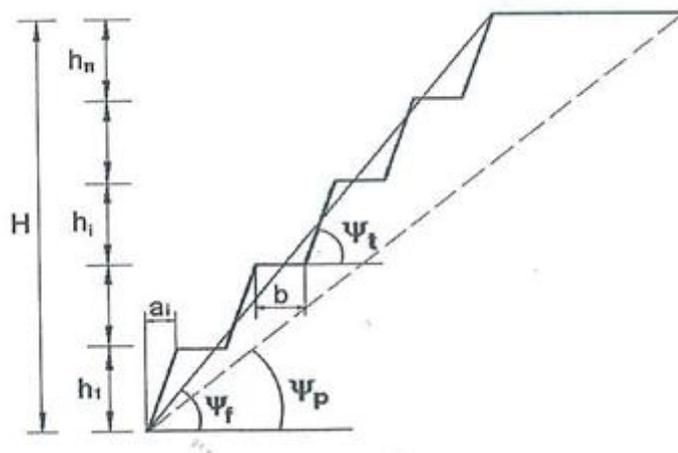


Figura 6-3: Geometría de la rotura a nivel de explotación.

Fuente: Estudio de estabilidad geotécnica de la cantera "Cabezo Gordo Oeste" UPCT (2001).



El ángulo final Ψ_f se obtiene de la relación entre alturas de banco h_i , anchos y número de bermas b y n , retroceso de la cara de banco a_i y ángulos de talud de banco Ψ_t , mediante las expresiones siguientes:

$$\Psi_f = \arctg \frac{\sum h_i}{\sum a_i + nb}$$

En la que el valor de a_i se calcula:

$$a_i = \frac{h_i}{\operatorname{tg} 75^\circ}$$

El ángulo de la superficie de rotura que hace mínimo el factor de seguridad es:

$$\Psi_p = \frac{1}{2}(\Psi_f + \varphi)$$

A continuación se muestran los resultados obtenidos del cálculo de la estabilidad del talud sur en situación final, ya que presentará el mayor desnivel y, por tanto, representa el caso más desfavorable.

El talud sur constará de 13 bancos, encontrándose los bancos superiores restaurados a una altura variable entre 19 y 9 m, los siguientes a 15 m y los tres últimos a 13 m. La pista proyectada en esta zona se encuentra entre los bancos 10 y 11, por lo que se han considerado dos taludes independientes para el cálculo, uno de 10 y otro de 3 bancos.

Para el caso del primer talud, con 9 bermas intermedias de 5 metros y ángulos de talud de banco de $\Psi_t = 75^\circ$, excepto en los tres primeros restaurados que es $\Psi_t = 68^\circ$, tendremos: $\Psi_f = 58,85^\circ$, siendo el ángulo de rotura más probable el de $\Psi_p = 49,43^\circ$.



Para la altura de talud de **H = 152 m**

$$W = 7711,9 \text{ t/m} \rightarrow S = 200,1 \text{ m}^2/\text{m}$$

$$\sigma = 25,07 \text{ t/m}^2 \quad \tau = 29,27 \text{ t/m}^2$$

$$\tau(\text{Hoek}) = 31,02 \text{ t/m}^2 \quad \mathbf{F.S. = 1,06}$$

Para 10 bancos con 9 bermas intermedias de 6 metros con ángulos de talud de banco $\Psi_t = 75^\circ$, excepto en los tres primeros restaurados que es $\Psi_t = 68^\circ$, tendremos: $\Psi_f = 56,43^\circ$, siendo el ángulo de rotura más probable el de $\Psi_p = 48,22^\circ$.

Para la altura de talud de **H = 152 m**

$$W = 7040,6 \text{ t/m} \rightarrow S = 203,9 \text{ m}^2/\text{m}$$

$$\sigma = 23,01 \text{ t/m}^2 \quad \tau = 25,75 \text{ t/m}^2$$

$$\tau(\text{Hoek}) = 29,51 \text{ t/m}^2 \quad \mathbf{F.S. = 1,15}$$

Para 10 bancos con 9 bermas intermedias de 7 metros con ángulos de talud de banco $\Psi_t = 75^\circ$, excepto en los tres primeros restaurados que es $\Psi_t = 68^\circ$, tendremos: $\Psi_f = 54,14^\circ$, siendo el ángulo de rotura más probable el de $\Psi_p = 47,07^\circ$.

Para la altura de talud de **H = 152 m**

$$W = 6349,6 \text{ t/m} \rightarrow S = 207,6 \text{ m}^2/\text{m}$$

$$\sigma = 20,83 \text{ t/m}^2 \quad \tau = 22,39 \text{ t/m}^2$$

$$\tau(\text{Hoek}) = 27,86 \text{ t/m}^2 \quad \mathbf{F.S. = 1,25}$$

Para el caso del segundo talud, con bancos de 13 metros y 2 bermas intermedias de 7 metros con ángulos de talud de banco de $\Psi_t = 75^\circ$, tendremos: $\Psi_f = 57,93^\circ$, siendo el ángulo de rotura más probable el de $\Psi_p = 48,97^\circ$.



Para la altura de talud de **H = 39 m**

$$W = 491,3 \text{ t/m} \rightarrow S = 51,7 \text{ m}^2/\text{m}$$

$$\sigma = 6,24 \text{ t/m}^2 \quad \tau = 7,17 \text{ t/m}^2$$

$$\tau(\text{Hoek}) = 14,97 \text{ t/m}^2 \quad \text{F.S.} = \mathbf{2,09}$$

Para todo el talud final, considerando una berma intermedia de anchura igual a la de la pista y el resto de bermas de 7 metros, tendremos: $\Psi_f = 51,76^\circ$, siendo el ángulo de rotura más probable el de $\Psi_p = 45,88^\circ$.

Para la altura de explotación de **H = 191 m**

$$W = 8782,5 \text{ t/m} \rightarrow S = 266,1 \text{ m}^2/\text{m}$$

$$\sigma = 22,98 \text{ t/m}^2 \quad \tau = 23,70 \text{ t/m}^2$$

$$\tau(\text{Hoek}) = 29,49 \text{ t/m}^2 \quad \text{F.S.} = \mathbf{1,25}$$

Como se puede observar, los taludes con bermas intermedias de 7 metros serán estables, ya que se han obtenido factores de seguridad por encima de lo exigido por la I.T.C. MIE S.M. 07.1.03, del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (valores superiores a 1,2).

6.3. MEDIDAS PREVENTIVAS DE INESTABILIDADES

Se realizarán las siguientes actuaciones para evitar inestabilidades que pudieran provocar pérdida del control geométrico de la cantera, con disminución de anchos de berma y aumentos de la base de banco:

1. Voladuras preventivas en talud final, empleando algunas de las técnicas que disminuyen o amortiguan la onda de choque hacia la roca en la última fila: duplicar el número de barrenos repartiendo la carga y eliminando la reperforación para favorecer la aparición de repiés y/o según los resultados de estas medidas, empleo de técnicas de precorte.



2. Mantener en la medida de lo posible la orientación más favorable para el frente respecto a las familias de diaclasas presentes.

7. CONCLUSIONES

Los ensayos realizados han permitido la caracterización geomecánica del macizo de roca y conocer su comportamiento.

El análisis de las inestabilidades ha proporcionado el conocimiento de los parámetros geométricos que son adecuados para garantizar la seguridad en los peores terrenos de la cantera, y que, por tanto, se adoptarán en el diseño de la explotación.

Del mismo modo, se ha podido establecer una serie de medidas para prevenir futuras inestabilidades.



ANEJO N^o 4: ANTEPROYECTO DE ABANDONO



ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN -----	51
2. EFECTOS DE LA ACTIVIDAD MINERA-----	51
2.1. EFECTOS SOBRE EL USO DEL SUELO-----	51
2.2. EFECTOS SOBRE LA FLORA -----	51
2.3. EFECTOS SOBRE LA FAUNA-----	52
2.4. PAISAJE-----	52
2.5. CALIDAD DE LAS AGUAS-----	52
2.6. POLVO, CONTAMINACIÓN ATMOSFÉRICA Y RUIDOS-----	52
3. MEDIDAS PREVISTAS PARA LA RESTAURACIÓN DEL ESPACIO NATURAL -----	53
3.1. ACONDICIONAMIENTO DE LA SUPERFICIE DEL TERRENO -----	53
3.2. MEDIDAS PARA EVITAR LA EROSIÓN-----	53
3.3. MEDIDAS PARA EVITAR LA CONTAMINACIÓN PULVÍGENA -----	53
3.4. PROTECCIÓN DEL PAISAJE-----	53
3.5. SELECCIÓN DE LAS ESPECIES -----	54
4. RITMO DE RESTAURACIÓN -----	54
5. ABANDONO DE LA EXPLOTACIÓN-----	55



1. INTRODUCCIÓN

El abandono de las labores de aprovechamiento propiamente dichas está estrechamente relacionado con las labores de rehabilitación, por lo que, dada la naturaleza del yacimiento a explotar y de las labores proyectadas para su aprovechamiento, el abandono del laboreo no requerirá actuaciones especiales al margen de las previstas para la rehabilitación del espacio degradado por la actividad minera.

2. EFECTOS DE LA ACTIVIDAD MINERA

Los principales efectos sobre el medio ambiente generados por la actividad de la cantera, pueden resumirse en los siguientes apartados.

2.1. EFECTOS SOBRE EL USO DEL SUELO

La actividad de la cantera no varía el uso del suelo, puesto que el único uso es el extractivo.

2.2. EFECTOS SOBRE LA FLORA

Habida cuenta que la vegetación natural está muy deteriorada como consecuencia del clima árido y, por tanto, solo aparecen las especies introducidas por el hombre, tal como el pinus-pinea, los efectos que se producirán en este sentido serán positivos, puesto que, con el plan previsto, se incrementará notablemente la vegetación en el Cabezo Gordo.



2.3. EFECTOS SOBRE LA FAUNA

La actividad minera en su explotación activa, así como en la etapa de paralización de la industria, no producirá efectos negativos dignos de reseñar en la fauna existente, caracterizada por la existencia de vertebrados propios de sistemas calizos, así como mamíferos y aves.

2.4. PAISAJE

Dentro de la descripción del medio físico, la cantera es visible desde la carretera Murcia-San Javier. Por tanto, las medidas que se tomarán en éste sentido, tendrán como fin primordial el reducir el efecto visual mediante la implantación de barreras visuales.

2.5. CALIDAD DE LAS AGUAS

Dado el tipo de sustancia que se extrae, el método de explotación, así como la situación de la cantera respecto a cuencas de aguas intermitentes, la actividad de la cantera no afecta en modo alguno a la calidad de las aguas.

2.6. POLVO, CONTAMINACIÓN ATMOSFÉRICA Y RUIDOS

La situación de la explotación, a pesar de emplear explosivos para la extracción del material, no afecta a la propagación de ruidos molestos.

El impacto de polvo producido por la explotación y su posible contaminación atmosférica, está ligada a las propias condiciones atmosféricas del lugar, muy húmedo y con una sedimentación rápida. Además éste impacto se ve reducido en su propagación con la profundidad de la extracción.



3. MEDIDAS PREVISTAS PARA LA RESTAURACIÓN DEL ESPACIO NATURAL

Todos los efectos del apartado anterior se verán mitigados mediante medidas que figuran en el Plan de Restauración vigente, las cuales se detallan a continuación.

3.1. ACONDICIONAMIENTO DE LA SUPERFICIE DEL TERRENO

Al ser la explotación a roza abierta con banqueo descendente, no sólo se realizará la restauración física de los taludes del frente para evitar la erosión, sino que se procederá al acondicionamiento vegetal de la superficie del terreno.

Durante la explotación no se podrá acopiar suelo, puesto que este es inexistente en la zona de la explotación y, por lo tanto, si fuera necesario, se aportará el que existe en las proximidades de la cantera.

3.2. MEDIDAS PARA EVITAR LA EROSIÓN

Las medidas tendentes a minimizar la erosión son el acondicionamiento topográfico del terreno cambiando pendientes finales, la construcción de zanjas perimetrales y las labores de revegetación que se exponen en otros apartados.

3.3. MEDIDAS PARA EVITAR LA CONTAMINACIÓN PULVÍGENA

El polvo generado durante la explotación se verá reducido al máximo al utilizar riego en las pistas y agua pulverizada en la planta de trituración-clasificación, además de poner en ésta última una serie de protecciones que, aparte de aumentar la seguridad, reducirá el polvo.

3.4. PROTECCIÓN DEL PAISAJE

La acción consistirá fundamentalmente en la implantación de una cubierta vegetal estable sobre terrenos denudados y movidos.



Esta solución es viable económicamente y se consigue incidir en los impactos más importantes, es decir, el paisaje y la erosión.

En este sentido, la ordenación paisajística de la cantera se basa en los puntos que se resumen a continuación:

- Perfilado de los taludes resultantes de la explotación, con una inclinación suficiente para impedir la erosión.
- Implantación de pantallas visuales naturales o artificiales, para reducir el efecto visual desde la carretera Murcia-San Javier. Estas pantallas se colocarán con criterios paisajísticos.
- Acondicionamiento de tierra vegetal, tanto en laderas como en la propia plataforma.

3.5. SELECCIÓN DE LAS ESPECIES

Teniendo en cuenta las características climatológicas del lugar, la especie arbórea elegida es el algarrobo y/o almendro, al ser ambos autóctonos de la región. En ambos casos son plantaciones de secano y su marco de plantación será 4x4 metros. Este tipo de arbolado es frugal, se adapta a las condiciones del medio, desarrolla un sistema de raizal que fija el terreno y crea un sistema aéreo que ofrece una pantalla frente a fenómenos erosivos. En definitiva, oculta el impacto visual y, como se ha escrito, protege de la erosión.

Para las arbustivas se consideran las propias de la zona, como tomillares, palmito, romero, etc. El número de unidades será de 1.000 por Ha.

4. RITMO DE RESTAURACIÓN

Las labores de restauración se realizan simultáneamente con el avance de la explotación, habiéndose restaurado en la actualidad los cuatro bancos superiores la zona



sur, desde la cota 201 a la cota 156, y los cuatro bancos superiores de la zona oeste, desde la cota 145 a la cota 109.

La restauración se lleva a cabo con dos bancos de diferencia con respecto al frente de la explotación.

5. ABANDONO DE LA EXPLOTACIÓN

Al final de la vida de la explotación, se procederá a reducir en lo posible la alteración causada por esta mediante una serie de medidas que consistirán en:

- a) Desmantelamiento de aquellas instalaciones móviles que de forma esporádica y con carácter auxiliar pudieran existir en la cantera.
- b) Perfilado de taludes y plataformas.
- c) Retirada de todas las instalaciones fijas y auxiliares de la explotación.
- d) Construcción de cunetas de desagüe perimetrales tanto a nivel de banco como a nivel de explotación para la evacuación y recogida de pluviales.
- e) Creación de pantallas de ocultación perimetrales.
- f) Deposición de tierra vegetal en aquellos lugares en los que fuera necesario.
- g) Plantación de especies autóctonas de arbolado y arbustos.
- h) Se procederá al vallado y cierre de los accesos a la explotación.



ANEJO N^o 5: RELACIÓN DE EQUIPOS Y MAQUINARIA



ÍNDICE

1. RELACIÓN DE MAQUINARIA MÓVIL -----	58
1.1. EQUIPOS DE CARGA-----	58
1.2. EQUIPOS DE TRANSPORTE-----	59
2. INSTALACIÓN DE TRITURACIÓN, CLASIFICACIÓN Y MOLIENDA-----	60



1. RELACIÓN DE MAQUINARIA MÓVIL

1.1. EQUIPOS DE CARGA

Tabla 1-1: Relación de equipos de carga.

Operación:	Carga de Frente
Tipo de Maquina:	Retroexcavadora Sobre Orugas
Marca:	LIEBHERR
Modelo:	R 974 B Litronic
Potencia Kw/Cv:	395 / 537
Máx. Profundidad Excavación m:	9,95
Peso Ton:	81,5
Capacidad del Cazo m ³ :	5,2

Operación:	Carga
Tipo de Maquina:	Pala cargadora sobre ruedas
Marca:	CATERPILLAR
Modelo:	972 G
Potencia Kw/Cv:	209 / 284
Altura de descarga m:	3,580
Peso Ton:	56
Capacidad del Cazo m ³ :	5,5

Operación:	Carga
Tipo de Maquina:	Pala cargadora sobre ruedas
Marca:	CATERPILLAR
Modelo:	962 G
Potencia Kw/Cv:	147 / 200
Altura de descarga m:	2,85
Peso Ton:	19,2
Capacidad del Cazo m ³ :	4,2

Fuente: Elaboración propia.



1.2. EQUIPOS DE TRANSPORTE

Tabla 1-2: Relación de equipos de transporte.

Operación:	Transporte del todo-uno
Tipo de maquina:	Volquete
Marca:	Caterpillar
Modelo:	773 B.
Número de unidades necesarias:	1
Carga máxima Ton:	48
Capacidad carga m^3 :	34,1
Potencia Kw/Cv:	485 / 650
Dimensiones mm:	
Anchura:	4.190
Longitud:	9.270

Operación:	Transporte del todo-uno
Tipo de maquina:	Volquete
Marca:	Komatsu
Modelo:	HD 605-5
Número de unidades necesarias:	1
Carga máxima Ton:	60
Capacidad carga m^3 :	40
Potencia Kw/Cv:	552 / 740
Dimensiones m:	
Anchura:	4.600
Longitud:	9.355

Fuente: Elaboración propia.



2. INSTALACIÓN DE TRITURACIÓN, CLASIFICACIÓN Y MOLIENDA

La instalación de trituración, clasificación y molienda de áridos se ubica en la cantera *Cabezo Gordo Oeste*, estando la misma debidamente legalizada y en actividad, prestando servicio a la citada explotación, teniendo previsto que la misma preste servicio a la futura explotación.

Dicha instalación se encuentra inscrita en el Registro Industrial de la Comunidad Autónoma de Murcia con el Núm. 30 / 14.195, de fecha de 15 de noviembre de 2002, Expte. 2M02EP0066.

La instalación existente está formada por las siguientes unidades y equipos:

Tolva de Recepción con capacidad para 40 m³, construida en láminas de acero de 7 mm. de espesor y reforzada al exterior con perfiles laminados con una sección adecuada a su función, con tope no franqueable para la maquinaria móvil.

Alimentador vibrante primario 4.800 x 1.600 mm, marca Granier, con una potencia de 25 CV. (18,4 Kw.).

Machacadora de mandíbulas con boca de entrada de 1.200 x 1.000 mm, producción entre 250/350 ton/h. potencia motor de 100 CV (73,6 Kw.).

2 Molinos de Martillos marca Granier de 120 x 120, con una potencia de 180 CV. (132,48 Kw.)

Molino de Impactos marca Cofanco, con una potencia de 180 CV. (132,48 Kw.)

Precribador marca Granier Modelo PVC 100, con una potencia de 30 CV. (22,08 Kw.)

2 Alimentadores de vaivén marca Granier Modelo Av-280, con una potencia de 15 CV (11,04 Kw.) / Und.



3 Cribas vibrantes de 3 bandejas, Marca Granier Modelos AV-280, equipadas con motor de 26,6 CV. c/u (58,8 Kw. total) Las cribas producen la vibración por el sistema de contrapeso, lo que permite aumentar y disminuir la amplitud de vibración con aumentar ó disminuir éstos, elevando considerablemente el rendimiento.

Cinta transportadora de 6 m de longitud entre ejes de tambores por 1.000 mm de ancho de banda, provista de un motor de 10 CV (7,36 Kw.).

Cinta transportadora de 15 m de longitud entre ejes de tambores por 500 mm de ancho de banda, provista de un motor de 5,5 CV (4,04 Kw.).

Cinta transportadora de 20 m de longitud entre ejes de tambores por 1.000 mm de ancho de banda, provista de un motor de 20 CV (14,74 Kw.).

Cinta transportadora de 40 m de longitud entre ejes de tambores por 800 mm de ancho de banda, provista de un motor de 30 CV (22,08 Kw.).

Cinta transportadora de 25 m de longitud entre ejes de tambores por 800 mm de ancho de banda, provista de un motor de 25 CV (18,4 Kw.).

Cinta transportadora de 30 m de longitud entre ejes de tambores por 650 mm de ancho de banda, provista de un motor de 20 CV (14,72 Kw.).

Cinta transportadora de 14,2 m de longitud entre ejes de tambores por 450 mm de ancho de banda, provista de un motor de 2 CV (1,47 Kw.).

Cinta transportadora de 12,7 m de longitud entre ejes de tambores por 450 mm de ancho de banda, provista de un motor de 4 CV (2,94 Kw.).

Cinta transportadora de 21,8 m de longitud entre ejes de tambores por 450 mm de ancho de banda, provista de un motor de 4 CV (2,94 Kw.).



Cinta transportadora de 20,3 m de longitud entre ejes de tambores por 450 mm de ancho de banda, provista de un motor de 5,5 CV (4,04 Kw.).

Molino de Impactos marca Nordberg Modelo NP1520, con una potencia de 540 CV. (397,44 Kw.)

Cinta transportadora de 41 m de longitud entre ejes de tambores por 650 mm de ancho de banda, provista de un motor de 20 CV (14,72 Kw.).



BIBLIOGRAFÍA

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] Consejería de Ciencia, Tecnología, Industria y Comercio de la Región de Murcia. Normas sobre contenidos esenciales de los proyectos de industria, energía y minas. Murcia.
- [2] Ángel Granda Sanz, Juan José Gómez Fernández y María Luisa Canales Fernández (2001). Estudio geológico de la cantera Cabezo Gordo Oeste (Murcia). Madrid: International Geophysical Technology.
- [3] Instituto Geológico y Minero de España (IGME). 1992. Estudio hidrogeológico del Campo de Cartagena. Madrid.
- [4] Departamento de Ingeniería Minera, grupo de Geotecnia y Métodos de Explotación (2001). Estudio de Estabilidad Geotécnica Cantera Cabezo Gordo. Cartagena: Universidad Politécnica de Cartagena.
- [5] Bustillo Revuelta, M. y López Jimeno, C. (1997). Manual de Evaluación y Diseño de Explotaciones Mineras. Madrid: Editorial Entorno Gráfico S.L.
- [6] López Jimeno, C. (1998). Manual de Áridos: Prospección, explotación y aplicaciones. Madrid: Editorial Entorno Gráfico S.L.
- [7] González De Vallejo, Luis I. Ferrer Gijón, M.Ortuño Abad, L. y Oteo Mazo, C. (2002): Ingeniería Geológica. Madrid: Editorial Prentice Hall.
- [8] Fernando Plá Ortiz de Urbina (1994). Fundamentos de laboreo de minas. Madrid: Fundación Gómez Pardo.
- [9] Instituto Geológico y Minero de España (IGME). 1995. Manual de arranque, carga y transporte en minería a cielo abierto. Madrid.
- [10] Instituto Geológico y Minero de España (1997). Manual de evaluación técnico-económica de proyectos mineros de inversión. Madrid.
- [11] López Jimeno, C. (2014). Manual de transporte con volquetes y diseño de pistas mineras. Madrid: E.T.S.I. Minas, Universidad Politécnica de Madrid.
- [12] Manual de Operación y Mantenimiento del volquete Caterpillar 773 B.
- [13] Manual de Operación y Mantenimiento del volquete Komatsu HD605-5.
- [14] Manual de Operación y Mantenimiento de la retroexcavadora Liebherr R974 B.

[15] Manual de Operación y Mantenimiento de la pala cargadora Caterpillar 962 G.

[16] Manual de Operación y Mantenimiento de la pala cargadora Caterpillar 972 G.

REFERENCIAS ELECTRÓNICAS

[17] www.igme.es

[18] <http://sitmurcia.carm.es/>

[19] <http://www.ign.es/ign/main/index.do>

[20] www.google.es/maps

[21] www.magrama.gob.es/es/

[22] <https://www.chsegura.es/chs/index.html>

[23] <http://www.aemet.es/es/>

[24] <http://www.catastro.meh.es/>

[25] <https://sede.minetur.gob.es/es-ES/datosabiertos/catalogo/catastro-minero>