

EFICIENCIA EN EL TRANSPORTE EN MINERÍA A CIELO ABIERTO. APLICACIÓN A UNA CANTERA DE CALIZA

Pablo González Pernía ^[*], María Belarmina Díaz Aguado ^[**], María Belén Folgueras Díaz ^[**],
Rafael Rodríguez Díez ^[**]

^[*] Autor, ^[**] Tutor (es)

UO80157@uniovi.es ^[*], mbdiaz@uniovi.es ^[**](2), belenfd@uniovi.es ^[**](1), rrodrifer@uniovi.es ^[**](2)

(1) Dpto. de Energía. Universidad de Oviedo

(2) Dpto. Explotación y Prospección de Minas. Universidad de Oviedo.

1 RESUMEN

El presente trabajo fin de master pretende evaluar el potencial ahorro en los costes energéticos y medioambientales generados en el transporte en una explotación minera mediante volquetes extraviales, variando la pendiente de la red de pistas mineras de dicha explotación y la capacidad de carga de dichos volquetes. Se han examinado los principales costes de producción teniendo en cuenta parámetros como el consumo de combustible, el consumo de lubricantes y filtros, el consumo de neumáticos y reparaciones. También se han estimado los costes ambientales, como las emisiones al ambiente de CO₂, emisiones de humos y el ruido. Por tanto se propone una flota de transporte sostenible y eficiente.

2 INTRODUCCIÓN

Desde hace algún tiempo, la creciente preocupación por el cambio climático ha llevado al ser humano a plantearse la mejora en la gestión de la energía, necesaria para la vida actual y el desarrollo. El intento por reducir la cantidad de gases de efecto invernadero (GEI) expulsados a la atmósfera para luchar contra el cambio climático ha puesto de manifiesto tres corrientes principales en las acciones que conllevan al ahorro energético. La primera de ellas consiste en la mejora tecnológica en las máquinas y motores que consumen energía procedente de combustibles fósiles. La segunda de ellas es la obtención de la totalidad de la energía de una fuente alternativa (solar, hidráulica, eólica, etc.), o al menos, una parte de ella. La tercera consiste en un planteamiento que no se centra en el motor o la máquina sino en las condiciones en las que ésta trabaja. La investigación desarrollada se centra en esta última corriente de ahorro energético.

En la línea de la última corriente mencionada, existen modelos de eficiencia energética basados en la Comparación Competitiva Estadística (Statistical Benchmarking) para el sector industrial, como el desarrollado por Boyd et al. ^[1], para edificios comerciales como el desarrollado por Chung et al. ^[2] e incluso para el sector de la agricultura como el desarrollado por Chauhan et al. ^[3], pero estos modelos solo se pueden aplicar a

procesos o plantas similares debido a las variaciones en las condiciones de funcionamiento de dichos procesos o plantas.

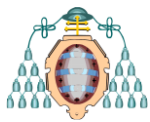
Otro tipo de modelos basados en la Comparación Competitiva Analítica (Analytical Benchmarking), como el desarrollado por Sardeshpande et al. ^[4] para los hornos de vidrio, superan esta limitación y pueden aplicarse más genéricamente.

De la misma forma, se han desarrollado algunos modelos para estimar y minimizar el consumo de combustible en vehículos de transporte terrestre o ferrocarril ^[5,6] pero éstos no se han podido aplicar al transporte en minería hasta el momento.

Sin embargo, se han desarrollado otros modelos, como el establecido por Kumar Lalit et al. ^[7], que son específicos para este tipo de transporte y establecen que este tipo de transporte consume alrededor de un 32% ^[8,9] de la energía total utilizada en las explotaciones. Este modelo, desarrollado con los datos obtenidos en una cantera de caliza propiedad de Shree Cements Ltd., localizada en el estado de Rajasthan, India, establece el Consumo Específico de Combustible (SFC) para volquetes de 65 t con producciones horarias entre 160 y 270 t, en 89 g/t y potenciales ahorros del 17%. Los principales parámetros en los que se basó este modelo fueron la velocidad de descarga, el número de camiones utilizados y la distancia de transporte. Las conclusiones del trabajo ponen de manifiesto la importancia del transporte en los costes de la cantera y que una mejora en dicho transporte contribuiría a una cantera más sostenible y eficiente.

En los trabajos de Vemba ^[10], Vasil'ev y Smirnov ^[11] y Chung et al. ^[12] se maximiza el rendimiento teórico de los volquetes de mina pero no tienen en cuenta ni el consumo de combustible ni las características de los motores.

Dado que en una explotación minera en la que el transporte del material se realiza con volquetes, el consumo de gas-oil supone entre el 80% al 90% ^[13] de todo el gas-oil utilizado en una explotación, siendo la mayor parte en los tramos ascendentes durante el remonte de pendientes, es necesario tenerlo en cuenta a la hora de analizar posibles ahorros energéticos y reducción de emisiones.



En cuanto a las emisiones a la atmosfera gases de efecto invernadero (GEI), se han desarrollado nuevas tecnología y métodos como el IPCC (In pit Crushing and Conveying) que supone trasladar la etapa de trituración a pie de cantera mediante plantas móviles, semimoviles o fijas, y una etapa posterior de transporte del material mediante cintas ^[14]. En el estudio realizado por Norgate T. y Nawshad H. ^[15] para explotaciones de Cobre, se expone que el método IPCC puede conllevar reducciones de emisiones de gases de efecto invernadero de un 4% a un 22% (3 a 14 kg CO₂e/t) respecto al método convencional de transporte mediante volquetes. Estas reducciones pueden llegar de 100.000 a 133.000 t CO₂/año ^[16,17].

A medida que las explotaciones crecen, el transporte del material arrancado del macizo rocoso se va incrementando y la necesidad de acceder a bancos más alejados y a diferentes niveles crea la necesidad de construir pistas con diferentes geometrías y pendientes. La actuación sobre la definición geométrica de la explotación y una adecuada selección de la maquinaria puede conllevar ahorros energéticos importantes.

3 ANTECEDENTES

En los últimos años la producción de las explotaciones a cielo abierto de rocas industriales ha decrecido debido a la crisis económica, disminuyendo su demanda. Muchas de las explotaciones, que años antes habían crecido notablemente alcanzando producciones muy altas, aumentaron su parque de maquinaria en número y en capacidad. Actualmente la mayoría de las explotaciones poseen maquinaria que no se ajusta a las producciones de hoy en día, por lo que mucha de ella está infrautilizada o incluso se llega a vender en el mercado de segunda mano.

En este estudio se evaluó la posibilidad de poder trabajar con dos tipos de volquetes, de diferentes capacidades y una misma pala cargadora de ruedas que carga el material volado en banco a dichos volquetes para transportarlo a una planta de preparación mecánica existente en una explotación de caliza tipo.

La maquinaria mencionada pertenece al parque móvil de una explotación que está compuesto por varios tipos de volquetes y palas además de otro tipo de maquinaria que no es objeto de este análisis. Por las causas anteriormente descritas, esta maquinaria estaba diseñada para una producción bien distinta a la actual, por lo que mediante un adecuado estudio de eficiencia energética se puede seleccionar la maquinaria idónea para un trabajo más eficiente y que conlleve menor coste económico y medioambiental. Las conclusiones también sirven para ayudar en la toma de decisiones a la hora de adquirir una flota de volquetes.

Por otro lado se evaluó la posibilidad de actuar sobre el diseño de la geometría de la explotación, definiendo las pendientes óptimas, desde el punto de vista de eficiencia energética, para las pistas de acceso a los diferentes niveles en las zonas de explotación actuales o futuras.

4 MÉTODO DE TRABAJO

Inicialmente se han planteado diferentes alternativas en el diseño de la red de pistas de transporte de una explotación minera a cielo abierto con arranque del material del macizo rocoso con perforación y voladura con explosivos.

Se hizo la suposición de que la planta de preparación mecánica está situada en la plaza de la explotación, los volquetes ascienden a los bancos sin carga y descienden a la planta de preparación cargados (véase figura 1).

Se ha estimado una producción anual de 750.000 toneladas de material cuya densidad en banco es de 2,67 t/m³ y densidad suelta de 1,7 t/m³, con lo que volumen de material explotable en banco asciende a 280.900 m³_b o 441.176 m³ sueltos. El volumen de material en banco arrancado mediante perforación y voladura es de 8.000 m³_b, lo que supone un volumen de material suelto de 12.565 m³. Con estos valores de producción se estima que son necesarias 35 voladuras al año para cubrir la producción anual.

A partir de datos reales de canteras, se ha planteado un tiempo medio de funcionamiento de la maquinaria de carga y transporte de la cantera de 6 horas diarias, dedicándose el resto de la jornada laboral a otras operaciones mineras como perforación, carga de voladura, etc., con un total de jornadas laborales al año de 220, lo que hace que la producción diaria ascienda 3.409 toneladas; es decir, 681,82 toneladas por hora. Dado que durante la jornada laboral hay tiempos improductivos causados por interrupciones, paradas, descansos, etc, se establece un Coeficiente de Utilización o Factor de Eficiencia horaria (FEH) de la maquinaria de un 83% que implica que el tiempo realmente trabajador la maquinaria de carga y transporte en cada jornada, sea de 5 horas.

4.1 GEOMETRÍA DE LA EXPLOTACIÓN

Se propone una explotación tipo con taludes de 20 metros de altura con inclinación de 56,30°, las bermas de trabajo tienen una anchura de 32 m y la longitud media de banco es de 480 metros (véase figura 2). Como la perforación y la voladura se realizan en toda la longitud de banco, se ha supuesto que los volquetes ascienden para la recogida del material volado y avanzan horizontalmente sobre el banco inmediatamente inferior una longitud media igual a la mitad de la longitud de dicho banco, es decir, 240 metros (véase figura 3).

La tabla 1 refleja un resumen de la geometría de la explotación analizada:

Tabla 1. Parámetros geométricos de la explotación.

Cota máxima	520 m
Cota mínima	440 m
Número de bancos	4
Anchura de berma de trabajo	32 m
Longitud media de los bancos	480 m
Altura de banco	20 m
Inclinación de los taludes	V3:H2
Distancia a planta de trituración	400 m
Distancia a material volado	240 m

Los parámetros geométricos se han supuesto a partir de canteras en explotación y de los condicionantes y limitaciones técnicas que marca el Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (RGNBSM)^[18] y las Instrucciones Técnicas Complementarias (ITC)^[19] que lo acompañan, en especial la ITC 07.1.01 (Trabajos a cielo abierto, seguridad del personal), ITC 07.1.02 (Trabajos a cielo abierto, proyecto de explotación) y la ITC 07.1.03 (Trabajos a cielo abierto, Desarrollo de las labores)^[20]. Estos condicionantes técnicos y de diseño de canteras, así como la experiencia en las explotaciones mineras de este tipo, han determinado la elección de las tres pendientes de análisis para las pistas de la cantera.

En la tabla 2 se expone un resumen de los datos geométricos de la pista:

Tabla 2. Parámetros geométricos de la pista.

Anchura de calzada	18 m
Pendiente	10%, 12% y 15%
Peralte transversal	3%
Ancho de cuneta	1,5 m
Profundidad de cuneta	0,75 m
Ancho de macizo de protección	1,5 m
Altura de macizo de protección	1 m
Anchura de firme zahorra	60 cm

En cuanto a la geometría y el trazado de dicha pista de acceso se ha recurrido a un trazado rectilíneo de pendiente variable, que según el caso de análisis será del 10%, 12% o 15%, con una anchura de calzada de 18 metros, sin arcén, cuneta de guarda de 1,5 metros de anchura y 0,75 metros de profundidad en la parte de desmorte y un macizo de protección de 1,5 metros de ancho y 1 metro de altura en la zona de terraplén. La pista tiene un peralte transversal de 3% hacia la zona de desmorte para canalizar las aguas hacia la cuneta de guarda para su posterior evacuación. El firme consta de una capa de zahorra de 60 cm de espesor (véase figura 4).

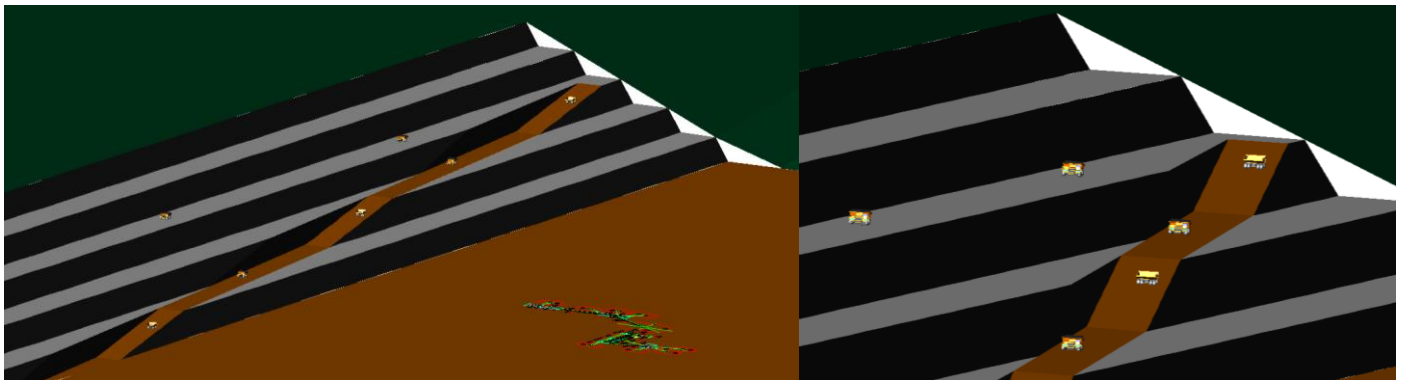


Figura 1. Representación en tres dimensiones de los bancos y la pista con una pendiente del 10%.

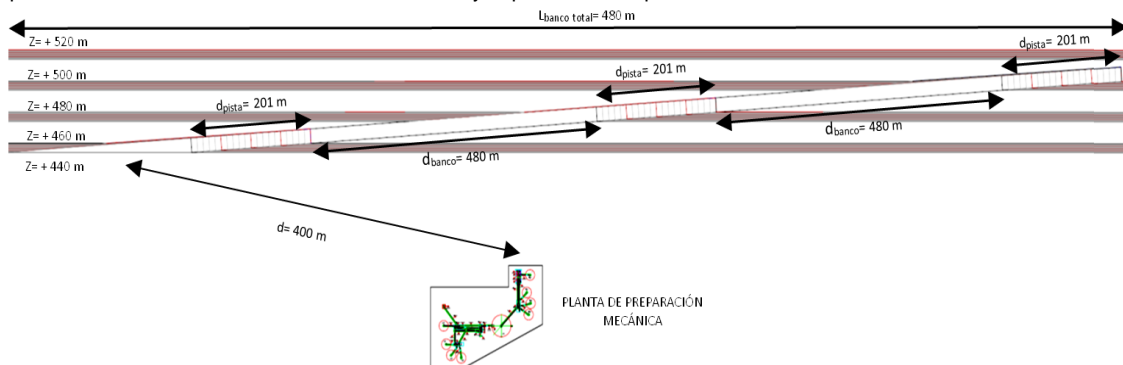


Figura 2. Representación en planta de los bancos de trabajo y de la planta de preparación mecánica.

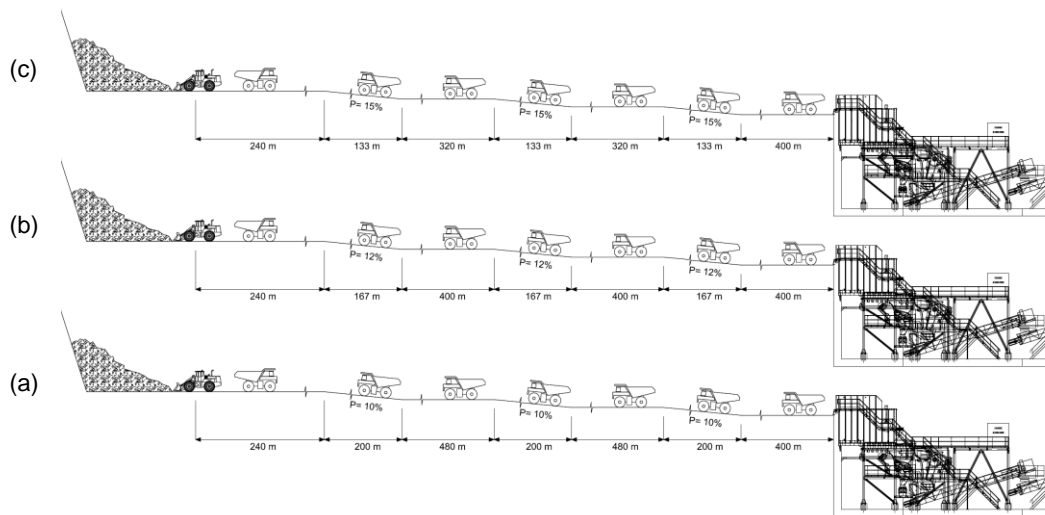


Figura 3. Perfil longitudinal de trayecto con pendiente del 10% (a), del 12% (b) y del 15% (c).

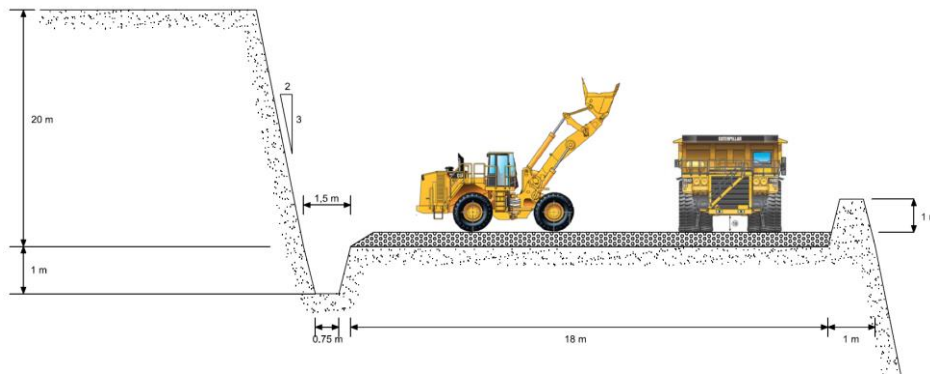


Figura 4. Sección tipo de pista

4.2 DIMENSIONAMIENTO DE LA MAQUINARIA

Para determinar qué maquinaria del parque móvil de la explotación es la idónea para este propósito, se dimensionó una pala cargadora y dos flotas de volquetes de diferentes tonelajes para las necesidades de producción supuesta.

Pala cargadora:

Para el dimensionamiento de la pala cargadora se ha partido de la producción horaria de 682 toneladas por hora y se ha determinado el tiempo de ciclo de carga y número de ciclos por hora necesarios.

Una vez determinada el número de ciclos por hora se determinó el volumen de carga útil requerida por ciclo y el tamaño de cucharón requerido.

Finalmente se seleccionó la pala cargadora de ruedas óptima con las características anteriormente calculadas.

Tiempo de ciclo:

Se partió de un Tiempo de Ciclo Básico (TCB) que comprende la carga y descarga de material además de cuatro cambios de

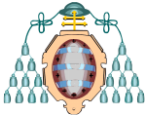
sentido en la marcha, un ciclo completo del sistema hidráulico y un recorrido mínimo. Como hay factores externos como el tipo de material, la altura de la pila de material u otros factores que hacen variar el tiempo de ciclo básico aumentándolo o disminuyéndolo.

En este caso se seleccionaron los siguientes tiempos señalados en la tabla 3.

Tabla 3. Ciclo básico y factores de tiempo de ciclo en minutos ^[21].

Ciclo básico (TCB)	0,75	
Factor de máquina (I)	Manipulador de materiales	-0,05
Factor de materiales (II)	Banco o fracturado	0,04
Factor de descarga (III)	Descargado por camión	0,02
Propiedad de la maquinaria (IV)	Mismo propietario	-0,04
Tipo de operación (V)	Constante	-0,04
Condiciones lugar de carga (VI)	Punto de carga pequeño	0,04

Determinados los factores de tiempo de ciclo se determinó el Tiempo de Ciclo Total (TCT) mediante la siguiente expresión:



$$TCT = TCB + (I) + (II) + (III) + (IV) + (V) + (VI) \quad (1)$$

El tiempo TCT resultante es de 0,72 minutos.

De la misma forma se pueden determinar el número de Ciclos por hora (CPh):

$$CPh = \frac{60}{TCT} \quad (2)$$

Resultando un número de ciclos por hora de 83,33.

Este tiempo de ciclo ideal no se mantiene constante durante la jornada de trabajo ya que suele haber interrupciones, paradas y otros factores que hacen que el tiempo de ciclo real sea menor. El factor FEH anteriormente mencionado resulta insuficiente para este equipo ya que, según datos reales de canteras, tiene más lapsos de tiempo y paradas para que los volquetes maniobren y se posicionen para cargar. Para evaluar estas paradas o interrupciones se utiliza, en este caso, un factor FEH adicional del 78 % que junto con el supuesto del 83% para la maquinaria, resulta un factor FEH para la pala cargadora del 65%. El número de Ciclos Reales por hora (CRh) se puede determinar mediante la siguiente expresión:

$$\text{Ciclos reales por hora} = \text{ciclos por hora} \cdot FEH \quad (3)$$

El número de ciclos reales por hora es de 64.

Volumen de carga útil requerida por ciclo:

La Carga Útil (CU) requerida por ciclo se obtiene mediante la siguiente expresión:

$$CU = \frac{\text{Producción requerida por hora}}{CRh} \quad (4)$$

Se obtienen un total de 10,49 t/ciclo.

Dividiendo por la densidad suelta se obtiene los metros cúbicos suelto por ciclo que resulta 6,17.

Tamaño de cucharón requerido:

Para determinar el tamaño de caso requerido se fija primeramente un Factor de Llenado de Cucharón (FLC) que para material procedente de voladura de fragmentación media es del 80% [21].

Mediante la siguiente expresión se determina la capacidad del cucharón requerida:

$$\text{Tamaño de cazo} = \frac{\text{Volumen requerido por ciclo}}{FLC} \quad (5)$$

El tamaño de cazo resultante es de 7,71 m³.

Como norma general se debe seleccionar un tamaño de cucharón superior al calculado.

Selección de la máquina:

Una vez definido el tamaño requerido de cucharón, se seleccionó la pala cargadora adecuada en función del tamaño de cucharón obtenido.

Se seleccionó una pala cargadora de ruedas CATERPILLAR modelo 990H (véase figura 5), de 8,6 m³ de capacidad de cucharón, 77,8 t de peso y 468 kW de potencia.



Figura 5. Pala cargadora modelo CAT 990H.

Volquetes:

Capacidad de caja del volquete:

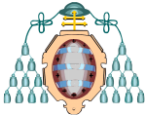
Para determinar la capacidad de caja de volquete óptima se recurrió a la siguiente expresión empírica [13]:

$$P = (4 \text{ a } 7) \cdot C \quad (6)$$

Siendo:

- P: Capacidad de caja del volquete en toneladas.
- C: la capacidad del cucharón de la pala cargadora en m³.

Para los propósitos de este análisis se seleccionaron dos tipos de volquetes, uno utilizando el valor inferior del rango



especificado en la expresión anterior y otro utilizando el valor superior de dicho rango.

Los resultados fueron los siguientes:

$$P1=4 \cdot 8,6 \text{ m}^3=34,4 \text{ t}$$

$$P2=7 \cdot 8,6 \text{ m}^3=60,2 \text{ t}$$

Selección de los volquetes:

En función de los resultados anteriores se seleccionaron dos tipos de volquete con una capacidad inmediatamente superior a la calculada.

- Volquete Caterpillar, modelo 769D (véase figura 6), de 37 t de capacidad, 68,18 t de peso bruto y 380 kW de potencia.
- Volquete Caterpillar, modelo 775D (véase figura 6), de 62 t de capacidad, 106,59 t de peso bruto y 541 kW de potencia.



Figura 6. Volquetes Caterpillar modelos 769D y 775D.

Producción horaria:

Para determinar la producción horaria de un volquete primeramente se determina el tiempo invertido en un ciclo de trabajo (T_{ciclo}) que se compone de la suma del tiempo fijo de carga y descarga ($T_{c/d}$), del tiempo variable de ida (T_i) y del tiempo variable de vuelta (T_v)^[13].

$$T_c=T_{c/d}+T_i+T_v \quad (7)$$

El tiempo fijo de carga y descarga se descompone a su vez en tres tiempos diferenciados:

1. Tiempo fijo de carga (T_{cg})
2. Tiempo fijo de maniobra para la carga (T_{mo})
3. Tiempo fijo de maniobra y descarga ($T_{mo/cg}$)

1. El tiempo T_{cg} se determina mediante la siguiente expresión^[13].

$$T_{cg}=\frac{C_v}{C_c \cdot FLC \cdot \rho} \cdot TCT \quad (8)$$

Siendo:

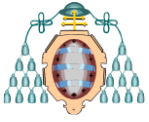
- C_v : capacidad del volquete, en toneladas.
 - C_c : capacidad del cucharón, en metros cúbicos.
 - FLC : factor de llenado del cucharón, en tanto por uno.
 - ρ : densidad del material suelto, en toneladas por metro cúbico.
 - TCT : tiempo de ciclo del cucharón, en minutos.
2. El tiempo T_{mo} para la carga está en un rango entre 0,6 y 0,8 minutos^[21].
 3. El tiempo $T_{mo/cg}$ está en un rango entre 1 y 1,2 minutos^[21].

En la tabla 4 se recogen los tiempos fijos resultantes.

Tabla 4. Tiempos fijos para los dos tipos de volquetes.

	CAT 769D	CAT 775D	
Tiempo fijo en carga:			
Capacidad del camión:	37,43	62,06	t
Capacidad del cucharón:	8,60	8,60	m ³ s
Factor de llenado:	0,80	0,80	tpu
Densidad del material suelto:	1,70	1,70	t/m ³ s
Tiempo de ciclo del cucharón:	0,72	0,72	min
Tiempo de carga:	2,30	3,82	min
Tiempo de maniobra de camión para cargar:			
0,6 a 0,8 min	0,6	0,6	min
Tiempo de maniobra y descarga:			
1,0 a 1,2 min	1	1,2	min
TIEMPO TOTAL DE CARGA Y DESCARGA:	3,90	5,62	min

Para el cálculo del tiempo variable de ida y de vuelta se recurre a la utilización de las gráficas de tracción-velocidad-rendimiento



en pendientes ^[21] y las gráficas de los frenos de retardo ^[21], según la pendiente sea adversa o favorable. Zonificando el trayecto de ida y de vuelta, que en este análisis coinciden, en tramos horizontales y en tramos con pendiente, y conocida la distancia de cada tramo y la velocidad máxima obtenida de estas gráficas se puede determinar el tiempo máximo de cada tramo ya sea de ida o de vuelta.

Se ha tenido en cuenta para la explotación existe una Disposición Interna de Seguridad (DIS) que establece la velocidad máxima de circulación de volquetes en 35 km/h, por lo que si se supera esa velocidad en los cálculos se tomará como Velocidad adoptada la señalada en la DIS.

Dado que la ida se realiza ascendiendo a los bancos situados a niveles superiores al de la planta de preparación mecánica se utilizaron las gráficas de tracción-velocidad-rendimiento en pendientes y para la vuelta se utilizaron las gráficas de los frenos de retardo.

Para el uso de las gráficas es necesario determinar la Pendiente total Efectiva (PE) o Resistencia Total (RT):

$$PE=RR\pm RP \quad (9)$$

Resistencia a la Rodadura (RR):

Es una medida de la fuerza que tiene que vencer el volquete para conseguir la rotación de las ruedas en el terreno. Depende de las condiciones del terreno y de la carga que transporte.

De la experiencia ^[21] se sabe que la resistencia RR mínima es aproximadamente del 2% del peso bruto de la máquina. Además también influye la penetración de los neumáticos en el terreno lo que constituye una resistencia adicional de 0,6% del Peso bruto de la máquina (PBM) por centímetro de penetración (Pe). De esta forma se puede determinar el Factor de Resistencia a la Rodadura (FRR) como:

$$FRR (\%)=2\%+0,6\% \cdot Pe \quad (10)$$

De la misma forma se puede determinar el factor FRR en kg/t aplicando la siguiente expresión:

$$FRR \left(\frac{kg}{t} \right) = 20 \left(\frac{kg}{t} \right) + 6 \left(\frac{kg}{t \cdot cm} \right) \cdot Pe \text{ (cm)} \quad (11)$$

Una vez determinado el factor FRR se puede determinar la resistencia RR con la siguiente expresión:

$$RR(\%)=FRR(\%) \quad (12)$$

$$RR(kg)=FRR(kg/t) \cdot PBM(t) \quad (13)$$

En la tabla 5 se recogen los cálculos para el volquete de menor tamaño, mientras que la tabla 6 resume los datos del volquete grande. (14)

Tabla 5. Resistencia a la rodadura del volquete CAT 769D.

	IDA		VUELTA	
	TRAMO HORIZONTAL SIN CARGA		TRAMO HORIZONTAL CON CARGA	
PBM	30,75	t	68,18	t
Pe	10,00	cm	12,00	cm
FRR	8,00	%	9,20	%
Equivalencia kg/t	80	kg/t	92	kg/t
Equivalencia RP	8,00	%	9,20	%
RR=FRR·PBM	2.460,00	kg	6.272,56	kg
	TRAMO EN PISTA SIN CARGA		TRAMO EN PISTA CON CARGA	
	TRAMO HORIZONTAL SIN CARGA		TRAMO HORIZONTAL CON CARGA	
PBM	30,75	t	68,18	t
P	8,00	cm	10,00	cm
FRR	6,80	%	8,00	%
Equivalencia kg/t	68	kg/t	80	kg/t
Equivalencia RP	6,80	%	8,00	%
RR=FRR·PBM	2.091,00	kg	5.454,40	kg

Se observa que la resistencia a la rodadura es de 2,5 a 2,6 veces mayor en el trayecto de vuelta que en el de ida para que volquete CAT 769D.

Tabla 6. Resistencia a la rodadura del volquete CAT 775D.

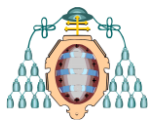
	IDA		VUELTA	
	TRAMO HORIZONTAL SIN CARGA		TRAMO HORIZONTAL CON CARGA	
PBM	44,53	t	106,59	t
P	10,00	cm	12,00	cm
FRR	8,00	%	9,20	%
Equivalencia kg/t	80	kg/t	92	kg/t
Equivalencia RP	8,00	%	9,20	%
RR=FRR·PBM	3.562,40	kg	9.806,28	kg
	TRAMO EN PISTA SIN CARGA		TRAMO EN PISTA CON CARGA	
	TRAMO HORIZONTAL SIN CARGA		TRAMO HORIZONTAL CON CARGA	
PBM	44,53	t	106,59	t
P	8,00	cm	10,00	cm
FRR	6,80	%	8,00	%
Equivalencia kg/t	68	kg/t	80	kg/t
Equivalencia RP	6,80	%	8,00	%
RR=FRR·PBM	3.028,04	kg	8.527,20	kg

La resistencia a la rodadura a la rodadura en el volquete CAT 775D es de 1,7 a 1,8 veces mayor en el tramo de vuelta que en el de ida.

Resistencia en pendiente (RP):

Es la fuerza que debe vencer una máquina en pendientes desfavorables. Otro concepto similar es la Ayuda en Pendiente (AP) que es la fuerza que favorece el movimiento de una máquina en pendientes favorables.

En las pendientes adversas cada tonelada de peso de la máquina crea una resistencia adicional de 10 kg por cada 1%



de inclinación^[21] y mediante esta relación se puede determinar del Factor de Resistencia en Pendientes (FRP):

$$FRP \left(\frac{kg}{t} \right) = 20 \left(\frac{kg}{t} \right) \cdot 6 \left(\frac{kg}{t \cdot cm} \right) \cdot Pe \text{ (cm)} \quad (15)$$

$$FRP(\%) = I \text{ (\%)} \quad (16)$$

Siendo I la pendiente natural del terreno, en %.

De igual forma que para la resistencia RR se determina la resistencia RP mediante la siguiente expresión:

$$RP(\%) = FRP(\%) \quad (17)$$

$$RP(kg) = FRP \left(\frac{kg}{t} \right) \cdot PBM(t) \quad (18)$$

En las tablas 7,8 y 9 se muestran los resultados del cálculo de la resistencia en pendiente.

Tabla 7. Resistencia a la pendiente del 10%.

	CAT 769D				CAT 775D			
	IDA		VUELTA		IDA		VUELTA	
Peso de máquina	30,75	t	68,18	t	44,53	t	106,59	t
Pendiente	+10,00	%	-10,00	%	+10,00	%	-10,00	%
FRP	100,00	kg/t	100,00	kg/t	100,00	kg/t	100,00	kg/t
Equivalencia en %	10,00	%	10,00	%	10,00	%	10,00	%
RP=FRP·PM	3.075,00	kg	6.818,00	kg	4.453,00	kg	10.659,00	kg

Tabla 8. Resistencia a la pendiente del 12%.

	CAT 769D				CAT 775D			
	IDA		VUELTA		IDA		VUELTA	
Peso de máquina	30,75	t	68,18	t	44,53	t	106,59	t
Pendiente	+12,00	%	-12,00	%	12,00	%	12,00	%
FRP	120,00	kg/t	120,00	kg/t	120,00	kg/t	120,00	kg/t
Equivalencia en %	12,00	%	12,00	%	12,00	%	12,00	%
RP=FRP·PM	3.690,00	kg	8.181,60	kg	5.343,60	kg	12.790,80	kg

Tabla 9. Resistencia a la pendiente del 15%.

	CAT 769D				CAT 775D			
	IDA		VUELTA		IDA		VUELTA	
Peso de máquina	30,75	t	68,18	t	44,53	t	106,59	t
Pendiente	+15,00	%	-15,00	%	+15,00	%	-15,00	%
FRP	150,00	kg/t	150,00	kg/t	150,00	kg/t	150,00	kg/t
Equivalencia en %	15,00	%	15,00	%	15,00	%	15,00	%
RP=FRP·PM	4.612,50	kg	10.227,00	kg	6.679,50	kg	15.988,50	kg

Se puede observar que la resistencia a la pendiente es 1,44 veces mayor en el volquete CAT 775D en el trayecto de ida y 1,56 veces en el trayecto de vuelta. Además, la resistencia a la pendiente es 2,2 veces mayor en el tramo de vuelta para el volquete CAT 769D que en el tramo de ida, y 2,4 veces mayor para el CAT 775D. Esto se cumple para las tres pendientes analizadas.

En las tablas 10 a 13 se muestran los resultados del cálculo de los tiempos de ida y vuelta para los dos tipos de volquete, y para una pendiente del 10%.

Tabla 10. Tiempo de ida por tramos de los volquetes CAT 769 D – Pendiente 10%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
	Primario	0	400	8	30	NO	30	500,00	0,8
B	Rampa	+10	201	17	21	NO	21	350,00	0,6
C	Banco	0	480	8	30	NO	30	500,00	1,0
D	Pista	+10	201	17	21	NO	21	350,00	0,6
E	Banco	0	480	8	30	NO	30	500,00	1,0
F	Pista	+10	201	17	21	NO	21	350,00	0,6
G	Voladura	0	240	8	30	NO	30	500,00	0,5
TIEMPO TOTAL									4,9

Tabla 11. Tiempo de vuelta por tramos de los volquetes CAT 769 D – Pendiente 10%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
G	Voladura	0	240	9,2	52	SI	35	583,33	0,4
F	Rampa	-10	201	2	68	SI	35	583,33	0,3
E	Banco	0	480	9,2	52	SI	35	583,33	0,8
D	Pista	-10	201	2	68	SI	35	583,33	0,3
C	Banco	0	480	9,2	52	SI	35	583,33	0,8
B	Pista	-10	201	2	68	SI	35	583,33	0,3
A	Primario	0	400	9,2	52	SI	35	583,33	0,7
TIEMPO TOTAL									3,8

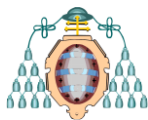


Tabla 12. Tiempo de ida por tramos de los volquetes CAT 775 D – Pendiente 10%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
A	Primario	0	400	8	34	NO	34	566,67	0,7
B	Pista	+10	201	17	21	NO	21	350,00	0,6
C	Banco	0	480	8	34	NO	34	566,67	0,8
D	Pista	+10	201	17	21	NO	21	350,00	0,6
E	Banco	0	480	8	34	NO	34	566,67	0,8
F	Pista	+10	201	17	21	NO	21	350,00	0,6
G	Voladura	0	240	8	34	NO	34	566,67	0,4
TIEMPO TOTAL									4,5

Tabla 13. Tiempo de vuelta por tramos de los volquetes CAT 775D – Pendiente 10%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
G	Voladura	0	240	9,2	48	SI	35	583,33	0,4
F	Pista	-10	201	2	64	SI	35	583,33	0,3
E	Banco	0	480	9,2	48	SI	35	583,33	0,8
D	Pista	-10	201	2	64	SI	35	583,33	0,3
C	Banco	0	480	9,2	48	SI	35	583,33	0,8
B	Pista	-10	201	2	64	SI	35	583,33	0,3
A	Primario	0	400	9,2	48	SI	35	583,33	0,7
TIEMPO TOTAL									3,8

Se puede observar que para los dos tipos de volquete, la velocidad adoptada para el trayecto de vuelta es la máxima señalada por la DIS que regula este apartado dentro de la cantera. También se puede observar que el tiempo para el trayecto de vuelta es el mismo, ya que los volquetes circulan a la misma velocidad. Sin embargo, el volquete de mayor tamaño tiene un tiempo de trayecto de ida menor que el volquete menor ya que circula en los tramos horizontales 4 km/h más rápido.

De la misma forma, en las tablas 14 a 17 se muestran los resultados del cálculo de los tiempos de ida y vuelta para los dos tipos de volquete, y para una pendiente del 12%.

Tabla 14. Tiempo de ida por tramos de los volquetes CAT 769 D – Pendiente 12%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
A	Primario	0	400	8	30	NO	30	500,00	0,8
B	Pista	12	168	18,8	19	NO	19	316,67	0,5
C	Banco	0	400	8	30	NO	30	500,00	0,8
D	Pista	12	168	18,8	19	NO	19	316,67	0,5
E	Banco	0	400	8	30	NO	30	500,00	0,8
F	Pista	12	168	18,8	19	NO	19	316,67	0,5
G	Voladura	0	240	8	30	NO	30	500,00	0,5
TIEMPO TOTAL									4,5

Tabla 15. Tiempo de vuelta por tramos de los volquetes CAT 769 D – Pendiente 12%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
G	Voladura	0	240	9,2	52	SI	35	583,33	0,4
F	Pista	12	168	4	68	SI	35	583,33	0,3
E	Banco	0	400	9,2	52	SI	35	583,33	0,7
D	Pista	12	168	4	68	SI	35	583,33	0,3
C	Banco	0	400	9,2	52	SI	35	583,33	0,7
B	Pista	12	168	4	68	SI	35	583,33	0,3
A	Primario	0	400	9,2	52	SI	35	583,33	0,7
TIEMPO TOTAL									3,3

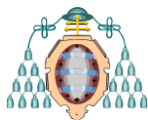


Tabla 16. Tiempo de ida por tramos de los volquetes CAT 775 D – Pendiente 12%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
A	Primario	0	400	8	34	NO	34	566,67	0,7
B	Pista	12	168	18,8	18	NO	18	300,00	0,6
C	Banco	0	400	8	34	NO	34	566,67	0,7
D	Pista	12	168	18,8	18	NO	18	300,00	0,6
E	Banco	0	400	8	34	NO	34	566,67	0,7
F	Pista	12	168	18,8	18	NO	18	300,00	0,6
G	Voladura	0	240	8	34	NO	34	566,67	0,4
TIEMPO TOTAL									4,2

Tabla 17. Tiempo de vuelta por tramos de los volquetes CAT 775 D – Pendiente 12%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
G	Voladura	0	240	9,2	48	SI	35	583,33	0,4
F	Pista	12	168	4	64	SI	35	583,33	0,3
E	Banco	0	400	9,2	48	SI	35	583,33	0,7
D	Pista	12	168	4	64	SI	35	583,33	0,3
C	Banco	0	400	9,2	48	SI	35	583,33	0,7
B	Pista	12	168	4	64	SI	35	583,33	0,3
A	Primario	0	400	9,2	48	SI	35	583,33	0,7
TIEMPO TOTAL									3,3

Se observa que en este caso ocurre lo mismo que para la pendiente del 10% con las velocidades adoptadas para el trayecto de ida y de vuelta. De esta forma, el volquete de mayor tamaño tiene un tiempo de recorrido menor en la ida que el de menor tamaño, e igual en el trayecto de vuelta.

En las tablas 18 a 21 se muestran los resultados del cálculo de los tiempos de ida y vuelta para los dos tipos de volquete, y para una pendiente del 15%.

Tabla 18. Tiempo de ida por tramos de los volquetes CAT 769 D – Pendiente 15%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
A	Primario	0	400	8	30	NO	30	500,00	0,8
B	Pista	15	135	21,8	16	NO	16	266,67	0,5
C	Banco	0	320	8	30	NO	30	500,00	0,6
D	Pista	15	135	21,8	16	NO	16	266,67	0,5
E	Banco	0	320	8	30	NO	30	500,00	0,6
F	Pista	15	135	21,8	16	NO	16	266,67	0,5
G	Voladura	0	240	8	30	NO	30	500,00	0,5
TIEMPO TOTAL									4,1

Tabla 19. Tiempo de vuelta por tramos de los volquetes CAT 769 D – Pendiente 15%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
G	Voladura	0	240	9,2	68	SI	35	583,33	0,4
F	Pista	15	135	7	53	SI	35	583,33	0,2
E	Banco	0	320	9,2	68	SI	35	583,33	0,5
D	Pista	15	135	7	53	SI	35	583,33	0,2
C	Banco	0	320	9,2	68	SI	35	583,33	0,5
B	Pista	15	135	7	53	SI	35	583,33	0,2
A	Primario	0	400	9,2	68	SI	35	583,33	0,7
TIEMPO TOTAL									2,9

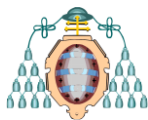


Tabla 20. Tiempo de ida por tramos de los volquetes CAT 775 D – Pendiente 15%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
A	Primario	0	400	8	34	NO	34	566,67	0,7
B	Pista	15	135	21,8	16	NO	16	266,67	0,5
C	Banco	0	320	8	34	NO	34	566,67	0,6
D	Pista	15	135	21,8	16	NO	16	266,67	0,5
E	Banco	0	320	8	34	NO	34	566,67	0,6
F	Pista	15	135	21,8	16	NO	16	266,67	0,5
G	Voladura	0	240	8	34	NO	34	566,67	0,4
TIEMPO TOTAL									3,8

Tabla 21. Tiempo de vuelta por tramos de los volquetes CAT 775 D – Pendiente 15%

TRAMO	IDA	PDTE (%)	L (m)	PE (%)	V max (km/h)	¿Supera velocidad DIS?	V (km/h)	Va (m/min)	T (min)
G	Voladura	0	240	9,2	48	SI	35	583,33	0,4
F	Pista	15	135	7	49	SI	35	583,33	0,2
E	Banco	0	320	9,2	48	SI	35	583,33	0,5
D	Pista	15	135	7	49	SI	35	583,33	0,2
C	Banco	0	320	9,2	48	SI	35	583,33	0,5
B	Pista	15	135	7	49	SI	35	583,33	0,2
A	Primario	0	400	9,2	48	SI	35	583,33	0,7
TIEMPO TOTAL									2,9

De igual forma que antes, las velocidades en adoptadas en el trayecto de vuelta son las mismas en los dos casos y por lo tanto, tienen el mismo tiempo de trayecto. En cuanto a la velocidad en el trayecto de ida, se vuelve a cumplir que el volquete de mayor tamaño circula 4 km/h más rápido y por lo tanto tienen un tiempo de trayecto menor.

Como conclusión final, se puede decir que el tiempo en el tramo de ida disminuye un 16% al pasar de una pendiente del 10% al 15% para el volquete CAT 769D y un 16% en el CAT 775D. En el trayecto de vuelta el tiempo disminuye un 24% al pasar una pendiente del 10% a una de 15% para los dos tipos de volquetes.

Con estos datos calculados, se obtuvieron los tiempos totales por ciclo para cada tipo de volquete que se reflejan en la tabla 22.

Tabla 22. Tiempo total por ciclo en minutos.

	CAT 769 D	CAT 775 D
PENDIENTE 10%	12,6	13,9
PENDIENTE 12%	11,7	13,2
PENDIENTE 15%	10,9	12,3

Una vez determinado el tiempo de ciclo por volquete se aplica un Factor de llenado a la capacidad neta de carga del camión (FLV) y se obtiene la Producción horaria de cada volquete (PHV):

$$PHV = \frac{T_{ciclo}}{\text{Capacidad real volquete}} \quad (19)$$

Para determinar el número de camiones de la flota se utiliza la siguiente expresión:

$$NC = \frac{\text{Producción horaria requerida}}{\text{Producción horaria volquete}} \quad (20)$$

Tabla 23. Número de camiones por 5 horas efectivas de trabajo.

	CAT 769D	CAT 775D
PENDIENTE 10%	23	16
PENDIENTE 12%	22	15
PENDIENTE 15%	20	14

Horas de funcionamiento anuales:

Para la determinación de las horas de funcionamiento anuales primeramente se obtuvieron las horas de funcionamiento realmente trabajadas al día con la siguiente expresión:

$$\text{Horas reales volquete} = \frac{\text{Producción diaria requerida}}{\text{Producción horaria volquete} / NC} \quad (21)$$

Tabla 24. Horas trabajadas reales para cada tipo de volquete por día.

	CAT 769 D	CAT 775 D
PENDIENTE 10%	5	4,81
PENDIENTE 12%	4,87	4,84
PENDIENTE 15%	4,97	4,84

Con estos datos se puede determinar el coeficiente de utilización real de los volquetes que se reflejan en la tabla 25.

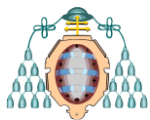


Tabla 25. Coeficientes de utilización.

	CAT 769 D	CAT 775 D
PENDIENTE 10%	0,83	0,80
PENDIENTE 12%	0,81	0,81
PENDIENTE 15%	0,83	0,81

Como se puede observar, los coeficientes de utilización están en una horquilla entre el 80% y el 83%, lo cual se ajusta a lo que dicta la realidad minera.

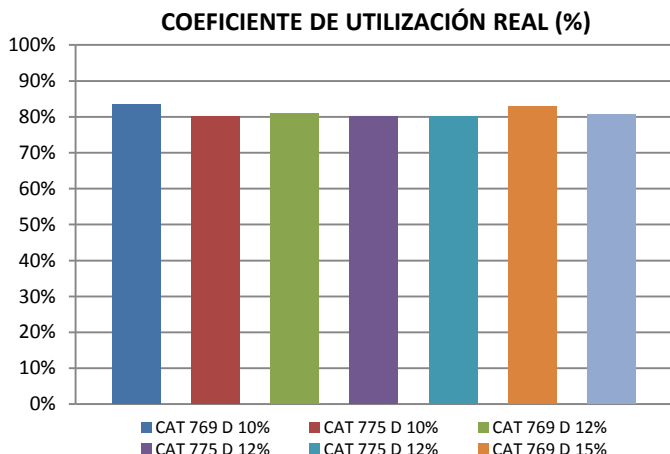


Figura 7. Coeficiente de utilización real de los volquetes.

Una vez obtenidas las horas reales de trabajo al día se calcularon las horas trabajadas al año para cada tipo de volquete (tabla 26 y figura 7). En ellos se aprecia la diferencia de horas que implican los distintos coeficientes de utilización obtenidos.

Tabla 26. Horas anuales realmente trabajadas para cada tipo de volquete.

	CAT 769 D	CAT 775 D
PENDIENTE 10%	1.102	1.057
PENDIENTE 12%	1.070	1.066
PENDIENTE 15%	1.093	1.065

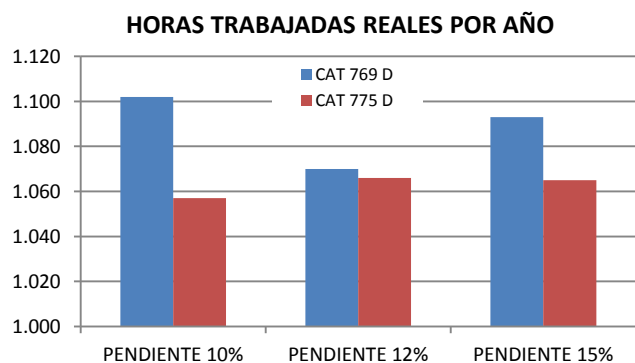


Figura 8. Horas trabajadas reales para cada tipo de volquete por año.

4.3 CONSUMOS Y COSTES HORARIOS

Para evaluar la conveniencia del uso de una u otra flota se tuvieron en cuenta los consumos horarios de cada tipo de volquete centrándose en los siguientes apartados:

- Consumo de combustible.
- Consumo de lubricante.
- Consumo de filtros.
- Consumo de neumáticos.

Además, se obtuvieron los costes horarios para:

- Combustible.
- Lubricante.
- Filtros.
- Neumáticos.
- Reparaciones.

Combustible:

Dado que el consumo varía cuando el volquete circula por una plataforma horizontal, subiendo o bajando una pendiente se determinó el porcentaje de tiempo que cada volquete circula en dichas condiciones y se le aplicó un consumo horario a cada una de ellas.

Los datos tabulados disponibles en la tabla 27, hacen referencia a los consumos medios para cada tipo de volquete; atendiendo a la experiencia práctica y datos de canteras reales, se aplicó este consumo medio para la circulación en horizontal y se aplicó un coeficiente de mayoración del 10% en subida y un coeficiente de minoración del 10% en bajada.

Como precio del combustible se tomó 1,023 €/l ^[22]

Los consumos medios utilizados son los siguientes:

Tabla 27. Consumo de combustible en litros por hora ^[21].

	MEDIO	HORIZONTAL	ASCENSO	DESCENSO
CAT 769D	68	68	74,8	61,2
CAT 775D	73,8	73,8	81,8	66,42

En función de dichos consumos se obtienen los datos de las tablas 28 a 33.

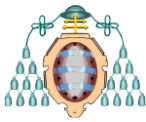


Tabla 28. Consumo horario para el volquete CAT 769 D – Pendiente 10%

	IDA			Consumo horario (l/h)	VUELTA			Consumo horario (l/h)
	L (m)	TIEMPO (min)	%		L (m)	TIEMPO (min)	%	
Maniobra carga		0,60	4,76	3,24				
Carga		2,30	18,28	12,43				
Primario	400	0,80	6,35	4,32	400	0,69	5,44	3,70
Banco	960	1,92	15,23	10,36	960	1,65	13,06	8,88
Pista	603	1,72	13,67	10,22	603	1,03	8,20	5,02
Voladura	240	0,48	3,81	2,59	240	0,41	3,26	2,22
Maniobra y descarga						1,00	7,93	5,40
CONSUMO HORARIO TOTAL (L/h)								68,37

Tabla 29. Consumo horario para el volquete CAT 775 D – Pendiente 10%

	IDA			Consumo horario (l/h)	VUELTA			Consumo horario (l/h)
	L (m)	TIEMPO (min)	%		L (m)	TIEMPO (min)	%	
Maniobra carga		0,60	4,30	2,93				
Carga		3,82	27,40	18,63				
Primario	400	0,71	5,06	3,44	400	0,69	4,92	4,92
Banco	960	1,69	12,15	8,26	960	1,65	11,80	11,80
Pista	603	1,72	12,36	9,24	603	1,03	7,41	7,41
Voladura	240	0,42	3,04	2,07	240	0,41	2,95	2,95
Maniobra y descarga						1,20	8,61	8,61
CONSUMO HORARIO TOTAL (L/h)								68,34

Tabla 30. Consumo horario para el volquete CAT 769 D – Pendiente 12%

	IDA			Consumo horario (l/h)	VUELTA			Consumo horario (l/h)
	L (m)	TIEMPO (min)	%		L (m)	TIEMPO (min)	%	
Maniobra carga		0,60	5,13	3,49				
Carga		2,30	19,68	13,38				
Primario	400	0,80	6,83	4,65	400	0,69	5,86	3,98
Banco	800	1,60	13,67	9,29	800	1,37	11,72	7,97
Pista	504	1,59	13,59	10,16	504	0,86	7,37	4,51
Voladura	240	0,48	4,10	2,79	240	0,41	3,51	2,39
Maniobra y descarga						1,00	8,54	5,81
CONSUMO HORARIO TOTAL (L/h)								68,42

Tabla 31. Consumo horario para el volquete CAT 775 D – Pendiente 12%

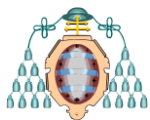
	IDA			Consumo horario (l/h)	VUELTA			Consumo horario (l/h)
	L (m)	TIEMPO (min)	%		L (m)	TIEMPO (min)	%	
Maniobra carga		0,60	0,60	3,10				
Carga		3,82	3,82	19,72				
Primario	400	0,71	0,71	3,64	400	0,69	5,21	3,54
Banco	800	1,41	1,41	7,29	800	1,37	10,41	7,08
Pista	504	1,67	1,68	9,53	504	0,86	6,55	4,01
Voladura	240	0,42	0,42	2,19	240	0,41	3,12	2,12
Maniobra y descarga						1,20	9,11	6,19
CONSUMO HORARIO TOTAL (L/h)								68,42

Tabla 32. Consumo horario para el volquete CAT 769 D – Pendiente 15%

	IDA			Consumo horario (l/h)	VUELTA			Consumo horario (l/h)
	L (m)	TIEMPO (min)	%		L (m)	TIEMPO (min)	%	
Maniobra carga		0,60	5,52	3,75				
Carga		2,30	21,20	14,42				
Primario	400	0,80	7,36	5,01	400	0,69	6,31	4,29
Banco	640	1,28	11,78	8,01	640	1,10	10,09	6,86
Pista	405	1,52	13,96	10,44	405	0,69	6,38	3,90
Voladura	240	0,48	4,42	3,00	240	0,41	3,79	2,57
Maniobra y descarga						1,00	9,20	6,26
CONSUMO HORARIO TOTAL (L/h)								68,51

Tabla 33. Consumo horario para el volquete CAT 775 D – Pendiente 15%

	IDA			Consumo horario (l/h)	VUELTA			Consumo horario (l/h)
	L (m)	TIEMPO (min)	%		L (m)	TIEMPO (min)	%	
Maniobra carga		0,60	4,88	3,32				
Carga		3,82	31,10	21,15				
Primario	400	0,71	5,75	3,91	400	0,69	3,80	3,80
Banco	640	1,13	9,19	6,25	640	1,10	6,07	6,09
Pista	405	1,52	12,35	9,24	405	0,69	3,45	3,42
Voladura	240	0,42	3,45	2,34	240	0,41	2,28	2,28
Maniobra y descarga						1,20	6,64	6,66
CONSUMO HORARIO TOTAL (L/h)								68,45



Como se puede observar, el consumo de combustible apenas varía entre el volquete grande y el pequeño. Se aprecia un ligero aumento del consumo al aumentar la pendiente.

Lubricante:

Para el consumo de lubricantes se han tenido en cuenta diferentes puntos de consumo en los volquetes como:

- Carter.
- Transmisión.
- Mandos finales.
- Control hidráulico.

Los consumos horarios de lubricantes para los dos tipos de volquetes son los siguientes:

Tabla 34. Consumo horario de lubricante para los dos tipos de volquete en litros por hora.

	CARTER	TRANSMISIÓN	MANDOS FINALES	CONTROL HIDRÁULICO	TOTAL
CAT 769 D	0,182	0,083	0,083	0,276	0,624
CAT 775 D	0,273	0,083	0,155	0,276	0,787

El consumo es un 21% mayor en el volquete grande.

Filtros:

Para los filtros se ha tenido en cuenta el número total de filtros que tienen los dos tipos de volquetes.

Tabla 35. Número y coste horario de filtros de los volquetes CAT 769 D y CAT 775 D^[21].

	Nº FILTROS	COSTE HORARIO (€/h)
CAT 769 D	43	0,31
CAT 775 D	47	0,32

Consumo de neumáticos:

Para el consumo de neumáticos se ha estimado su vida útil mediante el método Goodyear^[21] el cual parte de una vida útil estándar y aplica unos coeficientes correctores en función de:

- Mantenimiento.
- Velocidad máxima.
- Condiciones del terreno.
- Posición de las ruedas.
- Carga.
- Curvas.
- Pendientes.
- Otras combinaciones.

Los resultados de aplicación del método Goodyear se reflejan en la tabla 36.

Tabla 36. Coeficientes correctores para los tres casos de estudio.

	(I)	(II)	(III)	(IV)	(V)	(VI)	TOTAL
PENDIENTE 10%	0,981	0,852	0,981	0,872	1,09	0,981	0,872
PENDIENTE 12%	0,981	0,852	0,981	0,872	1,09	0,981	0,825
PENDIENTE 15%	0,981	0,852	0,981	0,872	1,09	0,981	0,583

Los neumáticos recomendados para los dos tipos de volquetes son:

Tabla 37. Neumáticos recomendados y coste para los dos tipos de volquetes.

	TIPO	CÓDIGO	VIDA ÚTIL ESTIMADA (h)			
			VIDA ÚTIL (h)	PDTE 10%	PDTE 12%	PDTE 15%
CAT 769 D	E-4 Banda de rodadura extra	18.00R33	3.510	2.340	2.214	2.047
CAT 775 D	E-4 Banda de rodadura extra	24.00R33	3.510	2.340	2.214	2.047

Tabla 38. Coste horario de cada neumático para los dos tipos de volquete.

	COSTE (€/Ud)	COSTE HORARIO (€/h)		
		PDTE 10%	PDTE 12%	PDTE 15%
CAT 769 D	2.500	1,07	1,13	1,22
CAT 775 D	7.500	3,21	3,39	3,66

Como se puede observar, el coste por neumático es 3 veces mayor para los volquetes CAT 775D, lo cual influye de forma notable en los costes de operación.

Reparaciones:

Se adoptaron los siguientes costes horarios de reparaciones:

Tabla 39. Coste horario de reparaciones para los dos tipos de volquete^[21].

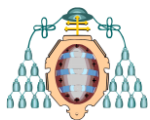
CAT 769 D	9,00
CAT 775 D	10,00

5 RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Para la determinación de los costes para los dos tipos de flotas de volquetes se ha tenido en cuenta el número de unidades de transporte, que varía con la pendiente seleccionada y el coste horario de cada concepto analizado en el apartado anterior. Además se han obtenido el coste de operación, el coste ambiental y el coste operación más ambiental.

Costes de operación:

Los costes de operación se basaron en los consumos y costes horarios de:



- Combustible.
- Lubricante.
- Filtros.
- Neumáticos.
- Reparaciones.

Los resultados de los costes se reflejan en la tabla 40.

Tabla 40. Costes anuales de operación para la flota de volquetes CAT 769 D.

	PDTE 10%	PDTE 12%	PDTE 15%
Combustible	77.130,15	74.952,19	76.650,15
Lubricante	687,91	667,99	682,19
Filtros	341,75	331,85	338,91
Neumáticos	4.711,19	4.835,41	5.339,52
Reparaciones	9.921,71	9.634,43	9.839,34
Total por volquete	92.792,71	90.421,86	92.850,11
Nº volquetes diarios	23	22	20
Nº volquetes por hora	4,6	4,4	4
Total por flota	426.846,45	397.856,20	370.547,39

*En €.

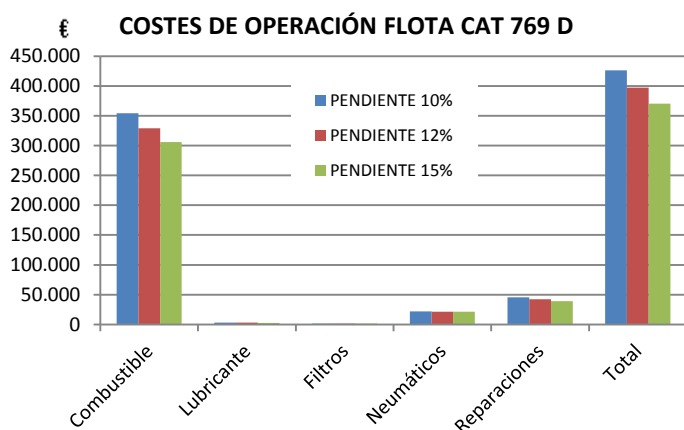


Figura 9. Costes de operación de la flota CAT 769D en función de la pendiente.

Comparando los costes de operación de la flota compuesta por los volquetes CAT 769D se puede observar que los costes debidos al combustible suponen en los tres casos entre el 82% y el 83% de los costes totales siendo, por tanto, los costes más decisivos en los costes totales de transporte. A continuación le siguen los costes debidos a las reparaciones que suponen entre un 10,6% y un 10,7%. Los costes debidos al consumo de neumáticos representan entre un 5% y un 5,8%. Los costes derivados del consumo de lubricante suponen un 0,7%, y por último, los costes derivados del consumo de filtros suponen menos del 0,4% para los tres casos.

Además la opción más favorable es la pendiente del 15% ya que los costes totales son un 13% menores que la pendiente del 10% siendo los de la pendiente del 12% tan solo un 7% menores. Esto es debido a los menores tiempos de ciclo de trabajo de los volquetes que implica un menor número de

horas trabajadas al año y por lo tanto un menor consumo de combustible.

Tabla 41. Costes anuales de operación para la flota de volquetes CAT 775 D

	PDTE 10%	PDTE 12%	PDTE 15%
Combustible	73.941,07	74.601,56	74.576,19
Lubricante	832,16	838,55	837,84
Filtros	338,36	340,96	340,67
Neumáticos	13.556,29	14.438,65	15.598,65
Reparaciones	10.573,84	10.655,06	10.646,01
Total por volquete	99.241,72	100.874,78	101.999,37
Nº volquetes diarios	16	15	14
Nº volquetes por hora	3,2	3	2,8
Total por flota	317.573,52	302.624,35	285.598,24

*En €.

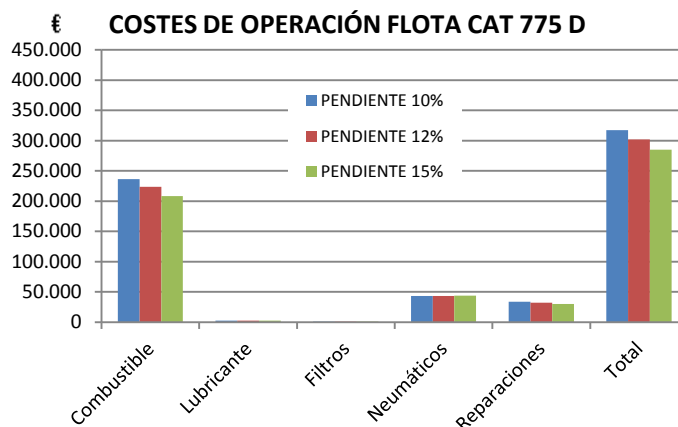


Figura 10. Costes de operación de la flota CAT 775D en función de la pendiente.

En cuanto a los resultados de la flota compuesta por los volquetes CAT 775D se puede observar que siguen más o menos la misma tendencia que en la anterior flota pero con unos costes menores. Los costes derivados del consumo de combustible representan entre un 73% y un 75%. En este caso los costes derivados del consumo de neumáticos tienen más peso, entre un 13% y un 15%, que los costes derivados de reparaciones que se quedan entre un 10% y un 11%, por lo tanto, es muy importante alargar la vida útil de los neumáticos, manteniendo las pistas en buen estado y vigilando el mantenimiento y deterioro de dichos neumáticos. Por último, los costes por consumo de lubricante representan un 0,8% y por consumo de filtros apenas pasan de un 0,3%.

Por las mismas razones ya mencionadas anteriormente para la otra flota, la opción más favorable es la pendiente del 15% con un ahorro de un 10% respecto a la pendiente del 10%, frente al ahorro conseguido con la pendiente del 12% que solo supone un 5%.

En las figuras 10, 11 y 12 se muestra la comparación entre los costes anuales de operación para los dos tipos de flotas y para las pendientes del 10%, 12% y 15%.

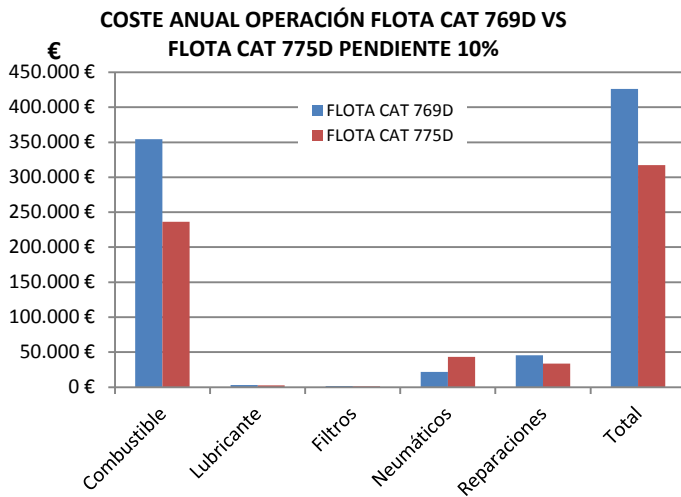


Figura 11. Comparación entre los costes anuales de operación de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D para una pendiente del 10%.

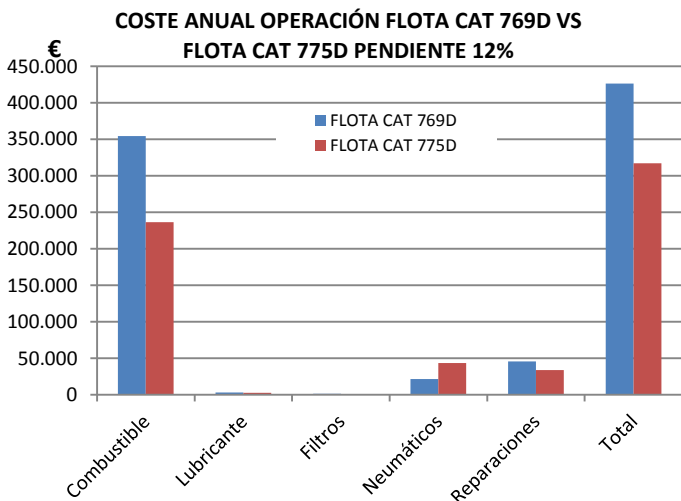


Figura 12. Comparación entre los costes anuales de operación de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D para una pendiente del 12%.

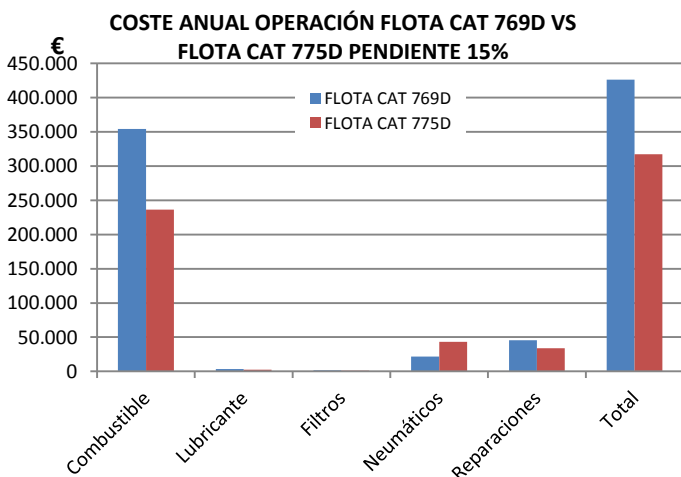


Figura 13. Comparación entre los costes anuales de operación de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D para una pendiente del 15%.

Comparando el coste de combustible entre las dos flotas se cumple que el coste de la flota CAT 775D es entre un 31% y un 34% menor debido al menor número de volquetes necesarios y al menor número de horas trabajadas. Por la misma razón, los costes debidos al consumo de filtros representan entre un 29% y un 31%, los de reparación suponen entre un 24% y un 26%, y los costes del consumo de lubricante están entre un 14% y un 16%. Sin embargo, se cumple que los costes por consumo de neumáticos son un 50% mayores en la flota CAT 775D debido al mayor coste unitario de cada neumático y a que la vida útil de estos en los dos casos es muy similar.

Como se puede observar, en los tres casos los costes anuales de operación de la flota CAT 775D son del orden de un 23% a un 26% menores que los de la flota CAT 769D.

Costes ambientales:

Para determinar los costes ambientales se tuvieron en cuenta los siguientes parámetros:

- Emisiones de CO₂.
- Emisiones de humos.
- Emisiones de ruido.

Las emisiones de CO₂ están relacionadas con el tipo de combustible y con el consumo. Como factor de conversión entre el consumo de combustible y el CO₂ emitido se tomó 2.684 gCO₂/l^[23], y el coste de emisión de CO₂ a la atmosfera es de 5,75 €/tCO₂^[24].

Por la imposibilidad de medir u obtener datos fiables de las emisiones de ruido y humos se estableció una escala teórica de referencia en unidades ambientales (UA) que permitirá estimar un “coste en unidades ambientales” y una equivalencia con las horas de funcionamiento, así, a mayor número de unidades ambientales, el coste al medioambiente y su incidencia negativa en la sostenibilidad de la cantera será menor.

Tabla 42. Equivalencia entre unidades ambientales (UA) y horas de funcionamiento.

1 hora de funcionamiento	1 UA de humos (UAh)
1 hora de funcionamiento	1 UA de ruido (UAR)

Una vez definidos estos parámetros se presentan los resultados obtenidos:

Tabla 43. Costes ambientales anuales para la flota de volquetes CAT 769 D

	PDTE 10%	PDTE 12%	PDTE 15%
CO ₂ (€/año)	5.350,93	4.973,75	4.624,03
Humos (UAh)	1.102,41	1.070,49	1.093,26
Ruido (UAR)	1.102,41	1.070,49	1.093,26

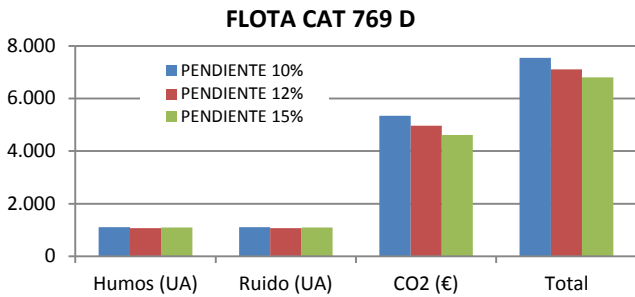
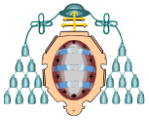


Figura 14. Costes ambientales de la flota CAT 769D en función de la pendiente.

Los resultados de los costes ambientales para la flota CAT 769D muestran que tanto para las emisiones de humos como para las emisiones de ruido, la pendiente más favorable es la del 12% con un 2,9% menos de emisiones que la pendiente del 10%, debido al menor número de horas trabajadas al año que repercute en menores emisiones. Las emisiones de humo y ruido para la pendiente del 15% son un 0,8 % menores que para la pendiente del 10%. Los costes ambientales debidos a la emisión de CO₂ la pendiente más favorable para los volquetes CAT 769D es la del 15%, con un 14% menos de emisiones respecto a la pendiente del 10%. Lo mismo ocurre para los volquetes CAT 775D pero con una disminución del 12%.

De la misma forma, evaluando conjuntamente los dos costes ambientales se puede observar que la pendiente más favorable también es la del 15% dado que ambos costes tienen la misma valoración horaria.

Tabla 44. Costes ambientales anuales para la flota de volquetes CAT 775 D

	PDTE 10%	PDTE 12%	PDTE 15%
CO ₂ (€/año)	3.568,48	3.375,33	3.149,24
Humos (UAh)	1.057,38	1.065,51	1.064,60
Ruido (UAR)	1.057,38	1.065,51	1.064,60

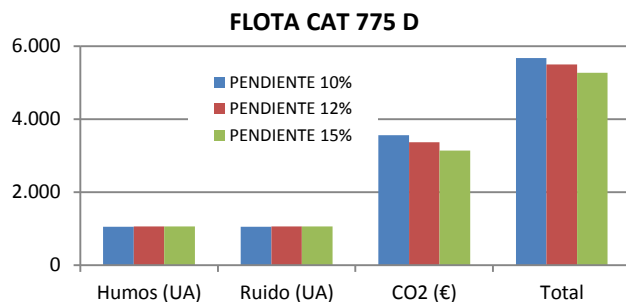


Figura 15. Costes ambientales de la flota CAT 775D en función de la pendiente.

Los costes ambientales de la flota CAT 775D, al contrario que antes, son entre un 0,7% y 0,8% menores para la pendiente del 10% que para la pendiente del 12% y 15%. Esto es debido a que es con esa pendiente con la que dicha

flota trabaja menos horas anuales. Para este análisis no se considera el CO₂ porque al estar cuantificado en euros, se ha introducido en los costes totales.

En las figuras 16, 17 y 18 se comparan los costes anuales ambientales para los dos tipos de flotas y para las pendientes del 10%, 12% y 15%.

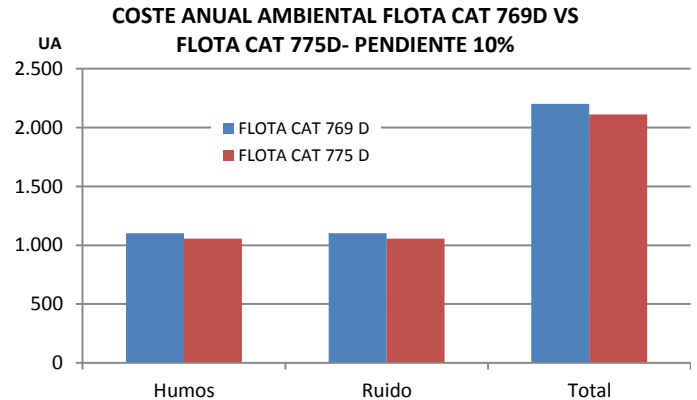


Figura 16. Comparación entre los costes anuales ambientales de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D para una pendiente del 10%.

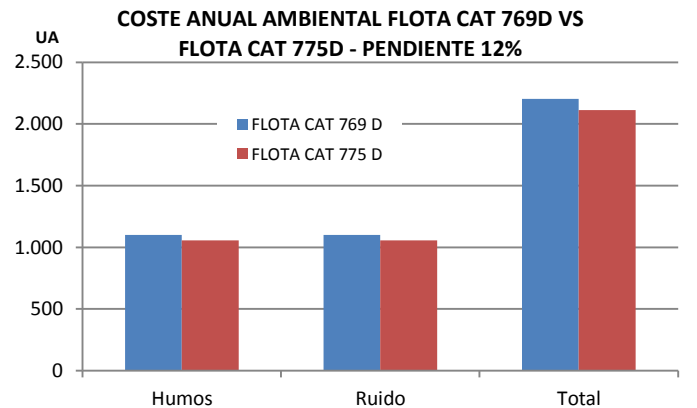


Figura 17. Comparación entre los costes anuales ambientales de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D para una pendiente del 10%.

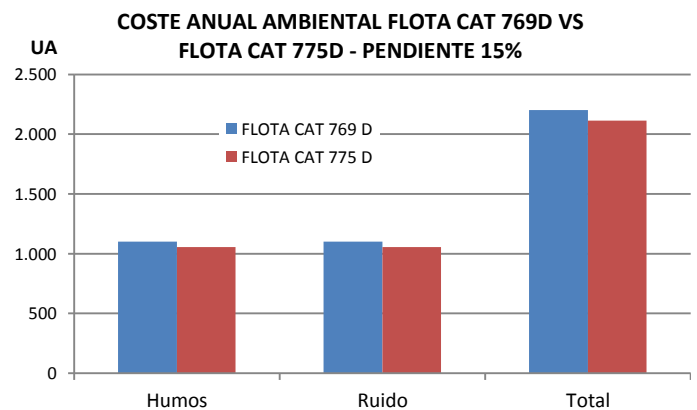
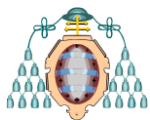


Figura 18. Comparación entre los costes anuales de operación de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D para una pendiente del 15%.



Como se puede observar, en los tres casos los costes anuales ambientales de la flota CAT 775D son un 4% menores para la pendiente del 10%, un 0,5% para la pendiente del 12% y un 2,7% para la pendiente del 15%.

Costes totales:

Los costes totales anuales se obtuvieron sumando los costes de operación y los costes por emisiones de CO₂ al ambiente. Los resultados fueron los siguientes:

Tabla 45. Costes anuales totales para la flota CAT 769 D

	PENDIENTE 10%	PENDIENTE 12%	PENDIENTE 15%
Combustible	354.409,04	329.282,73	305.892,84
Lubricante	3.160,96	2.934,73	2.722,66
Filtros	1.570,35	1.457,96	1.352,60
Neumáticos	21.648,15	21.243,83	21.310,19
Reparaciones	45.590,72	42.327,83	39.269,11
CO ₂	5.345,05	4.966,11	4.613,35
Coste total	431.724,26	402.213,18	375.160,75

*En €

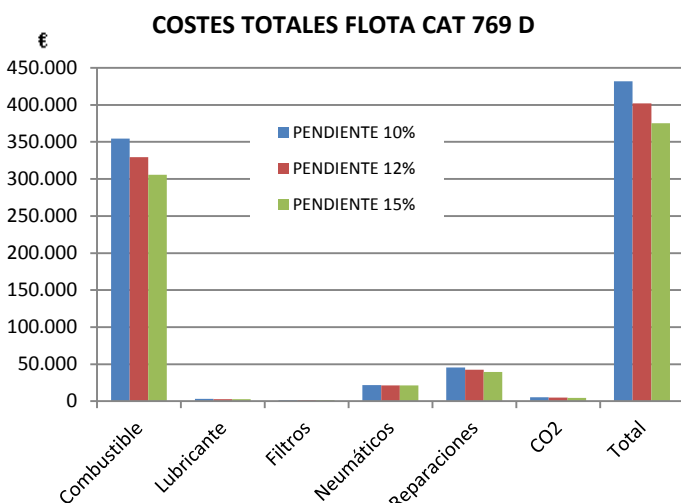


Figura 19. Costes totales de la flota CAT 769D en función de la pendiente.

Con la suma de los costes debidos a las emisiones de CO₂ a los costes de operación apenas se modifican los porcentajes de estos ya que solo suponen un 1,2% sobre total.

Como se puede observar los costes totales anuales para la pendiente del 15% son un 13% menores que para la pendiente del 10%, siendo un 7% menores para la pendiente del 12%.

Tabla 46. Costes anuales totales para la flota CAT 775 D

	PENDIENTE 10%	PENDIENTE 12%	PENDIENTE 15%
Combustible	236.376,43	223.487,19	208.386,48
Lubricante	2.660,32	2.512,18	2.341,30
Filtros	1.081,71	1.021,47	951,99
Neumáticos	43.337,88	43.256,04	43.589,56
Reparaciones	33.803,34	31.920,98	29.749,69
CO ₂	3.564,93	3.370,54	3.142,80
Coste total	320.824,62	305.568,41	288.161,83

*En €

COSTES TOTALES FLOTA CAT 775 D

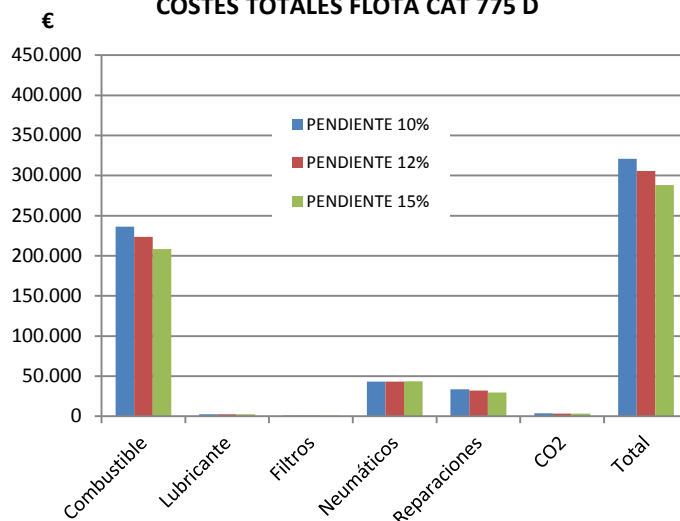


Figura 20. Costes totales de la flota CAT 775D en función de la pendiente.

Para el caso de la flota CAT 775D ocurre lo mismo que para otra flota pero con unos porcentajes menores debido al menor número de horas trabajadas y de volquetes. Los costes totales anuales son un 10% menores para la pendiente del 15% y un 4,7% menores para la pendiente del 12% respecto a la pendiente del 10%. La disminución es menos acusada que en la flota CAT 769D.

En las figuras 15, 16 y 17 se exponen los resultados de comparación de los costes anuales totales de ambas flotas y para las diferentes pendientes.

€ COSTE ANUAL TOTAL FLOTA CAT 769D VS FLOTA CAT 775D - PENDIENTE 10%

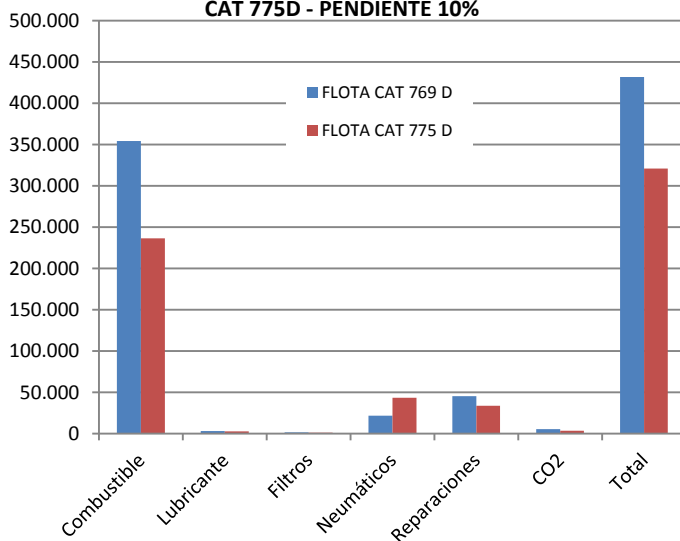


Figura 21. Comparación entre los costes anuales totales de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D, para una pendiente del 10%.

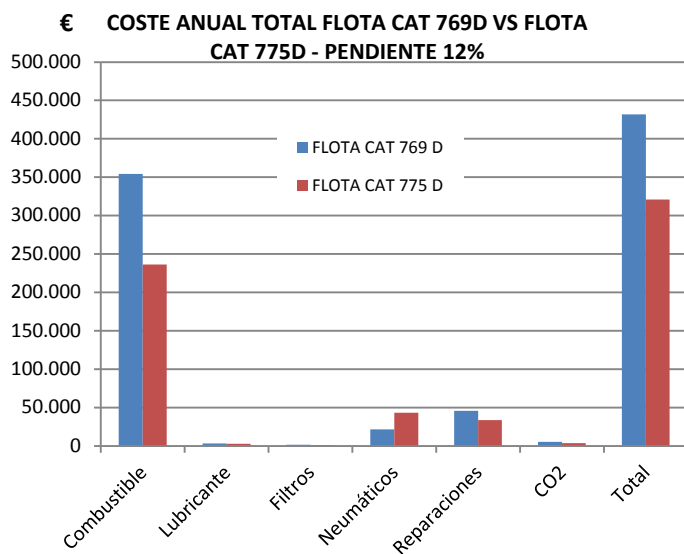
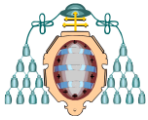


Figura 22. Comparación entre los costes anuales totales de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D, para una pendiente del 12%.

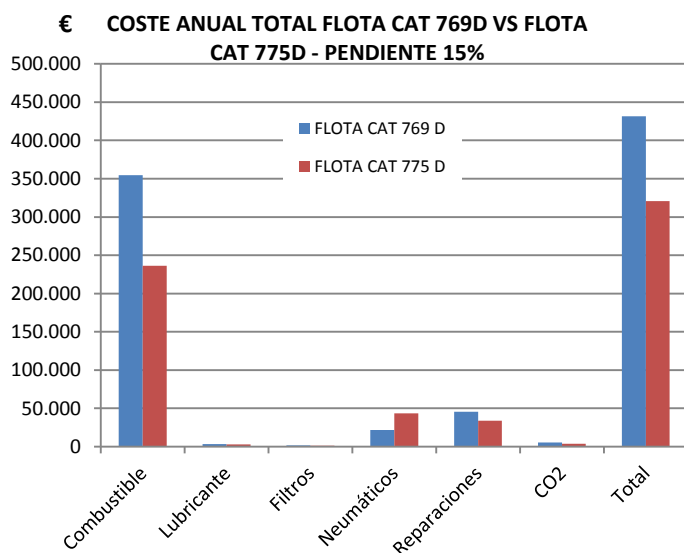


Figura 23. Comparación entre los costes anuales totales de la flota CAT 769D y de la flota CAT 775D, para una pendiente del 15%.

En la comparación de los costes totales anuales se puede observar que, para los volquetes CAT 775D, los derivados del consumo del combustible son de un 31% a un 34% menores, los derivados de las emisiones de CO₂ son de un 32% a un 34% menores, los derivados del consumo de filtros son de un 29% a un 32%, los derivados de las reparaciones son de un 24% a un 26% menores y los derivados del consumo de lubricantes son de un 14% a un 16% menores. Por el contrario los costes derivados del consumo de neumáticos son de un 50% a un 51% mayores para los volquetes CAT 775D que para los CAT 769D.

Por último, los costes totales para los volquetes CAT 775D son de un 23% a un 26% menores que para los CAT 769D.

6 CONCLUSIONES

Se han determinado las siguientes flotas de volquetes y se han supuesto las siguientes pendientes de pista:

Una flota de volquetes CAT 769D con un número de unidades de 23 para una pendiente del 10%, de 22 para una pendiente del 12% y de 20 para una pendiente del 15%.

Una flota de volquetes CAT 775D con un número de unidades de 16 para una pendiente del 10%, de 15 para una pendiente del 12% y de 14 para una pendiente del 15%.

Como conclusión se puede decir que la flota de volquetes más recomendable para cualquiera de los diseños de pendiente es la CAT 775D ya que, los volquetes de esta flota tienen mayor capacidad por lo que para una misma producción la necesidad de unidades de transporte es menor repercutiendo ello en los costes de operación analizados.

Por otra parte, de las tres pendientes analizadas, basadas en la experiencia minera, la más favorable desde el punto de vista de eficiencia y sostenibilidad es la del 15% ya que conlleva menores emisiones de CO₂, humos y ruido.

De todo ello, en el caso analizado, será recomendable diseñar pistas con un 15% de pendiente ya que permite la operación minera segura y sostenible, y utilizar una flota de volquetes que, cumpliendo los condicionantes de producción y de seguridad en minería, se ajuste a los cálculos efectuados, es decir, la flota de volquetes CAT 775D

7 NOMENCLATURA

m³s: Metros cúbicos sueltos.

m³b: metros cúbicos en banco.

FEH: Factor de Eficiencia horaria (%).

TCB: Tiempo de Ciclo Básico (min).

TCT: Tiempo de Ciclo Total (min).

Cph: Ciclos por hora (ciclos).

CRh: Ciclos Reales por hora (ciclos).

CU: Carga Útil (t).

FLC: Factor de Llenado de Cucharón (%).

P: Capacidad de caja del volquete (t).

C: Capacidad del cucharón de la pala cargadora (m³).

Tc: Tiempo de ciclo (min).

Tc/d: Tiempo de carga y descarga (min).

Ti: Tiempo de ida (min).

Tv: Tiempo de vuelta (min).

Cv: capacidad del volquete (t).

Cc: capacidad del cucharón (m³).

FLC: factor de llenado del cucharón (%).

ρ : densidad del material suelto (t/m³).

TCT: tiempo de ciclo del cucharón (min).

Tcg: Tiempo fijo de carga (min).

Tmo: Tiempo fijo de maniobra para la carga (min).

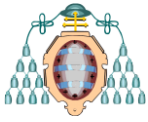
Tmo/cg: Tiempo fijo de maniobra y descarga (min).

PE: Pendiente efectiva (% o kg).

RR: Resistencia a la rodadura (% o kg).

RP: Resistencia en pendiente (% o kg).

AP: Ayuda en pendiente (% o kg).



FRR: *Factor de resistencia a la rodadura (% o kg/t).*
FRP: *Factor de resistencia a la pendiente (% o kg/t).*
PBM: *Peso bruto de la máquina (t o kg).*
DIS: *Disposición interna de seguridad.*
V max: *Velocidad máxima (km/h).*
V: *Velocidad (km/h)*
Va: *Velocidad adoptada (km/h).*
T: *tiempo (min).*
FLV: *factor de llenado del volquete.*
PHV: *producción horaria por volquete.*
NC: *número de camiones.*
UAh: *Unidad ambiental de humos.*
UAR: *Unidad ambiental de ruido.*

8 AGRADECIMIENTOS

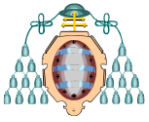
El autor quiere agradecer a:

- Dra. M^a Belarmina Díaz Aguado.
- Dr. Rafael Rodríguez Díez.
- Dra. M^a Belén Folgueras Díaz.

por sus esfuerzos, dedicación, docencia e interés.

9 REFERENCIAS

- [1] Boyd G, Dutrow E, Tunnesssen W. The evolution of energy star energy performance indicator for benchmarking industrial plant energy use. *J Clean Prod* 2008;16:709–15.
- [2] Chung W, Hui YV, Lam YM. Benchmarking the energy efficiency of commercial buildings. *Appl Energy* 2006;83:114.
- [3] Chauhan NS, Mohapatra PKJ, Pandey KP. Improving energy productivity in paddy production through benchmarking: an application of data envelopment analysis. *Energy Convers Manage* 2006;47:1063–85.
- [4] Sardeshpande V, Gaitonde UN, Banerjee R. Model based energy benchmarking for glass furnace. *Energy Convers Manage* 2007;48:2718–38.
- [5] Chang DJ, Morlok EK. Vehicle speed profiles to minimize work and fuel consumption. *J Transp Eng* 2005;3:173–82.
- [6] Saboohi Y, Farzaneh H. Model for developing an eco-driving strategy of passenger vehicle based on least fuel consumption. *Applied Energy* 2009;86:1925–32.
- [7] Sahoo L. K., Bandyopadhyay S., Banerjee R. , Benchmarking energy consumption for dump trucks in mines, *Applied Energy* 2014; 113, 1382 - 1396.
- [8] Central Institute of Mining & Fuel Research (CIMFR), CSIR (India). Energy audit report of Umrer open cast mine. Western coalfield Ltd., Nagpur; 1998. 201207
- [9] Sahoo LK, Bandyopadhyay S, Banerjee R. Energy performance of dump trucks in opencast mine. In: *Proceedings of ECOS 2010, Lausanne, Switzerland*; 2010.
- [10] Vemba MMDS. The loading and transport system at SMC-optimisation. *J S Afr Inst Min Metall* 2004:139–47.
- [11] Vasil'ev MV, Smirnov VP. Optimisation of the journey schedules of high capacity Quarry dump trucks. The Institute of Mining: Ministry of Ferrous Metallurgy of USSR, Sverdlovsk [translated from *Fiziko-Tekhnicheski Problemy Razrabotki Poleznykh Isokopaemykh*] 1974; p. 63–9. 1:63-69
- [12] Chung HTA, Kresta J, Forbes F, Maraquez JH. A stochastic optimization approach to mine truck allocation. *Int J Sur Mini Reclaim Environ* 2005;19(3):162–75.
- [13] López Jimeno, C., Gómez de Las Heras, J., López Jimeno, E., Manglano Alonso, S. (1995): *Manual de Arranque, Carga y Transporte en minería a cielo abierto*. Instituto Geológico y Minero de España. Ed. IGME.
- [14] Turnbull, D., Cooper, A. (2009). In-pit crushing and conveying (IPCC) – A tried and tested alternative to trucks. The AusIMM New Leaders Conference, Brisbane, Queensland.
- [15] Norgate T., Haque N. The green gas impact of IPCC ore-sorting technologies. *Mineral Engineering* 2013;42:13 – 21.
- [16] Anon. Mobile and continuous. *Mining Magazine* May 2009:46–8.
- [17] Lucio J, Senra C, Souza A. Paving the future – a case study replacing truck-and-shovels by shovel-and-conveyor continuous mining at Carajas open pit mines. In: *Proceedings of iron ore conference 2009: Perth*; 269–76.
- [18] Ministerio de Industria, Energía y Turismo de España. Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera (RGNBSM), 1985. RD 863/1985 de 2 de abril. www.minetur.gob.es/energia/mineria/seguridad/paginas/legislacion.aspx. Último acceso: 18/07/14.
- [19] Ministerio de Industria, Energía y Turismo de España. Instrucciones Técnicas Complementarias del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera, 1986. RD 863/1985 de 2 de abril. www.minetur.gob.es/energia/mineria/seguridad/paginas/legislacion.aspx. Último acceso: 18/07/14.
- [20] Ministerio de Industria, Energía y Turismo de España. Orden de 16 de abril de 1990 por la que se aprueban las Instrucciones Técnicas Complementarias del capítulo VII del Reglamento General de Normas Básicas de Seguridad Minera: BOE 103, abril 1990. www.boe.es/diario_boe/txt.php?id=BOE-A-1990-9859
- [21] Manual de Rendimiento Caterpillar. Edición 31 (2000). Ed. Caterpillar Inc., Peoria, Illinois, EE.UU. SSBD0341.
- [22] Ministerio de Industria, Energía y Turismo de España. Geoportal de gasolineras. <http://geoportalgasolineras.es>. Último acceso: 18/07/2014
- [23] US EPA standards measure total greenhouse gas (GHG) emissions. 2013 www.epa.gov/otaq/climate/measuring.htm Último acceso: 18/07/2014
- [24] <http://www.sendeco2.com/>. Último acceso: 18/07/2014.



UNIVERSIDAD DE OVIEDO
EP de Ingeniería de Gijón
ETS de Ingenieros de Minas de Oviedo

Máster Universitario en
Ingeniería Energética
Curso 2013-14



ASTURIAS
CAMPUS DE EXCELENCIA
INTERNACIONAL
(AD FUTURUM)