



UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

METODOLOGÍA DE ESTIMACIÓN DE PRODUCCIÓN EN MINERÍA  
SUBTERRÁNEA SELECTIVA ATENDIENDO A INCERTIDUMBRE OPERACIONAL  
Y PARÁMETROS GEOMECÁNICOS

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS  
TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

JAVIER IGNACIO PÉREZ BASTÍAS

PROFESOR GUÍA:

NELSON MORALES VARELA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

JAVIER VALLEJOS MASSA

JAVIER CORNEJO GONZÁLEZ

FRANCISCO DE LA HUERTA GONZÁLEZ

Este trabajo ha sido parcialmente financiado por AMTC

SANTIAGO DE CHILE

2017

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR  
AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS Y AL GRADO  
DE MAGÍSTER EN MINERÍA  
POR: JAVIER IGNACIO PÉREZ BASTÍAS  
FECHA: MAYO 2017  
PROF. GUÍA: NELSON MORALES VARELA**

**METODOLOGÍA DE ESTIMACIÓN DE PRODUCCIÓN EN MINERÍA  
SUBTERRÁNEA SELECTIVA ATENDIENDO A INCERTIDUMBRE  
OPERACIONAL Y PARÁMETROS GEOMECÁNICOS**

En general, la planificación minera se lleva a cabo para el desarrollo de planes de producción utilizando parámetros fijos, que ofrecen poca flexibilidad para cambiar estos planes en caso de eventos no planificados. Por ejemplo, el layout de la mina crece, pero es muy común que la productividad del equipo se calcule con parámetros fijos que no consideran el avance de los nuevos desarrollos y no utilizan el cambio de rendimiento de los equipos. Por lo tanto, es importante introducir variables durante el proceso de planificación, que permiten una mejor alineación con las condiciones reales de minería y permitiría disminuir la incertidumbre operativa hacia el desarrollo de un plan de producción más ágil.

La metodología propuesta plantea la retroalimentación entre un modelo matemático o de optimización y un modelo de simulación, con los cuales se desea construir un plan minero operativo, el que cuenta con actividades de preparación y explotación, simultáneamente, y que considere ciertos parámetros geomecánicos que afecten los rendimientos de los equipos.

Los resultados muestran que la metodología propuesta genera un cambio de agendamiento y secuenciamiento en las actividades resultantes de un plan de producción inicial, y que el proceso iterativo tiende a estabilizar la variación obtenida mientras se realizan nuevas iteraciones. Además se logra insertar parámetros geomecánicos como la dilución y la calidad de roca, con lo cual las tareas toman cantidades de tiempo distintas para ser finalizadas, afectando el plan de producción.

La presente metodología permite un aumento de la adherencia al plan de producción, considerando así la variabilidad operacional referida a las actividades unitarias, por lo que se logra caracterizar la incertidumbre operacional existente. Finalmente, permite elaborar planes de producción que mezclan un modelo de optimización matemático y un modelo de simulación operativo, permitiendo generar un plan productivo de mayor información.

**ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN  
THE GRADE OF MINING ENGINEER  
AND MASTER IN MINING ENGINEERING  
BY: JAVIER IGNACIO PÉREZ BASTÍAS  
DATE: MAY 2017  
THESIS ADVISOR: NELSON MORALES VARELA**

**METHODOLOGY OF PRODUCTION ESTIMATE IN SELECTED  
UNDERGROUND MINING ATTENDING OPERATIONAL UNCERTAINTY  
AND GEOMECHANICAL PARAMETERS**

Generally, mine planning is undertaken towards the development of production plans using fixed parameters, which provide little flexibility towards these plans in case of unplanned events. For example, the layout of the mine grows, but it is very common that the productivity of the equipment is calculated with fixed parameters that do not consider the progress of new developments and do not use the change of performance of the equipment. Therefore, it is important to introduce variables during the planning process, which allow a better alignment with the actual mining conditions and would allow to reduce the operational uncertainty towards the development of a more agile production plan.

The proposed methodology raises the feedback between a mathematical or optimization model and a simulation model, with which it is desired to construct an operational mine plan, which has development and extraction activities simultaneously, and which considers certain geomechanical parameters that affect the performance of equipment.

The results show that the proposed methodology generates a change of scheduling and sequencing in the activities resulting from an initial production plan, and that the iterative process tends to stabilize the variation obtained while new iterations are performed. In addition, it is possible to insert geomechanical parameters such as dilution and rock quality, so that the tasks take different amounts of time to be completed, affecting the production plan.

The present methodology allows an increase of the adherence to the production plan, thus considering the operational variability related to the unit activities, so that it is possible to characterize operational uncertainty. Finally, it allows to elaborate production plans that mix a mathematical optimization model and an operational simulation model, allowing to generate a productive plan of more information.

*What do we say to the God of Death?*

*Not today.*

*- Syrio Forel -*

# Agradecimientos

Pensar que ha pasado toda una vida para llegar aquí, y no se como empezar.

Quiero agradecer en primer lugar a mi familia por el apoyo en todos estos años, en particular a mis papás Raquel y Luis por haber estado ahí, sé que no soy el hijo más cariñoso, pero sin duda que los quiero y llegué acá con la ayuda de ustedes.

A Nelson Morales por su apoyo durante toda esta etapa, que primero que todo me recibió en el laboratorio, luego fue un gran apoyo durante la preparación del tema, quedándose hasta tarde a ayudarme con el DSIM y responder mails a altas horas de la madrugada, y por darme la oportunidad de ser su auxiliar en varias oportunidades.

A mis compañeros del laboratorio DELPHOS, donde conocí gente de todos lados y edades, donde me enseñaron prácticamente un mundo nuevo “fuera” de la universidad, en especial a Majo, Consuelo, Espejo, Max, Gerson, Juan, Peter, Chechito y Diego (practicamente todos xD). Mención honrosa a los Concilios de Dragones después de la pega.

A mis amigos durante la universidad. Como se dice, son la familia que uno elige. Me tocó de todo, y con este largo recorrido creo que aprendí a quedarme con lo bueno. En particular gracias a Ore, Tania, Carola, Bea, Robles, Choco y Tyrone.

A mis amigos cleteros, Bastián y Fernando, quienes casi siempre pudieron darse el tiempo de rutear por Santiago o acompañarme al viaje más bacán de todos los tiempos, la Carretera Austral. Mención honrosa para mis bicicletas *Hortensia*, *Lagertha* y *Felicity Sienna* :P.

Al Departamento de Ingeniería de Minas, y sobretodo muchas gracias a Nicole, Bárbara y Juanita por haber tenido la paciencia de explicar las mismas dudas un millón de veces.

Y si tengo que dar un gracias gigantesco, es a mis amigos Valentina, Nelis y Fabián, por acompañarme en esta última parte del proceso, sin dudas, fueron uno de los grandes pilares que permitieron poder terminar la famosa tesis.

Finalmente, al Advanced Mining Technology Center por su financiamiento para el proyecto basal FB0809 y hacer posible este trabajo.

# Tabla de Contenido

<b>1. INTRODUCCIÓN</b>	<b>1</b>
1.1. Objetivos . . . . .	2
1.1.1. Objetivo general . . . . .	2
1.1.2. Objetivos específicos . . . . .	2
1.2. Alcances . . . . .	2
1.3. Metodología de Trabajo . . . . .	3
1.4. Contenidos por Capítulo . . . . .	5
<b>2. ANTECEDENTES</b>	<b>6</b>
2.1. Planificación minera . . . . .	6
2.1.1. Planificación de la preparación minera . . . . .	6
2.2. Métodos de explotación subterráneos selectivos . . . . .	7
2.2.1. Room-and-pillar . . . . .	8
2.2.2. Cut-and-fill . . . . .	8
2.2.3. Sublevel stoping . . . . .	10
2.3. Parámetros geomecánicos . . . . .	11
2.3.1. Dilución . . . . .	11
2.3.2. Calidad de macizo rocoso . . . . .	13
2.4. Indicadores de gestión logísticos . . . . .	15
2.5. Simulación de eventos discretos . . . . .	16
2.6. Tiempos . . . . .	18
2.6.1. Norma ASARCO . . . . .	18
2.7. UDESS . . . . .	20
2.7.1. Archivos de entrada . . . . .	21
2.7.2. Archivo de salida . . . . .	23
2.8. DSIM . . . . .	24

<b>3. METODOLOGÍA</b>	<b>26</b>
3.1. Metodología de la optimización . . . . .	26
3.1.1. Recopilación de antecedentes . . . . .	26
3.1.2. Calibración y validación de UDESS . . . . .	26
3.1.3. Implementación y evaluación de caso de estudio en función a multicriterios . . . . .	27
3.2. Metodología de la simulación . . . . .	29
3.2.1. Dinámica Operacional de minería subterránea selectiva en DSIM . . . . .	32
3.2.2. Parámetros Operacionales . . . . .	34
3.2.3. Interpretación de incertidumbre operacional . . . . .	34
3.2.4. Lógica de equipos . . . . .	35
3.2.5. Elección de frente . . . . .	41
3.3. Retroalimentación de datos . . . . .	42
3.4. Índices de comparación de modelos . . . . .	42
<b>4. EJERCICIO DE APLICACIÓN SUBLEVEL STOPING</b>	<b>46</b>
4.1. Descripción del estudio . . . . .	46
4.2. Resultados y Análisis . . . . .	50
4.2.1. Cálculo determinístico . . . . .	50
4.2.2. Modelo de simulación . . . . .	51
4.2.3. Comparación . . . . .	57
<b>5. CASO DE ESTUDIO BENCH-AND-FILL</b>	<b>58</b>
5.1. Descripción del estudio . . . . .	58
5.2. Tipos de estudios realizados . . . . .	63
5.3. Resultados y Análisis . . . . .	64
5.3.1. Estudio de variabilidad de réplicas . . . . .	64
5.3.2. Resultados modelo de optimización . . . . .	65

5.3.3.	Resultados modelo de simulación . . . . .	67
5.3.4.	Indicadores comparativos de modelo de optimización y simulación . .	91
<b>6.</b>	<b>CONCLUSIONES</b>	<b>93</b>
<b>7.</b>	<b>RECOMENDACIONES</b>	<b>95</b>
<b>8.</b>	<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	<b>96</b>
<b>9.</b>	<b>ANEXOS</b>	<b>98</b>
9.1.	ANEXO A: ABSTRACT MININ 2016 . . . . .	98
9.2.	ANEXO B: INFORMACIÓN CASOS . . . . .	99
9.2.1.	Ciclo efectivo de equipos . . . . .	99
9.2.2.	Distribuciones utilizadas . . . . .	103
9.3.	ANEXO C: FÓRMULAS DE MODELO DE OPTIMIZACIÓN . . . . .	104
9.3.1.	Sin dilución . . . . .	104
9.3.2.	Con dilución . . . . .	105
9.4.	ANEXO D: RESULTADOS . . . . .	107
9.4.1.	Indicadores . . . . .	107
9.4.2.	Distribución tiempos ejercicio de aplicación SLS . . . . .	108
9.4.3.	Distribución tiempos caso estudio bench-and-fill . . . . .	110



# Índice de tablas

2.1. Distribución de tiempos según Norma ASARCO . . . . .	19
2.2. Ejemplo archivo de actividades . . . . .	22
2.3. Ejemplo archivo de precedencias . . . . .	22
2.4. Ejemplo archivo output en función de porcentaje de actividad desarrollado .	23
3.1. Parámetros de valorización de mina . . . . .	29
4.1. Número de equipos ejercicio de aplicación SLS . . . . .	49
4.2. Datos de entrada de cálculo determinístico . . . . .	49
4.3. Distancias y productividades circuito caserón - punto de vaciado . . . . .	50
4.4. Productividad cálculo determinístico caso 1, 2 y 3 . . . . .	50
4.5. Comparación resultados determinístico y simulaciones . . . . .	57
5.1. Número de equipos caso de estudio . . . . .	63
5.2. Rendimiento conjunto equipos DSIM en Iteración 0 . . . . .	65
5.3. Restricciones por periodo en modelo de optimización . . . . .	66
5.4. Resultados de modelo de optimización usando UDESS . . . . .	66
5.5. Factor de desviación $D_h$ en plan desarrollo de caso de estudio . . . . .	67
5.6. Porcentaje de regularidad $C_h$ en plan desarrollo de caso de estudio . . . . .	67
5.7. Factor de adherencia y promedio cumplimiento en inicio de plan desarrollo .	91
5.8. Factor de adherencia y promedio cumplimiento en término de plan desarrollo	91
5.9. Factor de adherencia y promedio cumplimiento en inicio de plan explotación	92
5.10. Factor de adherencia y promedio cumplimiento en término de plan explotación	92
9.1. Número de tareas que superan el umbral de cumplimiento de inicio . . . . .	107
9.2. Número de tareas que superan el umbral de cumplimiento de término . . . . .	107

# Índice de figuras

1.1. Proceso interactivo entre planificación y evaluación . . . . .	3
1.2. KPI's en función del tiempo . . . . .	5
2.1. Vista planta de mina room-and-pillar. ( <i>Zipf 2001</i> ) . . . . .	8
2.2. Cut-and-fill mecanizado con relleno no cementado. ( <i>Stephan, 2013</i> ) . . . . .	9
2.3. Bench-and-fill. ( <i>Stephan, 2013</i> ) . . . . .	9
2.4. Sublevel open stoping. ( <i>Scoble and Moss,1994</i> ) . . . . .	10
2.5. Dilución planificada y no planificada. ( <i>Scoble y Moss 1994</i> ) . . . . .	12
2.6. Sistema GSI ( <i>Hoek and Marinos 2000</i> ) . . . . .	14
2.7. Proceso de implementación de indicadores de gestión logística. ( <i>Cornejo 2014</i> )	15
2.8. Restricciones de precedencias del tipo “o” ( <i>Rocher 2012</i> ) . . . . .	23
2.9. Vista planta de mina cielo abierto genérica en DSIM . . . . .	24
3.1. Precedencias de actividades de caso de estudio . . . . .	27
3.2. Etapas para la construcción del modelo de simulación. ( <i>Banks 1999</i> ) . . . . .	31
3.3. Distribución de tiempo de modelo de simulación en base diaria . . . . .	35
3.4. Ciclo general de equipos . . . . .	36
3.5. Ciclo efectivo de equipo LHD . . . . .	37
3.6. Ciclo efectivo de equipo Jumbo . . . . .	38
3.7. Ciclo efectivo de equipo Simba . . . . .	39
3.8. Ciclo efectivo de equipo Camión Backfill . . . . .	40
4.1. Vista isométrica layout SLS . . . . .	46
4.2. Vistas principales ejercicio SLS . . . . .	47
4.3. Rendimiento LHDs en ejercicio SLS . . . . .	52
4.4. Rendimiento jumbos en ejercicio SLS . . . . .	53
4.5. Rendimiento simbas en ejercicio SLS . . . . .	54
4.6. Productividad LHDs en un día . . . . .	55

4.7. Distribución de tiempo equipos caso 2 . . . . .	56
5.1. Vista Proyecto B. con 5 niveles . . . . .	58
5.2. Vista isométrica caso de estudio <i>bench-and-fill</i> . . . . .	58
5.3. Principales vistas caso de estudio <i>bench-and-fill</i> . . . . .	59
5.4. Proceso de desarrollo, extracción y relleno de frentes . . . . .	62
5.5. Variabilidad de tonelaje movido en roca regular . . . . .	65
5.6. Plan de producción en calidad roca buena . . . . .	69
5.7. Rendimiento diario equipos LHD en calidad roca buena . . . . .	70
5.8. Rendimiento mensual equipos jumbo en calidad roca buena . . . . .	71
5.9. Rendimiento mensual equipos simba en calidad roca buena . . . . .	72
5.10. Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca buena . . . . .	73
5.11. Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca buena . . . . .	74
5.12. Distribución tiempo equipos simba en calidad roca buena . . . . .	75
5.13. Plan de producción en calidad roca regular . . . . .	77
5.14. Rendimiento diario equipos LHD en calidad roca regular . . . . .	78
5.15. Rendimiento mensual equipos jumbo en calidad roca regular . . . . .	79
5.16. Rendimiento mensual equipos simba en calidad roca regular . . . . .	80
5.17. Plan de producción en calidad roca mala . . . . .	82
5.18. Rendimiento diario equipos LHD en calidad roca mala . . . . .	83
5.19. Rendimiento mensual equipos jumbo en calidad roca mala . . . . .	84
5.20. Rendimiento mensual equipos simba en calidad roca mala . . . . .	85
5.21. Plan de producción calidad roca buena con dilución . . . . .	87
5.22. Rend. diario equipos LHD en calidad roca buena con dilución . . . . .	88
5.23. Rend. mensual equipos jumbo en calidad roca buena con dilución . . . . .	89
5.24. Rend. mensual equipos simba en calidad roca buena con dilución . . . . .	90
9.1. Ciclo efectivo de equipo anfo . . . . .	99

9.2. Ciclo efectivo de equipo acuñador . . . . .	100
9.3. Ciclo efectivo de equipo boltec . . . . .	101
9.4. Ciclo efectivo de equipo shotcretera . . . . .	102
9.5. Distribución de tiempos equipos ejercicio SLS caso 1 . . . . .	108
9.6. Distribución de tiempo equipos ejercicio SLS caso 3 . . . . .	109
9.7. Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca regular . . . . .	110
9.8. Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca regular . . . . .	111
9.9. Distribución tiempo equipos simba en calidad roca regular . . . . .	112
9.10. Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca mala . . . . .	113
9.11. Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca mala . . . . .	114
9.12. Distribución tiempo equipos simba en calidad roca mala . . . . .	115
9.13. Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca buena con dilución . . . . .	116
9.14. Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca buena con dilución . . . . .	117
9.15. Distribución tiempo equipos simba en calidad roca buena con dilución . . . . .	118

# 1. INTRODUCCIÓN

La minería se define como la actividad referida a la extracción de material que posee sustancias de interés con el fin de generar un beneficio económico.

Los métodos selectivos de extracción de minerales tales como *sublevel stoping* o *bench-and-fill* son principalmente utilizados en pequeña y mediana minería, donde la gestión de los recursos destinados a la explotación son muy influyentes en la extracción existente, principalmente porque las cantidades de material movidas son bajas (economías de escala) y leves fluctuaciones del plan pueden afectar un grave daño al negocio.

Por otro lado, en los últimos años ha existido la tendencia al agotamiento de las reservas mineras existentes, las que requieren etapas de diseño y planificación que logren adaptarse a dicho déficit, por lo que el uso de técnicas convencionales de desarrollo y extracción logran los mismos resultados que se generaban hace varios años y de forma desagregada. Una de las formas de mejorar esta situación es acoplarlas dentro del mismo plan.

El proceso de planificación tiene como principal objetivo maximizar el valor de un proyecto, por lo que para ello se requiere generar tanto una buena estrategia de desarrollo como de extracción de mineral, donde se deben respetar ciertas restricciones, tanto inherentes al lugar donde se realiza la explotación como a la cantidad de recursos destinados a realizar el trabajo.

Algunas de las problemáticas existentes en la operación son:

- Dilución operativa: Al tratarse de métodos de explotación selectivos, se busca extraer la mayor cantidad de mineral presente (recuperación), pero al ser estos métodos poco intensivos en extracción del recurso, la fracción extra de material que no presenta un valor económico (lastre) que es arrastrada por la tronadura, puede afectar significativamente la ejecución del plan, en su tiempo de ejecución, leyes y tonelajes.
- Rendimientos: Al existir diversos sectores en una mina, existen tiempos asociados para el traslado de los equipos en acción, lo que afecta directamente el rendimiento efectivo de los mismos. En general, durante el proceso de planificación, esta ineficiencia no es incorporada apropiadamente ya que simplemente se prorratan disponibilidades o tiempos operacionales globales sobre los distintos sectores. Al disponer de herramientas

de planificación acopladas con simulación, sería posible ajustar estas disponibilidades en función del plan y, por lo tanto, hacer una mejor evaluación del mismo.

De esta manera, se desea construir una metodología que genere planes de producción considerando rendimientos obtenidos en simulaciones, generando una retroalimentación de información, donde la incertidumbre operacional existente pueda ser caracterizada y cuantificada, tanto en el desarrollo de tareas de preparación como en producción.

## **1.1. Objetivos**

### **1.1.1. Objetivo general**

Proveer una metodología que permita mejorar la robustez de los planes mineros al incorporar incertidumbre operacional y factores geomecánicos.

### **1.1.2. Objetivos específicos**

- Identificar y modelar interferencias operacionales que afecten el proceso productivo, además de cuantificar las desviaciones generadas.
- Comparar el cambio de secuencia y agendamiento de las actividades realizadas.
- Mejorar la adherencia al plan.
- Cuantificar el grado de interferencia y desviaciones en el plan de producción debido a interferencias operacionales.
- Mejorar los parámetros operacionales proyectados.

## **1.2. Alcances**

- El caso de estudio aplicado se realiza en una mina de *bench-and-fill*, correspondiente a un proyecto de ingeniería de perfil.
- Se considera el desarrollo de preparación y explotación solo de los *drifts* de producción, ésto debido a que el resto de excavaciones - rampas y cruzados - requieren infraestruc-

tura extra que debe estar desarrollada previamente al inicio de producción, como lo son los piques de ventilación y piques de traspaso.

- El horizonte temporal utilizado no se extiende en el largo plazo.
- Se considera variabilidad operacional en las tareas realizadas por equipos en los desarrollos, producción y tiempos de proceso.
- El manejo de materiales hacia el exterior de la mina no forma parte del estudio, al igual que el ingreso de insumos/material de relleno.

### 1.3. Metodología de Trabajo

La siguiente sección muestra las etapas que considerará el presente trabajo.

La metodología propuesta consiste en un proceso interactivo entre dos etapas, la primera de **programación o planificación**, la que cuenta con restricciones (de secuencia y recursos) y entrega un plan de producción, y una segunda de **evaluación**, donde se intenta replicar dicho plan, aplicando variabilidad operacional, entregando nuevos indicadores de rendimiento. Cada una de ellas agrega información a la siguiente etapa, generando retroalimentación de datos y permite construir un plan de producción más realista.

La Figura 1.1 muestra el trabajo interactivo que se realizará en el presente estudio. La información agregada dentro del estudio se genera al crear iteraciones de este proceso. Se espera que al considerar la incertidumbre operacional y parámetros geomecánicos se modifiquen los rendimientos con los que se construye el plan minero y éstos cambien la secuencia y/o agendamiento de la operación.

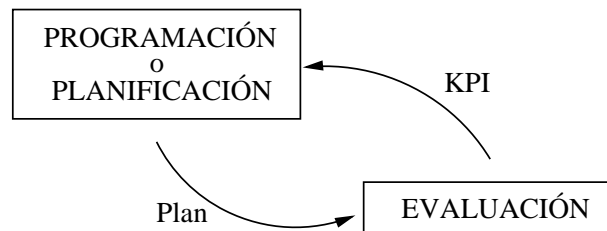


Figura 1.1: Proceso interactivo entre planificación y evaluación

Además de la interacción entre ambas etapas, se iterará en varias ocasiones el proceso completo, con el objetivo de mejorar los parámetros operacionales esperados.

La serie de pasos que tomará el presente trabajo se resume en:

1. Recopilación de antecedentes.
2. Generación de escenarios de estudio.
3. Aplicación de modelo simulación a ejercicio de aplicación
4. Aplicación de metodología propuesta a caso de estudio, considerando las etapas de planificación y evaluación.

Cada uno de los *ítems* de ésta metodología se separa en:

- **Programación o Planificación:** Enfocada en generar un plan de desarrollo y explotación para la mina, donde se requiere definir ciertas entidades llamadas actividades, atributos y restricciones. Se realiza mediante un modelo de optimización matemático.

Las actividades se definen como las tareas que se deben secuenciar y agendar en cierto periodo de tiempo. Cada una de estas actividades debe tener ciertos parámetros básicos que la caractericen, tales como el ingreso que genera, sus costos y la máxima tasa de rendimiento con que se puede desarrollar dicha tarea.

Los atributos son parámetros adicionales que se asignan a cada una de las actividades. Éstos pueden estar definidos para ciertos conjuntos de actividades y excluir a otros. Algunos atributos definidos dentro del modelo son tonelaje, mineral, estéril, metros perforados, etc.

Las restricciones son limitantes de los atributos anteriormente descritos. Estas restricciones permitirán que el problema pueda resolverse respetando límites operacionales que existen en una operación, y se pueda alcanzar el mejor plan de producción.

- **Evaluación:** Enfocada en reproducir el plan de desarrollo y explotación generado en la parte anterior. Se realiza mediante un modelo de simulación de eventos discretos.

La simulación de eventos discretos utilizada considera la secuencia de actividades unitarias necesarias para la extracción de mineral - preparación y extracción-, donde existe variabilidad en estas operaciones. Junto con lo anterior, los equipos no se encuentran



siempre realizando una tarea, ya que también existen tiempos de transporte o mantenimientos, los cuales pueden ser cuantificados en la operación. De esta forma, los equipos arrojan como resultado nuevos rendimientos o KPI's (del inglés *Key Performance Indicator*), tal como se aprecia en la Figura 1.2, los cuales se acercan mucho más a la realidad operativa que posee la mina.

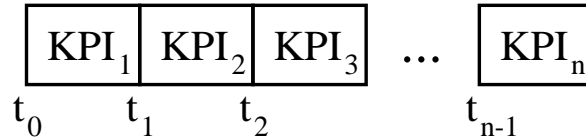


Figura 1.2: KPI's en función del tiempo

## 1.4. Contenidos por Capítulo

El presente trabajo está organizado en 7 capítulos más anexos.

El Capítulo 1 contiene la introducción al tema desarrollado, y consta de los objetivos, alcances y metodología del trabajo.

El Capítulo 2 muestra los antecedentes bibliográficos utilizados como referencia para el trabajo. Se realiza una revisión general sobre en que consiste la planificación minera, los principales métodos de explotación subterráneos selectivos utilizados, parámetros geomecánicos, caracterización de la incertidumbre y simulación de eventos discretos aplicada en minería.

El Capítulo 3 se presenta la metodología utilizada que permite obtener los resultados utilizados en los siguientes capítulos.

El Capítulo 4 se presenta un ejercicio de aplicación de simulación en *sublevel stoping*, con el cual se desea calibrar la herramienta DSIM.

El Capítulo 5 se presenta el caso de estudio, donde se aplica la metodología propuesta sobre una mina extraída mediante el método de explotación *bench-and-fill*, además de los resultados y análisis respectivos.

El Capítulo 6 se presentan las conclusiones de este trabajo.

El Capítulo 7 se plantean las recomendaciones generadas a partir de este trabajo, con el objetivo de generar una extensión de trabajos futuros.

## **2. ANTECEDENTES**

### **2.1. Planificación minera**

La planificación minera corresponde al proceso de ingeniería que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo. Para su elaboración, se tenderá a maximizar la renta del negocio minero activando cada una de sus fuentes, integrando las restricciones impuestas por el recurso mineral, el mercado y el entorno.

Los planificadores mineros deben tomar decisiones del cuando y cuanto rendimiento se debe tener en una extracción de mineral (Newman et al. 2010). Estas decisiones consisten en determinar cuanto mineral se recuperará y que hacer con dicho mineral, incluyendo otro tipo de decisiones tales como que máquinas se usarán para extraer material, su cantidad y donde posicionarlas.

#### **2.1.1. Planificación de la preparación minera**

El plan de preparación minera se realiza mediante una secuencia de actividades programadas en función de las necesidades futuras y actuales del proyecto. Según (Alegría 2010), las etapas de preparación en el marco de explotación de un *Block/Panel Caving* aplicables también a métodos de explotación selectivos son:

1. Definir el programa de obras necesarias para iniciar la explotación del sector (caso de inicio de explotación) y programa de obras necesarios para dar continuidad a la explotación (sector de producción).
2. Planificar, de acuerdo a las características del proyecto y a la variante del método de explotación, la logística de preparación para el área.
3. Definir la programación de adquisiciones necesarias para la operación
4. Estimar la flota de equipos para cumplir el programa de obras
5. Estimar el personal de trabajo necesario para cumplir con el programa de obras.
6. Definir las actividades críticas para establecer las rutas prioritarias de preparación de los distintos sectores.

7. Iniciar las obras correspondientes al programa de desarrollos, ya sea por medio de personal propio o mediante contratos con empresas externas.
8. Recepcionar las obras realizadas y entregar al área de producción la zona preparada.

Además, se deben considerar ciertos criterios relevantes para generar el programa de preparación, donde se encuentran geología, geomecánica, diseño minero y planificación minera.

Los criterios mencionados condicionan la zona de preparación, además de la secuencia constructiva de las obras, afectando el tiempo de preparación utilizado.

En la actualidad, la planificación realizada no considera la variabilidad en los cálculos, sino que utilizan la experiencia de los planificadores utilizando rendimientos empíricos de proyectos anteriores o bases de datos existentes. De esta forma, los datos utilizados generan planes poco flexibles.

Algunos problemas existentes dentro de la planificación de la preparación minera son las modificaciones de las condiciones o la falta de información existente a lo largo de la vida de un proyecto de construcción. Suponer que no existe aleatoriedad en el sistema implica una distorsión en el plan estimado, lo que generaría la consideración de rendimientos no representativos de lo que ocurren en la realidad, que terminarán afectando al negocio en el largo plazo (Contreras 2016).

## **2.2. Métodos de explotación subterráneos selectivos**

La minería subterránea selectiva es aquella que permite elegir la geometría y secuencia dependiendo de sus recursos minerales. Estos métodos se pueden agrupar en:

1. *Room-and-Pillar*
2. *Cut-and-Fill*
3. *Sublevel Stopping*

La descripción de cada método se puede leer a continuación:

### 2.2.1. Room-and-pillar

Es un método de explotación donde una serie de habitaciones son extraídas, dejando pilares, usualmente de mineral, entre dichas excavaciones. Dependiendo del tipo de roca del yacimiento, los pilares remanentes tienen distintas dimensiones (Bullock 2013).

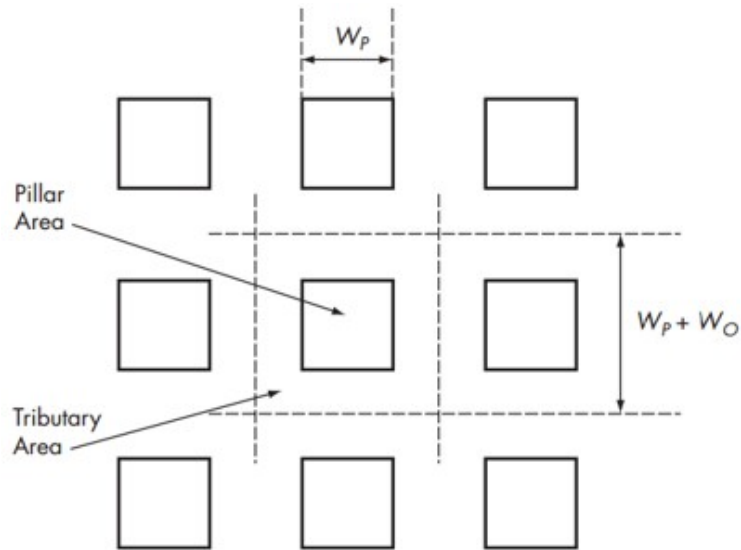


Figura 2.1: Vista planta de mina room-and-pillar. (Zipf 2001)

Este método usualmente se emplea para yacimientos tabulares, e incluso pudiendo tener un ángulo de manto de hasta  $45^\circ$ .

El tamaño de los pilares incidirá directamente en la recuperación que tendrá el método, y el tamaño del pilar dependerá del esfuerzo *insitu* que recibe la roca, los esfuerzos inducidos generados por el mineral removido y el esfuerzo tectónico remanente.

### 2.2.2. Cut-and-fill

Es un método aplicado a minería subterránea donde las excavaciones son rellenadas por cierto tipo de material - usualmente arenas o relleno cementado -, donde se facilita la continuación de la extracción de mineral. Este relleno puede ser provisto por la extracción de la misma explotación minera o venir de una fuente externa (Stephan 2013).

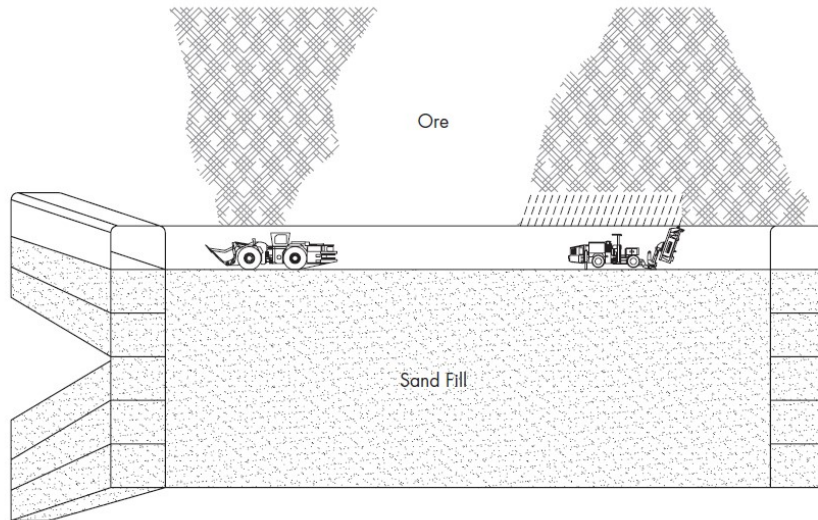


Figura 2.2: Cut-and-fill mecanizado con relleno no cementado. (Stephan, 2013)

La minería *cut-and-fill* convencional involucra un desarrollo sucesivo de galerías horizontales o pseudo-horizontales que siguen un yacimiento delgado, subvertical y tabular.

El método es altamente selectivo y con baja dilución, dado que la ubicación de galerías de extracción es función de la dirección del cuerpo mineralizado.

Este método además presenta una variante, llamada *bench-and-fill*, el cual se explica a continuación:

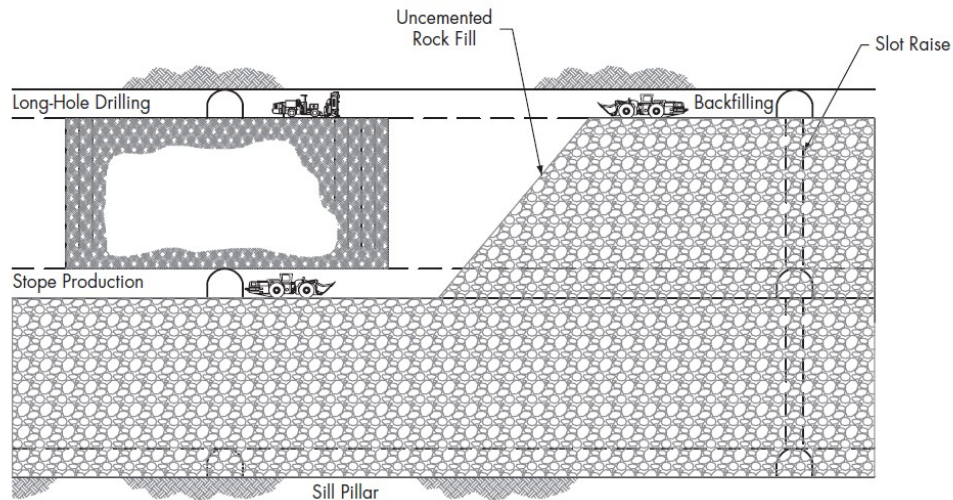


Figura 2.3: Bench-and-fill. (Stephan, 2013)

Como se aprecia en la Figura 2.3, la principal diferencia es que la perforación de esta

variante se realiza desde un nivel superior, permitiendo extraer volúmenes mucho mayores de material.

### 2.2.3. Sublevel stoping

Es un método de explotación, soportado principalmente por pilares, donde se extrae el mineral desde unidades básicas de explotación, llamadas caserones. Estos caserones se caracterizan por tener un largo, ancho y alto. Al extraerse en conjunto, deben dejarse pilares que impidan que el caserón colapse sobre si mismo (Pakalnis et al. 2013).

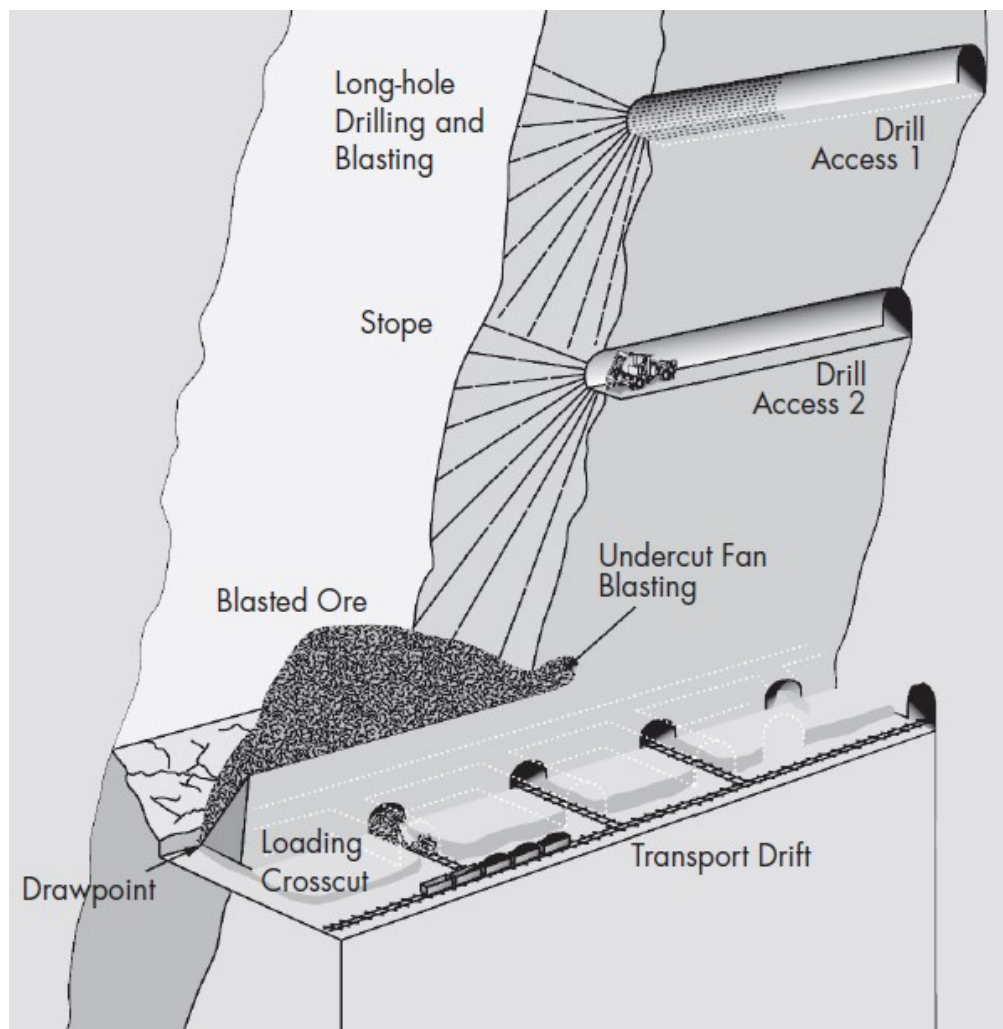


Figura 2.4: Sublevel open stoping. (Scoble and Moss, 1994)

Este método usualmente se utiliza para yacimientos del tipo tabulares verticales o sub-verticales.

Los principales requerimientos y restricciones existentes son el tamaño, forma, inclinación, geotecnia, luz del caserón, tamaño del pilar y selectividad, los cuales definirán la recuperación que tendrá el sistema de caserones.

Además, se definen dos tipos de dilución, una interna y otra externa, debido a la forma del yacimiento y a problemas en los límites del caserón, respectivamente.

### **2.3. Parámetros geomecánicos**

Estos parámetros indican las características que posee la roca, y son de gran importancia debido a que afectan de manera significativa en la selección del método de explotación, además de la planificación posterior requerida.

En minería subterránea selectiva, este parámetro cobra importancia debido a que influye en ciertas tareas, tales como la fortificación requerida o la dilución en el proceso de extracción (Gómez 2015).

#### **2.3.1. Dilución**

La dilución es un indicador definido como la proporción de material estéril ingresado al proceso minero. Diversos estudios identifican dilución en diferentes etapas del proceso minero, como en la exploración, minería y procesamiento.

En minería, se pueden considerar dos tipos, la dilución planificada y la no planificada (Scoble et al. 1994):

- Dilución planificada: se refiere al material estéril extraído debido a la selectividad del método. Además, ésta es influenciada por la complejidad del cuerpo mineralizado. En general, este factor es considerado como una inmutable consecuencia de la minería. Esta dilución forma parte de la planificación minera.
- Dilución no planificada: es el material estéril extraído que proviene fuera de los márgenes del diseño. El control de esta dilución se da por la variación en los parámetros de diseño y agendamiento minero. Algunas etapas que pueden mejorar con el fin de evitar la entrada de dilución son tronaduras, *stress* inducido o el relleno de cavidades.

En minería subterránea selectiva, el costo asociado a la extracción de esta dilución considera tanto el material extra que se termina transportando y la disminución relativa de ley debido al procesamiento de material sin valor. El tener un mayor conocimiento de la dilución presente en el proceso minero permite definir de mejor manera estos costos, manteniendo la sensibilidad entre la recuperación y la dilución para la valorización de las operaciones mineras.

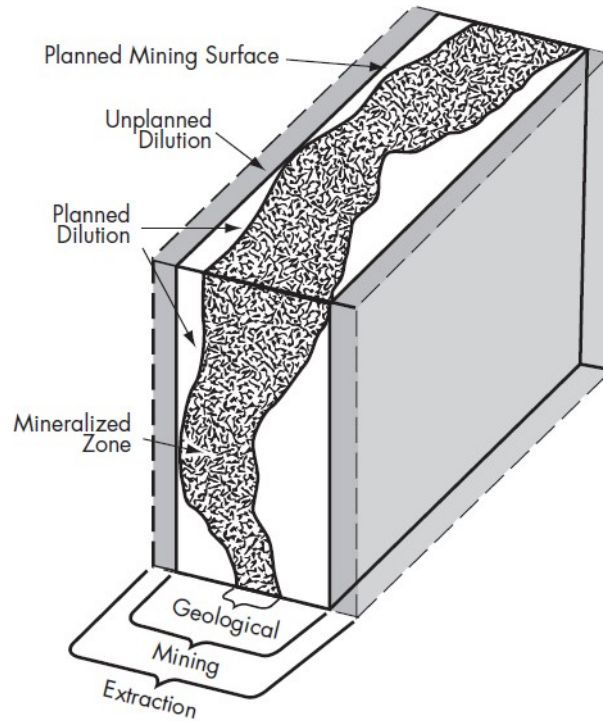


Figura 2.5: Dilución planificada y no planificada. (Scoble y Moss 1994)

Existen varios métodos para calcular la dilución existente. En particular, (Scoble et al. 1994) define un método donde se define:

$$Dilución = \frac{Tonelaje\ de\ estéril}{Tonelaje\ de\ Mineral + Tonelaje\ de\ Estéril} \quad (2.1)$$

Como se mencionó, la dilución está ligada con las condiciones geomecánicas. De acuerdo a (Kazakidis et al. 2003) estos factores pueden ser:

- Exploración de terminación del mineral.
- Diseño general de la mina y diseño de detalle.



- Minería, perforación, tronadura, barro y relleno.
- Cuantificación del rendimiento del caserón y las mejoras en el diseño.

Otros factores que se han identificado son altura del caserón, ángulo de inclinación de la pared colgante, tensor de esfuerzos, forma y tipo de caserón y secuencia de extracción.

### 2.3.2. Calidad de macizo rocoso

La clasificación de sistemas de macizo rocoso busca aplicar un valor numérico para describir la condición del macizo rocoso basado en ciertas variables que controlan su comportamiento. Dentro de los más populares se encuentra el *Rock Mass Rating* (RMR) de Bieniawski (1973, 1976, 1989) y el sistema Q de Barton (1974). RMR considera el puntaje de UCS, RQD, espaciamiento y condición de estructuras y agua subterránea, obteniendo un valor máximo de 100. Por otro lado, el sistema Q se basa en la multiplicación de tres razones que son considerados para reflejar el tamaño de bloque, fuerza friccional inter-bloques y el esfuerzo activo.

$$Q = \left( \frac{RQD}{J_n} \right) \left( \frac{J_r}{J_a} \right) \left( \frac{J_w}{SRF} \right) \quad (2.2)$$

Donde:

$RQD$  = porcentaje de recuperación de testigos de más de 100mm de longitud

$J_n$  = número de sets de estructuras (varía entre 0.5 y 20)

$J_r$  = número de rugosidad de estructuras (varía entre 0.5 y 5)

$J_a$  = número de alteración de estructuras (varía entre 0.75 y 20)

$J_w$  = coeficiente reductor por presencia de agua (varia entre 0.05 y 1)

$SRF$  = factor de reducción de esfuerzos (varía de 0.5 y 20)

El resultado de la puntuación Q puede variar de 0.001 a 1000, donde un valor más alto corresponde a una calidad mayor.

Otro sistema, relativamente reciente, es el *Geological Strength Index* (GSI), el cual se ha vuelto popular y tiende a ser usado sin las adecuadas consideraciones de sus limitaciones. Su

cálculo se realiza en base a un nomograma que considera las condiciones de superficie y las estructuras observadas. El puntaje de este sistema también fluctúa entre 0 y 100.







GEOLOGICAL STRENGTH INDEX FOR JOINTED ROCKS (Hoek and Marinos, 2000)		SURFACE CONDITIONS				
<p>From the lithology, structure and surface conditions of the discontinuities, estimate the average value of GSI. Do not try to be too precise. Quoting a range from 33 to 37 is more realistic than stating that GSI = 35. Note that the table does not apply to structurally controlled failures. Where weak planar structural planes are present in an unfavourable orientation with respect to the excavation face, these will dominate the rock mass behaviour. The shear strength of surfaces in rocks that are prone to deterioration as a result of changes in moisture content will be reduced if water is present. When working with rocks in the fair to very poor categories, a shift to the right may be made for wet conditions. Water pressure is dealt with by effective stress analysis.</p>		SURFACE CONDITIONS				
		VERY GOOD	GOOD	FAIR	POOR	VERY POOR
STRUCTURE		DECREASING SURFACE QUALITY →				
		DECREASING INTERLOCKING OF ROCK PIECES ↓				
	INTACT OR MASSIVE - intact rock specimens or massive in situ rock with few widely spaced discontinuities	90			N/A	N/A
	BLOCKY - well interlocked undisturbed rock mass consisting of cubical blocks formed by three intersecting discontinuity sets	80	70			
	VERY BLOCKY - interlocked, partially disturbed mass with multi-faceted angular blocks formed by 4 or more joint sets		60	50		
	BLOCKY/DISTURBED/SEAMY - folded with angular blocks formed by many intersecting discontinuity sets. Persistence of bedding planes or schistosity			40	30	
	DISINTEGRATED - poorly interlocked, heavily broken rock mass with mixture of angular and rounded rock pieces				20	
	LAMINATED/SHEARED - Lack of blockiness due to close spacing of weak schistosity or shear planes	N/A	N/A			10

Figura 2.6: Sistema GSI (Hoek and Marinos 2000)

Dependiendo del tipo de roca se puede estimar el nivel de fortificación requerido y el largo de las perforaciones que se debe realizar. La clasificación que se da al macizo rocoso los sistemas mencionados se resume en:

1. Muy Buena
2. Buena
3. Regular
4. Mala
5. Muy Mala

## 2.4. Indicadores de gestión logística

Un factor determinante para un proceso logístico tenga éxito es la correcta implementación de indicadores que midan la gestión del mismo, y su objetivo es que éstos reflejen un resultado, y en función de dicho resultado se tomen decisiones acordes al mejoramiento del proceso.

Un indicador se puede definir como un número que describe el desempeño de una ocurrencia u otra actividad específica. Los indicadores claves de desempeño (KPI) se definen como indicadores con un significado estratégico que se percibe como crítico en las circunstancias actuales del negocio y que generalmente son seleccionados de un grupo previo de ellos (Tompkins 1988).

Los KPI's son una herramienta útil y valida solo si el foco está en verlo como una herramienta y no como el todo de la gestión, y además éstos deben tener lógica de prácticas y no de los resultados.

Según (Cornejo 2014), el proceso de implementación de indicadores de gestión logística debe considerar los siguientes pasos:

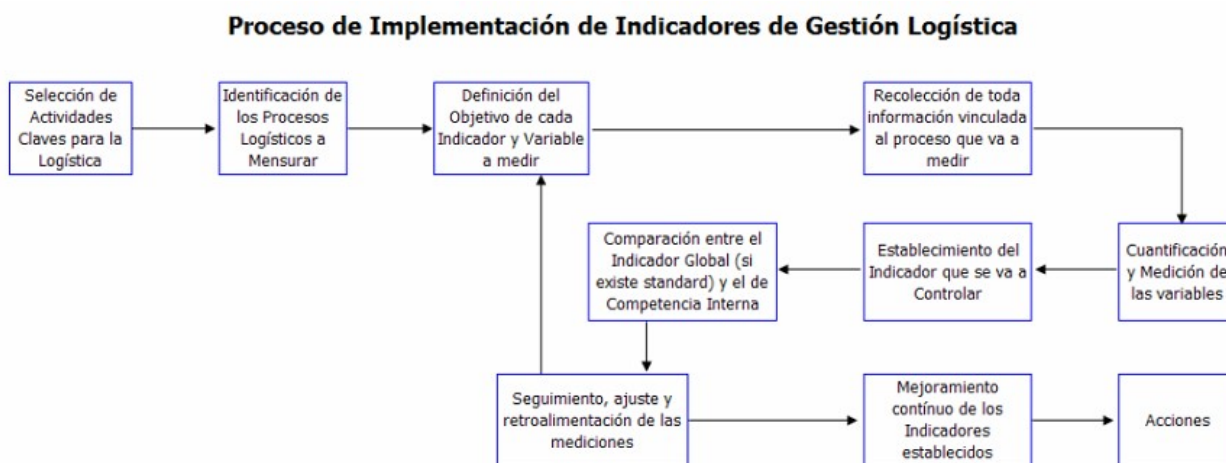


Figura 2.7: Proceso de implementación de indicadores de gestión logística. (Cornejo 2014)

El proceso de diseño y desarrollo de un indicador de gestión debe tener las siguientes características:

- Entender el propósito y fórmula del indicador de gestión.
- Especificar el valor objetivo deseado para el valor del indicador

- Determinar de lo que una variación del objetivo significa, tanto para el sobre desempeño como para el bajo desempeño.
- Determinar las causas más probables y las acciones correctivas asociadas al sobre y al bajo rendimiento.
- Extraer y compilar los datos de los indicadores de gestión.

## 2.5. Simulación de eventos discretos

Simulación es una técnica numérica implementada para realizar experimentos mediante un computador. Dichos experimentos utilizan ciertas relaciones lógico-matemática, las cuales describen el comportamiento y estructura de sistemas complejos a través de ciertos periodos, por lo que es una imitación de un proceso real en el tiempo que implica la generación y observación de una historia artificial para sacar conclusiones relativas a las características del sistema real que se está representando (Banks 1999).

Existen distintos tipos de simulación, y dentro de ellas se tiene la simulación de eventos discretos (DES en inglés), la cual consiste en relacionar ciertos eventos por medio de distribuciones de probabilidad y condiciones lógicas.

Es una herramienta que puede aplicarse en el campo de ingeniería de minas para la evaluación de desempeño de sistemas mineros complejos, tanto en minas a cielo abierto como subterráneas. Dentro de las evaluaciones importantes que se pueden realizar se encuentra la integración de desarrollos, preparación minera y producción del sistema.

Dentro de los elementos clave que se deben tener en cuenta para el éxito de un modelo de simulación según (García et al. 2006) se encuentran:

- Cantidad de réplicas.
- Duración de la réplica.
- Variable de respuesta.
- Relaciones entre variables.
- Distribución de las variables aleatorias.

- Uso de la información.

Cabe destacar que la simulación presenta posibles ventajas y desventajas (García et al. 2006), las que pueden enlistarse en:

### **Ventajas**

- Buena herramienta para conocer el impacto de los cambios en los procesos, sin la necesidad de llevarlos a cabo en la realidad, lo cual puede ser riesgoso y/o costoso.
- Mejora el conocimiento del proceso actual ya que le permite al analista ver cómo se comporta el sistema bajo distintos escenarios.
- Puede utilizarse como una herramienta complementaria para la toma de decisiones.
- En problemas de gran complejidad, la simulación permite generar una buena solución cuando se quiere relacionar distintas variables y conocer su impacto en una variable final.
- En la actualidad, los *software* de simulación tienden a ser más sencillos, lo que facilita su aplicación.
- Contar con una interfaz gráfica permite ver cómo se comportará un proceso una vez que se haya cambiado o mejorado.

### **Desventajas**

- La simulación no es una herramienta de optimización, a pesar de que algunos *software* tengan integrados paquetes que permiten utilizar la optimización para mejorar los distintos escenarios simulados.
- La simulación puede ser costosa cuando se quiere implementar en problemas relativamente sencillos de resolver.
- Para generar un buen estudio de simulación se requiere de una inversión alta de tiempo de trabajo.
- Es necesario que el analista domine el uso del software y que maneje conocimientos de estadística para el análisis de resultados.

Existe un amplio número de posibles opciones donde aplicar esta técnica. Como menciona (Rubio et al. 2008), quien aplica simulación de eventos discretos en método de explotación por hundimiento, se considera cierta frecuencia de eventos que interrumpen la extracción, tanto a puntos de extracción como a otros elementos, como buzones o piques de traspaso. También menciona que la máxima productividad esperada es inversamente proporcional a dicha frecuencia de eventos.

## 2.6. Tiempos

### 2.6.1. Norma ASARCO

La norma ASARCO (American Smelting & Refining Co.) es el marco de referencia utilizado para la definición de conceptos y distribución de los tiempos de un equipo, máquina o instalación incurre durante un periodo de tiempo (CODELCO 2005).

#### Definición de tiempos

- **Nominal:** Espacio de tiempo en que se produce la medición, correspondiente al espacio muestral. Depende del tiempo de continuidad producción en la faena.
- **Fuera de servicio:** Espacio de tiempo en que el equipo no se encuentra disponible, tanto sea por una mantención programada o falla en que haya incurrido.
- **Disponible:** Espacio de tiempo en que el equipo se encuentra capacitado de realizar tareas.
- **Reserva:** Espacio de tiempo en que el equipo se encuentra disponible para realizar alguna tarea, pero que por alguna condición específica no está siendo utilizado
- **Operativo:** Espacio de tiempo en que el equipo se encuentra apto para realizar tareas y cumple con actividades asociadas a la operación.
- **Demoras programadas:** Espacio de tiempo en que no se realizan las tareas con las que el equipo fue diseñado, pero donde se deben cumplir ciertas actividades normadas por la ley, como lo son los cambios de turno o tiempos de colación.

- **Demoras no programadas:** Espacio de tiempo en que no se realizan las tareas con las que el equipo fue diseñado, pero que ocurren debido a condiciones o circunstancias propias de la operación, o ineficiencias de ésta.
- **Pérdidas operacionales:** Espacio de tiempo en que el equipo no se realizan las tareas con las que el equipo fue diseñado, principalmente debido a tiempos de espera del equipo.
- **Efectivo:** Espacio de tiempo en que el equipo realiza las tareas acordes a su funcionalidad.

Tabla 2.1: Distribución de tiempos según Norma ASARCO

Tiempo Nominal					
Tiempo Disponible				Fuera de Servicio	
				Prog.	Imprevistas
Tiempo Operativo			Reservas		
Tiempo	Pérdidas	Demoras			
Efectivo	Operacionales	Prog.	No Prog.		

Existen ciertos indicadores de tiempo que derivan de la norma ASARCO, los que corresponden a:

- **Disponibilidad:** Es el porcentaje de horas nominales en que la flota, equipo, máquina o instalación, estuvo en condiciones mecánicas y/o eléctricas de ser operado. Sirve para establecer la capacidad de la función de mantención y establece el marco de referencia funcional que deberá enfrentar la operación.

$$\% \text{ Disponibilidad} = \frac{\text{Hrs. Nominales} - \text{Hrs. Mantención/Reparación}}{\text{Hrs. Nominales}} * 100 \quad (2.3)$$

- **Utilización (base nominal):** Es el porcentaje sobre las horas nominales en que la flota, equipo, máquina o instalación, realiza tareas efectivas. Corresponde a la división entre el número de horas efectivas y horas nominales. Sirve para establecer la eficacia de la

operación mina respecto del uso eficiente que se les da a la flota, equipo, máquina o instalación.

$$\%Utilización (Base Nominal) = \frac{Hrs. Efectivas}{Hrs. Nominales} * 100 \quad (2.4)$$

- Utilización efectiva (base disponible): Es el porcentaje sobre las horas disponibles en que la flota, equipo, máquina o instalación, realiza tareas efectivas. Sirve para proveer información sobre la eficacia operacional del proceso.

$$\%Utilización (Base Disponible) = \frac{Hrs. Efectivas}{Hrs. Disponibles} * 100 \quad (2.5)$$

- Utilización operativa: Ese el porcentaje sobre las horas disponibles en que la flota, equipo, máquina o instalación, se encuentra operativo. Sirve para proveer información acerca de la capacidad de excedente que está disponible.

$$\%Utilización Operativa = \frac{Hrs. Operativas}{Hrs. Disponibles} * 100 \quad (2.6)$$

- Factor de utilización: Es el porcentaje de horas operativas en que el equipo realiza tareas efectivas.

$$\%Factor Utilizacion = \frac{Hrs. Efectivas}{Hrs. Operativas} * 100 \quad (2.7)$$

## 2.7. UDESS

La implementación del modelo se realiza mediante la herramienta computacional UDESS (Universal Delphos Sequencer and Scheduler), la cual es desarrollada en el Laboratorio de Planificación Minera DELPHOS de la Universidad de Chile.

Como se ha mencionado anteriormente, el uso de este *software* tiene el objetivo de generar la secuencia y agendamiento óptimos en términos del valor presente neto, entregando como resultado la porción de actividad realizada en cada periodo de tiempo, entregando a su vez la porción de recursos obtenidos o consumidos, tales como el tonelaje, ingreso, costo, etc. Las precedencias ingresadas definirán la secuencia, entregando cierta operatividad en el desarrollo del problema. Por otro lado, también existen restricciones, las cuales limitarán el problema en término de los recursos consumidos en cada periodo.



De esta forma, UDESS logra integrar actividades evaluadas en un periodo de tiempo definido en base a restricciones, las que con una función objetivo buscan encontrar la mejor solución al problema (Gómez 2015).

Esta herramienta tiene la ventaja de ser flexible para abordar problemas, y se ha utilizándose tanto en minería a cielo abierto como rajo.

El modelo considera que la unidad básica de trabajo es una actividad, la cual se refiere al conjunto de tareas que desea realizarse, por ejemplo la construcción de un *drift*. A su vez son estas actividades las que se quieren agendar en el tiempo, construyendo finalmente un plan de producción.

Los parámetros básicos que deben definirse son:

- **ID:** nombre con el cual se caracterizará una actividad.
- **Ingreso o costo:** corresponde a la valorización de una actividad. Dependiendo del tipo de actividad es si este valor es positivo o negativo.
- **Tasa máxima de avance:** corresponde a la proporción máxima de la actividad que se puede realizar durante un mes
- **Recursos consumidos:** cada actividad consume una cantidad de recursos en función del progreso de la actividad.
- **Precedencias:** una actividad puede requerir que otras deban hacerse previamente y así habilitar la construcción de esta.

### 2.7.1. Archivos de entrada

UDESS solo requiere dos archivos para su funcionamiento, los cuales se detallan a continuación.

**Archivo de actividades:** corresponde al archivo donde se caracterizan todas las actividades referidas al proyecto. Dichas actividades poseen atributos.

Tabla 2.2: Ejemplo archivo de actividades

ID	Ingreso	Costo	Max Rate	Atributo 1	...	Atributo N
1						
...						

El archivo cuenta con una fila de encabezado, la que sirve como referencia para completar el resto del archivo. Los atributos presentes en el archivo de actividades pueden ser utilizados como recursos con los que se limitará el problema.

**Archivo de precedencias:** corresponde al archivo donde se indica la secuencia operacional de las actividades. Si una actividad no posee precedencias, se considera como una actividad padre.

Tabla 2.3: Ejemplo archivo de precedencias

Predecesor	Sucesor	Grupo
Act 1	Act 2	-1
Act 2	Act 3	-1

Estas precedencias pueden ser individuales, donde solo existe una actividad que se deba realizar previamente, o agrupadas, donde un conjunto de actividades forma una precedencia, y por lo tanto se requiera que la totalidad de las mismas hayan sido terminadas.

UDESS permite la utilización de actividades del tipo “o”, donde basta con que solo un grupo de precedencias se complete para que se inicie la siguiente actividad, y no lo hagan todos los grupos existentes. La Figura 2.8 muestra lo señalado.

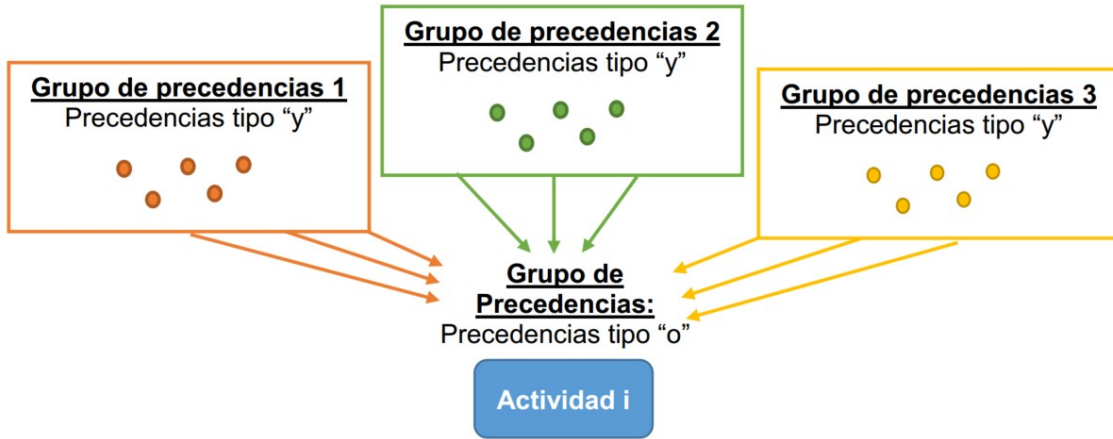


Figura 2.8: Restricciones de precedencias del tipo "o" (Rocher 2012)

En el presente estudio, y tal como se aprecia en la columna tres de la Tabla 2.3, se utilizará solo el grupo por defecto -1, por lo que no se ocuparán precedencias de dicho tipo.

### 2.7.2. Archivo de salida

UDESS genera dos tipos de archivos de salida, llamados *instance* y *output*.

**Archivo instance:** corresponde al archivo resumen de los datos de entrada utilizados, donde se muestra el número de periodos, actividades y restricciones, tasas de descuento por periodo y actividades padres.

**Archivo output:** corresponde al archivo que muestra los resultados obtenidos por el modelo. Dentro del mismo libro se genera una pestaña por cada atributo que se consuma, además de una pestaña que indica el progreso de las actividades.

Tabla 2.4: Ejemplo archivo output en función de porcentaje de actividad desarrollado

ID	$t_1$	$t_2$	...	$t_n$
Act 1	1	0	...	0
Act 2	0.63	0.27	...	0

Como UDESS busca maximizar la función valor en función del tiempo, las actividades que reportan costos tenderán a postergarse, mientras que las que generen ingresos se adelantarán.

## 2.8. DSIM

DSIM (Delphos Open Pit Simulator) es una herramienta de planificación que permite estimar la producción de un plan minero a partir de los siguientes tres elementos básicos: el layout de la mina (frentes de carga y descarga, rutas), la flota de equipos de carga y transporte y un plan que indica cuánto se desea enviar desde cada frente a cada potencial destino. A partir de estos elementos, DSIM realiza una simulación del manejo de materiales, entregando reportes en términos de producción, velocidades y tiempos de ciclo.

El simulador ha sido principalmente utilizado en minería de cielo abierto, donde se han desarrollado estudios de cálculo de productividad de camiones - convencionales y autónomos -, de palas y análisis de tiempos de operación. Por otro lado, debido a que es un *software* programado por los desarrolladores del Laboratorio de Planificación Minera DELPHOS, permite también el estudio de nuevas estrategias integradas al movimiento de material, como lo son condiciones ambientales (nieve) que puedan inhabilitar los caminos por donde se movilizan los camiones de extracción.



Figura 2.9: Vista planta de mina cielo abierto genérica en DSIM

Una de las principales ventajas de DSIM es que permite al usuario modelar de manera sencilla la operación de una mina cielo abierto.

Por otro lado, el software solo ha sido validado en instancias de cielo abierto, a diferencia de su versión subterránea, la cual se encuentra en etapas de desarrollo inicial.

## 3. METODOLOGÍA

### 3.1. Metodología de la optimización

#### 3.1.1. Recopilación de antecedentes

El caso de estudio forma parte de un proyecto de ingeniería de perfil a un yacimiento de oro y plata mediante un método de explotación de *bench-and-fill*.

El yacimiento posee una mineralización del tipo vetiforme, donde las vetas se distribuyen de forma heterogénea. De esta forma los recursos minerales y posteriores reservas requieren una caracterización bien detallada. Se desprende que la falta de información pueda afectar de forma considerable, incrementando la incertidumbre inherente del proyecto.

#### 3.1.2. Calibración y validación de UDESS

La herramienta UDESS ha sido utilizada en varias ocasiones en diversos tipos de proyectos, pero aplicada en mayor cantidad a minería masiva y en menor grado a selectiva.

Este modelo ha sido utilizado y validado en agendamiento de producción y preparación para minería *panel caving* en casos determinísticos y de incertidumbre operacional (Rocher et al. 2011; Lobiano et al. 2015), agendamiento de proyectos bajo incertidumbre de precios (Quiroz et al. 2013). Otros estudios han considerado procesos iterativos, usando modelos adicionales, tales como flujo de material en minería por hundimiento (Arriagada 2015), Peligro Sísmico (Lobiano et al. 2015) y dilución en minería *cut-and-fill* (Gómez 2015).

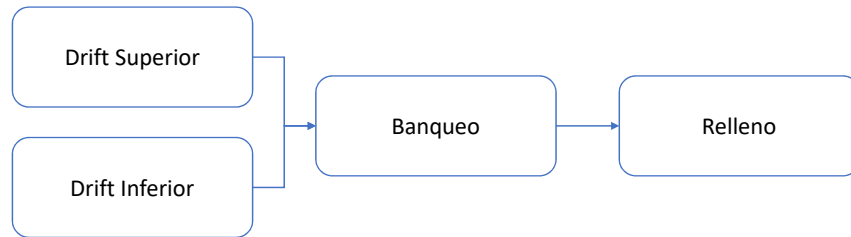
Dentro de la calibración del modelo se utiliza la información entregada como resultado del simulador DSIM, entregando límites de recursos que pueden ser utilizados como primera iteración. Dichos rendimientos son analizados por expertos, quienes dan la aprobación sobre los resultados mostrados.

Por otro lado, la secuencia utilizada corresponde a la utilizada según el método de explotación de *bench-and-fill*, la que corresponde a una extracción desde un nivel inferior hacia arriba y se abordará en la siguiente sección.

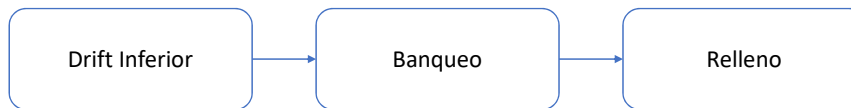
### 3.1.3. Implementación y evaluación de caso de estudio en función a multicriterios

Para modelar una mina *bench-and-fill* y ésta se adapte al software UDESS es necesario definir cierta información básica, la que se indica a continuación.

Las precedencias asociadas a las actividades se describen en la Figura 3.1, y dependen netamente si el *drift* superior es parte del diseño o no.



(a) Precedencias modelo con drift superior



(b) Precedencias modelo sin drift superior

Figura 3.1: Precedencias de actividades de caso de estudio

Por otro lado, según el método de explotación utilizado, la secuencia de extracción de caserones se inicia desde el nivel inferior hacia los superiores, y después de la etapa de relleno respectiva puede iniciarse la extracción del nivel superior, manteniendo esta secuencia.

Además, UDESS requiere archivos de entrada para su funcionamiento y éste pueda construir el plan de producción que reporte el mayor valor monetario.

Para el archivo de actividades, además de los parámetros básicos, se definen los siguientes atributos:

- **Tipo:** corresponde a la clase de actividad, separándose en *Drift*, *Bench* y *Fill*.
- **Largo:** corresponde a el largo horizontal de la actividad.
- **Ley Au:** corresponde a la ley de oro de la actividad.

- **Ley Ag:** corresponde a la ley de plata de la actividad.
- **Ley Equivalente\*:** corresponde a la ley equivalente de la actividad, considerando oro y plata.
- **Tonelaje\*:** corresponde a la cantidad de material asociada a la actividad.
- **Mineral\*:** corresponde a la cantidad de mineral asociada a la actividad.
- **Estéril\*:** corresponde a la cantidad de estéril de la actividad
- **Ingreso\*:** corresponde a la valorización de entrada referida a la actividad, considerando solo los flujos positivos.
- **Costo Mina\*:** corresponde al costo de extracción del material.
- **Costo Planta\*:** corresponde al costo de proceso del mineral.
- **Costo Desarrollo:** corresponde al costo del desarrollo de una galería. Solo se aplica a una actividad de tipo *Drift*.
- **Costo Relleno\*:** corresponde al costo del relleno de galería y caserón. Solo se aplica a una actividad de tipo *Fill*.
- **Costo\*:** corresponde a la suma de costo mina, planta, desarrollo y relleno.
- **Volumen\*:** corresponde a los metros cúbicos de excavación asociados a cada actividad.
- **Max Rate:** corresponde a la tasa máxima de actividad por el periodo de tiempo evaluado.
- **Beneficio:** corresponde a la diferencia entre el ingreso y el costo de la actividad
- **Metros Horizontales:** corresponde a los metros perforados totales para la galería de extracción, considerando todos los tiros asociados.
- **Metros Verticales:** corresponde a los metros perforados totales para el banqueo de los caserones, considerando todos los tiros asociados.
- **Volumen Relleno\*:** corresponde a los metros cúbicos totales a rellenar, siendo la suma del volumen de una actividad *Drift* y *Bench*. Solo se aplica a actividad *Fill*.



- **Dilución:** corresponde a la cantidad de estéril que debe extraerse de forma extra. Es función de la cantidad de material existente.

Para todos los atributos que poseen un asterisco (\*) se crea otro atributo que considera la dilución entrante.

Las fórmulas utilizadas para el cálculo de estos atributos pueden verse en la sección Anexos.

Los parámetros utilizados por este modelo son:

Tabla 3.1: Parámetros de valorización de mina

Parámetro	Valor
Precio Au [US\$/oz]	1190.4
Costo Venta [US\$/oz]	42.63
Costo Mina [US\$/ton]	54
Costo Planta [US\$/ton]	34.84
Costo Perforación [US\$/m]	1100.02
Costo Relleno [US\$/m <sup>3</sup> ]	11.93

### 3.2. Metodología de la simulación

La metodología utilizada consta de 11 etapas principales, elaborada por Banks 1999. Para el presente caso, esta será utilizada para los desarrollos horizontales y explotación de caserones, excluyendo así preparación de túneles como rampas o cruzados de acceso.

Dichas etapas son explicadas en la siguiente sección:

#### 1. Formulación del problema:

La formulación del problema define los elementos básicos de un proyecto, tales como sus objetivos y alcances. Se abarcan todos los aspectos claves del mismo y se acota a según ciertos límites que serán mencionados en la resolución del problema. En el presente caso, se requiere generar una estimación de producción en una mina subterránea, cuantificando los rendimientos de los equipos y pérdidas operacionales que se presentan en la simulación.

Incluso si el problema pasa de esta etapa inicial, es posible que el problema necesite ser reformulado durante el proceso.

## **2. Establecimiento de objetivos y plan general del proyecto**

Los objetivos indican las preguntas que deben ser respondidas en el estudio de simulación. El plan de proyecto debe incluir una declaración de los distintos escenarios que se investigarán.

## **3. Modelo Conceptual**

El modelo conceptual es creado con el objetivo de ser una guía del modelo computacional, por lo que su elaboración sirve para generar la lógica de tareas que la simulación desea resolver.

Es ideal partir desde modelos básicos y que éste vaya creciendo mientras se desarrolla el problema.

## **4. Recolección y Análisis de Datos**

Esta etapa puede desarrollarse en paralelo a la generación del modelo conceptual.

La información puede ser obtenida de distintas fuentes, tales como:

- Opinión de expertos
- Base de datos
- Toma de datos empíricos

## **5. Codificación**

La codificación o modelo computacional toma la información obtenida a partir del análisis de datos con el fin de que el modelo sea lo más cercano a la realidad u operativo.

## **6. Verificación del Modelo**

Consiste en determinar si el modelo está haciendo lo que corresponde, el cual puede ser analizado observando el comportamiento de ciertas variables, de los resultados finales de la simulación o una validación del sistema en movimiento

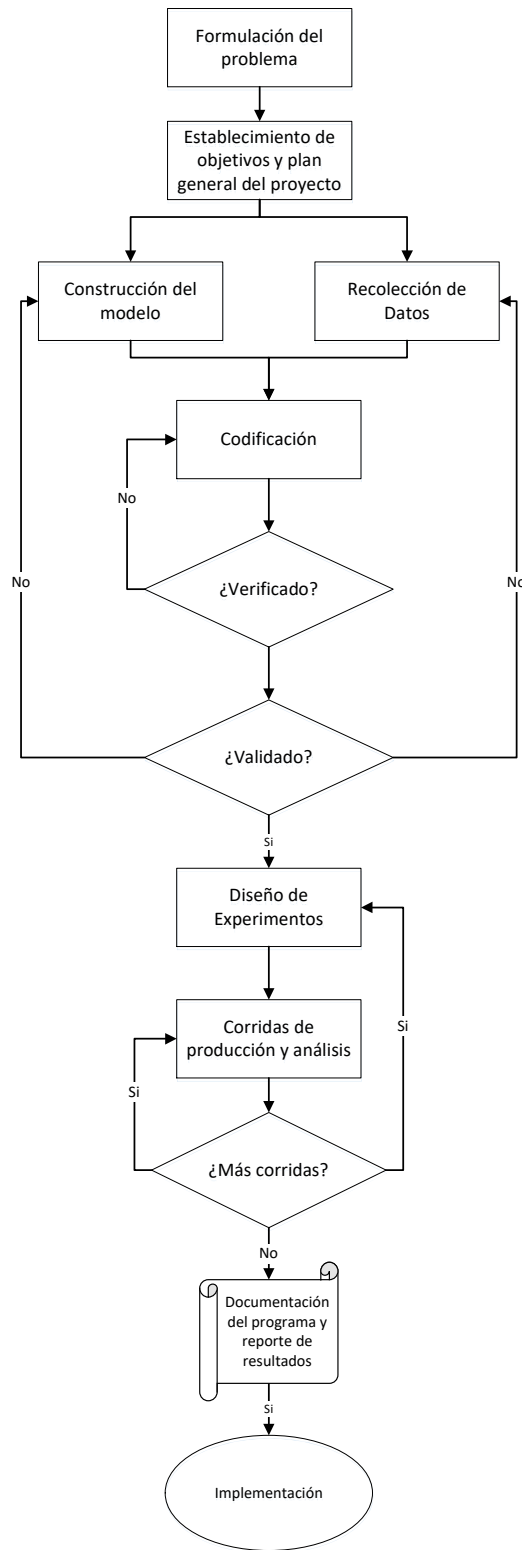


Figura 3.2: Etapas para la construcción del modelo de simulación. (Banks 1999)

## **7. Validación del Modelo**

Es el proceso que sirve para determinar el grado de semejanza entre el modelo de simulación y la realidad que se pretende representar.

## **8. Diseño de experimentos**

Tras validar el modelo se definirán los escenarios que serán analizados. En esta etapa se define el largo del tiempo de simulación, número de réplicas y punto de inicio del problema.

## **9. Corridas de producción y análisis**

Las corridas o réplicas y sus posteriores resultados son usadas para medir el rendimiento de cada uno de los escenarios que desean estimarse. Estos resultados deben determinar si la cantidad de réplicas fueron suficientes o no.

## **10. Documentación del programa y reporte de resultados**

Finalmente, se debe realizar el reporte de resultados junto con el análisis en base a los objetivos del proyecto.

Posteriormente, si el modelo de simulación está validado se puede implementar a distintos casos de estudio.

## **11. Implementación**

Los resultados de la simulación deben ser considerados como un reporte, es decir que los resultados obtenidos deben ser considerados como información extra que servirá para tomar alguna decisión, pero no entregará decisiones que deban aplicarse al problema.

Por otro lado, dentro de las etapas propuestas, también se utilizarán ciertas definidas propuestas por (Manríquez 2015) en la siguiente sección.

### **3.2.1. Dinámica Operacional de minería subterránea selectiva en DSIM**

La presente sección muestra la dinámica general utilizada para los ejemplos que se desean analizar.

Se define un objeto como cada uno de los elementos que existe dentro del modelo. Éstos se dividen en equipos, frentes y locaciones.

Dependiendo del tipo de objeto, se define el estado operacional del equipo, que es la situación en que se encuentra cada objeto. Estos estados se encuentran como totalmente definidos si las siguientes características están designadas:

1. Equipos

- Posición
- Tarea actual

2. Frentes

- Posición
- Equipo asignado
- Tarea requerida

3. Locaciones

- Posición
- Equipos en el lugar

Por otro lado, los eventos operacionales se definen como sucesos que provocan que el estado operacional de los equipos cambie. Los eventos pueden ser:

- Mantenimiento programada de equipo
- Falla de equipo
- Cambio de turno
- Colación
- Interferencia en galería

### 3.2.2. Parámetros Operacionales

Los parámetros operacionales son datos que describen alguna propiedad de una operación. Dichos parámetros pueden ser valores fijos o distribuciones.

Como existen diversos equipos que realizan distintas tareas, se agrupan en los siguientes parámetros:

- **Tarea principal:** cuantificación de la actividad que un equipo realiza en una frente. A modo de ejemplo, para el caso de un equipo de carguío corresponde al factor de carga del balde, mientras que en un equipo de perforación es la cantidad de metros perforados por frente.
- **Tiempo de tarea principal:** tiempo entre que un equipo comienza a realizar una tarea y termina de realizarla. A modo de ejemplo, en un equipo de carguío corresponde al tiempo que toma en llenar una baldada o descargar en un punto de vaciado, mientras que en un equipo de perforación sería el tiempo total requerido en la perforación de una frente.
- **Tiempo de viaje:** tiempo de viaje entre frente de carga y descarga, o entre frentes y locaciones.

### 3.2.3. Interpretación de incertidumbre operacional

En la presente sección se realiza una identificación de los tipos de incertidumbre operacional presentes en una minería subterránea selectiva.

**Asociada a parámetros operacionales:** corresponde a aquellos parámetros que tienen relación con tiempos, velocidades y capacidades de los componentes utilizados en la operación.

**Asociadas a eventos operacionales:** corresponde a aquellos que afectan a la efectividad de los equipos, como lo son detenciones programadas o visita a talleres.

Para generar cierta aleatoriedad, tanto en la incertidumbre asociada a parámetros como a eventos operacionales, se debe caracterizar la incertidumbre mediante estudios estadísticos de datos (Torkamani 2013).

Dentro de las distribuciones utilizadas se tiene:

- Weibull: tiempo entre fallas
- Lognormal: tiempo de reparación
- Normal: factores de carga, velocidades de perforación, tiempo de realización de tareas

Se definen ciertos eventos que se utilizarán a lo largo de la simulación, donde el tiempo en que se realizarán los cambios de turno, colaciones y tronaduras están predefinidos, y pueden apreciarse en la Figura 3.3.

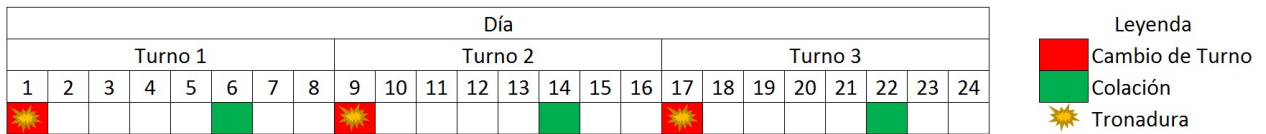


Figura 3.3: Distribución de tiempo de modelo de simulación en base diaria

Como ya se mencionó, otros eventos que son simulados son las mantenencias programadas, las que se agendan una vez que los equipos cumplen con cierta cantidad de horas efectivas de trabajo. Por otro lado, ante una falla también se debe acudir a un taller de equipos, la cual depende netamente de las distribuciones de tiempo aplicadas a los equipos.

### 3.2.4. Lógica de equipos

Se definen los siguientes equipos en operación:

- **LHD:** equipo que remueve y traslada material entre punto de carga y descarga.
- **Jumbo:** equipo que perfora una frente de desarrollo de forma horizontal.
- **Simba:** equipo que perfora una frente de explotación de forma radial.
- **Anfo:** equipo que carga los tiros perforados con explosivos.
- **Acuñador:** equipo que remueve roca colgante despues de una tronadura.
- **Shotcretera:** equipo que fortifica una frente con shotcrete.
- **Boltec:** equipo que fortifica una frente con cables de refuerzo.

- **Camión Backfill:** equipo que transporta el relleno seco hasta una frente.

Cabe destacar que por un tema de utilización de los equipos, los únicos que se verán afectados por la etapa Mantenimiento Programada y Falla son LHD, Jumbo y Simba, debido a que el resto tiene periodos largos de reserva, por lo que se asume que pueden realizarse mantenciones en ese tiempo.

La Figura 3.4 muestra de forma global la lógica que cada uno de los equipos en la simulación realizará.

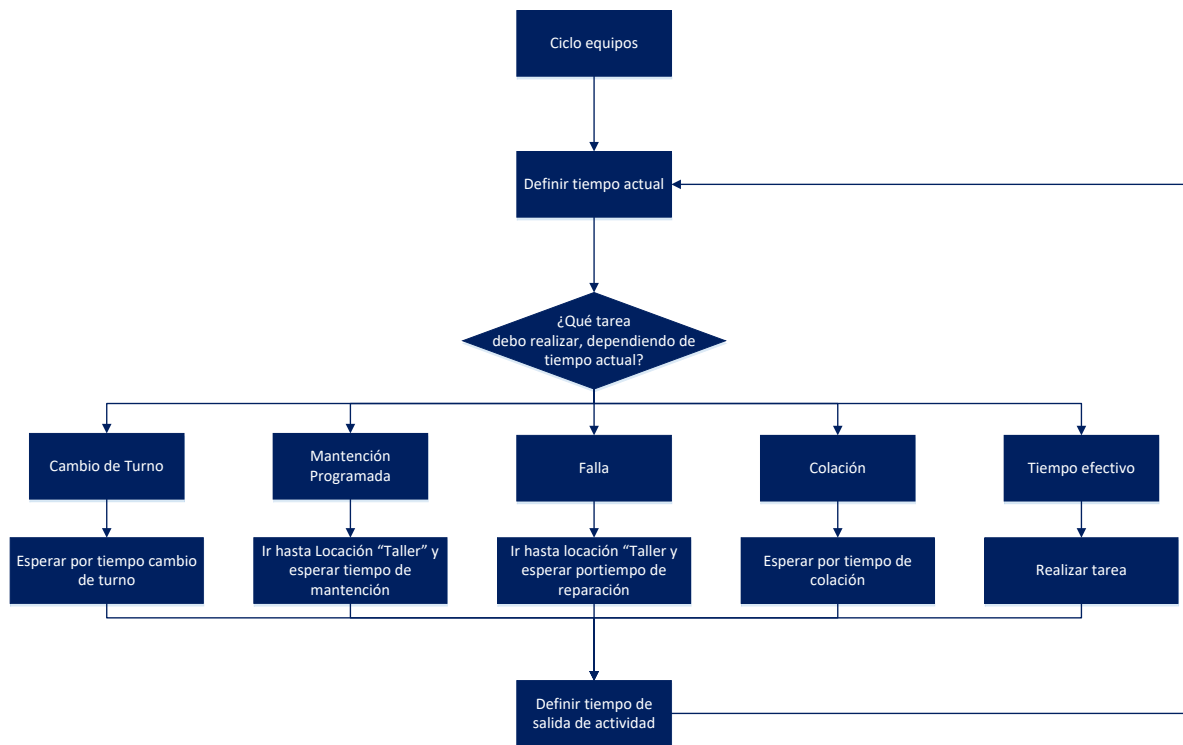


Figura 3.4: Ciclo general de equipos

A continuación se indica la lógica que presenta cada uno de los equipos principales en la simulación - LHD, Jumbo, Simba y Camión Backfill-. El resto de equipos - Acuñaador, Camión de Explosivo ANFO, Equipo de fortificación Boltec y Shotcretera - pueden verse en la sección Anexos.



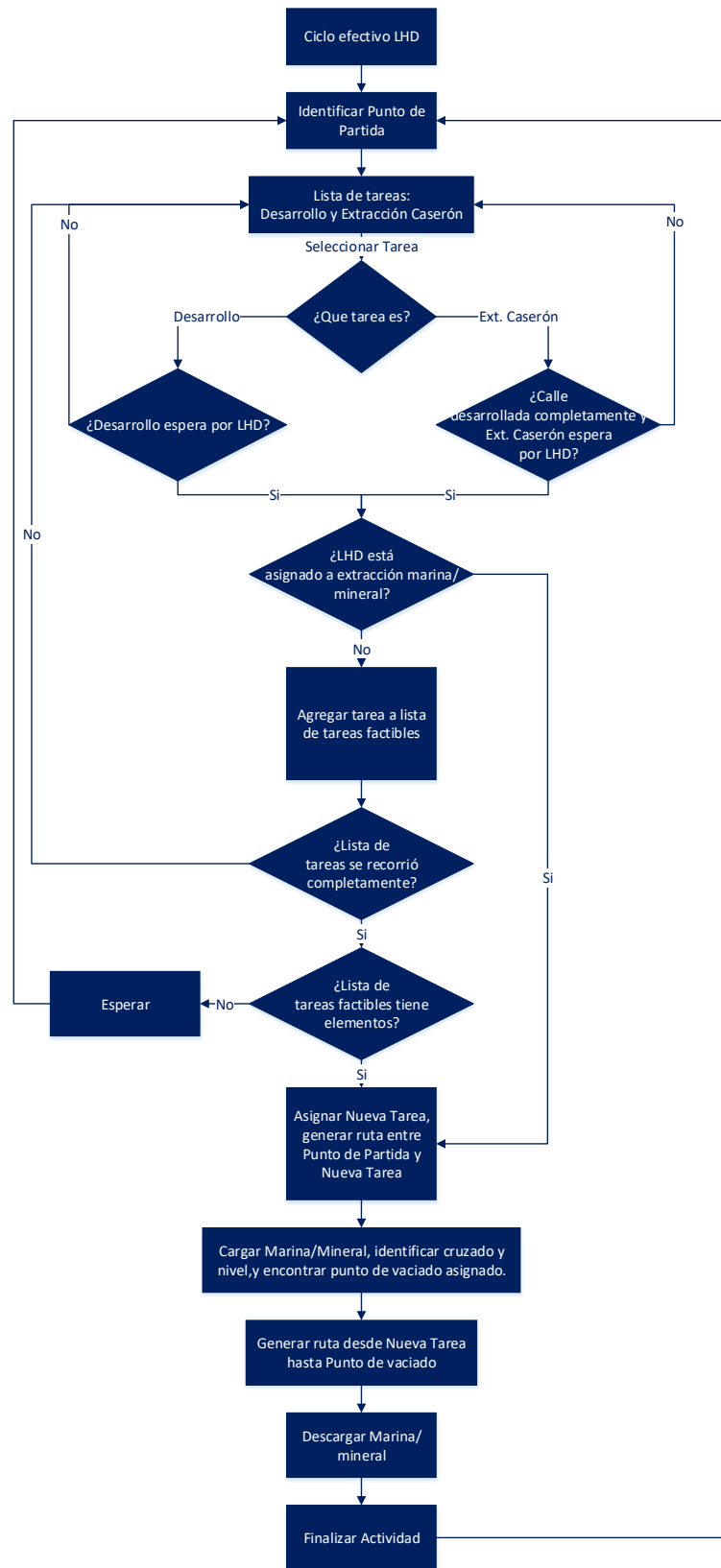


Figura 3.5: Ciclo efectivo de equipo LHD

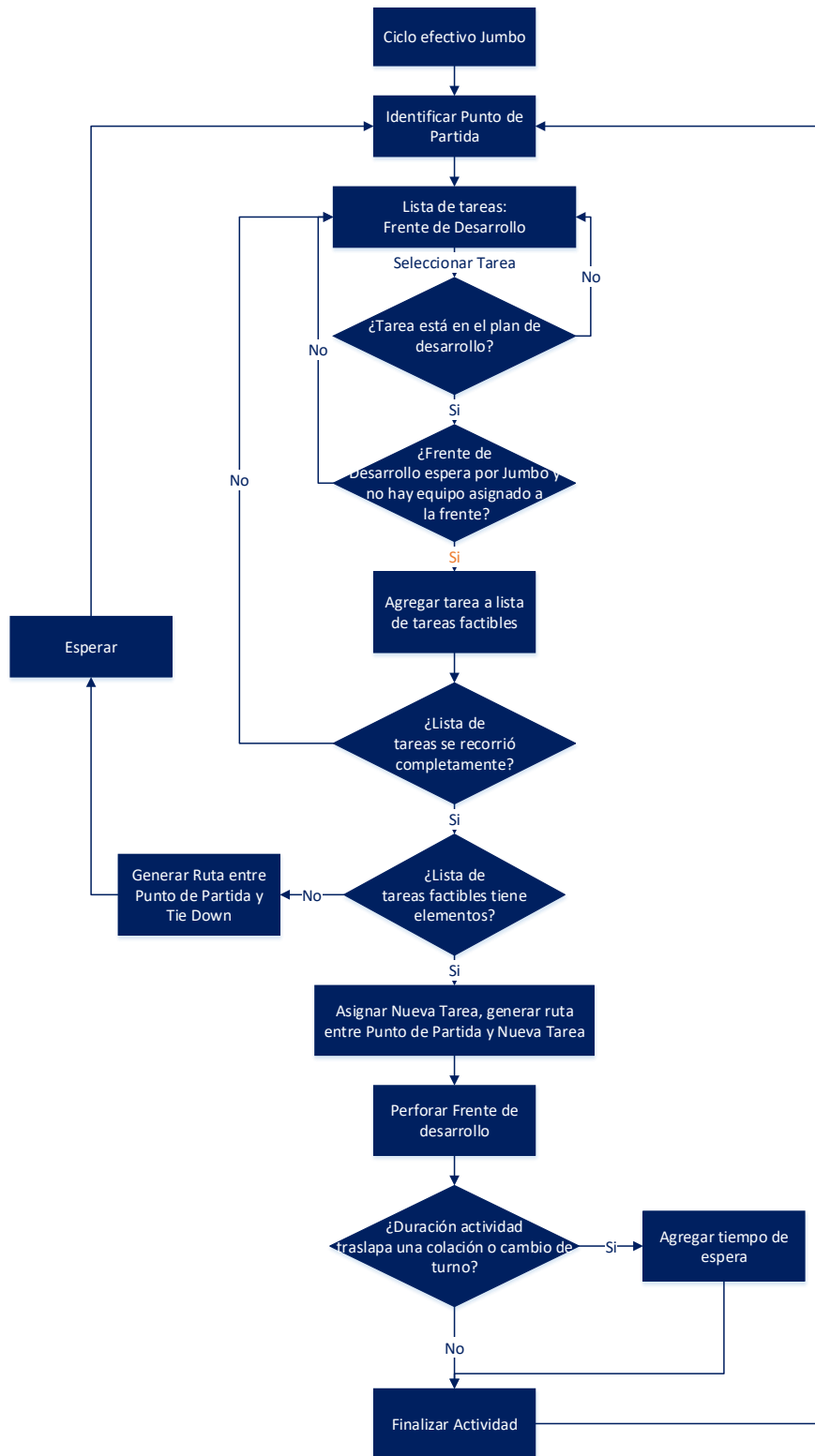


Figura 3.6: Ciclo efectivo de equipo Jumbo

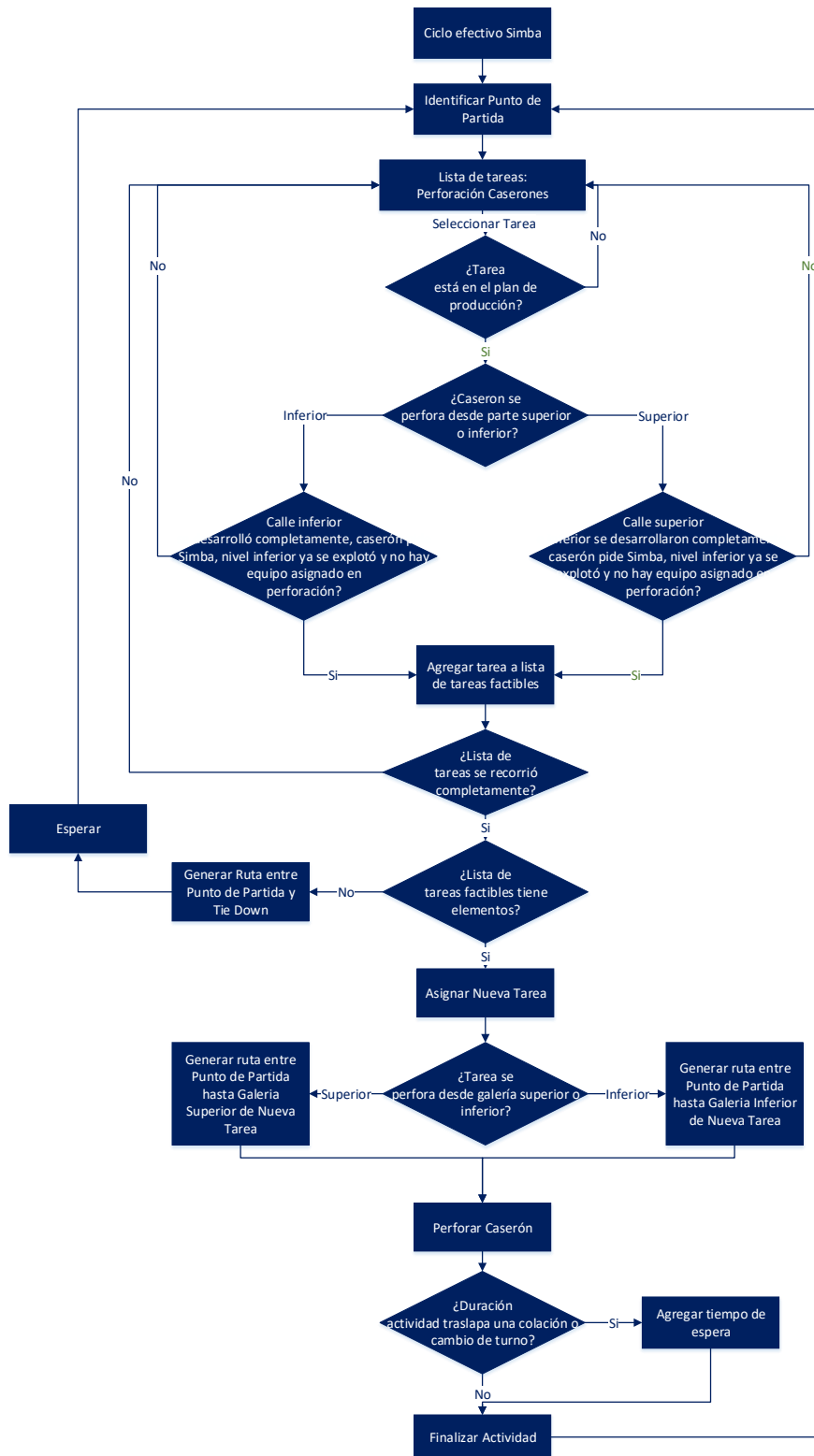


Figura 3.7: Ciclo efectivo de equipo Simba

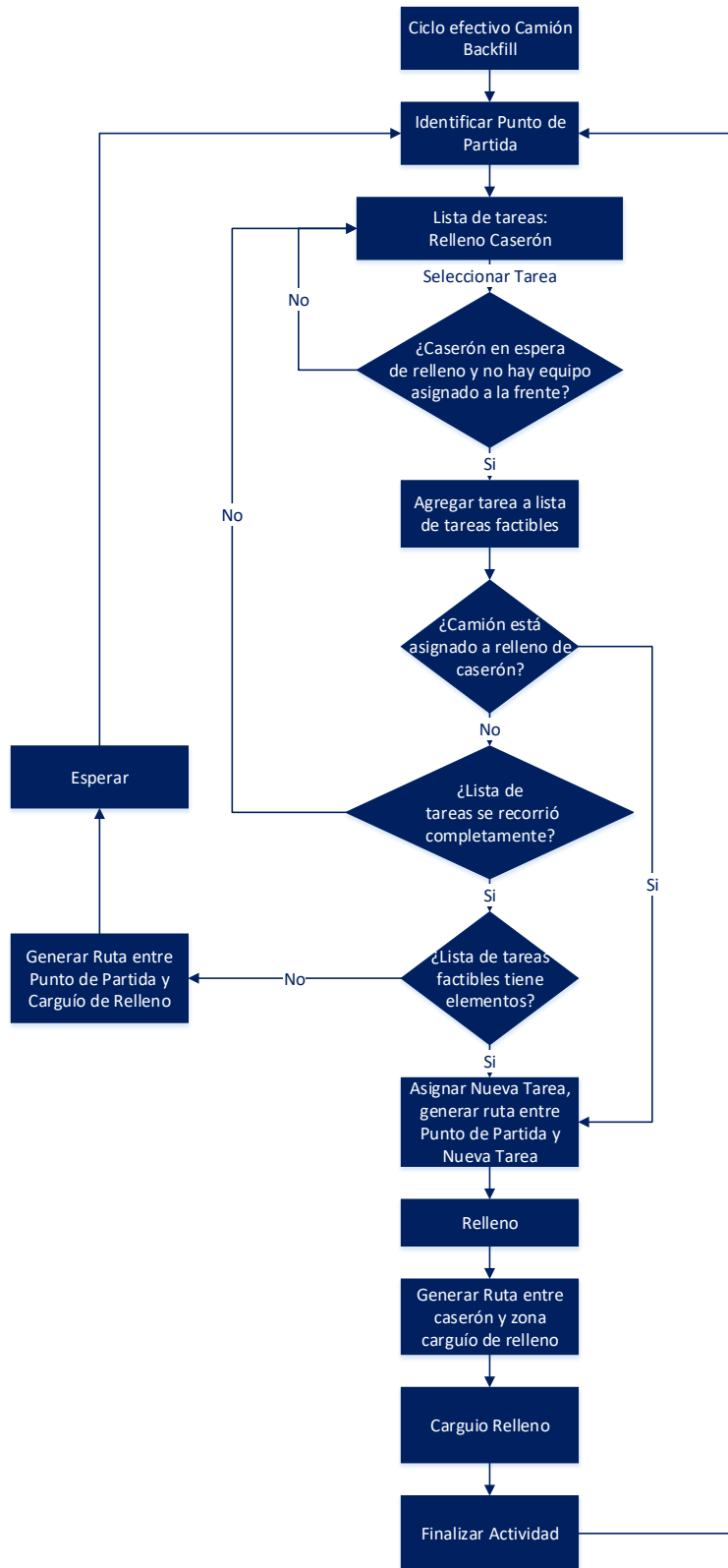


Figura 3.8: Ciclo efectivo de equipo Camión Backfill

### 3.2.5. Elección de frente

Un plan de producción entrega cierta secuencia y agendamiento en un intervalo de tiempo. Para este estudio, la escala de tiempo analizada es en base mensual, y en este intervalo se pueden realizar un gran número de combinaciones. Por ejemplo, un mes podría entregar como resultado el agendamiento de las tareas A, B y C, pero la secuencia de éstas pueden ser 6 distintas permutaciones (A,B,C), (A,C,B), (B,A,C), (B,C,A), (C,A,B) y (C,B,A). Es claro que las cantidad de opciones crece si aumenta la cantidad de tareas. Si además se considera que cada frente tiene una posición distinta en el espacio, cada posible secuencia genera como resultado tiempos de viaje distintos entre frentes, que se traducirá en variabilidad en el plan de producción y cambios de rendimientos en los equipos.

Debido a lo anterior, se plantearon los siguientes casos con el fin de generar un mejor plan de producción:

1. **Aleatoriedad total:** La elección de tareas se realiza solo considerando las tareas agendadas para el mes de trabajo. Es decir, si una actividad se realiza en un mes  $n$ , ésta entra a la lista de posibles actividades por realizarse si el mes actual es  $n$ , pero si el periodo actual es anterior o posterior a  $n$ , dicha tarea no se puede realizar porque no está agendada. A modo de ejemplo, si el plan de producción está adelantado, los equipos esperarán hasta el mes siguiente, agregando todo este tiempo de espera dentro del tiempo de reserva, para realizar las siguientes actividades agendadas.
2. **Priorizar actividades raíces o padre:** la elección de tareas se realiza priorizando las actividades de niveles inferiores, que debido al método de explotación se consideran como precedencias. Es decir, las tareas tienen una prioridad más alta que el resto. Por otro lado, dentro del mismo nivel de prioridad, la elección de las tareas se realizará de forma aleatoria. Esta estrategia posee la misma deficiencia planteada en el punto anterior con respecto a retrasos o adelantos en el plan, pero debido a la prioridad que se le da a ciertas tareas, es posible replicar con mayor exactitud el plan propuesto, debido a que las actividades raíces ya estarán desarrolladas.
3. **Priorizar actividades según agendamiento:** la elección de tareas sigue el plan de producción independiente del periodo de tiempo en que un equipo se encuentra. Es

decir, un equipo mira el plan de producción “hacia el pasado”, y si estas tareas están completas revisará las tareas correspondientes al presente periodo; y si estas también están desarrolladas, buscará actividades sin hacer del siguiente periodo. De esta forma, las actividades serán priorizadas dependiendo de cuando fueron agendadas en el tiempo. Dentro de las actividades fijadas para un mismo periodo, la elección de estas tareas se realiza al azar.

De las distintas estrategias mencionadas se eligió la número 3, debido a que se requiere replicar los resultados que se obtuvieron de un plan de producción agendado, donde pueden producirse ciertos retrasos o adelantos en el desarrollo de las tareas y se quiera internalizar dicha información.

### **3.3. Retroalimentación de datos**

Es importante destacar que ambos modelos no permiten una interacción directa de los datos, por lo que los archivos de salida no se toman directamente en cada uno de los modelos, y estos deben adaptarse a cada uno de ellos.

El modelo de optimización requiere tomar los rendimientos obtenidos por el proceso de evaluación, pero cada simulación entrega tantos resultados como réplicas se generen, por lo que se tomará el promedio de dichos resultados y se agrega como restricción.

Por otro lado, el modelo de simulación requiere ingresar un plan minero para los equipos de perforación, quienes gatillan el resto de actividades unitarias. El agendamiento entregado sirve como guía para el desarrollo de estas actividades, permitiendo la finalización de las mismas en un periodo. Posteriormente se requiere comparar el término de estas tareas en el plan minero y en la simulación.

### **3.4. Índices de comparación de modelos**

Al momento de realizar una actividad, es necesario definir en que periodo de tiempo ésta deba ser realizada, por lo que al generar diversas réplicas (cambiando los valores de las distribuciones escogidos aleatoriamente) es esperable que el periodo de tiempo agendado cambie, por lo que se desea poder cuantificar dicho cambio.

Entonces, para realizar un estudio sobre el cambio de agendamiento de las tareas entre cada una de las iteraciones se crean diversos indicadores, los que se muestran a continuación:

**a. Comparación entre agendamientos UDESS**

El presente estudio considera una comparación solo entre las iteraciones realizadas en el cambio del plan optimizado, es decir, los resultados entregados por UDESS en cada una de éstas.

**Parámetros:**

$i$  = Actividad,  $i \in 1..N$

$h$  = Iteración,  $h \in 1..L$

$P_{ih}$  = periodo en que la actividad  $i$  está agendada en la iteración  $h$ .

**Variables:**

$$x_{ih} = \begin{cases} 1 & \text{si } |P_{i(h+1)} - P_{ih}| > 0 \\ 0 & \text{en otro caso} \end{cases}$$

Y se define el factor de desviación  $D_h$  como:

$$D_h = \sum_{i=1}^N x_{ih} \tag{3.1}$$

Se puede apreciar que mientras más grande es el valor  $D_h$ , mayor es la cantidad de actividades que cambian su agendamiento en el tiempo. Se debe destacar que para el cálculo de este factor la variable  $x_{ih}$  es binaria, por lo que no se cuantifica la diferencia de periodos en que el agendamiento cambia, sino solo el hecho si existe una diferencia o no.

Para complementar el resultado de este nuevo indicador, se definirá un porcentaje de regularidad del plan  $C_h$  como la siguiente expresión:

$$C_h[\%] = \left( \frac{N - D_h}{N} \right) * 100 \tag{3.2}$$

Si el valor de  $C_h$  es alto significa que la variación de los resultados del modelo de optimización es bajo.

## b. Comparación agendamiento entre UDESS y DSIM

Por otro lado, se desea comparar el inicio y término del agendamiento entre el modelo de optimización y simulación para una misma iteración, es decir, si una tarea en el plan de producción inicia o termina en un tiempo  $i$ , se compara dicho periodo con el inicio o término de dicha actividad para cada una de las réplicas de dicha iteración, respectivamente.

### Parámetros:

$i$  = Actividad,  $i \in 1..N$

$j$  = Réplica de DSIM,  $j \in 1..R$

$I_i^{plan}$  = Periodo en que la actividad  $i$  inicia de acuerdo al plan entregado por UDESS.

$F_i^{plan}$  = Periodo en que la actividad  $i$  finaliza de acuerdo al plan entregado por UDESS.

$I_{ij}^{sim}$  = Periodo en que la actividad  $i$  inicia en la réplica  $j$  de DSIM.

$F_{ij}^{sim}$  = Periodo en que la actividad  $i$  finaliza en la réplica  $j$  de DSIM.

### Variables:

$$y_{ij} = \begin{cases} 1 & \text{si } I_{ij}^{sim} \leq I_i^{plan} \\ 0 & \text{en otro caso} \end{cases}$$

$$z_{ij} = \begin{cases} 1 & \text{si } F_{ij}^{sim} \leq F_i^{plan} \\ 0 & \text{en otro caso} \end{cases}$$

A partir de dichas variables, se crean las siguientes definiciones:

$$DI_i = \sum_{j=1}^R y_{ij} \quad (3.3)$$

$$DF_i = \sum_{j=1}^R z_{ij} \quad (3.4)$$

$DI_i$  y  $DF_i$  representan la cantidad de réplicas que logran iniciar y terminar, respectivamente, en el periodo agendando por el plan para una actividad.

Debido a que el agendamiento según el modelo de optimización posee solo un resultado (un inicio y un término), mientras que cada simulación arroja tantos resultados como réplicas existan, se debe crear un criterio que considere si un conjunto de réplicas se ajustan al plan



de producción. Para ello, se crea el parámetro de umbral de cumplimiento, el cual define el mínimo de réplicas que logran su objetivo.

$k$  = Umbral de cumplimiento

Entonces:

$$UI_{ik} = \begin{cases} 1 & \text{si } \frac{DI_i * 100}{R} > k \% \\ 0 & \text{en otro caso} \end{cases}$$

$$UF_{ik} = \begin{cases} 1 & \text{si } \frac{DF_i * 100}{R} > k \% \\ 0 & \text{en otro caso} \end{cases}$$

$UI_{ik}$  y  $UF_{ik}$  son un indicador que representan las actividades que superan dicho umbral.

Se define el factor de adherencia al plan se tiene:

$$AI_k[\%] = \frac{\sum_{i=1}^N UI_{ik}}{N} * 100 \quad (3.5)$$

$$AF_k[\%] = \frac{\sum_{i=1}^N UF_{ik}}{N} * 100 \quad (3.6)$$

Los factores de adherencia dependerán del umbral de cumplimiento definido, por lo que se espera que a un mayor umbral este factor será menor.

Por otro lado, se considera el promedio de cumplimiento de plan como:

$$PI[\%] = \frac{\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^R y_{ij}}{N * R} * 100 \quad (3.7)$$

$$PF[\%] = \frac{\sum_{i=1}^N \sum_{j=1}^R z_{ij}}{N * R} * 100 \quad (3.8)$$

Este promedio de cumplimiento no considera el criterio de umbral, sino que solo cuenta la cantidad de veces que un resultado se cumple.

## 4. EJERCICIO DE APLICACIÓN SUBLEVEL STOPPING

### 4.1. Descripción del estudio

El presente ejercicio se construyó con el objetivo de verificar y calibrar la herramienta DSIM, la cual solo había sido utilizada para estudios de minería en cielo abierto, y consiste en una mina subterránea extraída por el método de explotación *Sublevel Stopping*.

El layout se divide en un sector de producción, que cuenta con tres niveles, donde se realizan simultáneamente ciclos de desarrollo y de explotación minera, y un nivel de talleres de mantenimiento, superior al sector de producción (Figuras 4.1 y 4.2).

Se desea analizar estudios donde los caserones listos para iniciar su explotación se encuentran en distintas distancias con respecto a puntos de vaciado (contacto rampa-galería principal). Para lograrlo, se disponen tres casos, los que pueden apreciarse en la Figura 4.1, separándose en:

1. Caserones cercanos al punto de vaciado.
2. Caserones a distancia intermedia del punto de vaciado.
3. Caserones alejados del punto de vaciado.

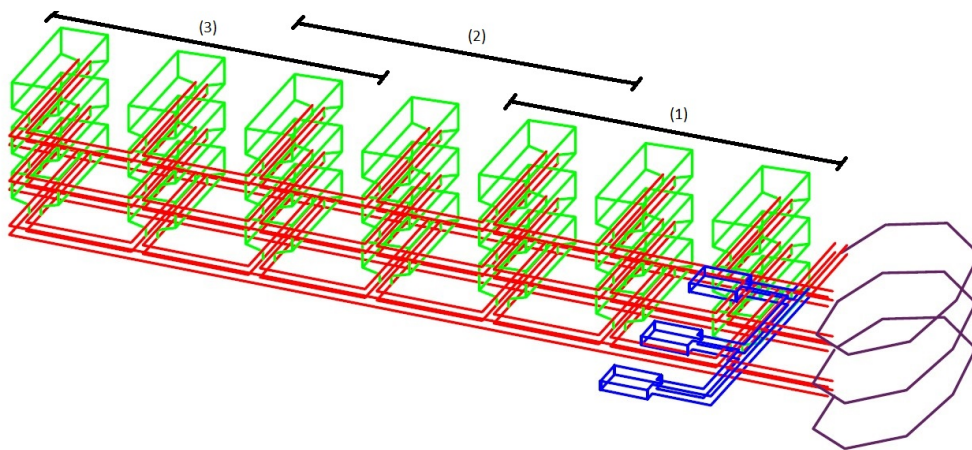
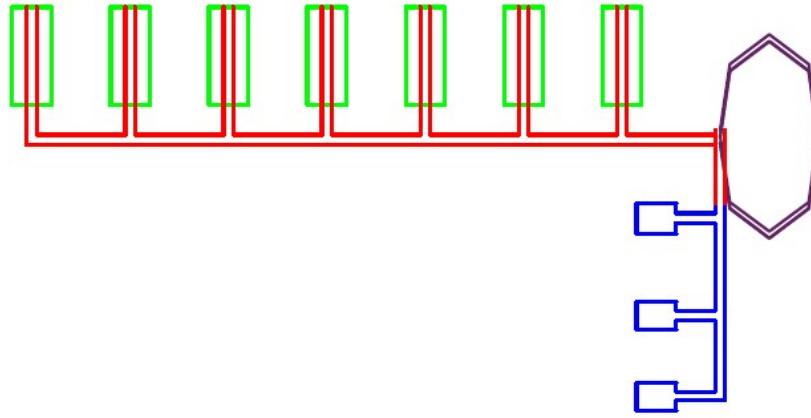
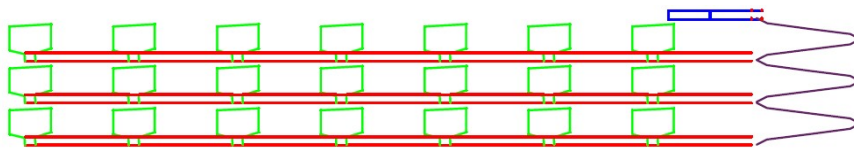


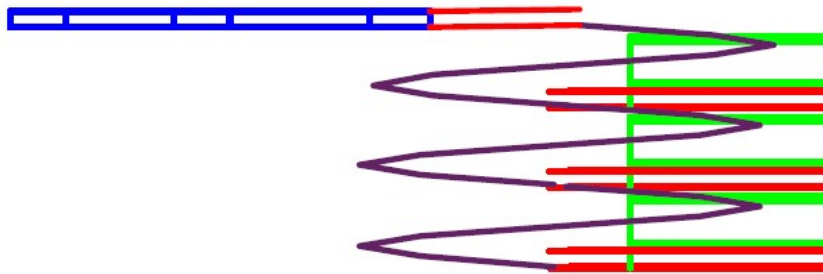
Figura 4.1: Vista isométrica layout SLS



(a) Vista planta layout SLS



(b) Vista perfil este-oeste layout SLS



(c) Vista perfil sur-norte layout SLS

Figura 4.2: Vistas principales ejercicio SLS

Las principales excavaciones se resumen en:

- Una rampa (morado) que conecta las distintas locaciones dentro de la mina.
- La galería principal de cada nivel (rojo), que conecta la rampa con las diversas galerías de extracción que existen en cada nivel.
- *Drifts* de extracción (rojo), que es el túnel horizontal que entra a través del cuerpo mineralizado. El largo de cada *drift* es fijo y cercano a los 70 [m]. Existen siete *drifts*

de extracción en cada nivel.

- Puntos de vaciado, ubicados en las intersecciones de la rampa y las galerías principales. Cada nivel de producción cuenta con un punto.
- Tres locaciones, correspondientes a los talleres de equipos (azul). Una de ellas destinada a los equipos de explotación - LHD, simba y cargador de anfo - y las otras para equipos de preparación - jumbo, acuñador, shotcrete y boltec -.
- Caserones (verde), unidades de explotación donde se extrae el mineral.

Se debe destacar que la extracción de caserones en los distintos niveles se realiza de forma simultánea, por lo que no existen precedencias inter-niveles; y que no existe limitante de espacio en los talleres, donde pueden estar varios equipos en la misma locación simultáneamente.

Para el presente caso, se tienen dos tipos de ciclos de producción:

- Preparación
  1. Perforación horizontal
  2. Relleno de explosivo
  3. Tronadura y Ventilación
  4. Retiro de Marinas
  5. Acuñadura
  6. Fortificación con Shotcrete
  7. Fortificación con Pernos
- Explotación
  1. Perforación radial
  2. Relleno de explosivo
  3. Tronadura y Ventilación
  4. Retiro de Mineral

En los tres casos, el resto de galerías de extracción deben desarrollarse completamente para luego iniciar las tareas de explotación.

Debido a que solo se desea verificar y calibrar la herramienta, se realizarán 25 réplicas para cada caso, sin realizar un estudio previo de variabilidad de réplicas, y se analizarán los promedios de los resultados. Además, cada réplica considerará 50 días de tiempo de simulación, periodo en el cual se logran desarrollar todas las galerías e iniciar la explotación de los caserones, aunque no terminen de explotarse.

La cantidad de equipos definidos para el sistema completo se encuentra en la Tabla 4.1:

Tabla 4.1: Número de equipos ejercicio de aplicación SLS

Equipo	Cantidad
LHD	3
Jumbo	2
Simba	6
Acuñador	1
Cargador Anfo	1
Equipo Boltec	1
Shotcretera	1

Por otro lado, es necesario definir ciertos parámetros relacionados a tiempos de actividad y viaje para los equipos de carguío, quedando definido en la Tabla 4.2 como:

Tabla 4.2: Datos de entrada de cálculo determinístico

Datos		
Velocidad Descargado	20	km/hr
Velocidad Cargado	15	km/hr
Tiempo de Carga	20	s
Tiempo de Descarga	20	s
Tonelada Baldada	5	ton
Tiempo	1440	min/día

## 4.2. Resultados y Análisis

### 4.2.1. Cálculo determinístico

Para definir cada caso que se quiere analizar se necesitan las distancias a recorrer. Con estos parámetros se puede realizar el cálculo de productividad máxima de cada ciclo productivo, el cual se aprecia en la Tabla 4.3.

Tabla 4.3: Distancias y productividades circuito caserón - punto de vaciado

Parámetro	Unidad	Caserón 1	Caserón 2	Caserón 3	Caserón 4	Caserón 5	Caserón 6	Caserón 7
Dist. Caserón - Punto Vaciado	m	115.5	162.5	209.5	256.5	303.5	350.5	397.5
Tiempo Viaje Descargado	min	0.3	0.5	0.6	0.8	0.9	1.1	1.2
Tiempo Viaje Cargado	min	0.5	0.7	0.8	1.0	1.2	1.4	1.6
Tiempo de Ciclo	min	1.5	1.8	2.1	2.5	2.8	3.1	3.4
Producción Máxima	tpd	4,880.8	3,990.8	3,375.3	2,924.3	2,579.6	2,307.6	2,087.5
	tph	203.4	166.3	140.6	121.8	140.6	96.1	87.0

Claramente, los equipos no se encuentran en operación todo el tiempo, sino que solo una fracción de éste. Para poder comparar exactamente el mismo tiempo efectivo se extrae el promedio de este porcentaje de las simulaciones y obtiene la productividad estimada para cada caso. La distribución de tiempos del caso 2 se ve en la Figura 4.7, mientras que los casos 1 y 3 se muestran en las Figuras 9.5 y 9.6 de Anexos.

Los resultados se pueden ver en la Tabla 4.4, donde se indica el porcentaje de tiempo efectivo y la producción estimada mediante parámetros fijos.

Tabla 4.4: Productividad cálculo determinístico caso 1, 2 y 3

Parámetro	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3
Efectividad	%	63	63	64
Producción Estimada	tpd	2571.8	1864.6	1487.9
	tph	107.2	77.7	62.0

#### 4.2.2. Modelo de simulación

El ciclo de perforación da inicio al ciclo completo de desarrollo, el cual se guía por un plan de desarrollo. Debido a lo anterior, todas las frentes requieren ser perforadas al inicio de la simulación, por lo que los equipos de perforación horizontal son altamente requeridos. Mientras avanza el tiempo de simulación, las frentes de desarrollo comienzan a agotarse, por lo que los equipos ya no son utilizados tan intensamente como lo hacían en un comienzo. Esta disminución se logra apreciar con mayor notoriedad en la Figura 4.4a, principalmente a que el transporte de marina posee un ciclo más corto que los otros casos, por lo que un ciclo de desarrollo se realizará con una mayor tasa. Por otro lado, en la Figura 4.4c el rendimiento de los equipos es prácticamente constante en todo el tiempo de simulación.

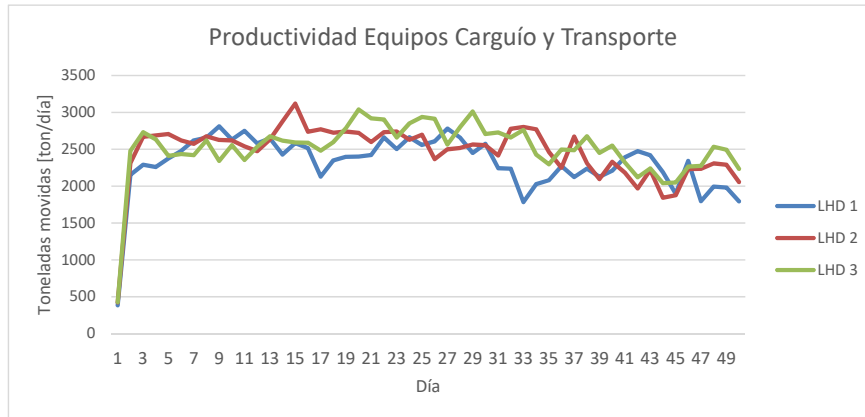
Se tiene además que la distribución de tiempos es un resultado de la simulación, por lo que se puede contar la cantidad de minutos que el equipo se encuentra realizando cada actividad y sumarse, obteniendo una distribución según la Figura 4.7. Los tiempos obtenidos en los otros casos se comportan de una forma similar, y son agregados en Anexos.

Los equipos de perforación radial también se utilizan con una alta intensidad en el primer día de simulación, por lo que los valores reportados son altos en ese periodo. Luego, el requerimiento de estos equipos varía en el tiempo, por lo que en la Figura 4.5 se puede observar la cantidad de metros perforados en un día de trabajo. Al igual que con los equipos de perforación horizontal, en promedio existe una gran diferencia entre el caso 1 y caso 3, casi doblando en metros perforados de dichos casos. Como existe una gran cantidad de equipos de perforación radial, se agrega el promedio de los rendimientos de los equipos, donde se aprecia claramente que alcanza una curva estable a lo largo del tiempo.

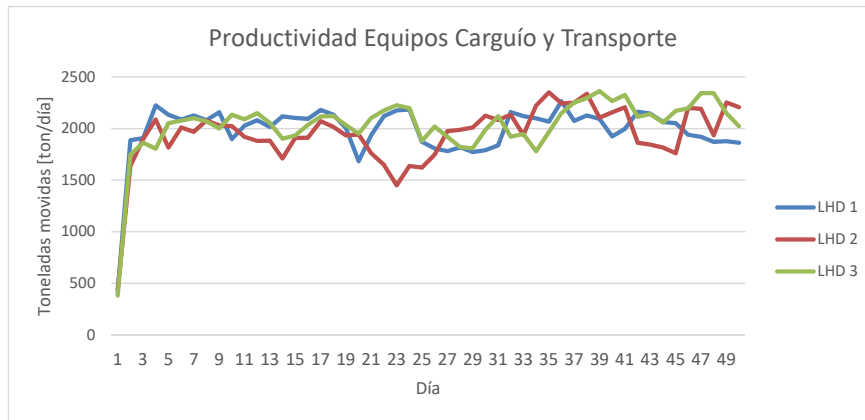
Analizando los equipos de carguío y transporte en la Figura 4.3, se tiene que el primer día se inician todas las actividades de preparación y extracción con una tarea de perforación, por lo que la cantidad de material disponible es nulo. Después de realizarse la primera tronadura (inicio del tercer turno), se logra iniciar el retiro de material, tanto de marinas como mineral de producción. De manera esperada, el retiro de material de los caserones más cercanos al punto de vaciado se traduce en un ciclo de producción más pequeño, por lo que la productividad de estos equipos aumenta.

Por otro lado, se puede apreciar claramente que en la Figura 4.6 la productividad de los

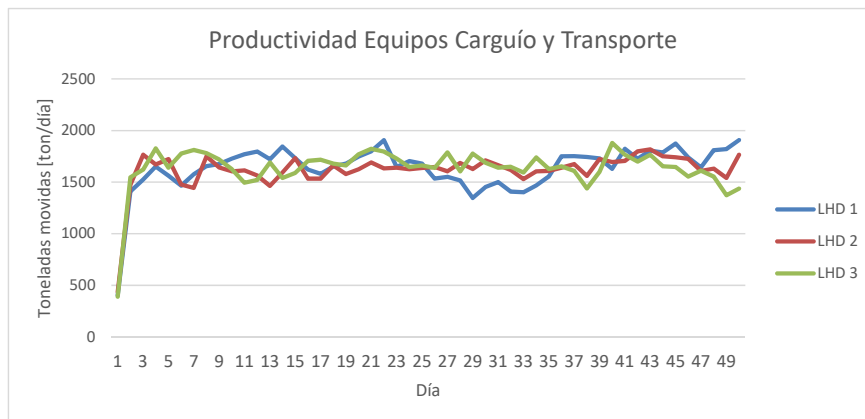
equipos decae en las horas 1, 9 y 17 a causa de los cambios de turno realizados; y en las horas 6, 14 y 22 debido a las colaciones. Además se tiene que cada caso tiene rendimientos distintos.



(a) Rendimiento promedio LHDs caso 1



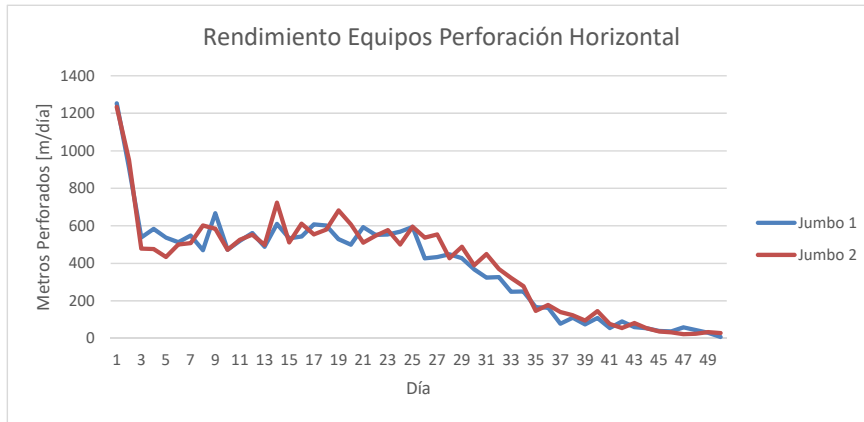
(b) Rendimiento promedio LHDs caso 2



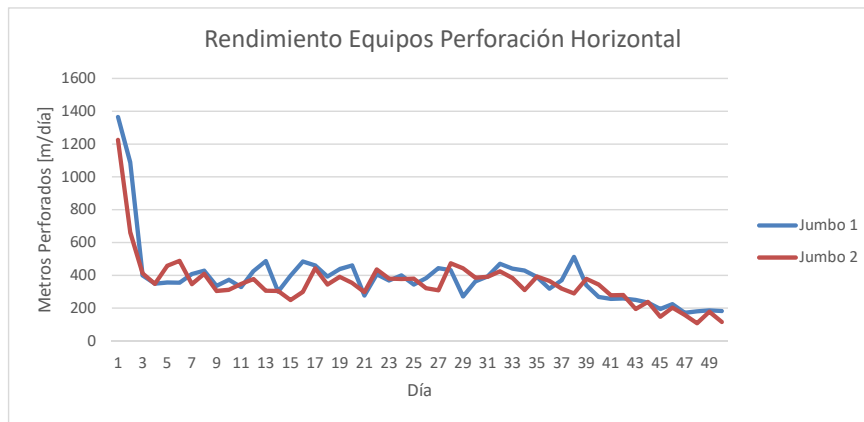
(c) Rendimiento promedio LHDs caso 3

Figura 4.3: Rendimiento LHDs en ejercicio SLS

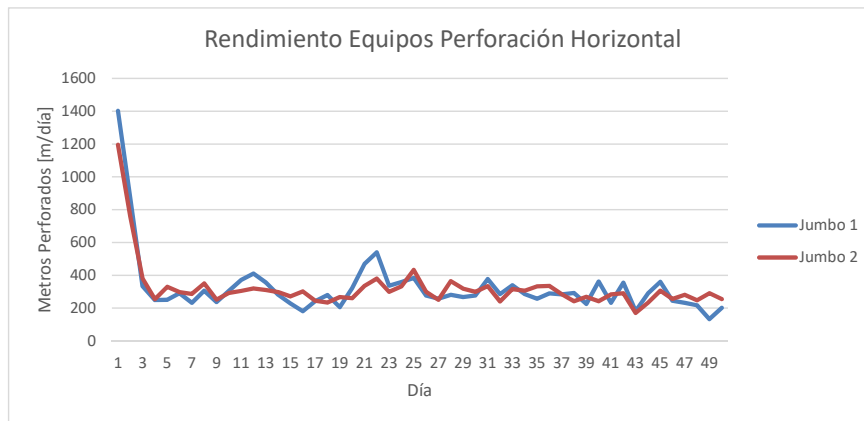




(a) Rendimiento promedio jumbos caso 1

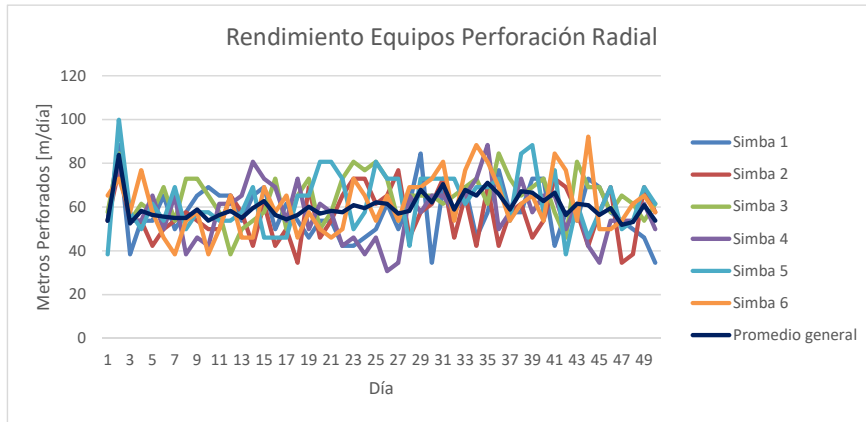


(b) Rendimiento promedio jumbos caso 2

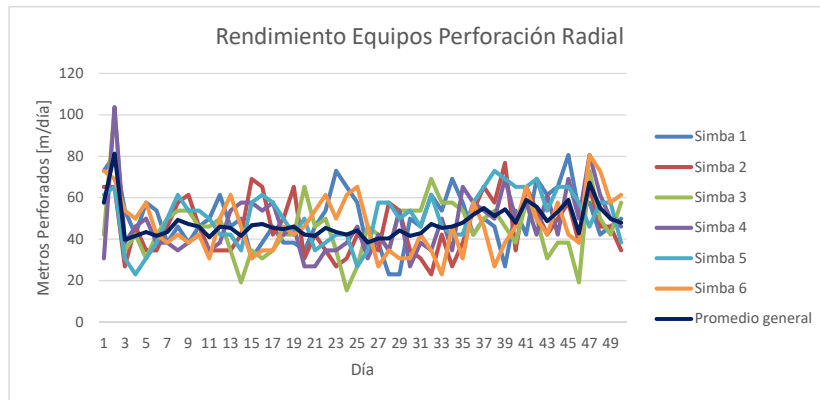


(c) Rendimiento promedio jumbos caso 3

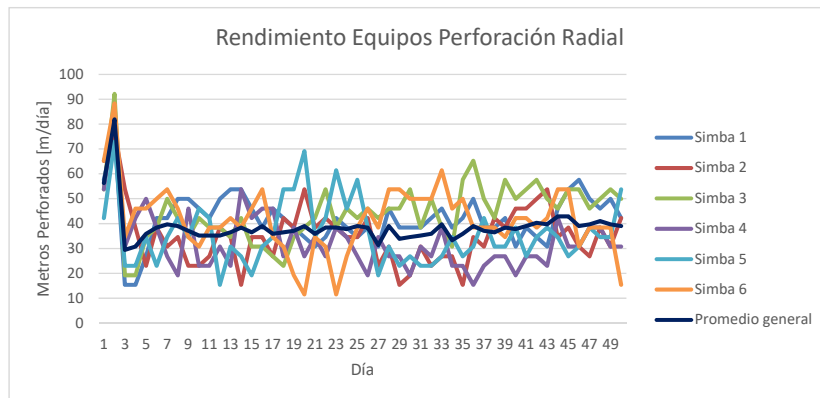
Figura 4.4: Rendimiento jumbos en ejercicio SLS



(a) Rendimiento promedio simbas caso 1

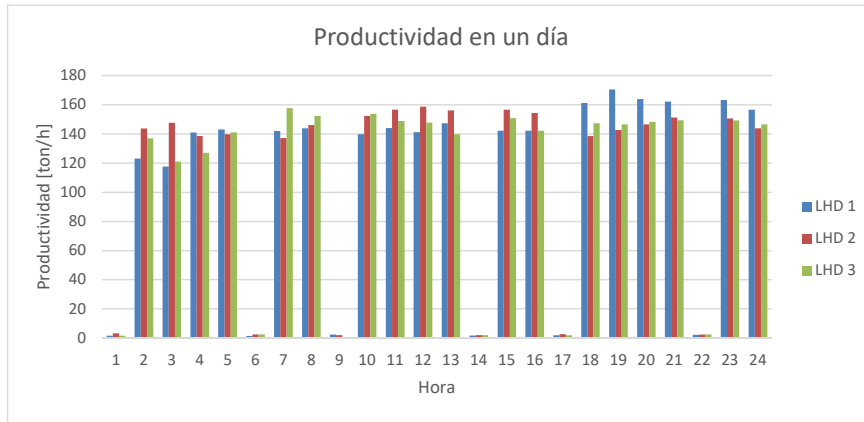


(b) Rendimiento promedio simbas caso 2

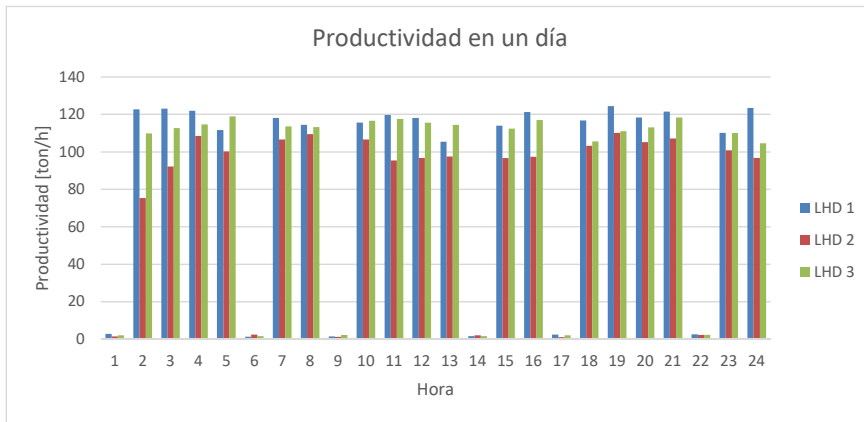


(c) Rendimiento promedio simbas caso 3

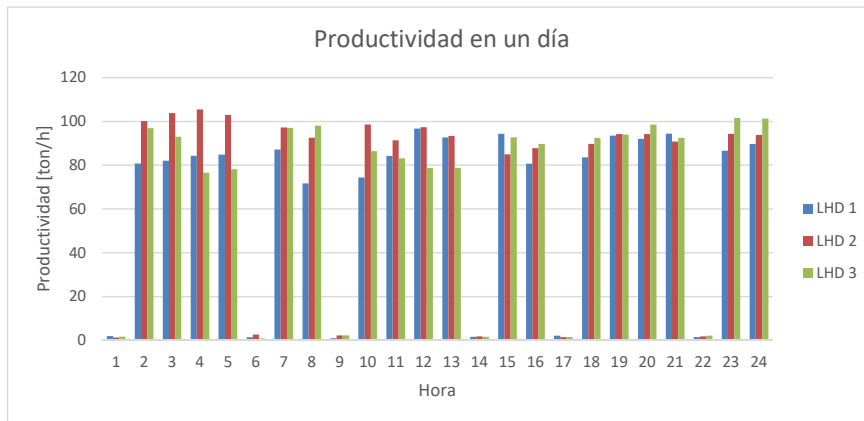
Figura 4.5: Rendimiento simbas en ejercicio SLS



(a) Productividad promedio LHDs caso 1

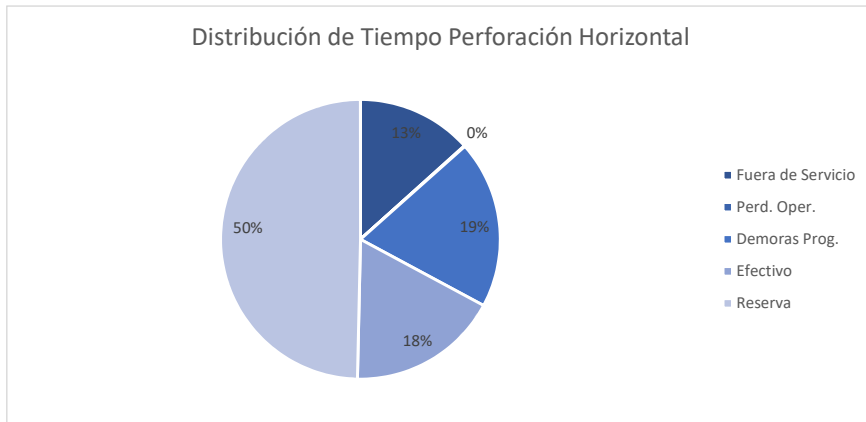


(b) Productividad promedio LHDs caso 2

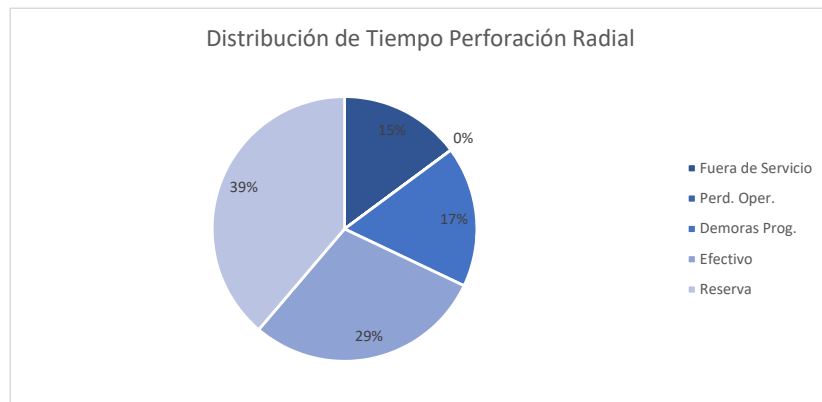


(c) Productividad promedio LHDs caso 3

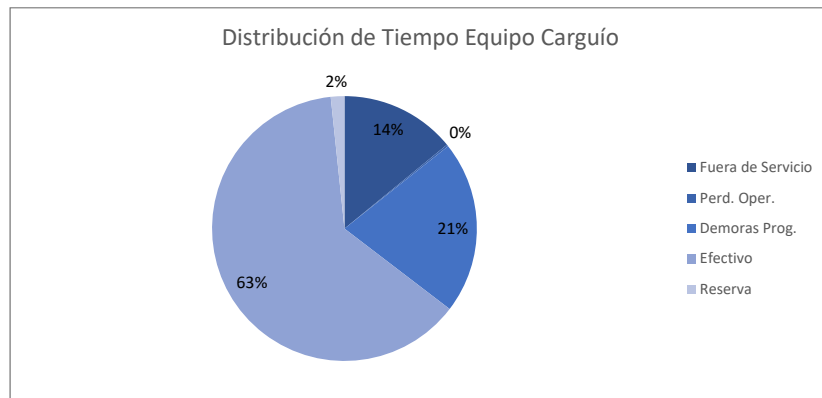
Figura 4.6: Productividad LHDs en un día



(a) Distribución de tiempos jumbo caso 2



(b) Distribución de tiempos simba caso 2



(c) Distribución de tiempos LHD caso 2

Figura 4.7: Distribución de tiempo equipos caso 2

### 4.2.3. Comparación

La comparación de ambos modelos se realiza solamente en el movimiento de material del sistema. El cálculo determinístico solo considera el movimiento de mineral proveniente de tronaduras de producción, mientras que las simulaciones incluyen además la extracción de material proveniente de las marinas de galerías de desarrollo.

Cabe destacar que la cantidad de material proveniente de una tronadura de desarrollo en promedio ronda las 140 [t], mientras que tronadura de producción alcanza en promedio 1944 [t], por lo que porcentualmente tiene un valor de 7%.

Los principales resultados comparativos se pueden ver en la Tabla 4.5.

Tabla 4.5: Comparación resultados determinístico y simulaciones

Casos	Sin Tronadura Marina			Con Tronadura Marina		
	Determinístico [t]	Simulación [t]	Diferencia Porcentual [%]	Determinístico [t]	Simulación [t]	Diferencia Porcentual [%]
Caso 1	2571.8	2432.3	5.4	2712.2	2432.3	10.3
Caso 2	1864.6	1987.8	-6.6	2005.0	1987.8	0.9
Caso 3	1487.9	1628.9	-9.5	1628.3	1628.9	0.0

Al mirar el caso que no considera el material proveniente de marinas se aprecia que los resultados son bastante cercanos, estando dentro del 10% de diferencia en todos los casos. En particular, los casos 2 y 3, correspondientes a los caserones en extracción más alejados del punto de vaciado tienen una productividad promedio más alta que el modelo de simulación. Por otro lado, si se agrega una tronadura dentro del cálculo determinístico la diferencia es prácticamente nula para dichos casos.

El Caso 1 no comparte la tendencia anterior y se aleja más del resultado promedio, alcanzando un 10% de diferencia. Dentro de las posibles causas se tiene que el retiro de marinas genera un aumento de ciclo considerable si se compara con un ciclo de extracción, disminuyendo el rendimiento global que tiene el equipo.

## 5. CASO DE ESTUDIO BENCH-AND-FILL

### 5.1. Descripción del estudio

El presente caso consiste en una mina subterránea extraída por el método de explotación *bench-and-fill*. Debido a que solo se desea realizar una planificación en el corto-mediano plazo, además de que se quiere ver la influencia que se tiene en la operación de sectores distintos, se modifica el layout de la mina en estudio, la que solo considerará 2 sectores de trabajo, Este y Oeste, con cinco niveles de producción en cada uno de ellos - desde el 1175 hasta el 1223, separados cada 12 metros-.

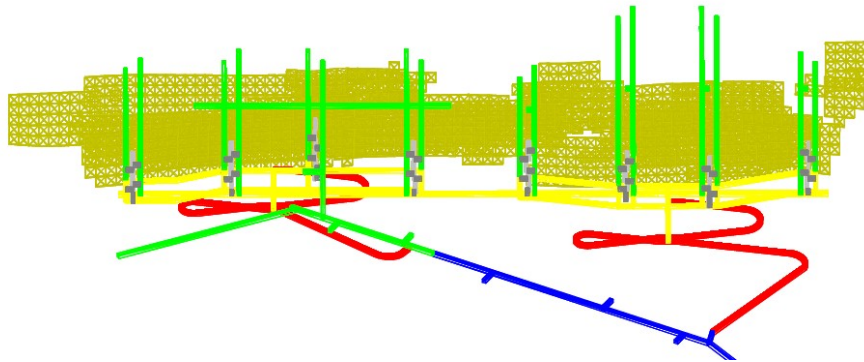


Figura 5.1: Vista Proyecto B. con 5 niveles

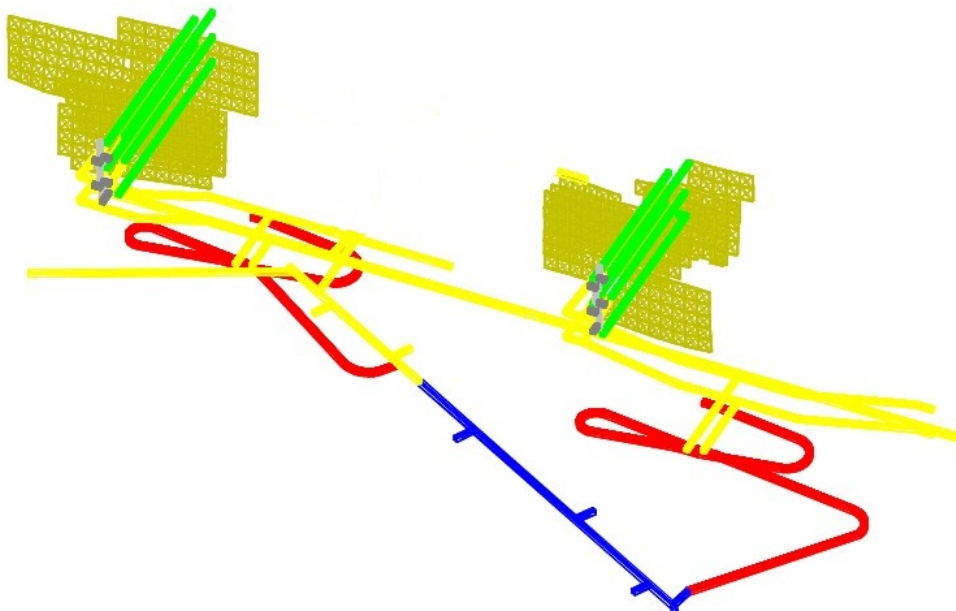
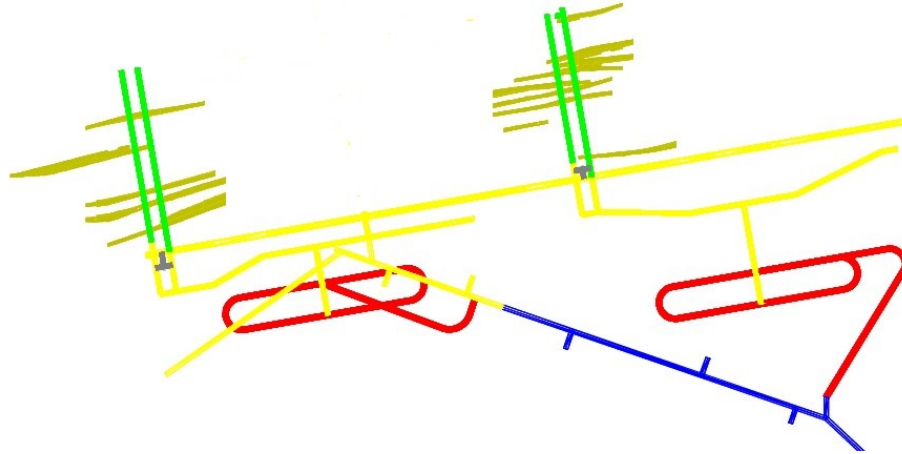
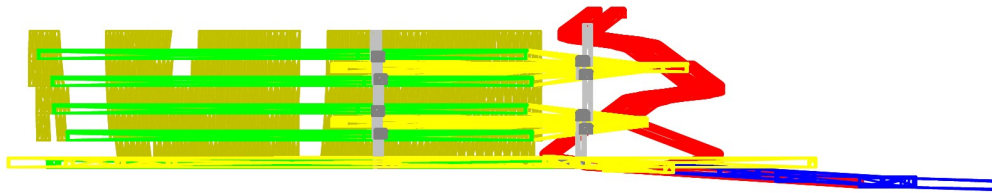


Figura 5.2: Vista isométrica caso de estudio *bench-and-fill*

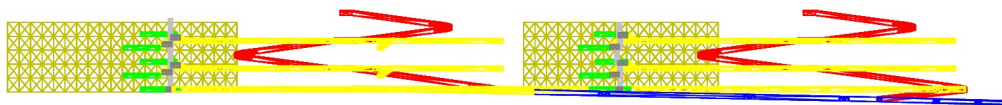
Las rampas son los primeros tipos de excavaciones existentes, las cuales conectan tanto el exterior con el interior de la mina (azul), además de los distintos niveles de trabajo (rojo). Para estas últimas se define una rampa para cada sector (Este y Oeste).



(a) Caso estudio vista planta



(b) Caso estudio vista perfil Norte-Sur



(c) Caso estudio vista perfil Este-Oeste

Figura 5.3: Principales vistas caso de estudio *bench-and-fill*

También se tiene una galería principal cada dos niveles (amarillo), la que conecta una rampa con las diversas galerías que existen en cada nivel mediante ciertos túneles llamados pivotes. Dichas galerías principales no se encuentran unidas de forma intersector (E-O), con excepción del nivel inferior base 1175, donde el único acceso se encuentra ubicado por el sector Oeste.

Se define como cruzado a los túneles horizontales que atraviesan perpendicularmente a las vetas (verde), y unen la galería principal de cada nivel y con la chimenea de ventilación, ubicada al final del cruzado.

Un *drift* de extracción es el túnel horizontal que tiene la misma dirección que las vetas mineralizadas. Solo se puede acceder a ellos por su cruzado correspondiente. El largo de cada uno de ellos está definido por una fase previa de diseño.

La cantidad de vetas que atraviesan cada uno de los cruzados en los distintos niveles es variable, al igual que el largo de cada uno de los distintos *drifts* de trabajo.

Para el presente caso, se tienen 2 tipos de ciclos de producción:

- Preparación

1. Perforación horizontal
2. Relleno de explosivo
3. Tronadura y Ventilación
4. Retiro de Marinas
5. Acuñadura
6. Fortificación con Shotcrete
7. Fortificación con Pernos

- Explotación

1. Perforación radial
2. Relleno de explosivo
3. Tronadura y ventilación
4. Retiro de Mineral
5. Relleno seco

Cabe destacar que la etapa de Relleno Seco se aplica luego de 3 ciclos de explotación.

Debido a los distintos largos que posee cada veta, se tiene una cantidad distinta de ciclos de producción y explotación en cada una de ellas. Debido a lo anterior, existen ciertas reglas que deben cumplirse para la realización de estas actividades:



- Todos los *drifts* de trabajo se inician con una actividad de perforación.
- Todas las actividades deben ser realizadas secuencialmente, por lo que no se puede adelantar una tarea si la anterior no se ha finalizado.
- El ciclo de desarrollo se da por terminado cuando se realiza la actividad Fortificación con Pernos.
- Un ciclo de explotación puede iniciarse si:
  - Los ciclos de desarrollo de la galería inferior y superior al caserón fueron desarrollados completamente.
  - Solo la galería inferior ha sido desarrollada completamente y no se tiene planificado realizar la galería superior.
- La actividad de banqueo, carga de explosivo y relleno se realiza desde la galería superior si es que está existe. De no ocurrir lo anterior, definido previamente por planificación, se realiza desde la galería inferior.
- El retiro de mineral se realiza siempre desde la galería inferior.
- Cada tres ciclos de explotación se debe realizar la actividad de relleno, con excepción de los últimos ciclos en calle de producción, donde se extrae solo la cantidad de mineral que se encuentra disponible.
- El relleno se realiza mediante varios ciclos de deposito de material. Debido a las dimensiones, siempre se rellena la misma cantidad de relleno ( $m^3$ ), con excepción de las últimas excavaciones, donde se rellena con el volumen remanente.
- Para un drift de extracción, una vez terminada la actividad de relleno, se puede volver a iniciar un nuevo ciclo de explotación.
- Solo se puede iniciar la explotación de nivel superior si:
  - De existir un caserón inferior, éste fue relleno completamente.
  - No existe un caserón inferior.

Las etapas de preparación, extracción y relleno se resumen en la Figura 5.4

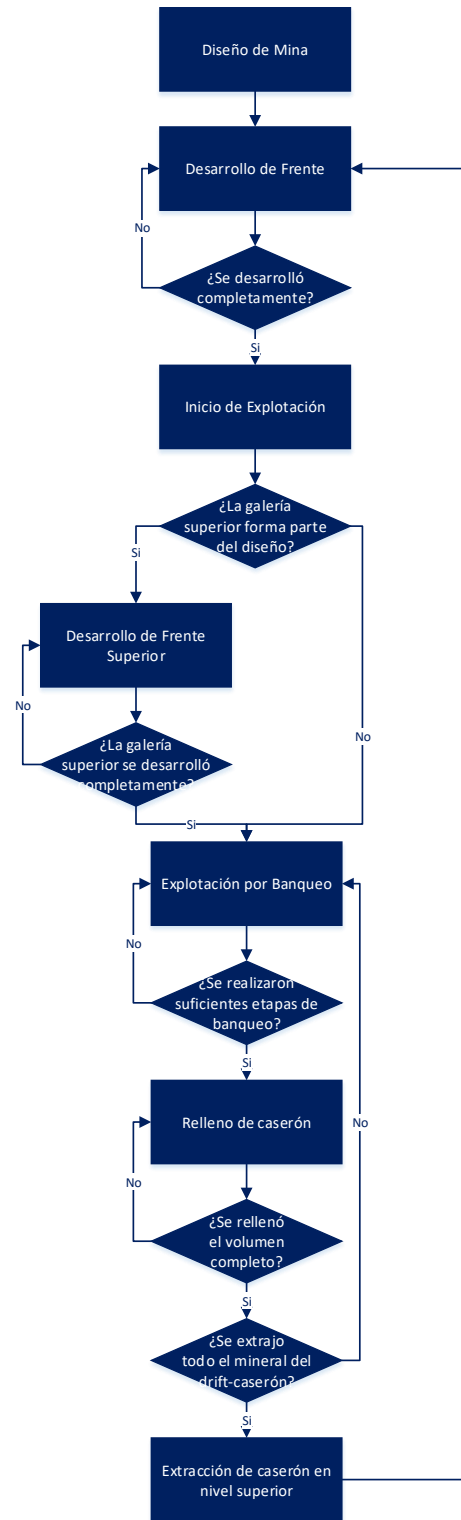


Figura 5.4: Proceso de desarrollo, extracción y relleno de frentes

La cantidad de equipos definidos para el sistema completo se encuentra en la Tabla 5.1:

Tabla 5.1: Número de equipos caso de estudio

Equipo	Cantidad
LHD	2
Jumbo	2
Simba	3
Acuñador	1
Cargador Anfo	1
Equipo Boltec	1
Shotcretera	1
Camión Backfill	3

Las locaciones existentes son:

**Taller de equipos:** Ubicado al exterior de la mina. A esta ubicación se dirigen equipos que entran en falla, con una mantención programada, o equipos en reserva - con excepción de los equipos LHD en el último caso, que se mantienen junto a los puntos de vaciado-.

**Depósito de relleno:** ubicación donde los equipos de relleno se dirigen a cargar el material para el relleno de los caserones.

**Puntos de vaciado:** lugar donde se deposita el material extraído, tanto de las frentes de extracción como las frentes de desarrollo.

Se asume que no existe una limitante de espacio en las distintas locaciones.

En el presente caso, se realiza un estudio previo de variabilidad de réplicas, con el objetivo de caracterizar la incertidumbre generada por el modelo de simulación, junto con definir la cantidad de réplicas que se utilizarán.

## 5.2. Tipos de estudios realizados

Para el presente estudio, se pueden realizar diversos tipos de casos con los datos de entrada considerados, los que se pueden agrupar en:

## 1. Calidad de Roca

- a) Roca Buena: distribución de largo de tiros más grande y tiempos de tarea más cortos.
- b) Roca Regular: distribución de largo de tiros intermedia y tiempos de tarea intermedios.
- c) Roca Mala: distribución de largo de tiros más cortos y tiempos de tarea más largos.

2. Sobreexcavación o dilución: aumento en cantidad de material tronado, tanto en frentes de desarrollo como en frentes de explotación.

En particular, el estudio de sobreexcavación puede realizarse sobre cualquiera de los casos de Calidad de Roca y por simplificación solo se realiza sobre Roca Buena. Además, se considera que la cantidad de estéril extraído es un 20 % del tonelaje total, por lo que al utilizar la Ecuación 2.1 se tiene el resultante de 16.6 %.

El estudio considerará un total de tres iteraciones, es decir, tres procesos de planificación y tres de evaluación. Para generar los indicadores iniciales, se realiza una simulación previa que entrega los rendimientos utilizados en el plan minero inicial.

## 5.3. Resultados y Análisis

### 5.3.1. Estudio de variabilidad de réplicas

La Figura 5.5 muestra el promedio acumulado de las réplicas observadas, por lo que de manera esperable la variabilidad las primeras es alta, logrando una estabilización desde las 25 réplicas aproximadamente. De todas maneras, la tendencia al realizar más réplicas permite agregar una mayor confiabilidad dentro de los resultados futuros, en caso de que algunos réplicas dentro de las simulaciones posean una alta variabilidad, considerando la cantidad de réplicas  $R = 100$ .

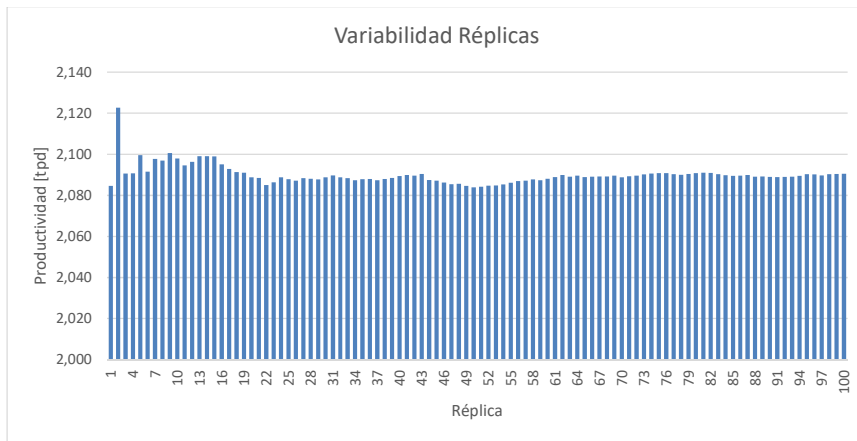


Figura 5.5: Variabilidad de tonelaje movido en roca regular

En la Tabla 5.2 se ven los resultados obtenidos por mes en la simulación previa del caso Roca Regular, donde se muestran los rendimientos mínimos, máximos, promedio y la desviación estándar de las 100 réplicas realizadas.

Para evitar la redundancia de los resultados en el futuro, solo se considerará el promedio de las réplicas en los estudios posteriores.

Tabla 5.2: Rendimiento conjunto equipos DSIM en Iteración 0

Periodo	LHD [ton]				Jumbo [m]				Simba [m]			
	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4	Mes 1	Mes 2	Mes 3	Mes 4
Mínimo	51,448	47,341	54,790	50,659	58,820	45,192	46,972	40,426	288	1,824	7,200	6,432
Máximo	59,491	57,269	67,216	65,316	68,596	57,406	57,524	55,841	864	7,200	11,328	11,424
Promedio	57,717	53,320	60,681	60,502	66,764	51,089	51,000	50,723	303	5,563	9,875	9,867
Desviación Estándar	1,486.3	1,931.9	2,232.8	2,484.8	1,628.8	1,367.4	1,497.8	1,596.9	74.0	844.3	881.9	942.2

### 5.3.2. Resultados modelo de optimización

Las Tablas 5.3 y 5.4 muestran las restricciones y resultados utilizados en el proceso de planificación utilizado para cada una de las iteraciones realizadas. Los resultados son analizados en la sección siguiente.

Tabla 5.3: Restricciones por periodo en modelo de optimización

				Buena	Regular	Mala	Buena con Dilución
Iteración	Parámetro	Per. Inicial [Mes]	Per. Final [Mes]	Limite Superior [m]			
1	Metros Horizontales	1	12	76,500	67,000	56,500	76,830
	Metros Verticales	1	12	15,000	15,000	14,700	14,660
2	Metros Horizontales	1	1	76,900	67,000	56,530	76,820
		2	2	60,325	51,100	56,630	60,830
		3	3	60,520	51,100	42,350	59,780
		4	12	57,200	50,400	42,450	56,850
	Metros Verticales	1	1	370	300	290	445
		2	2	11,000	7,600	2,380	11,000
		3	3	14,900	14,350	14,280	14,565
		4	12	14,900	14,550	14,625	14,715
3	Metros Horizontales	1	1	76,800	67,250	56,920	76,685
		2	2	60,550	50,800	42,260	60,760
		3	3	60,320	51,000	42,270	59,910
		4	12	57,250	50,450	41,010	57,025
	Metros Verticales	1	1	490	390	295	640
		2	2	10,480	7,400	2,030	10,500
		3	3	14,700	14,600	14,400	14,700
		4	12	14,920	14,750	14,620	14,875

Tabla 5.4: Resultados de modelo de optimización usando UDESS

Iteración	Roca Buena			Roca Regular			Roca Mala			Roca Buena con Dilución		
	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3
Valor Objetivo [MUS\$]	761.89	760.26	760.14	744.31	758.26	754.48	749.84	756.34	755.74	756.40	751.94	752.83
Diferencia Porcentual [%]	-	0.2	0	-	-1.9	0.5	-	-0.9	0.1	-	0.6	-0.1
Tiempo Computo [s]	6.5	13.7	14.8	7.5	17.1	10.4	8.2	13.6	17.5	5.3	7.2	7.1
MIPGap	0.00377	0.00064	0.00066	0.02678	0.00088	0.00607	0.01759	0.00086	0.00088	0.00292	0.00221	0.00112

Las Tablas 5.5 y 5.6 muestran la comparación de los resultados del modelo de optimización, y sus resultados también se analizarán en la siguiente sección.

Tabla 5.5: Factor de desviación  $D_h$  en plan desarrollo de caso de estudio

	Roca Buena	Roca Regular	Roca Mala	R. Buena con Dilución
$D_1$	46	64	65	58
$D_2$	1	11	29	3

Tabla 5.6: Porcentaje de regularidad  $C_h$  en plan desarrollo de caso de estudio

	Roca Buena	Roca Regular	Roca Mala	R. Buena con Dilución
$C_1$ [%]	52	33	32	39
$C_2$ [%]	99	88	69	97

### 5.3.3. Resultados modelo de simulación

Se debe destacar que se analizan los resultados tanto de actividades de preparación como de explotación. Por lo que en el intervalo de duración de la simulación, se tuvo como resultado un total de  $N = 95$  actividades de desarrollo fueron terminadas, mientras que las de banqueo fueron solo una fracción de éstas, con un total de  $N = 35$ .

#### I. Roca Buena

El plan de producción resultante se visualiza en la Figura 5.6, donde se puede ver que el primer plan generado tiene grandes variaciones en los últimos periodos, donde incluso se detiene la producción por la falta de material en el mes 8. En la misma figura, se tiene que los nuevos planes son mucho más constantes, manteniendo un nivel de producción mucho más constante en periodos intermedios.

Se puede apreciar en la Figura 5.7 los rendimientos obtenidos por el simulador son similares, con aproximadamente 2,400 [tpd] promedio en los 4 meses, pero tienen cierta tendencia al aumento de productividad debido al inicio de la explotación de caserones de producción, alcanzando casi 300 [tpd] extra.

Por otro lado, la Figura 5.10 muestra un nulo cambio de tiempo efectivo de los equipos LHD, modificándose marginalmente el tiempo fuera de servicio y de reserva. Esto significa que el cambio en el plan de producción solo se traduce en un cambio de tareas a realizar del equipo en función del tiempo, pero no una modificación de la distribución de los tiempos de

trabajo. Por otro lado, debido a la forma en que se definió la pérdida operacional, siempre marca 0 %, significando que el tiempo de espera por intersección es prácticamente nulo en comparación con el resto de tiempos tomados.

De forma similar se tienen los resultados de 5.8 y 5.9, donde la perforación horizontal posee mayores rendimientos en el primer mes de producción, debido a la necesidad de desarrollar las galerías de producción que entrarán en producción, alcanzando un rendimiento de así 60,000 [m] en los meses 2, 3 y 4; mientras que por el contrario, los equipos de perforación radial alcanzan un rendimiento muy bajo en el primer mes, dado que no existen caserones que deban explotarse en el inicio de la simulación, pero mientras estos logran cumplir con las precedencias para iniciar su explotación alcanzan un rendimiento promedio de 14,700 [m] en el mes 3 y 4.

El tiempo efectivo de los equipos de perforación es mucho mayor que los equipos de carguío y transporte, donde se tiene un 55 % y 47 % para perforación horizontal y radial, respectivamente. Nuevamente, se tiene que la distribución de tiempos para el resto de tiempos cambia en un grado bastante menor, no superando el 1 % de diferencias entre las iteraciones.

La Tabla 5.4 muestra que el VPN tiene una leve disminución entre la iteración 1 y 2, y una aún mas baja entre la 2 y la 3, por lo que en cada iteración se pierde valor monetario, pero al observar la cantidad de actividades que cambian su agendamiento en el tiempo éstas bajan de 46 a 1, es decir, la primera iteración genera un cambio de agendamiento notable al ajustarse los rendimientos observados en la simulación, pero luego estos quedan prácticamente intactos.

Las Tablas 5.7, 5.8 indican una mejora en los indicadores al realizar cada iteración en el plan de desarrollo, alcanzando casi un 20 % de aumento entre la primera y la tercera corrida, y el promedio también tiene una tendencia al alza. Cabe destacar que los indicadores son mucho mayores para los inicios del plan que con los términos, por lo que el ajuste se logra de forma ideal para la partida, por lo que es probable que la secuencia de tareas genere tiempos muertos de espera de equipos, impidiendo el desarrollo total de las actividades.

El plan de extracción visto en las Tablas 5.9 y 5.10 se comporta de forma similar, con algunas excepciones en la iteración 2 y 3 con una disminución menor, aunque la mejora observada entre la iteración 1 y 2 es mucho más cuantiosa, alcanzando casi 40 % de diferencia.



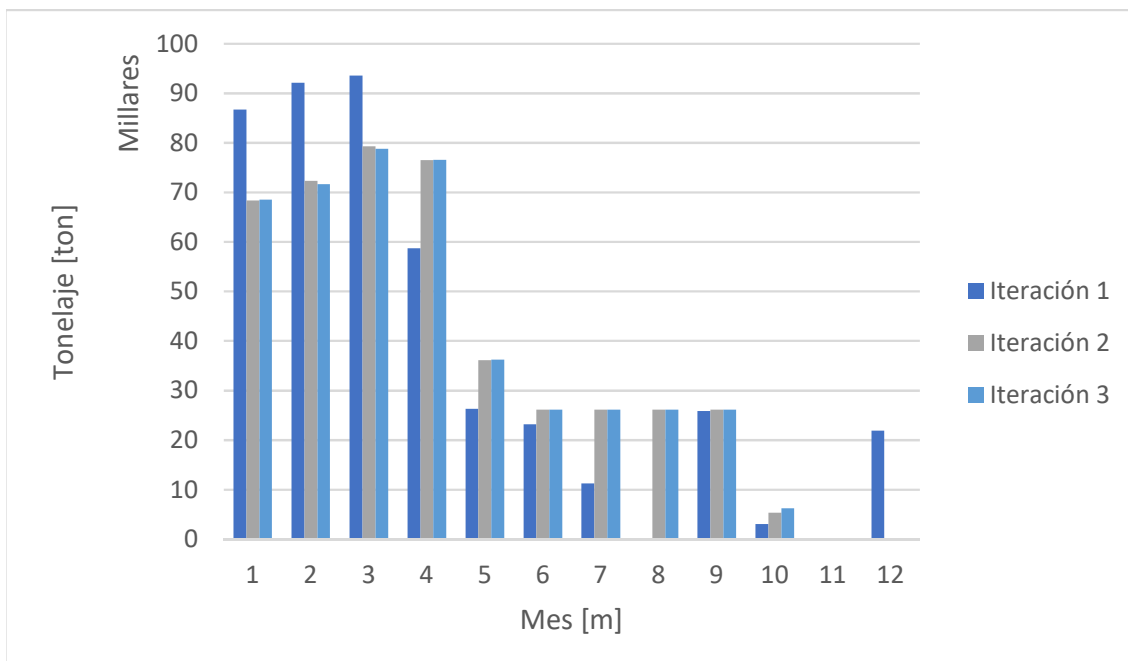
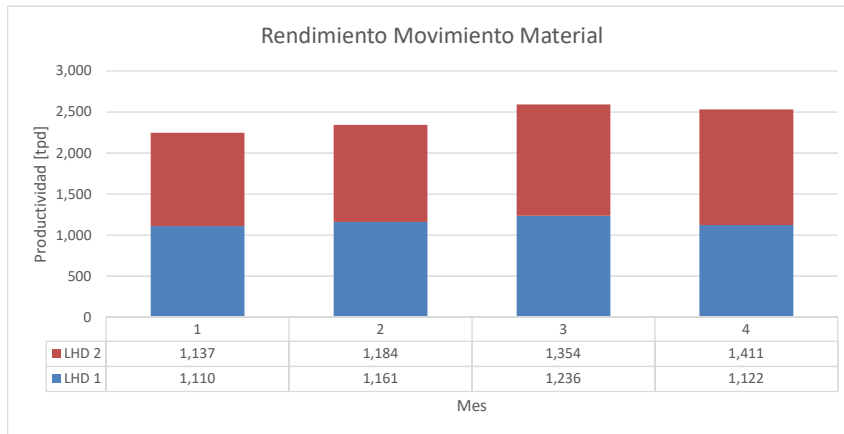
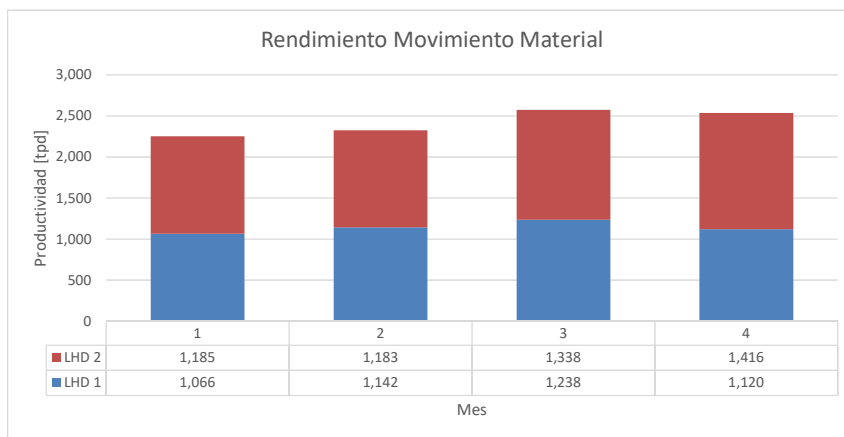


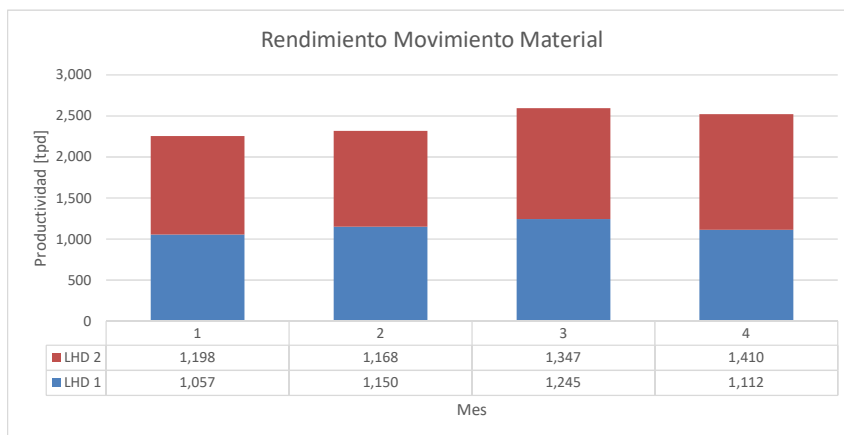
Figura 5.6: Plan de producción en calidad roca buena



(a) Rendimiento equipos LHD roca buena en iteración 1

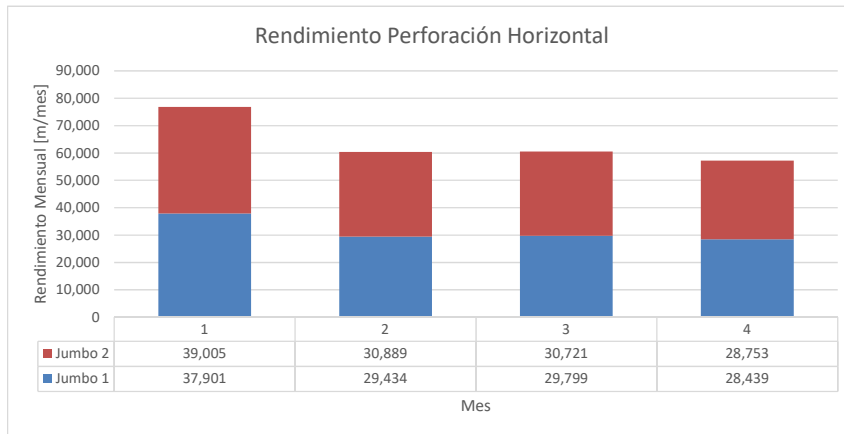


(b) Rendimiento equipos LHD roca buena en iteración 2

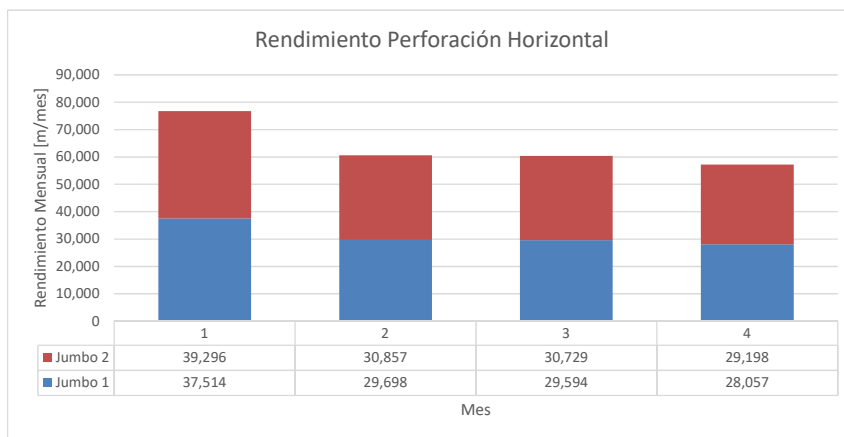


(c) Rendimiento equipos LHD roca buena en iteración 3

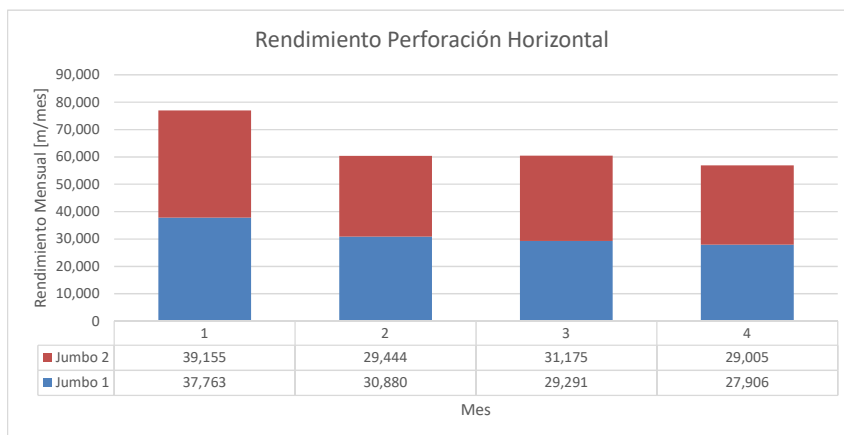
Figura 5.7: Rendimiento diario equipos LHD en calidad roca buena



(a) Rendimiento equipos jumbo roca buena en iteración 1

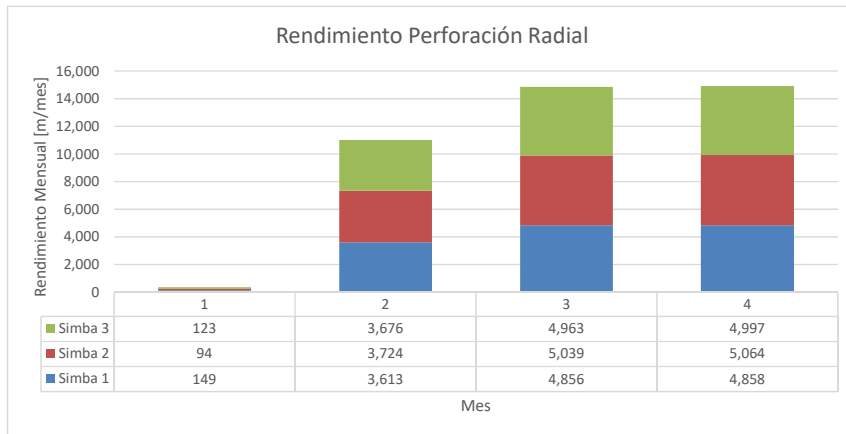


(b) Rendimiento equipos jumbo roca buena en iteración 2

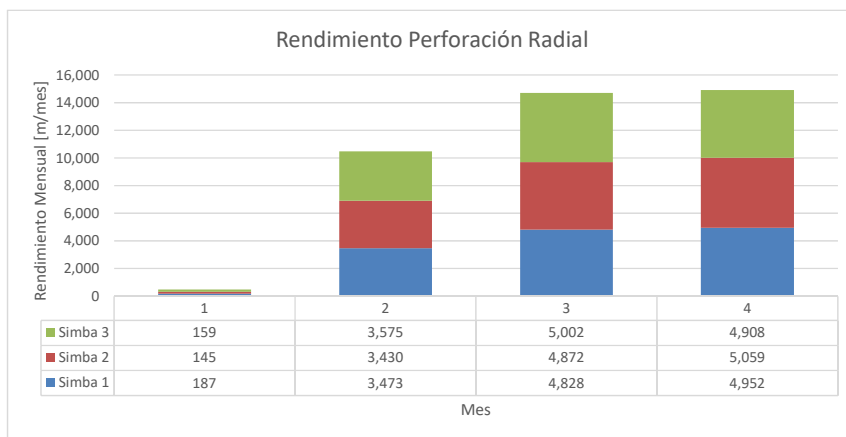


(c) Rendimiento equipos jumbo roca buena en iteración 3

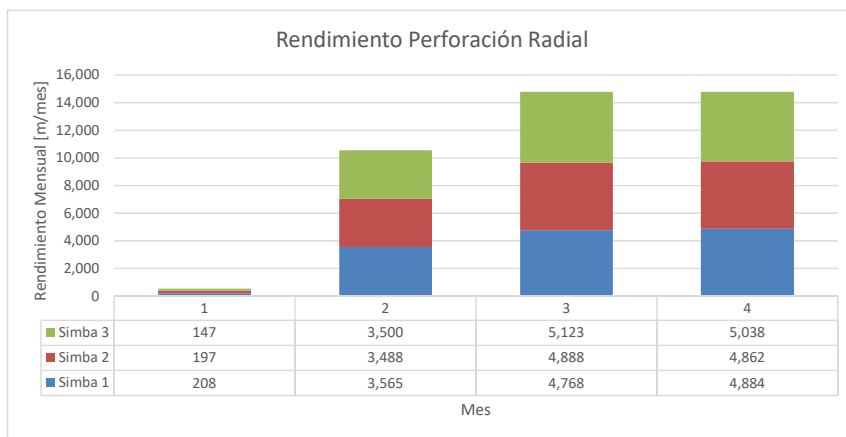
Figura 5.8: Rendimiento mensual equipos jumbo en calidad roca buena



(a) Rendimiento equipos simba roca buena en iteración 1

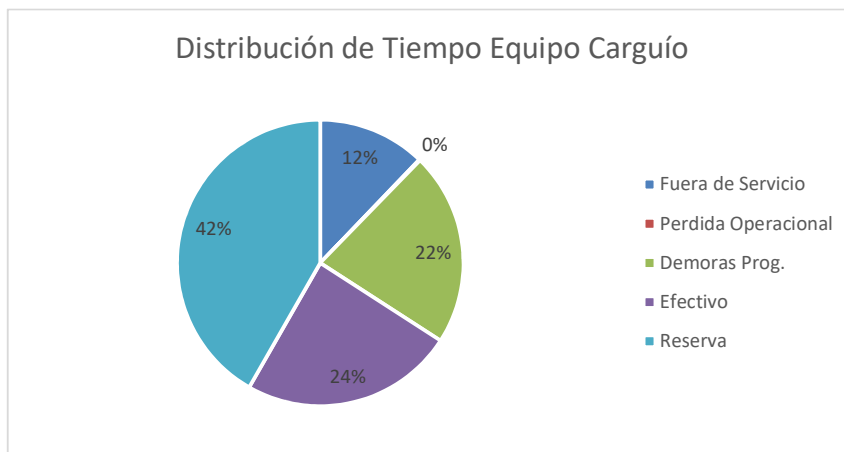


(b) Rendimiento equipos simba roca buena en iteración 2

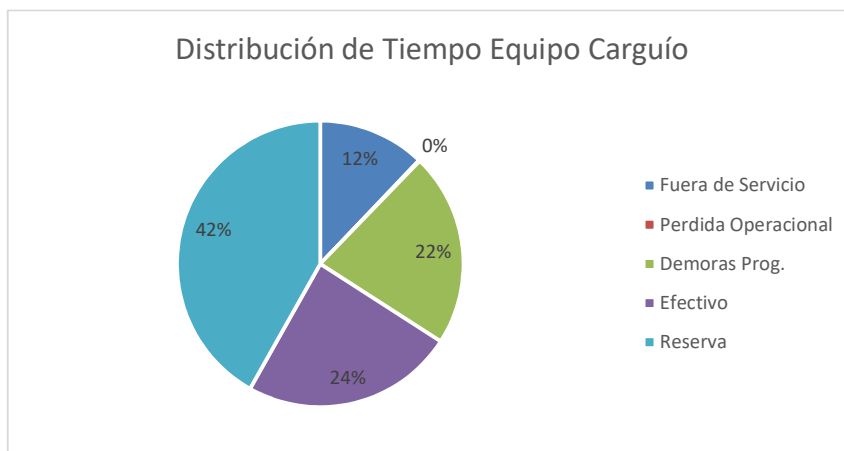


(c) Rendimiento equipos simba roca buena en iteración 3

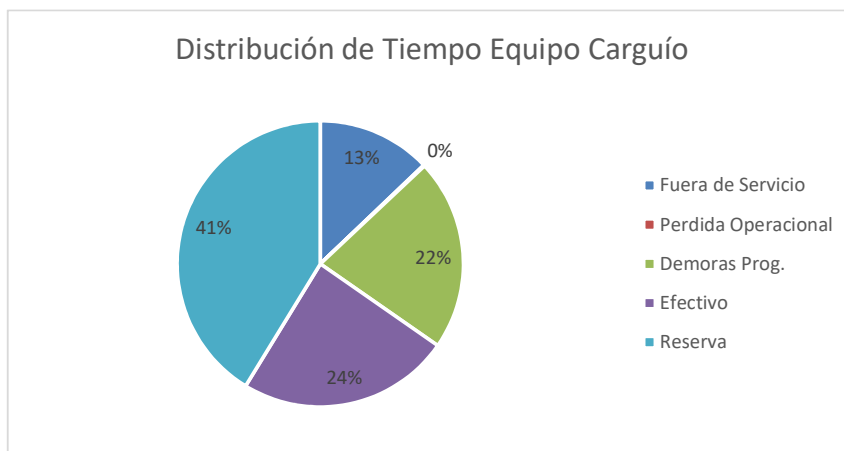
Figura 5.9: Rendimiento mensual equipos simba en calidad roca buena



(a) Distr. tiempo equipos LHD roca buena en iteración 1

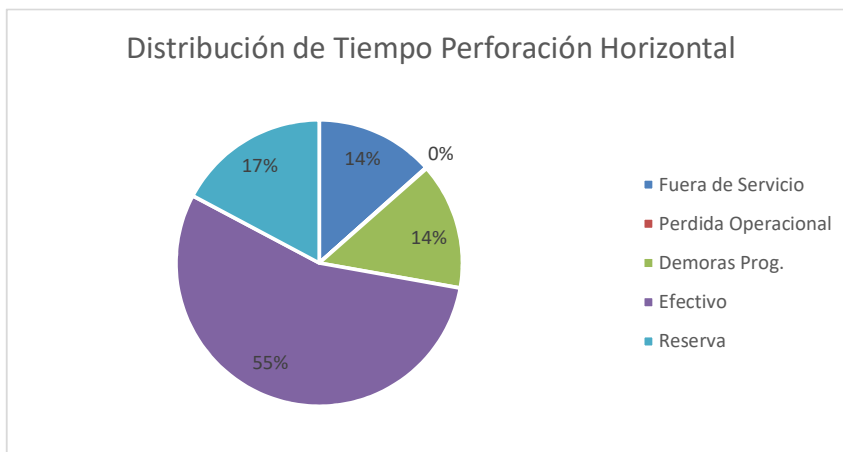


(b) Distr. tiempo equipos LHD roca buena en iteración 2

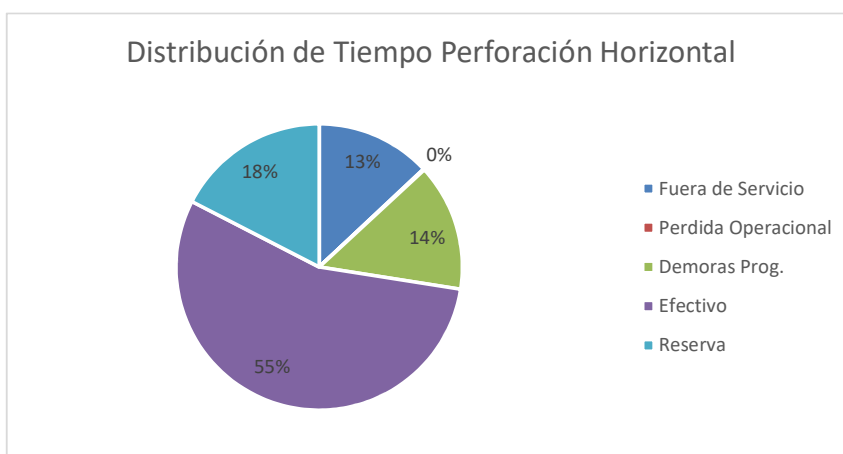


(c) Distr. tiempo equipos LHD roca buena en iteración 3

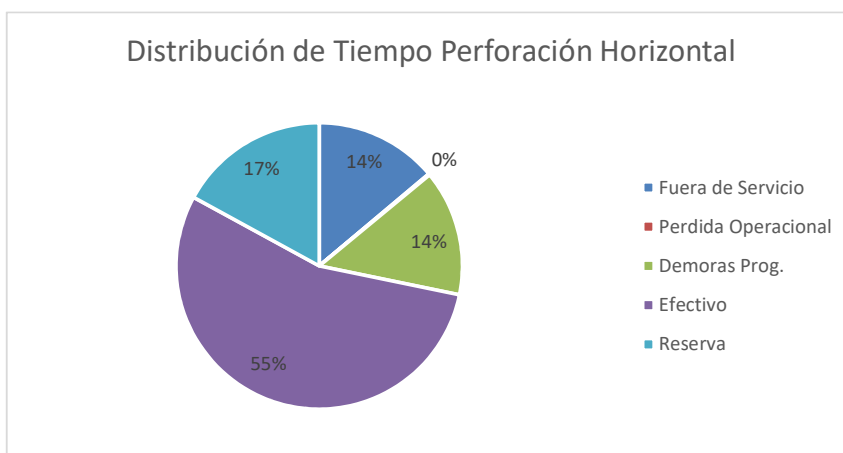
Figura 5.10: Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca buena



(a) Distr. tiempo equipos jumbo roca buena en iteración 1

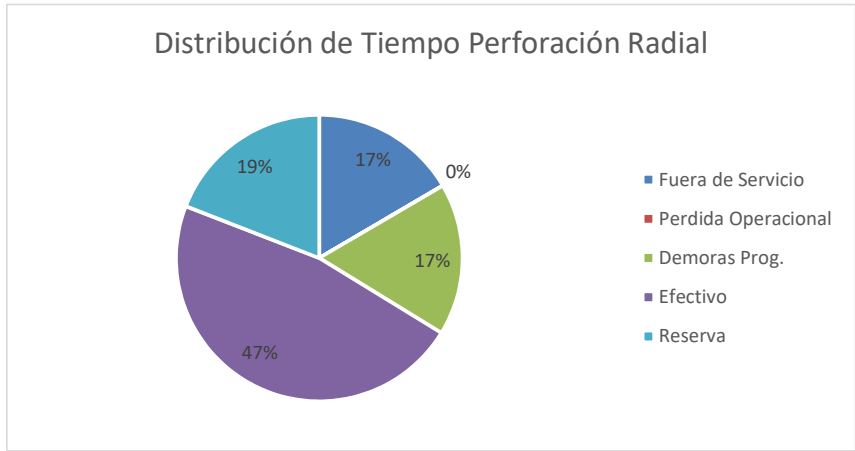


(b) Distr. tiempo equipos jumbo roca buena en iteración 2

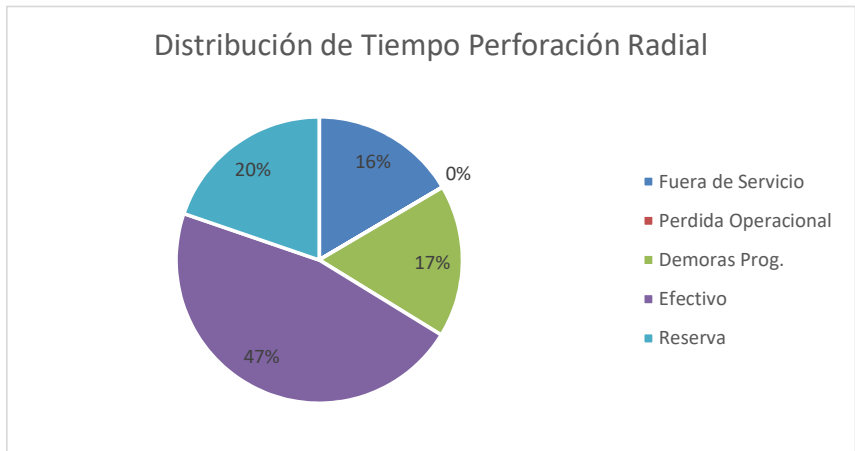


(c) Distr. tiempo equipos jumbo roca buena en iteración 3

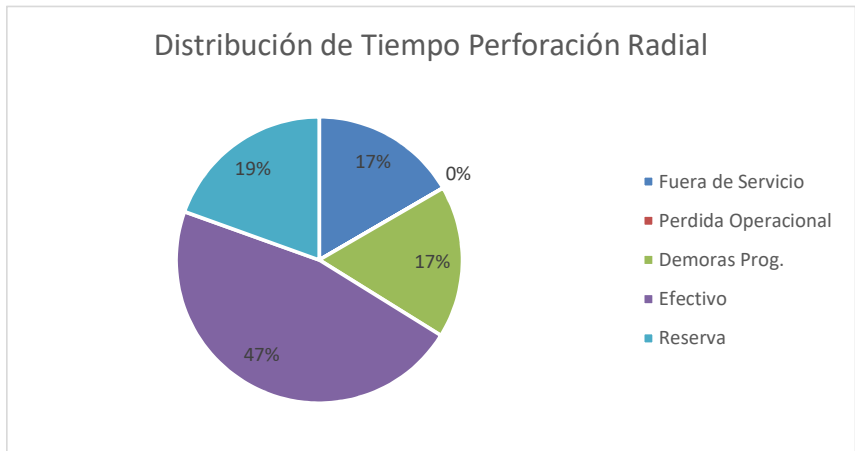
Figura 5.11: Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca buena



(a) Distr. tiempo equipos simba roca buena en iteración 1



(b) Distr. tiempo equipos simba roca buena en iteración 2



(c) Distr. tiempo equipos simba roca buena en iteración 3

Figura 5.12: Distribución tiempo equipos simba en calidad roca buena

## II. Roca Regular

El plan de producción en la Figura 5.13 se comporta de forma similar a la anterior, donde la extracción de material no es constante en los últimos periodos. Por otro lado, los nuevos planes de producción disminuyen dicha variabilidad en un gran porcentaje.

Se puede apreciar en la Figura 5.14 la misma tendencia observada en Roca Buena, pero con rendimientos más bajo, bordeando los 2,000 [tpd], resultado esperado debido a que el largo de los tiros es menor, por lo que se genera menos marina, además de ciclos de preparación más largos.

De la misma forma la Figura 9.7 muestra que el tiempo efectivo de los equipos de movimiento de mineral se mantiene constante en un 21 %, al igual que el resto de tiempos que no muestra cambios perceptibles.

Por otra parte, se tienen los resultados de 5.15 y 5.16, también se tiene un alto rendimiento en el rendimiento del primer mes para los equipos de perforación horizontal, pero luego del segundo mes logra estabilizarse en los 50,000 [m/mes], mientras que la perforación radial se encuentra en alza en los primeros mes, para luego alcanzar una meseta en de 14,000[m] en los meses 3 y 4.

En este estudio se mantiene la tendencia de que el tiempo efectivo de los equipos de perforación es mucho mayor que los equipos de carguío y transporte, donde se tiene un 49 % y 43 % aproximadamente para perforación horizontal y radial, respectivamente. La distribución de tiempos tiene una tendencia a mantenerse constante, con leves variaciones que no superan el 1 %.

De forma esperada, el VPN de la Tabla 5.4 es más bajo que el observado en Roca Buena, pero exceptuando por la iteración 2, tiene un resultado más bajo que el de Roca Mala. El resultado anterior resulta extraño, pero se debe principalmente a la utilización de los equipos, ya que es mayor en este estudio que en el de Roca Mala, y al realizar un mayor tiempo efectivo extrae mineral de una forma más eficaz. Además, si se compara el factor de desviación, éste baja en un gran cantidad, pero el cambio de agendamiento es mayor, pasando de 64 a 11 actividades reagendadas.

Al igual que en Roca Buena, las tablas 5.7, 5.8, 5.9 y 5.10 muestra exactamente las mismas tendencias, pero mostrando unos mejores indicadores en la iteración 3. Dentro de las posibles



razones es que al ser un caso con menores rendimientos, el plan tiene menos actividades donde poder elegir donde realizar los desarrollos y extracción de mineral, ajustándose de mejor manera al plan.

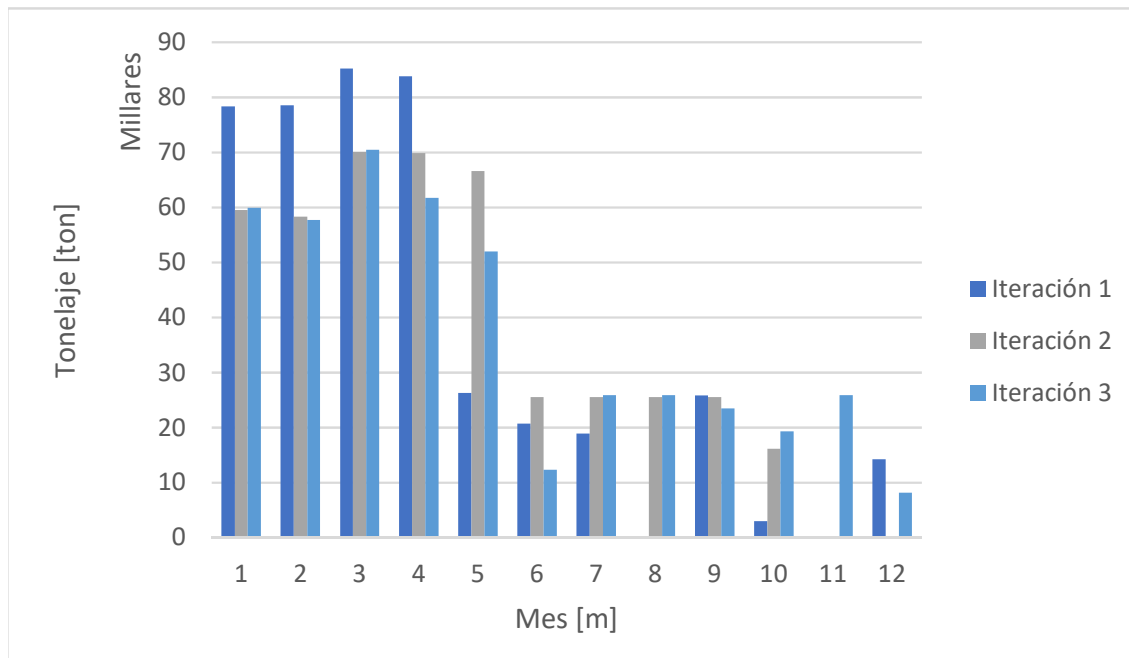
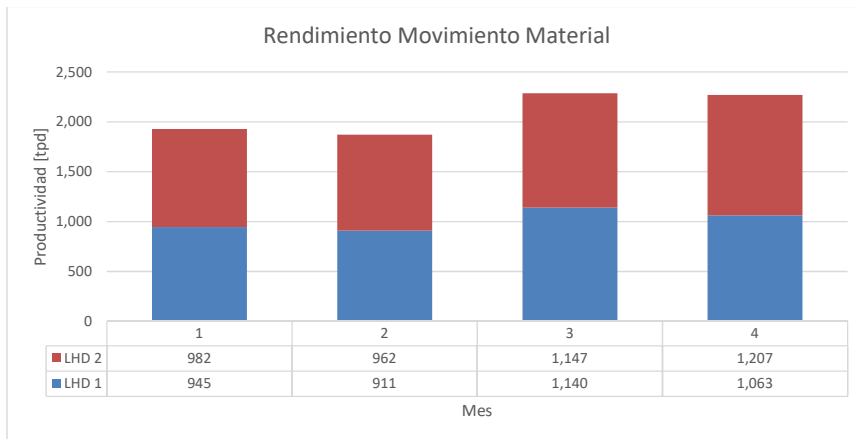
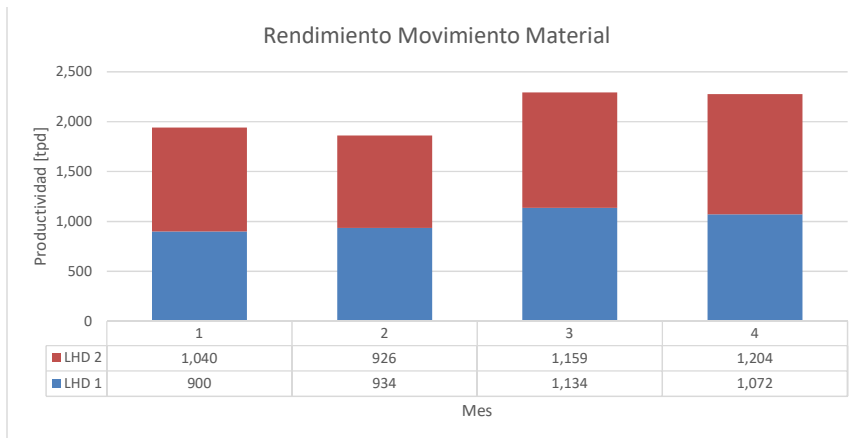


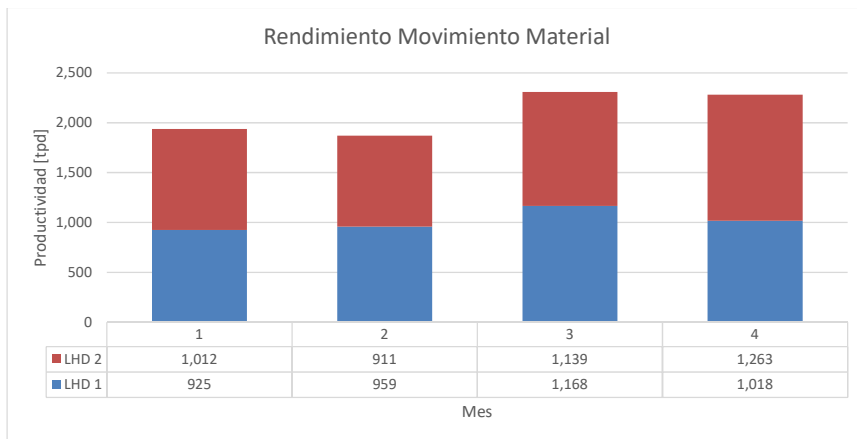
Figura 5.13: Plan de producción en calidad roca regular



(a) Rendimiento equipos LHD roca regular en iteración 1

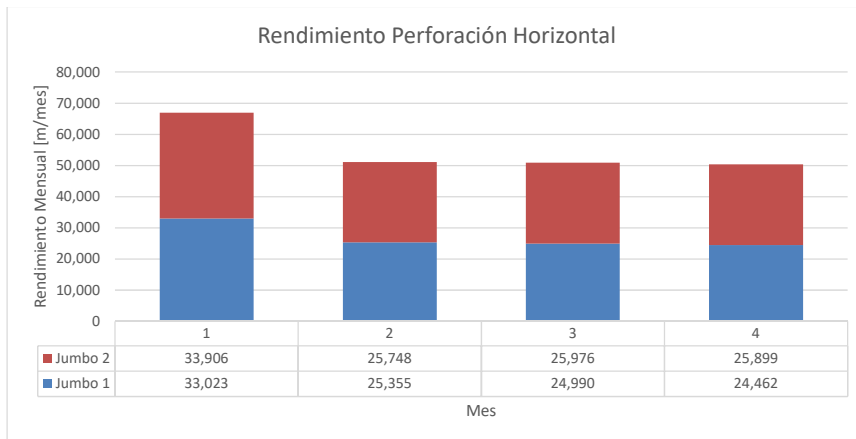


(b) Rendimiento equipos LHD roca regular en iteración 2

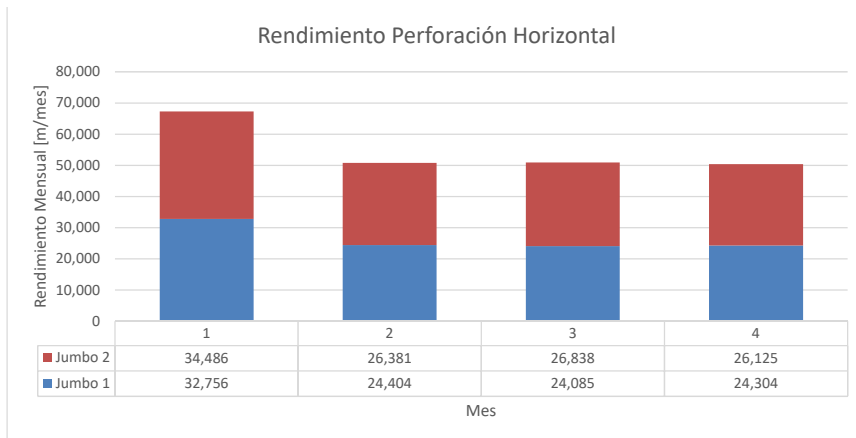


(c) Rendimiento equipos LHD roca regular en iteración 3

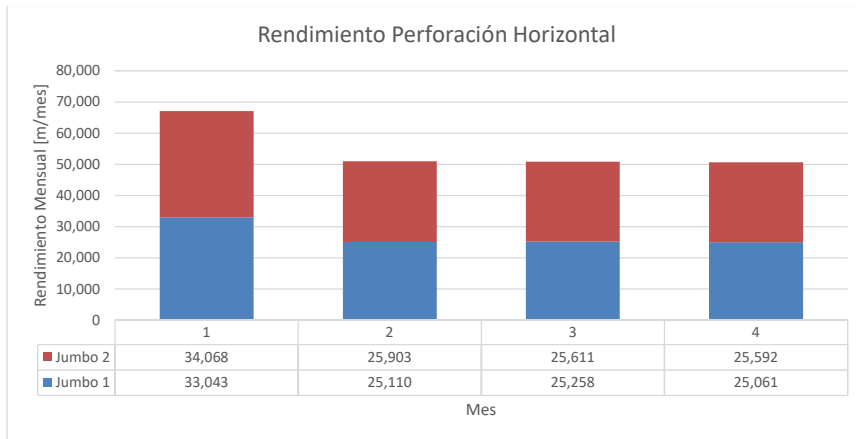
Figura 5.14: Rendimiento diario equipos LHD en calidad roca regular



(a) Rendimiento equipo jumbo roca regular en iteración 1

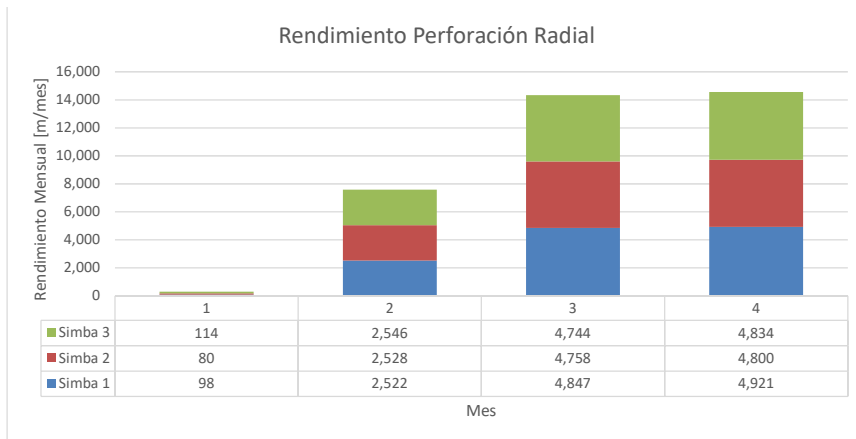


(b) Rendimiento equipo jumbo roca regular en iteración 2

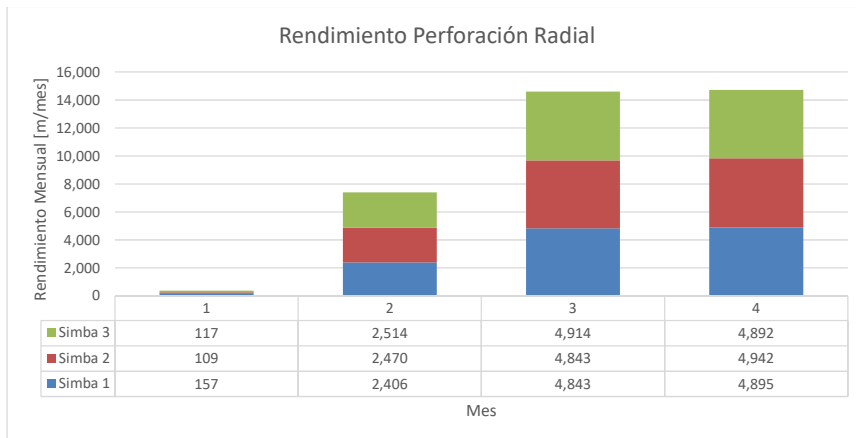


(c) Rendimiento equipo jumbo roca regular en iteración 3

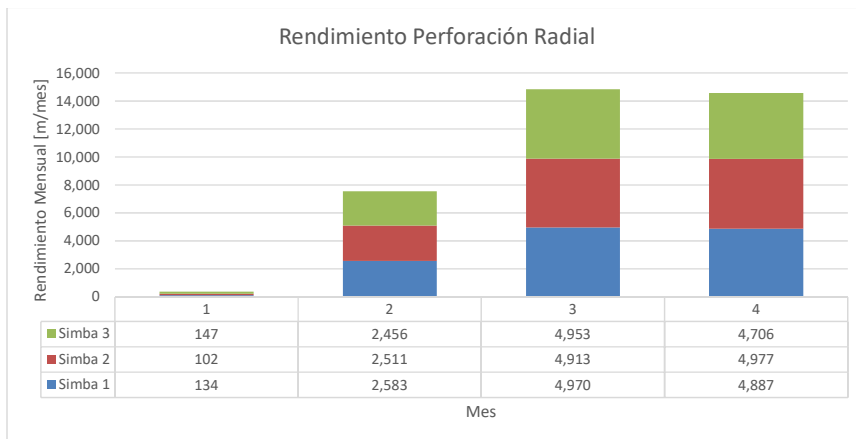
Figura 5.15: Rendimiento mensual equipos jumbo en calidad roca regular



(a) Rendimiento equipos simba roca regular en iteración 1



(b) Rendimiento equipos simba roca regular en iteración 2



(c) Rendimiento equipos simba roca regular en iteración 3

Figura 5.16: Rendimiento mensual equipos simba en calidad roca regular

### III. Roca Mala

El plan de producción de la Figura 5.17 muestra exactamente la tendencia de los planes anteriores, donde al retroalimentar con nueva información la variabilidad de extracción en los últimos periodos disminuye.

En la Figura 5.18 la productividad de los LHD tiene la mayor diferencia perceptible en los primeros 2 meses, donde ésta baja desde los 1,600 a los 1,300 [tpd] en los meses 1 y 2, para luego alcanzar una meseta aproximada de 2,000 [tpd]. Dentro de las posibles razones de este comportamiento se tiene el aumento de tiempo de los ciclos de preparación, por lo que se realizan menos tronaduras por día, afectando la cantidad de marina disponible.

Con respecto a la perforación, los rendimientos obtenidos se mantienen la misma tendencia de los otros estudios, alcanzando un promedio de 42,000[m] y 14,000[m] en la meseta para la perforación horizontal y radial, respectivamente.

Confirmando lo esperado, la Figura 9.10 muestra que el tiempo efectivo de los LHD es de apenas un 17 %, y notablemente con un tiempo de reserva de 49 %, por lo que los equipos se encuentran prácticamente la mitad del tiempo de simulación esperando por actividad.

La distribución de tiempos de los equipos de perforación mostrada en la Figura 9.11 y 9.12 no cambia, teniendo un tiempo efectivo de 43 % y 36 %, por lo que es el estudio que refleja la menor eficacia en comparación con el resto.

La Tabla 5.4 muestra que un VPN ligeramente mayor que el caso Roca Regular. Precisamente es en este estudio que la diferencia del agendamiento de actividades no disminuye notoriamente, pasando de 65 cambios a solo 29.

Nuevamente se tiene la misma tendencia en los indicadores observados anteriormente.

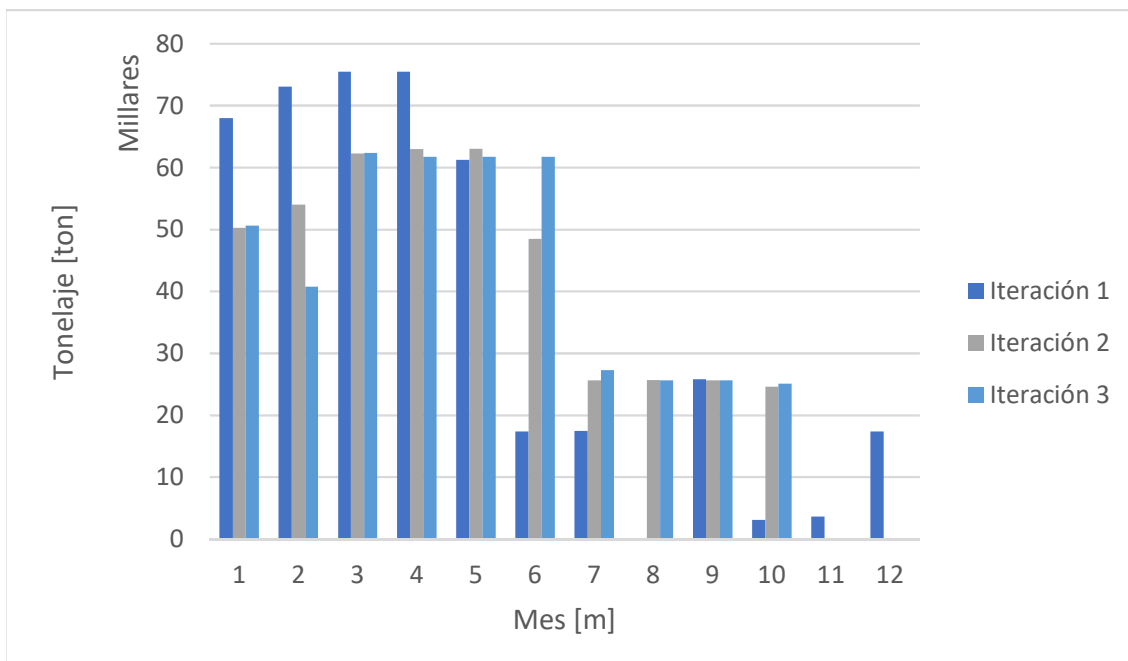
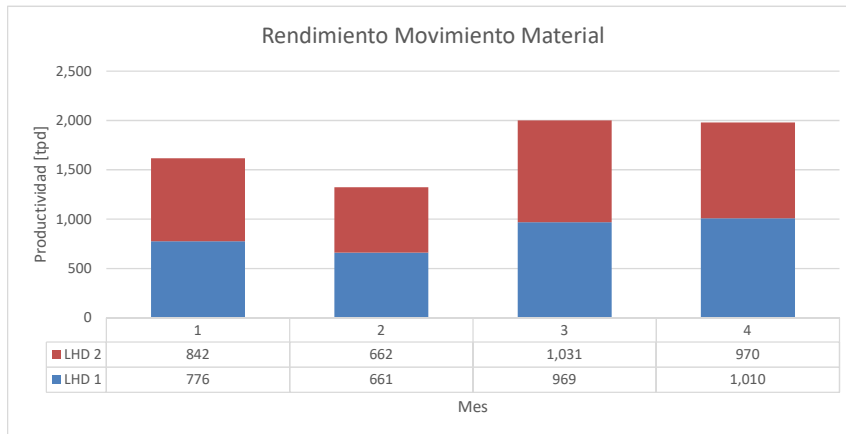
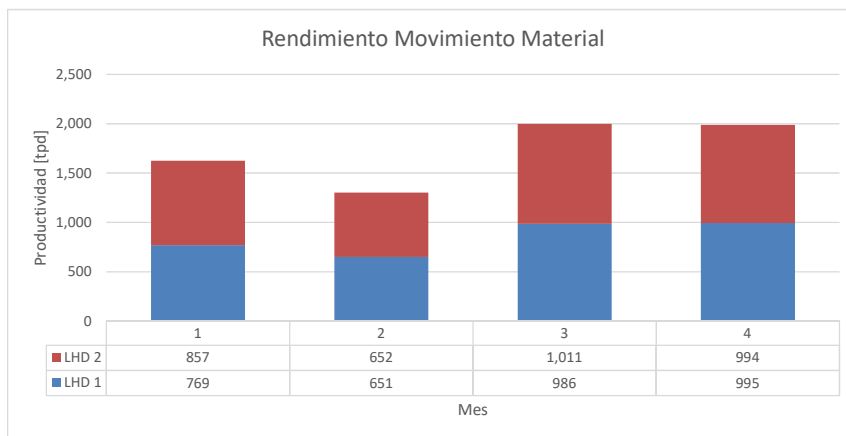


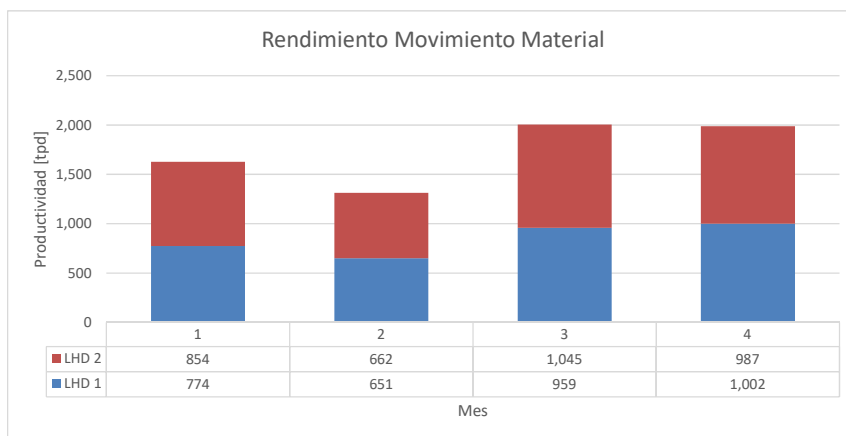
Figura 5.17: Plan de producción en calidad roca mala



(a) Rendimiento equipos LHD roca mala en iteración 1

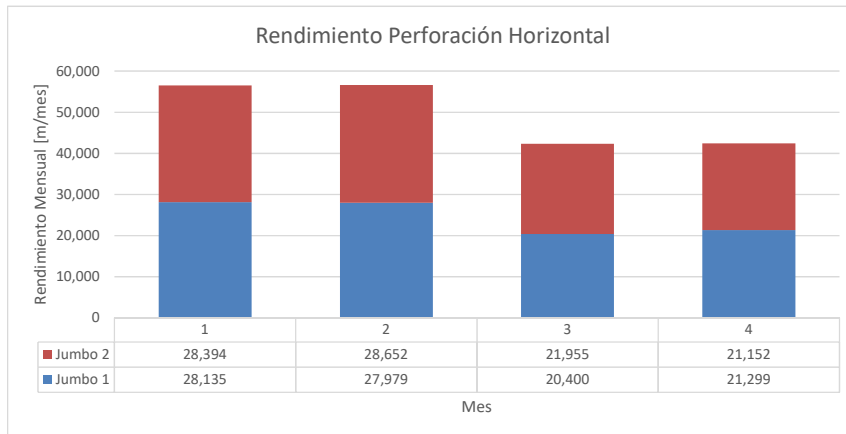


(b) Rendimiento equipos LHD roca mala en iteración 2

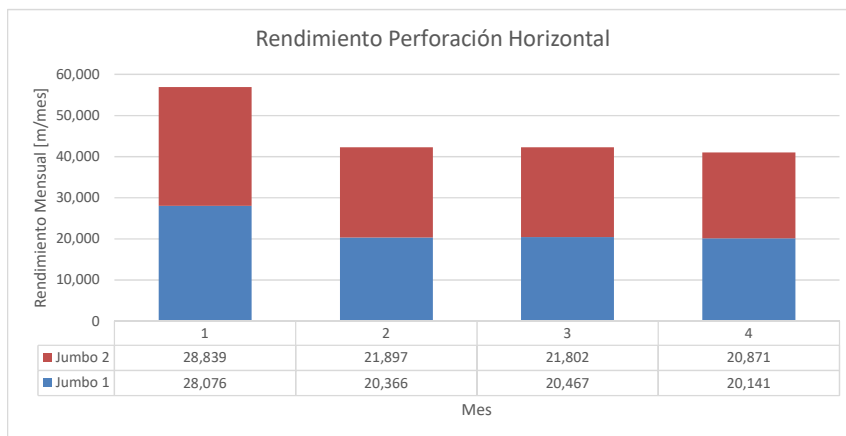


(c) Rendimiento equipos LHD roca mala en iteración 3

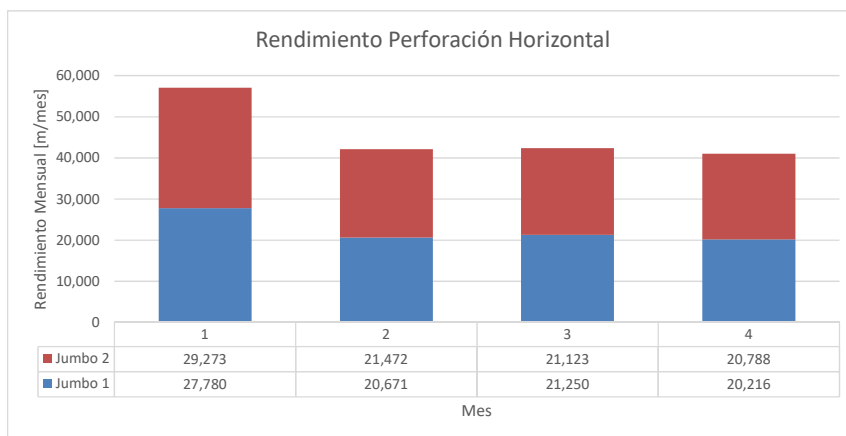
Figura 5.18: Rendimiento diario equipos LHD en calidad roca mala



(a) Rendimiento equipos jumbo roca mala en iteración 1



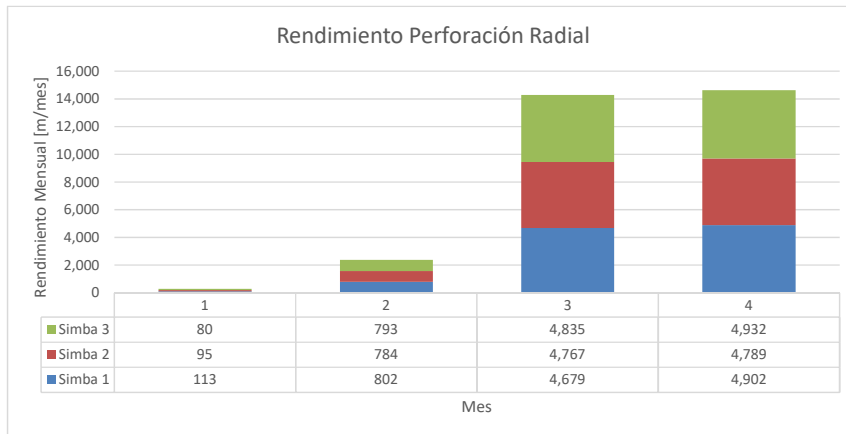
(b) Rendimiento equipos jumbo roca mala en iteración 2



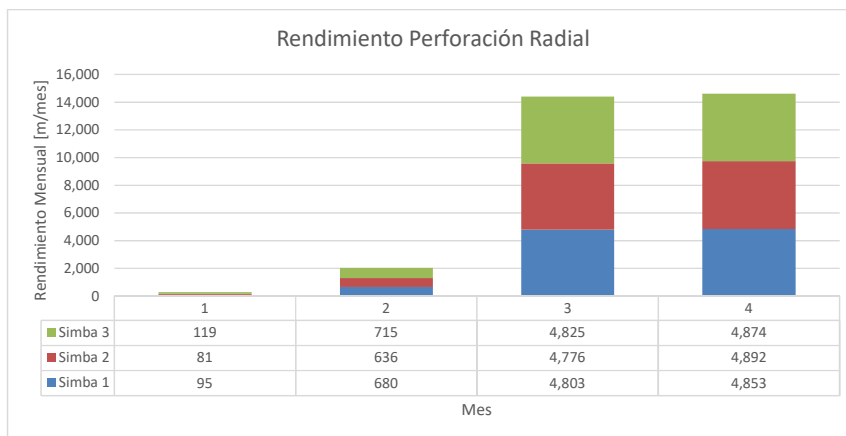
(c) Rendimiento equipos jumbo roca mala en iteración 3

Figura 5.19: Rendimiento mensual equipos jumbo en calidad roca mala

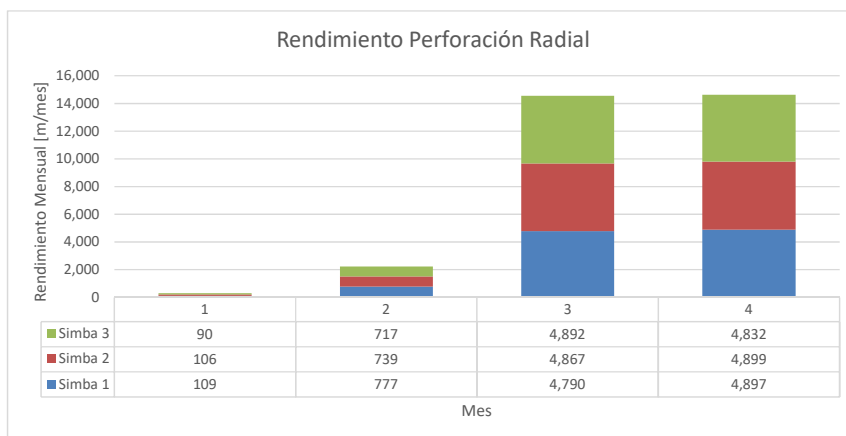




(a) Rendimiento equipos simba roca mala en iteración 1



(b) Rendimiento equipos simba roca mala en iteración 2



(c) Rendimiento equipos simba roca mala en iteración 3

Figura 5.20: Rendimiento mensual equipos simba en calidad roca mala

#### IV. Roca Buena con Dilución

En la Figura 5.21 se tiene que este caso es el único que siempre presenta algún nivel de extracción en el primer plan. Los nuevos planes generados mantienen cierta estabilidad en los periodos intermedios, pero tienen una baja importante en el último trimestre.

En este estudio se debe recordar que el factor de dilución no planificada es de un 16.6 %, y al observar la Figura 5.22 la productividad ronda los 2,700[tpd] cuando existe una gran cantidad de caserones en producción. Al compararse con el caso sin dilución, existe una diferencia aproximada de un 7 % entre ambos casos, por lo que el transporte de mineral con la sobreexcavación entrante “retrasa” la extracción esperada inicialmente.

En la Figura 9.13 en Anexos muestra un nulo cambio en la distribución tiempos observados de los equipos LHD, y teniendo apenas un punto porcentual por sobre el caso sin dilución en el tiempo efectivo de los equipos.

Los resultados obtenidos en las Figuras 5.15 y 5.16 son los esperados, ya que la dilución entrante no debiese afectar a la cantidad de perforación realizada por los equipos, alcanzando mesetas de 60,000[m/mes] y 14,000[m/mes] para la perforación horizontal y radial, respectivamente.

Con respecto a la distribución de tiempos, se tiene exactamente el mismo porcentaje de tiempo efectivo en el caso con y sin dilución, tomando un valor del 47 %.

Como era de esperarse, la dilución no agrega una valorización económica a la extracción si solo es material estéril, y la Tabla 5.4 muestra que el VPN tiene la tendencia a la baja en la iteración 2, y una pequeña alza en la iteración 3, alcanzando los 752.83 [MUS\$]. Con respecto al agendamiento, existe un cambio notorio al realizar las iteraciones, pasando de 58 a tan solo 3 cambios.

Transversalmente, el cambio de VPN obtenido en todas las simulaciones es menor en todos los casos, siendo solo afectados por el tipo de roca o cantidad de dilución entrante, pero la operatividad obtenida permite agregar información sobre la operación que antes no se podría obtener.

Los tiempos de resolución del optimizador son muy cortos, calculándose en unos cuantos segundos, y no existe una tendencia clara en como se comporta este tiempo con cada iteración, en cambio las simulaciones si requieren un gran tiempo de generación de resultados, del orden

de horas, dado que requieren un uso intensivo de recursos del pc para poder generarse.

El gap observado dentro del optimizador para cada una de las iteraciones es muy bajo, tomando un valor por debajo del 5% propuesto dentro del modelo de optimización, lo que implica que la solución obtenida entre el problema relajado y la solución objetivo es muy cercana (Tabla 5.4).

Este caso se puede comparar directamente con el caso Roca Buena, donde los indicadores observados son un poco menores a los del caso sin dilución, donde la conclusión más clara es que al existir material extra que debe extraerse, generando ciclos de extracción de mineral y marina más largos, por lo que el plan se ajusta de menor forma.

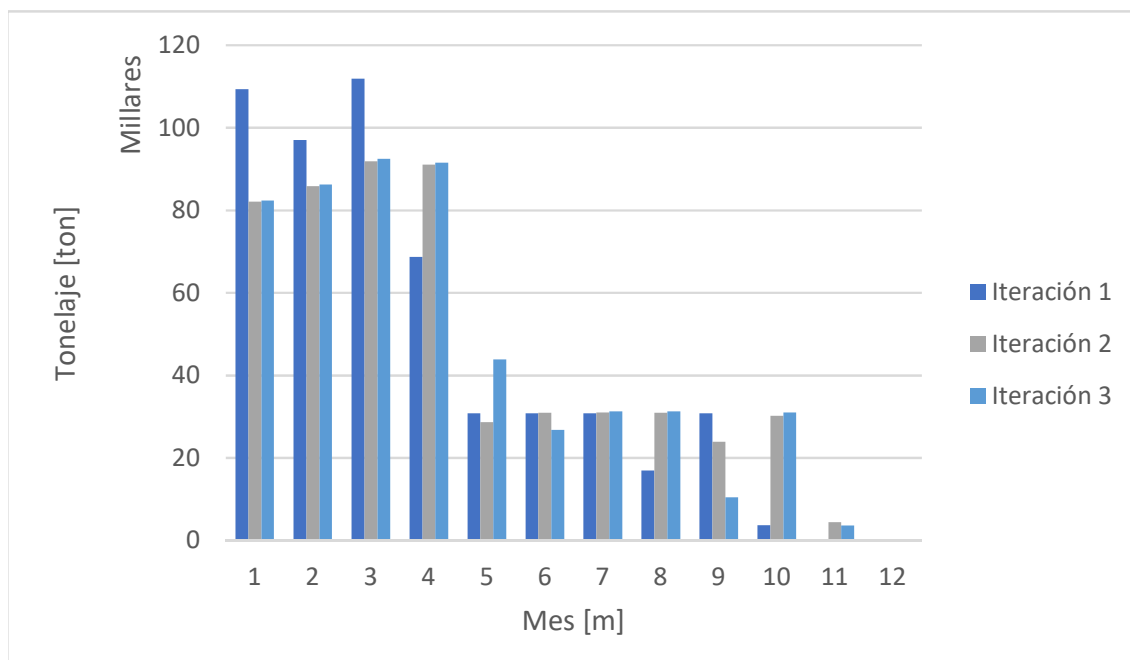
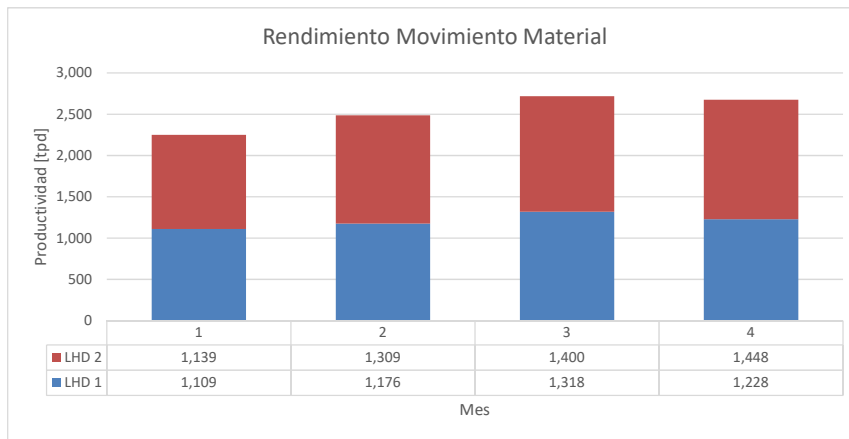
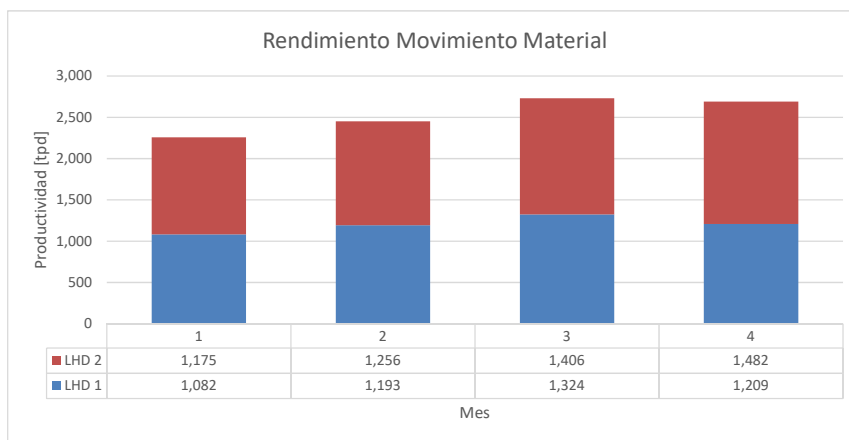


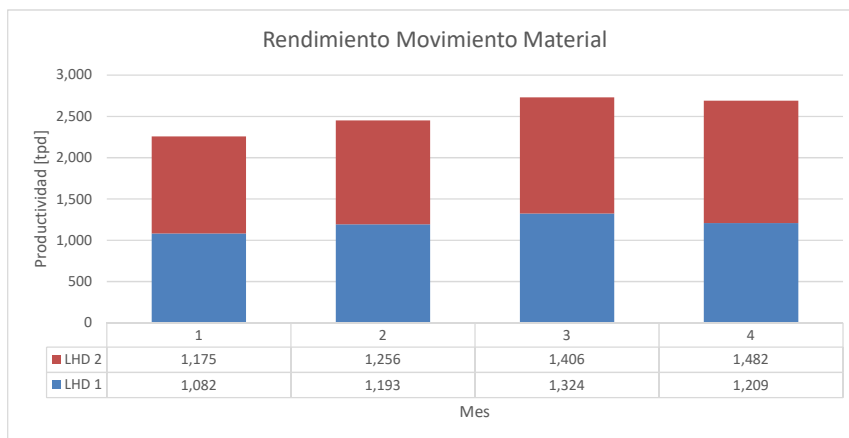
Figura 5.21: Plan de producción calidad roca buena con dilución



(a) Rend. equipo LHD RB con dilución en iteración 1

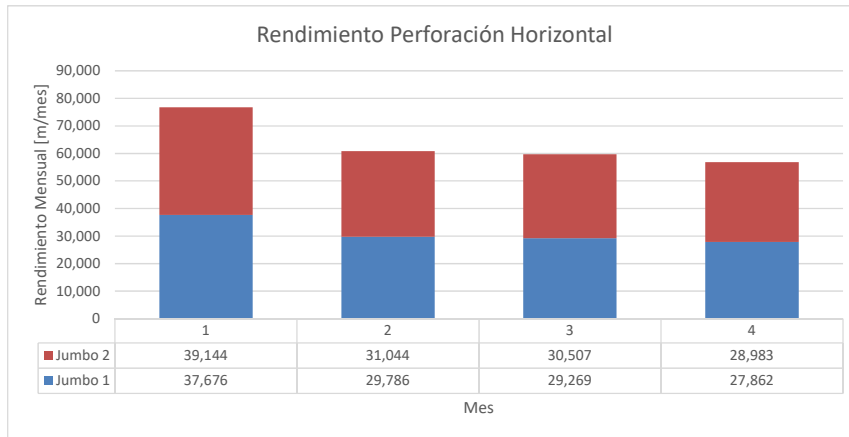


(b) Rend. equipo LHD RB con dilución en iteración 2

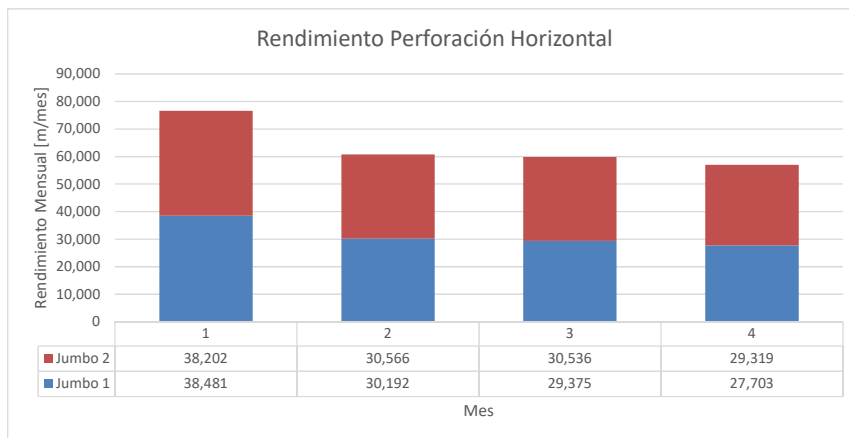


(c) Rend. equipo LHD RB con dilución en iteración 3

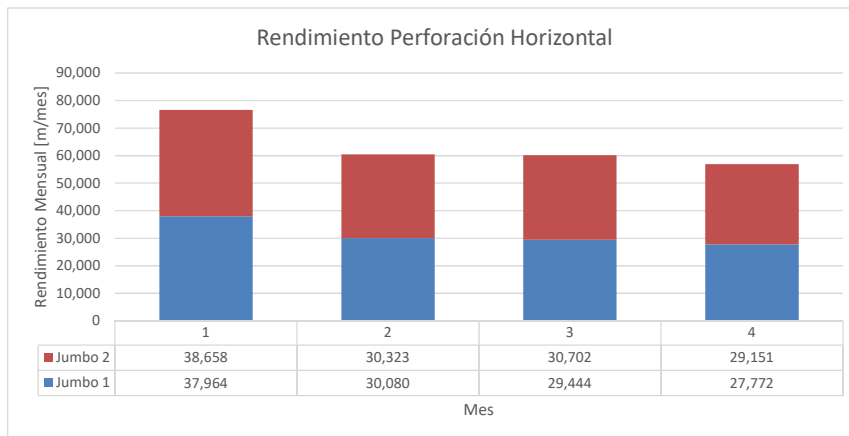
Figura 5.22: Rend. diario equipos LHD en calidad roca buena con dilución



(a) Rend. equipos jumbo RB con dilución en iteración 1

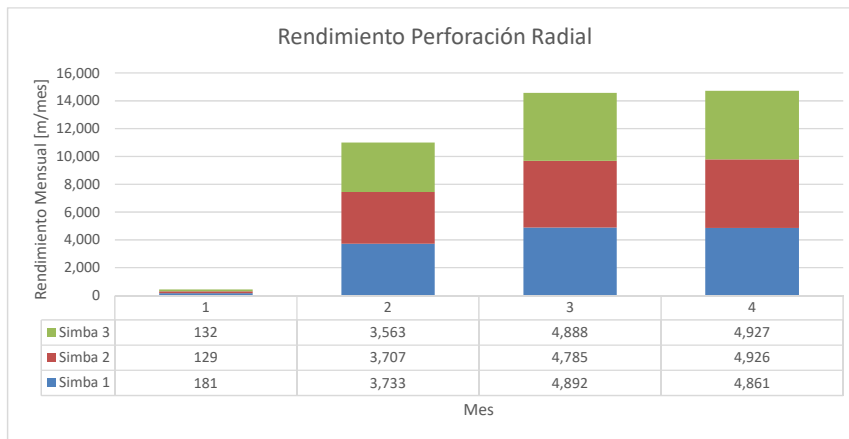


(b) Rend. equipos jumbo RB con dilución en iteración 2

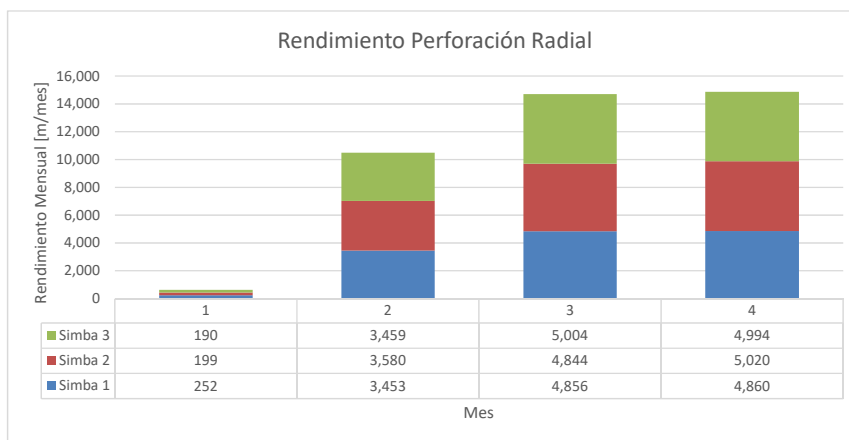


(c) Rend. equipos jumbo RB con dilución en iteración 3

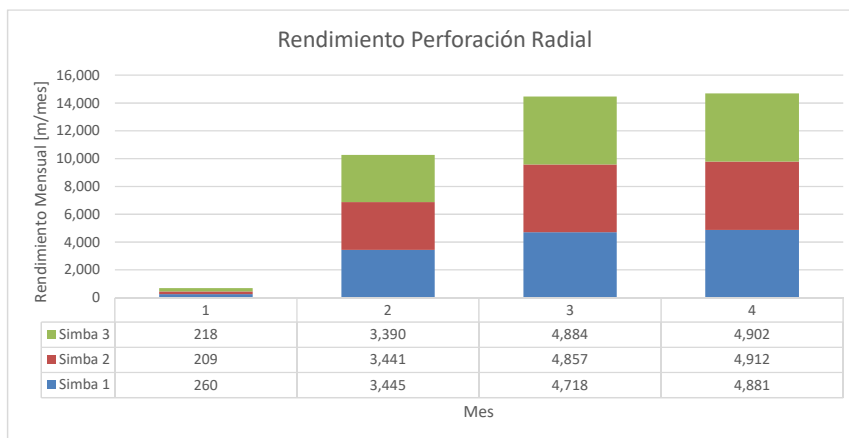
Figura 5.23: Rend. mensual equipos jumbo en calidad roca buena con dilución



(a) Rend. equipos simba RB con dilución en iteración 1



(b) Rend. equipos simba RB con dilución en iteración 2



(c) Rend. equipos simba RB con dilución en iteración 3

Figura 5.24: Rend. mensual equipos simba en calidad roca buena con dilución

### 5.3.4. Indicadores comparativos de modelo de optimización y simulación

Las Tablas 5.7,5.8,5.9 y 5.10 muestran los factores de adherencia y promedios de cumplimiento resultantes. Se consideran tres valores umbrales distintos, 100, 90 y 75 %, con el objetivo de tomar el cumplimiento de simulación en altos casos.

Tal como se mencionó, el factor de adherencia tiende al alza entre las iteraciones 1 y 2, mientras que la última muestra solo muestra una pequeña mejora.

Tabla 5.7: Factor de adherencia y promedio cumplimiento en inicio de plan desarrollo

Tipo	Roca Buena			Roca Regular			Roca Mala			R.B. con Dilución		
	Iter. $h$	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2
$AI_{100,h}[\%]$	60.0	67.4	70.5	56.8	67.4	68.4	65.3	75.8	75.8	54.7	67.4	68.4
$AI_{90,h}[\%]$	78.9	80.0	80.0	74.7	80.0	80.0	68.4	81.1	84.2	73.7	75.9	80.0
$AI_{75,h}[\%]$	78.9	82.1	82.1	87.4	85.3	83.2	74.7	86.3	88.4	74.7	80.0	85.3
$PI_h[\%]$	91.4	92.8	93.1	91.7	92.8	92.7	87.4	93.7	94.5	88.5	91.0	92.7

Tabla 5.8: Factor de adherencia y promedio cumplimiento en término de plan desarrollo

Tipo	Roca Buena			Roca Regular			Roca Mala			R.B. con Dilución		
	Iter. $h$	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2
$AF_{100,h}[\%]$	42.1	58.9	60.0	44.2	64.2	61.1	51.6	70.5	69.6	42.1	52.6	52.6
$AF_{90,h}[\%]$	51.6	63.2	63.2	56.8	71.6	70.5	57.9	78.9	77.9	50.5	62.1	63.2
$AF_{75,h}[\%]$	51.6	64.2	64.2	57.9	71.6	70.5	60.0	81.1	78.9	52.6	63.2	63.2
$PF_h[\%]$	56.0	66.5	66.9	60.7	74.3	73.4	64.3	81.0	80.4	54.7	66.2	66.4

Tabla 5.9: Factor de adherencia y promedio cumplimiento en inicio de plan explotación

Tipo	Roca Buena			Roca Regular			Roca Mala			R.B. con Dilución		
	Iter $h$	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2
$AI_{100,h}[\%]$	31.4	71.4	68.6	40.0	62.9	68.6	34.3	74.3	80.0	42.9	80.0	71.4
$AI_{90,h}[\%]$	42.9	80.0	77.1	42.9	85.7	85.7	42.9	94.3	94.3	51.4	85.7	77.1
$AI_{75,h}[\%]$	51.4	91.4	91.4	48.6	91.4	91.4	48.6	94.3	94.3	57.1	94.3	94.3
$PI_h[\%]$	56.8	90.7	91.0	56.3	92.2	92.0	51.9	93.8	93.9	62.6	93.1	91.2

Tabla 5.10: Factor de adherencia y promedio cumplimiento en término de plan explotación

Tipo	Roca Buena			Roca Regular			Roca Mala			R.B. con Dilución		
	Iter $h$	1	2	3	1	2	3	1	2	3	1	2
$AF_{100,h}[\%]$	34.3	65.7	71.4	40.0	68.6	71.4	34.3	77.1	82.9	40.0	62.9	62.9
$AF_{90,h}[\%]$	34.3	68.6	74.3	40.0	74.3	74.3	40.0	80.0	85.7	42.9	65.7	68.6
$AF_{75,h}[\%]$	34.3	68.6	74.3	42.9	74.3	74.3	45.3	80.0	85.7	45.7	68.6	71.4
$PF_h[\%]$	47.3	78.2	81.1	50.8	79.4	80.0	48.4	82.6	86.3	51.3	78.0	78.8



## 6. CONCLUSIONES

La metodología propuesta propone la interacción entre un modelo de optimización, que genera planes mineros, y otro de simulación, que los evalúa. Esta propuesta es innovadora, permitiendo que los nuevos planes generados sean más robustos ante la incertidumbre operacional existente. La metodología es aplicada en una mina explotada mediante el método de *bench-and-fill*, donde se consideran ciertos parámetros geomecánicos que afectan rendimientos de equipos, como lo son calidad de roca - buena, regular y mala -, y dilución no planificada.

La planificación mediante optimización considera restricciones del tipo precedencia y de recursos en las actividades agendadas, y desde el punto de vista matemático logra el resultado óptimo en términos del valor presente neto. Sin embargo, estos planes no son, necesariamente, operativos. Al realizar iteraciones de la metodología propuesta se genera una mayor adherencia en los planes de producción, mejorando su operatividad. Por otro lado, los planes de producción son más consistentes, ya que se reduce la cantidad de periodos sin explotación de material, manejando de una mejor forma los recursos disponibles en los primeros periodos.

La simulación es calibrada por el ejercicio de SLS, donde los resultados promedios logran replicar los cálculos realizados de forma determinística. En el caso de estudio, la simulación toma en cuenta el agendamiento de actividades que proviene del modelo de optimización e intenta replicarlo, donde se reproducen ciertos eventos que se asocian a la operación, otorgándole realismo a este modelo. Dentro de los tipos de eventos considerados se tienen las mantenciones y fallas de equipos, además de cambios de turno y colaciones, transformando al modelo en uno versátil en términos de la ocurrencia de eventos.

El plan de producción mantiene una tendencia similar en todos los casos considerados, donde el plan inicial tiene una alta extracción en los periodos iniciales, pero es irregular en los últimos. Al utilizar esta metodología se disminuye la cantidad de material removido en un inicio, pero logra una mayor estabilidad de producción en el último trimestre. De forma esperable, un mejor tipo de roca permite tener rendimientos mayores debido a que el tiempo de las tareas unitarias disminuye, permitiendo ciclos más cortos.

La variación del VPN fluctúa entre un -0.4 y 1.7 %, resultado poco significativo en términos del proyecto, pero dado que los planes tienen un horizonte de un año, la componente de

valorización no toma tanta relevancia como la secuencia operativa.

El cambio de agendamiento del modelo de optimización es notorio entre cada una de las iteraciones. El porcentaje de desviación muestra que entre la primera y tercera iteración la mejora varía entre un 37 a un 58 %, registrando el caso de roca buena con dilución como el de menor cambio.

La adherencia observada entre el modelo de optimización y simulación muestra notables mejoras entre la primera y la segunda iteración en casi todos los casos analizados, pudiendo mejorar el cumplimiento de los planes de desarrollo y explotación entregados por el plan minero, alcanzando valores de hasta un 40 %. Es importante destacar que en ningún caso se logra más de un 90 % de adherencia en el cumplimiento del plan, por lo que para la cantidad de equipos utilizados en el modelo de simulación el plan puede ser replicado en gran parte, pero no cumplirse de manera perfecta. Esto se debe a que el modelo de optimización no considera que cada actividad requiere de una serie de operaciones unitarias para ser completada, con lo cual las interferencias y disponibilidades de los equipos disminuyen el rendimiento teórico utilizado en la optimización.

La espera por permisos en galerías muestra resultados poco influyentes dentro de la simulación, pero la construcción del modelo que considera demoras programadas, mantenciones y fallas permite cuantificar de manera realista el tiempo efectivo de los equipos. Para obtener una mejor aproximación de la interferencia operacional, el modelo debe modificarse, con el objetivo de que los equipos deban esperar por realizar la tarea agendada frente a eventos como el drenaje de agua de una frente o la evacuación por presencia de gases ante una tronadura.

Se logra cuantificar la mayoría de los tiempos de la Norma ASARCO de forma precisa - tiempo efectivo, de reserva, demoras programadas, mantención y falla-, obteniendo resultados que se utilizan dentro de la industria minera; pero el tiempo de pérdida operacional resultante es muy bajo, precisamente por la forma en que se definió, la que solo considera la espera de permisos.

## 7. RECOMENDACIONES

Debido a que este trabajo se enfoca en una nueva metodología para la generación de planes de producción, se destacan las siguientes recomendaciones:

El estudio actual considera distintos tipos de roca y dilución no planificada en casos independientes, por lo que es recomendable construir un modelo mixto, donde estos parámetros geomecánicos sean dependientes entre sí (menor calidad de roca con mayor dilución, y viceversa), y una mina que permita tener distintos sectores que consideren estos casos.

Independiente del tipo de roca, las actividades unitarias requeridas para el simulador son las mismas - requiere los mismos equipos de fortificación, solo viéndose afectado el tiempo de operación -, por lo que se propone que exista una dependencia según el tipo de roca.

La mayoría de los equipos utilizados en el estudio requieren ser cargados por combustible o alguna otra fuente de poder, y dicho tiempo puede considerarse una demora no programada, por lo que es de utilidad considerar un cuantificador de combustible o fuente de poder, con el objeto de realizar una evaluación más precisa del tiempo operativo de los equipos.

Para trabajar con una escala de mina mayor es necesario mejorar los algoritmos utilizados, los que permitan el manejo de información de manera más ágil, y permita la generación de resultados en un menor tiempo, ya que el tiempo de simulación aumenta considerablemente según la cantidad de objetos existentes.

Esta metodología actualmente no permite el traspaso directo de información entre ambos modelos, por lo que los resultados requieren adaptarse antes de ser usados como datos de entrada. Es esperable que la generación de estos datos pueda ser modificada e incluso permita la integración de ambos modelos.

Finalmente, las herramientas utilizadas permiten un estudio de, prácticamente, cualquier factor que se desee analizar, y no solo rendimientos y tiempos, por lo que es posible complejizar el problema para agregar una mayor operatividad dentro de la mina que se desee analizar, considerando inhabilitaciones por desprendimiento de material, colgaduras (en caso de utilización de puntos de extracción en métodos de explotación por hundimiento), bombeo de agua interior mina, etc.

## 8. BIBLIOGRAFÍA

### Referencias

- Alegría, Juan Pablo (2010). “Evaluación Técnica de la Preparación Minera para el Proyecto Nuevo Nivel Mina”. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil en Minas. Facultad de Ingeniería, Universidad de Santiago de Chile.
- Arriagada, Francisca (2015). “Secuenciamiento Optimizado considerando regla de mezcla”. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- Banks, Jerry (1999). “Discrete Event Simulation”. En: *Winter Simulation Conference*.
- Bullock, Richard (2013). “Room-and-Pillar Mining in Hard Rock”. En: *SME Mining Engineering Handbook*, págs. 1327-1338.
- CODELCO (2005). *Norma ASARCO*. Documento Interno, División Codelco Norte.
- Contreras, Camila (2016). “Simulación como herramienta para la Planificación de la Preparación Minera en Minería tipo Block/Panel Caving”. Memoria para optar al título de Ingeniera Civil de Minas. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- Cornejo, Javier (2014). *Diseño de indicadores Geométricos de Cavidad*. Informe. Codelco.
- García, Eduardo, Heriberto García y Leopoldo Cárdenas (2006). *Simulación y Análisis de Sistemas con ProModel*. Primera Edición. México.
- Gómez, Alejandra (2015). “Secuenciamiento Multicriterio para Minería Subterránea Selectiva”. Memoria para optar al título de Ingeniera Civil de Minas. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- Kazakidis, Vassilios y Malcolm Scoble (2003). “Planning for flexibility in underground mine production systems”. En: *Mining Engineering*.
- Lobiano, Carlo, Nelson Morales y Javier Vallejos (2015). “Integración del peligro sísmico en planificación minera de Panel Caving”. En: *OPTIMA 2015*.
- Manríquez, Fabián (2015). “Evaluación de la Incertidumbre Geológica y Operacional en Planes Mineros de Corto Plazo en Faenas a Cielo Abierto”. Memoria para optar al título

- de Ingeniero Civil de Minas. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- Newman, Alexandra et al. (2010). “A Review of Operations Research in Mine Planning”. En: *Interfaces*.
- Pakalnis, Rimantas y Paul Hughes (2013). “Sublevel Stoping”. En: *SME Mining Engineering Handbook*, págs. 1355-1363.
- Quiroz, Juan, Nelson Morales y Bastián Rudloff (2013). “Using real options to introduce flexibility in mine planning under uncertainty”. En: *APCOM 2013*.
- Rocher, Winston, Nelson Morales y Enrique Rubio (2011). “Eight-Dimensional Planning: Construction of an Integrated Model for the Mine Planning Involving Constructability”. En: *APCOM 2011*.
- Rubio, Enrique y Sebastián Troncoso (2008). “Discrete events simulation to integrate operational interruption events in block cave production scheduling”. En: *MININ 2008*.
- Scoble, Malcolm y Allan Moss (1994). “Dilution in underground bulk mining: implications for production management.” En: *Geological Society, London, Special Publications*.
- Stephan, George (2013). “Cut-and-Fill Mining”. En: *SME Mining Engineering Handbook*, págs. 1365-1373.
- Tompkins, James (1988). *The Warehouse Management Handbook*, págs. 513-559.
- Torkamani, Elmira (2013). “Linkage of Truck-and-shovel Operations to Short-term Mine Plans Using Discrete Event Simulation.” Master of Science Thesis. Department of Civil & Environmental Engineering. University of Alberta.

## 9. ANEXOS

### 9.1. ANEXO A: ABSTRACT MININ 2016

#### Production Estimate in Selective Underground Mining by Simulations

**Javier Pérez and Nelson Morales**

*Delphos Mine Planning Laboratory, Mine Engineering Dpt & AMTC, Universidad de Chile*

#### ABSTRACT

Generally, mine planning is undertaken towards the development of production plans using fixed parameters, which provide little flexibility for changing production plans in case of unplanned events. Therefore, it is important to introduce variables during the planning process which would allow the mine planning to have a better alignment with real mining conditions and would allow to decrease the operational uncertainty towards the development of a more agile production plan.

Among the variables that affect the geomechanical planning process are, for example, stope stability and overbreak, for which a correct quantification can mean the success of a plan or a major deviation from it, which would prevent achieving the production targets. As these events occur with variability, it is necessary to carry out studies to better understand these conditions and how they are influenced by various factors.

To incorporate different operational variables and geomechanical factors, such as overexcavation or stability factors, within the uncertainty model, a methodology is being developed to assess the variability of a mining plan in selective underground mines for short to medium terms.

In this paper, the development of a new methodology is described; this methodology enables gathering of information associated with short term planning towards refining the medium-term production plans.

The methodology is being developed using tools currently available at the DELPHOS Mine Planning Laboratory, DSIM and UDESS, which simulate various scenarios and scheduling activities, which will, subsequently, add value to the mine planning process.

## 9.2. ANEXO B: INFORMACIÓN CASOS

### 9.2.1. Ciclo efectivo de equipos

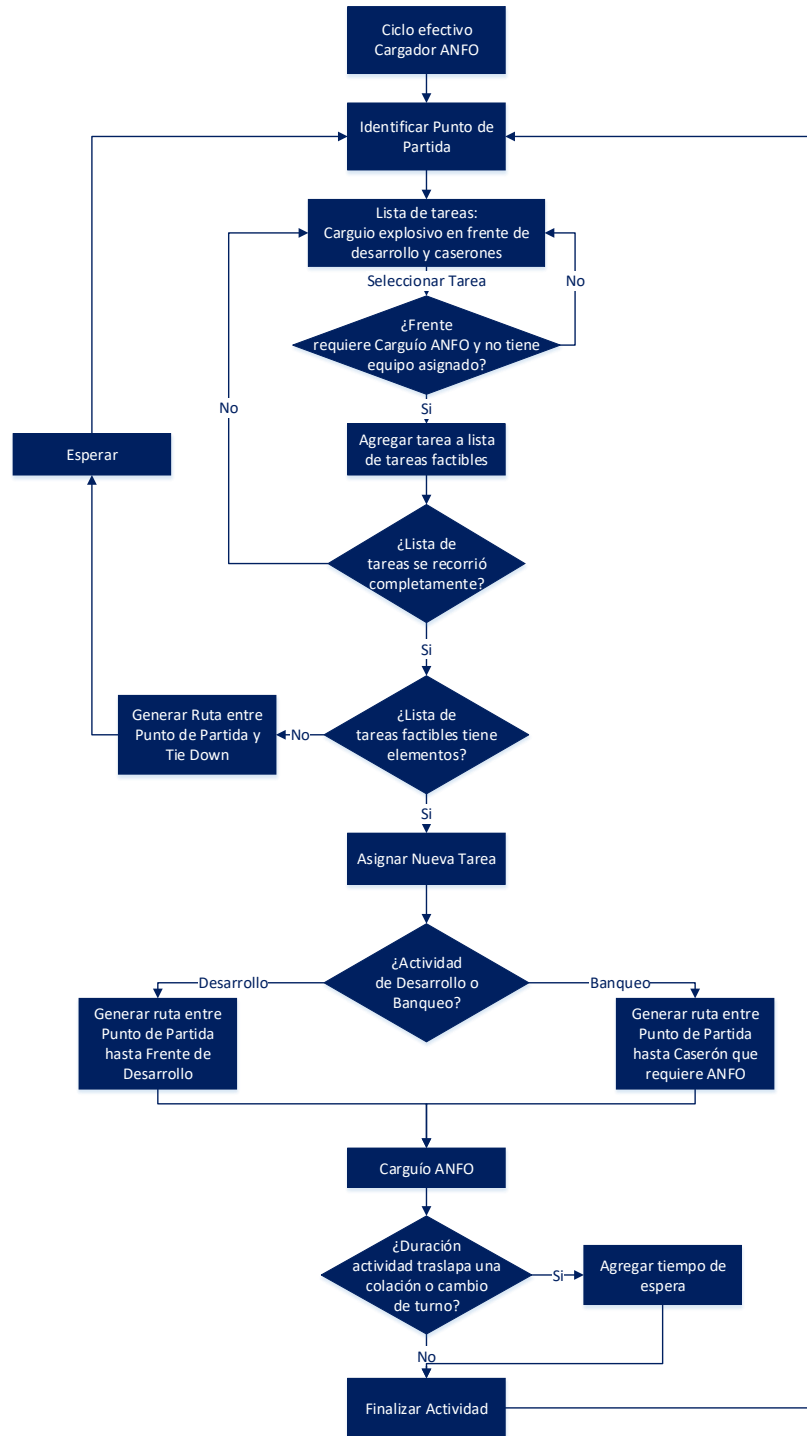


Figura 9.1: Ciclo efectivo de equipo anfo

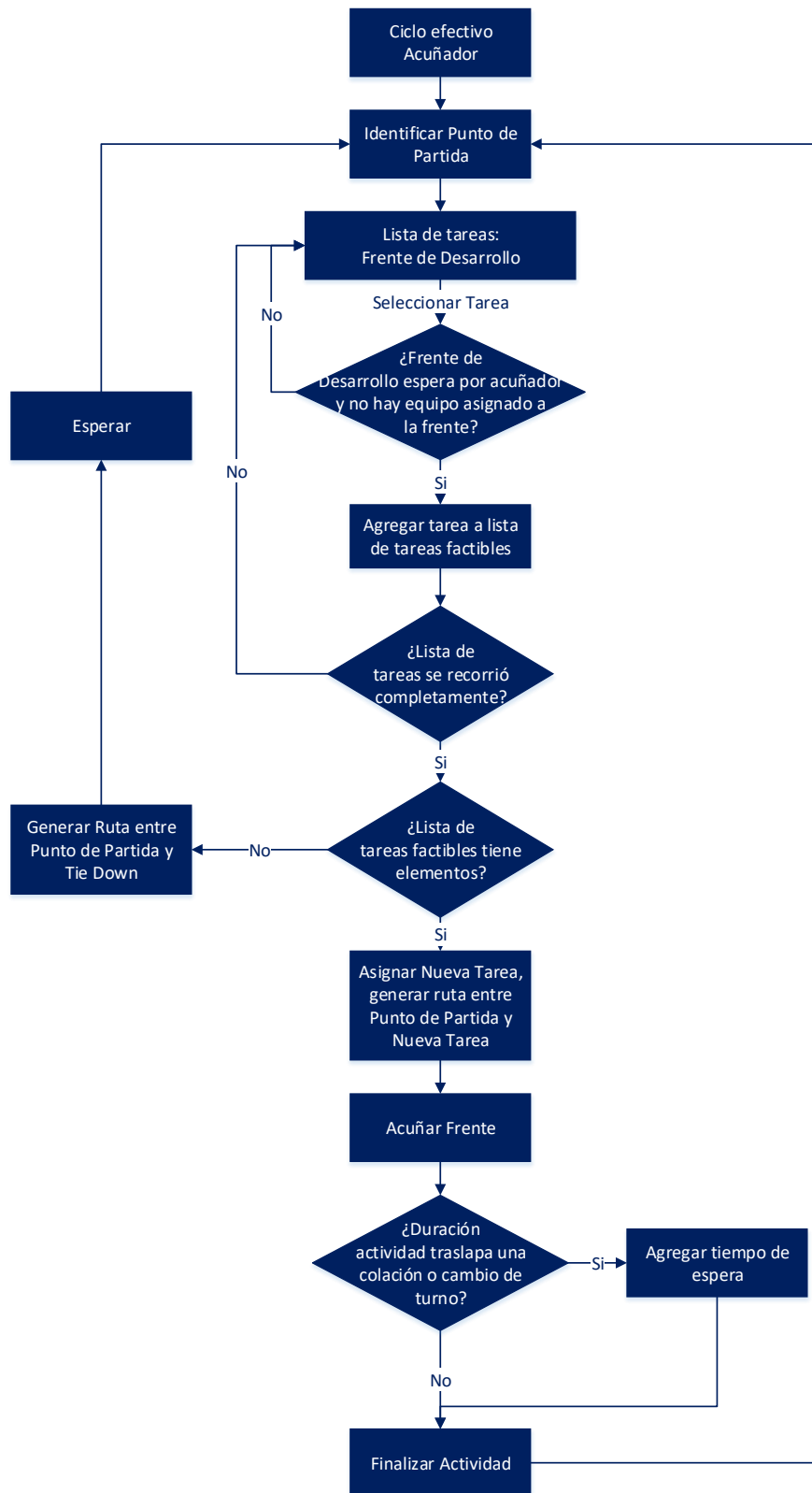


Figura 9.2: Ciclo efectivo de equipo acuñaador



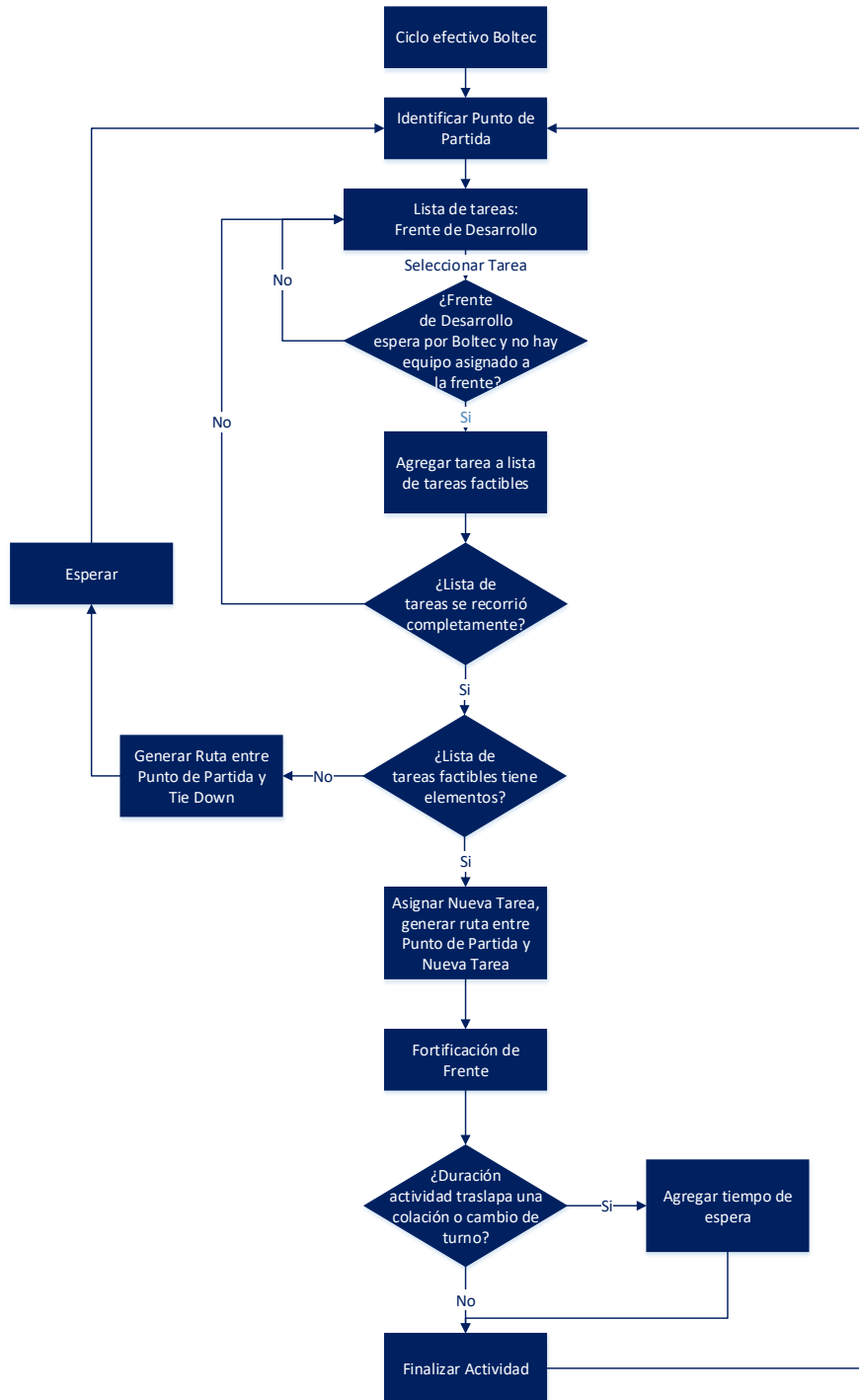


Figura 9.3: Ciclo efectivo de equipo boltec

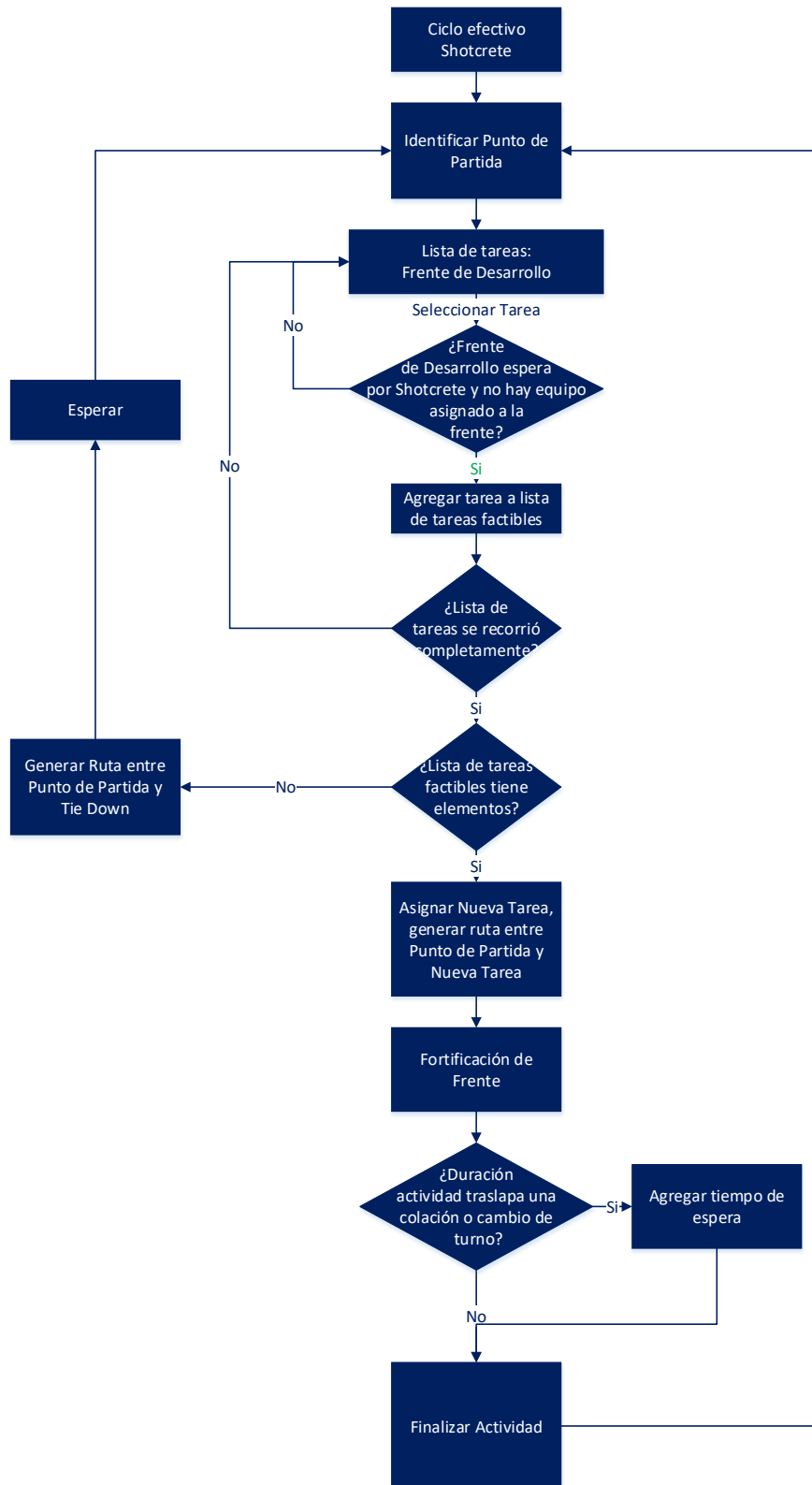


Figura 9.4: Ciclo efectivo de equipo shotcretera

### 9.2.2. Distribuciones utilizadas

$$\text{Tiempo entre falla [min]} = \frac{46 * W(1.7) * 1440}{4}$$

$$\text{Tiempo reparación [min]} = \frac{1.35 * \log N(1.1) * 1440}{4}$$

$$\text{Mantenición LHD [min]} = 120 + U(-20, 60)$$

$$\text{Mantenición Jumbo [min]} = 180 + U(-20, 60)$$

$$\text{Mantenición Simba [min]} = 180 + U(-20, 60)$$

$$\text{Toneladas cargadas [ton]} = 5 + U(-1.5, 1.5)$$

$$\text{Largo Tiro [m]} = \begin{cases} 3 + U(0, 0.5) & \text{si Roca Buena} \\ 2.75 + U(0, 0.35) & \text{si Roca Regular} \\ 2.5 + U(0, 0.2) & \text{si Roca Mala} \end{cases}$$

$$\text{Tiempo Perforación Jumbo [min]} = \frac{\text{Largo Tiro} * 0.4}{2 * N(1, 0.02)} + 15$$

$$\text{Tiempo Perforación Simba [min]} = \frac{8 * 12}{N(0.5, 0.02)} + N(30, 5) * 12$$

$$\text{Tiempo Carga/Descarga LHD [s]} = 15 + U(-2, 12)$$

$$\text{Tiempo explosivo [min]} = 30 + U(0, 60)$$

$$\text{Tiempo relleno [min]} = 20 + U(-5, 5)$$

$$\text{Tiempo Acuñadura [min]} = \begin{cases} 30 + U(0, 30) & \text{si Roca Buena} \\ 40 + U(0, 30) & \text{si Roca Regular} \\ 50 + U(0, 30) & \text{si Roca Mala} \end{cases}$$

$$\text{Tiempo Shotcrete [min]} = \begin{cases} 60 + U(0, 30) & \text{si Roca Buena} \\ 70 + U(0, 30) & \text{si Roca Regular} \\ 80 + U(0, 30) & \text{si Roca Mala} \end{cases}$$

$$\text{Tiempo Boltec [min]} = \begin{cases} 90 + U(0, 30) & \text{si Roca Buena} \\ 100 + U(0, 30) & \text{si Roca Regular} \\ 110 + U(0, 30) & \text{si Roca Mala} \end{cases}$$

## 9.3. ANEXO C: FÓRMULAS DE MODELO DE OPTIMIZACIÓN

### 9.3.1. Sin dilución

$$LeyAueq = LeyAu + \frac{LeyAg}{50}$$

$$ton = \begin{cases} h_{drift} * a_{drift} * l_{drift} * \rho_{mineral} & \text{si } ACT = Drift \\ h_{stope} * a_{stope} * l_{drift} * \rho_{mineral} & \text{si } ACT = Bench \\ 0 & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$Mineral = \begin{cases} ton * \frac{a_{stope}}{a_{drift}} & \text{si } ACT = Drift \\ ton & \text{si } ACT = Bench \\ 0 & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$Estéril = \begin{cases} ton * \frac{a_{drift} - a_{stope}}{a_{drift}} & \text{si } ACT = Drift \\ 0 & \text{si } ACT = Bench \\ 0 & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$Ingreso = (P_{Au} - C_V) * Mineral * LeyAuEq * R * Conv.$$

$$Vol_{rell} = \begin{cases} 0 & \text{si } ACT = Drift \\ 0 & \text{si } ACT = Bench \\ (a_{drift} * h_{drift} + a_{stope} * h_{stope}) * l_{drift} & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$Metros Horizontales = \begin{cases} (l_{drift} + \lceil \frac{l_{drift}}{l_{avance}} * 0.4 \rceil) * 50 & \text{si } ACT = Drift \\ 0 & \text{si } ACT = Bench \\ 0 & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$\text{Metros Verticales} = \begin{cases} 0 & \text{si } ACT = \textit{Drift} \\ \lfloor \frac{12 * L_{drift}}{3} \rfloor * h_{stope} & \text{si } ACT = \textit{Bench} \\ 0 & \text{si } ACT = \textit{Fill} \end{cases}$$

$$\text{Costo Mina} = \textit{ton} * CM$$

$$\text{Costo Planta} = \textit{Mineral} * CP$$

$$\text{Costo Preparación} = \begin{cases} l_{drift} * C_{prep} & \text{si } ACT = \textit{Drift} \\ 0 & \text{si } ACT = \textit{Bench} \\ 0 & \text{si } ACT = \textit{Fill} \end{cases}$$

$$\text{Costo Relleno} = \begin{cases} 0 & \text{si } ACT = \textit{Drift} \\ 0 & \text{si } ACT = \textit{Bench} \\ Vol_{rell} * \rho_{rell} * CR \cdot n & \text{si } ACT = \textit{Fill} \end{cases}$$

$$\text{Costo} = \text{Costo Mina} + \text{Costo Planta} + \text{Costo Preparación} + \text{Costo Relleno}$$

### 9.3.2. Con dilución

$$\text{Dilucion} = \textit{ton} * dil$$

$$\text{Mineral}_{diluido} = \textit{Mineral} + \text{Dilución}$$

$$\text{Tonelada}_{diluido} = \textit{ton} + \text{Dilución}$$

$$\text{Estéril}_{diluido} = \textit{Estéril} + \text{Dilución}$$

$$\text{Estéril y dilución} = \begin{cases} \text{Tonelada}_{diluido} - \textit{Mineral} & \text{si } ACT = \textit{Drift} \\ \textit{Mineral} * dil & \text{si } ACT = \textit{Bench} \\ 0 & \text{si } ACT = \textit{Fill} \end{cases}$$

$$Ley\ Diluida = \begin{cases} \frac{Mineral * LeyAuEq}{Mineral_{diluido}} & \text{si } ACT = Drift \\ \frac{Mineral * LeyAuEq}{Mineral_{diluido}} & \text{si } ACT = Bench \\ 0 & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$Vol_{rell-diluido} = \begin{cases} 0 & \text{si } ACT = Drift \\ 0 & \text{si } ACT = Bench \\ (a_{drift} * h_{drift} + a_{stope} * h_{stope}) * (1 + dil) * l_{drift} & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$Ingreso\ diluido = (P_{Au} - C_V) * (Mineral + Dilución) * Ley\ Diluida * R * Conv.$$

$$Costo\ Mina_{dil} = Tonelada_{diluido} * CM$$

$$Costo\ Planta_{dil} = Mineral_{diluido} * CP$$

$$Costo\ Relleno_{diluido} = \begin{cases} 0 & \text{si } ACT = Drift \\ 0 & \text{si } ACT = Bench \\ Vol_{rell} * \rho_{rell} * CR * n & \text{si } ACT = Fill \end{cases}$$

$$Costo = Costo\ Mina_{dil} + Costo\ Planta_{dil} + Costo\ Preparación + Costo\ Relleno_{dil}$$

## 9.4. ANEXO D: RESULTADOS

### 9.4.1. Indicadores

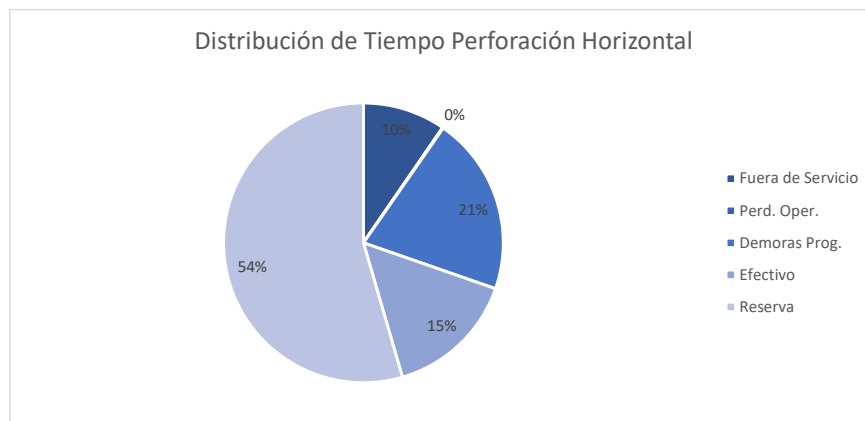
Tabla 9.1: Número de tareas que superan el umbral de cumplimiento de inicio

Tipo	Roca Buena			Roca Regular			Roca Mala			R.B. con Dilución		
	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3
$I_{100}$	57	64	67	54	64	65	62	72	72	52	64	65
$I_{90}$	75	76	76	71	76	76	65	77	80	70	72	76
$I_{75}$	75	78	78	83	81	79	71	82	84	71	76	81

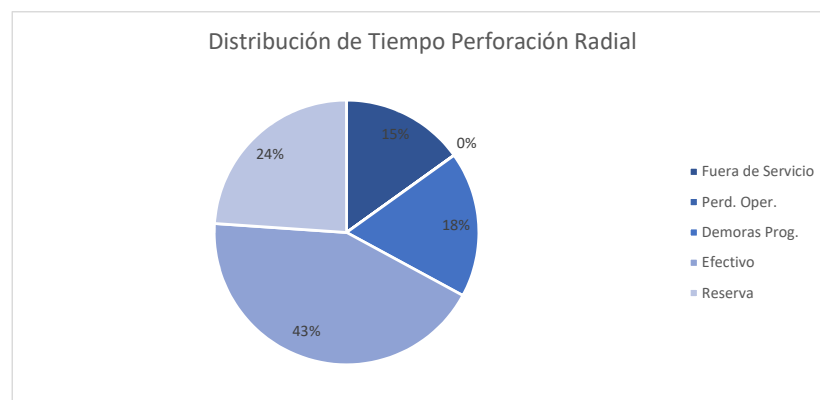
Tabla 9.2: Número de tareas que superan el umbral de cumplimiento de término

Tipo	Roca Buena			Roca Regular			Roca Mala			R.B. con Dilución		
	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3	Iter. 1	Iter. 2	Iter. 3
$I_{100}$	40	56	57	42	61	58	49	67	66	40	50	50
$I_{90}$	49	60	60	54	68	67	55	75	74	48	59	60
$I_{75}$	49	61	61	55	68	67	57	77	75	50	60	60

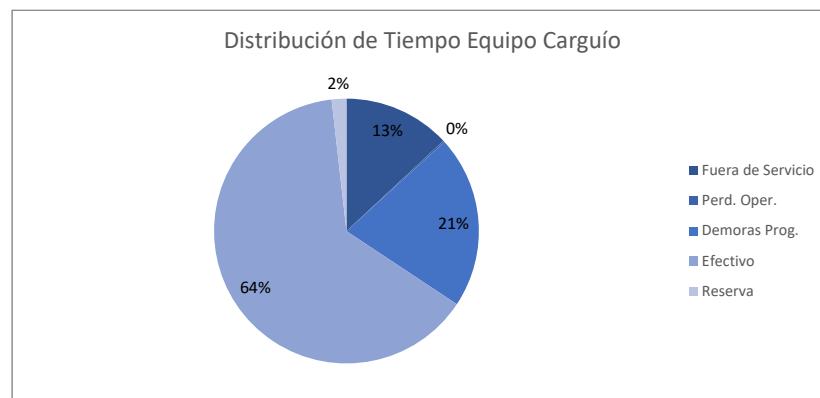
### 9.4.2. Distribución tiempos ejercicio de aplicación SLS



(a) Distribución de tiempos jumbo caso 1



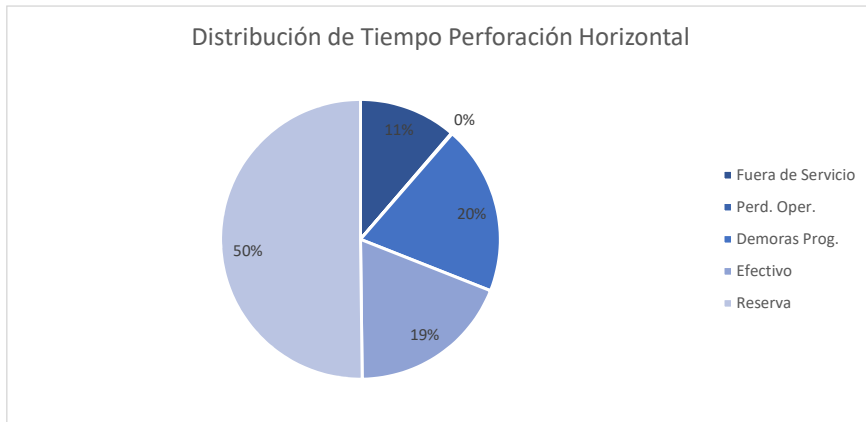
(b) Distribución de tiempos simba caso 1



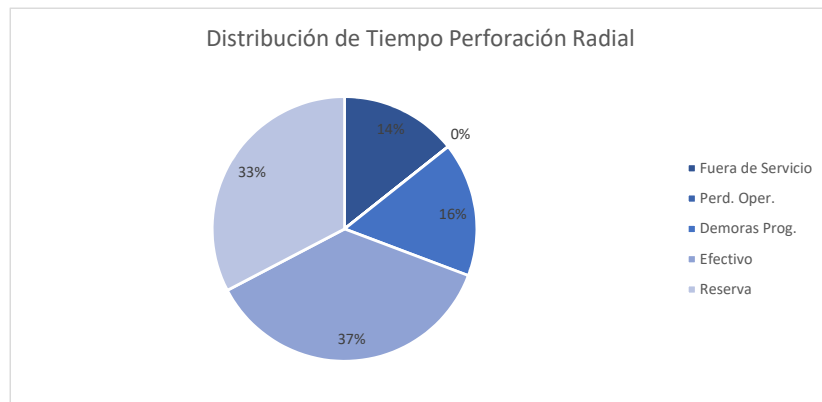
(c) Distribución de tiempos LHD caso 1

Figura 9.5: Distribución de tiempos equipos ejercicio SLS caso 1

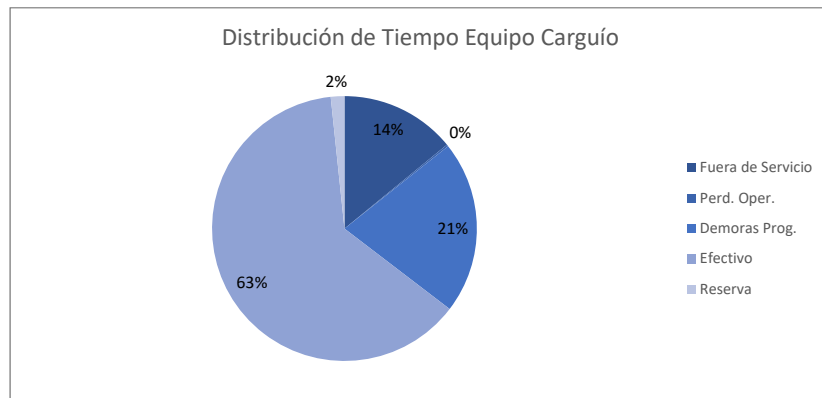




(a) Distribución de tiempos jumbo caso 3



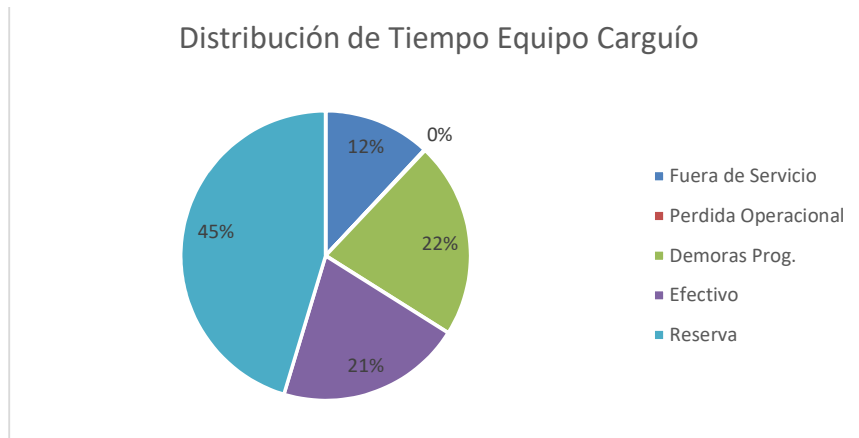
(b) Distribución de tiempos simba caso 3



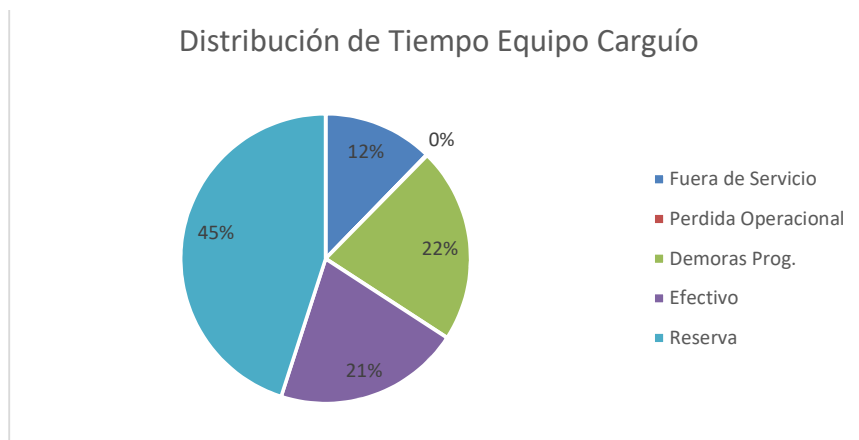
(c) Distribución de tiempos LHD caso 3

Figura 9.6: Distribución de tiempo equipos ejercicio SLS caso 3

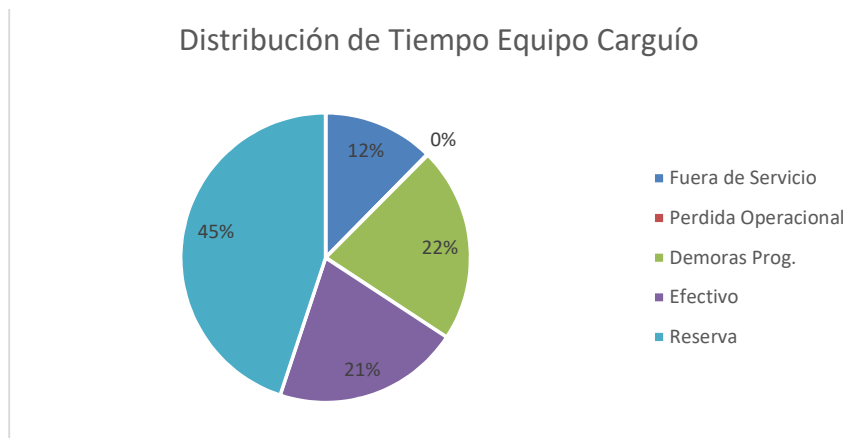
### 9.4.3. Distribución tiempos caso estudio bench-and-fill



(a) Distr. tiempo equipos LHD RR en iteración 1



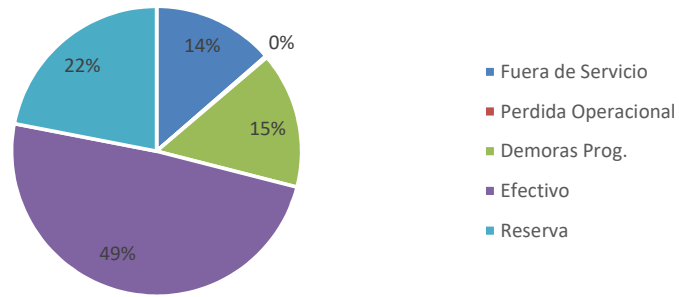
(b) Distr. tiempo equipos LHD RR en iteración 2



(c) Distr. tiempo equipos LHD RR en iteración 3

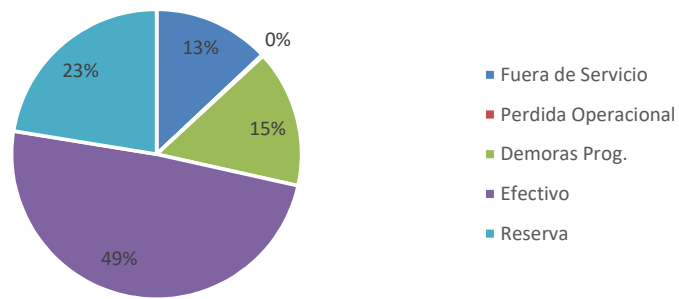
Figura 9.7: Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca regular

### Distribución de Tiempo Perforación Horizontal



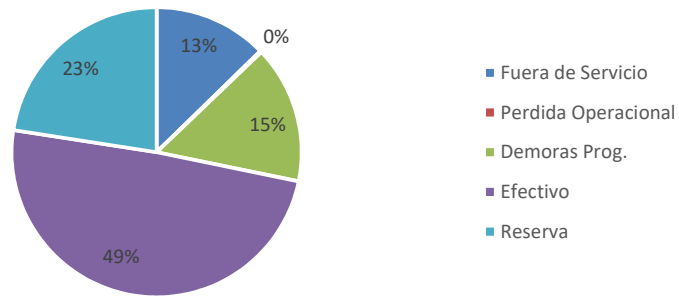
(a) Distr. tiempo equipo jumbo RR en iteración 1

### Distribución de Tiempo Perforación Horizontal



(b) Distr. tiempo equipo jumbo RR en iteración 2

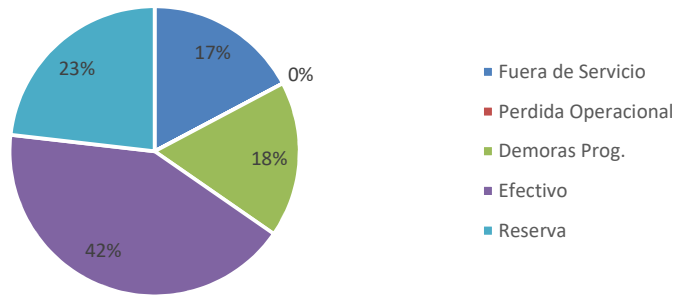
### Distribución de Tiempo Perforación Horizontal



(c) Distr. tiempo equipo jumbo RR en iteración 3

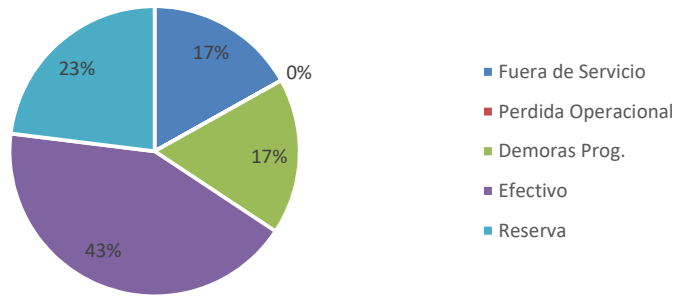
Figura 9.8: Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca regular

Distribución de Tiempo Perforación Radial



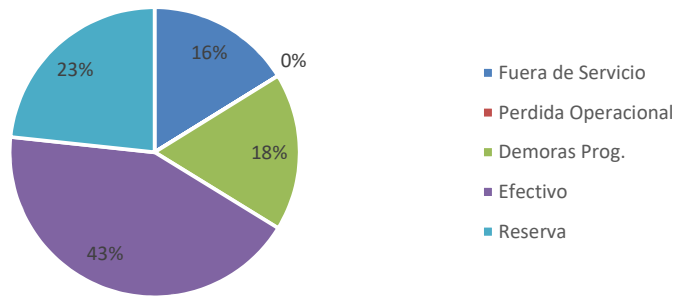
(a) Distr. tiempo equipo simba RR en iteración 1

Distribución de Tiempo Perforación Radial



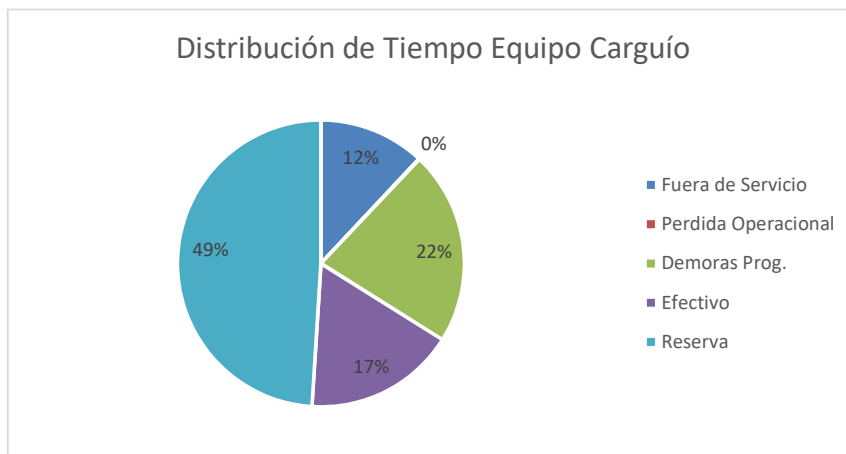
(b) Distr. tiempo equipo simba RR en iteración 2

Distribución de Tiempo Perforación Radial

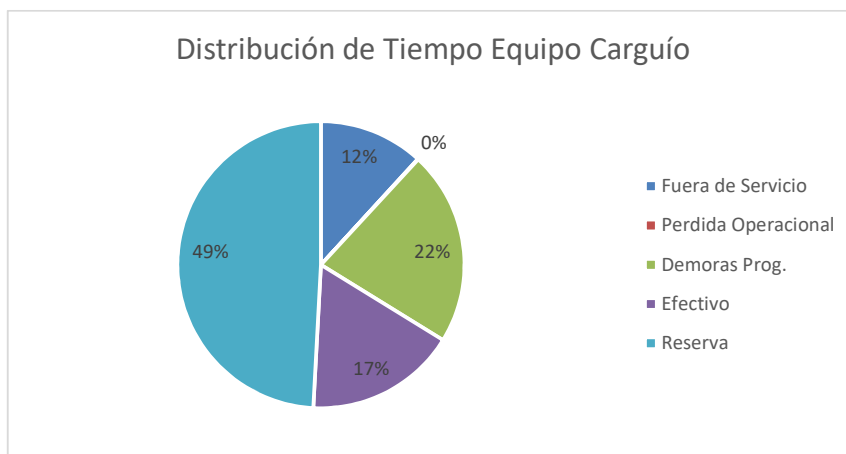


(c) Distr. tiempo equipo simba RR en iteración 3

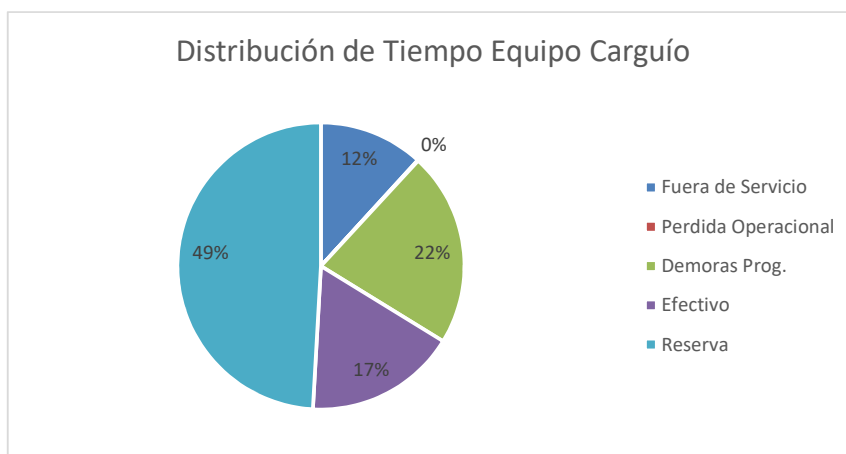
Figura 9.9: Distribución tiempo equipos simba en calidad roca regular



(a) Distr. tiempo equipos LHD RM en iteración 1

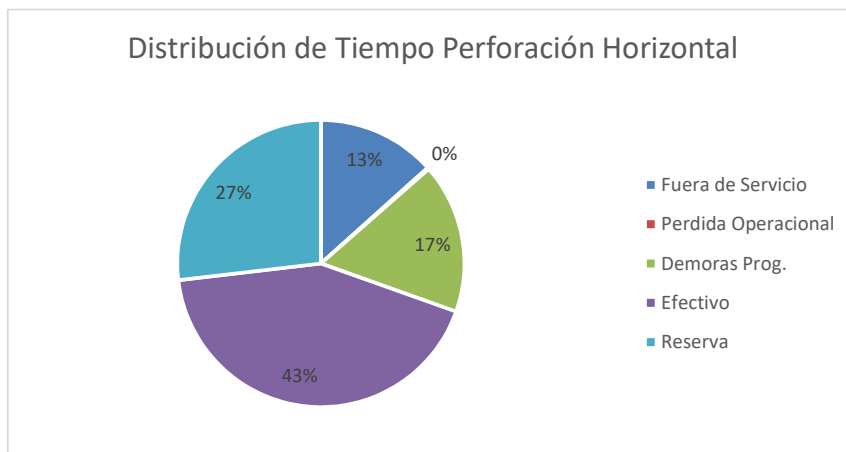


(b) Distr. tiempo equipos LHD RM en iteración 2

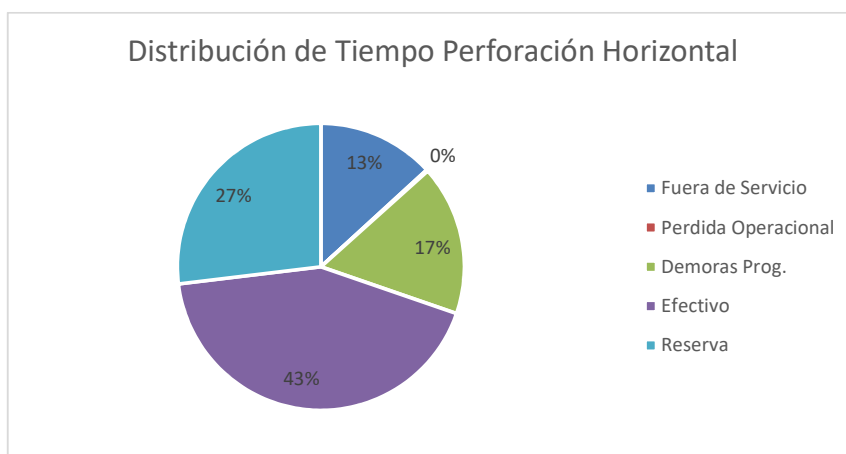


(c) Distr. tiempo equipos LHD RM en iteración 3

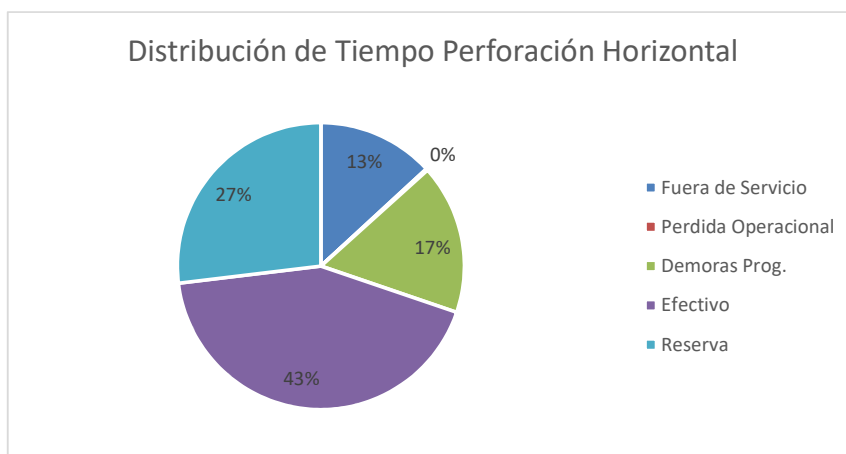
Figura 9.10: Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca mala



(a) Distr. tiempo equipos jumbo RM en iteración 1

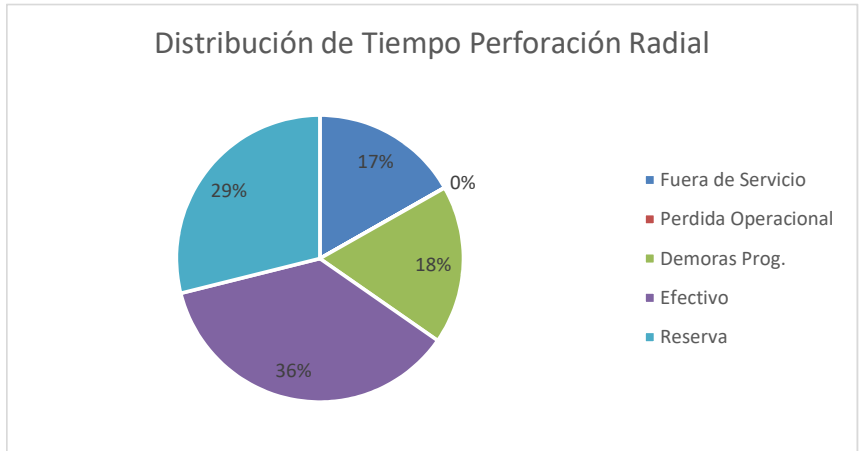


(b) Distr. tiempo equipos jumbo RM en iteración 2

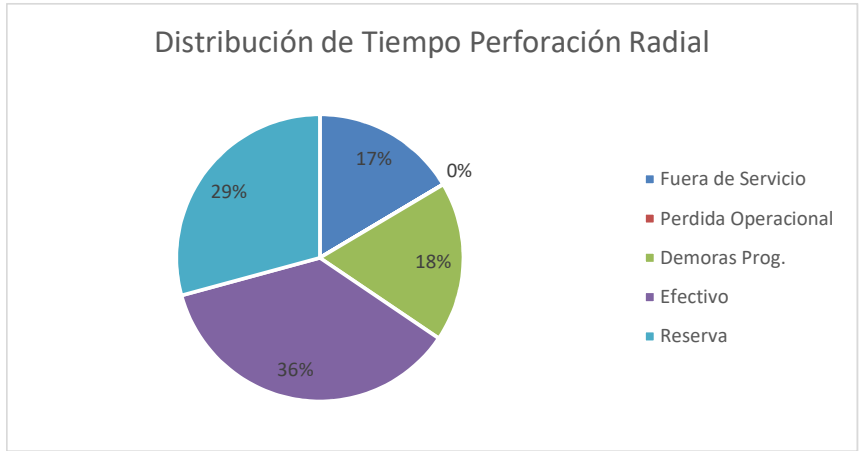


(c) Distr. tiempo equipos jumbo RM en iteración 3

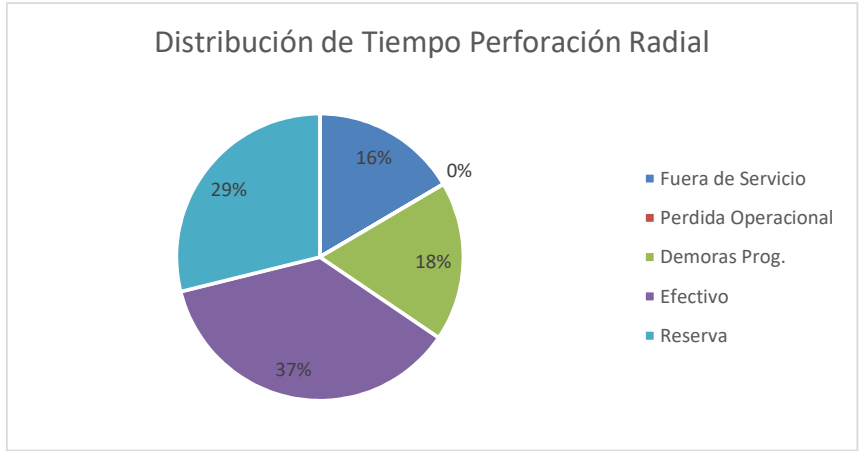
Figura 9.11: Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca mala



(a) Distr. tiempo equipo simba RM en iteración 1

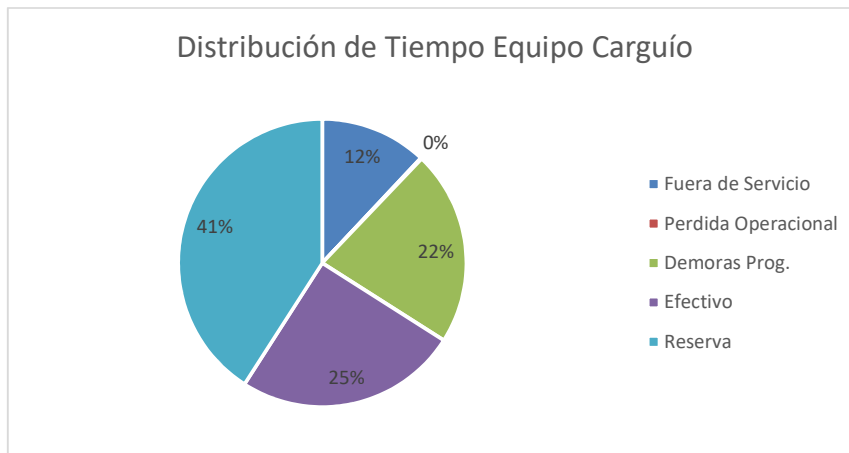


(b) Distr. tiempo equipo simba RM en iteración 2

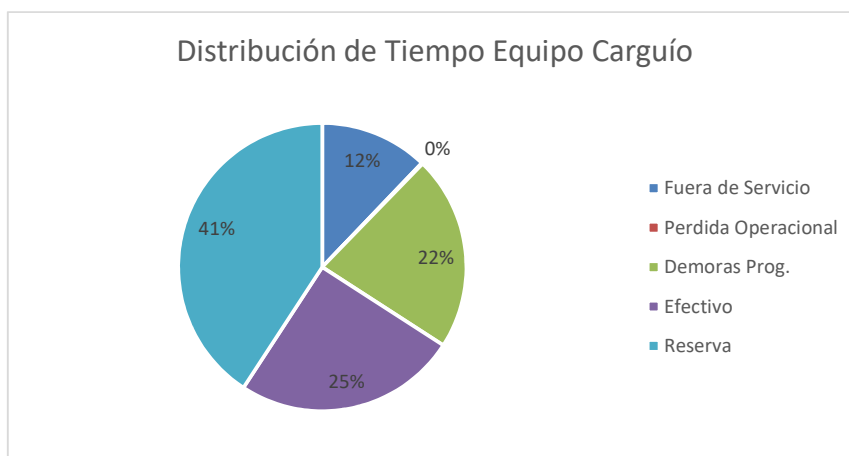


(c) Distr. tiempo equipo simba RM en iteración 3

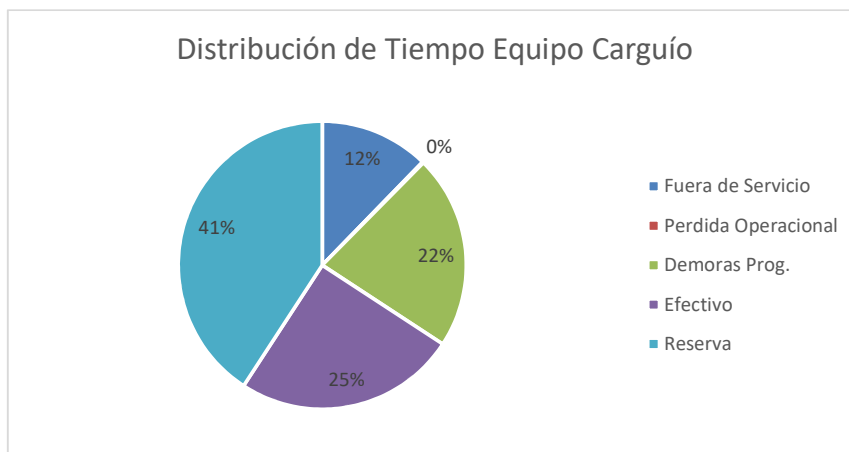
Figura 9.12: Distribución tiempo equipos simba en calidad roca mala



(a) Distr. tiempo equipos LHD RB con dilución en iter. 1



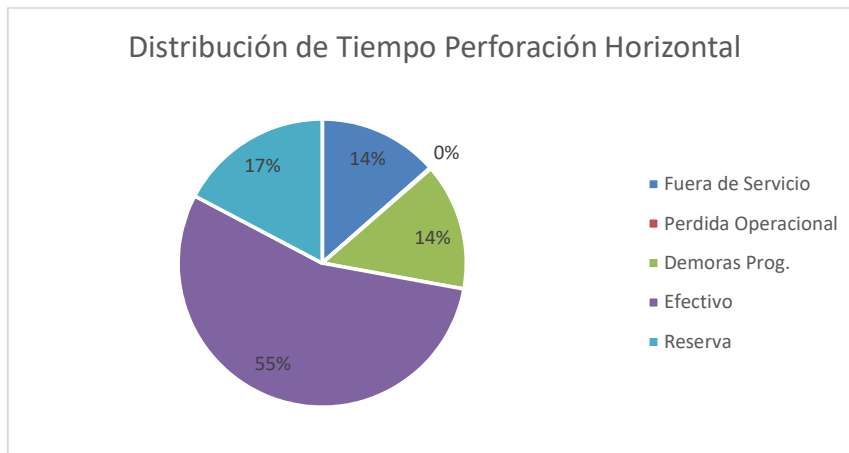
(b) Distr. tiempo equipos LHD RB con dilución en iter. 2



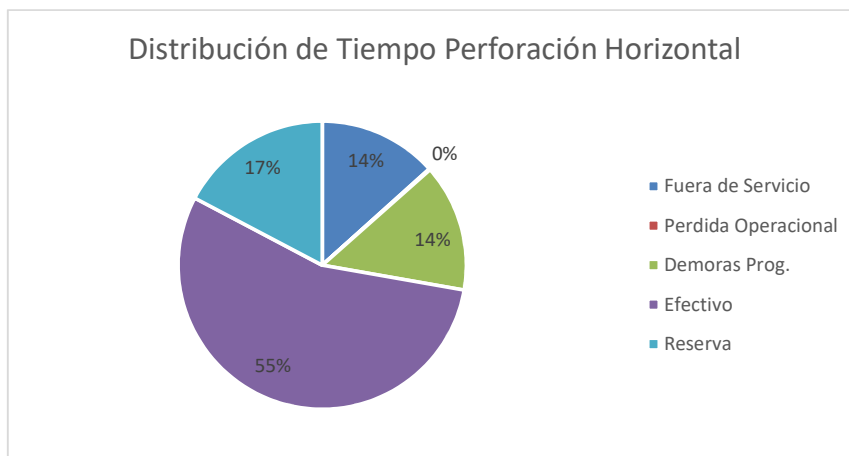
(c) Distr. tiempo equipos LHD RB con dilución en iter. 3

Figura 9.13: Distribución tiempo equipos LHD en calidad roca buena con dilución

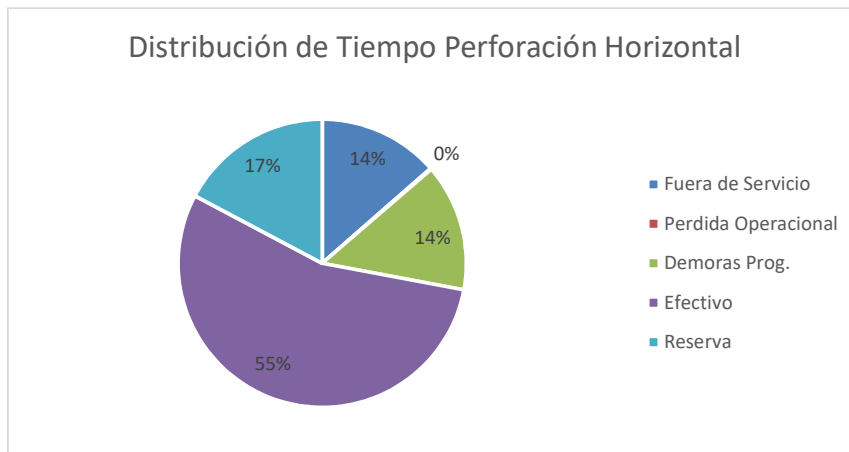




(a) Distr. tiempo equipos jumbo RB con dilución en iter. 1

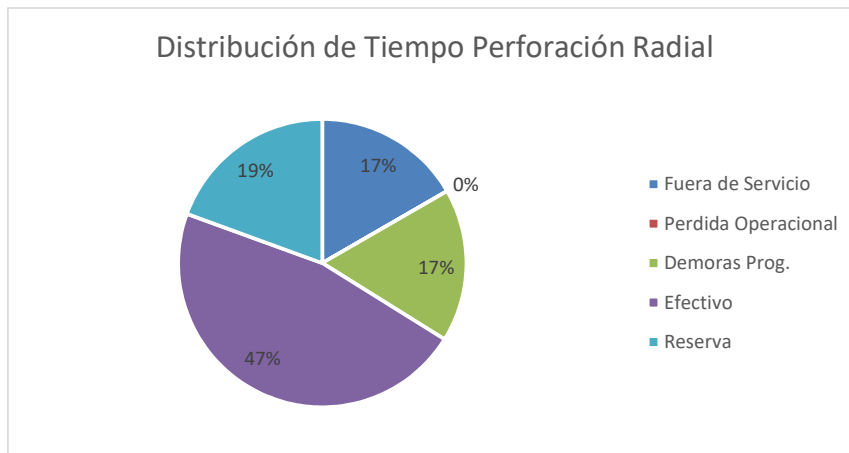


(b) Distr. tiempo equipos jumbo RB con dilución en iter. 2

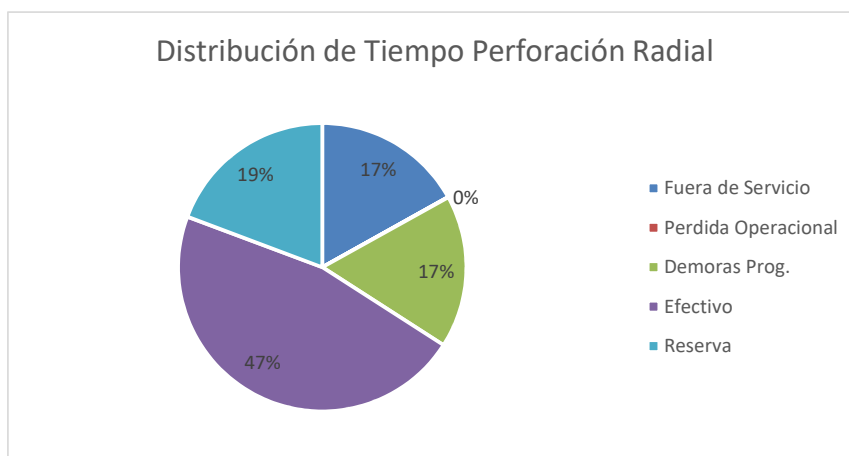


(c) Distr. tiempo equipos jumbo RB con dilución en iter. 3

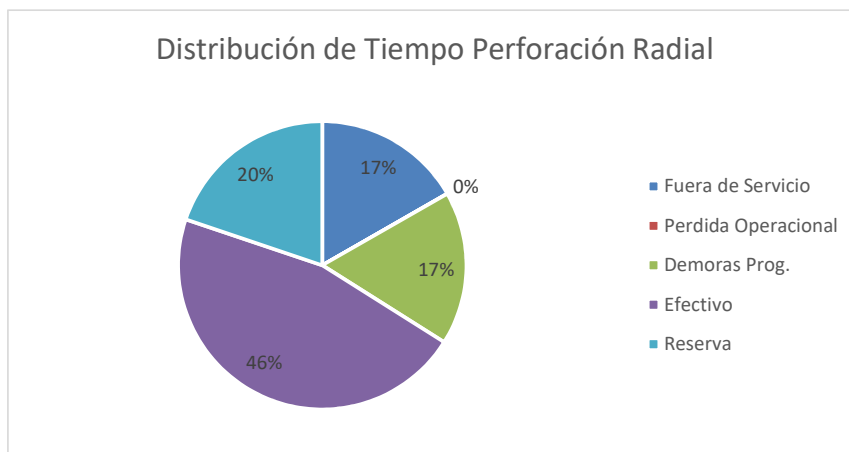
Figura 9.14: Distribución tiempo equipos jumbo en calidad roca buena con dilución



(a) Distr. tiempo equipo simba RB con dilución en iter. 1



(b) Distr. tiempo equipo simba RB con dilución en iter. 2



(c) Distr. tiempo equipo simba RB con dilución en iter. 3

Figura 9.15: Distribución tiempo equipos simba en calidad roca buena con dilución