

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA**

**FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINERA Y METALÚRGICA**



**TESIS**

**“SIMULACIÓN DE RUTAS DE REGADÍO Y EVALUACIÓN DE LA  
LOCALIZACIÓN DE PUNTOS DE RECARGA EN UNA MINA DE TAJO  
ABIERTO”**

**PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE  
INGENIERO DE MINAS**

**ELABORADO POR  
MIGUEL ANGEL OJEDA ORE**

**ASESOR  
MBA. ING. VÍCTOR MANUEL HERNÁNDEZ DÍAZ**

**LIMA-PERÚ**

**2022**

## **DEDICATORIA**

A mis queridos padres Miguel y  
Rosa por su constante apoyo en mi  
desarrollo profesional y personal.

## RESUMEN

Los camiones aljibes o regadores en minas de tajo abierto son utilizados por dos motivos principales: el primero, supresión de polvo tanto en las vías de acarreo y los frentes de pala y el segundo, para mantenimiento de vías de acarreo, que trae consigo indirectamente la extensión de la vida media de las llantas y extiende el tiempo de reposición de componentes reduciendo así el costo de mantenimiento de los equipos que transitan por las vías de acarreo. Cuando el plan de producción se incrementa y se minan fases de producción más profundas, el ciclo de los camiones de acarreo juntamente con el ciclo de los camiones aljibes se incrementa, lo que nos lleva a la pregunta si la zonificación o los activos de camiones actuales son la mejor alternativa o si por el contrario se necesita otro punto de recarga para cubrir las necesidades de la mina en orden de minimizar y hacer rentable el minado. Además, un incremento en el ciclo de los camiones y una mala distribución espacial de las zonas de recarga trae una reducción en los indicadores de desempeño (KPI's) de los activos que forman parte de la operación: la utilización o el uso de eficiencia de activos. Este trabajo aplica criterios de simulación aplicado a sistemas mineros para resolver este problema. Un caso de estudio aplicativo es presentado para una mina a tajo abierto de considerables dimensiones y será resuelto utilizando el lenguaje de programación GPPS/H®, PROOF® y ARENA®.

## **ABSTRACT**

The water trucks in open pit mines are used for two principal reasons: the first, dust suppression in the mining roads and in the production faces of the shovels; and second, for mining road maintenance that indirectly increases the tires mean life and reduces the times that a component in the heavy and standard mine vehicles is replaced reducing in this way the maintenance cost of them. When a production plan increase and deeply mining pushbacks are mined, the cycle of production trucks is increase as much as the cycles of water trucks, which lead us wondering if the distribution plan of the actual trucks is the best alternative or if, in contrast, other refilling stations is needed in order to minimize and make the mine profitable. Moreover, an increase in the water trucks cycle and a deficient spatial distribution of water trucks carry out a reduction in the key performance indicators (KPI's) of the mine operation: Utilization and use of actives. This thesis applies the criteria of simulation applied to mining systems to solve the problem presented. An applicative case of study is developed for a large- scale open pit mine and the problem is solved by using GPPS/H®, ARENA® and PROOF for the animation.

## **PREFACIO**

Esta tesis fue desarrollada dentro del programa de becas ofrecido por la Compañía Freeport McMoRan en las pasantías de Operaciones Mina y Planeamiento Corto Plazo. El presente trabajo fue producto de los análisis preliminares dentro de la mina y posterior formulación matemática y de simulación para obtener una mejor zonificación de los camiones aljibes y como consecuencia conseguir mejores indicadores de mina. Durante la investigación literaria recalco la investigación de los catedráticos J-Q Li, P B Mirchandani and P F Knights que fueron el motivo de la investigación del estudio enfocándolo con la simulación. Durante mi investigación mis asesores Ing. José Corimanya Mauricio e Ing. Víctor Hernández estuvieron dando retroalimentación y consejos de los cuales me siento muy agradecido.

## ÍNDICE

	Pág.
CAPÍTULO I.....	1
INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Planteamiento del problema .....	2
1.2. Objetivos de estudio .....	3
1.2.1. Objetivo general .....	3
1.2.2. Objetivos específicos.....	4
1.3. Hipótesis del estudio.....	4
1.3.1. Hipótesis general.....	4
1.3.2. Hipótesis específicas.....	4
1.4. Límites del trabajo.....	4
1.5. Metodología de estudio.....	5
1.6. Contribución de la tesis.....	6
CAPÍTULO II.....	8
MARCO TEÓRICO .....	8
2.1. Fundamentos de minería superficial .....	8
2.2. Equipos mina y requerimientos de diseño.....	9
2.2.1. Palas eléctricas .....	11
2.2.1.1. Fase de excavación .....	11
2.2.1.2. Fase de giro.....	13
2.2.1.3. Fase de vaciado .....	13
2.2.1.4. Fase de retorno .....	14

2.2.2. Camiones de acarreo .....	15
2.2.3. Camiones regadores .....	28
2.2.3.1. Ciclo de camiones regadores.....	30
2.3. Indicadores de rendimiento.....	31
2.4. Estadística aplicada a minería .....	33
2.4.1. Definiciones estadísticas .....	34
2.4.2. Tipos de variables aleatorias .....	35
2.4.2.1. Variable aleatoria discreta.....	35
2.4.2.2. Variable aleatoria continua.....	35
2.4.3. Función de distribución y probabilidad.....	36
2.4.3.1. Función de distribución y probabilidad de variable aleatoria .....	36
2.4.3.2. Función de distribución y probabilidad de variable continua.....	36
2.4.4. Distribuciones de probabilidad.....	37
2.4.4.1. Distribución normal .....	37
2.4.5. Teorema del Límite Central .....	38
2.4.6. Simulación.....	39
2.4.7. Simulación GPSS/H®, PROOF® y ARENA® .....	40
CAPÍTULO III.....	43
LÍNEA BASE Y SIMULACIÓN DEL PROBLEMA .....	43
3.1. Levantamiento de información de línea base.....	43
3.2. Cálculo de indicadores de desempeño .....	44
3.2.1. Disponibilidad y utilización global .....	44
3.2.2. Disponibilidad y utilización de flota .....	45
3.3. Cálculo de rutas de regadío .....	47
3.4. Cálculo de distribuciones de tiempos internodal .....	53
3.5. Cálculo de tiempo de recarga .....	69

3.6. Cálculo de tiempo de regado e inyección de cañón en pala.....	71
3.7. Determinación de la función de distribución del tiempo regado en frentes de pala .....	72
3.8. Determinación de la función de agua utilizada por ciclo .....	74
3.9. Análisis de congestión de tráfico y flujo de camiones.....	77
CAPÍTULO IV .....	79
MODELO DE SIMULACIÓN .....	79
4.1. Descripción general del proceso .....	80
4.2. Simulación y animación preliminar de la simulación.....	80
4.3. Formulación del modelo de simulación .....	81
4.4. Validación .....	85
4.5. Mejor Elección de distribución de camiones y NBA.....	86
4.6. Propuesta de aplicación y criterios operativos .....	94
4.7. Resultados esperados del modelo de simulación .....	95
4.8 Resultados esperados de la flota de transporte .....	95
CAPÍTULO V .....	97
RESULTADOS .....	97
5.1. Análisis de resultados de utilización de cisternas.....	97
5.2. Análisis de resultados de agua utilizada .....	98
5.3 Análisis de costo de operación por metro cúbico de agua .....	98
CONCLUSIONES.....	100
RECOMENDACIONES.....	102
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	103
ANEXOS .....	105
Anexo N°1 .....	105
Anexo N°2 .....	105

Anexo N°3 .....	106
Anexo N°4 .....	111
Anexo N°5 .....	112

## ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1.1 Esquema de mina a tajo abierto con los puntos de recarga (Garzas).....	3
Figura 2.1 Proceso típico productivo de una mina a tajo abierto .....	9
Figura 2.2 Espacios requeridos en el diseño de minado de una mina a tajo abierto	10
Figura 2.3 Fase descriptiva de excavación de llenado de balde.....	12
Figura 2.4 Fuerzas de excavación de la pala eléctrica minera.....	12
Figura 2.5 Fuerzas de excavación netas de la pala eléctrica minera.....	13
Figura 2.6 Anchos mínimos de minado para carguío de ambos lados .....	15
Figura 2.7 Modelo del ciclo de acarreo típico en el sistema Dispatch.....	16
Figura 2.8 Distribución esquemática de costos de operación en minería superficial	17
Figura 2.9 Distribución de costos de operación de camión de acarreo en minas a superficie .....	17
Figura 2.10 . Distribución esquemática de las cuatro capas de material en vías de acarreo.....	20
Figura 2.11 Distribución esquemática de las cuatro capas de material en vías de acarreo.....	20
Figura 2.12 Resistencia a la rodadura entre la rueda y la superficie de acarreo.....	21
Figura 2.13 Medición de penetración de ruedas en vía con alta resistencia a la rodadura .....	22
Figura 2.14 Diseño de altura de berma $\frac{3}{4}$ de llanta más alta .....	23

Figura 2.15 Diseño de ancho de vía con espaciamiento a los lados sin incluir bermas y drenajes .....	24
Figura 2.16 Diseño de ancho de vías inclinado hacia talud .....	25
Figura 2.17 Diseño de ancho de vías inclinado hacia berma .....	25
Figura 2.18 Diseño de ancho de vías tipo cumbre .....	26
Figura 2.19 Diseño de ancho mínimo de curva horizontal .....	27
Figura 2.20 Estimación de superelevación cuando el coeficiente lateral es cero.....	28
Figura 2.21 Regado intermitente en vías de acarreo .....	29
Figura 2.22 Aspersores en la parte inferior trasera y cañón de agua en la parte superior delantera del camión regador .....	29
Figura 2.23 Esquematación del ciclo de camiones aljibes .....	30
Figura 2.24 Categorización de los tiempos para gestión de KPI's .....	32
Figura 2.25 Disponibilidad y utilización de palas .....	33
Figura 2.26 Distribución de probabilidad acumulada de variable aleatoria discreta	35
Figura 2.27 Distribución de probabilidad acumulada de variable aleatoria continua	36
Figura 2.28 Función de densidad de probabilidad de una variable aleatoria normal con media $\mu$ y varianza $\sigma^2$ .....	38
Figura 2.29 Fases de un proyecto de simulación .....	40
Figura 2.30 Animación de una mina a tajo abierto .....	42
Figura 3.1 Performance de Utilización y disponibilidad de la flota .....	44
Figura 3.2 Porcentaje promedio de categorías de estado de equipos .....	45
Figura 3.3 Performance de utilización y disponibilidad de camiones aljibes .....	45
Figura 3.4 Pareto de distribución porcentual de estados de reserva, demoras y detenciones operacionales .....	47
Figura 3.5 Esquema de las rutas de los puntos de recarga a las fases de minado .	48

Figura 3.6 Factores contribuyentes para la zonificación de garzas .....	48
Figura 3.7 Secuencia y criterios operativos para zonificación .....	49
Figura 3.8 Rutas disponibles para punto de recarga depósito 10.....	50
Figura 3.9 Rutas disponibles para punto de recarga Santa Rosa.....	50
Figura 3.10 Rutas disponibles para punto de recarga Tinajones .....	51
Figura 3.11 Descripción de Curva con intervalos paramétricos iguales .....	51
Figura 3.12 Determinación de las distancias internodales de las rutas .....	53
Figura 3.13 Simulación Montecarlo para la ruta 1 .....	55
Figura 3.14 Simulación Montecarlo para la ruta 2 .....	55
Figura 3.15 Simulación Montecarlo para la ruta 3 .....	56
Figura 3.16 Simulación Montecarlo para la ruta 4 .....	56
Figura 3.17 Simulación Montecarlo para la ruta 5 .....	57
Figura 3.18 Simulación Montecarlo para la ruta 6 .....	57
Figura 3.19 Simulación Montecarlo para la ruta 7 .....	58
Figura 3.20 Simulación Montecarlo para la ruta 8 .....	58
Figura 3.21 Simulación Montecarlo para la ruta 9 .....	59
Figura 3.22 Simulación Montecarlo para la ruta 10.....	59
Figura 3.23 Simulación Montecarlo para la ruta 11 .....	60
Figura 3.24 Simulación Montecarlo para la ruta 12.....	60
Figura 3.25 Simulación Montecarlo para la ruta 13.....	61
Figura 3.26 Simulación Montecarlo para la ruta 14.....	61
Figura 3.27 Simulación Montecarlo para la ruta 15.....	62
Figura 3.28 Simulación Montecarlo para la ruta 16.....	62
Figura 3.29 Simulación Montecarlo para la ruta 17 .....	63

Figura 3.30 Simulación Montecarlo para la ruta 18 .....	63
Figura 3.31 Simulación Montecarlo para la ruta 19 .....	64
Figura 3.32 Simulación Montecarlo para la ruta 20 .....	64
Figura 3.33 Simulación Montecarlo para la ruta 21 .....	65
Figura 3.34 Simulación Montecarlo para la ruta 22 .....	65
Figura 3.35 Simulación Montecarlo para la ruta 23 .....	66
Figura 3.36 Simulación Montecarlo para la ruta 24 .....	66
Figura 3.37 Simulación Montecarlo para la ruta 25 .....	67
Figura 3.38 Simulación Montecarlo para la ruta 26 .....	67
Figura 3.39 Simulación Montecarlo para la ruta 27 .....	68
Figura 3.40 Simulación Montecarlo para la ruta 28 .....	68
Figura 3.41 Determinación de las distancias internodales de las rutas .....	69
Figura 3.42 Esquema de flujos de potencia entregada de bombas y conexiones a mina.....	70
Figura 3.43 Tiempos aleatorios entre puntos nodales .....	73
Figura 3.44 Esquema de resultados de aplicación de ecuación de función de agua por ciclo.....	75
Figura 3.45 Distancia cubierta de regado vs uso de capacidad de tanque .....	76
Figura 3.46 Esquema de plan diario y necesidades estimadas de número de camiones por pala.....	78
Figura 4.1 Formulación del modelo conceptual del sistema de regadío de una mina a tajo abierto.....	82
Figura 4.2 Screenshot de la primera simulación y animación de la mina .....	83
Figura 4.3 Screenshot de asignación de paths y funciones de distribución de puntos internodales.....	84

Figura 4.4 Reporte mensual de consumo de agua, fuente: Operaciones Mina, Pit Dewatering .....	85
Figura 4.5 Resultados de la simulación de ruta CV5 y CV6 para las 25 combinaciones .....	88
Figura 4.6 Opciones de asignación de camiones de la ruta 1 – CV5.....	90
Figura 4.7 Opciones de Asignación de Camiones de la ruta 2 – CV6.....	91
Figura 4.8 Resultados de la simulación de rutas de regadío de camiones aljibes ...	93
Figura 5.1 Resultados de Utilización y Disponibilidad de la Flota.....	97
Figura 5.2 Reporte mensual de consumo de agua.....	98
Figura 5.3 Indicador de costo por metro cubico de agua movida.....	99

## ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 2.1 Descripción de requerimientos generales .....	10
Tabla 2.2 Data general para el modelo de costo MMS .....	18
Tabla 2.3 Descripción de resistencia de rodadura para camiones con neumáticos radials.....	21
Tabla 3.1 Equipos de Regadío.....	44
Tabla 3.2 Combinaciones de Ruta con destinos finales.....	49
Tabla 3.3 Resumen de cálculo de longitudes de rutas disponibles .....	53
Tabla 3.4 Resumen de cálculo de longitudes de velocidades .....	54
Tabla 3.5 Data de tiempos de recarga por capacidad y estación de servicio .....	71
Tabla 3.6 Resumen de flujos de salida de aspersores.....	71
Tabla 4.1 Resultados y comparación de simulación vs Real, cantidad de agua usada .....	86
Tabla 4.2 Resultados de la simulación de las rutas de regadío y frentes de pala....	92
Tabla 4.3 Zonificación de cisternas en las rutas de acarrero propuesto.....	95
Tabla 4.4 Resultado esperados de la simulación de las rutas de regadío.....	95
Tabla 5.1 Reporte mensual de consumo de agua.....	99

## **CAPÍTULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

Es conocido que la industria minera es una de las industrias más desafiantes en el planeta, no solo debido a los desafíos geológicos, geográficos y de inversión de capital, sino también que durante el proceso productivo el precio de los metales y su volatilidad periódica hacen que la operación requiera incrementar su productividad y mejorar su política de gestión de costos para alcanzar los requisitos planteados en el plan minero de largo plazo y sean concretados en el plan de corto plazo con las variaciones operativas necesarias propias de la operación.

Sin importar el método de explotación o la complejidad de la mina, la simulación de sistemas de eventos discretos puede ser aplicada para analizar y estudiar la operación tanto en la fase de planeamiento, así como también en el planeamiento corto plazo como oportunidad de mejora continua que permita contrarrestar la variabilidad de los precios de los commodities y por lo tanto, incrementar la productividad.

La simulación minera o análisis de sistemas mineros ha sido desarrollado durante décadas como una herramienta flexible de análisis para evaluar el plan minero tanto en el diseño de corto, mediano y largo plazo, así como también en la selección de equipos. La simulación minera es un análisis de tipo “*What if?*” ya que permite evaluar la solución más viable dentro de un rango de posibilidades y escenarios para

poder tomar una decisión que permita la mejora continua, reduciendo el riesgo de falla de los planes mineros o proyectos.

Este trabajo de investigación fue desarrollado para aplicar la simulación de sistemas de eventos discretos al sistema de regadío en una mina a tajo abierto. GPSS/H®, ARENA® y PROOF® animation software son usados para modelar los sistemas en este trabajo.

De otro lado, en este capítulo presenta las posibilidades de aplicación de la simulación en sistemas mineros, algunas apreciaciones importantes de la evolución de la simulación, objetivos, los límites del trabajo, la metodología y la contribución de la tesis.

### **1.1. Planteamiento del problema**

La tesis se basa en el análisis del proceso de regadío en una mina a tajo abierto con camiones CAT-789 y CAT-777 con diferentes tipos de capacidades volumétricas (20000 Gal, 35000 Gal, 42000 Gal y 44000 Gal) y en donde existe tres puntos de recarga de agua (Garzas) en distintos puntos de la mina. La mina cuenta con tres "Pits" y diferentes fases de producción. La no planificación en la distribución de los camiones de regadío ocasiona que exista colas en los puntos de recarga y por ende el intervalo de regado se incrementa ocasionando el incremento de material particulado en el aire y el overwatering en zonas comunes de la mina.

Se ha observado; que existe en las rutas principales de acarreo y en los frentes de pala un aumento de material particulado que, si bien no sobrepasa los "ppm" permitidos, dificulta la visibilidad de los operadores de los vehículos pesados y livianos; siendo necesario mitigar el material particulado que se presenta en las rutas

de acarreo y los frentes de minado de las palas. Por otro lado; debido a que el agua es un recurso escaso; 12,500 metros cúbicos máximo por día; este debe ser usado de manera razonable y no debe limitar la capacidad de otras fases productivas o sobregar las vías (overwatering) con el fin de evitar incidentes y mantener las vías de acarreo en buen estado reduciendo así los costos indirectos de llantas y repuestos de equipos. En la Figura 1.1, se puede visualizar el esquema de mina a tajo abierto con los puntos de recarga (Garzas) indicados.

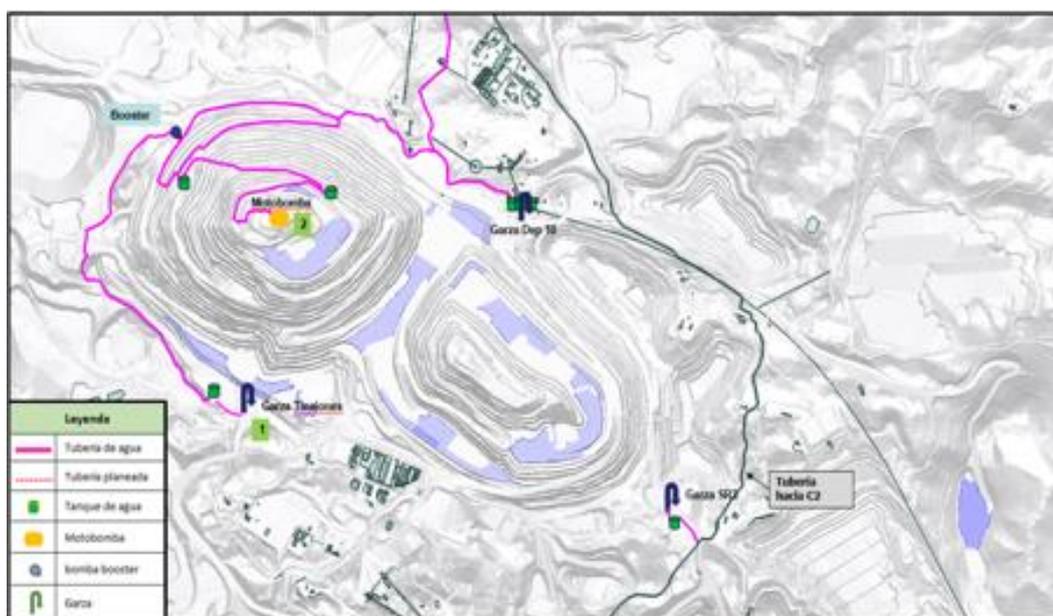


Figura 1.1 Esquema de mina a tajo abierto con los puntos de recarga (Garzas)  
Fuente: elaboración propia

## 1.2. Objetivos de estudio

El modelo de simulación y animación del presente trabajo intenta resolver las siguientes sentencias.

### 1.2.1. Objetivo general

Incrementar la utilización de los camiones aljibes mediante el mejoramiento en la zonificación de rutas de regadío y localización de puntos de recarga.

### **1.2.2. Objetivos específicos**

- 1) Zonificar la flota de camiones aljibes para obtener un mejor desempeño en el control de vías y frentes de minado para mitigar el material particulado.
- 2) Obtener una mejor asignación de camiones según prioridad de minado y plan de producción para incrementar la utilización.
- 3) Maximizar el uso razonable del agua para el regadío de frentes de minado y rutas de acarreo.

### **1.3. Hipótesis del estudio**

#### **1.3.1. Hipótesis general**

Una correcta planificación y distribución de camiones regadores aumenta su disponibilidad (uso de activos) e incrementa el uso eficiente del agua en el proceso productivo.

#### **1.3.2. Hipótesis específicas**

1. La zonificación de los camiones aljibes reduce el material particulado suspendido en el aire en las vías de acarreo y palas.
2. La zonificación de los camiones aljibes incrementa los estados operativos de los equipos.
3. Una mejor distribución de camiones aljibes producirá un mayor uso del agua ( $m^3$ ) con menos recursos y un menor costo por tonelada movida de agua.

### **1.4. Límites del trabajo**

El presente trabajo está centrado en la simulación y validación de las rutas de regadío de los camiones aljibes en el ámbito del planeamiento de corto plazo. El modelo

captura la interacción con las palas y camiones, el modelo de tiempo de demoras, reservas y tiempo de mantenimiento programados. Las interacciones de los vehículos en las vías no son consideradas, como por ejemplo las señales de PARE no son simulados.

Los criterios y los algoritmos pueden ser replicados o modificados según los criterios y datos de la operación en mina logrando de esta manera replicar la metodología para cualquier escenario.

### **1.5. Metodología de estudio**

Para alcanzar los objetivos del presente trabajo se requiere analizar los siguientes puntos, para los cuales se usaron Microsoft Excel Profesional, Minesight3D y Structured Query Language; la data analizada descrita en los siguiente puntos comprende data real de mina de las bases de datos del sistema de control de Flota Dispatch 2018 y 2019 así como las bases de datos topográficos del departamento de planeamiento corto plazo de los mismo años.

Proceso:

1. Analizar la base de datos de despacho (Dispatch Software) en donde se incluye la data del desglose de los tiempos de los camiones aljibes como tiempo de recarga, tiempo cargado, tiempo vacío, tiempo de regado de frente de pala, punto de recarga y tiempo de demora, reserva o mantenimiento.  
[Data base Year 2018 - 2019 – Modular Dispatch System]
2. La data de Dispatch es analizada y los *outliers* son eliminados, se construyen histogramas y distribuciones en donde los parámetros estadísticos son hallados y calculados.

3. Los flujos de salida de los aspersores y el inyector de agua son calculados con las especificaciones del fabricante y validados con la toma de datos de un camión aljibe en reposo con los aspersores abiertos simulando un regadío normal.
4. La data topográfica de corto plazo es analizada en donde se encuentra las líneas topográficas y las vías de acarreo, se calculan la longitud y pendientes de las vías de acarreo desde el punto de las estaciones de recarga a los frentes de pala.
5. Se define una ratio de Tonelada movida por metro cubico de agua consumida, pues la distribución de cisternas de mina estará relacionada con la cantidad de material movido por pala, es decir la zonificación tendrá como foco principal la producción programada de cada pala, además se tiene al agua como limitante en el proceso.
6. La simulación iniciará una vez los parámetros sean indicados y validados (validación del modelo), posterior, se analizará los resultados de los KPI's con las posibles permutaciones de camiones en los distintos puntos de recarga.

Se procede a elegir la mejor opción disponible y se discute los resultados.

### **1.6. Contribución de la tesis**

Pocos trabajos se han realizado para estimar la necesidad de camiones regadores en el plan minero; poco análisis se ha hecho en relación con si se debe invertir en compra de camiones extra o si por el contrario la solución es ubicar una estación de recarga extra. Existen algoritmos exactos dentro de la investigación de operaciones que tratan de resolver este problema, pero ninguno se aplica de manera rápida y sencilla para la representación de un plan minero a corto plazo. Este trabajo intenta

resolver de manera sistemática la problemática en torno a los camiones regadores mediante la simulación.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

El objetivo del presente capítulo es la revisión de la literatura necesaria para poder abordar la tesis.

#### **2.1. Fundamentos de minería superficial**

El método de explotación de mina a tajo abierto es el resultado de un análisis económico que permita obtener ganancias y que permita cubrir todos los costos y gastos incluidos en el proceso de minado a cielo abierto o tajo abierto: perforación, voladura, carguío, acarreo y proceso de mineral (Planta o Lixiviación) [1].

El minado a tajo abierto envuelve un movimiento mayor de material (Desmante o Mineral) en comparación con métodos tradicionales de minado subterráneo, en la Figura 2.1 se presenta de una manera gráfica el proceso.

El movimiento de desmante y material de desbroce es pagado por la venta del mineral que es el precio del metal en el mercado internacional; de esta manera el minado es gobernado por un balance de ganancias y costos, para el cálculo de este valor, se emplea la Ecuación 2.1, que se presenta a continuación:

$$\text{Ganancias} = (\text{Mat.Vendido})(\text{Precio Mat.Vendido} - \text{Costo Mat.Vendido}) \quad (2.1)$$



Figura 2.1 Proceso típico productivo de una mina a tajo abierto  
Fuente: elaboración propia

De la expresión anterior el negocio minero será rentable siempre y cuando las ganancias sean mayores a cero y el margen de ganancia sea mayor o igual al porcentaje de ganancia cuando se tomó el costo de oportunidad de inversión.

## 2.2. Equipos mina y requerimientos de diseño

En minería superficial existe una gran cantidad de equipos que colaboran al proceso productivo, estos se pueden dividir en equipos principales y equipos auxiliares. La adquisición de los equipos mina depende del plan de largo plazo que estimó la producción anual y por ende los requerimientos de equipos principales y una estimación gruesa para equipos auxiliares. El modelo de los equipos (dimensiones y capacidad) dependerá también del diseño de mina; la capacidad y las dimensiones de los equipos están limitados por los anchos y alturas mínimas para garantizar un

minado seguro. En la Figura 2.2, se puede observar los requerimientos generales de espacio en un diseño de minado a tajo abierto, estos pueden variar según la dimensión de los equipos.

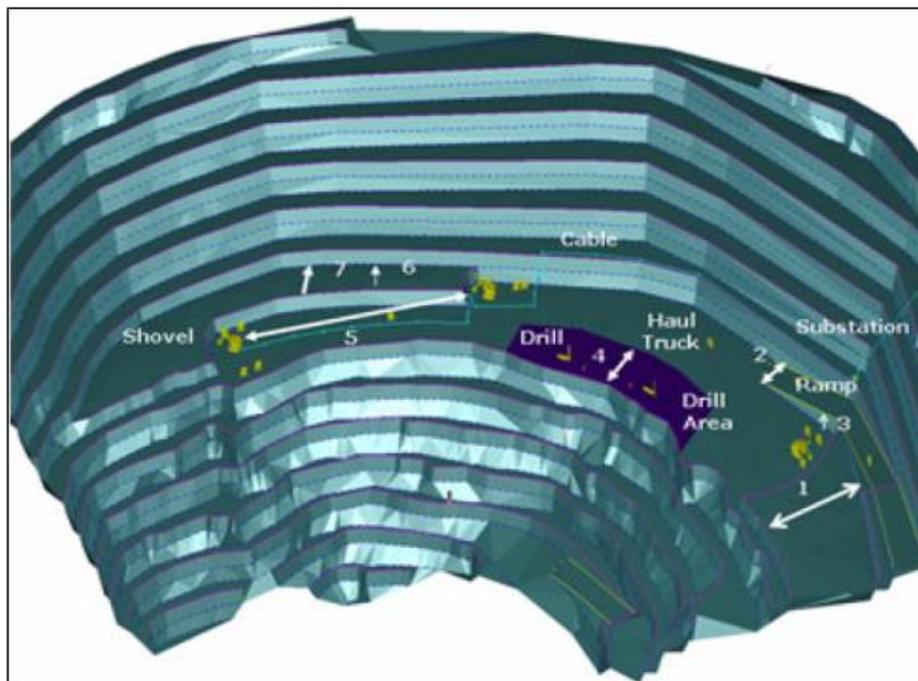


Figura 2.2 Espacios requeridos en el diseño de minado de una mina a tajo abierto  
Fuente: Surface Mine Planning Standards Manual, FMI [2]

Además, en la Tabla 2.1, se presenta los requerimientos generales en el diseño de minado:

Tabla 2.1 Descripción de requerimientos generales

Requerimiento general	Medida
Ancho de minado de la fase	80 m (mínimo)
Pendiente de rampa	40 m (mínimo)
Pendiente de rampa	10% (máximo)
Ancho de área de perforación	60 m (mínimo)
Distancia entre pala en producción	100 m (mínimo)
Ancho de banco	15 m
Ancho de banqueteta	Varía con el ángulo de talud

Fuente: Surface Mine Planning Standards Manual, FMI [2]

Los equipos principales se pueden dividir en [3]:

1. Palas Eléctricas o Hidráulicas.
2. Camiones de Acarreo.
3. Perforadoras.

Adicionalmente, los equipos auxiliares se pueden dividir en:

1. Cargadores Frontales.
2. Camiones Aljibes o Regadores.
3. Tractores de Rueda.
4. Tractores de Oruga.
5. Motoniveladoras.
6. Excavadoras.
7. Camiones Fábrica de agentes de explosivos.

### **2.2.1. Palas eléctricas**

Las palas eléctricas o hidráulicas son aquellas que cumplen la función de carguío en el proceso productivo de minado, esta se logra en coordinación de tres movimientos: levante, empuje y giro. De esta manera se logra el ciclo de excavación:

1. Fase de excavación.
2. Fase de giro.
3. fase de vaciado.
4. Fase de retorno.

#### **2.2.1.1. Fase de excavación**

Esta porción del ciclo de excavación involucra empujar el balde en el banco, levantarlo para llenarlo y recogerlo desde el banco. Es esencial mantener el equilibrio

apropiado de los movimientos de empuje y levante para una excavación eficaz y productiva. En la Figura 2.3, se muestra la fase descriptiva de excavación de llenado de balde.

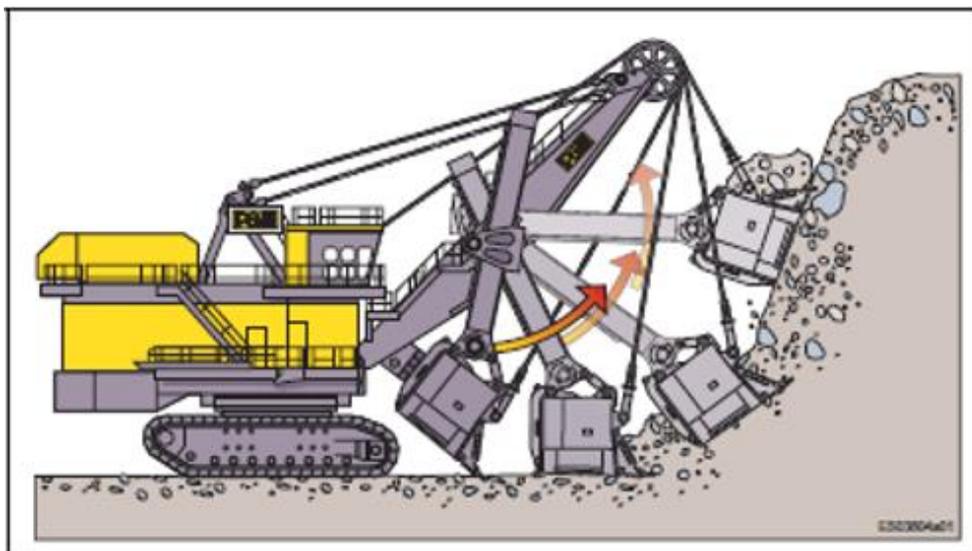


Figura 2.3 Fase descriptiva de excavación de llenado de balde  
Fuente: Manual del operador pala 4100 XPC ES41188 - Peak Services [4]

La pala eléctrica genera las fuerzas de excavación a través del mecanismo de levante (Tracción del aro o cable) y el mecanismo de empuje (fuerza de empuje/levante), como se muestra en La Figura 2.4.

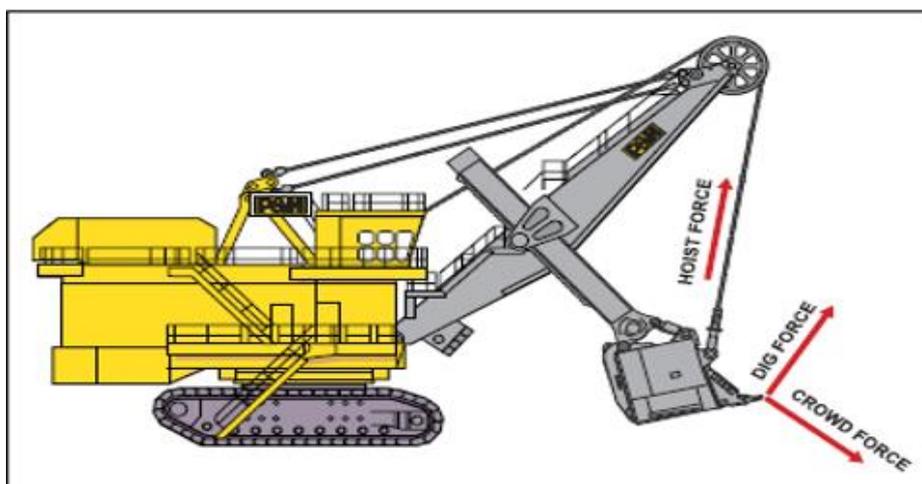


Figura 2.4 Fuerzas de excavación de la pala eléctrica minera  
Fuente: Manual del operador pala 4100 XPC ES41188 - Peak Services [4]

Los componentes del mecanismo de levante y empuje se combinan durante la fase de excavación, para producir la fuerza de excavación neta necesaria para penetrar el banco y llenar el balde. A medida que el balde se desplaza hacia arriba en el banco, las palas eléctricas modernas con plumas de longitud y geometría optimizada soportaran altas fuerzas de excavación durante la fase de excavación. Por último, en la Figura 2.5, se puede ver las fuerzas de excavación neta de la pala:

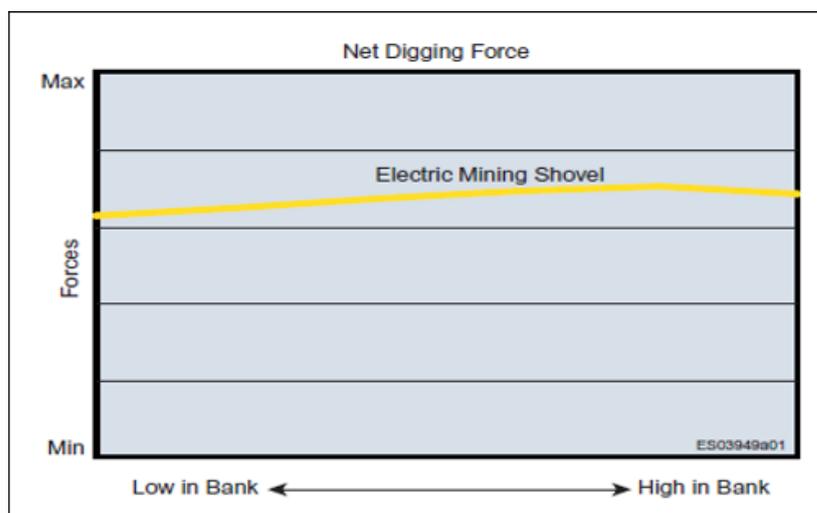


Figura 2.5 Fuerzas de excavación netas de la pala eléctrica minera  
Fuente: Manual del operador pala 4100 XPC ES41188 - Peak Services [4]

### 2.2.1.2. Fase de giro

Esta fase comienza cuando el balde se aleja desde el banco vertical y horizontalmente. El operador controla la posición del balde a través de una trayectoria de giro y una altura de vaciado planificadas, hasta que el balde se posiciona sobre el camión.

### 2.2.1.3. Fase de vaciado

Esta fase comienza antes que el balde cargado pase sobre el extremo del camión termina cuando el movimiento de giro se detiene e invierte la dirección para regresar el balde al banco. Durante la fase de vaciado, el operador manda a apertura la tapa

del balde para vaciar la carga mientras controla la altura de descarga para evitar lesionar al personal de la mina y dañar la cama del camión, especialmente durante la primera descarga.

#### 2.2.1.4. Fase de retorno

Esta fase incluye girar de vuelta al banco y bajar el balde a la posición de ataque para cerrar su tapa.

Las palas eléctricas pueden cumplir la función de carguío dependiendo de los anchos de minado de la fase productiva, pudiendo efectuar el carguío por ambos lados de pala (Double Sided Loading) o por un lado de la pala (Single Sided Loading), los requerimientos de mínimos de ancho de minado dependerán de estos dos tipos y los cuales tienen que ver por lo general con el radio de giro del camión más grande.

El cálculo del ancho mínimo requerido se calcula con la Ecuación 2.2 e la siguiente manera:

$$\text{Minimum required width area} = \begin{cases} (TCT)x2, & \text{si es ambos lados} \\ (TCT)x1, & \text{si es por un lado} \end{cases} \quad (2.2)$$

Donde:

TCT: Turning Circle for Truck, el mínimo diámetro para girar el camión

El diámetro mínimo de giro se puede calcular siguiendo los siguientes parámetros,

Ecuación 2.3:

$$TCT: \text{Dumping Radius} + \frac{1}{2} \text{Width truck} + \text{rear end radius} + \text{clearance} \quad (2.3)$$

Donde:

Dumping Radias: distancia del centro de giro de pala a la posición de descarga.

Width Truck: Ancho de camión más grande.

Rear end Radius: Distancia de centro de giro de pala al final de contrapeso.

Clearance: Distancia de seguridad entre el pie o creta de talud al camión.

En la Figura 2.6, se puede identificar los anchos mínimos para carguío de ambos lados.

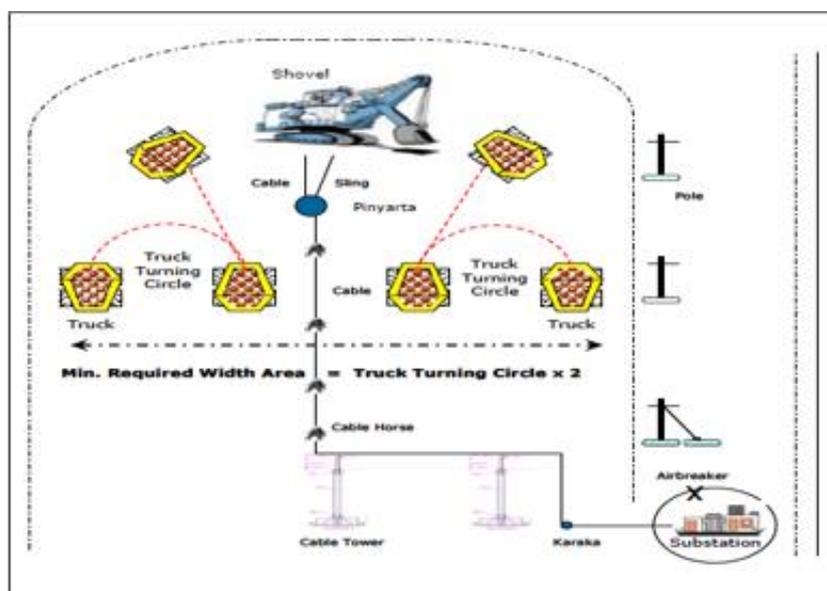


Figura 2.6 Anchos mínimos de minado para carguío de ambos lados  
Fuente: Surface Mine Planning Standards Manual, FMI [2]

### 2.2.2. Camiones de acarreo

Los camiones de acarreo cumplen la función de transporte de material a su destino final de acuerdo con las características del material (estéril o mineral). El destino de material es controlado y administrado por el área de Despacho. El ciclo del camión está conformado por la suma del tiempo de cuadro ( $T_s$ ), el tiempo de carga ( $T_c$ ), el tiempo de traslado de ida ( $T_i$ ), el tiempo de descarga ( $T_d$ ) y el tiempo de retorno ( $T_r$ ); esto sin considerar los tiempos de demora o reserva que pueden existir en la operación, el modelo de ciclo de Acarreo se puede ver en la Figura 2.7:

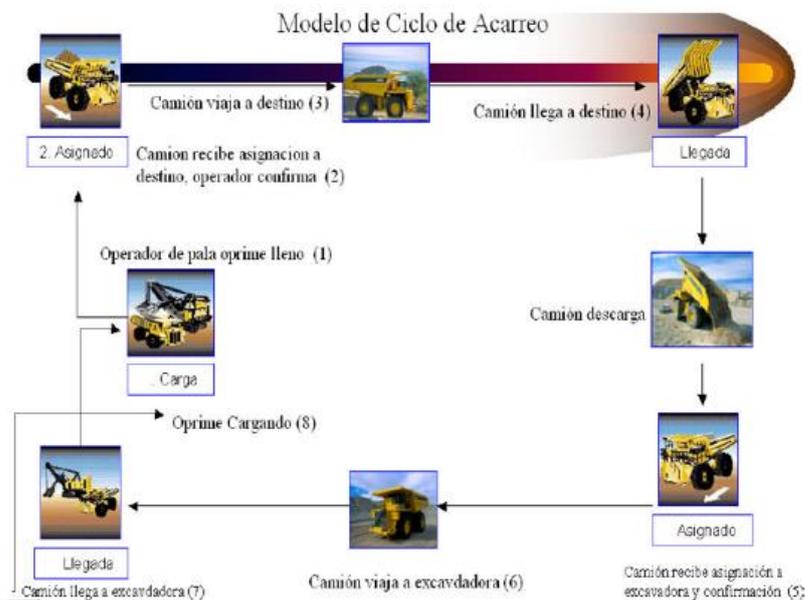


Figura 2.7 Modelo del ciclo de acarreo típico en el sistema Dispatch  
Fuente: Manual del operador pala 4100 XPC ES41188 - Peak Services [4]

Además, para calcular el Ciclo de Acarreo se emplea la Ecuación 2.4:

$$\text{Ciclo de Acarreo} = T_s + T_c + T_i + T_d + T_r \quad (2.4)$$

Donde:

$T_s$ : tiempo de cuadro.

$T_c$ : tiempo de carga.

$T_i$ : tiempo de traslado de ida.

$T_d$ : tiempo de descarga.

$T_r$ : tiempo de retorno.

El proceso de acarreo es uno de los procesos más críticos y en los que más oportunidades de ahorro se pueden encontrar; desde el mantenimiento de rutas de acarreo, regado y diseño de estos. El costo de acarreo puede ser cuantificado por arriba del 50% del costo total de operación (RJ Thompson) tal y cual se muestra en la Figura 2.8 [5].

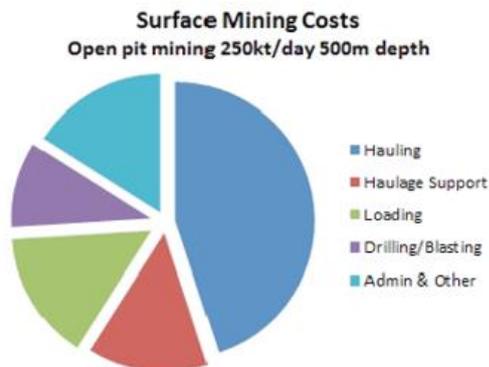


Figura 2.8 Distribución esquemática de costos de operación en minería superficial  
Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. Thompson, R.J. [5]

R. J. Thompson en su libro Mining Roads y en el análisis de la estrategia MMS (del inglés Maintenance Management system) describe que el costo operativo contiene relación con el costo de la operación del camión (por sí mismo) y la variación de la resistencia a la rodadura del sistema de vías. De este modo el incremento de la resistencia a la rodadura trae consigo un incremento en el consumo de petróleo, reparación de los componentes de del camión, uso y reemplazo de llantas. El costo de operación se puede visualizar en la Figura 2.9 [5]:

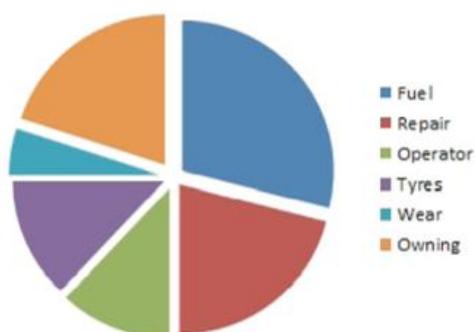


Figura 2.9 Distribución de costos de operación de camión de acarreo en minas a superficie

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. Thompson, R.J. [5]

Es claro concluir que un sistema de mantenimiento de vías y análisis de causa raíz de eventos trae como consecuencia un decremento en los costos variables correspondiente a los camiones: Reparaciones, llantas y consumo de combustible;

mientras los costos fijos asociados: principalmente de *manpower* se mantienen invariables. Dado que la resistencia a la rodadura es una variable controlable y desencadenante de los costos; Thompson propone [5]:

1. Mejorar diseños y geometría de vías (Ángulos de rampa y diseño de pendientes de curvatura)
2. Implementar un estándar de construcción de vías que tome en consideración por lo menos 3 capas de cubierta
3. Compactación; gravillado, nivelado y recubierta de las vías como mantenimiento preventivo y reactivo
4. Regado de vías de acarreo (watering)

Thompson sugiere los parámetros de la Tabla 2.2 como datos de entrada para el modelo de costo de mejora:

Tabla 2.2 Data general para el modelo de costo MMS

<b>MMS Model: Generic Data for all haul road segments</b>	
Truck GVM (t)	324
Truck UVM (t)	147
Drive type	1
Replacement cost (Rm)	19
Average age (khrs)	40
Grader fleet	6
Grading hours/day	19
Grader Op Cost (R/hr)	370
Water car fleet	3
Watering hours/day	19
Water car op cost (R/hr)	510
Tyre cost (R)	204000
Fuel Cost (R/l)	6,26

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. Thompson, R.J. [5]

La actual tesis tiene por como uno de los propósitos mejorar mediante la simulación todos los costos relacionados al uso del agua por los camiones aljibes:

Water Car Fleet: Flota de Camiones operativos.

Watering Hours: Horas de regado.

Water Car Op. Cost: Costos operativos de los camiones.

El diseño de las rutas de acarreo y acceso de vías es importante en el proceso. El diseño consiste en determinar los parámetros de la vía de acarreo:

1. Pendiente.
2. Distribución de Tráfico.
3. Patrones de Tráfico.
4. Curvas/Superelevaciones.
5. Intersecciones.
6. Caminos serpenteantes.

Por otro lado, se debe considerar algunos factores que afecten el diseño de las vías de acarreo como:

1. Equipo que utilizará en las vías.
2. Condiciones climáticas.
3. Condiciones de seguridad.
4. Material disponible.
5. Equipo de construcción disponible.
6. Vida útil del camino.

Dentro de las consideraciones de acarreo se debe realizar una buena gestión de construcción de las vías para evitar deformaciones plásticas como en la Figura 2.10, en las vías que puedan incurrir en el aumento a la resistencia a la rodadura de los camiones.

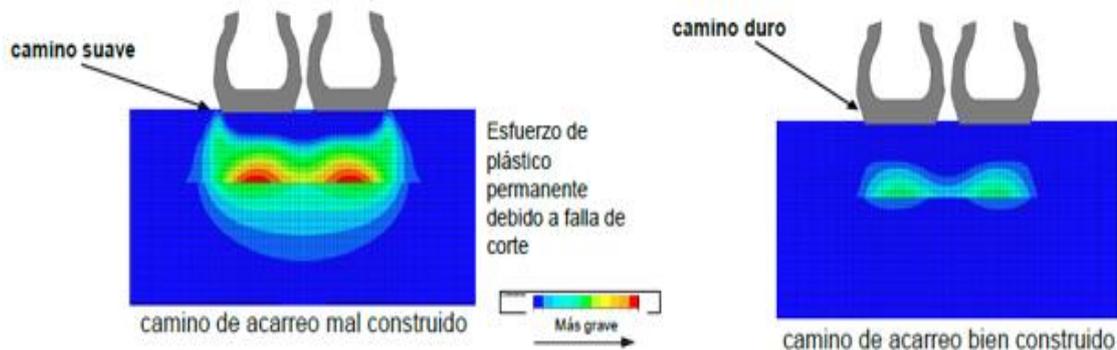


Figura 2.10 . Distribución esquemática de las cuatro capas de material en vías de acarreo

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

Para esto se debe tener en consideración las cuatro capas elementales que debe tener toda vía de acarreo. En La figura 2.11 se puede identificar cada una de estas.

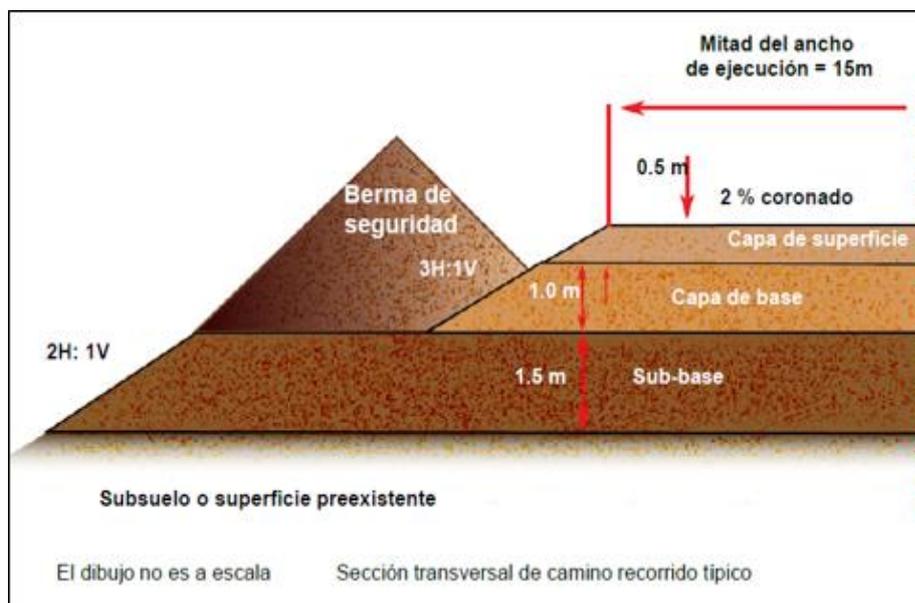


Figura 2.11 Distribución esquemática de las cuatro capas de material en vías de acarreo

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

Las capas elementales son [6]:

1. Subsuelo o Sub-grade (Material Insitu o roca madre).

2. Sub-base (Provee una base para posteriores compactaciones).
3. Capa de base (Protección de material suave de la Sub-base).
4. Capa de superficie (Usualmente mixtura de grava).

Una vía de acarreo suave tiene una deficiencia en el diseño; por lo general por no usar una capa de superficie correcta ya que esta controla la performance de productividad y seguridad. Cuando se hace mantenimiento de vías se trabaja en la capa superficial y se corrige las deficiencias en esta lo cual contribuye directamente en la reducción a la resistencia a la rodadura que es el esfuerzo de tracción necesario para superar el efecto de retardo entre el neumático y el suelo, en la Figura 2.12 se evidencia la resistencia de la rodadura.

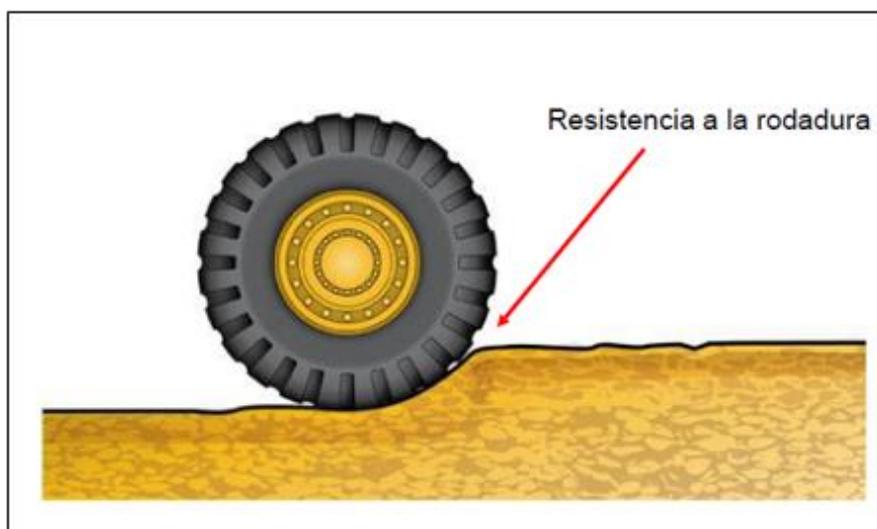


Figura 2.12 Resistencia a la rodadura entre la rueda y la superficie de acarreo  
Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

La resistencia a la rodadura se supera con la potencia que ejerce la máquina para sacar el neumático hacia arriba y fuera de su propio surco y se expresa en porcentaje, se presenta en la Tabla 2.3:

Tabla 2.3 Descripción de resistencia de rodadura para camiones con neumáticos radials

Camino	Porcentaje
De acarreo duro, bien mantenido, permanente	1.5 %
Bien mantenido con poca flexión	3 %
Con una penetración de neumático de 1 pulgada	4 %
Con una penetración de neumático de 2 pulgadas	5 %
Con una penetración de neumático de 4 pulgadas	8 %
Con una penetración de neumático de 8 pulgadas	14 %

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R. J. [5]

El impacto de la resistencia a la rodadura podría expresarse como un 5% de aumento en esta podría traducirse en un 10% de reducción de la producción y un 35% de aumento en los costos de producción. Puesto que se produce una quema excesiva de combustible, los neumáticos y los componentes de los camiones tienen menos vida útil. En la Figura 2.13, se muestra un ejemplo de medición.



Figura 2.13 Medición de penetración de ruedas en vía con alta resistencia a la rodadura

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

La berma convencional está conformada por material no consolidado, homogéneo que se obtiene de material estéril o de la construcción del camino.

1. De forma triangular o trapezoidal.
2. Redirigir vs afectar y desviar la máquina.
3. Reduce la posibilidad de daños a la máquina si se golpea.
4. La erosión puede causar dificultades de mantenimiento.

La altura mínima de la berma es  $\frac{3}{4}$  partes de la llanta más grande, para el cálculo se emplea la fórmula de la Ecuación 2.5:

$$A = \frac{3}{4}(L) \quad (2.5)$$

Donde:

A: Altura mínima de la berma

L: Altura de la llanta más grande.

En la Figura 2.14, se representa de manera gráfica el diseño de la Altura de Berna.



Figura 2.14 Diseño de altura de berma  $\frac{3}{4}$  de llanta más alta  
 Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

Generalmente las minas de tajo abierto poseen vías de doble carril para el traslado de material. El ancho de doble carril (*double way*) debe tener un ancho mínimo de 3 veces el ancho del camión más grande, como se representa en la Ecuación 2.6:

$$A = 3(Ac) \quad (2.6)$$

Donde:

A: Ancho mínimo de vía doble

Ac: Ancho del camión más grande

En la Figura 2.15, se muestra un diseño de vía con espaciamento a los lados.



Figura 2.15 Diseño de ancho de vía con espaciamento a los lados sin incluir bermas y drenajes

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

El diseño de las vías se puede clasificar como sigue:

1. Inclinado hacia el Talud (Input & Output)
2. Inclinado hacia la Berma (Input & Output)
3. Tipo cumbre

El diseño de vías puede incluir cunetas (Ditches), surcos y/o bermas de amortiguamiento de material. La pendiente de rampa suele recomendarse entre 8 a 10%.

a. Inclinado Hacia Talud (Input & Output). Ver Figura 2.16.

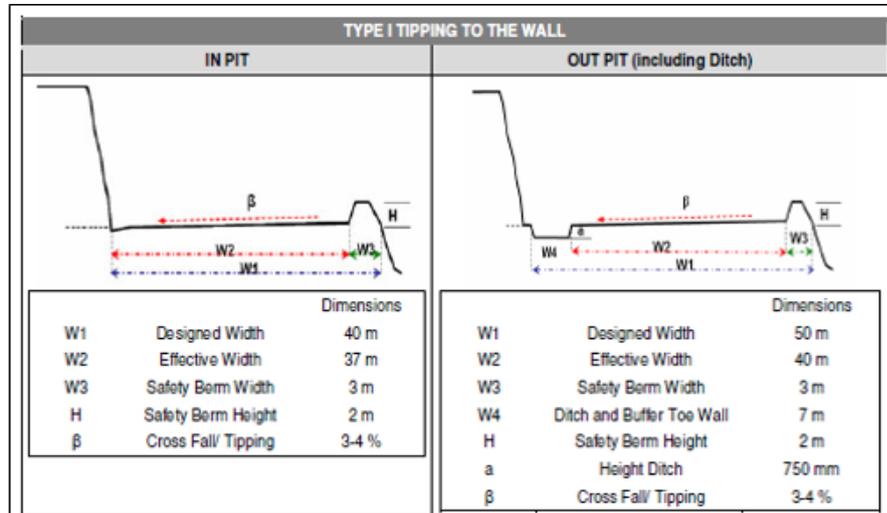


Figura 2.16 Diseño de ancho de vías inclinado hacia talud  
Fuente: Surface Mine Planning Standards Manual, FMI [2]

b. Inclinado Hacia Berma (Input & Output). Ver Figura 2.17

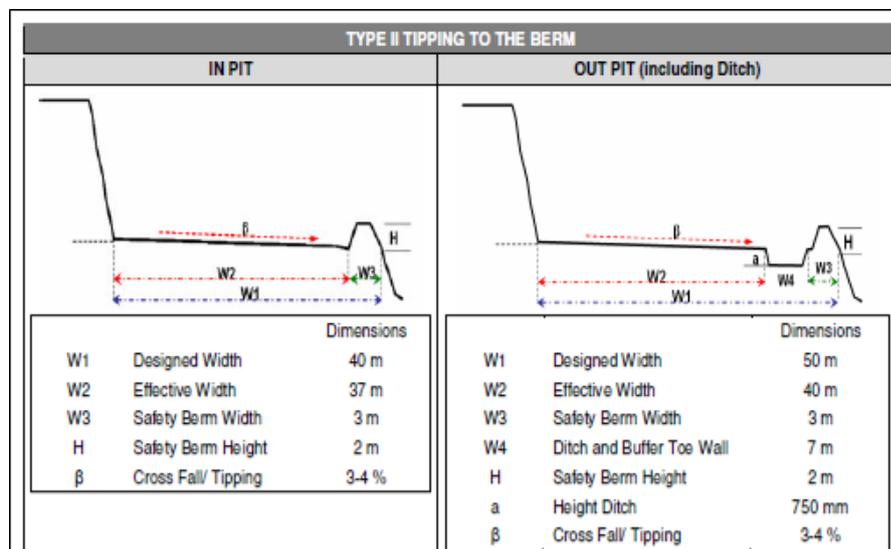


Figura 2.17 Diseño de ancho de vías inclinado hacia berma  
Fuente: Surface Mine Planning Standards Manual, FMI [2]

c. Tipo Cumbre. Ver Figura 2.18.

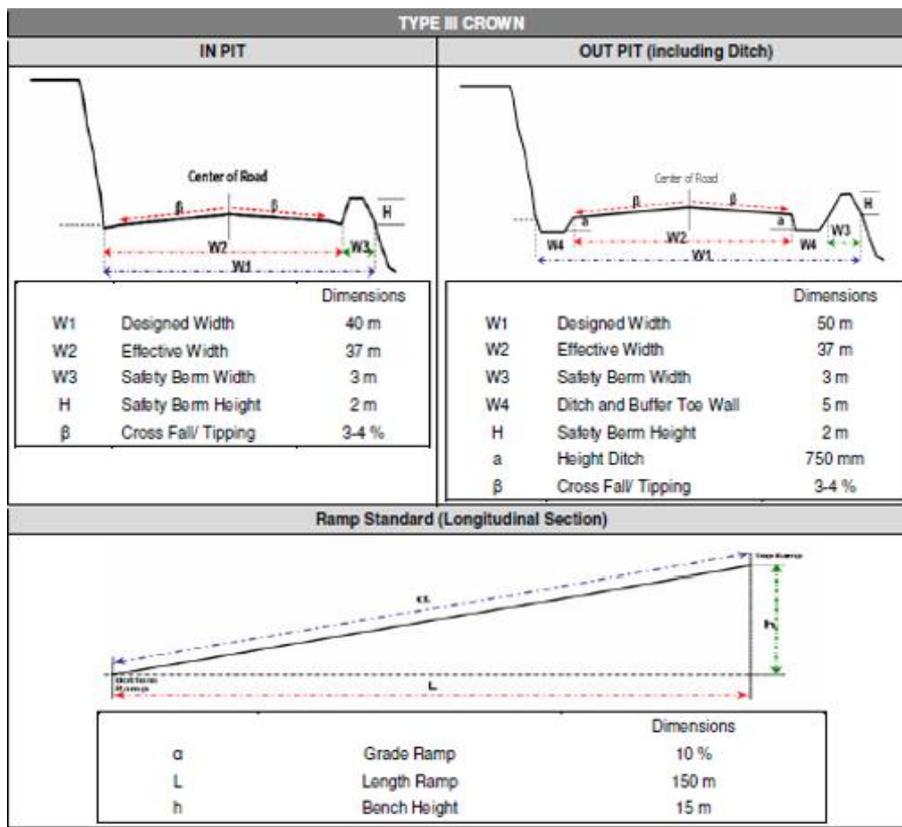


Figura 2.18 Diseño de ancho de vías tipo cumbre  
Fuente: Surface Mine Planning Standards Manual, FMI [2]

Para el caso en el diseño de ancho mínimo de vías de acarreo en curvas horizontales se debe de tomar en cuenta las huellas en la parte delantera y trasera del camión más grande, ya que se requiere tomar en cuenta la saliente que se produce en la parte frontal y posterior de la máquina. El ancho de la vía en la curva está determinado por:

- a. El espacio libre lateral entre los camiones de acarreo.
- b. Ancho adicional para adaptarse a condiciones de conducción difíciles.

El ancho de vía en una curva horizontal está dado por la Ecuación 2.7:

$$W = 2 (U + Fa + Fb + Z); Z = C = \frac{U + Fa + Fb}{2} \quad (2.7)$$

Donde:

Ancho de cadena de la máquina de neumático a neumático

Fa: Ancho de saliente delantero

Fb: Ancho de saliente trasero

C: Espacio libre lateral

Z: Asignación de ancho adicional

Para el diseño de curvaturas o switchbacks se debe de considerar el radio práctico más grande posible, la curvatura del radio mínimo puede ser estimada inicialmente por la Ecuación 2.8:

$$R = \frac{V_0^2 + U_{min}.e}{127} . e \quad (2.8)$$

Donde:

Vo: Velocidad del camión.

U<sub>min</sub>: Coeficiente lateral de fricción.

e: superelevación aplicado (mm de ancho de vía).

A continuación, en la Figura 2.19 se presenta del diseño de una curva horizontal:

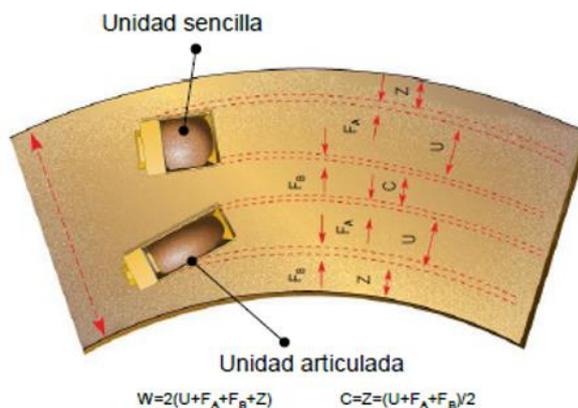


Figura 2.19 Diseño de ancho mínimo de curva horizontal

Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

La superelevación se refiere a la cantidad de elevación aplicada a la parte exterior de la curva para permitir que los camiones puedan pasar a través a cierta velocidad. Idealmente la fuerza centrífuga experimentada por el camión debe contra restarse

con la fuerza de fricción entre el neumático y la vía. La superelevación no debe exceder 5% - 7%, superelevaciones mayores requieren controles adicionales, en la Figura 2.20 se muestra la estimación de superelevación.

Curve Radius (m)	Speed (km/h) and super-elevation (m/m width of road)									
	15	20	25	30	35	40	45	50	55	
50	0.035	0.060	0.090							
75	0.025	0.045	0.070	0.090						
100	0.020	0.035	0.050	0.075	0.090					
150	0.020	0.025	0.035	0.050	0.065	0.085				
200	0.020	0.020	0.025	0.035	0.050	0.065	0.080			
300	0.020	0.020	0.020	0.025	0.035	0.045	0.055	0.065	0.080	
400	0.020	0.020	0.020	0.020	0.025	0.035	0.040	0.050	0.060	
500	0.020	0.020	0.020	0.020	0.020	0.025	0.030	0.040	0.050	

Figura 2.20 Estimación de superelevación cuando el coeficiente lateral es cero  
Fuente: Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management. - Thompson, R.J. [5]

### 2.2.3. Camiones regadores

Los camiones regadores o aljibes son los encargados de realizar el control de material suspendido en las vías o los frentes de minado en la mina.

- El riego elimina los peligros provocados por el polvo y mantiene la compactación.
- Usar un patrón intermitente cuadrículado o localizado en las rampas para reducir el riesgo de deslizamiento durante el proceso de retardo en las rampas.
- El riego localizado funciona bien en áreas con suministro limitado de agua.

En la Figura 2.21, se visualiza este regado.



Figura 2.21 Regado intermitente en vías de acarreo  
Fuente: elaboración propia

Para el regadío los camiones utilizan sistemas de aspersores en la parte trasera del equipo y un cañón de agua en la parte superior delantera del camión aljibe, en la Figura 2.22 se muestran algunos tipos de aspersores.



Figura 2.22 Aspersores en la parte inferior trasera y cañón de agua en la parte superior delantera del camión regador  
Fuente: elaboración propia

Los estabilizadores y polímeros proporcionan:

1. Supresión de polvo.
2. Capa de rodadura más fuerza.
3. Impermeabilización.

Algunos supresores comunes incluyen:

1. Asfalto emulsionado.

2. Cloruro de calcio.
3. Lignosulfonato de calcio.
4. Surfactantes.

### 2.2.3.1. Ciclo de camiones regadores

El ciclo de camiones aljibes comprende el tiempo de recarga, tiempo de ida (while watering), tiempo de regado en pala (remaining water), tiempo de retorno (vacío), tiempo de cola en punto de recarga. El ciclo debe empezar en el punto de recarga, el camión luego viaje por la ruta de acarreo asignado regando la vía con los aspersores hasta llegar al punto de minado de las palas en donde humedece los frentes de pala actuales o posteriores, para luego regresar al punto de recarga (Garzas). La Figura 2.23 ilustra el ciclo de regado de los camiones aljibes.

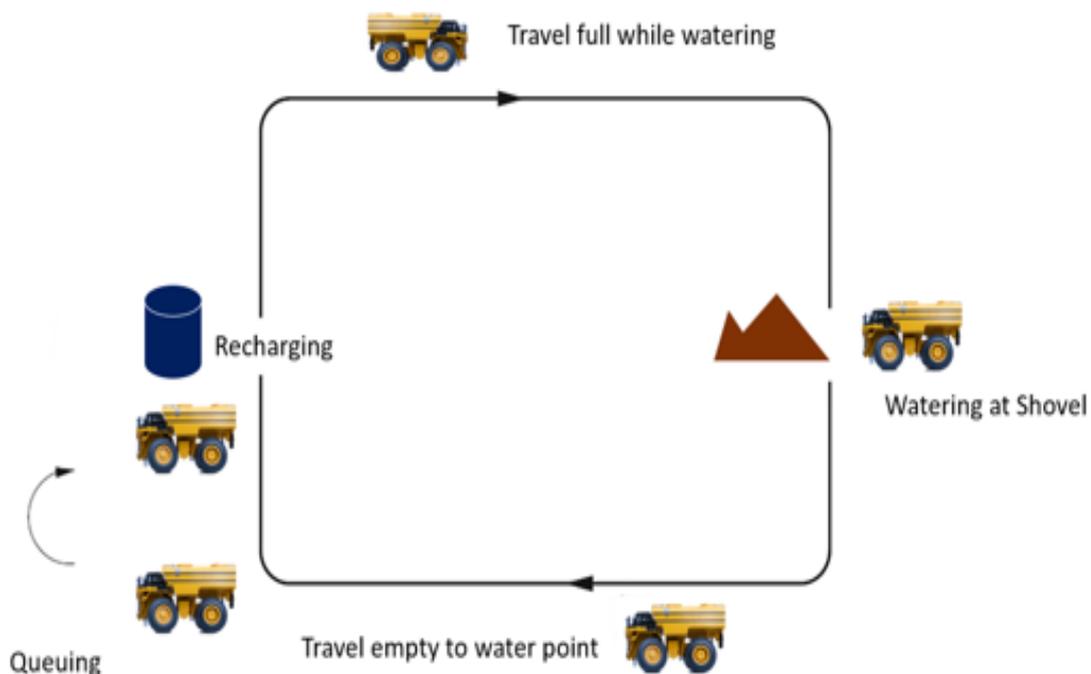


Figura 2.23 Esquematización del ciclo de camiones aljibes  
Fuente: elaboración propia

### 2.3. Indicadores de rendimiento

La productividad de mina se administra de acuerdo con indicadores clave de desempeño o KPI (del inglés Key Performance Indicators), estos son gestionados por el área de administración mina o despacho.

El resultado de la gestión de mantenimiento es controlado por la elaboración periódica de indicadores de control. El análisis de estos indicadores permite visualizar la evolución que ha tenido una unidad productiva, permitiendo verificar el impacto de distintas estrategias implementadas para la gestión de mantenimiento y tomar acciones correctivas de tal forma de orientarlas con los objetivos del negocio.

Generalmente se toman en cuenta tres indicadores clave para la gestión de los equipos:

1. Disponibilidad.
2. Utilización.
3. Eficiencia.

Para el cálculo de los indicadores clave de desempeño se establecen estados, los estados son:

Operativo.

1. Demora (Detenciones y Demoras Operacional).
2. Reserva (Reserva y Cambio de Turno).
3. Malogrado (Mantenimientos Programados y no programados).

En la Figura 2.24, se presenta la categorización de tiempos para la gestión:



Figura 2.24 Categorización de los tiempos para gestión de KPI's  
Fuente: Parámetros de obtención de indicadores operacionales Norma ASARCO

Disponibilidad Mecánica: Fracción porcentual del tiempo nominal en que el equipo se encuentra en condiciones mecánicas para operar. Su fórmula se enuncia en las ecuaciones 2.9 y 2.10:

$$Disp = \frac{T_{disponible}}{T_{total}} \quad (2.9)$$

$$Disp = \frac{CAT_1 + CAT_2 + CAT_3 + CAT_6 + CAT_7 + CAT_9}{T_{total} = \sum_{n=1}^9 CAT(n)} \quad (2.10)$$

Uso de Disponibilidad: Corresponde a la fracción porcentual del tiempo disponible en que el equipo está siendo operado. En las ecuaciones 2.11 y 2.12 se muestran la forma para su cálculo:

$$Disp = \frac{T_{operativo}}{T_{disponible}} \quad (2.11)$$

$$UsoDisp = \frac{CAT_1 + CAT_2}{CAT_1 + CAT_2 + CAT_3 + CAT_6 + CAT_7 + CAT_9} \quad (2.12)$$

Utilización: Corresponde a la fracción porcentual del tiempo total en que el equipo está siendo operado. A continuación, se presenta las ecuaciones 2.13 y 2.14, para hallar este valor:

$$Disp = \frac{T_{operativo}}{T_{total}} \quad (2.13)$$

$$UsoDisp = \frac{CAT_1 + CAT_2}{T_{total} = \sum_{n=1}^9 CAT(n)} \quad (2.14)$$

En la Figura 2.25, se presenta un gráfico progresivo de la disponibilidad y uso de palas:

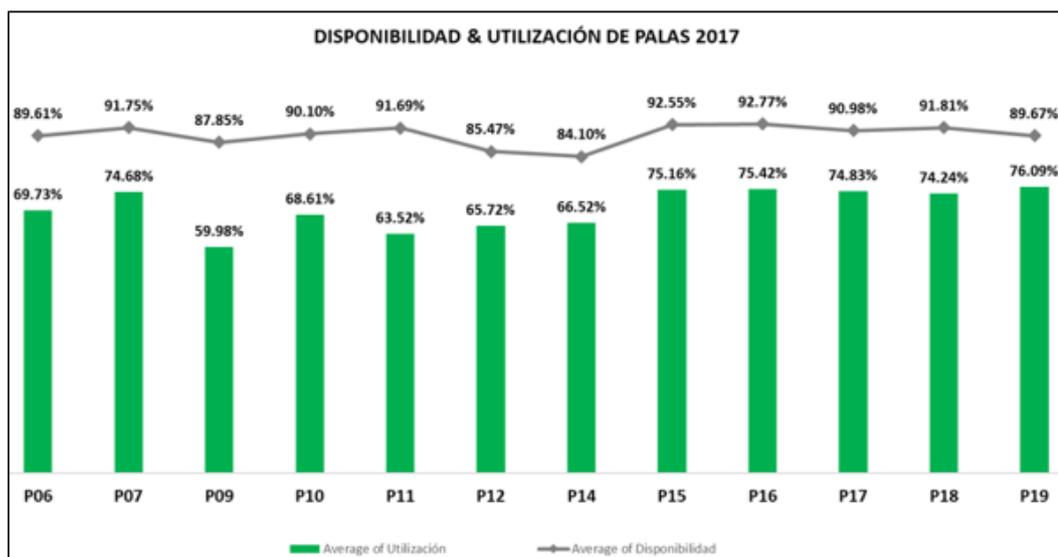


Figura 2.25 Disponibilidad y utilización de palas  
Fuente: Surface Mine Planning Standards Manual, FMI [2]

#### 2.4. Estadística aplicada a minería

La estadística es una rama de la matemática que se encarga del estudio de la variabilidad y el proceso aleatorio. La estadística se puede aplicar a cualquier proceso que requiera ser identificado y modelado. En minería, la estadística es usada específicamente para establecer el proceso de mejora continua basado en estudios de tiempo, predicción de ratios, seguimiento de indicadores, costos o simulación de sistemas complejos. Para este fin es importante conocer algunas propiedades y definiciones estadísticas que permitan generar el comportamiento de la distribución del sistema [7].

### 2.4.1. Definiciones estadísticas

Un “experimento” o también “llamado experimento aleatorio” es un proceso con un resultado que no se puede predecir ciertamente con anterioridad. El objetivo de estudiar y analizar el “experimento” se debe a que se tiene que especificar todos sus resultados y asignar a estos una probabilidad.

Al conjunto de estos posibles resultados se llama espacio muestral. Por ende, el espacio muestral contiene todos los resultados del experimento. Generalmente en un estudio particular se requiere que se sepa la probabilidad de que determinado subconjunto pueda realizarse. A este subconjunto se le denomina evento. El “evento”, denotado por  $e$ , se podría definir como un subconjunto del conjunto total del experimento aleatorio. La “probabilidad” de un “ $e$ ” es un número adimensional asociado a la ocurrencia de este, denotado por  $P(e)$ .  $P(e)$  Constituye la proporción de veces que se presenta el evento “ $e$ ” en el tiempo, si es que el experimento se realizara una y otra vez. Debido a que la probabilidad de la ocurrencia del evento es una proporción, su rango es de 0 a 1. Algunas de los axiomas de la probabilidad son las siguientes:

Sea “ $k$ ” un espacio muestral. Entonces  $P(k) = 1$

Para cualquier evento “ $e$ ”,  $0 \leq P(e) \leq 1$

Si A y B son eventos mutuamente excluyentes, entonces:  $P(A \cup B) = P(A) + P(B)$ .

En muchos casos es deseable asignar un valor numérico a cada resultado de un experimento, esta asignación se llama “*variable aleatoria*”. Hay dos tipos de variables aleatorias: discretas y continuas.

## 2.4.2. Tipos de variables aleatorias

### 2.4.2.1. Variable aleatoria discreta

Una variable aleatoria es discreta si sus valores posibles constituyen un conjunto discreto; es decir, si los valores se ordenan, hay una separación entre cada valor y el próximo. En la Figura 2.26, se presenta la distribución de probabilidad para una variable de este tipo.

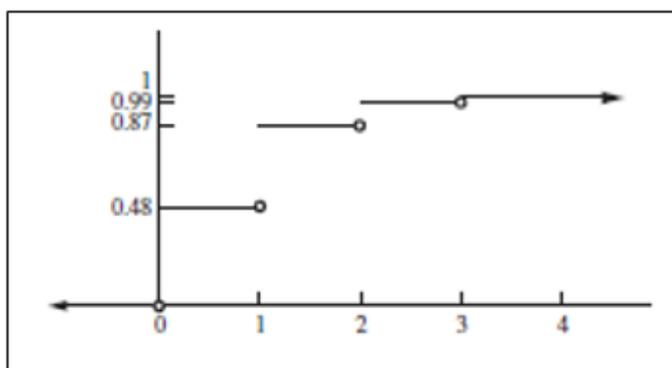


Figura 2.26 Distribución de probabilidad acumulada de variable aleatoria discreta  
Fuente: Estadística para ingenieros y científicos – William Navidi [8]

### 2.4.2.2. Variable aleatoria continua

Una variable es continua si sus probabilidades están dadas por áreas bajo una curva. La curva se llama función de densidad de probabilidad para la variable aleatoria. En la Figura 2.27, se presenta la distribución de probabilidad para una variable de este tipo.

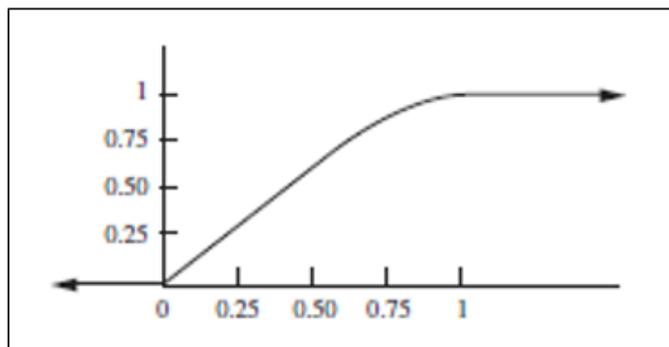


Figura 2.27 Distribución de probabilidad acumulada de variable aleatoria continúa  
Fuente: Estadística para ingenieros y científicos – William Navidi [8]

### 2.4.3. Función de distribución y probabilidad

#### 2.4.3.1. Función de distribución y probabilidad de variable aleatoria

La función de masa de probabilidad (distribución de probabilidad) de una variable aleatoria discreta “X” es la función:

$$p(x) = P(X = x)$$

La función de masa de probabilidad especifica la probabilidad sea igual a un valor determinado. La distribución acumulativa especifica la probabilidad de que una variable aleatoria sea menor o igual a un valor dado.

La función de distribución acumulativa de la variable X es la función:

$$F(x) = P(X \leq x)$$

#### 2.4.3.2. Función de distribución y probabilidad de variable continua

La función de masa de probabilidad (distribución de probabilidad) de una variable aleatoria discreta “X” es la función:

$$p(x) = P(X = x)$$

La función de masa de probabilidad especifica la probabilidad sea igual a un valor determinado. La distribución de distribución acumulativa especifica la probabilidad de que una variable aleatoria sea menor o igual a un valor dado.

La función de distribución acumulativa de la variable X es la función:

$$F(x) = P(X \leq x) = \int_{-\infty}^x f(t)dt$$

#### **2.4.4. Distribuciones de probabilidad**

La inferencia estadística consiste en extraer una muestra de una población y analizar sus datos con el propósito aprender acerca de ello. Cuando no se conozca con certeza la familia de curvas de las funciones de distribución esta se aproxima a familias comunes de distribuciones conocidas algunas de las cuales son:

1. Distribuciones de Bernoulli
2. Distribución binomial
3. Distribución normal
4. Distribución lognormal
5. Distribución exponencial

Debido a que el objetivo de la tesis no es dar a conocer a profundidad los lineamientos de las diferentes distribuciones solo se describirá la distribución normal y sus propiedades.

##### **2.4.4.1. Distribución normal**

También conocida como la distribución de Gauss, es la distribución más utilizada en la estadística, constituye un buen modelo para muchas, aunque no para todas las poblaciones continuas. La Ecuación 2.15, presenta la fórmula para esta distribución:

$$f(x) = \frac{1}{\sigma\sqrt{2\pi}} e^{-\frac{(x-\mu)^2}{2\sigma^2}} \quad (2.15)$$

Donde:

$\sigma$  : Desviación Estandar de la función

$\mu$  : Media de la función

La proporción de una población normal es la misma en cualquier distribución y está delimitada por espaciamientos de desviaciones estándar. En la Figura 2.28, se presenta la forma de la distribución normal.

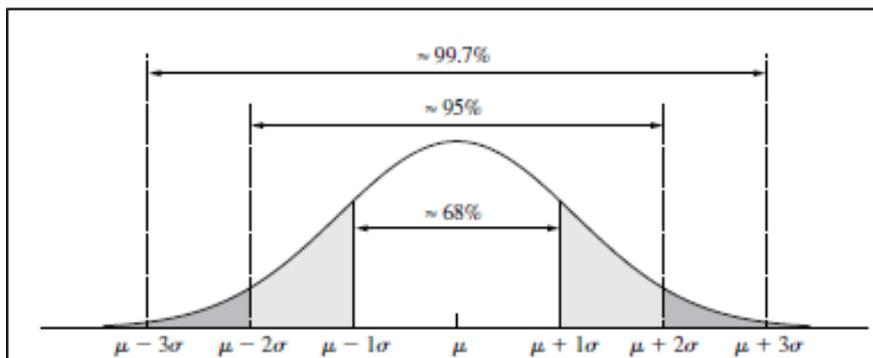


Figura 2.28 Función de densidad de probabilidad de una variable aleatoria normal con media  $\mu$  y varianza  $\sigma^2$

Fuente: Estadística para ingenieros y científicos – William Navidi [8]

#### 2.4.5. Teorema del Límite Central

Establece que si se extrae una muestra lo suficientemente grande de una población entonces la distribución de la media muestral es aproximadamente normal, sin importar de qué tipo de población haya sido extraída la muestra. Esto último permite calcular las probabilidades de medias muestrales haciendo uso de la tabla Z, a pesar de que la población de la cual se sacó la muestra no sea normal.

Sea:  $X_1, \dots, X_n$  una muestra aleatoria simple de una población con media  $\mu$  y varianza  $\sigma^2$ . Sea:  $\bar{X} = (X_1 + \dots + X_n)/n$  La media muestral, si “n” es la media muestral entonces:  $\bar{X} \sim N(\mu, \sigma^2/n)$

Para la mayoría de las poblaciones, si el tamaño muestral es mayor a 30, la aproximación del teorema del límite central es buena. Para usar la normalización o hallar el número “Z” se efectúa la Ecuación 2.16:

$$Z = (x - \mu) / \sigma \quad (2.16)$$

Esto representa un número de una población de media 0 y desviación estándar de 1.

#### **2.4.6. Simulación**

La simulación es un proceso que replica números aleatorios y los trata como si hubiesen sido generados por un experimento científico real, de este modo la simulación evalúa escenarios dentro de un sistema sin la necesidad de alterar la realidad. La generación de números aleatorios sigue el patrón del comportamiento del sistema y para esto analiza la distribución del sistema con el objetivo de generar datos los más exactos posibles que sirva de sustento al modelado [9].

El propósito de este punto no es dar a conocer la teoría de números aleatorios o de detallar el método de simulación Montecarlo, para esto se puede revisar la bibliografía de este trabajo, por el contrario; es dar a entender las diferencias y las ventajas técnicas de la simulación, cuando uno obtiene una solución a un problema de simulación, es importante entender que significa esta solución. Una simulación no soluciona un problema, pero dice como el sistema puede operar bajo los parámetros dados. Existen soluciones exactas para problemas sistemas específicos aplicados a la vida real, por ejemplo, aquellos que involucran problemas de teoría de colas, algunas de las posibilidades para un sistema de colas son las siguientes [10]:

1. Población (Finita, Infinita)
2. Distribución de Llegada (Constante, Poisson, Erlang, Uniforme, Normal, etc.)
3. Distribución del Servicio (Exponencial, Erlang, Constante, Uniforme, etc.)
4. Atención (Unitario, en paralelo, en serie)

#### 5. Disciplina de Cola (FIFO, Aleatorio, LIFO, Prioritario, Intercambio, etc.)

También existen muchos problemas que no poseen una solución exacta basada en un procedimiento matemático, y es este punto lo que hace de la simulación una herramienta poderosa para encontrar innumerables soluciones a un problema de simulación.

Muchos sistemas son complejos y muchos de ellos son controlados por programas de computadoras que permiten que reacciones a circunstancias e inteligentemente puedan modificar el comportamiento en tiempo real o cerca al tiempo real. Cualquier proyecto de simulación atraviesa estados, los cuales se pueden resumir en la Figura 2.29, de la siguiente manera:

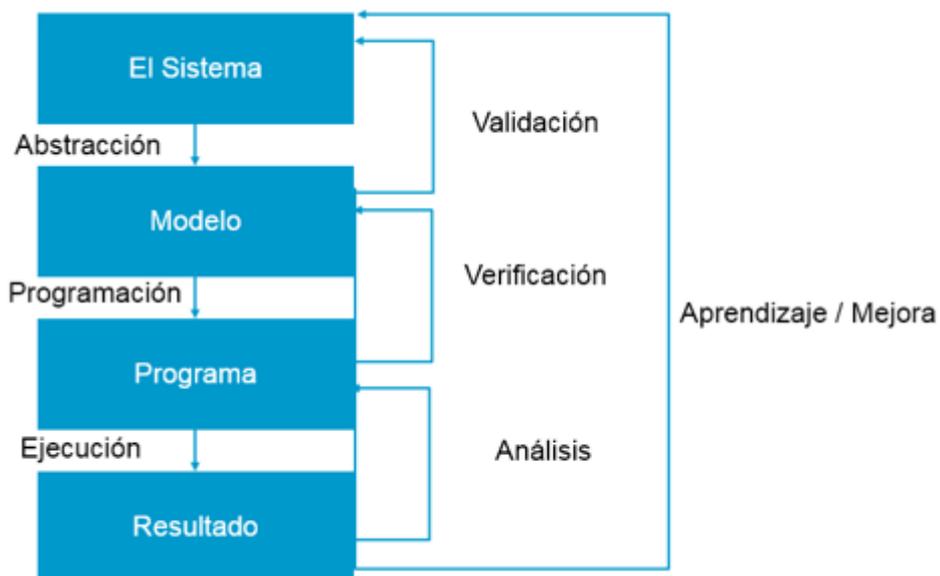


Figura 2.29 Fases de un proyecto de simulación  
Fuente: elaboración propia

#### 2.4.7. Simulación GPSS/H®, PROOF® y ARENA®

GPSS/H® y ARENA® son lenguajes de programación orientados a diseñar problemas de sistemas de eventos discretos. Un evento discreto es uno en donde en

un instante pueden ocurrir una cantidad de eventos que se puedan contar. Un evento discreto puede ser un camión siendo cargado, embarcaciones a punto de ser cargados, una agencia bancaria atendiendo a los clientes, etc. GPSS/H es un lenguaje no procedimental que fue diseñado por Geoffrey Gordon en la década pasada y actualizada en el tiempo y conforme los usuarios lo aplicaban en situaciones específicas y reales.

El hecho de ser un lenguaje no procedimental es una ventaja cuando se trata de cambiar los parámetros de simulación. Está clara que muchos problemas de simulación se pueden desarrollar utilizando código estándar pero la flexibilidad de GPSS/H® y ARENA® permite reducir y cambiar parámetros de una manera rápida ahorrando tiempo y desgaste de verificación del código.

Ninguna simulación puede considerarse completa hasta que la animación del sistema se haya realizado. Esto es esencial dado que es la prueba de que el modelo es correcto o representativo de la realidad.

Las animaciones de ARENA® y PROOF®, te permiten presentar la simulación de forma animada; es decir, es la representación del código que fue realizado para modelar el sistema. En la Figura 2.30, se presenta la animación de una mina:



Figura 2.30 Animación de una mina a tajo abierto  
Fuente: Mine simulation for mining Engineers- J. Sturgul

Existen innumerables fuentes bibliográficas para aprender a programar en GPSS/H® y ARENA®, además diferentes versiones del programa. El autor de la presente tesis recomienda los libros del catedrático J. Sturgul: (1) *Mine simulation for mining Engineers* y (2) *Mine design and applications*. Muchos de los comandos usados en la programación están detallados al máximo en los libros anteriormente mencionados y están cubiertos por una variedad de ejemplos aplicativos [11].

## **CAPÍTULO III**

### **LÍNEA BASE Y SIMULACIÓN DEL PROBLEMA**

El presente capítulo condensa el análisis estadístico realizado y la toma de datos que forman la línea base de la tesis y que iniciarán la estructura de simulación del problema.

#### **3.1. Levantamiento de información de línea base**

El punto de partida para el análisis es trazar la línea base del rendimiento de los camiones aljibes en la mina. Es necesario mencionar que la mina no presenta temporadas climáticas extremas (periodos de sequía o intensa lluvia) que condicionen el ciclo de los camiones aljibes; no solamente limitada a la velocidad sino también a otros aspectos que podrían distorsionar la data: tiempos en reserva, paradas por tormentas eléctrica, etc. Para estos casos el análisis exploratorio de datos y la segmentación de periodos es necesario.

La línea base para el cálculo de los indicadores de rendimiento se obtendrá a partir de la data de despacho, el periodo de muestra estipula que en todos los meses a analizar hayan existido la misma cantidad de camiones aljibes para evitar incremento de disponibilidad o utilización de los equipos, también se debe considerar que no se minen fases distintas. La base de datos en formato SQL estará anexada a la presente tesis al igual que la información estará descrita detalladamente en los anexos [12].

En la Tabla 3.1, se presenta el listado de equipos de Regadío:

Tabla 3.1. Equipos de Regadío

Equipo	Modelo	Capacidad (gal)
CC38	Cat-789X	30000
CC39	Cat-789X	44000
CC40	Cat-789X	44000
CC41	Cat-789X	30000
CC47	Cat-789X	35000
CC49	Cat-789X	42000
CC51	Cat-789X	44000
CC52	Cat-789X	44000
CC54	CAT-777	20000
CC55	CAT-777	20000
CC56	CAT-777	20000
CC57	CAT-777	20000
CC58	CAT-777	20000

Fuente: elaboración propia

### 3.2. Cálculo de indicadores de desempeño

Los indicadores de desempeño fueron calculados con la data de despacho:

#### 3.2.1. Disponibilidad y utilización global

La Figura 3.1 adjunta muestra el comportamiento de la disponibilidad y utilización en los 3 meses de estudio preliminar. Se ve un decremento de la utilización de los camiones aljibes.

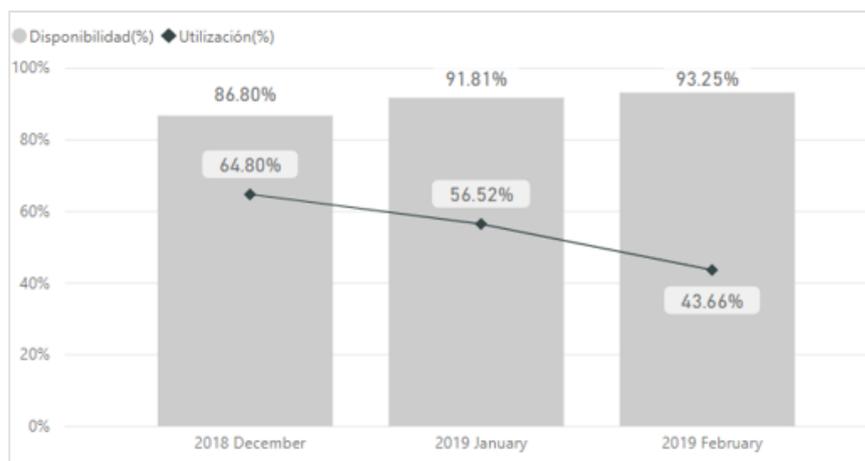


Figura 3.1 Performance de Utilización y disponibilidad de la flota  
Fuente: elaboración propia

En promedio la utilización alcanzó 55.37%; el desglose de las categorías de reserva, demoras y mantenimiento se puede observar en el diagrama de cascada de la Figura 3.2:

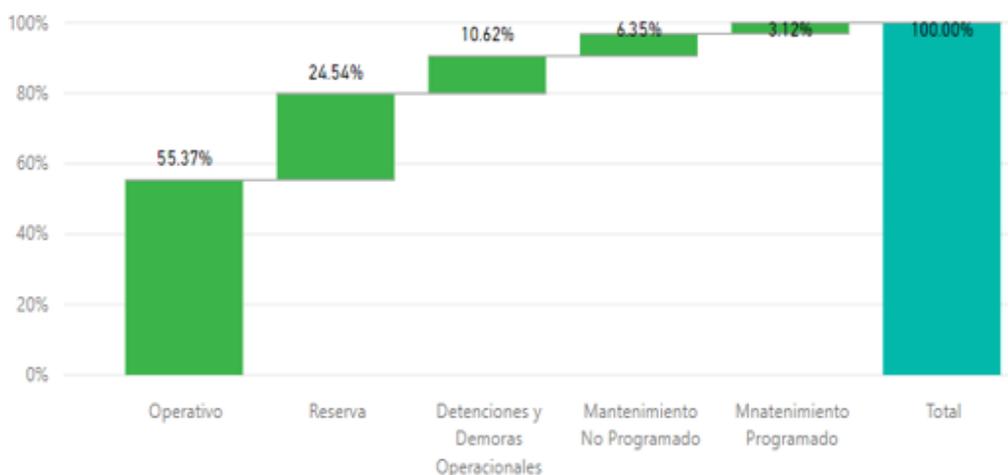


Figura 3.2 Porcentaje promedio de categorías de estado de equipos  
Fuente: elaboración propia

### 3.2.2. Disponibilidad y utilización de flota

La Figura 3.3 adjunta, muestra la utilización de los camiones aljibes de la flota del periodo en estudio preliminar del comportamiento del sistema.



Figura 3.3 Performance de utilización y disponibilidad de camiones aljibes  
Fuente: elaboración propia

De la Figura anterior, se puede observar que existen camiones de gran capacidad que tienen menos utilización que algunos camiones de menor capacidad; preliminarmente se puede atribuir varias causas contribuyentes.

1. El *modus operandi* actual de asignación a las zonas de recarga depende absolutamente de los operadores de camión aljibe siendo este uno de los factores.
2. Al no tener un orden de sectorización de camiones se ocasiona que en rutas más cortas de regadío se asigne camiones de mayor capacidad y de menor capacidad con ciclos más cortos lo que causa colas en los puntos de recarga. Estos y otros factores más forman parte del análisis del presente trabajo.
3. Se puede observar también que en general la disponibilidad de los camiones es alta (>90%) esto quiere decir que existe un gap en mejora en categorías asociadas a estados de reserva, demoras o detenciones operacionales (~30%) dado que en términos globales los estados de mantenimiento se encuentran en el rango aceptable.

El Pareto de la Figura 3.4, muestra la distribución de las categorías de los estados de detenciones, demoras y reserva del periodo en estudio.

De ella se puede observar que el 91% de las causas de estos estados está concentrado en las siguientes categorías:

1. Disponible no requerido (32.3%).
2. Recarga en garza (4.6%).
3. Refrigerio (2.9%).
4. Cambio de turno (2.6%).
5. Entregado por mantenimiento (2.5%).

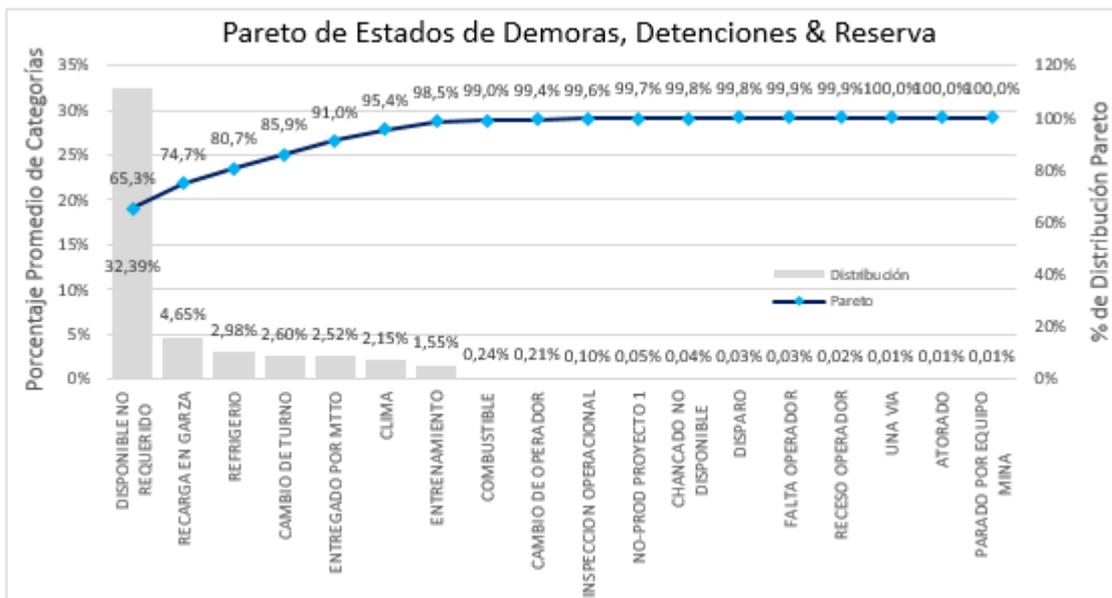


Figura 3.4 Pareto de distribución porcentual de estados de reserva, demoras y detenciones operacionales  
Fuente: elaboración propia

Estas categorías son los puntos para mejorar o incrementar la utilización de los activos; la estrategia radica en simular la mejor sectorización para incrementar la utilización, y reducir tiempos muertos, que es parte de este análisis de trabajo.

### 3.3. Cálculo de rutas de regadío

El cálculo de distancia y pendientes estará en función de las fases actuales en donde las palas eléctricas se encuentran minando, es decir se calculará todas las combinaciones posibles operativas de ruta de una zona de recarga a la fase a minar, esto debido a que estas fases son regularmente las que poseen más tráfico de camiones de acarreo y es donde toda la fase productiva de equipos principales y auxiliares convergen.

La esquematización de las rutas se muestra en la Figura 3.5.



Figura 3.5 Esquema de las rutas de los puntos de recarga a las fases de minado  
Fuente: elaboración propia

Para la zonificación se toma en cuenta los factores descritos en la Figura 3.6, pero principalmente la zonificación dependerá del plan de minado diario de corto plazo, es decir de la producción programada por cada pala, bajo la siguiente analogía:



Figura 3.6 Factores contribuyentes para la zonificación de garzas  
Fuente: elaboración propia

Las palas que tiene un programa más alto de producción tendrán asignados más camiones para cumplir el objetivo de la operación; las vías que conducen a estas fases de minado tendrán un mayor flujo de camiones, con un mayor tránsito de camiones y equipos auxiliares asociados por lo cual se genera mayor material particulado en estas vías. En la Figura 3.7, se puede ver la secuencia de zonificación:



Figura 3.7 Secuencia y criterios operativos para zonificación  
Fuente: elaboración propia

El primer paso para el cálculo de rutas es trabajar en Minesight®, se procede a triangular la topografía y a dibujar las rutas de los destinos desde los 3 puntos de recarga (Garza Tinajones, Garza Dep10 y Garza SR3) hasta los distintos puntos de llegada. La Tabla 3.2, muestra las combinaciones posibles para los 3 depósitos.

Tabla 3.2 Combinaciones de Ruta con destinos finales

Garza (G)	Código de G	Fase (F)	Código de F	Nomenclatura de Vía
Tinajones	GTI	Cerro verde 5	CV5	GT- - > CV5
	GTI	Cerro verde 6	CV6	GT- - > CV6
	DEP10	Cerro negro	CN	DEP10 - - > CN
	DEP10	Cerro verde 5	CV5	DEP10 - - > CV5
Depósito 10 (DEP10)	DEP10	Santa Rosa 5 Norte	SR5N	DEP10 - - > SR5N
	DEP10	Santa Rosa 5 Sur	SR5S	DEP10 - - > SR5S
	DEP10	Santa Rosa 6 Norte	SR6N	DEP10 - - > SR6N
	DEP10	Santa Rosa 6 Sur	SR6S	DEP10 - - > SR6S
	DEP10	Santa Rosa 10	SR10	DEP10 - - > SR10
	DEP10	Santa Rosa 5 Sur	SR5S	GSR3 - - > SR5S
Santa Rosa 3 (GSR3)	GSR3	Santa Rosa 6 Norte	SR6N	GSR3 - - > SR6N
	GSR3	Santa Rosa 6 Norte 1	SR6N1	GSR3 - - > SR6N1
	GSR3	Santa Rosa 10	SR10	GSR3 - - > SR10
	GSR3	Santa Rosa 5 Sur	SR5S	GSR3 - - > SR5S

Fuente: elaboración propia

En las siguientes Figuras 3.8, 3.9 y 3.10 esquematizan las rutas reales disponibles por separado.



Figura 3.8 Rutas disponibles para punto de recarga depósito 10  
Fuente: elaboración propia



Figura 3.9 Rutas disponibles para punto de recarga Santa Rosa  
Fuente: elaboración propia



Figura 3.10 Rutas disponibles para punto de recarga Tinajones  
Fuente: elaboración propia

Se procede a estimar la longitud de las rutas en mención. Existen varios métodos de cálculo para la aproximación de la longitud de una curva. Para el presente cálculo se efectuará el método de sumarización lineal. En la Figura 3.11, se presenta la descripción de la curva.

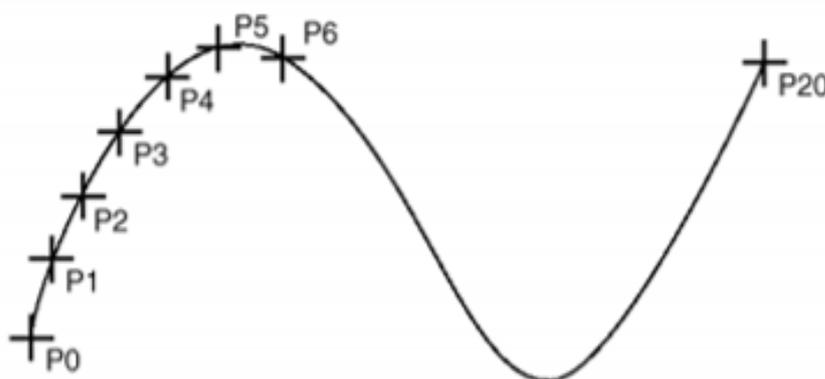


Figura 3.11 Descripción de Curva con intervalos paramétricos iguales  
Fuente: Fast and Accurate parametric curve length computation, David R. Forsey [13].

Se pueden aplicar métodos más avanzados dependiendo del error fraccional que se quiera obtener; el artículo de David R. Forsey, *Fast and Accurate parametric curve*

*length computation* menciona que el error disminuye siempre y cuando los puntos entre el punto origen y el punto final se incrementan.

El cálculo de la longitud resultante entonces se puede generalizar, según la Ecuación 3.1 como:

$$L_T = \overline{(p_1 - p_0)} + \overline{(p_2 - p_1)} + \overline{(p_3 - p_2)} + \dots + \overline{(p_n - p_{n-1})} \quad (3.1)$$

Donde:

$L_T$  : Longitud total de la curva

$\overline{(p_n - p_{n-1})}$  : La resultante del vector de los Punto "n" y "n-1"

Si definimos el punto  $p_n = (X_n, Y_n, Z_n)$  y  $p_{n-1} = (X_{n-1}, Y_{n-1}, Z_{n-1})$ , la magnitud de la línea recta entre los dos puntos viene dado por la Ecuación 3.2:

$$|\overline{(p_n - p_{n-1})}| = \sqrt{(X_n - X_{n-1})^2 + (Y_n - Y_{n-1})^2 + (Z_n - Z_{n-1})^2} \quad (3.2)$$

Podemos describir la ecuación considerando las dimensiones de los triángulos,

donde:

$$\Delta X_n = (X_n - X_{n-1})$$

$$\Delta Y_n = (Y_n - Y_{n-1})$$

$$\Delta Z_n = (Z_n - Z_{n-1})$$

Entonces; la Ecuación 3.3 es:

$$\overline{(p_n - p_{n-1})} = \sqrt{(\Delta X_n)^2 + (\Delta Y_n)^2 + (\Delta Z_n)^2} \quad (3.3)$$

Basado en esto la longitud total de la curva estaría dada por la Ecuación 3.4:

$$L_T \cong \sum_{l=1}^{l=n} \overline{(p_l - p_{l-1})} = \sum_{l=1}^{l=n} \sqrt{(\Delta X_l)^2 + (\Delta Y_l)^2 + (\Delta Z_l)^2} \quad (3.4)$$

La pendiente y la dirección de la pendiente viene expresado por la Ecuación 3.5:

$$L(\%) = \sqrt{(\Delta X_n)^2 + (\Delta Y_n)^2} / |\Delta Z_n| \quad (3.5)$$

La hoja de calculo y la formulación descrita líneas arriba estará adjunta en el Anexo N°1 al igual que el archivo en digital. La Tabla 3.3 muestra el resultado del cálculo.

Tabla 3.3 Resumen de cálculo de longitudes de rutas disponibles

Garza (G)	Código de G	Fase (F)	Código de F	Nomenclatura de Vía	Distancia (m)
Tinajones	GTI	Cerro verde 5	CV5	GT- - > CV5	5262.87
	GTI	Cerro verde 6	CV6	GT- - > CV6	7200.22
Depósito 10 (DEP10)	DEP10	Cerro negro	CN	DEP10 - - > CN	4866.33
	DEP10	Cerro verde 5	CV5	DEP10 - - > CV5	5037.50
	DEP10	SR 5 Norte	SR5N	DEP10 - - > SR5N	2447.57
	DEP10	SR 5 Sur	SR5S	DEP10 - - > SR5S	2711.26
	DEP10	SR 6 Norte	SR6N	DEP10 - - > SR6N	2148.24
	DEP10	SR 10	SR10	DEP10 - - > SR10	2299.88
	GSR3	SR 5 Sur	SR5S	GSR3 - - > SR5S	4020.19
Santa Rosa 3 (GSR3)	GSR3	SR 6 Norte	SR6N	GSR3 - - > SR6N	3636.80
	GSR3	SR 6 Norte 1	SR6N1	GSR3 - - > SR6N1	4857.19
	GSR3	SR 10	SR10	GSR3 - - > SR10	1651.76

Fuente: elaboración propia

### 3.4. Cálculo de distribuciones de tiempos internodal

Para el cálculo del tiempo se procede a seccionar las rutas en nodos para analizar la distribución del tiempo que toma cada camión tanto cargado como vacío según la data mapeada en campo, ver la Figura 3.12:



Figura 3.12 Determinación de las distancias internodales de las rutas  
Fuente: elaboración propia

Las velocidades se tomaron en campo, obteniendo los siguientes resultados, presentados en la Tabla 3.4:

Tabla 3.4 Resumen de cálculo de longitudes de velocidades

Condición	Velocidad	
	V1	Rango
Velocidad cargada	Subida ( > 8%)	23
	Normal ( 0 – 8%)	23
	Bajada ( < 0%)	23
Velocidad vacío	Subida ( > 8%)	25
	Normal ( 0 – 8%)	27
	Bajada ( < 0%)	30

Fuente: elaboración propia

El cálculo del tiempo entre cada intervalo de la Figura 3.12, se simula mediante el método de *simulación montecarlo*. Se calcula la distancia y la pendiente entre puntos consecutivos de cada ruta internodal con las ecuaciones 3.4 y 3.5 y se randomizan las velocidades con los valores de la Tabla 3.4 para obtener la distribución de probabilidad del tiempo entre cada ruta que será ingresado a la programación GPSS/H®, ARENA® y PROFF®, se realizan 5000 evaluaciones de valores para obtener la probabilidad de tiempos de ida y retorno de cada distancia internodal.

El resumen de los cálculos de cada ruta se muestran a continuación, el archivo con el cálculo en excel se adjunto en el Anexo N°2 del presente trabajo.

Ruta 1: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.13

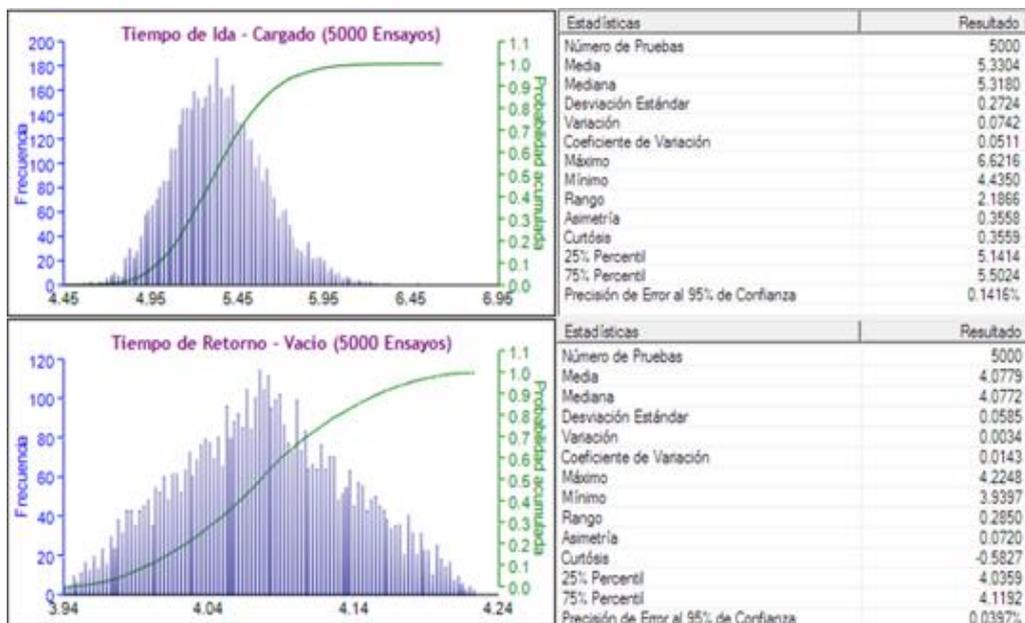


Figura 3.13 Simulación Montecarlo para la ruta 1  
Fuente: elaboración propia

Ruta 2: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.14

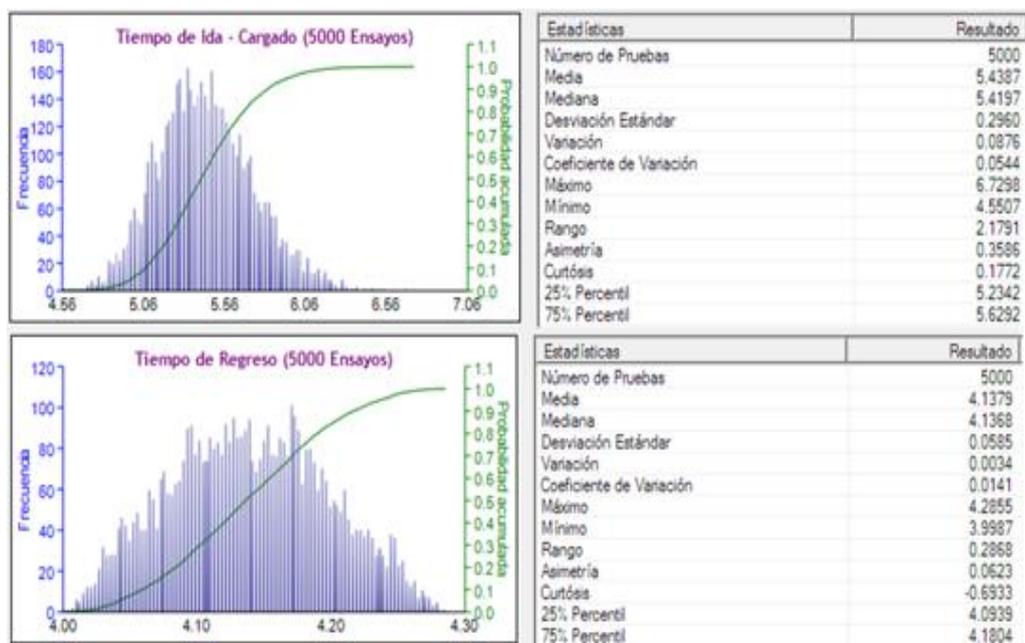


Figura 3.14 Simulación Montecarlo para la ruta 2  
Fuente: elaboración propia

Ruta 3: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.15

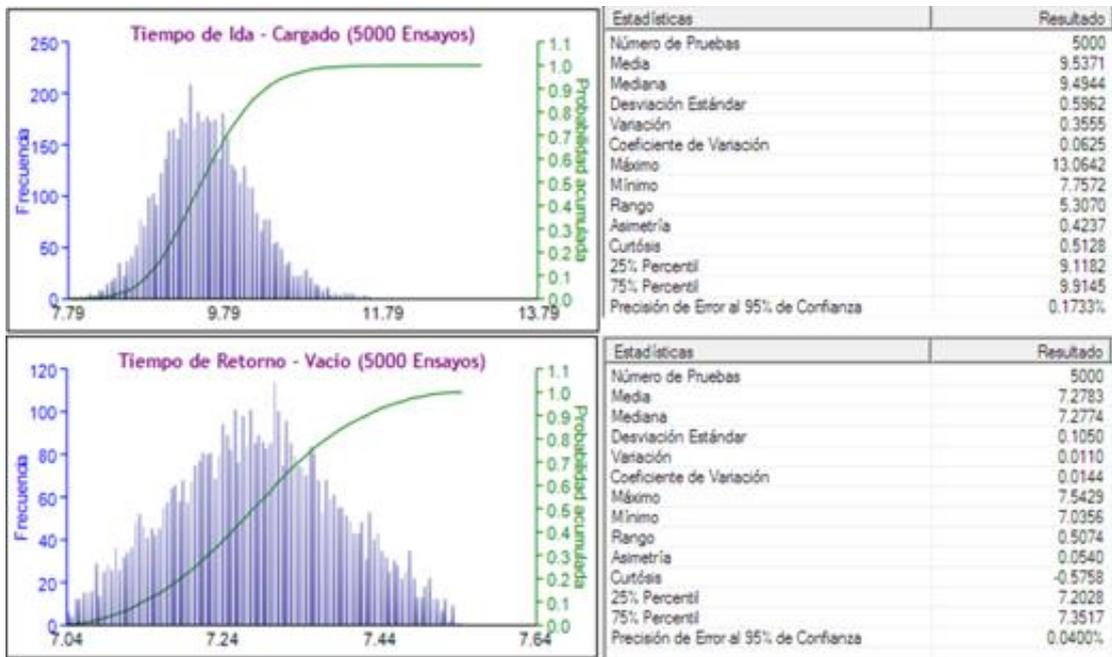


Figura 3.15 Simulación Montecarlo para la ruta 3  
Fuente: elaboración propia

Ruta 4: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.16

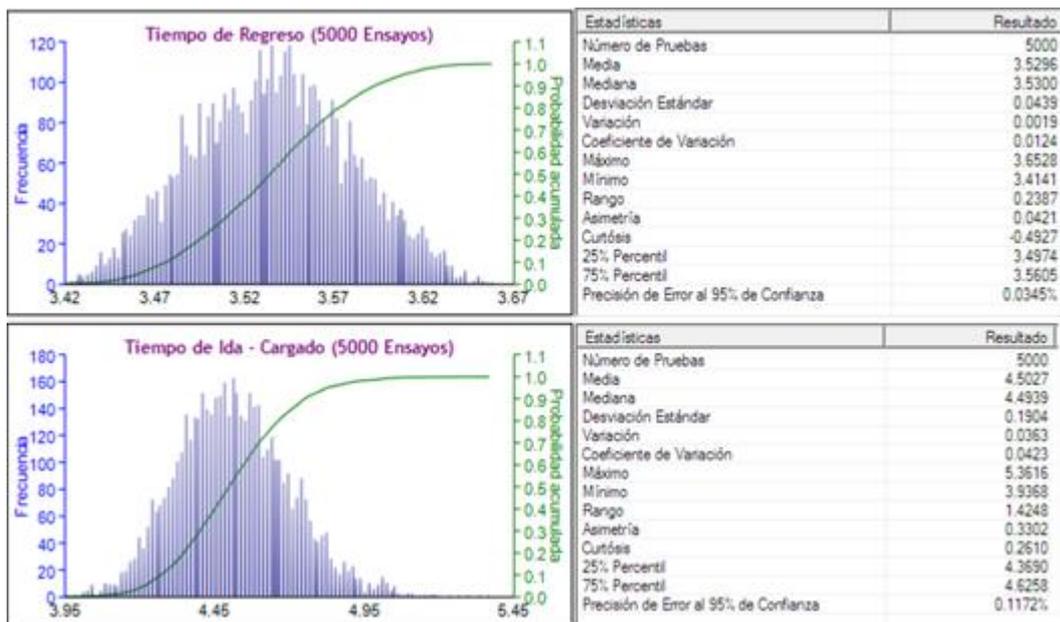


Figura 3.16 Simulación Montecarlo para la ruta 4  
Fuente: elaboración propia

Ruta 5: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.17

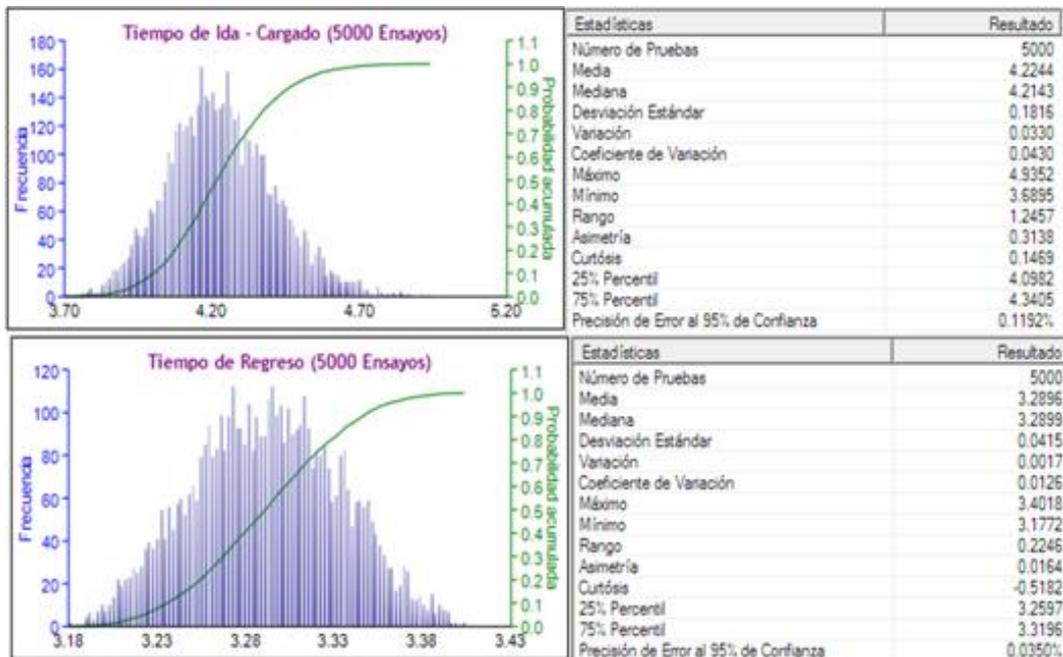


Figura 3.17 Simulación Montecarlo para la ruta 5  
Fuente: elaboración propia

Ruta 6: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.18

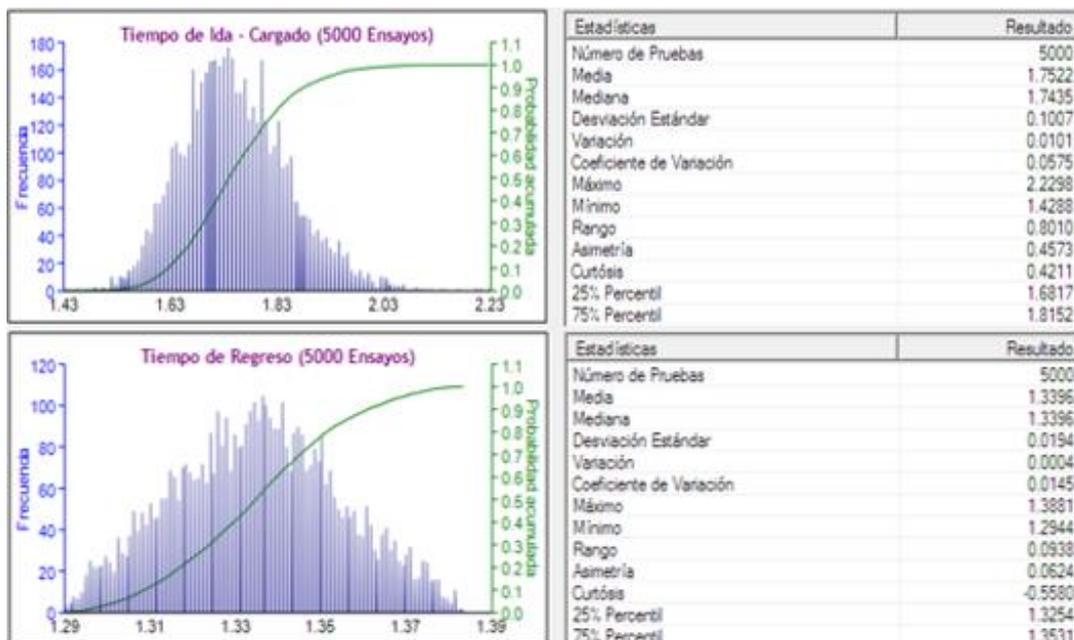


Figura 3.18 Simulación Montecarlo para la ruta 6  
Fuente: elaboración propia

Ruta 7: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.19

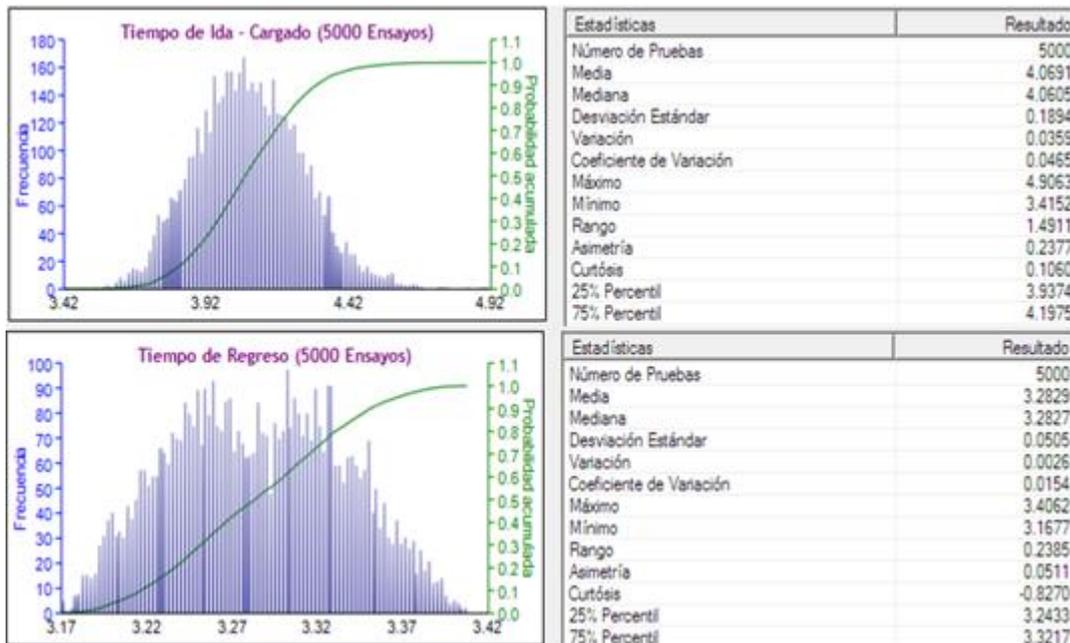


Figura 3.19 Simulación Montecarlo para la ruta 7  
Fuente: elaboración propia

Ruta 8: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.20

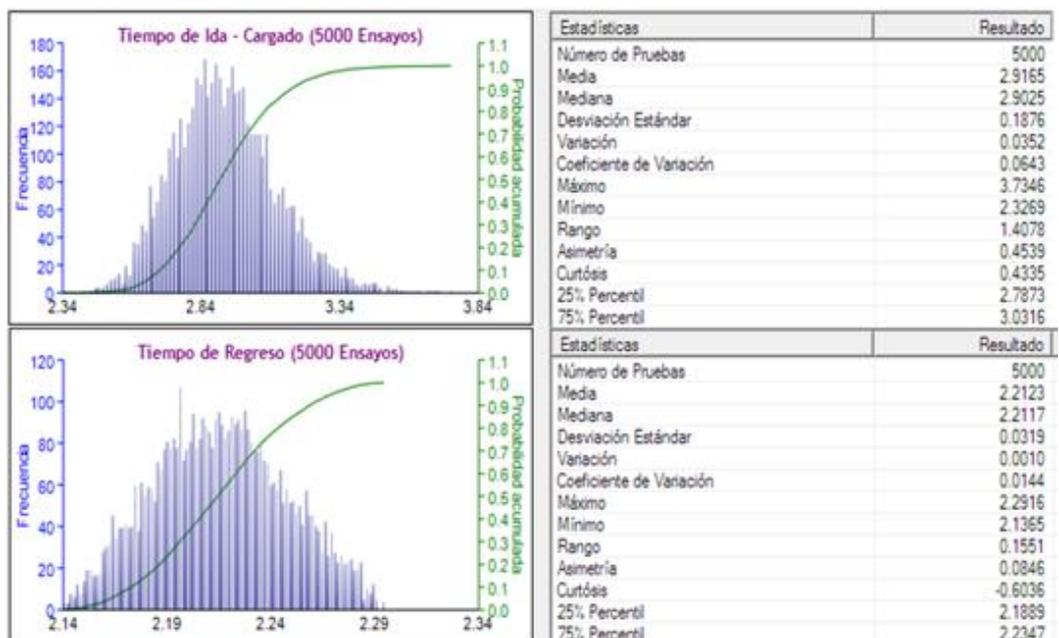


Figura 3.20 Simulación Montecarlo para la ruta 8  
Fuente: elaboración propia

Ruta 9: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.21

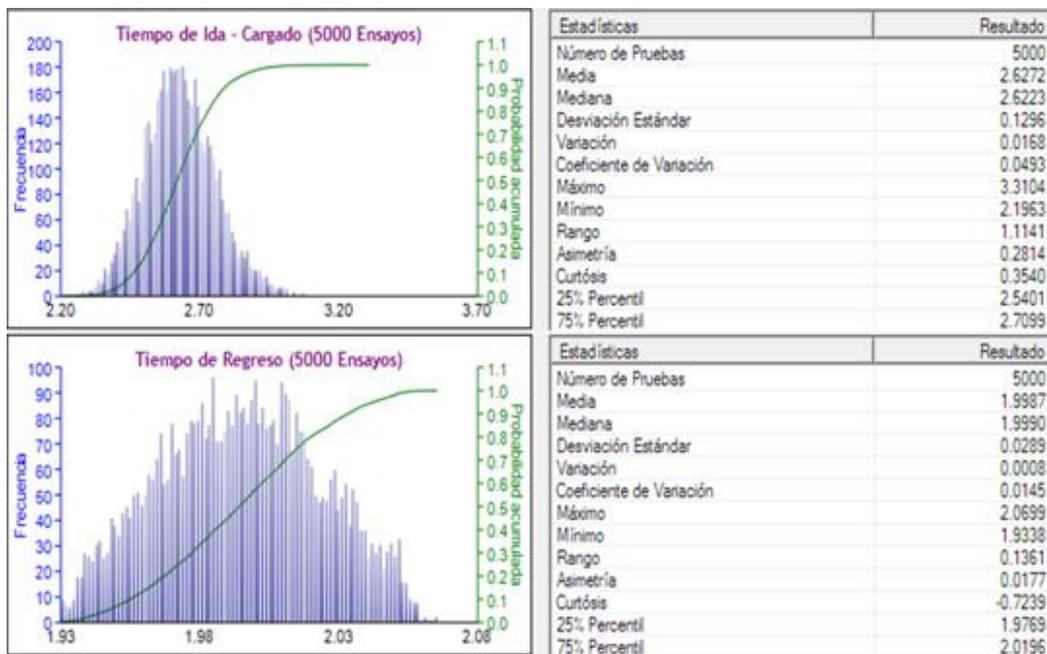


Figura 3.21 Simulación Montecarlo para la ruta 9  
Fuente: elaboración propia

Ruta 10: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.22

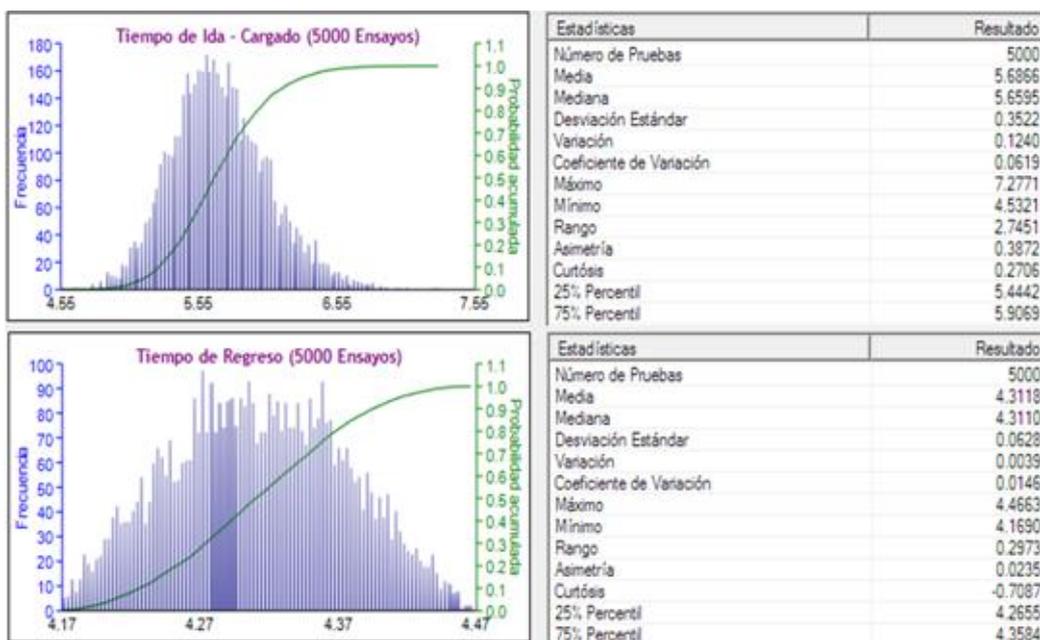


Figura 3.22 Simulación Montecarlo para la ruta 10  
Fuente: elaboración propia

Ruta 11: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.23

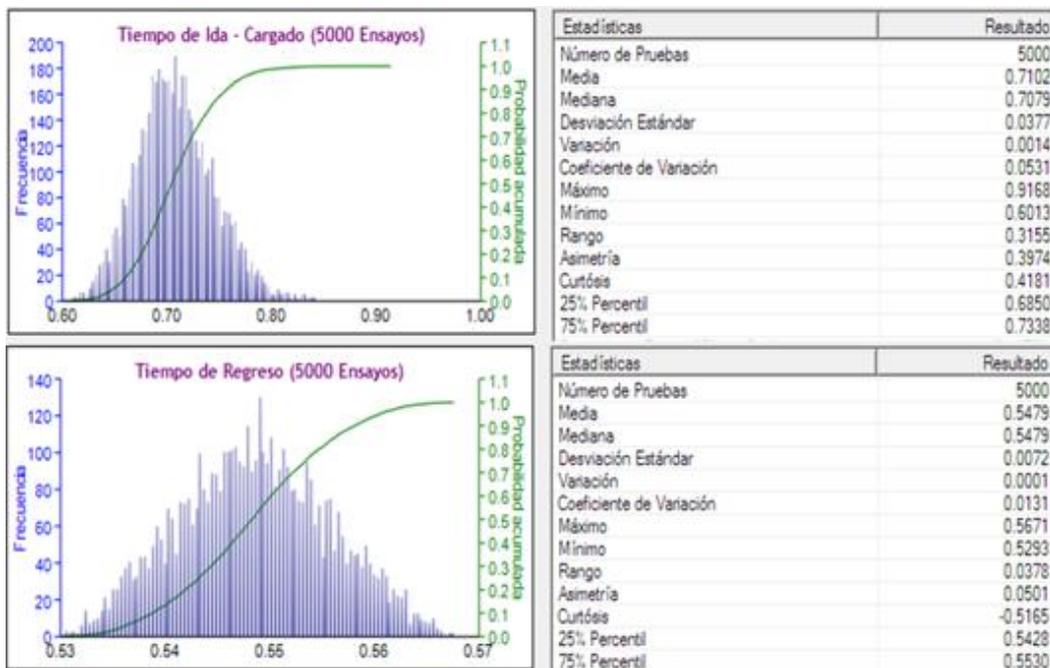


Figura 3.23 Simulación Montecarlo para la ruta 11  
Fuente: elaboración propia

Ruta 12: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.24

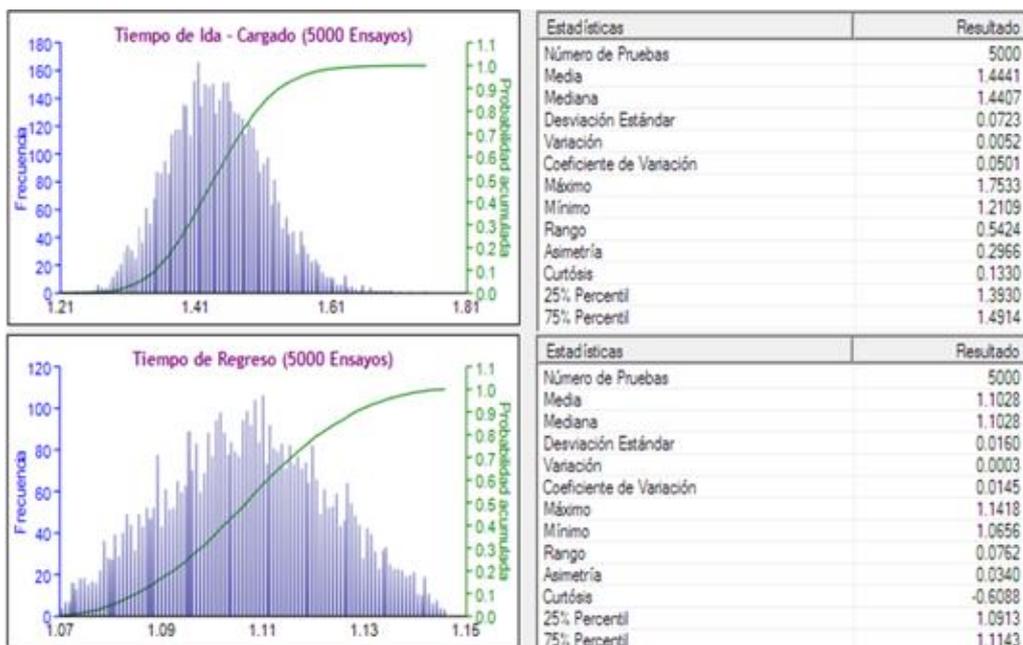


Figura 3.24 Simulación Montecarlo para la ruta 12  
Fuente: elaboración propia

Ruta 13: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.25

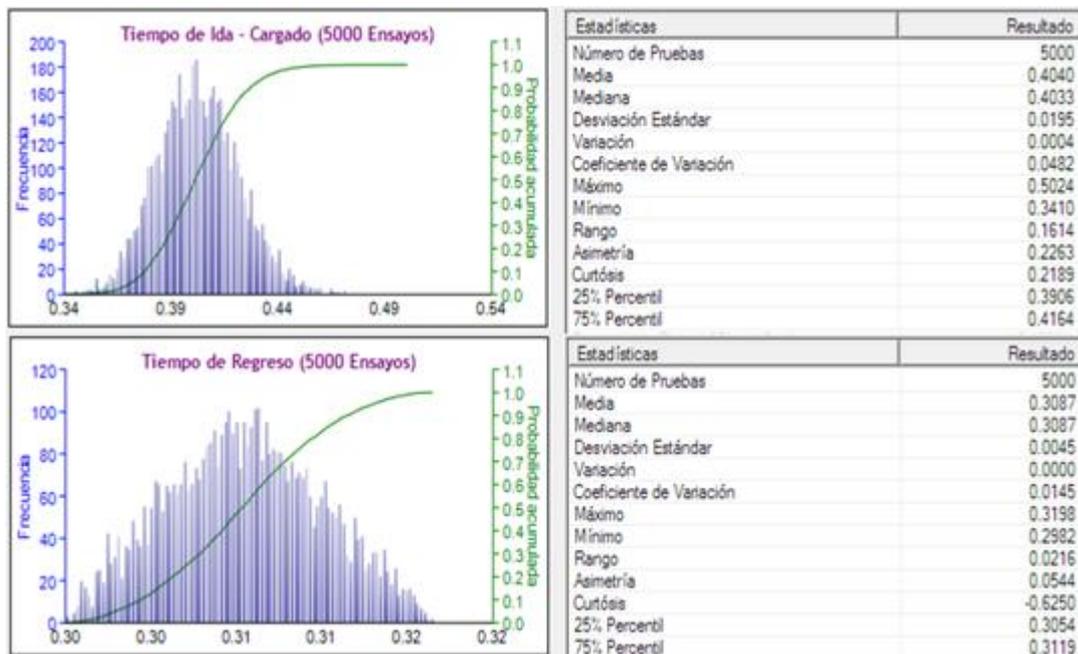


Figura 3.25 Simulación Montecarlo para la ruta 13  
Fuente: elaboración propia

Ruta 14: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.26

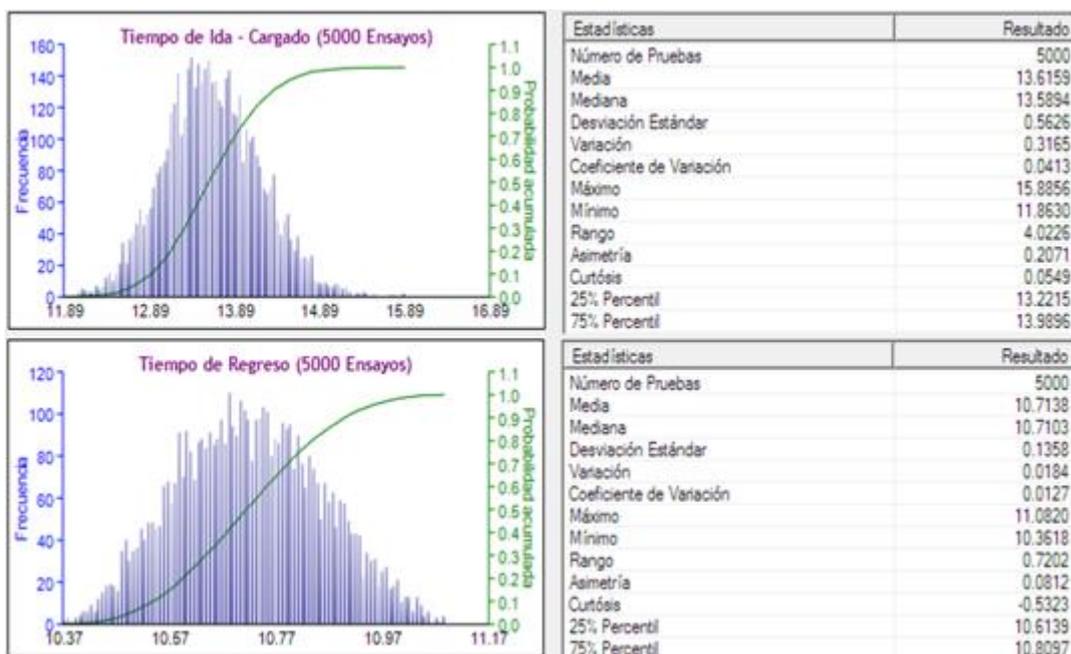


Figura 3.26 Simulación Montecarlo para la ruta 14  
Fuente: elaboración propia

Ruta 15: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.27

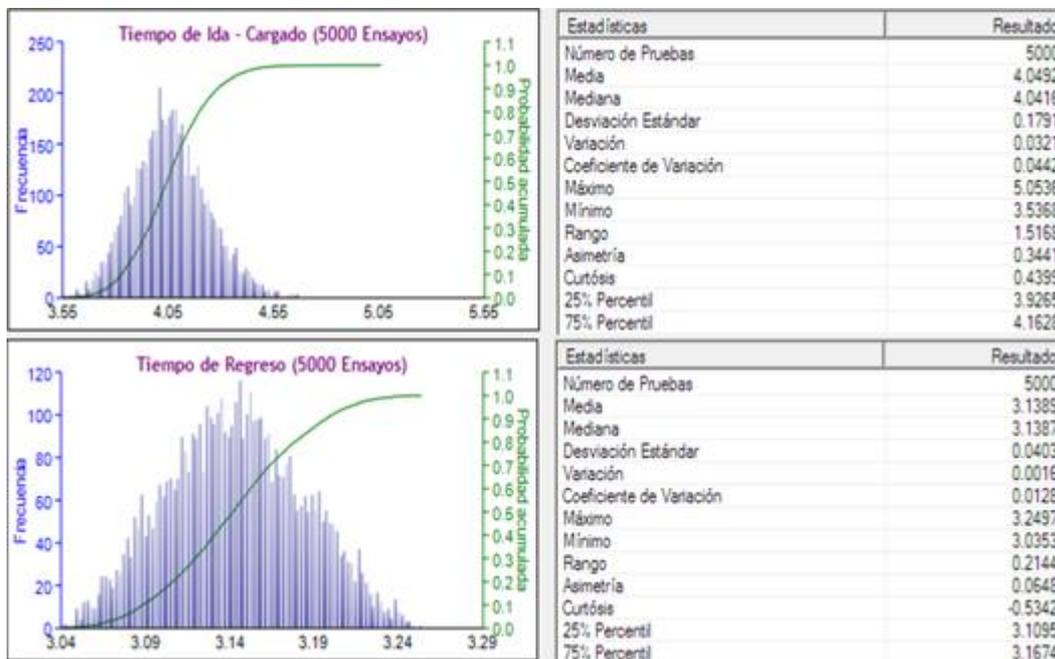


Figura 3.27 Simulación Montecarlo para la ruta 15  
Fuente: elaboración propia

Ruta 16: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.28

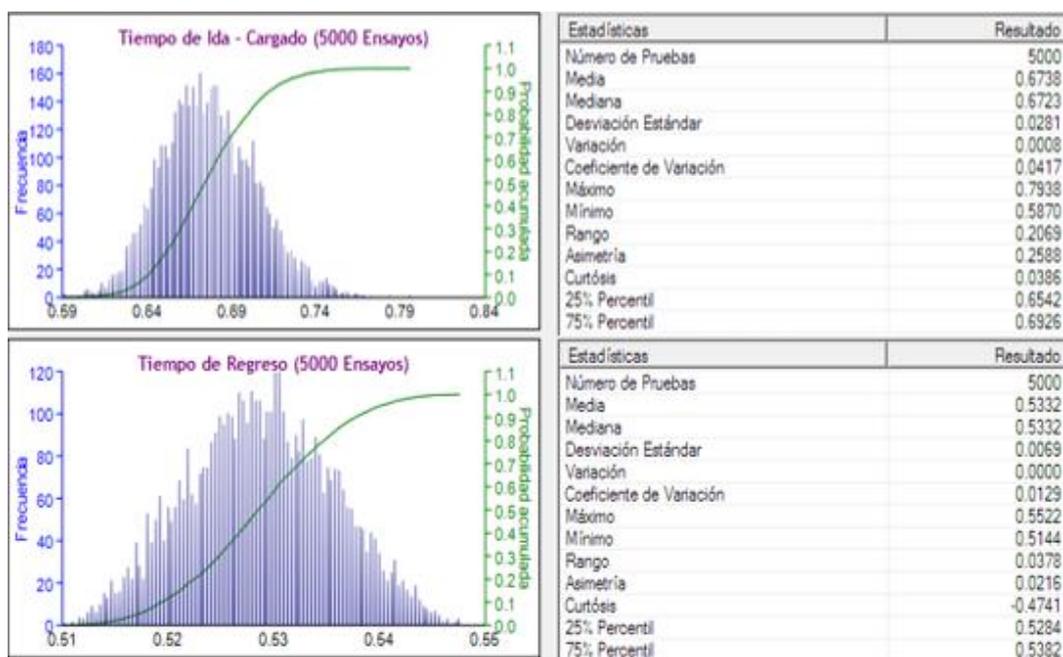


Figura 3.28 Simulación Montecarlo para la ruta 16  
Fuente: elaboración propia

Ruta 17: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.29

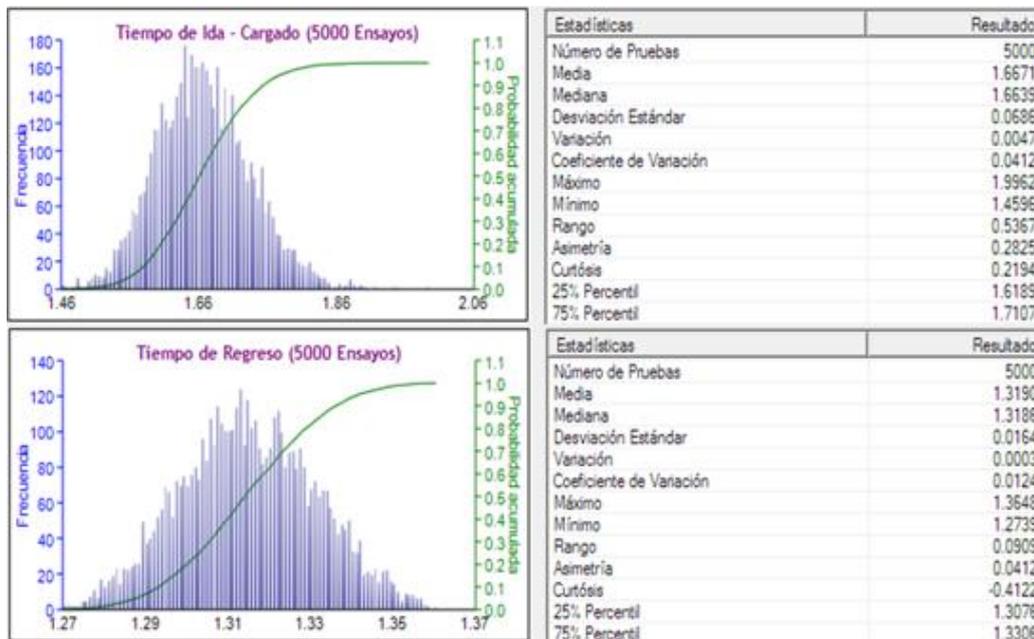


Figura 3.29 Simulación Montecarlo para la ruta 17  
Fuente: elaboración propia

Ruta 18: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.30

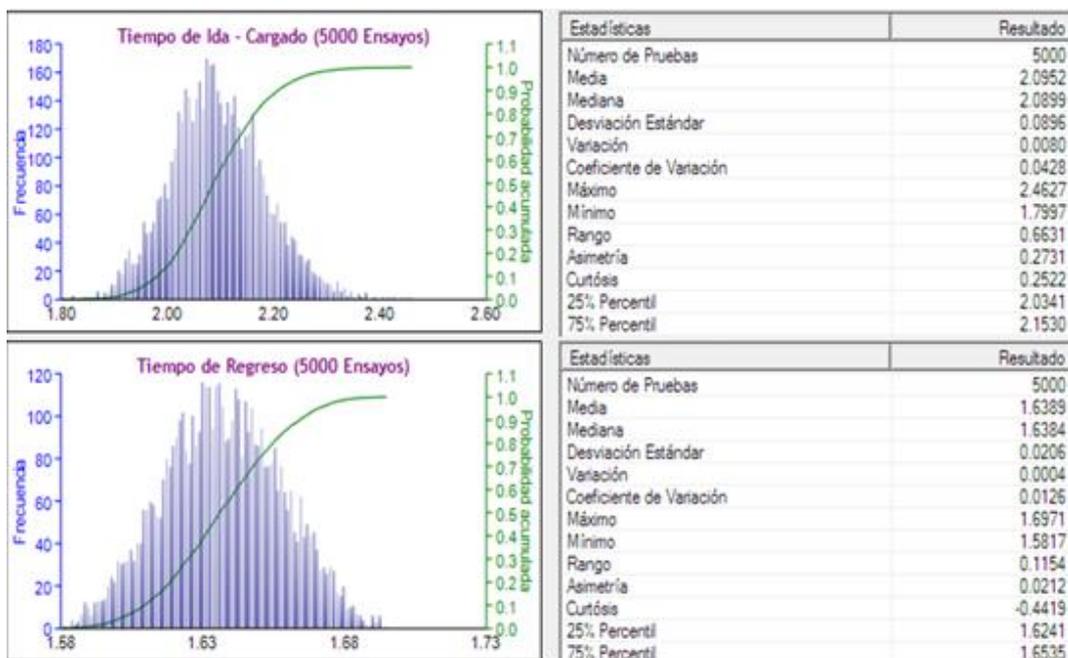


Figura 3.30 Simulación Montecarlo para la ruta 18  
Fuente: elaboración propia

Ruta 19: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.31

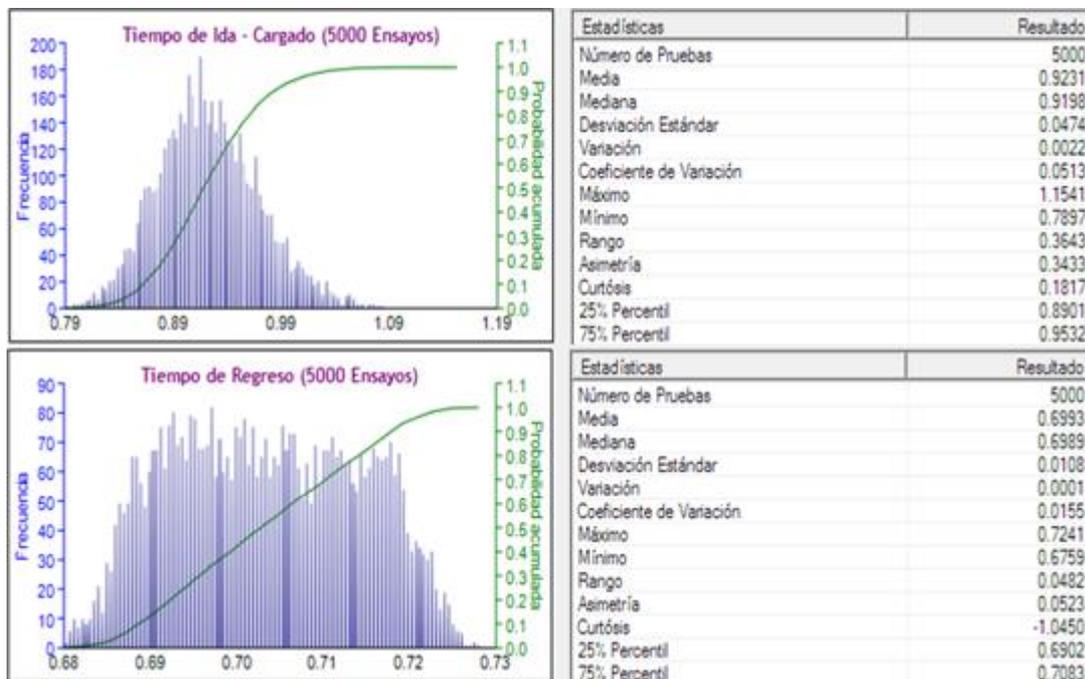


Figura 3.31 Simulación Montecarlo para la ruta 19  
Fuente: elaboración propia

Ruta 20: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.32

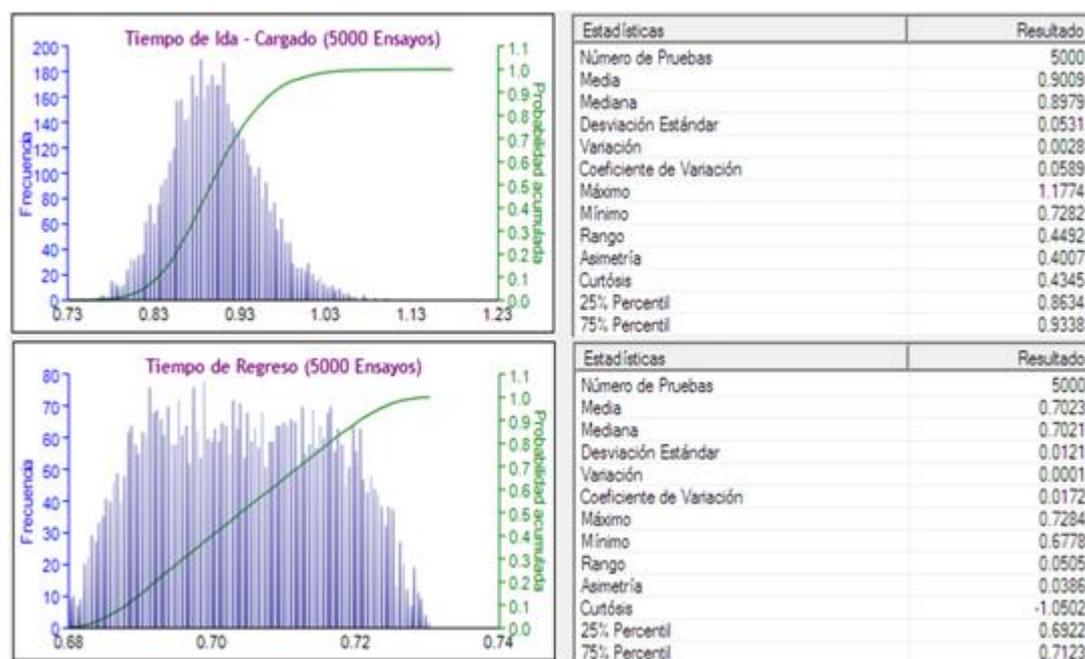


Figura 3.32 Simulación Montecarlo para la ruta 20  
Fuente: elaboración propia

Ruta 21: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.33

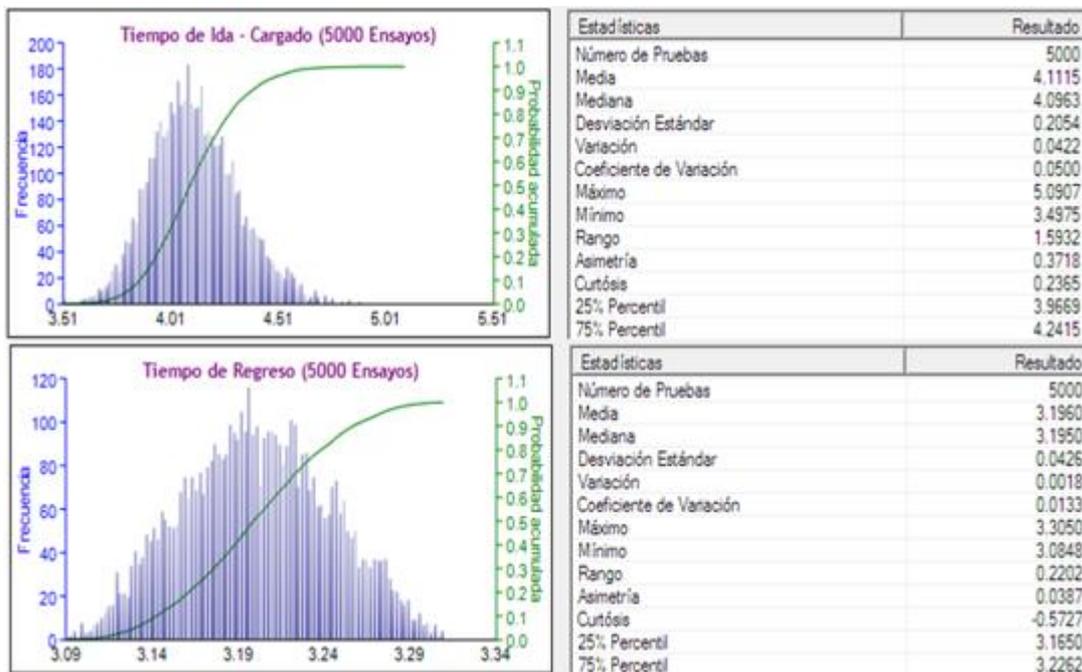


Figura 3.33 Simulación Montecarlo para la ruta 21  
Fuente: elaboración propia

Ruta 22: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.34

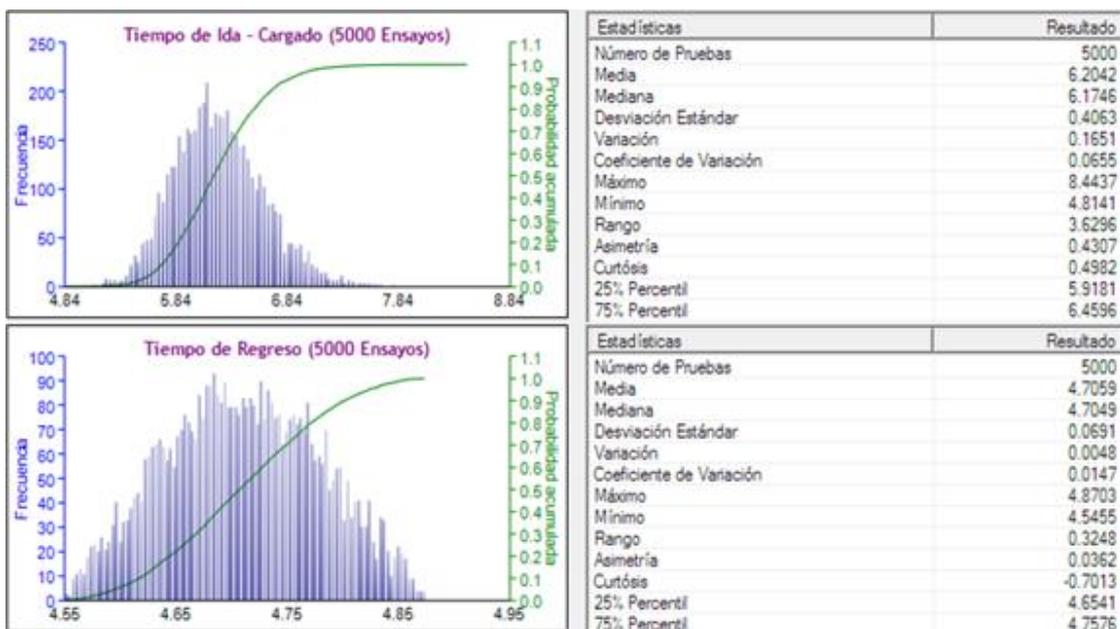


Figura 3.34 Simulación Montecarlo para la ruta 22  
Fuente: elaboración propia

Ruta 23: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.35

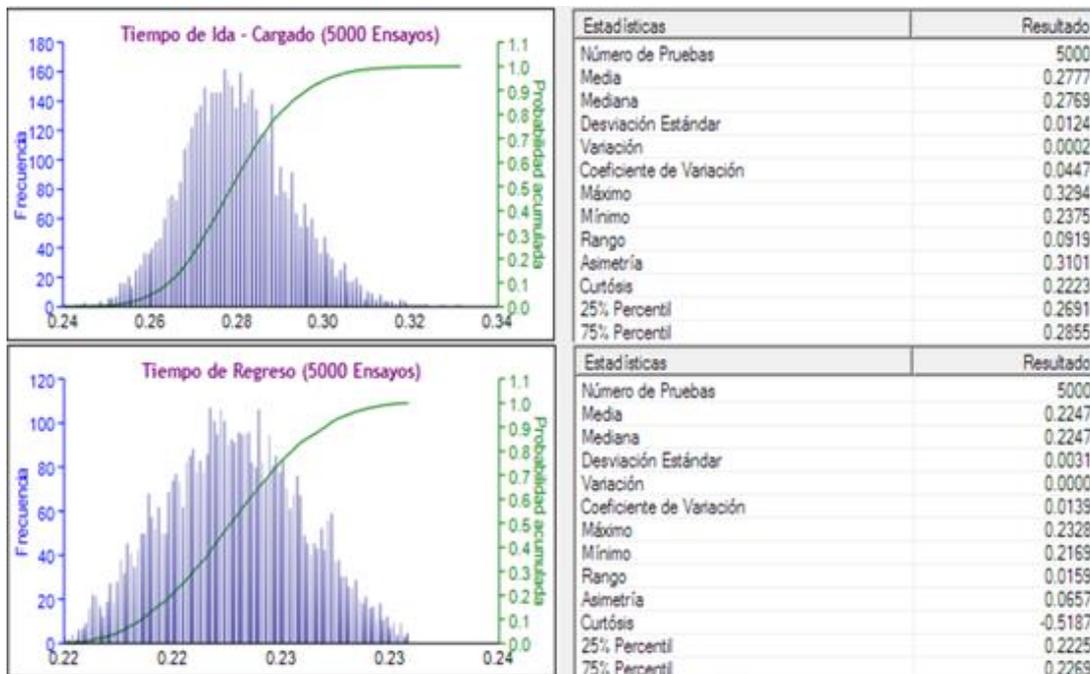


Figura 3.35 Simulación Montecarlo para la ruta 23  
Fuente: elaboración propia

Ruta 24: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.36

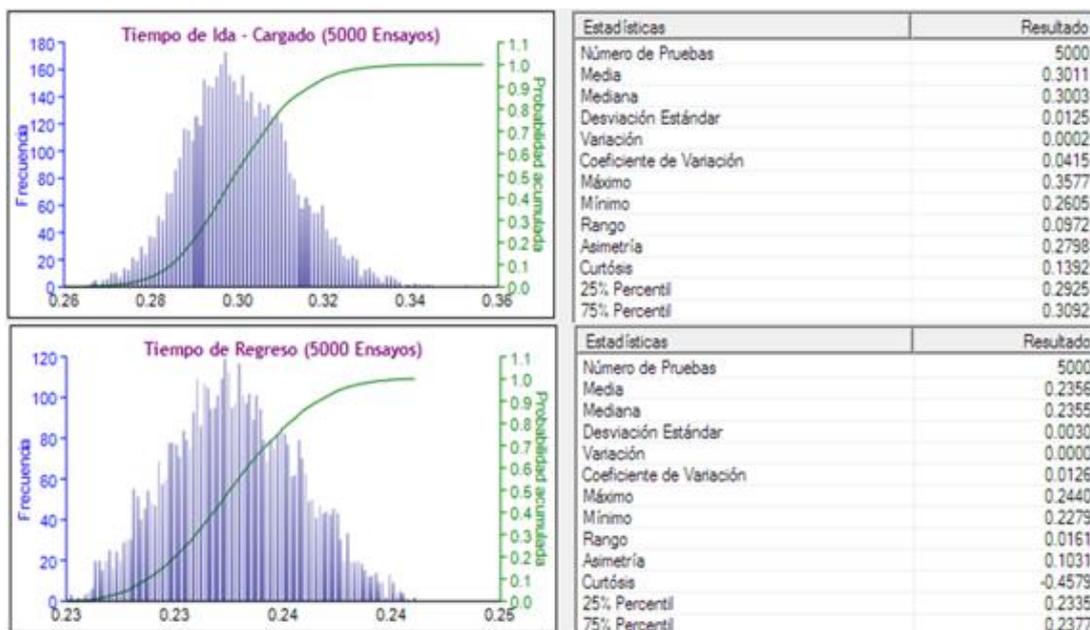


Figura 3.36 Simulación Montecarlo para la ruta 24  
Fuente: elaboración propia

Ruta 25: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.37

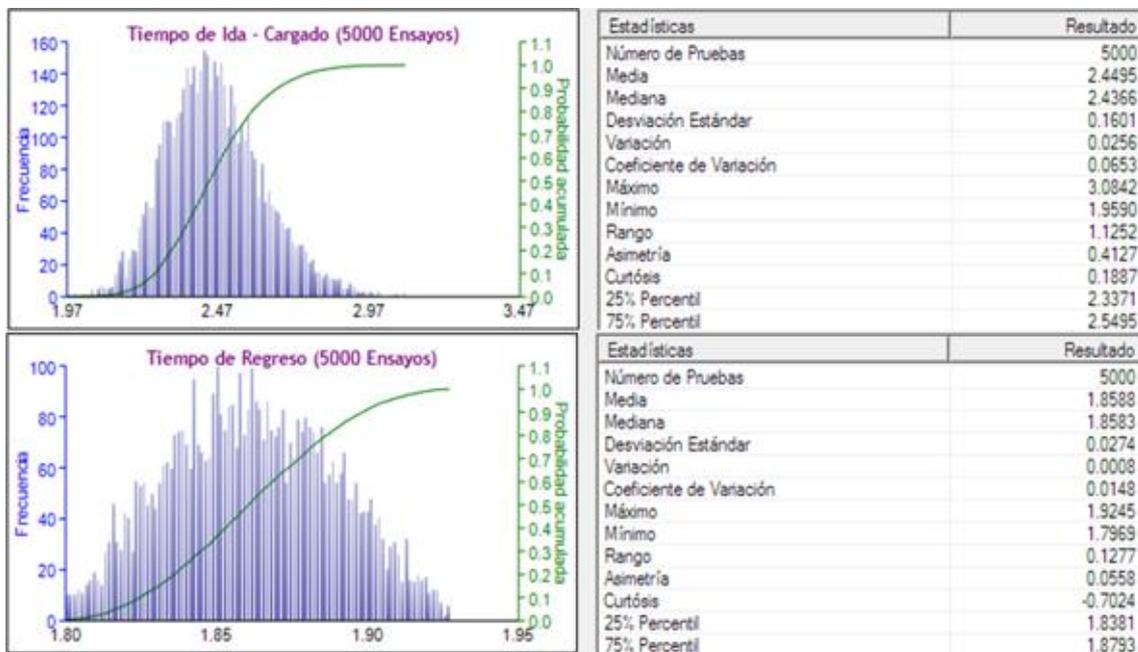


Figura 3.37 Simulación Montecarlo para la ruta 25  
Fuente: elaboración propia

Ruta 26: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.38

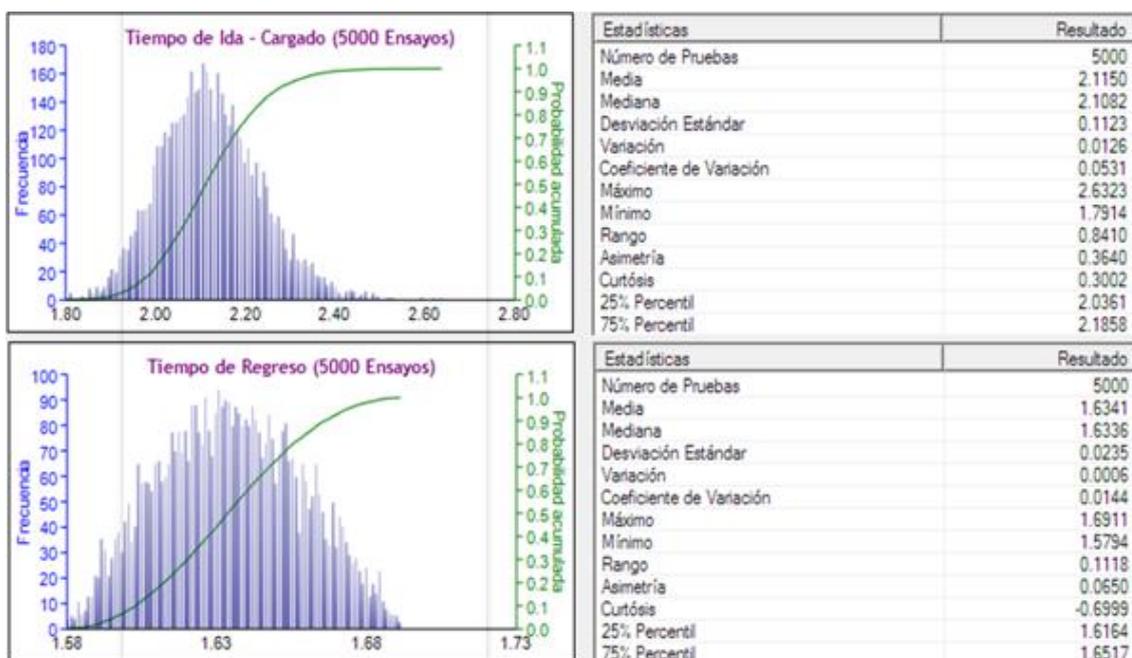


Figura 3.38 Simulación Montecarlo para la ruta 26  
Fuente: elaboración propia

Ruta 27: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.39

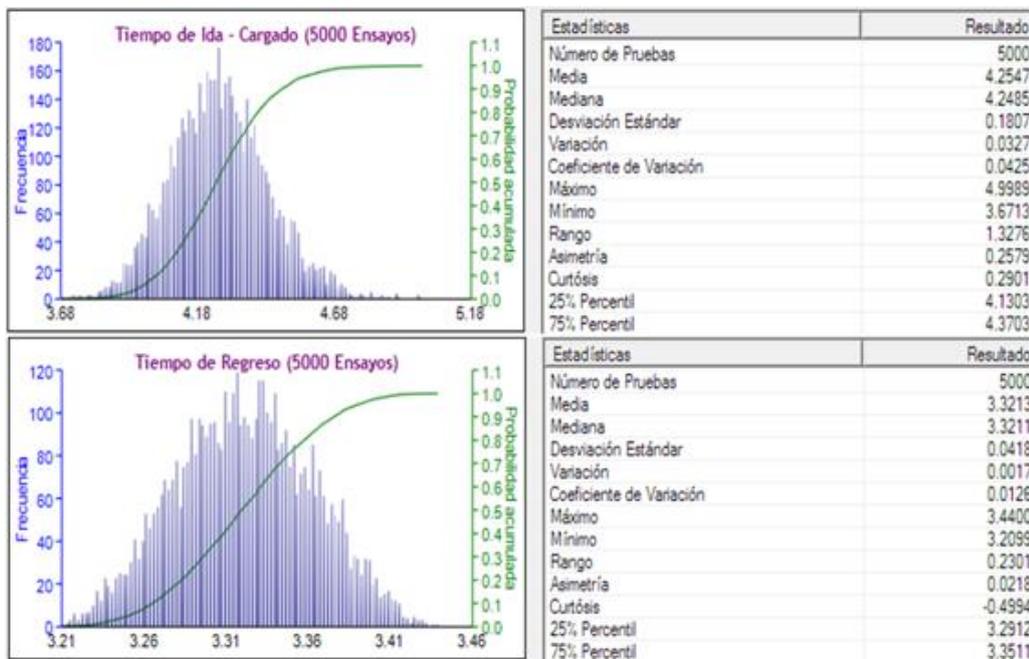


Figura 3.39 Simulación Montecarlo para la ruta 27  
Fuente: elaboración propia

Ruta 28: Tiempo de Ida y Retorno. Ver Figura 3.40

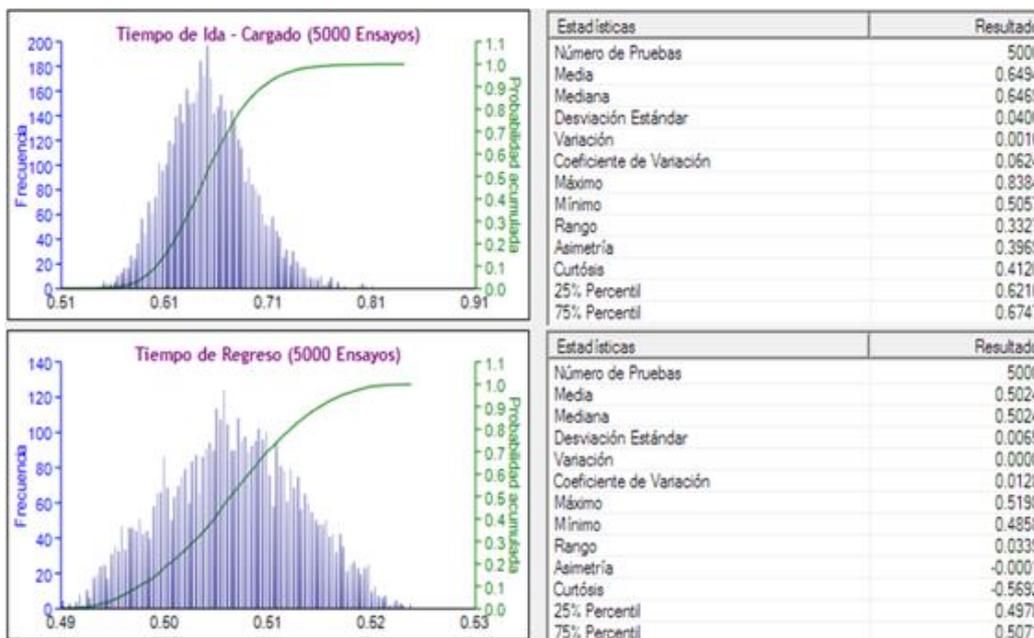


Figura 3.40 Simulación Montecarlo para la ruta 28  
Fuente: elaboración propia

### 3.5. Cálculo de tiempo de recarga

Para el cálculo del tiempo de recarga se valida dos fuentes de datos, la fuente de datos de Modular® brindará la data de entrada preliminar para hacer las simulaciones. La Figura 3.41 muestra el diagrama de cajas y *outliners values* del tiempo de recargas por capacidad. Se puede notar que a medida que la capacidad del tanque de las cisternas se incrementa la media de los tiempos de recarga aumenta en una proporción, los *outliners* mostrados en la gráfica no se tomaron en la estadística mostrada, el rango de aceptación es calculado con  $\pm 1.5$  veces el rango intercuartil.

En la Figura 3.41, se presenta el Diagrama de Caja de recargas por Cisterna:

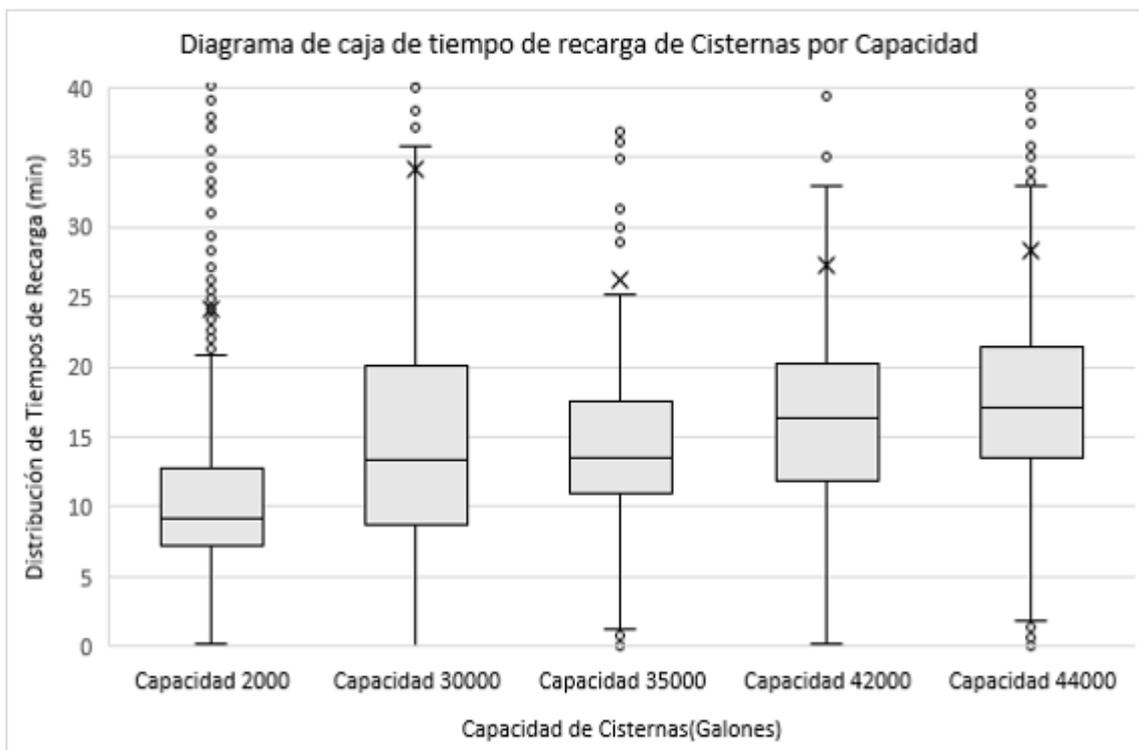


Figura 3.41 Determinación de las distancias internodales de las rutas  
Fuente: elaboración propia

La importancia del cálculo de la Figura 3.41, es que muestra los valores promedios y la distribución de tiempos esperada de recarga que servirá como punto de partida de validación. La data de Dispatch no está sectorizada por puntos de recarga o por tipo de servicio (estación de alimentación) que se está usando en las garzas, por ejemplo, para el caso de la Garza DEP10 que tiene dos estaciones de servicio. Por este último caso se tiene que realizar un análisis específico en campo y validar la data promedio obtenida con este análisis.

Para la data en campo, se tomó datos de salida de flujo en cada estación de alimentación tanto en los tres puntos de recarga, la Figura 3.42 esquematiza las líneas de alimentación.

- 1) Depósito 10.
- 2) Santa Rosa.
- 3) Tinajones

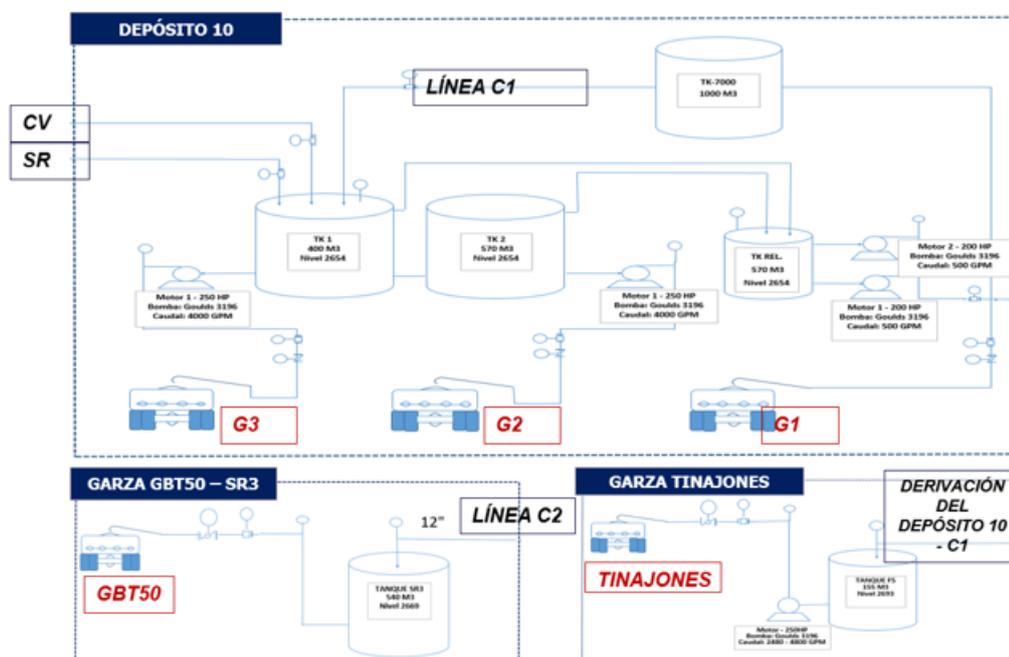


Figura 3.42 Esquema de flujos de potencia entregada de bombas y conexiones a mina

Fuente: elaboración propia

La Tabla 3.5, muestra los resultados promedios calculados en base al flujo de descarga de los puntos de servicio de las 3 estaciones de recarga (Garzas):

Tabla 3.5 Data de tiempos de recarga por capacidad y estación de servicio

Galones	N° Equipos	Tiempo de recarga			
		DEP10-G2	DEP10-G3	SR3	Tinajones
20000	5	9.1	10.0	11.1	7.1
30000	2	13.6	15.0	16.7	10.7
35000	1	15.9	17.5	19.4	12.5
42000	1	19.1	21.0	23.3	15.0
44000	4	20.0	22.0	24.4	15.7

Fuente: elaboración propia

### 3.6. Cálculo de tiempo de regado e inyección de cañón en pala

Las cisternas para el regadío en mina usan 2 aspersores. Para el cálculo del flujo de salida se realizó el siguiente estudio en campo: se tomó camiones aljibes y se contabilizó el tiempo en que lograron descargar la capacidad total de agua del tanque en régimen regular por los aspersores. El flujo se determinó con la Ecuación 3.6.

$$f = \frac{(C) * \left(\frac{1m^3}{264.172 gal}\right) * \left(\frac{1000 l}{1m^3}\right)}{(T) * 60 \left(\frac{seg}{min}\right)} \quad (3.6)$$

Donde:

$C$ : Capacidad de Camión (Litros)

$T$ : Tiempo total de vaciado (min)

El resumen de los resultados de los flujos obtenidos en las pruebas se presenta en la Tabla 3.6:

Tabla 3.6 Resumen de flujos de salida de aspersores

	T1	T2	T3	T4	T5	$\bar{X}$	$\delta$
Flujo aspersores (l/s)	92.5	89.6	91.8	89.3	89.6	90.6	1.48
Flujo cañón (l/s)	42.3	40.5	39.5	38.8	41.2	40.5	1.23

Fuente: elaboración propia

Dado que todos los aspersores son exactamente los mismos en todos los camiones éstos serán tomados como una variable estática en el modelo de simulación tomando la media de los valores analizados en campo.

### 3.7. Determinación de la función de distribución del tiempo regado en frentes de pala

La distancia de regado intermitente es definida en relación de 2 a 1 según estándares de regado. Los camiones riegan la vía 40m y los siguientes 40 metros no son regados. La Ecuación 3.7, define la cantidad disponible en el frente de pala es la siguiente:

$$\bar{t}_d = \frac{C - F_a * (f) * \sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)} * 60}{F_c} \quad (3.7)$$

La variable  $\bar{t}_{(i+1,i)}$  es el tiempo que toma entre ir de un punto nodal al inmediato siguiente, dado que este tiempo es una variable aleatoria ( $\bar{t}$ ) definida con una función propia de distribución entre puntos internodales.

Donde:

$\bar{t}_d$ : Tiempo regado disponible en frente de pala (segundos)

$\bar{t}_{(i+1,i)}$ : Variable aleatoria de tiempo entre los nodos "n" y "n+1"

C: Capacidad de Camión (Litros)

$F_a$ : Flujo de salida de agua por aspersores (l/s)

f : Razón de distancia regada y no regada

$F_c$ : Flujo de salida de agua por el cañón (l/s)

La Figura 3.43 esquematiza esta definición.

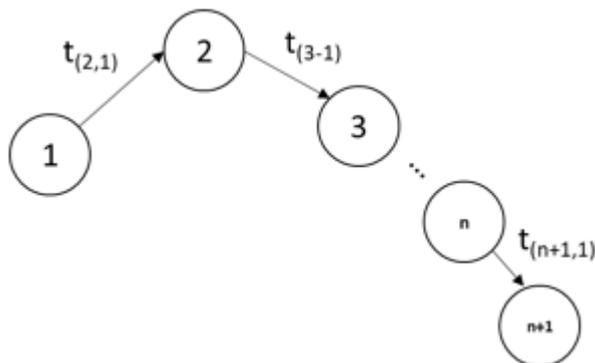


Figura 3.43 Tiempos aleatorios entre puntos nodales  
Fuente: elaboración propia

Operativamente se requiere que los frentes de pala se rieguen con un tiempo mínimo ( $\bar{t}_{min}$ ) de 25 min a una ratio de cañón de regado de 40 l/s. La razón por la cual el cañón de regado ha sido articulado a ese flujo es porque solo se requiere humedecer el material más no generar lodo, que podría causar problemas operativos en el carguío o acarreo.

La ecuación descrita, es importante porque permite discernir y reducir el conjunto de posibles soluciones existentes del problema de simulación; dado que a diferencia de los problemas clásicos de acarreo, en donde la carga de los camiones es totalmente descargada en los destinos finales (botadero, stocks o planta) y el ciclo inicia nuevamente; el presente problema de la tesis requiere que además de regar las vías y los frentes de pala también se requiere que los camiones lleguen a los puntos de recarga vacíos o con la menor cantidad de agua posible, lo cual se traduce también en un uso de agua eficiente y además asegura que se seleccionen las mejores soluciones en donde los camiones no regresen a los puntos de carguío llenos o semillenos, priorizando de que el remanente de agua en el tanque del camión aljibe en el caso óptimo sea cero o muy cercano a cero.

Es por este motivo que la cantidad de agua utilizada es dependiente del tiempo aleatorio que tome el ciclo ( $\bar{t}$ ) y también de las vías que se escojan como posibles

soluciones, en el siguiente punto se explicará la dependencia de la cantidad de agua a usar en la programación de la simulación y animación.

### 3.8. Determinación de la función de agua utilizada por ciclo

La cantidad de agua a utilizar esta en función del tiempo aleatorio del ciclo y de las vías a utilizar, a su vez la cantidad de agua total utilizada es dependiente del tiempo disponible en pala.

Tomemos como ejemplo la Figura 3.43; que describe el tiempo de ciclo de ida de un punto de recarga a una pala de una ruta en particular; el agua usada en el ciclo total viene descrita por la Ecuación 3.8:

$$\bar{X} = \begin{cases} \bar{t}_d \geq \bar{t}_{min} \wedge \sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)} > \bar{t}_d - \bar{t}_{min}; f * F_a * \sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)} + \bar{t}_{min} * F_c + f * F_a * (\bar{t}_d - \bar{t}_{min}) \\ \bar{t}_d \geq \bar{t}_{min} \wedge \sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)} \leq \bar{t}_d - \bar{t}_{min}; f * F_a * \sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)} + \bar{t}_{min} * F_c + f * F_a * \sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)} \\ \bar{t}_d < \bar{t}_{min}; f * F_a * \sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)} + \bar{t}_d * F_c \end{cases} \quad (3.8)$$

Donde:

$\bar{X}$ : Cantidad de Agua Usada (Litros)

$\bar{t}_d$ : Tiempo regado disponible en frente de pala (segundos)

$\bar{t}_{(i+1,i)}$ : Variable aleatoria de tiempo entre los nodos "n" y "n+1"

$F_a$ : Flujo de salida de agua por aspersores (l/s)

$F_c$ : Flujo de salida de agua por el cañón (l/s)

$\bar{t}_{min}$ : Tiempo de regado mínimo en pala (25 min)

$f$ : Razón de distancia regada y no regada

Para esquematizar la fórmula a usar en la simulación se tomó una ruta de regadío actual de la mina de la Figura 3.43; por ejemplo, la ruta del punto de recarga Santa Rosa a la Fase 10 del pit Santa Rosa (GSR3-SR10) y tomemos la Velocidad Media entre los puntos internodales para reducir el ejemplo a su versión más sencilla. Tenemos cinco posibles candidatos a la ruta seleccionada (Camiones de 20, 30, 35, 42 y 44 mil galones respectivamente). La Figura 3.44, muestra los resultados luego de la aplicación de la fórmula.

Capacidad Camión (Gal)	Capacidad Camión (Litros)	Distancia (m)	Velocidad Media (Km/h)	$\sum_{i=1}^{i=n} \bar{t}_{(i+1,i)}$ (min)	$t_{min}$ (min)	$t_d$ (min)	$t_d - t_{min}$ (min)	Caso	$\bar{X}$ (Litros)	Uso de Activo (%)	Distancia Cubierta (m)
20,000	75,800	1,651	23	4.3	25	26.7	0.8	1º Caso	75,800	100%	2,317
30,000	113,700	1,651	23	4.3	25	42.5	7.8	2º Caso	83,258	73%	3,302
35,000	132,650	1,651	23	4.3	25	50.4	11.3	2º Caso	83,258	63%	3,302
42,000	159,180	1,651	23	4.3	25	61.5	16.2	2º Caso	83,258	52%	3,302
44,000	166,760	1,651	23	4.3	25	64.6	17.6	2º Caso	83,258	50%	3,302

Figura 3.44 Esquema de resultados de aplicación de ecuación de función de agua por ciclo

Fuente: elaboración propia

La conclusión del análisis se puede resumir y explicar con la Figura 3.45 en el cual se puede observar que para esta ruta corta (GSR3-SR10) el uso de la capacidad total del tanque para el camión de 20K Gal de 100% mientras que a medida que incrementa la capacidad del tanque el uso disminuye conforme aumenta la distancia cubierta de regado o su equivalente que es el tiempo efectivo de regado de vía. De la Figura 3.44 tomemos por ejemplo al camión de 42K Gal, se puede observar que luego de regar la pala 25 min y de regar el trayecto promedio de regado de ida de 4.3 min, aún tendría independencia de 16.2 min regando a un flujo de 90l/s.

Es por esta razón, que se priorizaría utilizar los camiones de mayor capacidad (42K o 44K Gal) para rutas en fases de minado más profundas en donde el uso del tanque

y la capacidad cubierta serían más eficientes, dado que los camiones de menor capacidad no podrían inyectar agua en los frentes de minado por al menos 25 min y a su vez que el tiempo efectivo de regado en las vías no sería la mejor opción en rutas largas puesto que los de menor capacidad en el retorno estarían vacíos en comparación con un camión de mayor capacidad que aún puede seguir regando luego del regado en el frente de minado. Por esta razón para este modelo sencillo de una sola vía y sin interacción, la prioridad de esta ruta la tendría el camión de 20K galones en primera instancia.

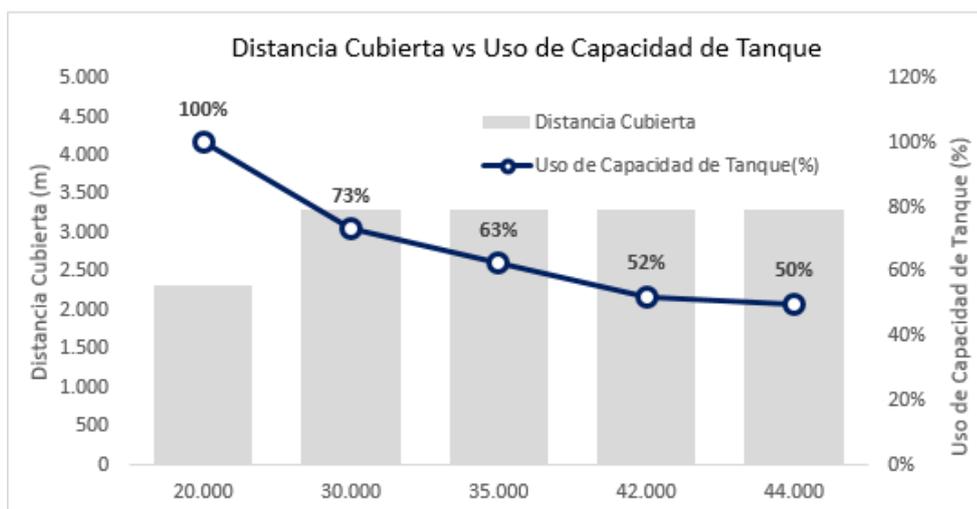


Figura 3.45 Distancia cubierta de regado vs uso de capacidad de tanque  
Fuente: elaboración propia

El problema de la tesis analiza cada uno de estos puntos, además toma en consideración otras variables correspondientes del resultado de la interacción de camiones asignados a los puntos de recarga, los cuales se analizan en la simulación:

1. El tiempo efectivo de regado de vías, que es el tiempo en min por ciclo en el cual se está regando las vías.
2. El tiempo efectivo de regado en los frentes de minado.
3. El tiempo promedio de cola en las estaciones de recarga.
4. El flujo de camiones, vías transitadas y congestión en mina.

Con el fin, de luego escoger la mejor distribución de los activos en base a los recursos disponibles y así incrementar la utilización de equipos.

### **3.9. Análisis de congestión de tráfico y flujo de camiones**

El análisis de congestión y tráfico es una variable importante para asignar los camiones a las rutas de acarreo en donde existirán más flujo y cubrir los sitios de flujo constante: Rampas de salida, óvalos de intercambio, switch backs. Para la zonificación se emplea dos fuentes de datos:

1. Planeamiento corto plazo: Estimación de necesidad de camiones por pala por día, del plan diario, semanal y mensual; este input nos da una idea de la distribución global de los camiones en las vías de acarreo y los tajos en donde existirá más flujo. Ver Figura 3.46.
2. Modular dispatch®: Eventos registrados de congestión y tráfico, la big data del software de despacho será tomada como input principal para priorizar las vías que deben de tener un tiempo efectivo de regado más alto, debido al análisis de flujo de camiones histórico y la congestión de la data los ciclos de acarreo.

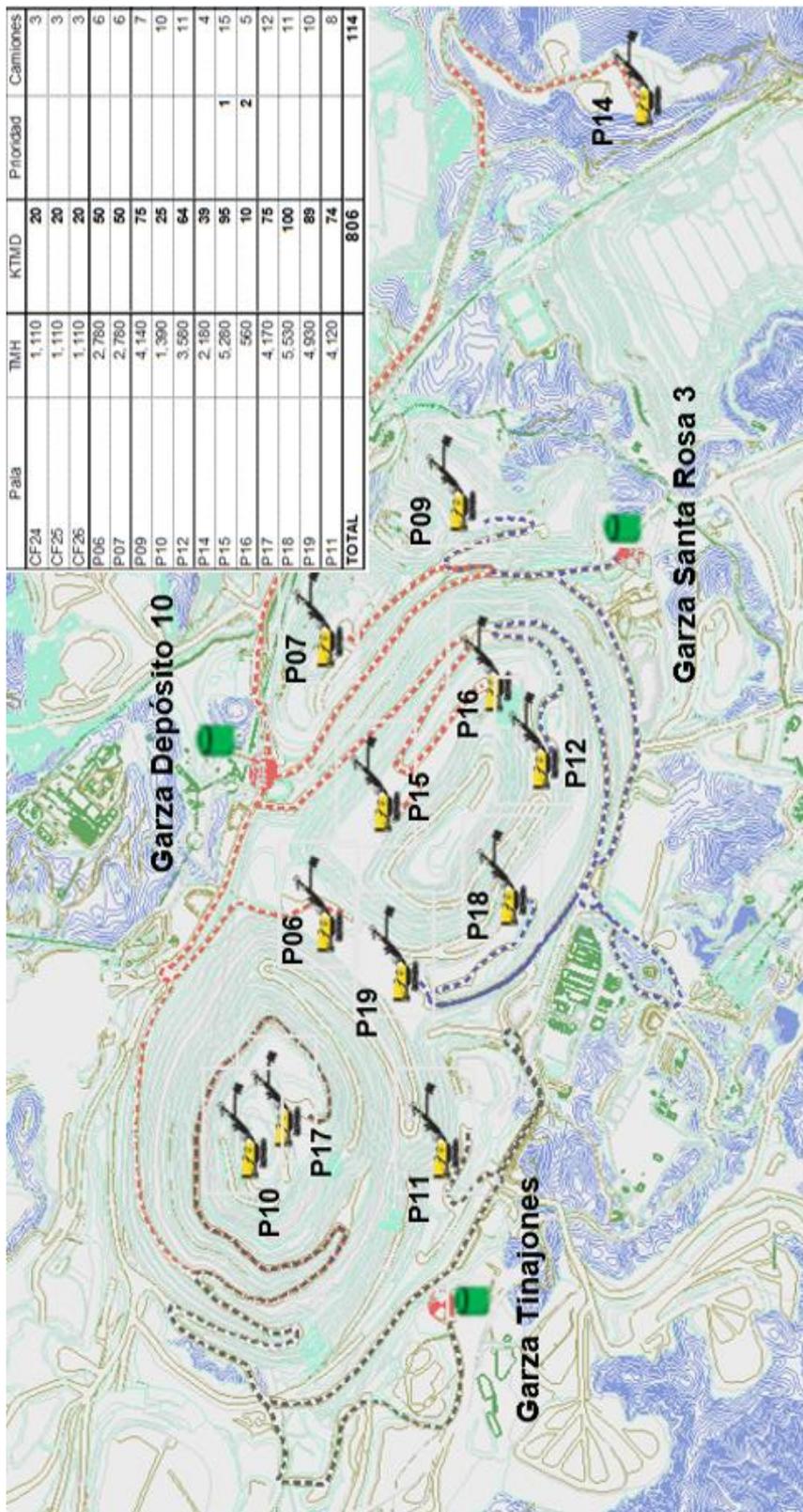


Figura 3.46 Esquema de plan diario y necesidades estimadas de número de camiones por pala  
 Fuente: Plan diario de planeamiento corto plazo – FMI [2]

## **CAPÍTULO IV**

### **MODELO DE SIMULACIÓN**

El propósito del presente capítulo es estudiar y desarrollar el modelo de simulación y animación de eventos discretos de una mina compleja a tajo abierto usando los resultados de los datos calculados en el capítulo anterior (tiempo de ciclos, tiempo de recarga, tiempo de regado en frentes de pala, flujo de aspersores, etc.) los cuales provienen de Dispatch y mediciones de campo. Este modelo puede asistir a las áreas de operaciones, pit dewatering y planeamiento en analizar las limitaciones de la mina en términos de uso general de agua en una mina compleja. GPSS/H®, AREANA® and PROFF® fueron los software usados para la simulación.

El primer modelo de simulación es diseñado para imitar la lógica de los camiones en el sistema. La estrategia inicial en la simulación fue iniciar con un modelo basado en medias en todas las distancias internodales para entender la lógica y realizar el proceso de debugging; entender también si se estaba usando la cantidad de agua reportada al ANA. (Autoridad Nacional del Agua) con el motivo de validar el modelo y reproducir el ratio de regado promedio, para luego incluir las ecuaciones y dependencias descritas en el Capítulo III.

Este capítulo también incluye la explicación detallada del modelo de simulación. Esta simulación incluye la animación de la mina. Las animaciones primarias fueron creadas para verificar la secuencia de actividades y sus algoritmos asociados, y para validar si los códigos de programación de la simulación fueron los correctos.

#### **4.1. Descripción general del proceso**

La mina está localizada al norte-este de la ciudad de Arequipa, al sur de Perú. La mina opera en dos turnos de 12 horas durante todo el año. El turno inicia a las 6:30 a.m. y termina a las 6:30 p.m. El horario de almuerzo está programado a las 12:00 m a 1:00 p.m. El protocolo de voladura inicia generalmente a las 3:00 p.m. y termina a las 3:30 p.m. la operación incluye tres tajos y 12 frentes de minado. El tipo de procesamiento usado incluye los métodos de lixiviación y electrodeposición. Actualmente la mina cuenta con 13 palas hidráulicas CAT 4100 XPC y una flota de 117 camiones CAT-793D y KOM-930E; para el caso particular de la simulación y tal cual fue cubierto en los capítulos anteriores, se cuenta con 13 camiones aljibes con distintas capacidades (Table 3) y tres puntos de recarga, el único punto de recarga que cuenta con capacidad de brindar dos servicios paralelos es el Depósito 10 (G2-G3), los camiones riegan las vías y frentes de pala durante el primer turno en condiciones normales y constante operación, el tiempo efectivo de trabajo es de 10.5 horas. En el turno noche se opera normalmente con una capacidad menor y reducida: ~60% de agua utilizada con respecto del día.

#### **4.2. Simulación y animación preliminar de la simulación**

Un modelo de simulación y animación discreto fue creado para representar la lógica del sistema de la mina. Este modelo representa la rapidez y flexibilidad de GPSS/H®, ARENA® y PROOF® en una implementación de un modelo una vez que se establezcan los datos y variables asociadas. La animación inicial no contiene la topografía actual de la mina, dado que el objetivo principal es validar la información y la lógica. Una vez validado el código se procederá con la creación de la animación

con la topografía actual. Las Figuras 4.2 y 4.3 muestran en el esquema de animación del módulo de dibujo y establecimiento de rutas correspondientemente.

Crear la animación como una interface gráfica es de gran ayuda para el desarrollo de la simulación. En términos generales, la animación mejora la calidad del modelo que será de gran ayuda en las correcciones y en la posterior validación del modelo.

### **4.3. Formulación del modelo de simulación**

La secuencia de pasos para esta primera validación es explicada a continuación: Los camiones inician el ciclo vacío en las bahías de parqueo, luego de realizar las revisiones diarias (IPERC continuo, Checklist de pre-uso, etc.) se dirigen a las estaciones de recarga para abastecerse de agua; el flujo de agua de salida en cada punto de recarga es distinto, esto fue cubierto en el capítulo anterior y comparado con el diagrama de cajas en la Figura 3.41. Una vez se culmine la recarga se inicia el regadío de ida hasta la pala de destino, lugar donde realizará el regado del frente de la pala, el tiempo de regado en la pala será directamente proporcional a la capacidad del tanque de agua hasta por un máximo de 25 min, luego inicia el retorno al punto de recarga, en este trayecto iniciaría el regado de vías si es que la capacidad del tanque aún tiene disponibilidad de agua para el trayecto de retorno. El proceso se interrumpe durante la voladura, hora de almuerzo/refrigerio y final del turno.

El flujo del proceso se esquematiza en la Figura 4.1 y el código de simulación es adjuntado, en el Anexo N°3.



Figura 4.1 Formulación del modelo conceptual del sistema de riego de una mina a tajo abierto

Fuente: elaboración propia

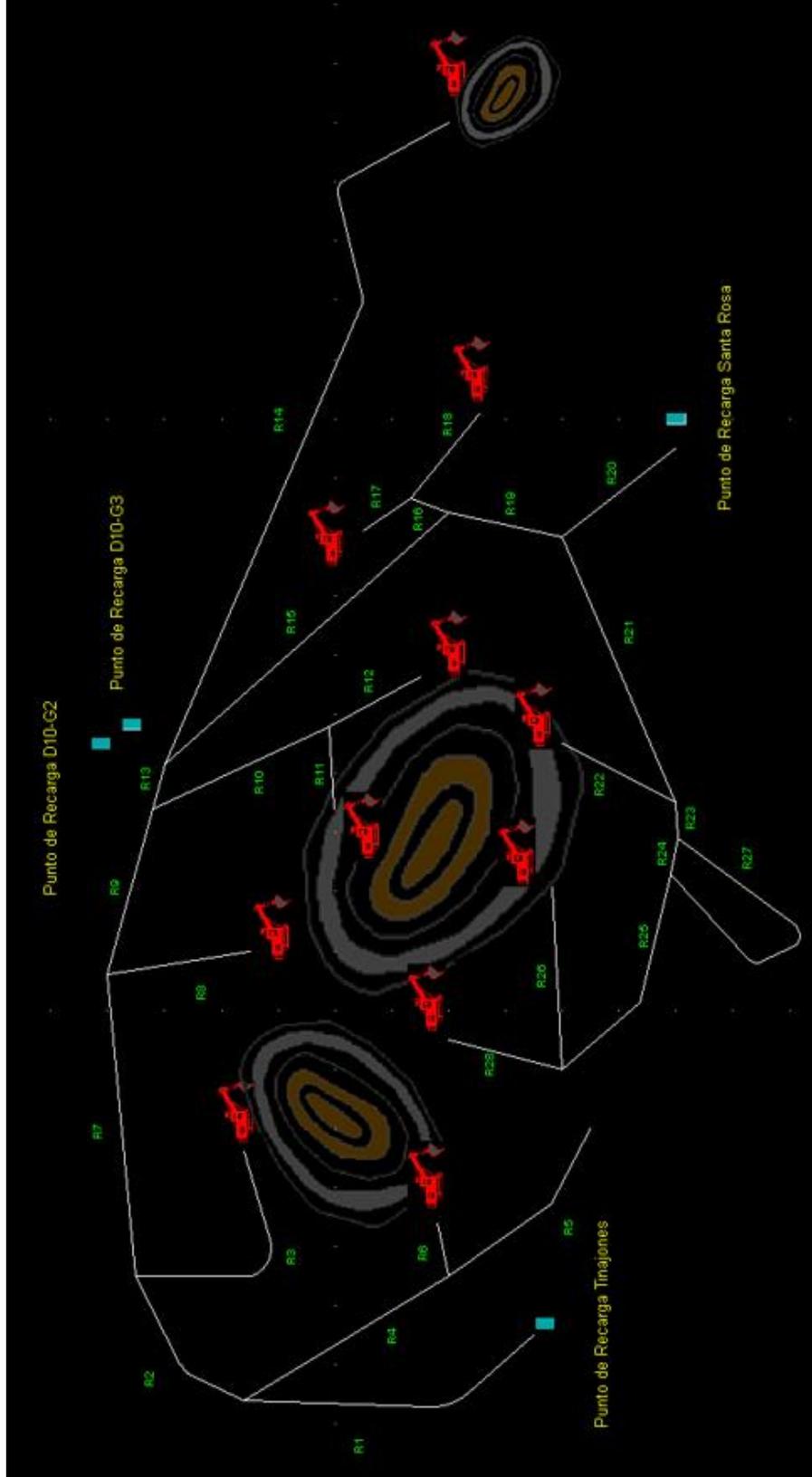


Figura 4.2 Screenshot de la primera simulación y animación de la mina  
Fuente: elaboración propia

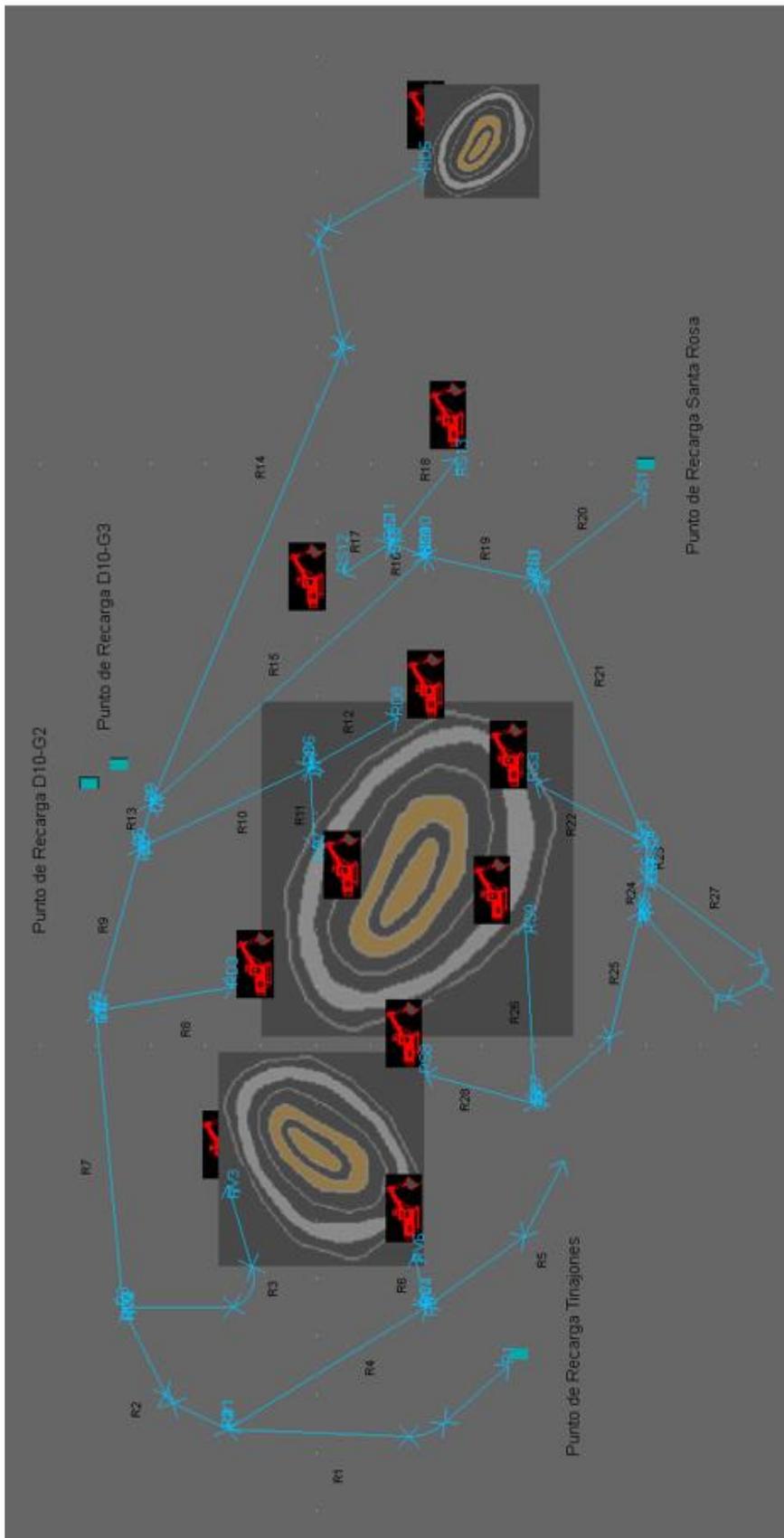


Figura 4.3 Screenshot de asignación de paths y funciones de distribución de puntos internodales  
Fuente: elaboración propia

#### 4.4. Validación

El siguiente paso en la simulación tiene que responder a la pregunta de si el código fue construido correctamente, para esto analizaremos la distribución de agua que está directamente relacionada con los tiempos de cola y la distribución de tiempos de ida y retorno, la distancia de la vía y el tiempo de servicio en las palas.

##### a. Validación de Ratio de Agua Usado en Punto de Recarga Tinajones.

Para comprobar si el modelo fue construido correctamente se determinó asignar dos camiones al punto de recarga de tinajones interactuando en conjunto tanto en la fase superior CV6 y la fase inferior CV5. La prueba consiste en asignar un camión de 44K Gal y 35K Gal para cada fase; esto por recomendación de operaciones mina para el control diario.

El consumo promedio (m<sup>3</sup>) histórico de los meses en el análisis se describe en la Figura 4.4 del reporte de Pit Dewatering, reportado al ANA. (Autoridad Nacional del Agua)

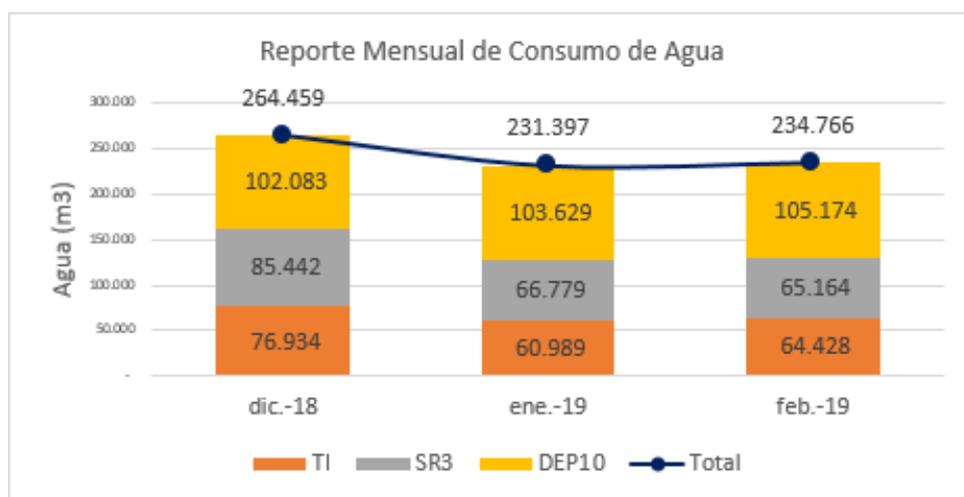


Figura 4.4 Reporte mensual de consumo de agua, fuente: Operaciones Mina, Pit Dewatering  
Fuente: Reporte Pit Dewatering – FMI [2]

De la Figura 4.4 se puede observar que el consumo promedio diario de los tres últimos meses en la garza tinajones fue de 2,248.28 m<sup>3</sup>/día. Las mediciones de agua usada en el día de la prueba arrojaron 2367.59 m<sup>3</sup>/día.

La Figura 4.4 esquematiza los resultados y la animación del código y la Tabla 4.1, muestra la variación y comparación de variable aceptable comparada de 0.68% sobre el valor promedio mensual y de -3.8% bajo el promedio real tomado en la prueba de campo.

Tabla 4.1 Resultados y comparación de simulación vs Real, cantidad de agua usada

<b>ITEMS</b>	<b>SIMULATION OUTCOME</b>
N° Camiones	2
Utilización de garza tinajones (%)	35.22 %
Utilización pala 1 (%)	31.75 %
Utilización pala 2 (%)	35.71 %
Tiempo promedio de cola en estación (min)	13.87
Promedio diario (m <sup>3</sup> )	2248.28
Valor real tomado (m <sup>3</sup> )	2350.59
Valor simulado (m <sup>3</sup> )	2263.73
<b>Comparación</b>	
% Error simulado / real promedio mensual	0.68 %
% Error simulado / real día	-3.8%

Fuente: Elaboración propia

#### **4.5. Mejor elección de distribución de camiones y NBA**

El código simulación es adjuntado, en el Anexo N°4. La explicación de la lógica de simulación se detalla a continuación y será permutada para cada punto de recarga y vía de la mina.

Se requiere determinar la asignación de camiones necesario para las rutas del punto de recarga de Tinajones a la fase CV5 de la mina; la fase más profunda y con mayor longitud de vía de acarreo. Dado que se tiene dos vías disponibles para la asignación del Tajo CV y 5 tipos de camiones, la cantidad de opciones reales que se tiene para

la asignación son de 25 combinaciones conjugadas; para reducir la cantidad de opciones podemos utilizar la restricción de la función de tiempo disponible en pala ( $T_d \geq 25$ ), pero con el fin de validar y recrear todos los escenarios para este ejemplo no se empleará.

Los resultados de la simulación con los 25 escenarios son mostrados en la Figura 4.5. Los resultados muestran la cantidad simulada de agua usada en los tres trayectos del ciclo: Ida, Retorno y Regado en pala para la ruta Tinajones – CV5; así como la utilización del punto de recarga y la utilización de tanque, al igual que el tiempo de espera promedio de la interacción de los dos camiones.

Combinación	Camión Ruta CV5	Camión Ruta CV6	Utilización Garza Tinalones (%)	Tiempo Pala CV5	Tiempo Pala CV6	Average Waiting Time (min)	Agua Usada Ida (L)	Agua Usada Pala (L)	Agua Usada Retorno (L)	Agua Total(L)	N° Ciclos	Util% Trucks	Utilización de Tanque
1	20,000	20,000	29.0%	14.8%	22.0%	1.76	1,309,682	509,518	-	1,819,200	24	80%	100%
	20,000	30,000	25.3%	12.8%	34.7%	7.08	1,149,558	442,242	-	1,591,800	21	80%	100%
	20,000	35,000	28.8%	13.3%	33.3%	6.11	1,207,204	460,396	-	1,667,600	22	80%	100%
	20,000	42,000	29.6%	12.2%	33.0%	11.04	1,094,728	421,272	-	1,516,000	20	79%	100%
	20,000	44,000	32.1%	12.2%	33.0%	11.82	1,094,728	421,272	-	1,516,000	20	79%	100%
2	30,000	20,000	25.4%	27.9%	24.9%	0.81	869,377	949,232	591	1,819,200	16	80%	100%
	30,000	30,000	23.0%	28.9%	36.5%	1.46	931,866	999,226	1,808	1,932,900	17	80%	100%
	30,000	35,000	29.9%	29.2%	31.3%	7.33	931,180	1,001,712	7	1,932,900	17	80%	100%
	30,000	42,000	31.0%	29.2%	29.5%	2.87	932,609	1,000,291	-	1,932,900	17	80%	100%
	30,000	44,000	31.9%	29.2%	29.5%	2.58	931,401	1,001,499	-	1,932,900	17	80%	100%
3	35,000	20,000	27.5%	29.5%	24.5%	1.96	927,420	1,020,000	307,630	2,255,050	17	80%	100%
	35,000	30,000	28.8%	28.9%	31.8%	5.54	875,287	960,000	287,113	2,122,400	16	80%	100%
	35,000	35,000	28.8%	28.9%	31.8%	1.44	875,287	960,000	287,113	2,122,400	16	80%	100%
	35,000	42,000	32.5%	29.5%	29.5%	8.02	928,264	1,020,000	306,786	2,255,050	17	79%	100%
	35,000	44,000	33.3%	29.5%	29.5%	7.36	928,264	1,020,000	306,786	2,255,050	17	80%	100%
4	42,000	20,000	31.2%	31.3%	24.0%	33.40	924,310	1,020,000	708,201	2,652,511	17	76%	98%
	42,000	30,000	33.6%	30.0%	33.1%	8.04	930,560	1,020,000	705,410	2,655,970	17	79%	98%
	42,000	35,000	35.2%	30.7%	31.8%	9.51	929,770	1,020,000	705,892	2,655,662	17	79%	98%
	42,000	42,000	35.2%	30.7%	31.8%	9.51	929,770	1,020,000	705,892	2,655,662	17	79%	98%
	42,000	44,000	34.1%	27.8%	27.8%	9.86	875,498	960,000	655,096	2,490,594	16	79%	98%
5	44,000	20,000	29.3%	27.8%	23.0%	4.56	877,351	960,000	662,753	2,500,104	16	80%	94%
	44,000	30,000	34.4%	29.5%	33.0%	8.67	930,560	1,020,000	705,410	2,655,970	17	79%	94%
	44,000	35,000	36.1%	29.8%	31.3%	10.13	928,053	1,020,000	705,892	2,653,945	17	79%	94%
	44,000	42,000	36.2%	29.4%	28.6%	2.34	874,313	960,000	665,767	2,500,080	16	80%	94%
	44,000	44,000	36.2%	29.4%	28.6%	23.78	874,313	960,000	665,767	2,500,100	16	77%	94%

Figura 4.5 Resultados de la simulación de ruta CV5 y CV6 para las 25 combinaciones  
Fuente: elaboración propia

Los resultados son esquematizados en la Figura 4.6; en este gráfico se puede observar que a medida que la capacidad del tanque del camión aljibe se incrementa la cantidad de agua usada por ciclo en el trayecto de retorno y en la pala se incrementa también. Igualmente, también se puede observar que los camiones con

capacidad de 20K Gal y 30K Gal en cada ciclo no aportan regado al retorno en ambos casos y la capacidad de regado en pala para el camión de 20K Gal es limitada. Además, para el camión de 35K Gal el tiempo de regado de retorno disponible no cubre la totalidad de las rutas de acarreo. Los camiones que cubren la totalidad de las rutas (Ida y Retorno) y el regado en pala (25 min) son los que poseen capacidad de tanque de 42K Gal y 44K Gal; la diferencia entre ambos camiones es la capacidad de tanque usada; para el caso de 42K Gal la utilización de tanque es de ~98% y para el caso de 44K Gal es de ~93%, por lo tanto el camión de 42K Gal llega con ~0 litros de agua al punto de recarga, mientras que el camión de 44K Gal llega con un remanente de agua en el tanque (Transporte de agua no usada).

La mejor opción para esta ruta es de 42K Gal, la siguiente pregunta es referente a cuál debe ser el camión conjugado, para esto se procede a analizar la segunda ruta con las 5 combinaciones restante Figura 4.7. De la gráfica se puede observar que los camiones de mayor capacidad 42K y 44K Gal regresan al punto de recarga con un remanente de agua considerable (Utilización de tanque menor 80%), los camiones de menor capacidad 20K y 30K galones no cumplen con el tiempo requerido de regado en pala y por ende el regado en el retorno es limitado o inexistente. La mejor opción para esta ruta es el camión de 35K Gal. (Utilización de Tanque ~90%).

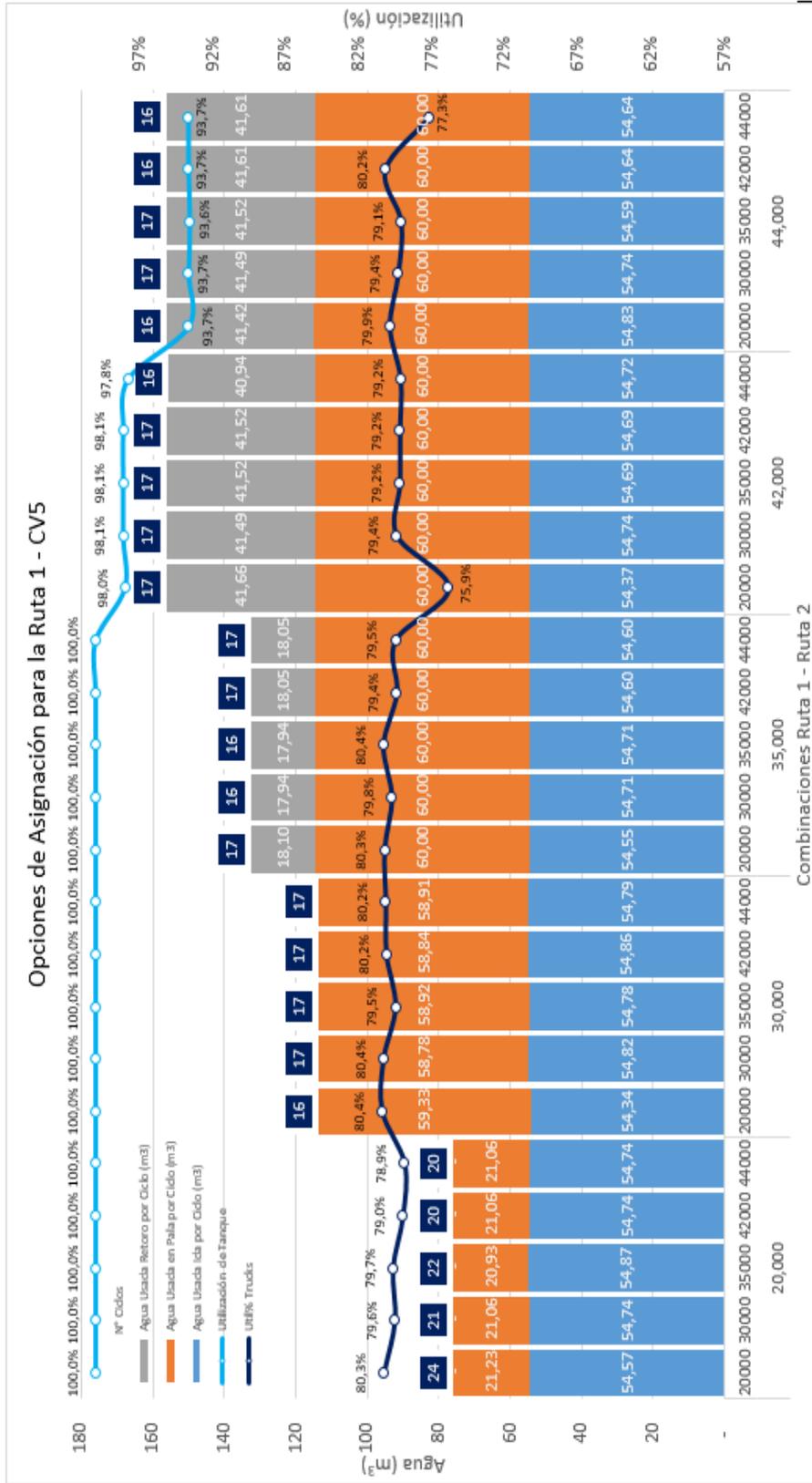


Figura 4.6 Opciones de asignación de camiones de la ruta 1 – CV5  
Fuente: elaboración propia

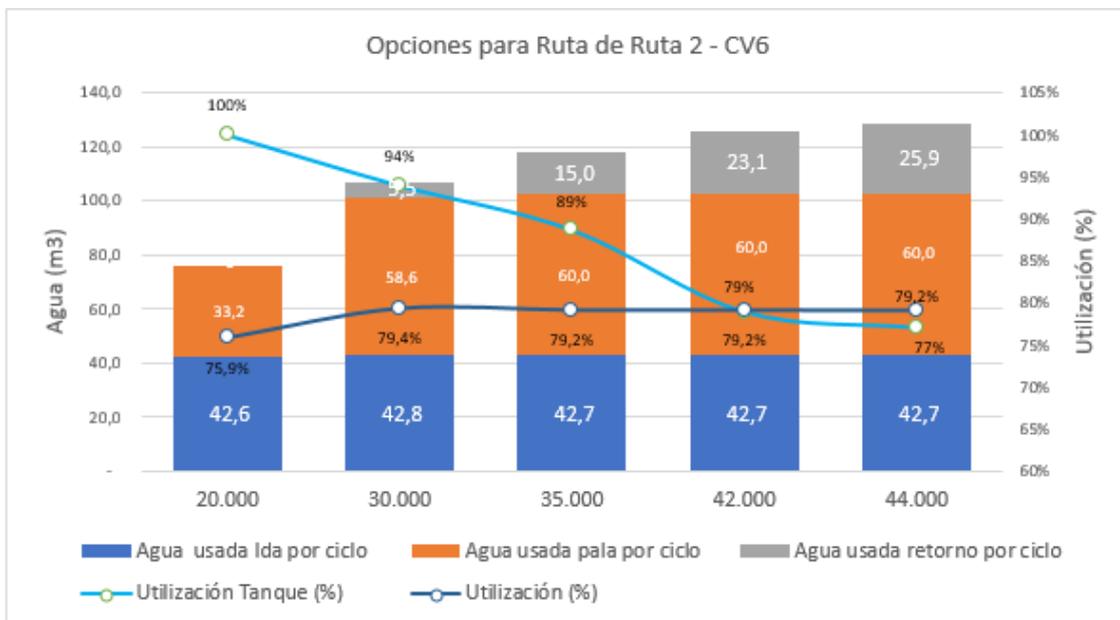


Figura 4.7 Opciones de Asignación de Camiones de la ruta 2 – CV6  
Fuente: elaboración propia

Para las siguientes rutas se realiza el mismo análisis, la Figura 4.8, muestra los resultados con la mejor distribución bajo los recursos existentes de la mina (camiones aljibes actuales), se priorizan las zonas de mayor producción (ratio de material movido) e interacción; las zonas de descarga en concentradora y los puntos de congestión mina. El Anexo N°5 condensa el archivo con los datos de simulación de ARENA®, la Tabla 4.2 muestra el resumen de la simulación.

Tabla 4.2 Resultados de la simulación de las rutas de regadío y frentes de pala

<b>Ruta</b>	<b>Capaci dad camión (gal)</b>	<b>Agua usada Ida (L)</b>	<b>Agua usada pala (L)</b>	<b>Agua usada retorno (L)</b>	<b>Utilización de tanque (%)</b>	<b>N° Ciclos</b>
TI --> CV5	42000	929715	1020000	706713	98 %	17
TI --> CV6	35000	767591	1080000	270055	89 %	18
GSR3 --> SR5S	30000	541945	1140000	455579	99 %	19
GSR3 --> SR6N1	44000	618908	1080000	524403	74 %	18
GSR3 --> SR6N	44000	663661	1080000	563106	77 %	18
DEP10 --> CN	20000	892769	1078031	-0	100 %	26
DEP10 --> CV5	30000	709432	1200000	364598	100 %	20
DEP10 --> SR5N	20000	479237	1643163	-0	100%	28
DEP10 --> SR5S	20000	513631	1532969	0	100 %	27
DEP10 --> SR6N	20000	421214	1680000	21186	100 %	28
DEP10 --> SR10	20000	437717	1608883	-0	100 %	27

Fuente: elaboración propia

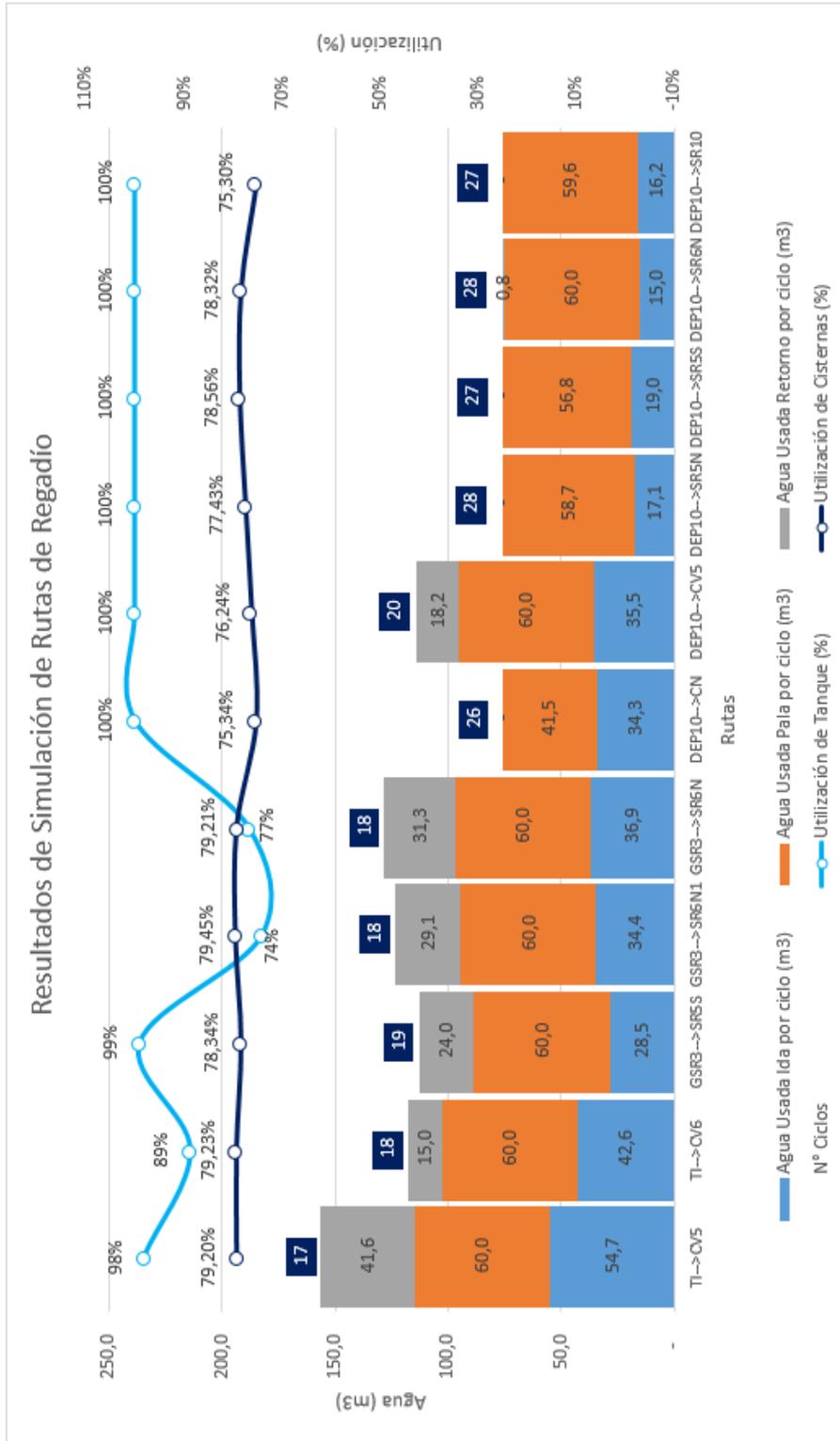


Figura 4.8 Resultados de la simulación de rutas de regadío de camiones aljibes  
Fuente: elaboración propia

#### **4.6. Propuesta de aplicación y criterios operativos**

Para la implementación del modelo de simulación a la operación real se tomó las siguientes consideraciones operativas y propuestas de implementación:

Del resultado del modelo de simulación se propuso abastecer la fase de desbroce SR10 con tan solo una cisterna de 20K Gal, alimentada desde el punto de recarga DEP10, esto debido a que posee un ciclo menor y por tanto el número de ciclos en el día se incrementa hasta 27 ciclos/día.

Por otro lado, las frentes de producción SR5S y SR5N, una de las zonas con mayor ratio de producción, comparten la misma ruta de acarreo por tanto la elección para esta fase es que los camiones incrementen el regado en vías con un mayor número de viajes y que a la vez puedan cubrir el tiempo mínimo de regado en el frente.

Además, se observó de los resultados de la simulación que la ruta de CN es la más alejada; está también es una fase productiva, pero con capacidad limitada, por lo que la propuesta para esta fase es cubrir la ruta de ida y el regado en el frente como prioridad inicial con una cisterna de 20K Gal.

Se propone dejar de utilizar dos camiones de 44KGal (Stand by), debido a que el modelo indica que con los camiones asignados cubren las vías y optimizan la capacidad de agua a utilizar, estos pueden ser usados cuando se realice mantenimiento programado supliendo a los camiones preferentemente de rutas largas. Sin embargo, estos se contabilizarán dentro del cálculo de disponibilidad y utilización para poder comparar los resultados.

La Tabla 4.3 muestra el resumen de asignación de cisternas propuesto producto de la simulación realizada.

Tabla 4.3 Zonificación de cisternas en las rutas de acarreo propuesto

	20000	30000	35000	42000	44000
GTI --> CV5				1	
GTI --> CV6			1		
DEP10 --> CN	1				
DEP10 --> CV5		1			
DEP10 --> SR5N	1				
DEP10 --> SR5S	1				
DEP10 --> SR6N	1				
DEP10 --> SR10	1				
GSR3 --> SR5S		1			1
GSR3 --> SR6N					1
GSR3 --> SR6N1					1
GSR3 --> SR10					1

Fuente: Elaboración propia

Para la implementación, se instruyó a los operadores de las guardias con las rutas a seguir y el tiempo que deberían de estar en pala. Así como las rutas designadas para cada cisterna según su capacidad. Se instruyó también las zonas de recarga de cada cisterna para simular el escenario simulado.

#### 4.7. Resultados esperados del modelo de simulación

Bajo los parámetros mencionados en el punto anterior y producto de la simulación esperamos obtener un promedio de utilización de flota de 77.87% y un objetivo de regado de 14,967 metros cúbicos de agua utilizada por día. Por restricción inicial se tuvo que el máximo utilizable es de 12,500 m<sup>3</sup> por día motivo sin embargo dado que el modelo no recoge toda la aleatoriedad de las condiciones operativas motivo por el cual se estresó el modelo a su máxima capacidad. Respetando los histórico de porcentaje de agua utilizada durante la guardia día y noche. En la Tabla 4.4 se muestra los resultados alcanzados:

Tabla 4.4 Resultados esperados de la simulación de rutas de regadío

	Utilización de flota	Agua utilizada
Expected Results	77.87 %	14967 m <sup>3</sup>

Fuente: elaboración propia

#### **4.8. Resultados esperados de la flota de transporte**

Los resultados esperados de la presente tesis en la flota de transporte de camiones aljibes son los siguientes:

1. Utilización de Flota: 77.87%.
2. Agua Usada: 14,967 m<sup>3</sup>/día.
3. Reducción de camiones aljibes: 2 camiones.
4. Reducción de USD/m<sup>3</sup> movido: 10% de reducción.

Estos resultados son analizados a detalle en el siguiente capítulo contrastando la aplicación de la simulación y los resultados reales obtenidos en campo.

Algunos otros resultados indirectos en la mejora de productividad de la flota de camiones aljibes:

1. Reducción de material suspendido en vías.
2. Reducción del factor de rodadura (resistencia a la rodadura).
3. Reducción de material suspendido en pala y aumento de tasa de excavación.
4. Rutas de regadío mejor mantenidas (Evitar escareamiento).
5. Reducción de componentes de camiones por efecto polvo.

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS

El presente capítulo analiza los resultados del modelo de simulación bajo parámetros reales de la operación de la mina a tajo abierto en los meses posteriores de la implementación

#### 5.1. Análisis de resultados de utilización de cisternas

La Figura 5.1 muestra los resultados de utilización y disponibilidad de la flota de camiones aljibes cuatro meses después de la aplicación de la zonificación de camiones.

En promedio se alcanzó 68.63% de utilización, logrando de esta manera un incremento de 13.64% con respecto a los meses anteriores.



Figura 5.1 Resultados de Utilización y Disponibilidad de la Flota  
Fuente: elaboración propia

Sin embargo, la utilización objetivo de 77.87% no fue alcanzado en su totalidad, dado que el modelo de simulación no refleja todas las variables operativas o demoras que pueden ocurrir en la aleatoriedad de la operación.

### 5.2. Análisis de resultados de agua utilizada

La Figura 5.2 muestra el resultado de agua utilizada durante los meses previos y durante la implementación del modelo de simulación.

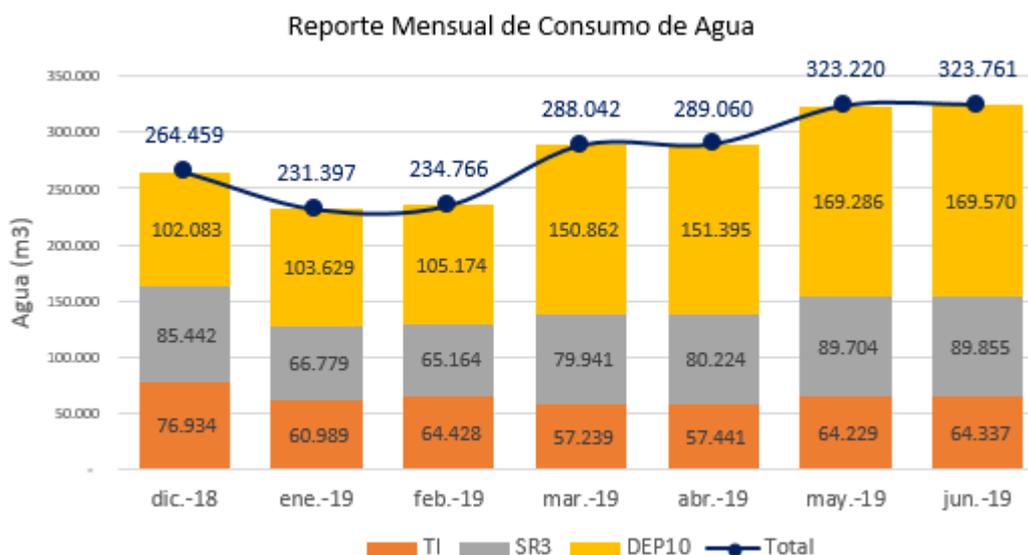


Figura 5.2 Reporte mensual de consumo de agua  
Fuente: Operaciones Mina, Pit Dewatering

En promedio se alcanzó 10,036 m<sup>3</sup>/día de uso de agua, logrando de esta manera un incremento de 17.25% con respecto a los meses anteriores.

### 5.3. Análisis de costo de operación por metro cúbico de agua

El costo horario de uso de cisternas (Water Car Op Cost) \$130.18 USD (Departamento de Finanzas Freeport McMoRan). La Tabla 5.1 muestra el resultado el consolidado de los resultados y la Figura 5.3 muestra el resultado de \$USD/metros cúbicos del mes.

Tabla 5.1 Reporte mensual de consumo de agua

	Dic-18	Ene-19	Feb-19	Mar-19	Abr-19	May-19	Jun-19
Utilization	64.80%	56.52%	43.66%	63.54%	65.89%	71.30%	73.80%
Avg. Fleet	13	13	13	13	12	11	10
Total Hours	6,267	5,467	3,814	6,146	5,693	5,835	5,314
Total Cost	819,783.24	715,033.16	498,889.20	803,843.02	744,630.80	763,243.11	695,018.88
Cubic Meters	264,459	231,397	234,766	288,042	289,060	323,220	323,761
\$USD/cubic meters	3.100	3.090	2.125	2.791	2.576	2.361	2.147

Fuente: Operaciones Mina, Pit Dewatering

El decremento de este indicador es dado el incremento de productividad de los camiones aljibes(utilización) que trae consigo el incremento de agua para el regadío y los frentes de minado y la mejor planificación producto de la simulación realizada que trajo como consecuencia la utilización de una flota menor de camiones regadores.

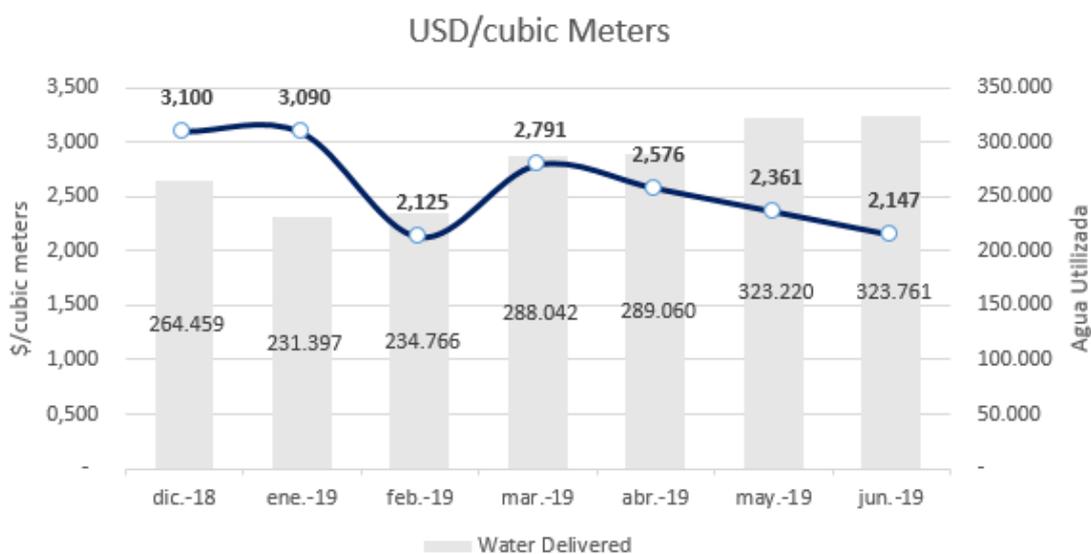


Figura 5.3 Indicador de costo por metro cubico de agua movida  
Fuente: Operaciones Mina, Pit Dewatering

## CONCLUSIONES

El presente capítulo muestra las conclusiones en referencia a los objetivos de la tesis, la contribución y las recomendaciones para siguientes investigaciones y estudios.

### Conclusiones de la tesis

- Un modelo de simulación para el regado de vías puede ser creado, verificado para cualquier operación en particular.
- El modelo puede incluir eventos aleatorios siempre y cuando estos se midan y se logre modelar el comportamiento probabilístico de las funciones que la describen.
- Un incremento de utilización de la flota de camiones aljibes de 13.64% con respecto a la línea base fue alcanzado. La zonificación de camiones propuesta en la simulación fue una solución para la mejora en este indicador.
- Un incremento en el agua usada de 17.25% en la mina fue alcanzando, utilizando menos recursos de camiones, para lo cual la redistribución al igual que el input operativo fueron necesarios.
- La presente simulación es una herramienta para realizar mejora continua en la operación. El presente escenario es un resultado de las múltiples soluciones posibles al problema propuesto.
- La implementación operativa es necesaria, debido a que en última instancia el equipo de operadores es al final la última cadena de materialización de los escenarios simulados.

- Conforme las fases profundicen se requerirá hacer el remplazo de camiones de menor capacidad preferentemente de 20KGal por camiones superiores de 35 K Gal. Producto de la simulación se puede estimar un *match* entre la capacidad de tanque de los camiones y la ruta objetivo con el fin de tomar mejores daciones al momento del reemplazo de equipos.

### **Contribución de la tesis**

Pocos trabajos se han realizado para estimar la necesidad de camiones regadores en el plan minero. Este trabajo ha generado una herramienta para resolver de manera sistemática la problemática en torno al incremento de utilización de camiones aljibes además de mejorar el uso responsable del agua en vías de acarreo y frentes de pala.

Además, este trabajo incluye el material necesario para replicar el análisis en una operación igualmente compleja o en minas de menor dimensión.

## RECOMENDACIONES

- Estudios para mapear y verificar las variables asociadas al diseño de la simulación se incluyeron en el presente trabajo, estudios similares deben ser desarrollados para incluir algún grado de incertidumbre en el modelo.
- Otras variables no incluidas en este modelo deben ser incluidas como los efectos de las señales de vías o interacciones con equipos auxiliares.
- La inclusión sistemática de los planes mineros a corto plazo y su variación deben ser incluidas en los modelos de simulación a realizar para incrementar el nivel de confianza del modelo.
- El presente trabajo no involucró un desarrollo para estimar una mejor localización de las estaciones de recarga. Esto puede ser incluido en estudios posteriores teniendo input de planeamiento de largo plazo.

## REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- [1] LI, J-Q; MIRCHANDANI, PITU Y KNIGHTS, P. (2008). *Water Truck routing and Location of refilling stations in open pit mines*. Research Gate. P. 1- 20
- [2] FREEPORT MCMORAN INDONESIA. (2018). *Surface Mine Planning Standards Manual*, FMI (1), 53-65.
- [3] MONTES HIGUITA, LUISA FERNANDA. (2017). *Open pit Mine Loading and Haulage Simulation*. (Trabajo de Grado Inédito). University of Alberta: Edmonton.
- [4] PEAK SERVICES. (2007). *Manual del operador pala 4100 XPC ES41188*. (Sexta Edición). Brisbane: P&H. Mining Equipment
- [5] THOMPSON, R.J. (2017). *Mining Roads, mine haul road design, construction & maintenance management*. (Primera Edición). Bentley, Perth: Curtin University
- [6] COCKAYNE, Teresa. (2015). *Mine Water Truck Tracking*, Rio Tinto P. 1-17
- [7] STURGUL, JHON R. (2000). *Discrete Simulation and Animation for Mining Engineers*. (Primera Edición). USA: CRC Press p
- [8] NAVIDI, WILLIAM. (2007). *Estadística para ingenieros y científicos*. (Primera Edición). Ciudad de México: McGraw Hill Interamericana
- [9] KNIGHTS, PETER. F. Y BONATES, EDUARDO J. L. (1999). *Applications of Discrete Mine Simulation Modeling in South America*. International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment, 13(2), 69-72.

- [10] TARSHIZI, EBRAHIM KARIMI. (2014). *Multiple Discrete-event simulation and animation models to asset modern mining operations*. (Trabajo de Grado Inédito). University of Nevada, Reno: Virginia.
- [11] STURGUL, JHON R. (2000). *Mine Design Examples using Simulation*. (Primera Edición). USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.
- [12] CHOI, YOSSON Y NIETO, ANTONIO. (2011). *Software for Simulating Open-pit Truck/Shovel Haulage Systems Using Google Earth and GPSS/H*. Journal of the Korean Society for Geosystem Engineering, 48(6), 734-743.
- [13] VINCENT, STEPHEN Y FORSEY, DAVID R. (2001). *Fast and Parametric Curve Length Computation*. Journal of Graphics Tools, 6, 29-40.

## **ANEXOS**

### **Anexo N°1**

Material digital adjuntado en el archivo digital del Trabajo. Named: Anexo 1

### **Anexo N°2**

Material digital adjuntado en el archivo digital del Trabajo. Named: Anexo 2

### Anexo N°3

```

1      SIMULATE
2      RMULT      12345
3      *****
4      *PROGRAM QUOTE : TESIS *
5      *****
6      ATF      FILEDEF      'TESTFINAL.ATF'
7              REAL      &M,&N,&O,&P,&Q,&A,&B,&C
8              REAL      &F,&G,&H,&I,&J,&K
9              REAL      &R,&S,&V,&T
10             REAL      &AGUA,&AGUA2,&AGUAPALA
11             REAL      &AGUA3,&AGUAREGR
12             REAL      &TD,&TD1,&TD2,&TD3
13             REAL      &IDA,&IDA1,&RETOR,&RETOR1
14             REAL      &TRCAPAC1,&TRCAPAC2
15             REAL      &REFILL1,&REFILL2
16             REAL      &CYCLE,&CYCLE1
17             INTEGER    &COUNT,&COUNT1,&COUNT2
18     TRUCKS    GENERATE    1,,20,2
19             BLET      &T=XID1
20             LET      &TRCAPAC1=75800
21             LET      &REFILL1=7.1
22             LET      &TRCAPAC2=113700
23             LET      &REFILL2=10.7
24             BPUTPIC   FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,XID1,XID1
25     TIME     *.****
26     CREATE TRUCK T*
27     PLACE T* ON R0
28     SET T* TRAVEL 1
29             TEST L      &T,2,SECOND
30     BACK     QUEUE      WAIT
31             SEIZE      REFILL
32             DEPART     WAIT
33             BLET      &M=&REFILL1
34             BPUTPIC   FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1
35     TIME     *.****
36     SET T* CLASS TRUCK2
37     WRITE M1 TRUCK BEING REFILLING
38             ADVANCE    &M
39             RELEASE    REFILL
40             BLET      &N=RVNORM(1,5.3,0.3)
41             BPUTPIC   FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,XID1,&N
42     TIME     *.****
43     PLACE T* ON R1
44     SET T* TRAVEL **.****
45     WRITE M1 RECHARGING POINT EMPTY
46             ADVANCE    &N
47             BLET      &O=RVNORM(1,5.4,0.3)

```

```

47         BLET          &O=RVNORM(1,5.4,0.3)
48         BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&O
49     TIME *.****
50     PLACE T* ON R2
51     SET T* TRAVEL **.****
52         ADVANCE      &O
53         BLET          &P=RVNORM(1,9.5,0.6)
54         BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&P
55     TIME *.****
56     PLACE T* ON R3
57     SET T* TRAVEL **.****
58         ADVANCE      &P
59         BLET          &AGUA=&AGUA+90*(&N+&O+&P)*0.5*60
60         BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=1,&AGUA
61     WRITE M6 ***.****
62         BLET          &TD=(&TRCAPAC1-90*(&N+&O+&P)*0.5*60)/2400
63         BLET          &IDA1=&N+&O+&P
64         BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=2,&IDA1,&TD
65     WRITE M20 ***.****
66     WRITE M7 ***.****
67         TEST G       &TD,0,CASEP1
68         TEST G       &TD,25,CASEP2
69         BLET          &Q=25
70         TRANSFER     ,DDD
71     CASEP1 BLET      &Q=0
72         TRANSFER     ,DDD
73     CASEP2 BLET      &Q=&TD
74         TRANSFER     ,DDD
75     DDD BLET        &COUNT=&COUNT+1
76         BLET          &AGUA2=&Q*40*60
77         BLET          &AGUAPALA=&AGUA2+&AGUAPALA
78         BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=2,&AGUAPALA,&COUNT
79     WRITE M8 ***.****
80     WRITE M3 **
81         QUEUE        WPALA
82         SEIZE        PALA
83         DEPART       WPALA
84         BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1
85     TIME *.****
86     SET T* CLASS TRUCK2
87     WRITE M2 TRUCK WATERING SHOVEL FACE
88         ADVANCE      &Q
89         RELEASE      PALA
90         BLET          &A=RVNORM(1,7.2,0.1)
91         BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,XID1,&A

```

```

91      BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,XID1,&A
92  TIME *.****
93  PLACE T* ON RV3
94  SET T* TRAVEL **.****
95  WRITE M2 SHOVEL WITHOUT TRUCK
96      ADVANCE      &A
97      BLET          &B=RVNORM(1,4.1,0.05)
98      BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&B
99  TIME *.****
100 PLACE T* ON RV2
101 SET T* TRAVEL **.****
102     ADVANCE      &B
103     BLET          &C=RVNORM(1,4.07,0.05)
104     BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&C
105  TIME *.****
106 PLACE T* ON RV1
107 SET T* TRAVEL **.****
108     ADVANCE      &C
109     BLET          &IDA=&A+&B+&C
110     BLET          &TD2=(&TRCAPAC1-90*(&N+&O+&P)*0.5*60-&AGUA2)/2700
111     TEST G        &TD2,0,CASE22
112     TEST GE       &TD2,&IDA,CASE11
113     BLET          &AGUA3=90*(&IDA)*0.5*60
114     TRANSFER      ,DD
115 CASE11 BLET       &AGUA3=90*(&TD2)*0.5*60
116     TRANSFER      ,DD
117 CASE22 BLET       &AGUA3=0
118     TRANSFER      ,DD
119 DD      BLET       &AGUAREGR=&AGUAREGR+&AGUA3
120     BLET          &IDA=&A+&B+&C
121     BLET          &COUNT2=&COUNT2+1
122     BLET          &CYCLE=(&CYCLE+&M+&N+&O+&P+&Q+&A+&B+&C)
123     BLET          &CYCLE1=&CYCLE/&COUNT2
124     BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=6,&IDA,&AGUAREGR,&COUNT2,&Q,&CYCLE1,&TD2
125  WRITE M10 ***.****
126  WRITE M12 ***.****
127  WRITE M13 **
128  WRITE M14 ***.****
129  WRITE M21 ***.****
130  WRITE M22 ***.****
131     TRANSFER      ,BACK
132     TERMINATE
133 SECOND ADVANCE    0
134 BACK1  QUEUE      WAIT
135     SEIZE         REFILL
136     DEPART       WAIT
137     BLET          &F=&REFILL2

```

```

137         BLET          &F=&REFILL2
138         BPUTPIC       FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1
139     TIME * .****
140     SET T* CLASS TRUCK
141     WRITE M1 TRUCK BEING REFILLING
142         ADVANCE       &F
143         RELEASE       REFILL
144         BLET          &G=RVNORM(1,5.3,0.3)
145         BPUTPIC       FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,XID1,&G
146     TIME * .****
147     PLACE T* ON R1
148     SET T* TRAVEL ** .****
149     WRITE M1 RECHARGING POINT EMPTY
150         ADVANCE       &G
151         BLET          &H=RVNORM(1,4.5,0.19)
152         BPUTPIC       FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&H
153     TIME * .****
154     PLACE T* ON R4
155     SET T* TRAVEL ** .****
156         ADVANCE       &H
157         BLET          &I=RVNORM(1,4.2,0.18)
158         BPUTPIC       FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&I
159     TIME * .****
160     PLACE T* ON R5
161     SET T* TRAVEL ** .****
162         ADVANCE       &I
163         BLET          &J=RVNORM(1,1.8,0.1)
164         BPUTPIC       FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&J
165     TIME * .****
166     PLACE T* ON R6
167     SET T* TRAVEL ** .****
168         ADVANCE       &J
169         BLET          &TD1=(&TRCAPAC2-90*(&G+&H+&I+&J)*0.5*60)/2400
170         TEST G        &TD1,0,CASE1
171         TEST G        &TD1,25,CASE2
172         BLET          &K=25
173         TRANSFER      ,DDM
174     CASE1             BLET          &K=0
175         TRANSFER      ,DDM
176     CASE2             BLET          &K=&TD1
177         TRANSFER      ,DDM
178     DDM               BLET          &COUNT1=&COUNT1+1
179         QUEUE         WPALA1
180         SEIZE         SHOVEL
181         DEPART        WPALA1
182         BPUTPIC       FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,&COUNT1

```

```

182          BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,&COUNT1
183  TIME * .****
184  SET T* CLASS TRUCK
185  WRITE M4 **
186  WRITE M5 TRUCK WATERING SHOVEL FACE
187          ADVANCE      &K
188          RELEASE      SHOVEL
189          BLET          &R=RVNORM(1,1.3,0.02)
190          BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=4,AC1,XID1,XID1,&R
191  TIME * .****
192  PLACE T* ON RV6
193  SET T* TRAVEL ** .****
194  WRITE M5 SHOVEL WITHOUT TRUCK
195          ADVANCE      &R
196          BLET          &S=RVNORM(1,3.5,0.02)
197          BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&S
198  TIME * .****
199  PLACE T* ON RV4
200  SET T* TRAVEL ** .****
201          ADVANCE      &S
202          BLET          &V=RVNORM(1,4.08,0.06)
203          BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=3,AC1,XID1,XID1,&V
204  TIME * .****
205  PLACE T* ON RV1
206  SET T* TRAVEL ** .****
207          ADVANCE      &V
208          BLET          &RETOR=&R+&S+&V
209          BLET          &RETOR1=&G+&H+&I+&J
210          BLET          &TD3=(&TRCAPAC2-90*(&G+&H+&I+&J)*0.5*60-&K*60*40)/2700
211          BPUTPIC      FILE=ATF,LINES=4,&TD3,&K,&RETOR1,&RETOR
212  WRITE M40 * .****
213  WRITE M41 * .****
214  WRITE M42 * .****
215  WRITE M43 * .****
216          TRANSFER      ,BACK1
217          TERMINATE
218          GENERATE      630
219          START          1
220          PUTSTRING     (' ')
221          PUTSTRING     (' ')
222          PUTPIC        LINES=6,N(TRUCKS),QA(WAIT),FR(REFILL)/10.,FR(PALA)/10.,FR(SHOVEL)/10.,QX(WAIT)
223  N TRUCKS **
224  AVG N° REFILL * .**
225  UTIL. REFILL ** .**%
226  UTIL. PALA1 ** .**%
227  UTIL. PALA2 ** .**%

```

```

228 MIN WAIT REFILL **.**
229          TERMINATE 1
230          PUTPIC      FILE=ATF,LINES=2,AC1
231 TIME *.****
232 END
233          END

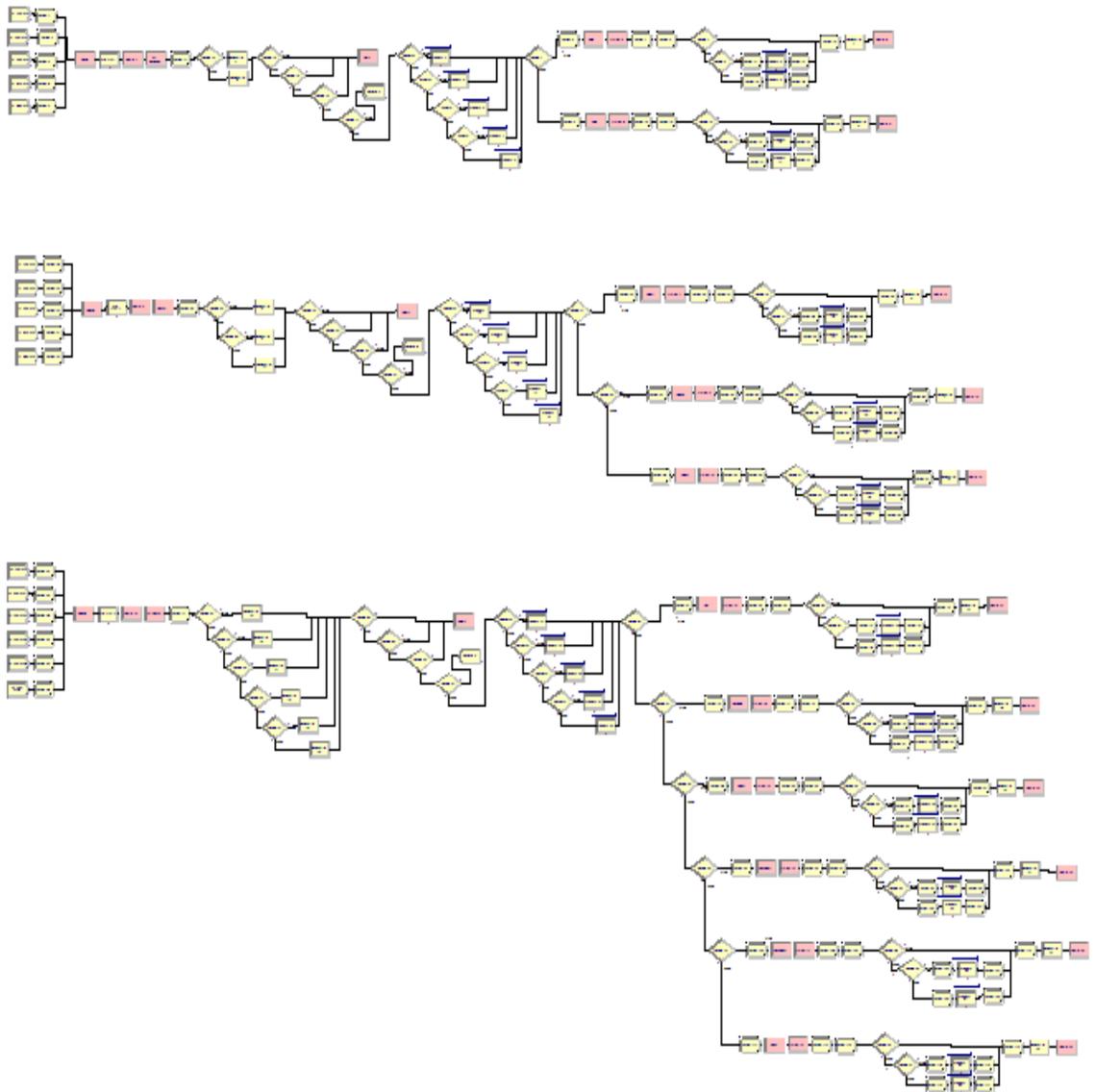
```

## Anexo N°4

# THESIS

06:00:00

0.00 0.00 0.00



## **Anexo N°5**

Material digital adjuntado en el archivo digital del Trabajo. Named: Anexo 5