

# Simulación determinística y estocástica para dimensionar, y seleccionar equipo y elegir alternativas de minado en la explotación minera superficial

Deterministic and stochastic simulation for equipment sizing and selection and for selecting surface mining alternatives

Oswaldo Ortiz S., Godelia Canchari S., Silvia Iglesias L., Mario Gonzales T.\*

## RESUMEN

La elección óptima de equipo en minería superficial es una tarea compleja donde intervienen muchas variables técnicas, geométricas y económicas en un ambiente donde existen muchas marcas, modelos y tamaños que compiten por el usuario. El técnico que efectúa la selección no tiene una herramienta apropiada que le permita evaluarlos y decidir por el mejor. La simulación contribuye a efectuar esta selección. En este estudio se desarrollan los modelos determinístico y probabilístico de simulación aplicados a equipos de minado con datos de dos operaciones superficiales. En el caso determinístico se simula la producción proyectada de un año de una cantera y en base a costo unitario mínimo se elige la flota de equipos tanto en perforación como en acarreo. En la simulación probabilística se usa el lenguaje GPSS para simular modelos de excavación y acarreo para varias combinaciones de cargadores y transportadores eligiendo el más apropiado para las características de la operación en base a costo unitario mínimo y máxima producción unitaria.

**Palabras claves:** Operación superficial, equipo de carguío, acarreo, simulación, modelo, ciclo.

## ABSTRACT

Mine equipment selection is a complex task due to numerous technical, geometrical and economical variables involved. The variety of equipment manufacturers and agents carrying different models, types and sizes make the selection procedure even more complex. The mine planner does not have a tool to correctly select the equipment or fleet for a project. Simulation fills the gap and contributes to this goal. This study tries to apply deterministic and probabilistic simulation approaches in selecting mining equipment using field data from two surface mine operations. The deterministic model uses a one year production plan from a quarry. The equipment fleet is selected on the basis of minimum unit cost for both drilling and excavation-haulage equipment fleets. For the probabilistic approach the GPSS language is applied. Programs were prepared for various combinations of loaders and haulers and data from a metallic open pit mine was processed. The optimum fleet was selected by combining minimum cost per ton mined and maximum production tonnage per time unit.

**Keywords:** Surface operation, loading equipment, haulage, simulation, model, cycle.

\* Docentes de la Facultad de Ingeniería Geológica, Metalúrgica y Geográfica de la UNMSM.  
E-mail: osoos41@hotmail.com

**INTRODUCCIÓN**

La simulación es una técnica de muestreo estadístico controlada para calcular el desempeño de sistemas determinísticos y probabilísticas complejos. Se aplica cuando los modelos analíticos no son suficientes para explicar un fenómeno o este es muy complejo para traducirlo en expresiones matemáticas. Los experimentos de muestreo se efectúan sobre el modelo y no en el sistema real porque sería muy costoso y muchas veces imposible de efectuarlo.

**Objetivo**

Diseñar modelos que representen la excavación y el acarreo en minería superficial para seleccionar el equipo de perforación y la mejor combinación cargador-transportador tanto en tamaño como en modelos y marcas. Las medidas de efectividad elegidas son el menor costo por tonelada de material extraído de mina y la máxima producción en la unidad de tiempo.

**Justificación del estudio**

La explotación minera superficial se caracteriza por ser una industria equipo intensivo de alto costo de inversión con una gran variedad de marcas, modelos y tamaños de equipos cuyos fabricantes o sus representantes tienen como meta vender y donde cada uno trata de convencer que es el mejor. Esto hace que el operador minero tenga que analizar con gran cuidado las propuestas recibidas para elegir la combinación óptima de equipos para su operación.

Para hacer frente a este reto, el técnico minero necesita contar con herramientas propias que evalúen a los equipos de uno o mas fabricantes o combinación de ellos. El método tradicional de selección de equipo de mina se efectúa basado en: a) la experiencia o información obtenida de un equipo operando en algún yacimiento sin pensar que tal equipo o flota podría estar trabajando en forma ineficiente y b) el temor a fracasar al cambiar un equipo por otro de tecnología poco o nada conocida en el medio.

**PROCEDIMIENTO DEL ANÁLISIS**

**Metodología**

Se efectuó una investigación bibliográfica sobre estudios anteriores encontrando que existen paquetes de simulación de uso específico y también lenguajes de propósito general (Coss, 1999), cuyo uso requiere el conocimiento de cada uno. Algunos fabricantes, como Caterpillar (1990), han desarrollado su propio modelo de aplicación para sus equipos y hacen recomendaciones a sus clientes en base a la información entregada por cada usuario. No se encontró sin

embargo una herramienta para el analista externo que le permita diferenciar las propuestas.

Se procedió a recopilar información histórica incluyendo catálogos, rendimientos, costos de equipos en el minado superficial, desarrollando un modelo determinístico usando el sistema operativo Excel y otro probabilístico con la aplicación del lenguaje GPSS por ser un sistema de fácil aplicación a modelos aleatorios.

**Tipos de simulación de acarreo**

Se estableció diferencias entre los modelos determinístico y probabilístico, considerando la dificultad en la interpretación de las variables como por ejemplo el tiempo de transporte en el primer caso y de acuerdo a Sturgal (2000), la gran cantidad de información requerida para la confiabilidad de los resultados en el segundo caso.

**Simulación determinística**

Usa valores constantes para los parámetros como tiempos de carga, viaje, descarga y demoras. La suma de estos datos constituye el ciclo determinístico del modelo. La figura 1 presenta los requerimientos para el proceso determinístico en el acarreo minero superficial entre los puntos de carguío y de descarga.

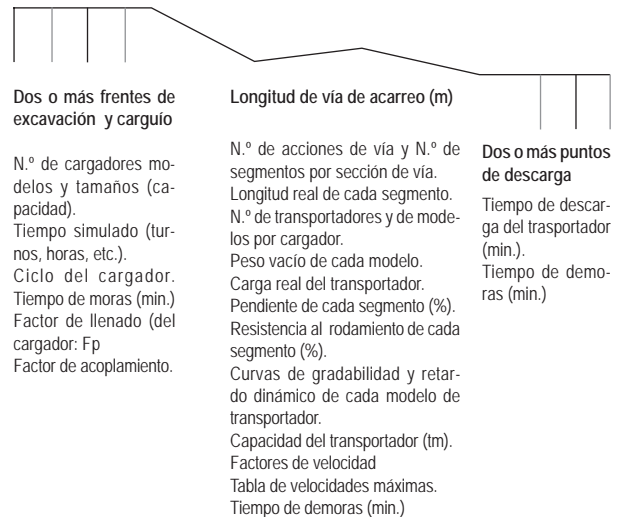


Figura 1. Perfil de acarreo de simulación determinística.

**Simulación Probabilística**

Requiere curvas de densidad de probabilidad para generar tiempos de carguío, descarga, posicionamiento para cargar y descargar, viajes ida y regreso, demoras y destreza del operador. Las funciones de distribución de probabilidad  $f(x)$  representan el sistema real. La Fig. N° 2 muestra la información requerida para el proceso de simulación probabilística.

Se emplean números pseudo aleatorios R o funciones rectangulares para determinar la variable aleatorio "x" para la cual la distribución acumulada F(x) de la función de probabilidad f(x) es R, o  $F(x) = R$  ó  $x = 1/F(R)$ . Los R se obtienen de tablas de números aleatorios o se generan en el computador mediante programas simples. Los cálculos se simplifican si estos números siguen distribuciones conocidas como la normal tipificada (Ramani, 1990).

De esta manera sin tener la información de campo pero con conocimiento de la función de distribución teórica del sistema, se puede generar gran cantidad de datos o variables aleatorias para la simulación.

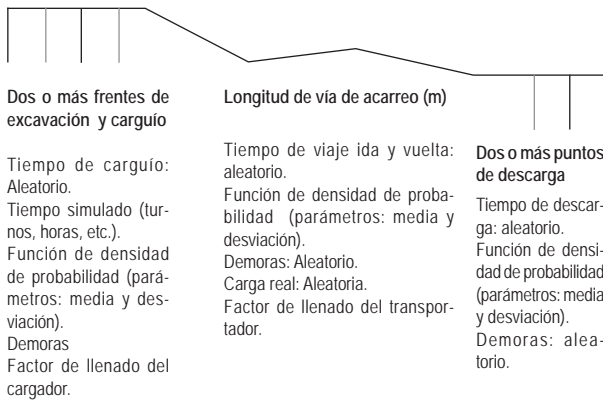


Figura 2. Perfil de acarreo de simulación aleatoria.

### Ciclo del Equipo y del Sistema

Ciclo es la suma de tiempos fijos y variables recurrentes y secuenciales de la operación unitaria del equipo de carguío, acarreo o del sistema (Fig. N° 3). El ciclo puede ser determinístico o probabilístico.

### Ciclo Determinístico

Procesa tiempos reales numéricos constantes. Consta de los tiempos de carguío, descarga, viajes cargado y vacío del equipo. El cálculo requiere ábacos de gradabilidad y retardo dinámico de cada modelo y tamaño de equipo de acarreo. Las figuras 4 y 5 presentan ábacos típicos para el cálculo de los tiempos de viaje. El tiempo de viaje total (cargado y vacío), puede calcularse por dos métodos:

- 1) Usando las características de la vía de acarreo (longitud de cada segmento de vía, pendiente y resistencia a la rodadura), y el peso total del equipo cargado y vacío. En el ábaco se estima velocidad máxima y luego velocidad media por aplicación de la tabla de factores de velocidad los cuales varían para traducir dos variables: a) el estado de movimiento del equipo en el segmento de vía que puede ser estacionado o a velocidad y b) la longitud de los segmentos.

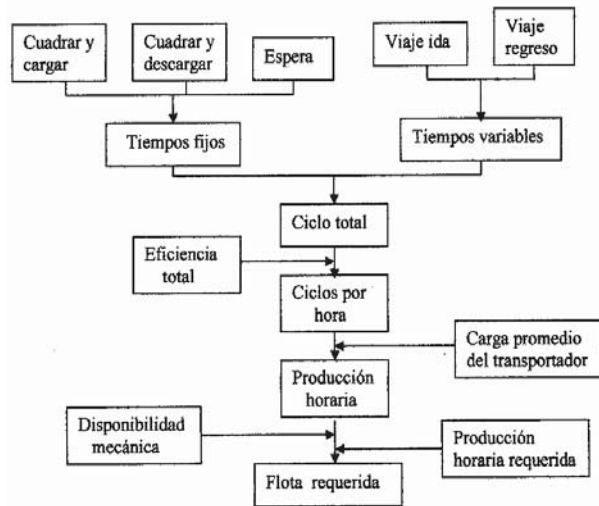


Fig. 3. Etapas de cálculo de dimensionamiento Flota de equipo de acarreo

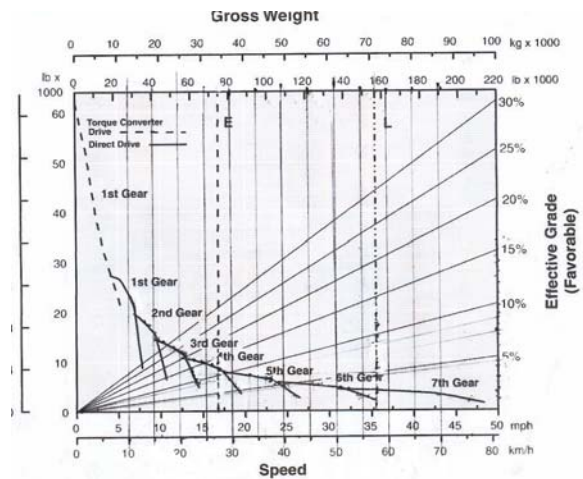


Fig. 4. Ábaco de gradabilidad de equipo de acarreo.

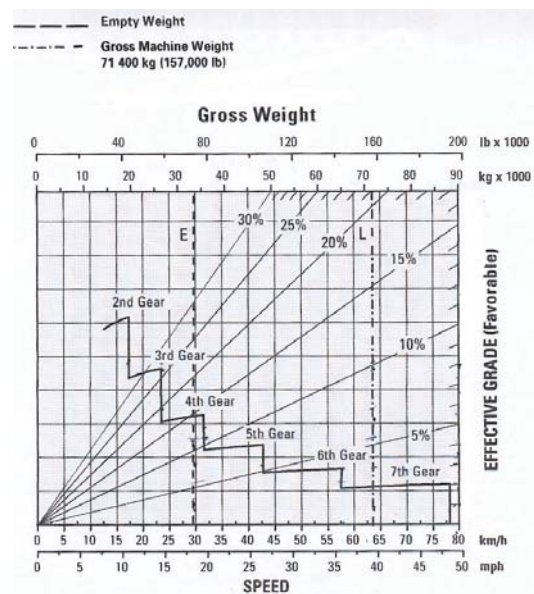


Fig. 5. Ábaco de retardo dinámico de equipo de acarreo.

La velocidad media no debe exceder la tabla de límites máximos de velocidad segura del equipo en vía plana (a nivel), pendiente positiva (subida) y negativa (bajada). El tiempo de viaje es la suma de los tiempos de viaje cargado y vacío.

2) Usando la segunda ley de Newton  $F = m \cdot a$  donde  $F =$  fuerza,  $a =$  aceleración y  $m =$  masa.

En los cálculos la fuerza ejercida no cambia y esto se consigue si la masa y la aceleración son constantes y entonces por derivación:

$$\delta v = a \cdot \delta t \quad \text{y} \quad \delta s = a \cdot \delta t^2$$

Donde:  $v$ ,  $t$ , y  $s$  son velocidad, tiempo y, distancia recorrida del equipo respectivamente.

La velocidad y distancia de viaje en cualquier punto se obtiene por integración de las dos expresiones anteriores lo que produce:

$$V = V_0 + a \cdot t \quad \text{y} \quad S = V_0 \cdot t + \frac{1}{2} a \cdot t^2$$

La fuerza tractiva genera la aceleración y la velocidad del vehículo y depende de varios factores como el coeficiente de adherencia entre las llantas del equipo y la superficie de la vía, la carga transportada que varía de un viaje a otro, y las resistencias a la rodadura y a la gradiente del perfil de acarreo. Adicionalmente, al aumentar el número de transportadores en la vía se originan colas o interferencias debido a diferencias en las velocidades de los equipos.

El movimiento del transportador se simula por pequeños incrementos de tiempo  $\Delta t$  a aceleración constante para calcular la velocidad y posición del vehículo en cada intervalo de tiempo. También se requiere los ábacos de gradabilidad y retardo dinámico, el perfil de la vía de acarreo, los segmentos de la vía con sus longitudes, gradientes, resistencia a la rodadura y máximas velocidades.

En el modelo de simulación, se tiene un transportador con peso  $Wt$  y velocidad  $V_1$  ubicado en un punto  $x$  de la vía en el tiempo  $t$  (Fig. 6). Si  $K$  es el % de la resistencia a la rodadura en el tramo  $x$ - $y$  de pendiente  $G$ , entonces usando el ábaco del camión se tiene que en el tiempo  $\Delta t$  a la velocidad  $V_1$  la tracción es  $R_1$  y la resistencia al movimiento es  $Q = (G+K) \cdot 20Wt$  siendo  $20 \text{ lb.}$  la resistencia por cada ton de peso del transportador. En el nuevo punto  $x_1$ , la fuerza disponible para acelerar ( $F$ ) será:

$$F = R_1 - Q = R_1 - (G + K) \cdot 20 \cdot Wt \text{ y la aceleración } a = F / m;$$

$$a = (R_1 - (G + K) \cdot 20 \cdot Wt) / (Wt \cdot 2000/g)$$

donde  $g$  es la aceleración de la gravedad.

En  $x_1$  la velocidad será:  $V_2 = V_1 + a \cdot \Delta t$  y la distancia recorrida  $S = D$ :  $D = V_1 \cdot \Delta t + \frac{1}{2} a \cdot (\Delta t)^2$

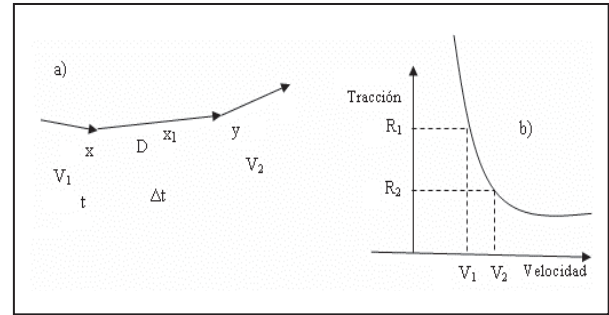


Fig. 6. Simulación del movimiento del equipo de acarreo.

a) Segmentos de vía de acarreo.

b) Curva característica (ábaco) del transportador.

La nueva velocidad  $V_2$  se usará para calcular la nueva tracción  $R_2$  en el ábaco, repitiendo el proceso hasta recorrer todo el segmento  $x$ - $y$ . Al finalizar el tramo  $x$ - $y$  se registra la distancia y los tiempos de viaje para ubicar la posición del vehículo. Se inicializa la información para el próximo segmento y la simulación continúa hasta el punto de descarga del transportador.

### Ciclo Probabilístico

Se basa en el estudio de la información de tiempo. La vía de acarreo puede dividirse en varios segmentos registrando el tiempo de viaje de cada segmento. Se analiza y agrupa la información y se describe mediante una función de distribución probabilística conocida o empírica. Si se cambian los tipos de transportadores y los segmentos de vía, se cambiará también los parámetros de la distribución.

El tiempo de viaje de cualquier segmento de vía se obtiene mediante muestreo montecarlo de la distribución acumulativa de probabilidad.

### Factor de Acoplamiento

Determina el número de unidades de transporte para cada unidad de carguío.

Si:  $N =$  Número total de transportadores

$n =$  Número total de cargadores

$T =$  Ciclo de cada unidad de transporte.

Número aproximadamente constante

$t =$  Ciclo de cada unidad de carguío.

Número aproximadamente constante

$z =$  Número de transportadores por unidad de carguío. Cifra entera y constante

$y =$  Número de pases (paladas), requeridos para llenar la tolva del transportador. (mínimo 4 y máximo 6).

Se establece que:  $z = T / (y \cdot t)$ .



Multiplicando esta expresión por  $n$  se tiene:  
 $n \cdot z = T \cdot n / (y \cdot t)$ . Pero  $(n \cdot z) = N$ .

Entonces:  $N \cdot y \cdot t = T \cdot n$  ó  $N \cdot y \cdot t / (T \cdot n) = 1 =$   
 $FA =$  Factor de Acoplamiento, o

$$FA = \frac{(\text{Ciclo carguío del transportador}) (N^\circ \text{ de transportadores})}{(N^\circ \text{ de cargadores}) (\text{Ciclo del transportador})}$$

Elegida la marca del cargador, se procede a seleccionar el tamaño de la cuchara tal que la tolva del camión en prueba sea llenada con 4 a 6 paladas (D.W. Gentry *et al.*, 1992). La producción requerida decide el número de cargadores para lo cual debe conocerse el modelo y tamaño de cada cargador y las producciones aproximadas.

El número óptimo de transportadores se obtiene cuando:

$$FA = 1 = (N \cdot y \cdot t) / (T \cdot n) \quad \text{ó} \quad N = T \cdot n / (y \cdot t)$$

La figura 7 muestra el número óptimo teórico de transportadores que cumple la producción estimada por el equipo de carguío. La producción real está por debajo de la teórica requiriendo mas transportadores para alcanzar la máxima producción del cargador debido a factores como distinto estado de conservación de transportadores, interferencias en las zonas de carguío, de descarga y en las vías de acarreo, espaciamiento diferente entre transportadores, destreza variable de los conductores.

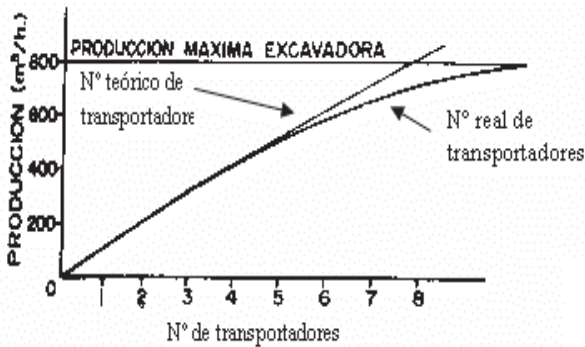


Fig. 7. Curvas de producción teórica y real.

**Objetivos de la Flota de Acarreo**

Minimizar costo por unidad de peso y/o maximizar producción por unidad de tiempo. Estos dos fines generalmente no son coincidentes como puede verse en la figura 8. La figura 9 muestra que la eficiencia es función del grado de acoplamiento.

$FA < 1$  cuando hay exceso de cargadores y la eficiencia del transporte es 100%

$FA > 1$  cuando hay exceso de transportadores y la eficiencia del carguío es 100% ).

$FA = 1$  cuando el acoplamiento es perfecto.

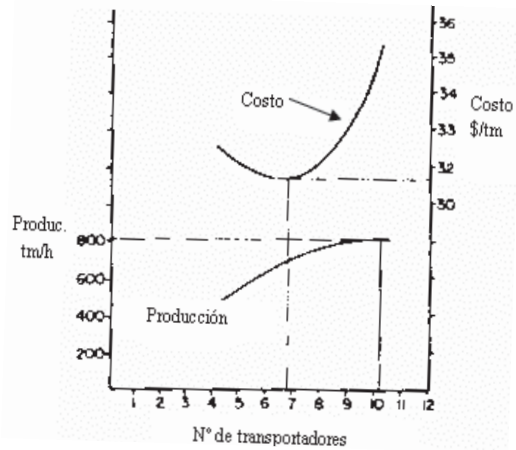


Fig. 8. Máxima producción y mínimo costo no coincidentes.

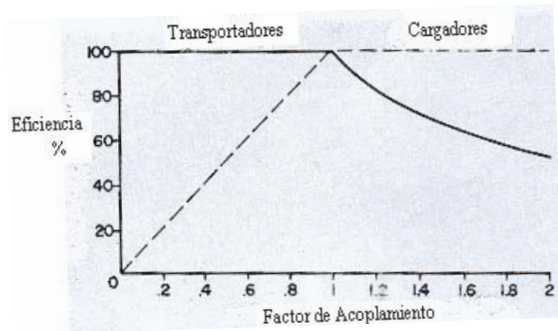


Fig. 9. Eficiencia vs factor de acoplamiento.

**SIMULACIÓN DETERMINÍSTICA DEL ACARREO EN UNA CANTERA**

La figura 10 muestra la información requerida para la simulación y los resultados obtenidos. Los datos incluyen: producción requerida de caliza y de estéril, relación D/M para un año de producción proyectada, niveles o bancos de extracción, perfiles de acarreo (10 en total), longitudes de segmentos de cada perfil, tonelaje de cada nivel, pendiente en % de cada segmento de vía (subida, bajada, plano), resistencia a la rodadura en %, equipos de carguío y acarreo (marca, modelo, capacidad, potencia), factor de llenado, factor de eficiencia de flota, densidad del material, ciclo del cargador, costos horarios de propiedad y de operación de los equipos de carguío y transporte, ábacos de gradabilidad y retardo dinámico de los equipos de acarreo.

La simulación comprendió el área de derribo (mina, nivel máximo 2940), donde se perfora, dispara, carga y acarrea mineral y desmante y el área de la plataforma de la chancadora (nivel 2700), donde por gravedad se recibe el mineral de mina, se acumula y acarrea a la chancadora mediante camiones. Se simularon diez

perfiles en el derribo y dos perfiles en la plataforma de la chancadora. Los perfiles de desmonte también se reportan por separado.

El tiempo de carguío del transportador se calculó con el número de pases por carga del camión y el ciclo del cargador medido en el campo o dado por el fabricante. El ciclo total del transportador se estimó en el computador para lo cual se usaron los ábacos de gradabilidad y retardo dinámico y la aplicación de los factores de velocidad para obtener velocidad media. Igualmente, se aplicó tablas de velocidades máximas permisibles en subida, bajada y a nivel para chequear en forma mecanizada, las velocidades medias corrigiendo aquellas superiores a las permisibles. El ciclo total incluye tiempos de espera en la descarga y en el carguío. El ciclo del sistema permite calcular el número de camiones y el factor de acoplamiento que oscila en el rango de 0.85 a 1.10 para los diferentes perfiles. Con estos resultados se calculó las capacidades horarias de los equipos de acarreo y carguío y las horas de operación de los cargadores y transportadores para mover los tonelajes programados.

El costo total de operación de la flota es la suma de los costos totales parciales del cargador y de los camiones los cuales se obtienen de sus costos horarios totales y de sus horas netas operadas. Lo anterior permite calcular el costo total unitario y luego el costo total medio de carguío y transporte mina (\$ 0.25/tm) y el costo de carguío y transporte simulado a nivel de la chancadora (\$0.28/tm). Si a este costo le agregamos el costo de desbroce simulado (\$ 0.05/tm), se obtiene \$ 0.58/tm como costo total de carguío y transporte para la combinación de equipos analizados.

Con el objeto de comparar las flotas para este proyecto, se simuló otras combinaciones posibles de flotas de carguío y acarreo repitiendo el proceso anterior. En la Fig. N° 11 se presenta el resumen de 4 flotas de carguío y acarreo simulados bajo los mismos parámetros de la cantera encontrando que desde el punto de vista del costo mínimo unitario, la combinación de cargadores y transportadores de menor costo (\$0.25/tm) y \$ 0.28/tm respectivamente son las formadas por: Camión Komatsu HD 325-6 de 24 m<sup>3</sup>, 448 HP y cargador Komatsu WA600-3 de 6.1 m<sup>3</sup>, 440 HP para el área de derribo. Camión Komatsu HD405-6 de 27.3 m<sup>3</sup>, 448 H P y Cargador Komatsu WA600-3 de 6.1 m<sup>3</sup>, 400 HP para el área de plataforma chancadora.

## SIMULACIÓN DE EQUIPOS DE PERFORACIÓN

Para la cantera de caliza, se simuló la operación de un año de 6 modelos diferentes de tres fabricantes de perforadores. Estos equipos son: Fabricante TamRock: Panteras hidráulicas 900 y 1100; Fabricante

Atlas Copco: ROC 460 PC neumática y DTH ROC L6 hidráulica; Fabricante Ingersoll Rand ECM 350 ARH 750 CFM neumática y CM 780D hidráulica.

Se preparó un modelo para el procesamiento de la información de cada equipo. La simulación calculó el costo operativo unitario de cada equipo de perforación en base al tonelaje de materiales por perforar (desmonte y mineral), velocidad de perforación en m/h, horas programadas de operación, altura de banco, sobre perforación, malla de perforación, densidades del mineral y del estéril y eficiencia de operación.

Los resultados de 2 de estos análisis se presentan en las Figs. N° 12 y 13. Los costos unitarios se dan al final de cada cuadro.

Los resultados de la comparación de los 6 perforadores se presenta en la Fig. N° 14. Los perforadores Tamrock Pantera 900 hidráulica y ROC 460 PC neumática tienen el menor costo total unitario de operación. Se elige La Pantera 900 de Tamrock en razón de su tecnología avanzada y un solo equipo cumple la producción requerida. Es un equipo hidráulico de un nivel de contaminación ambiental muy bajo en ruido y polvo lo que es muy importante dadas las restricciones medioambientales actuales.

## SIMULACIÓN PROBABILÍSTICA DE UNA OPERACIÓN MINERA SUPERFICIAL

La aplicación del sistema probabilístico se efectuó en lenguaje GPSS por permitir el uso de variables aleatorias en forma simple y rápida.

La información para la simulación probabilística se resume en la Fig. N° 15 y corresponde al acarreo en un tajo metálico a cielo abierto. La producción anual de la operación es de 2'400,000 tm/año de mineral y desmonte o 500 tm/h en 4,800 h/año de operación trabajando 2 turnos de 8 h por día y 6 días por semana. Los frentes de excavación producen 50% mineral de alta ley, 30% baja ley y 20% desmonte. En la simulación se probaron cargadores de 2, 3, 4 y 5 m<sup>3</sup> de capacidad con producciones medias dadas en la figura 15. En los puntos de descarga del material acarreado, la chancadora recibe 60%, las pilas de baja ley 15% y los botaderos de estéril 25%. Los factores de llenado de cargadores y camiones son 0.70 y 0.85 respectivamente.

El número de cargadores se estimó dividiendo la producción anual requerida entre la producción anual de cada cargador. Igualmente, se probaron camiones de 15, 18, 25 y 30 tm de capacidad con velocidades medias dadas en la Fig. N° 15. Se dan los costos horarios totales (propiedad + operación), de cargadores y camiones y las longitudes de los tramos de las vías de acarreo. El tiempo de estacionamiento del camión para cargar en la pala es de 30 seg. y el

**AÑO 01 : CALIZA 1' 186,667 TMI/AÑO ESTERIL 256,455 TMI/AÑO**  
 Camión Komatsu HD325-4 24 M3 448 HP (en derrumbe)  
 Cargador Komatsu WA600-3 6.1 M3 448 HP (en derrumbe)  
 Camión Komatsu HD405-6 27.3 M3 448 HP (en plataforma)  
 Cargador Komatsu WA600-3 6.1 M3 448 HP (en plataforma)

Capacidad camión (m3)	24	Capacidad camión (m3)	
Capacidad Nominal Cargador (m3)	6.1	Capacidad Nominal Cargador (m3)	
Factor de Llenado Derrumbe	0.9	Factor de Llenado Plataforma	
Capacidad Real Cargador (m3)	5.48	Capacidad Real Cargador (m3)	
Número pases cargados en derrumbe	4.3715847	Número pases cargados en plataforma	
Número Real de pases en derrumbe	4	Número Real de pases en plataforma	
Carga Real del Camión (m3)	21.96	Carga Real del Camión (m3)	
Factor de Efic. de la flota:	0.69	Ciclo del Cargador elegido (min / pase)	
Densidad mineral: tm/m3	1.83		

PERFILES DE ACARREO PARA CALCULO DEL CICLO  
 pc = plano cargado    nc = subida cargado  
 pv = plano vacío        tv = bajada vacío

OPERAC	LUGAR	NIVEL	PERFIL DE HORARIO	DISTAN (MTS)	TON METR (TR)	RESIST a la Penet.	RESIST a la Rueda	RESIST TOTAL %	Rango de Veloc.	Máxima Velocidad (km/h)	Factor de Veloc.	Velocidad media (km/h)	Tiempo de Viaje (ciclo) (min)	Tiempo de Viaje (Rea + Vacío) (min)	ciclo del cargador elegido (min / pase)	pasadas por camión elegido	tiempo para cargar camión (min)	tiempo muertos (descarga + espera) (min)	tiempo de espera para iniciar el cargador (min)	ciclo total de la combinación flota / camión / pala (min)	número camiones al 100 % cargados	número real de camiones	factor de aceptación		
Derrumbe	Aldrinca norte	2020	bc	460.00	141793	-2.13	4.50	2.46	ff	52.00	0.65	20.00	1.44	2.58	0.50	4	2.00	1.30	0.30	6.18	3.09	3	0.971		
		2910	sv	480.00	0	2.10	4.50	6.60	ff	39.00	0.65	25.35	1.14												
	guile	2780	pc	420.00	101955	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.86	1.61	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.21	2.60	3	1.152		
		2760	pv	420.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.75												
	guile	2750	pc	80.00	100030	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.50	22.50	0.21	0.40	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.00	2.00	2	1.001		
		2750	pv	80.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.50	26.00	0.18												
	guile	2750	pc	400.00	50385	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.82	1.53	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.13	2.57	3	1.166		
		2760	pv	400.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.71												
	guile	2740	pc	60.00	200000	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.50	22.50	0.18	0.30	0.50	4	2.00	1.30	0.30	3.90	1.95	2	1.026		
		2740	pv	60.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.50	26.00	0.14												
	guile	2740	pc	430.00	141273	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.86	1.65	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.25	2.62	3	1.144		
		2740	pv	430.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.76												
guile	2730	pc	70.00	180030	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.50	22.50	0.19	0.35	0.50	4	2.00	1.30	0.30	3.95	1.97	2	1.013			
	2730	pv	70.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.50	26.00	0.15													
guile	2730	pc	430.00	11593	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.86	1.65	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.25	2.62	3	1.144			
	2730	pv	430.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.75													
guile	2720	pc	450.00	116347	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.92	1.72	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.32	2.66	3	1.127			
	2720	pv	450.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.80													
guile	2710	pc	450.00	102721	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.92	1.72	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.32	2.66	3	1.127			
	2710	pv	450.00	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.69													
<b>Total Derrumbe</b>					<b>1186687</b>																				
Acarreo	Echada E3	2730	bc	160	1048474	7.5	4.00	3.5	ff	70	0.6	20.0	0.48	0.95	0.50	5	2.50	1.30	0.30	5.95	2.92	2	0.990		
		2730	sv	160	0	7.5	4.00	11.5	ff	34	0.8	20.4	0.47												
	Chancadora	2730	ac	320	141793	0.6	4.00	4.8	ff	34	0.65	22.0	0.66	1.45	0.50	5	2.50	1.30	0.30	5.95	2.92	2	0.901		
Echadero 1	Chancadora	2730	bc	320	0	-0.8	4.00	3.2	ff	52	0.65	33.80	0.57												
		2730	sv	320	0																				
<b>Total Plataforma 2700 Echada E3 a Chancadora</b>					<b>1186687</b>																				
Desmonte	Aldrinca	2950	pc	280	8978	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.57	1.07	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.67	2.34	2	0.856		
		2950	pv	280	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.50												
	guile norte	2790	pc	290	6421	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.51	0.95	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.58	2.29	2	0.878		
		2790	pv	290	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.44												
	guile norte	2790	bc	810	7000	0.80	4.50	5.30	ff	70.00	0.70	20.00	1.53	3.15	0.50	4	2.00	1.30	0.30	6.75	3.37	3	0.888		
		2790	sv	810	0	0.80	4.50	14.30	ff	27.00	0.70	18.00	1.62												
	guile norte	2750	pc	250	6540	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.51	0.96	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.56	2.28	2	0.878		
		2750	pv	250	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.44												
	guile norte	2740	pc	220	60000	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.70	31.50	0.91	1.86	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.48	2.74	3	1.034		
		2740	pv	220	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.70	36.60	0.77												
	guile norte	2740	pc	220	51376	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.60	27.00	0.49	0.91	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.51	2.26	2	0.887		
		2740	pv	220	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.60	31.20	0.42												
	guile norte	2730	pc	430	50000	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.68	1.65	0.50	4	2.00	1.30	0.30	5.25	2.62	3	1.144		
		2730	pv	430	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.76												
	guile norte	2730	pc	260	37434	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.53	0.99	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.59	2.30	2	0.971		
		2730	pv	260	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.46												
	guile norte	2720	pc	240	18000	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.55	1.02	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.52	2.26	2	0.885		
		2720	pv	240	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.43												
	guile norte	2710	pc	220	10662	0.00	4.50	4.50	ff	45.00	0.65	29.25	0.45	0.84	0.50	4	2.00	1.30	0.30	4.44	2.22	2	0.901		
		2710	pv	220	0	0.00	4.50	4.50	ff	52.00	0.65	33.80	0.39												
	<b>Total Desmonte</b>					<b>286488</b>																			

<b>27.3</b>	<b>740.95</b>	<b>Capacidad horaria del cargador en Derrumbe tm/hr</b>	<b>740.95</b>	<b>Capacidad</b>	<b>1 horaria del cargador en Plataforma tm/hr</b>
<b>6.1</b>	<b>21.11</b>	<b>Costo Propiedad Camión \$/Hora</b>	<b>22.93</b>	<b>Costo Propiedad Camión \$/Hora</b>	
<b>0.9</b>	<b>32.04</b>	<b>Costo Operación Cargador \$/Hora</b>	<b>32.04</b>	<b>Costo Propiedad Cargador \$/Hora</b>	
<b>4.9727</b>	<b>34.36</b>	<b>Costo Operación Cargador \$/Hora</b>	<b>34.36</b>	<b>Costo Operación Cargador \$/Hora</b>	
<b>5</b>	<b>23.63</b>	<b>Costo Operación Camión \$/Hora</b>	<b>28.23</b>	<b>Costo Operación Camión \$/Hora</b>	
<b>27.45</b>	<b>44.74</b>	<b>Costo Operación + Propiedad Camión (\$/Hora)</b>	<b>48.16</b>	<b>Costo Operación + Propiedad Camión (\$/Hora)</b>	
<b>0.50</b>	<b>86.40</b>	<b>Costo Operación + Propiedad Cargador (\$/Hora)</b>	<b>66.40</b>	<b>Costo Operación + Propiedad Cargador (\$/Hora)</b>	

capacidad horaria del cargador al 100% % de Utilización (tm/hr)	capacidad horaria camión al 100% % de utilización (tm/hr)	capacidad horaria real camión (tm/hr)	capacidad horaria real cargador (tm/hr)	horas de operación real cargador (h)	horas de operación real flota de camiones (h)	costo total (operación + propiedad)	costo total (operación + propiedad)	costo operación flota \$	costo total \$/ton	Costo Total Cargado y Transporte Mina + Chancadora (\$/ton)	Costo Desbroce por Tonelada de Mineral (\$ / Ton)	Costo Total Cargado y Transporte Includo Desbroce (\$/ton)	costo total alternativa (\$)	costo acarreo \$ / ton	B/M
741.0	229.0	229.0	719.8	196.99	590.95	44.74	66.40	30676.50	0.28						
741.0	284.0	247.0	741.0	137.80	412.80	44.74	66.40	27905.30	0.27						
741.0	370.7	370.5	741.0	134.96	269.92	44.74	66.40	21037.79	0.21						
741.0	288.8	247.0	741.0	68.81	206.43	44.74	66.40	13604.68	0.27						



ciclo del cargador 33 seg. con una desviación de 24 seg. Se da los tiempos de carguío de cada tamaño de camión y se estimó en 45 seg. el tiempo de descarga y 18 seg. su desviación.

Se preparó esquemas de carguío y acarreo para 2, 3, 4 y 5 cargadores con 3 puntos de descarga como máximo (chancadora, pilas de baja ley y botadero de desmorte). La Fig. N° 16 muestra el bosquejo del sistema de acarreo para dos palas en el carguío que es la combinación óptima de acuerdo a los resultados mostrados en la figura 18.

**PROGRAMAS DE SIMULACIÓN**

Para cada esquema se preparó un programa de simulación en GPSS. Estos programas son estructuralmente similares por lo que solo se detalla el programa para dos cargadores (Fig. N° 17).

En cada programa se cambian los parámetros de codificación de cada transacción del modo siguiente:

- Las velocidades de cada transportador varían dependiendo de su peso cargado y vacío.
- La cantidad de camiones que se simulan y los Advance que tienen como códigos: ACV, ACL, ACVP1, etc. que aparecen al inicio del programa, se refieren al tiempo empleado en realizar ese avance los cuales están en función de la distancia por recorrer dividido entre la velocidad de la transacción.

T1 es tiempo de recorrido del equipo entre el estacionamiento y el punto de control.

ACV y ACL son las vías de recorrido de los camiones vacíos y cargados respectivamente.

ACVPi y ACLPi (i= 1 a 4), son las vías de recorrido hacia pala i de los camiones vacíos y cargados respectivamente.

ACVCH y ACLCH son las vías de recorrido de los camiones vacíos (V) y cargados (L) a la chancadora.

ACVPI y ACLPI son las vías de recorrido de los camiones vacíos (V) y cargados (L) a la pila de baja ley.

ACVBO y ACLBO son las vías de recorrido de los camiones vacíos (V) y cargados (L) al botadero de estéril.

El parámetro tal como ADVANCE 195, I5 es el tiempo de carguío del camión que depende del número de paladas. El promedio es de 33 seg. por ciclo de pala y se le agregó 30 seg. por el tiempo que demora el camión en estacionarse junto a la pala.

La transacción ASSIGN1, FN\$DA asigna el tipo de carga que el camión lleva de acuerdo a la probabilidad de una función escalón. Es desmorte si el parámetro es 1 y va al botadero de desmorte de lo contrario es mineral y va a chancadora o a la pila de baja ley.

La transacción ASSIGN 2, 15 asigna el tonelaje que lleva el camión, en este ejemplo es 15 toneladas. Va cambiando de acuerdo a la capacidad del camión.

La transacción TEST E P1,1,BOTA determina si la carga va al botadero de desmorte o si es mineral va a chancadora o a la pila de baja ley.

La transacción TRANSFER 0,1,CHAN, PILA transfiere el mineral con cierta probabilidad, hacia la chancadora o hacia la pila de baja ley.

La transacción SAVEVALUE CHANC+,P2 guarda el tonelaje depositado en cada facilidad de descarga como el botadero de desmorte, pila de baja ley o la chancadora.

La transacción CONTR TEST L C1,3600, FIN controla el tiempo del proceso. Si todavía no ha pasado una hora de simulación lo transfiere a la vía de acarreo mediante TRANSFER, APALA. Si ya pasó el tiempo programado, el camión regresa al estacionamiento y termina la simulación.

COMPARACION DE COSTOS UNITARIOS DE FLOTAS DE CARGUIO Y ACARREO EN DERRIBO Y A NIVEL DE CHANCADORA (\$/TM)	
FLOTAS	COSTO UNITARIO \$/TM
Camión KOMATSU HD 325-6 448HP 24.0 M3 Altura de Tolva 3.20 Mt. - Cargador komatsu WA600-3 440 HP 6.1 M3 Altura Máxima del labio de la cuchara en la descarga 3.80 mts.	0.25
Camión KOMATSU HD 405-6 448 HP 27.3 M3 Altura de Tolva 3.43 Mt. Cargador komatsu WA600-3 440HP 6.1 M3 Altura Máxima del labio de la cuchara en la descarga 3.80mts.	0.28
Camión KOMATSU HD 325-6 448HP 17.7 M3 Altura de Tolva 2.94 mts. - Cargador CAT 980-G 300 HP 5.0 M3 Altura Máxima del labio de la cuchara en la descarga 3.27 a 3.49 mts.	0.39
Camión KOMATSU HD 325-6 448HP 17.7 M3 Altura de Tolva 2.94 mts. - Cargador VOLVO L220E 334 HP 4.9M3 Altura del labio de la cuchara en la descarga 3.22 mts. Neumáticos 87565R L4	0.49

Figura 11. Costos unitarios de flotas de carguío y acarreo simulados para la cantera de caliza

DETALLES DEL COSTO DE PERFORACION PRIMARIA		
PERF. ROC 460 PC , 4.5" diámetro		
25 bar, 650 mm/min = 39 mt/hr x 0.50 = 19 mt/hr		
	Estéril	Mineral
Velocidad de Perforación ( mt / hr )	16.56	
Toneladas de Mineral por año (TM)	631474.00	
Toneladas de Estéril por año (TM)	165961.00	
Horas programas por año	2200.00	
Costo Horario Total ( \$/hr)	46.46	
Eficiencia de Operación	0.70	
	Estéril	Mineral
Velocidad de perforación m/hr	16.56	16.56
Altura de banco mt	10.00	10.00
Malla de Perforación M2 Mineral (4.5x4.0), Estéril (4.5x4.0)	18.00	18.00
Sobreperforación	1.00	1.00
Diámetro de Taladro en Pulgadas	4 1/2"	4 1/2"
Densidad ton / m3	1.39	2.89
TM material/Taladro	175.14	338.94
TM por metro de taladro	15.92	30.81
TM de material / Hora	263.67	510.26
Horas al Año de Perforación	629.44	1237.56
Taladros Requeridos al Año	947.59	1883.08
Taladros Perforados por Año	3312.00	3312.00
% de Utilización	28.61	56.25
Utilización Total al año: %	84.86	
Número perforadoras requeridas (69% Eficiencia)	0.85	
Horas de Operación al Año (total)	1866.99	
Costo de Operación Primaria /Año	29237.40	57484.49
Costo de Perforación Primaria Unitaria \$ /tm	0.18	0.091
relación estéril/mineral	0.26	
Costo total unitario de perforación primaria por ton m. de caliza	0.14	

Figura 12. Simulación Perforador Neumático ROC 460PC.



**DETALLES DEL COSTO DE PERFORACIÓN PRIMARIA**

<b>PERF. TAMROCK PANTERA 900 4.5 " diametro 240 HP</b>		
Velocidad de Perforación ( mt / hr )		25.00
Toneladas de Mineral por año (TM)		631474.00
Toneladas de Esteril por año (TM)		165961.00
Horas programadas por año		2200.00
Costo Horario Total ( \$/hr)		71.05
Eficiencia de Operación		0.70
	<b>Esteril</b>	<b>Mineral</b>
Velocidad de perforación m/hr	25.00	25.00
Altura de banco mt	10.00	10.00
Malla de Perforación M2 :Mineral (4.5x4.00), Esteril (4.5x4.0)	18.00	18.00
Sobreperforación	1.00	1.00
Diámetro de Taladro en Pulgadas	4 1/2"	4 1/2"
Densidad ton / m3	1.39	2.69
TM material/Taladro	175.14	338.94
TM por metro de taladro	15.92	30.81
TM de material / Hora	398.05	770.32
Horas al Año de Perforación	416.94	819.76
Taladros Requeridos al Año	947.59	1863.08
Taladros Perforados por Año	5000.00	5000.00
% de Utilización	18.95	37.26
Utilización Total al año: %		56.21
<b>Número perforadoras requeridas (69% Eficiencia)</b>		<b>0.56</b>
Horas de Operación al Año (total)		1236.70
Costo de Operación Primaria /Año	29623.57	58243.76
<b>Costo de Perforación Primaria Unitaria \$ /tm</b>	<b>0.18</b>	<b>0.092</b>
relación esteril/mineral	<b>0.26</b>	
Costo total unitario de perforación primaria por ton m. de caliza		<b>0.14</b>
Costo Unitario de Perforación (\$/TM)	<b>0.18</b>	<b>0.09</b>

Figura 13. Simulación perforador hidráulico Pantera 900.

AÑO	CALIZA	OTROS	PANTERA 900		ROC 460 PC		DTH ROC L6		LR 350 - 750 CFM		PANTERA 1100		I.R. - CM 780D	
			COSTO	No. PERF.	COSTO	No. PERF.	COSTO	No. PERF.	COSTO	No. PERF.	COSTO	No. PERF.	COSTO	No. PERF.
	TM	TM	\$/TM	No:	\$/TM	No:	\$/TM	No:	\$/TM	No:	\$/TM	No:	\$/TM	No:
01	631,474	165,961	0.14	0.56	0.14	0.85	0.15	0.56	0.16	0.88	0.17	0.65	0.18	0.56
02	1' 154,338	225,499	0.12	0.86	0.12	1.30	0.12	0.86	0.14	1.35	0.15	0.99	0.15	0.86

Fig. 14. Comparación de perforadores neumáticos e hidráulicos de 4.5 pulgadas de diámetro.

<b>Producción anual de (mineral + desmonte) (tm)</b>	2,400,000						
<b>Producción por turno de 8 horas (tm)</b>	4,000	500	<b>Densidad mat. roto tm/m3</b>	1.6			
<b>Tiempo de operación anual hr</b>	4,800 (50 sem * 6días/sem * 2 turnos/día * 8 h/turno)						
<b>Producción por frente minado :</b>	alta ley	50%	<b>Descarga :</b>	chancadora	60%		
	pilas baja ley	30%		pilas baja ley	15%		
	desmonte	20%		botadero	25%		
<b>Factor llenado cargador (pala):</b>	0.7		<b>Factor llenado camión :</b>	0.85			
<b>Aproximados de producción anual de palas de acuerdo a la capacidad del balde</b> (para 2 guardias por día/ 8 horas por guardia)							
<b>capacidad de palas en m3</b>	<b>producción anual aprox. (tm)</b>	<b>± de palas</b>	<b>± de palas necesarias</b>				
2	657,863	3,648,234,06	4				
3	978,252	2,453,354,564	3				
4	1,311,126	1,830,487,319	2				
5	1,649,982	1,454,561,265	2				
<b>Costos Horarios</b>							
<b>Palas</b>	<b>CFc</b>		<b>Camiones</b>	<b>CFt</b>			
2	45		15	35			
3	55		18	42			
4	65		25	48			
5	80		30	52			
<b>Consideraciones para el GPSS</b>							
<b>Ciclo de una Pala</b>	<b>Segundos</b>		<b>Ciclo de Camión</b>	<b>Segundos</b>			
Cuadra a Pala	30		Tiempo de cuadra	30			
Tiempo por palada	33		Tiempo de volteo	45			
Desviación	24		Desviación	18			
<b>Velocidades Camiones</b>	<b>Km/h</b>	<b>m/s</b>					
15 tm (vacío)	40.00	11.11					
15 tm (cargado)	32.90	9.14					
18 tm (vacío)	25.35	7.04					
18 tm (cargado)	24.05	6.68					
25 tm (vacío)	23.40	6.50					
25 tm (cargado)	22.20	6.17					
30 tm (vacío)	17.50	4.86					
30 tm (cargado)	15.90	4.39					
<b>Tramos de acarreo</b>	<b>Long (m)</b>		<b>Tiempos de atención de las palas</b>				
Acv	800		15	18	25	30	
AcI	800		2m3	228	162	129	
Acvp1	600		3m3	261	195	129	
AcIp1	600		4m3	327	228	195	
Acvp2	650		5m3	393	294	228	
AcIp2	650						
Acvp3	680						
AcIp3	680						
Acvp4	670						
AcIv4	670						
Acvch	1000						
AcIch	1000						
Acvpi	700						
AcIpi	700						
Acvbo	750						
AcIbo	750						
Est	100						

Fig. 15. Información Requerida para la Simulación Aleatoria con GPSS.

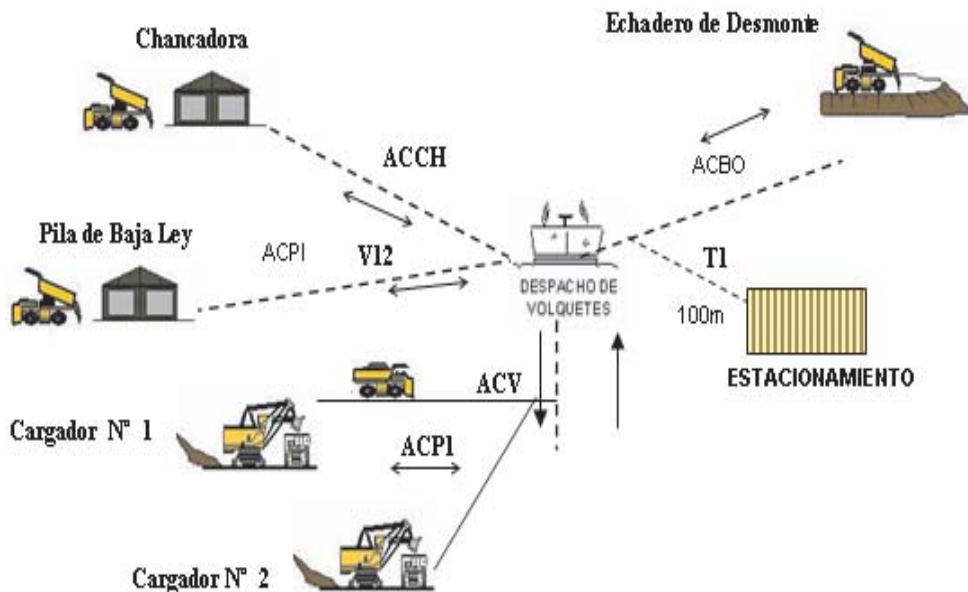


Fig. 16. Esquema de carguío y acarreo de 2 cargadores y 3 puntos de descarga con camiones para el transporte de mineral y desmonte

```

T1      EQU      (100/4.86)
ACV     EQU      (800/4.86)
ACVPI1  EQU      (600/4.86)
ACLPI1  EQU      (600/4.39)
ACVPI2  EQU      (650/4.86)
ACLPI2  EQU      (650/4.39)
ACL     EQU      (800/4.39)
ACLCH   EQU      (1000/4.39)
ACVCH   EQU      (1000/4.86)
ACLPI   EQU      (700/4.39)
ACVPI   EQU      (700/4.86)
ACLEBO  EQU      (750/4.39)
ACVBO   EQU      (750/4.86)

EXPO    FUNCTION  RN1,C24
0,0/.1,.104/.2,.222/.3,.355/.4,.509/.5,.69
.6,.915/.7,1.2/.75,1.38/.8,1.6/.84,1.83
.88,2.12/.9,2.3/.92,2.52/.94,2.81/.95,2.99
.96,3.2/.97,3.5/.98,3.9/.99,4.6/.995,5.3
.998,6.2/.999,7/.9998,8

DA      FUNCTION  RN1,D2
0.9,1/1.0,2/

GENERATE 180, FN$EXPO,,10

ADVANCE T1

APALA   ADVANCE ACV
TRANSFER PALA1,PALA2
PALA1   ADVANCE ACVPI1
QUEUE   QP1
SEIZE   PAL
DEPART  QP1
ADVANCE 195,15
ASSIGN  2,30
ASSIGN  1, FN$DA
RELEASE PAL
ADVANCE ACLPI1
ADVANCE ACL
PALA2   ADVANCE ACVPI2
QUEUE   QP2
SEIZE   PA2
DEPART  QP2
ADVANCE 195,15
ASSIGN  2,30
ASSIGN  1, FN$DA
RELEASE PA2
ADVANCE ACLPI2
ADVANCE ACL

TEST E   PI,1,BOTA
TRANSFER 0.1,CHAN,PILA

CHAN     ADVANCE ACLCH
QUEUE   QCH
SEIZE   CHA
DEPART  QCH
ADVANCE 75,15
SAVEVALUE CHANC+,P2
RELEASE CHA
ADVANCE ACVCH

PILA     ADVANCE ACLPI
QUEUE   QPI
SEIZE   PII
DEPART  QPI
ADVANCE 75,15
SAVEVALUE PIEL+,P2
RELEASE PII
ADVANCE ACVPI

CONTR   TEST L C1,3600,FIN
TRANSFER ,APALA
BOTA    ADVANCE ACLEBO
QUEUE   QBO
SEIZE   BOT
DEPART  QBO
ADVANCE 75,15
SAVEVALUE BO+,P2
RELEASE BOT
ADVANCE ACVBO
TRANSFER ,CONTR
ADVANCE T1
FIN     TERMINATE 1
START 1
    
```

Fig. 17. Programa GPSS para 2 unidades de carguío y 3 puntos de descarga.

### RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN

Los resultados entregados por el simulador se presentan en la figura 18.

Para  $N_c = 4$  cargadores de  $C_c = 2 \text{ m}^3$  de capacidad c/u se probaron 5 a 10 camiones de 15, 18, 25 y 30 tm de capacidad c/u. El costo unitario y la producción horaria de cada flota puede leerse en la quinta columna contando de la última y en la última columna respectivamente \$660.28/tm y \$210 tm/h. para  $N_t =$

5 camiones de  $C_v = 15 \text{ tm}$  de capacidad c/u.

Similares pruebas se efectuaron para  $N_c = 3$  cargadores de  $C_c = 3 \text{ m}^3$  de capacidad c/u. y para  $N_c = 2$  cargadores de  $C_c = 4 \text{ m}^3$  de capacidad c/u.

Para  $N_c = 2$  cargadores de  $C_c = 5 \text{ m}^3$  de capacidad c/u se probó 5, 8 y 10 camiones de 15, 18, 25 y 30 tm de capacidad c/u. El resultado indica que se sobrepasa la producción requerida de 500 tm/h con las flotas de 2 cargadores de  $5 \text{ m}^3$  c/u y 8

camiones de 25 tm c/u al mínimo costo de \$ 364.88/tm y producción máxima de 550 tm/h. Por lo tanto la flota elegida es 2 cargadores de  $5 \text{ m}^3$  de capacidad c/u con 8 camiones de 25 tm de capacidad c/u.

### CONCLUSIONES

Mediante simulación determinística y/o probabilística puede modelarse el ciclo de excavación y acarreo del sistema de manipuleo de materiales de una operación minera superficial. Conociendo el ciclo se calcula la flota o equipos requeridos a mínimo costo unitario y/o máxima producción en la unidad de tiempo.

Carguío y acarreo constituyen los componentes mas gravitantes en el costo de minado de una operación minera superficial. La simulación puede manejar gran parte de estos dos factores constituyéndose en la herramienta básica de análisis del sistema de minado.

Los tipos de equipos de perforación, carguío y acarreo en una operación minera superficial deciden el sistema de minado superficial (tajo a cielo abierto, transferencia, dragado, etc.)

### BIBLIOGRAFÍA

1. Coss Bu Raúl (1999). *Simulación. Un enfoque Práctico*. Editorial Limusa S.A., México.
2. Caterpillar Inc. (1990). *Fleet production and cost analysis*. Caterpillar Tractor Co., Peoria, Illinois,
3. Sturgal John R. (2000). Optimización y simulación de operaciones mineras. UNI, 2000-II. Ciclo de Charlas de Planeamiento Minero.
4. Stanley C. Suboleski, Robert E. Cameron and Eric K. Albert (1992). *Sistems Engineering, SME. Mining Engineering HandBook, V. 1, Ch. 8.3, Littleton Colo. USA.*
5. Ramani R. V. (1990). *Haulage systems simulation analysis*. Surface Mining, 2nd. edition, Kennedy A. Bruce Editor, SME, Littleton, Colo., USA.
6. Donald W. Gentry and William Hustrulid (1992). *Surface mine development, Section 13. SME. Mining engineering Handbook, Littleton, Colo USA.*

Nc:		4		Cc (m3):		2																			
# de camiones	Ht	Cv	Tc	Tv	Td	Tr	Ct	Upala1	Upala2	Upala3	Upala4	Prct1	Prct2	Prct3	Prct4	Prt	p	p efectivas	FA	CTC	CTT	Costo	hor	Sist.	
5	15	223.42	72.914	71.869	18.4782	386.68	0.335	0.346	0.453	0.402	0.1727	0.1784	0.2336	0.2073	139.65	5.69	6.00	0.72223604	180	175	350				
6	15	219.98	72.914	71.702	13.624	378.22	0.295	0.461	0.614	0.539	0.1492	0.2414	0.3215	0.2896	142.773	5.69	6.00	0.87243443	180	210	390				
8	15	217.63	72.914	70.971	53.3973	574.94	0.364	0.447	0.718	0.599	0.1202	0.1574	0.2528	0.1988	158.539	9.49	9.00	1.13796295	180	304	564				
10	15	226.89	72.914	72.364	62.9689	425.14	0.362	0.68	0.741	0.62	0.1838	0.3453	0.3762	0.3148	127.018	5.69	6.00	1.33423061	180	360	530				
5	18	248.47	106.65	75.292	5.58933	436	0.264	0.278	0.459	0.441	0.1224	0.1289	0.2128	0.2045	148.623	6.83	7.00	0.71234865	180	210	390				
8	18	259.33	106.65	51.63	26.5279	446.14	0.531	0.389	0.656	0.602	0.2359	0.1728	0.2914	0.2674	145.245	6.83	7.00	1.16256009	180	336	516				
10	18	253.44	106.65	75.119	35.238	470.44	0.614	0.62	0.779	0.641	0.2791	0.2818	0.3541	0.2914	137.742	6.83	7.00	1.34678487	180	420	600				
5	25	326.67	116.54	77.887	4.57283	523.67	0.361	0.352	0.54	0.429	0.1277	0.1281	0.191	0.1518	171.864	9.49	9.00	0.77737401	180	240	420				
8	25	327.13	116.54	78.971	18.9863	529.95	0.312	0.589	0.723	0.539	0.1202	0.1574	0.2528	0.1988	158.539	9.49	9.00	1.13796295	180	304	564				
10	25	316.91	116.54	73.259	58.3983	564.59	0.541	0.537	0.723	0.62	0.193	0.1952	0.2628	0.2254	159.408	9.49	9.00	1.40338779	180	480	660				
5	30	397.31	158.52	76.333	47.9856	680.15	0.112	0.327	0.65	0.435	0.0325	0.0948	0.1885	0.1261	168.788	11.38	11.00	0.73019109	180	260	440				
8	30	376.75	158.52	75.482	77.6537	688.41	0.683	0.591	0.597	0.386	0.2088	0.1807	0.1825	0.1171	156.884	11.38	11.00	1.09455546	180	416	596				
10	30	370.98	158.52	73.539	111.331	714.37	0.691	0.607	0.737	0.516	0.2146	0.1885	0.2269	0.1602	151.183	11.38	11.00	1.29826811	180	520	700				

Nc:		3		Cc (m3):		3																				
# de camiones	Ht	Cv	Tc	Tv	Td	Tr	Ct	Upala1	Upala2	Upala3	Upala4	Prct1	Prct2	Prct3	Prct4	Prt	p	p efectivas	FA	CTC	CTT	Costo	hor	Sist.		
5	15	160.56	73.786	76.495	10.9985	321.84	0.341	0.465	0.415	0.367	0.5004	0.4466	0.367	0.5004	0.4466	167.783	3.79	4.00	0.83148162	165	175	340				
8	15	154.44	73.786	71.517	26.1542	325.9	0.418	0.619	0.583	0.4677	0.6926	0.4349	0.5889	0.6926	0.4349	165.696	3.79	4.00	1.26371313	165	280	445				
10	15	154.93	73.786	72.411	36.9185	338.05	0.528	0.624	0.615	0.5889	0.6926	0.4349	0.5889	0.6926	0.4349	159.74	3.79	4.00	1.52772024	165	350	515				
5	18	193.51	107.93	71.413	12.2864	385.14	0.362	0.398	0.402	0.3411	0.3654	0.2393	0.383	0.5116	0.3033	168.252	4.55	5.00	0.83740102	165	210	375				
8	18	192.19	107.93	70.974	26.2474	396.34	0.426	0.569	0.506	0.383	0.5116	0.3033	0.383	0.5116	0.3033	163.496	4.55	5.00	1.29539608	165	336	501				
10	18	193.22	107.93	75.139	69.4698	445.76	0.423	0.47	0.615	0.3783	0.4203	0.3667	0.4537	0.4203	0.3667	145.371	4.55	5.00	1.44487609	165	420	585				
5	25	231.06	116.92	73.459	15.4807	436.93	0.515	0.369	0.441	0.2356	0.276	0.2199	0.256	0.276	0.2199	205.984	6.32	6.00	0.88139998	165	240	405				
8	25	217.95	116.92	73.031	49.3444	457.25	0.575	0.624	0.542	0.4559	0.4947	0.2865	0.4559	0.4947	0.2865	196.829	6.32	6.00	1.27108234	165	384	549				
10	25	220.9	116.92	74.281	96.9852	509.09	0.598	0.597	0.638	0.4678	0.467	0.3327	0.4678	0.467	0.3327	176.787	6.32	6.00	1.44637226	165	480	645				
8	30	278.78	160.42	71.949	18.9863	529.95	0.312	0.589	0.723	0.539	0.1202	0.1574	0.2528	0.1988	158.539	9.49	9.00	1.13796295	180	304	564					
10	30	273.36	160.42	81.212	96.7126	610.7	0.612	0.621	0.441	0.3869	0.3926	0.1998	0.3869	0.3926	0.1998	176.847	9.49	9.00	1.19363013	165	416	581				
10	30	282.29	160.42	78.219	155.572	676.5	0.617	0.678	0.474	0.3777	0.415	0.1934	0.3777	0.415	0.1934	159.646	9.49	9.00	1.39093049	165	520	685				

Nc:		2		Cc (m3):		4																				
# de camiones	Ht	Cv	Tc	Tv	Td	Tr	Ct	Upala1	Upala2	Upala3	Upala4	Prct1	Prct2	Prct3	Prct4	Prt	p	p efectivas	FA	CTC	CTT	Costo	hor	Sist.		
5	15	91.775	73.246	0.405	165.43	0.233	0.419	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	326.432	2.28	2.00	1.38695028	160	175	335				
8	15	97.163	74.783	78.49	8.501	286.52	0.341	0.478	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	188.403	2.85	3.00	1.08884515	130	175	305				
10	15	126.15	74.783	77.248	23.8134	301	0.519	0.655	0.9555	1.2058	0.9555	1.2058	0.9555	1.2058	0.9555	179.404	2.85	3.00	1.66315739	130	280	410				
5	18	126.15	109.39	79.095	9.4404	324.08	0.375	0.373	0.6849	0.6812	0.6849	0.6812	0.6849	0.6812	0.6849	199.953	3.42	3.00	0.97317146	130	210	340				
8	18	126.33	109.39	71.369	25.529	332.61	0.479	0.523	0.9648	0.9639	0.9648	0.9639	0.9648	0.9639	0.9648	184.822	3.42	3.00	1.51919813	130	336	466				
10	18	127.05	109.39	74.704	17.5896	320.73	0.532	0.61	0.4042	0.6122	0.4042	0.6122	0.4042	0.6122	0.4042	197.123	3.42	3.00	1.93241048	130	420	550				
5	25	196.07	118.5	67.263	31.3218	413.15	0.344	0.521	0.5078	0.6249	0.5078	0.6249	0.5078	0.6249	0.5078	217.837	4.74	5.00	1.18639803	130	240	370				
8	25	196.91	118.5	76.126	56.6606	448.2	0.434	0.705	0.7289	0.8954	0.7289	0.8954	0.7289	0.8954	0.7289	200.801	4.74	5.00	1.7573654	130	384	514				
10	25	193.44	118.5	70.306	60.1374	442.38	0.612	0.717	0.2066	0.518	0.2066	0.518	0.2066	0.518	0.2066	203.444	4.74	5.00	2.18630279	130	480	610				
5	30	226.42	162.59	74.275	63.038	526.32	0.203	0.509	0.5774	0.7312	0.5774	0.7312	0.5774	0.7312	0.5774	215.193	5.69	6.00	1.07548459	130	260	390				
8	30	220.25	162.59	73.467	45.5664	501.88	0.552	0.699	0.5717	0.7312	0.5717	0.7312	0.5717	0.7312	0.5717	208.678	5.69	6.00	1.75546057	130	416	546				
10	30	220.65	162.59	69.376	65.0392	517.05	0.546	0.702	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	188.403	2.85	3.00	2.12792172	130	520	650				

Nc:		2		Cc (m3):		5																				
# de camiones	Ht	Cv	Tc	Tv	Td	Tr	Ct	Upala1	Upala2	Upala3	Upala4	Prct1	Prct2	Prct3	Prct4	Prt	p	p efectivas	FA	CTC	CTT	Costo	hor	Sist.		
5	15	91.775	73.246	0.405	165.43	0.233	0.419	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	326.432	2.28	2.00	1.38695028	160	175	335				
8	15	97.163	74.783	78.49	8.501	286.52	0.341	0.478	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	1.3149	0.7312	188.403	2.85	3.00	1.08884515	130	175	305				
10	15	126.15	74.783	77.248	23.8134	301	0.519	0.655	0.9555	1.2058	0.9555	1.2058	0.9555	1.2058	0.9555	179.404	2.85	3.00	1.66							



Tiempo de retrasos en el sistema																		
Opal	Opaz	Opal	Opal	Och	Opi	Obo	Tq	Pp1	Pp2	Pp3	Pp4	Pp	Pc	Costo tm	Tm SvChand	Tm SvPihl	Tm SvBo	Total Tm
35.43	40.74	34.51	0.65	0.00	0.00	0.00	10.40	45.34	46.53	61.31	54.41	51.97	0.54	692.35	105.00	105.00		210.00
0.00	56.26	35.32	1.53	0.00	2.26	0.00	13.62	39.16	63.37	84.40	76.02	65.74	0.70	560.92	75.00	75.00	30.00	180.00
0.00	60.37	112.10	0.81	0.00	14.11	0.00	26.77	41.93	81.77	100.37	82.60	76.67	0.79	584.98	75.00	90.00	30.00	195.00
0.00	95.90	136.32	81.15	0.00	4.43		52.97	48.25	90.63	98.76	62.63	80.07	0.75	703.54	105.00	105.00		210.00
0.00	0.20	23.24	10.09	0.00	0.00		5.59	37.49	39.47	65.17	62.62	51.19	0.47	830.49	90.00	90.00		180.00
106.64	0.00	86.63	4.53	0.00	0.00		20.63	72.24	52.92	89.24	81.90	74.07	0.66	776.95	90.00	100.00		190.00
108.15	37.43	17.36	3.73	0.00	0.00		35.24	85.47	86.31	100.44	89.23	92.95	0.79	764.01	126.00	100.00	10.00	252.00
18.80	4.96	0.23	3.45	0.00	0.00		4.57	50.26	50.42	75.21	59.75	58.92	0.45	933.26	75.00	75.00		150.00
18.80	117.36	181.38	2.85	0.00	0.00		53.40	50.47	61.98	99.66	74.74	71.69	0.60	1130.83	100.00	75.00		175.00
12.52	103.09	198.09	36.69	0.00	0.00		59.40	76.00	76.96	103.48	88.74	96.27	0.61	1079.91	125.00	100.00		225.00
6.00	204.74	51.16	0.00	0.00	0.00	0.00	47.89	15.63	46.63	90.70	60.70	53.16	0.31	1407.30	30.00	30.00	30.00	90.00
452.10	2.66	11.17	0.00	0.00	0.00		77.66	100.51	86.97	87.65	96.96	82.92	0.48	1236.99	60.00	60.00		120.00
443.12	17.14	190.69	17.14	0.00	0.00		111.33	103.27	90.71	110.14	77.11	95.31	0.53	1311.69	90.00	60.00		150.00

Opal	Opaz	Opaz	Och	Opi	Obo	Tq	Pp1	Pp2	Pp3	Pp	Pc	Costo tm	Tm SvChand	Tm SvPihl	Tm SvBo	Total Tm
14.15	49.47	2.27	0.00	0.00	0.00	11.00	64.22	87.59	78.16	76.65	0.71	475.96	90.00	90.00	30.00	210.00
36.56	111.99	8.37	0.00	0.00	0.00	26.15	81.85	121.20	114.15	105.73	0.97	457.20	135.00	120.00	45.00	300.00
31.19	130.39	55.94	0.00	3.99	0.00	38.92	103.06	121.79	120.04	114.96	1.02	504.80	150.00	135.00	15.00	300.00
45.11	1.63	0.00	0.00	4.68	0.00	12.29	74.62	77.75	78.53	76.96	0.80	625.51	108.00	108.00		216.00
53.525	40.712	25.141	0.00	5.859	0.00	25.25	93.79	111.91	99.52	96.41	0.74	672.61	106.00	125.00		234.00
40.91	22.05	280.19	0.00	4.21		69.47	82.75	91.95	100.31	99.34	0.66	983.92	144.00	126.00		270.00
72.24	9.53	1.65	0.00	9.47	0.00	15.48	61.84	72.44	86.57	73.62	0.51	801.26	100.00	125.00	25.00	250.00
160.00	66.21	19.71	0.00	0.00		49.34	119.67	129.07	112.80	120.78	0.79	692.80	150.00	125.00		275.00
74.33	169.25	338.52	0.00	0.00	0.00	95.89	122.79	122.59	131.81	125.45	0.74	872.39	125.00	125.00	25.00	275.00
106.57	4.25	0.00	0.00	7.60	0.00	19.81	67.65	84.83	98.45	83.67	0.47	897.31	90.00	60.00	30.00	180.00
460.04	12.17	5.65	0.00	0.00		95.71	135.41	137.40	104.87	125.89	0.62	939.47	90.00	60.00		150.00
460.21	306.94	10.71	0.00	0.00		165.57	132.19	145.26	101.55	126.34	0.56	1222.67	120.00	60.00		180.00

Opal	Opaz	Och	Opi	Obo	Tq	Pp1	Pp2	Pp	Pc	Costo tm	Tm SvChand	Tm SvPihl	Tm SvBo	Total Tm
4.33	29.03	0.00	9.16	0.00	8.50	92.29	115.79	104.03	0.73	420.15	135	165	15	315.00
58.04	53.93	0.00	7.09	0.00	23.81	125.40	158.27	141.84	0.94	435.04	180	180	60	420.00
45.30	169.50	0.00	1.59	0.00	43.28	125.92	175.43	150.67	0.95	507.82	195	180	60	435.00
32.01	7.60	0.00	7.60	0.00	9.44	89.89	89.41	89.66	0.56	614.52	72	126	36	234.00
71.18	30.94	0.00	0.00		24.43	114.66	125.30	119.93	0.72	646.20	216	198		414.00
63.86	24.09	0.00	0.00	0.00	17.59	126.63	145.19	135.91	0.83	665.15	234	216	18	468.00
44.09	80.39	0.00	0.00		31.32	88.43	133.93	111.18	0.64	697.49	200	150		350.00
78.04	205.26	0.00	0.00	0.00	66.66	111.08	180.44	145.76	0.85	790.25	225	175	25	425.00
49.59	251.10	0.00	0.00	0.00	60.14	159.45	196.81	173.14	0.79	779.31	250	200	25	475.00
34.41	215.53	0.00	2.22		63.04	54.22	135.96	95.09	0.36	1079.28	180	180		360.00
58.05	157.33	0.00	12.44	0.00	45.57	151.57	191.94	171.76	0.68	797.71	60	120	90	270.00
54.26	269.83	0.00	1.10	0.00	65.04	150.07	192.94	171.51	0.66	979.80	180	180	30	390.00

Opal	Opaz	Och	Opi	Obo	Tq	Pp1	Pp2	Pp	Pc	Costo tm	Tm SvChand	Tm SvPihl	Tm SvBo	Total Tm
1.62	0.00	0.00	0.00	0.00	0.41	63.98	115.05	89.52	1.08	309.54	165	196		360.00
34.99	61.43	0.00	3.75	0.00	20.03	90.77	137.97	114.37	1.20	366.37	180	180	45	405.00
37.88	50.11	0.00	0.00	0.00	17.60	112.88	149.98	131.33	1.38	369.96	225	210	15	450.00
32.01	7.60	0.00	5.66	0.00	9.05	112.36	111.76	112.06	1.05	353.78	72	126	36	234.00
71.18	30.94	0.00	0.00		25.53	143.33	156.50	143.91	1.34	369.28	216	198		414.00
63.86	24.09	0.00	0.00	0.00	17.59	159.28	181.49	169.89	1.55	374.42	234	216	18	468.00
11.54	66.56	0.00	0.00		19.53	89.15	144.15	116.57	0.93	429.44	200	175		375.00
81.912	43.44	0.00	0.00	0.00	21.87	164.46	194.20	169.33	1.48	354.88	260	260	60	580.00
80.14	173.52	0.00	0.66		63.58	153.08	216.71	184.90	1.23	518.67	275	275		525.00
42.39	62.82	0.00	0.00		23.80	101.58	132.12	116.85	0.81	520.33	270	180		450.00
61.63	88.94	0.00	0.00		37.64	163.75	170.65	167.20	1.10	525.35	240	180		420.00
79.13	127.68	0.00	2.44		62.31	195.45	212.68	204.02	1.31	517.51	180	210		390.00

Figura 18. Resultados de la Simulación con GPSS para seleccionar flotas de carguío y acarreo.