



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA DE MINAS

**MODELO DE OPTIMIZACIÓN PARA EL AGENDAMIENTO DE PRODUCCIÓN A
CORTO PLAZO EN MINERÍA A CIELO ABIERTO CONSIDERANDO
STOCKPILES**

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

DANIEL ALFREDO MARIÑO GARZÓN

**PROFESOR GUÍA:
FABIÁN MANRÍQUEZ LEÓN**

**PROFESOR CO-GUÍA:
NELSON MORALES VARELA**

**MIEMBROS DE COMISIÓN:
JOSÉ DELGADO VEGA
EDISON RAMÍREZ OLIVARES**

**SANTIAGO DE CHILE
2022**

**RESUMEN DE LA TESIS PARA OPTAR AL
GRADO DE: MAGÍSTER EN MINERÍA
POR: DANIEL ALFREDO MARIÑO GARZÓN
FECHA: 2022
PROF. GUÍA: FABIÁN MANRÍQUEZ LEÓN**

**MODELO DE OPTIMIZACIÓN PARA EL AGENDAMIENTO DE PRODUCCIÓN A
CORTO PLAZO EN MINERÍA A CIELO ABIERTO CONSIDERANDO
STOCKPILES**

El agendamiento de producción a corto plazo en minería a cielo abierto incluye varios objetivos como: maximizar la utilización de la capacidad de la planta de procesamiento de mineral y minimizar la desviación de mineral y estéril. El agendamiento de la producción minera debe cumplir con las mezclas en los destinos del mineral que son los stockpiles y la planta de procesamiento. El cumplimiento de estos requisitos maximiza la recuperación metalúrgica.

En este trabajo, se propone un modelo de optimización que genera un agendamiento de producción a corto plazo asignando los equipos de carguío a los diferentes frentes mineros y a los stockpiles. El modelo de optimización, basado en programación lineal entera mixta, considera las siguientes restricciones: capacidad de la planta de procesamiento, precedencia entre frentes de extracción, rendimiento de palas, movimiento de palas entre frentes de extracción, mezcla de metal y contaminante en stockpiles y planta de procesamiento y asignación de tiempo de flota de camiones. Los tipos de equipos de carguío que se utilizan para los distintos experimentos son: cargador frontal, pala hidráulica y pala de cable. Así mismo se varía la masa inicial de los stockpiles.

De acuerdo con los resultados de los experimentos realizados, en función de los indicadores de adherencia los cargadores frontales y las palas hidráulicas en el mejor de los escenarios saturan la planta de procesamiento de mineral en un 98%. Por otro lado, para el caso de la pala hidráulica en el mejor escenario la saturación de la planta de procesamiento de mineral llega al 86%. Además, debido a las características operativas, el uso de las palas hidráulicas es de 88%, supera los usos de los cargadores frontales y las palas de cable. El uso de la flota de camiones para el caso de las palas de cable es de 98% es superior en comparación a los cargadores frontales y las palas hidráulicas. En conclusión, los agendamientos de producción dependen directamente de la maquinaria a utilizar. Del equipo de carguío que se utilice dependen los flujos de mineral y estéril y la calidad del material en la planta de procesamiento y en los stockpiles.

**ABSTRACT OF THE THESIS TO OBTAIN
THE GRADE: MASTER IN MINING ENGINEERING
BY: DANIEL ALFREDO MARIÑO GARZÓN
DATE: 2022
THESIS ADVISOR: FABIÁN MANRÍQUEZ LEÓN**

**OPTIMIZATION MODEL FOR SHORT-TERM OPEN PIT MINE PRODUCTION
SCHEDULING CONSIDERING STOCKPILES**

The short-term production schedule in open pit mining includes several objectives such as: maximizing ore processing plant capacity utilization and minimizing ore and tailings diversion. The programming of the mining production must comply with the blending in the destinations of the ore that are the stockpiles and the processing plant. Compliance with these requirements maximizes metallurgical recovery.

In this work, an optimization model is proposed that generates a short-term production schedule by assigning the loading equipment to the different mining fronts and to the stockpiles. The optimization model, based on mixed integer linear programming, considers the following constraints: capacity of the processing plant, precedence between extraction mine faces, shovel performance, movement of shovels between extraction fronts, blending of metal and contaminant in stockpiles and processing plant and allocation of truck fleet time. The types of loading equipment used for the different experiments are front loader, hydraulic shovel and rope shovel. Likewise, the initial mass of the stockpiles is varied.

According to the results of the experiments carried out, depending on the schedule indicators, the front loaders and the hydraulic shovels in the best case saturate the ore processing plant by 98%. On the other hand, in the case of the hydraulic shovel, in the best case, the saturation of the ore processing plant reaches 86%. In addition, due to the operational characteristics, the use of hydraulic shovels is 88%, higher compared to uses of front loaders and rope shovels. The use of the truck fleet for the case of rope shovels is 98% higher compared to front loaders and hydraulic shovels.

In conclusion, production schedules depend directly on the machinery to be used. The loading equipment used depends on the ore and waste flows and the quality of the material in the processing plant and in the stockpiles.

Agradecimientos

Quiero agradecer primeramente a Dios que siempre me ha mostrado el camino correcto para conseguir mis objetivos. A mis padres, por su apoyo incondicional que a pesar de las dificultades siempre me han brindado las fuerzas para seguir adelante. A mi hermano por todo el cariño y la confianza a pesar de la distancia. A mis tíos y mi abuelita por siempre estar pendientes de mí.

A mis amigos de la Universidad de Chile que hicieron que mi estancia en Chile se vuelva una experiencia inolvidable. Gracias a todos por su amistad y su paciencia durante este tiempo.

A mi profesor guía Fabián Manríquez, gracias por confiar y creer en mí durante este tiempo, por su paciencia para guiarme en este trabajo, me siento muy afortunado y agradecido por ser su alumno y sobre todo por ser su amigo.

Al profesor Nelson Morales que me permitió formar parte del Laboratorio Delphos y su apoyo para el desarrollo de este trabajo.

A mis amigos de Ecuador, que siempre están pendientes de mí y que me brindan su amistad sincera, en especial a mis amigos de Ambato y Guayaquil.

Este proyecto fue financiado por el fondo Basal AFB180004.

Tabla de contenido

1. Introducción	1
1.1. Descripción del problema	2
1.2. Objetivos	3
1.2.1. Objetivo general.....	3
1.2.2. Objetivos específicos.....	3
1.3. Alcances.....	3
1.4. Organización del trabajo	4
2. Antecedentes.....	4
2.1. Minería a cielo abierto	4
2.2. Planificación minera	5
2.2.1. Horizontes de planificación	5
2.2.2. Metodología tradicional de planificación a corto plazo.....	6
2.3. Programación lineal.....	8
2.3.1. Branch and Cut.....	9
2.3.2. Método de suma ponderada.....	9
2.3.3. Método jerarquizado	10
2.4. Modelos lineales para problemas de agendamiento de producción en minería cielo abierto que considera stockpile	11
2.4.1. Modelo básico que considera stockpile	11
2.4.2. Modelo ligado a una ley L	14
2.4.3. Modelo ligado a una ley promedio L	14
2.4.4. Modelo modificado ligado a una ley promedio L	15
2.4.5. Agendamiento de la producción de una mina de carbón incorporando stockpiles y mezcla de finos.	16
2.4.6. Modelo de programación lineal para planificación minera a largo plazo incertidumbre de leyes y stockpile	19
2.5. Gestión del tiempo	21
2.5.1. Definición de tiempos	21
2.5.2. Distribución de tiempos	21
2.5.3. Índices operacionales	22
2.6. Índices de adherencia	23
2.7. Selección de equipos en minería a cielo abierto	24

3. Modelo de optimización	25
3.1. Función objetivo	26
3.2. Datos de entrada modelo de optimización	26
3.3. Conjuntos, variables y parámetros	27
3.4. Restricciones modelos de optimización	30
3.4.1. Restricciones de mezcla	30
3.4.2. Restricciones de camiones	33
3.4.3. Restricciones adicionales	34
4. Caso de estudio	36
4.1. Descripción de experimentos	38
5. Análisis de resultados	39
5.1. Cargador frontal L1850	39
5.1.1. Planes de producción sin considerar restricciones de mezcla	41
5.1.2. Planes de producción considerando restricciones de mezcla	44
5.2. Pala hidráulica PC5500	46
5.2.1. Planes de producción sin considerar restricciones de mezcla	48
5.2.1. Planes de producción considerando restricciones de mezcla	51
5.3. Pala de cable 4100XPB	53
5.3.1. Planes de producción sin considerar restricciones de mezcla	55
5.3.2. Planes de producción considerando restricciones de mezcla	56
5.4. Usos de equipos de carguío	58
5.5. Usos de camiones	59
6. Conclusiones y recomendaciones	59
6.1. Conclusiones	59
6.2. Recomendaciones	60
7. Bibliografía	62
Anexos	64
Anexo A	64
Anexo B	71
Anexo C	78

Índice de figuras

Figura 1. Diagrama de flujos de mineral a distintos destinos	23
Figura 2. Porcentaje de uso de equipos de cargadores frontales en base al tamaño de flota de camiones	40
Figura 3. Porcentaje de uso de flota de camiones en base al tamaño de flota	40
Figura 4. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 0	41
Figura 5. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000	42
Figura 6. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000	42
Figura 7. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000	43
Figura 8. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000	43
Figura 9. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 0	44
Figura 10. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 25000	44
Figura 11. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 50000	45
Figura 12. Porcentaje de uso de equipos de palas hidráulicas en base al tamaño de flota de camiones	47
Figura 13. Porcentaje de uso de flota de camiones en base al tamaño de flota ...	47
Figura 14. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 0	48
Figura 15. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000	49
Figura 16. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000	49
Figura 17. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000	50
Figura 18. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000	50
Figura 19. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 051	
Figura 20. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 25000	51
Figura 21. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 50000	52
Figura 22. Porcentaje de uso de equipos de palas de cable en base al tamaño de flota de camiones	53
Figura 23. Porcentaje de uso de flota de camiones en base al tamaño de flota ...	54

Figura 24. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 0	55
Figura 25. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000	55
Figura 26. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000	56
Figura 27. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 056	
Figura 28. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 25000	57
Figura 29. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 50000	57
Figura 30. Distribución de tiempos de Cargador frontal_1, stockpile 0	64
Figura 31. Distribución de tiempos de Cargador frontal_2 stockpile 0	64
Figura 32. Distribución de tiempos de Cargador frontal_3 stockpile 0	65
Figura 33. Utilización efectiva cargadores frontales, stockpile 0	65
Figura 34. Distribución de tiempos de Cargador frontal_1, stockpile 25000	66
Figura 35. Distribución de tiempos de Cargador frontal_2, stockpile 25000	66
Figura 36. Distribución de tiempos de Cargador frontal_3, stockpile 25000	67
Figura 37. Utilización efectiva cargadores frontales, stockpile 25000	68
Figura 38. Distribución de tiempos de Cargador frontal_1, stockpile 50000	69
Figura 39. Distribución de tiempos de Cargador frontal_2, stockpile 50000	69
Figura 40. Distribución de tiempos de Cargador frontal_3, stockpile 50000	70
Figura 41. Utilización efectiva cargadores frontales, stockpile 50000	70
Figura 42. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_1, stockpile 0	71
Figura 43. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_2, stockpile 0	72
Figura 44. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_3, stockpile 0	72
Figura 45. Utilización efectiva palas hidráulicas, stockpile 0	73
Figura 46. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_1, stockpile 25000	73
Figura 47. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_2, stockpile 25000	74
Figura 48. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_3, stockpile 25000	74
Figura 49. Utilización efectiva palas hidráulicas, stockpile 25000	75
Figura 50. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_1, stockpile 50000	75
Figura 51. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_2, stockpile 50000	76
Figura 52. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_3, stockpile 50000	76
Figura 53. Utilización efectiva palas hidráulicas, stockpile 25000	77
Figura 54. Distribución de tiempos de Pala de cable_1, stockpile 0	78
Figura 55. Distribución de tiempos de Pala de cable_2, stockpile 0	78
Figura 56. Utilización efectiva palas de cable, stockpile 0	79
Figura 57. Distribución de tiempos de Pala de cable_1, stockpile 25000	80
Figura 58. Distribución de tiempos de Pala de cable_2, stockpile 25000	80
Figura 59. Utilización efectiva palas de cable, stockpile 25000	81

Figura 60. Distribución de tiempos de Pala de cable_1, stockpile 50000.....	82
Figura 61. Distribución de tiempos de Pala de cable_2, stockpile 50000.....	82
Figura 62. Utilización efectiva palas de cable, stockpile 50000.....	83

Índice de tablas

Tabla 1. Distribución de tiempo en minería a cielo abierto	21
Tabla 2. Conjuntos e índices	27
Tabla 3. Variables de decisión	28
Tabla 4. Parámetros modelo de optimización	29
Tabla 5. Contenido de mineral y estéril de cada fase.....	36
Tabla 6. Límites permitidos de metal y contaminante para planta de procesamiento	36
Tabla 7. Límites permitidos de metal y contaminante para stockpiles.....	37
Tabla 8. Características operativas cargador frontal L1850, pala hidráulica PC5500 y pala de cable 4100XPB	38
Tabla 9. Distribución de tiempos de ciclo de camiones a destinos.....	38
Tabla 10. Índices de adherencia para diferente masa de stockpile utilizando cargador frontal (CRM= con restricciones de mezcla, SRM= sin restricciones de mezcla).....	46
Tabla 11. Índices de adherencia para diferente masa de stockpile utilizando pala hidráulica (CRM= con restricciones de mezcla, SRM= sin restricciones de mezcla)	52
Tabla 12. Índices de adherencia para diferente masa de stockpile utilizando pala de cable (CRM= con restricciones de mezcla, SRM= sin restricciones de mezcla)	58
Tabla 13. Usos de equipos de carguío, según masa en stockpiles.....	58
Tabla 14. Usos de flota de camiones, según equipo de carguío masa en stockpiles	59

1. Introducción

La minería es la actividad industrial que consiste en la extracción de material concentrado de forma natural en la tierra con el objetivo de generar un beneficio económico. La minería a cielo abierto es el método de extracción más antiguo que existe, debido a que su operación posee menor dificultad que los métodos de extracción subterráneos, además de sus bajos costos.

El proceso minero consta de 5 etapas: prospección, exploración, desarrollo, explotación y cierre. En la primera fase, los geólogos utilizan métodos directos de inspección visual y métodos indirectos de como mediciones físicas de las propiedades de la Tierra con el objetivo de prospeccionar depósitos minerales. Cuando se llega a la etapa de exploración se realiza una campaña de perforaciones llamadas sondajes para poder estimar, utilizando herramientas geoestadísticas.

La tercera etapa de desarrollo consiste en los estudios de planificación minera al fin se transformen en el diseño minero, a través de: (i) determinación del método de explotación, (ii) estimación de la capacidad de producción y de infraestructura requerida y (iii) ingeniería de detalle en el diseño. En la fase de explotación, el mineral se extrae desde el subsuelo a través de la superficie o también utilizando métodos de minería subterránea. La última etapa de cierre de mina consiste en la recuperación de la zona de explotación minera hacia un estado ambientalmente aceptable.

La planificación minera es el proceso por el cual se transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo, el proceso recibe la siguiente información de entrada:

- Materiales: Corresponden a los recursos minerales disponibles.
- Equipos: Depende del método de explotación a utilizar, es una de las inversiones más importantes.
- Financiamiento: Necesario para el arranque del proyecto y además para la puesta en marcha del proyecto y la construcción de la planta de procesamiento mineral.
- Personal: Necesario para la ejecución técnica de los trabajos de supervisión, ejecución y mantenimiento.
- Tecnología: Conocimientos experimentales y teóricos para diseñar, dirigir y controlar el correcto proceso, medido finalmente por los beneficios obtenidos y por la continuidad de las actividades mineras.

Los stockpiles se usan para clasificar material, de esta manera se puede controlar la calidad de material que va a ingresar a la planta de procesamiento. En

planificación a corto plazo por tratarse de intervalos de tiempo pequeños, se debe tener más en cuenta las restricciones de la mezcla de material ya que de esto depende la variabilidad del material a procesar y por consiguiente también influye en los factores operativos.

Algunos software en minería como MineSight Planning Suite (Hexagon Mining, 2017) provee soluciones muy aceptadas y utilizadas en la industria para el agendamiento de minas a cielo abierto con stockpiles. Los modelos matemáticos formales empleados por dicho software no están disponibles en literatura, de tal manera es difícil determinar si los algoritmos asociados producen soluciones óptimas. Para obtener la ley del material que sale del stockpile a la planta, Vulcan (Maptek, 2017) hace un registro de lo que ingresó al stockpile. MineMarket (Datamine, 2017) crea modelos de inventario y cataloga cada porción de material que se entrega al stockpile y como queda después de que el material es enviado hacia la planta. En el caso del software Whittle (Geovia, 2017) considera mezclar material en el stockpile, la ley de material enviada desde el stockpile a la planta se puede obtener acumulando el tonelaje y el metal. Ninguno de los software antes mencionados considera la mejor asignación de palas a los frentes de explotación y a los stockpiles de una mina con el fin de optimizar múltiples objetivos a corto plazo.

1.1. Descripción del problema

La planificación minera busca optimizar la asignación de recursos, con el fin de aumentar el valor del negocio, además de disminuir las desviaciones de la producción entre lo enviado y lo esperado. En la planificación minera a corto plazo se debe materializar la secuencia de extracción considerando factores operacionales para lograr las metas productivas. Además, considerando stockpiles dentro de este proceso se debe tener en cuenta una serie de restricciones de capacidad y de mezcla.

En minería a cielo abierto siempre se mantiene altos ritmos de producción de mineral con grandes equipos, la planificación a corto plazo considera la variabilidad mineralógica del cuerpo que va a ser explotado y esto implica que va a requerida un grado de selectividad importante de extracción. La variabilidad minera real presente en la planificación a largo plazo y corto plazo genera brechas importantes en la productividad del proyecto. Por otra parte, las diferencias entre el diseño considerado en el plan de largo plazo, el plan de producción y el rendimiento operativo en el corto plazo, pueden traducirse en incrementos de costos tanto de explotación como de procesamiento de minerales debido a los intentos de cumplir con las metas productivas.

1.2. Objetivos

1.2.1. Objetivo general

- Desarrollar un modelo de optimización matemática que genere el mejor agendamiento de la producción a corto plazo para minería a cielo abierto, incorporando el uso de stockpiles.

1.2.2. Objetivos específicos

- Implementar modelo matemático para generar planes de producción a corto plazo.
- Incorporar el manejo de stockpiles en el cálculo del programa de producción.
- Desarrollar múltiples escenarios de agendamientos de producción utilizando diferentes equipos de carguío.
- Analizar los indicadores de adherencia de los distintos agendamientos generados para cuantificar la desviación entre un plan a corto plazo y su ejecución.
- Discutir los resultados de los múltiples escenarios generados de los equipos de carga y transporte y seleccionar la mejor configuración posible de acuerdo con sus indicadores operativos.

1.3. Alcances

Los alcances del siguiente trabajo se presentan a continuación:

- Planificación minera a corto plazo aplicado a casos sintéticos donde el metal es el Cu y el contaminante es el As.
- El horizonte de planificación de los casos analizados es 10 períodos, cada periodo corresponde a 24 horas.
- Los equipos de carguío utilizados para el análisis son: cargador frontal L1850, pala hidráulica PC5500 y pala de cable 4100XPB. El tipo de camión que se utiliza para todos los experimentos tiene una capacidad de tolva de 320 toneladas.
- No se considera incertidumbre geológica de las leyes de metal ni de contaminante.

1.4. Organización del trabajo

El presente trabajo está organizado en siete capítulos.

El Capítulo 1, presenta una introducción del tema que se va a desarrollar, descripción del problema y los objetivos. El Capítulo 2, presenta un análisis bibliográfico que expone los distintos trabajos de planificación de la producción en minería a cielo abierto considerando stockpiles y la forma en como abordan el problema. El Capítulo 3, presenta el modelo matemático de optimización desarrollado para abordar el problema de agendamiento de la producción. El Capítulo 4, presenta el caso de estudio y los resultados obtenidos para cada experimento. El Capítulo 5, contiene análisis de los resultados, según los objetivos planteados. El Capítulo 6, se expone las conclusiones y recomendaciones obtenidas en el trabajo.

2. Antecedentes

2.1. Minería a cielo abierto

La minería a cielo abierto es el proceso de extracción de un depósito mineral cercano a la superficie, típicamente metálico o no metálico. Este método permite la producción de recursos minerales a bajo costo que hacen posible acceder a la extracción de depósitos metálicos con leyes que decrecen en el tiempo. Además, da lugar a la utilización de sistemas mecanizados con equipos de producción masiva, siendo una actividad intensiva en capital.

El proceso de suministro de mineral consta de tres fases: planificación, implementación y producción. Durante la etapa de planificación se realiza un análisis económico del depósito para definir su viabilidad y posterior a eso realizar un estudio de factibilidad, basado en esto los inversionistas determinan si el proyecto minero continúa con las siguientes fases. La planificación minera busca maximizar la operatividad y rentabilidad del proyecto minero en base a la reducción de costos (Hustrulid et al., 2013).

Los rajos o mina a cielo abierto se diferencian dependiendo del material que es extraído, las minas poco profundas de donde son explotados materiales áridos y pétreos comúnmente usados para la construcción son denominadas canteras. Minas con alta profundidad son asociados a yacimientos polimetálicos como oro o cobre.

2.2. Planificación minera

La planificación minera a cielo abierto se define como el proceso que transforma el recurso mineral en el mejor negocio productivo, alineado con los objetivos estratégicos de la corporación, sean estos maximizar el valor presente neto (VAN), el volumen total de reserva, maximizar el tiempo de explotación, minimizar el riesgo de la inversión, etc., integrando las restricciones impuestas por el recurso mineral, el mercado y el entorno. Es posible separar en niveles el proceso de planificación de acuerdo las características de las decisiones tomadas (Newman et al., 2010) en:

- **Estratégicas:** Se refieren a la elección de los métodos de explotación, capacidad mina y de procesamiento y, en general las estimaciones de reservas mineras. El principal objetivo de la planificación estratégica es sincronizar el mercado con los recursos disponibles y la misión de la compañía.
- **Tácticas:** Corresponden a la especificación de los procesos a realizar a lo largo de la vida de la mina, como los programas de producción de largo plazo y los modelos de programación para la utilización de equipos y plantas de procesamiento. La planificación táctica o conceptual determina la forma de alcanzar el objetivo establecido previamente por la planificación estratégica. Su resultado es el plan minero, que define el cómo y el cuándo se extraerán los recursos, estableciendo los recursos humanos y materiales a utilizar.
- **Operativas:** Se realizan con frecuencia diaria, por ejemplo, dirección de despacho de un camión. Dentro de la planificación operativa se incluyen los procesos e índices operativos resultantes del plan minero.

2.2.1. Horizontes de planificación

Existen varias clasificaciones de la planificación minera, a continuación, se presenta una que considera como parámetro de clasificación el horizonte de evaluación, además del detalle de los datos; es así como la planificación se subdivide en: planificación a largo, mediano y corto plazo; cada una con diferentes objetivos (Johnson, 1968).

- **Planificación largo plazo:** Define una envolvente económica, en función de las reservas mineras disponibles; además de establecer el tamaño y vida de la mina. Tomando en cuenta estos parámetros se llegará a construir el plan minero generalmente anual o mayor, que contiene los ritmos y

secuencia de explotación; el perfil de leyes de corte, inversiones y los costos. Entre sus objetivos pueden estar maximizar el VAN del negocio y la vida de mina, todo con un mínimo costo.

- **Planificación mediano plazo:** Es la conexión entre la planificación a largo y corto plazo, debe asegurar el cumplimiento del plan a largo plazo. Abarca un horizonte trianual o anual. Su objetivo principal es generar planes de producción orientados a cumplir con las metas productivas planteadas en el largo plazo y proponer el presupuesto de operación.
- **Planificación Corto plazo:** Su horizonte es diario, semanal, mensual o trimestral. Tiene por objetivo principal cumplir requerimientos de los procesos y el plan de mediano plazo. Es aquí donde se analiza los recursos utilizados en la operación de la mina. Además, recibe retroalimentación de la operación para construir los planes operativos. A su vez retroalimenta a la planificación de mediano plazo.

2.2.2. Metodología tradicional de planificación a corto plazo

La generación de un programa de producción a corto plazo se realiza de manera manual utilizando distintos softwares de diseño que permiten delimitar y cuantificar los volúmenes seleccionados para la extracción periodo a periodo por el planificador. La planificación a corto plazo se efectúa posteriormente y de manera secuencial a la planificación a largo plazo y tiene como información de entrada las fase-banco previamente definidas, a continuación, se describe la metodología (Troncoso, 2009).

Recopilación de información a corto plazo:

- Modelo de bloques actualizado con la información de los pozos de tronadura y mapeos geológicos.
- Secuencia de perforación de la fase-banco (diseños de perforación). Si bien no es un dato de entrada directo para el plan de extracción, sí debe ser considerado en el desarrollo de la mina ya que se debe generar los espacios para los patios de perforación y el camino de servicios que se necesita para este proceso.

Volúmenes extraídos de cada fase-banco:

Este procedimiento se realiza una metodología manual de prueba y error, en el cual el planificador realiza cortes de la fase-banco en explotación definidas

previamente en el proceso de planificación de largo plazo y consta de los siguientes pasos:

- Visualizar el modelo de bloques para identificar sectores y trabajos de desarrollo a realizar para acceder a zonas de interés, las cuales corresponden a las de mayores leyes de material asociado al negocio de cada faena minera.
- Se despliega la triangulación fase-banco a incluir en la planificación.
- Finalmente se selecciona el volumen en cada fase-banco a extraer por período. Al construir estos sólidos el planificador minero debe tener en cuenta los equipos de carguío de los que dispone la faena minera y debe asegurar la extracción en cada período del volumen requerido para saturar la planta de procesamiento. Además de lo anterior debe procurar cumplir con el movimiento mina que garantiza el stripping de estéril establecido por el plan de largo plazo para el horizonte temporal de corto plazo que se está planificando y asegurar el cumplimiento de las restricciones geometalúrgicas impuestas por el área de procesamiento para cada período. Este último ítem genera la necesidad de que el planificador minero de corto plazo realice múltiples ensayos de prueba y error que le permitan encontrar los cortes o polígonos de extracción que período a período cumplan con todas las restricciones establecidas.

Esta metodología de planificación de corto plazo presenta una serie de problemas, tales como:

- Importante inversión de tiempo, debido al proceso manual de prueba y error que realiza el planificador.
- Incumplimiento de restricciones geometalúrgicas, debido a que el nivel de agregación con que se calcula el plan de largo plazo donde a nivel de fase-banco se cumplen las restricciones, no garantiza que período a período en el mediano y particularmente en el corto plazo se puedan respetar.
- Alto nivel de remanejo, desencadenado por la imposibilidad de cumplir con las restricciones geometalúrgicas debido a que el perfil de equipos con el que se planificó el largo plazo es concebido para una operación masiva que en el corto plazo enfrenta a una realidad selectiva. Esto desencadena una disminución en la productividad de equipos con implicancia directa en el costo de la operación minera.
- Esta metodología manual de planificación se realiza sin visión en el tiempo, es decir, sólo se trata de cumplir con los requerimientos actuales, sin considerar lo que se dejará para explotar en el futuro.

Las condiciones actuales han motivado al desarrollo de alternativas que permitan desarrollar un modelo de planificación que a través del secuenciamiento de bloques y utilizando la programación lineal entera mixta se pueda definir el problema de definición de la envolvente económica que para el caso de minería a cielo abierto es la definición del pit final.

2.3. Programación lineal

La programación lineal es una técnica de optimización matemática que es empleada para la gestión de recursos limitados. Su objetivo es maximizar o minimizar una función lineal denominada función objetivo, de tal forma que las variables de dicha función estén sujetas a una serie de restricciones expresadas mediante un sistema de ecuaciones o inecuaciones lineales, es decir cumplen con las propiedades de proporcionalidad y aditividad (Valdés et al., 2011). Un modelo de programación lineal incluye tres elementos básicos:

- Parámetros, datos conocidos del problema.
- Variables, que se deben determinar.
- Objetivos, que se busca optimizar.
- Restricciones, que se debe satisfacer.

En la siguiente ecuación se presenta un problema genérico de programación lineal:

$$\begin{array}{ll} \text{Min } U = c^T x & \\ \text{sa} & Ax \leq b \end{array}$$

En donde:

A = Matriz de m x n

c,x = Pertenecen a R^n

b = Perteneces a R^m

El problema se considera lineal entero mixto (MILP), debido a que existen al mismo tiempo variables continuas y variables que solo pueden tomar valores enteros. En la industria minera existen múltiples problemas asociados con la optimización en el manejo de los recursos con el fin de mejorar el negocio minero. La investigación de operaciones está estrechamente relacionada con la planificación minera, ya que permite analizar distintos escenarios para generar un plan óptimo.

2.3.1. Branch and Cut

Los problemas de MILP de manera general son resueltos por el método Branch and Cut (Mitchell, 2011), en la actualidad este tipo de problemas son resueltos por solvers que entregan una solución óptima o muy cercana. Los solvers utilizados en la actualidad son: Gurobi (Gurobi, 2020), CPLEX (Smith M. , 1999), OSL (IBM, 1992), entre otros.

El método de Branch and Cut es una combinación de los algoritmos de Branch and Bound (Morrison et al., 2016) y Cutting Planes (Marchand et al., 2002). El algoritmo de Branch and Bound utiliza un enfoque de divide y vencerás se resuelve con una relajación del problema de programación lineal, en dónde asume que todas las variables son continuas, si la solución obtenida de problema simplificado es factible entonces se la considera como óptima. Por otro lado, si la solución obtenida es fraccional el problema es dividido en dos subproblemas y se repite el proceso anterior. Para un problema de minimización, el valor obtenido de la relajación de la programación lineal entrega un límite inferior del valor óptimo del problema entero en el nodo correspondiente del árbol; en el caso en que el límite inferior sea más grande que el valor de una solución factible conocida, entonces el nodo puede ser cortado y reducir el tamaño del árbol. El Cutting Planes adiciona restricciones a la relajación del problema de MILP, con la intención de que el problema se aproxime a un problema entero, hasta lograr que la solución óptima del nuevo problema sea entera (Mitchell, 2011).

En ocasiones existen problemas demasiado complejos, en dónde obtener una solución óptima demanda demasiado tiempo, es por eso por lo que se prefiere una solución factible que se obtenga en menor tiempo, para eso se establece la máxima distancia permitida entre la menor de las soluciones factibles y la mayor de todas las soluciones sean o no factibles del problema original.

Para generar los agendamientos mineros a corto plazo en minas a cielo abierto, los modelos de programación lineal entera mixta (MILP) son usualmente construidos para optimizar múltiples objetivos, para ello se utilizan dos métodos que se describen a continuación:

2.3.2. Método de suma ponderada

El método de suma ponderada permite convertir un problema de optimización de múltiples objetivos como un problema de optimización de un solo objetivo. La función objetivo que se obtiene se construye como una suma de funciones objetivo f_i multiplicada por su respectivo ponderador w_i . Los coeficientes w_i se calculan como $w_i = u_i \theta_i$ donde u_i es el ponderador asignado basado en la jerarquía de los

objetivos y θ_i son los factores de normalización. Los factores de normalización son calculados como $\theta_i = z_i^{-1}$, donde z_i es el valor de la función objetivo del problema de optimización resuelto como una función objetivo simple. El método de suma ponderada consta de dos etapas, la primera parte resuelve i problemas de optimización (correspondientes a los i objetivos a corto plazo) para obtener los coeficientes de normalización θ_i (Grodzevich & Romanko, 2006). Entonces, un problema de optimización es resuelto mediante una función objetivo que corresponde a la suma ponderada de todos los objetivos a corto plazo considerados. Los coeficientes w_i que multiplican cada uno de los objetivos se calculan utilizando los coeficientes de normalización θ_1 obtenidos en la primera etapa y los pesos u_i asignados en función de la prioridad en los objetivos. Para este trabajo se toman en cuenta los siguientes objetivos para resolver el problema de optimización.

- Minimizar la desviación entre el mineral extraído de mina, enviado a la planta y la capacidad de procesamiento de la planta por periodo.
- Minimizar la desviación entre el mineral enviado a la planta desde la mina y desde el stockpile y la capacidad de procesamiento de la planta.
- Minimizar la desviación entre el estéril removido y el estéril objetivo.
- Minimizar la desviación entre el mineral enviado a planta y la capacidad de la planta por periodo.
- Minimizar la desviación entre la calidad de finos enviado a planta y la calidad de finos objetivo.
- Minimizar el tiempo de traslado de las palas.
- Minimizar el costo de movimiento de las palas.
- Minimizar el número de movimientos de los equipos de carga.

2.3.3. Método jerarquizado

El método jerárquico permite al tomador de decisiones clasificar las funciones objetivo en orden descendente según la importancia, desde 1 hasta k . Luego, cada función objetivo se minimiza individualmente sujeto a un conjunto de restricciones adicionales que no permiten que los valores de cada una de las funciones de mayor rango excedan una fracción prescrita de sus valores óptimos obtenidos (Grodzevich & Romanko, 2006).

Los modelos multiobjetivo se utilizan para planificación de corto hasta mediano plazo, una gran cantidad de objetivos se visualizan en estos horizontes de planificación, los mismos que fueron mencionados en el método de suma

ponderada. Este método realiza una optimización jerárquica donde los objetivos son optimizados de manera secuencial (Grodzevich & Romanko, 2006).

Manríquez et al. (2019), proponen un modelo MILP para la generación de planes a corto plazo optimizando múltiples objetivos jerárquicos. El modelo considera rutas de desplazamiento de las palas de carguío, tiempo y costo de movimiento de palas entre fases, asignación de palas a frentes de mineral, disponibilidad minera y área de operación para el trabajo de equipos de carguío. El ejemplo presentado es de una operación minera de cobre que consta de 4 fases operativas, donde el horizonte de planificación son 4 días para la generación de un plan a corto plazo.

2.4. Modelos lineales para problemas de agendamiento de producción en minería cielo abierto que considera stockpile

A continuación, se muestra las restricciones de mezcla de modelos lineales que consideran stockpile.

2.4.1. Modelo básico que considera stockpile

El modelo de OPMP+S sólo considera un stockpile, incorpora a los parámetros el costo de remanejo de material y adiciona las variables de decisión tomando al stockpile como un destino (Moreno et al., 2016).

Conjunto e índices:

$b \in B$: conjunto e índices de bloques

$\hat{b} \in \hat{B}$: conjunto e índices de bloques que deben ser extraídos antes del bloque b .

$t \in T$: conjunto e índices de periodos.

Parámetros:

δ_t : factor de descuento para período de tiempo t .

C^m : costo de mina por tonelada de material [\$/t].

C^p : costo de procesamiento por tonelada de material [\$/t].

C^h : costo de remanejo por tonelada de material [\$/t].

P : beneficio generado por tonelada de metal [\$/t].

W_b : tonelaje de bloque b [t].

M_b : fino obtenido de procesar un bloque b [t].

L: ley promedio en el stockpile [gr/t].

Variables de decisión:

y_{bt}^m : porción de bloque b minado en el período t .

y_{bt}^p : porción de bloque b minado en el período t y enviado a la planta.

y_{bt}^w : porción de bloque b minado en el período t y enviado al botadero.

y_{bt}^s : porción de bloque b minado en el período t y enviado al stockpile.

x_{bt} : 1 si el bloque b ha terminado de ser minado, 0 caso contrario.

i_t^p : tonelaje enviado desde stockpile a la planta en el periodo t .

m_t^p : finos enviados desde stockpile a la planta en el periodo t .

i_t^s : tonelaje remanente en el stockpile en el fin del periodo t .

m_t^s : finos remanentes en el stockpile en el fin del periodo t .

Función objetivo:

$$\max \sum_{t \in T} \delta_t \left[P \left(\sum_{b \in B} M_b y_{bt}^p + m_t^p \right) - C^p \left(\sum_{b \in B} W_b y_{bt}^p + i_t^p \right) - C^m \left(\sum_{b \in B} W_b y_{bt}^m \right) - C^h i_t^p \right] \quad [1]$$

La ecuación [1] representa la función objetivo que es la suma de los ingresos de los bloques enviados directamente a la planta, menos la suma de los costos de extracción y procesamiento, para este caso en donde se considera el stockpile en la operación se añade los costos de remanejo de material. Todos estos términos son multiplicados por una tasa de descuento apropiada según el período de tiempo t .

$$y_{bt}^p + y_{bt}^w + y_{bt}^s = y_{bt}^m \quad \forall b \in B, \forall t \in T \quad [2]$$

$$\sum_{t \in T} y_{bt}^m \leq 1 \quad \forall b \in B \quad [3]$$

$$x_{bt} \leq \sum_{t' \leq t} y_{bt'}^m \quad \forall b \in B, \forall t \in T \quad [4]$$

$$\sum_{t' \leq t} y_{bt'}^m \leq x_{\hat{b}t} \quad \forall b \in B, \hat{b} \in \hat{B}_b, t \in T \quad [5]$$

$$i_t^p \leq i_{t-1}^s \quad \forall t \in T \quad [6]$$

$$m_t^p \leq m_{t-1}^s \quad \forall t \in T \quad [7]$$

$$i_t^s = \begin{cases} \sum_{b \in B} W_b y_{bt}^s & t = 1 \\ i_{t-1}^s - i_t^p + \sum_{b \in B} W_b y_{bt}^s & t \in T: t \geq 2 \end{cases} \quad [8]$$

$$m_t^s = \begin{cases} \sum_{b \in B} M_b y_{bt}^s & t = 1 \\ m_{t-1}^s - m_t^p + \sum_{b \in B} M_b y_{bt}^s & t \in T: t \geq 2 \end{cases} \quad [9]$$

$$\frac{m_t^p}{i_t^p} \leq \frac{m_{t-1}^s}{i_{t-1}^s} \quad \forall t \in T \quad [10]$$

La restricción [11] asegura que la suma de material enviado a la planta, al stockpile y al botadero es igual a la suma de todo el material extraído. La restricción [3] asegura que la suma de todas las porciones de un bloque extraído debe ser menor o igual a 1. La restricción [4] asegura la suma de las variables fraccionarias a 1 por un tiempo t si el bloque ha sido extraído en ese momento. La restricción [5] asegura el cumplimiento de las precedencias, esto quiere decir que para extraer cualquier cantidad de un bloque primero se deben extraer todos sus bloques predecesores. Las restricciones [6] y [7] establece que la cantidad de material enviado desde el stockpile a la planta en el período de tiempo t es menor o igual que la cantidad de material en el stockpile en el período de tiempo $t - 1$. Las restricciones [8] y [9] aseguran el inventario, establece que la cantidad de material en el stockpile durante el período de tiempo t es igual al del último período más cualquier cosa que haya sido agregado y menos cualquier cosa enviada a la planta desde el stockpile. La restricción [10] establece que la porción de fino enviado a la planta debe ser menor o igual a la porción en el stockpile en el fin del periodo anterior.

2.4.2. Modelo ligado a una ley L

En este modelo se asume que los bloques del stockpile tienen una ley de salida predefinida, denotada por L. Para poder obtener soluciones factibles de este modelo, se considera que solo bloques que tengan una ley mayor o igual L pueden ser enviados al stockpile (Moreno et al., 2016).

La restricción [10] presentada en el modelo anterior son reemplazadas por las restricciones [11] y [12] que se presentan a continuación:

$$m_t^p = L * i_t^p \quad \forall t \in T \quad [11]$$

$$y_{bt}^s = 0 \quad \forall b \in B / \frac{M_b}{W_b} < L, \forall t \in T \quad [12]$$

Para este modelo las restricciones [8] y [9] del modelo anterior se modifican de la siguiente manera:

$$i_t^s = \sum_{t' \leq t} \sum_{b \in B} W_b y_{bt'}^s - \sum_{t' < t} i_{t'}^p \quad t \in T \quad [13]$$

$$m_t^s = \sum_{t' \leq t} \sum_{b \in B} M_b y_{bt'}^s - \sum_{t' < t} m_{t'}^p \quad t \in T \quad [14]$$

2.4.3. Modelo ligado a una ley promedio L

Este modelo requiere que todos los bloques que vayan hacia el stockpile tengan una ley promedio L (Moreno et al., 2016). La restricción [10] del modelo básico es reemplazada por las 2 restricciones que se presentan a continuación:

$$m_t^p = L * i_t^p \quad \forall t \in T \quad [15]$$

$$L \sum_{b \in B} \sum_{t' < t} W_b y_{bt'}^s \leq \sum_{b \in B} \sum_{t' < t} M_b y_{bt'}^s \quad \forall t \in T \quad [16]$$

2.4.4. Modelo modificado ligado a una ley promedio L

Este modelo busca analizar el efecto de la mezcla de material mientras se controla diferentes leyes en el stockpile. Para este caso se requiere que los bloques que ingresan al stockpile tengan una ley promedio de al menos \bar{L} y una ley de contaminante promedio de máximo \bar{G} (Rezakhah et al., 2020).

Conjunto e índices:

$n \in N$: Conjunto e índices de fases-bancos.

$r \in R$: Conjunto e índices de recursos (1=mina, 2=planta).

Parámetros:

\bar{C}^p : promedio de costo de procesamiento por tonelada de material [\$/t].

\bar{P} : promedio de beneficio generado por tonelada de metal [\$/t].

\bar{L} : promedio de ley de metal en el stockpile [%].

G : ley de contaminante en el bloque [ppm].

\bar{G} : promedio de ley de contaminante en el stockpile [ppm].

\hat{G} : límite de contaminante en la planta [ppm].

R_{rt} : máxima cantidad de recurso disponible en el tiempo t [t/año].

Función objetivo:

$$\begin{aligned} \max \sum_{t \in T} \delta_t \left[\left(\sum_{b \in B} P_b M_b y_{bt}^p + \bar{P} \bar{L} i_t^p \right) - \left(\sum_{b \in B} C_b^p W_b y_{bt}^p + \bar{C}^p i_t^p \right) \right. \\ \left. - \left(\sum_{b \in B} C_b^m W_b y_{bt}^m \right) - C^h i_t^p \right] \end{aligned} \quad [17]$$

La ecuación [17] representa la función objetivo que es la suma de los ingresos de los bloques enviados a la planta desde la mina y el stockpile, estos bloques están relacionados directamente con la ley mineral permitida en los destinos; de los ingresos se resta los costos de minado en dónde se asume que es invariable dependiendo del destino.

$$\sum_{b \in B} W_b y_{bt}^m \leq R_{rt} \quad \forall t \in T, r \in R: r = 1 \quad [18]$$

$$\forall t \in T, r \in R: r = 2 \quad [19]$$

$$\sum_{b \in B} W_b y_{bt}^p + i_t^p \leq R_{rt}$$

$$\sum_{b \in B} G_b W_b y_{bt}^p + \bar{G} i_t^p \leq \hat{G} \left(\sum_{b \in B} W_b y_{bt}^p + i_t^p \right) \quad \forall t \in T \quad [20]$$

$$\sum_{b \in B} \sum_{t' \leq t} L_b W_b y_{bt'}^s \geq \bar{L} \sum_{b \in B} \sum_{t' \leq t} W_b y_{bt'}^s \quad \forall t \in T \quad [21]$$

$$\sum_{b \in B} \sum_{t' \leq t} G_b W_b y_{bt'}^s \leq \bar{G} \sum_{b \in B} \sum_{t' \leq t} W_b y_{bt'}^s \quad \forall t \in T \quad [22]$$

Las restricciones [18] y [19] representan la extracción y procesamiento respectivamente. La restricción [20] establece que el promedio de ley de contaminante [ppm] de material en la planta en cada período no debe exceder \hat{G} . La restricción [21] establece que los bloques en el stockpile en cualquier período de tiempo tienen un promedio de ley de metal de por lo menos \bar{L} . La restricción [22] establece que los bloques en el stockpile en cualquier período de tiempo tienen una ley de contaminante de como máximo \bar{G} .

2.4.5. Agendamiento de la producción de una mina de carbón incorporando stockpiles y mezcla de finos.

Las plantas de procesamiento de carbón están diseñadas para operar dentro de ciertos rangos de calidad de carbón. El no cumplimiento de estas restricciones puede derivar en enormes pérdidas e incluso fallas de funcionamiento en algunos de las centrales eléctricas. En períodos de producción de carbón de baja calidad, se utiliza el stockpile para mezclar este material con el propósito de cumplir las restricciones de calidad (Kumar et al., 2016).

Índices y subíndices:

t : período de tiempo [años].

i, j : índices de bloques, utilizados para identificar bloques y el bloque predecesor i .

u, l : límites superior e inferior.

Parámetros:

N, T : total de número de bloques y período de tiempo considerandos para la planificación.

r : tasa de descuento [%].

g, am, aa : parámetros objetivo para el problema de agendamiento, g para la ley [Kcal/Kg], am para el contenido de humedad [%], aa para contenido de ceniza [%].

HI : material inicial en el stockpile; $t > 1, HI = 0$ [Mt].

SC : capacidad de stockpile [Mt].

O_i : tonelaje de bloques con índice i .

$Grade_{Max}$: máximo ley de carbón en stockpile [Kcal/Kg].

$Grade_{Min}$: mínima ley de carbón en stockpile [Kcal/Kg].

BEV_i : valor económico del bloque con índice i [US\$].

g : ley de carbón [Kcal/Kg].

MC : Costo de extraer un bloque [\$].

PC : Beneficio neto [\$/t].

$P_{g,u}, P_{g,l}, P_{AM,u}, P_{o,u}, P_{o,l}$ son costos por unidad para $g_u^t, g_l^t, AM_u^t, O_u^t, O_l^t$ respectivamente en la función objetivo.

$MoistureAsh_{Max}$: Contenido máximo (humedad+cenizas) del carbón en el stockpile.

Variables de decisión:

$x_i^t: \begin{cases} 1, & \text{si el bloque es extraído en el período } t \\ 0, & \text{caso contrario} \end{cases}$

$y_i^t: \begin{cases} 1, & \text{si el bloque es extraído y considerado para el stockpile en el período } t \\ 0, & \text{caso contrario} \end{cases}$

h_t : variable real por la cantidad de material asignado al stockpile en el periodo t .

g_u^t, AM_u^t, O_u^t : variable real que determina los montos en exceso para los parámetros objetivo producido por encima del límite deseado.

g_l^t, O_l^t : variable real que determina las cantidades deficientes para los parámetros objetivo producidos por debajo del límite deseado.

Función objetivo:

$$\begin{aligned}
& \sum_{i=1, t=1}^{N, T} NPV_i^t * x_i^t - \sum_{i=1, t=1}^{N, T} (NPV_i^t + MC_i) * y_i^t + \sum_{t=1}^T \frac{1}{(1+r)^t} PC * ht \\
& - \sum_{t=1}^T (P_{g,u} * g_u^t + P_{g,l} * g_l^t + P_{AM,u} * AM_u^t + P_{o,u} * O_u^t + P_{o,l} * O_l^t)
\end{aligned} \tag{23}$$

La ecuación [23] representa la función objetivo que busca maximizar los flujos de caja descontados a lo largo del tiempo.

$$h_o = HI + \sum_{i=1, t=1}^N (O_i * y_i^t) \tag{24}$$

$$\sum_{i=1}^N (O_i * y_i^t) = h_t \quad \forall BEV_i \geq 0, t \in [2, T] \tag{25}$$

$$h_t \leq SC \quad \forall t \in [1, T] \tag{26}$$

Las restricciones de cantidad de material en el stockpile aseguran que la cantidad de material en el stockpile no sobrepase su capacidad. La restricción [24] establece la cantidad de material asignado para el primer período, es decir al inicio de la extracción. La restricción [25] establece la cantidad de material asignado para períodos distintos al primero. La restricción [26] asegura que el carbón almacenado en el stockpile no supere su capacidad definida.

$$\sum_{i=1}^N O_i * y_i^t * (g_i - Grade_{Max}) \leq 0 \quad \forall BEV_i \geq 0, t \in [1, T] \tag{27}$$

$$\sum_{i=1}^N O_i * y_i^t * (g_i - Grade_{Min}) \geq 0 \quad \forall BEV_i \geq 0, t \in [1, T] \tag{28}$$

$$\begin{aligned}
& \sum_{i=1}^N O_i * y_i^t * ((aa_i + am_i) \\
& - MoistureAsh_{Max}) \leq 0 \quad \forall BEV_i \geq 0, t \in [1, T]
\end{aligned} \tag{29}$$

Las restricciones [27] y [28] establecen que el material enviado al stockpile posee un valor calorífico que está dentro del rango permitido. La restricción [29] asegura que el material en el stockpile posee un valor de (humedad+cenizas) menor o igual que el valor máximo requerido para centrales eléctricas.

$$(y_i^t - x_i^t) \leq 0 \quad \forall i \in [1, N], t \in [1, T] \quad [30]$$

La restricción [30] establece que los bloques considerados para enviar al stockpile incurrirán en un costo de extracción como define la función objetivo.

2.4.6. Modelo de programación lineal para planificación minera a largo plazo incertidumbre de leyes y stockpile

Este modelo busca calcular el costo de la incertidumbre de leyes en una planificación de producción minera a largo plazo basado en desviaciones de la producción objetivo. Los objetivos de este modelo son: maximizar el valor presente neto de la operación y minimizar el costo de la incertidumbre (Behrang et al., 2014).

Parámetros:

L : número de realizaciones para el modelo estocástico.

Variable de decisión:

$y(t; i)$: porción del bloque i que va a ser extraído en el período t .

$z(t; i)$: porción del bloque i que va a ser procesado en el período t .

$v(t; i)$: ingreso descontado del bloque i en el período t .

$q(t; i)$: costo de extracción descontado del bloque i en el período t .

$C_{up}(t; l)$: costo descontado de la subproducción en un período t de la realización l .

$C_{op}(t; l)$: costo descontado de la sobreproducción en un período t de la realización l .

T_{op} : tonelaje de mineral de sobreproducción que se encuentra en el stockpile.

$T(i)$: representa el tonelaje de mineral del bloque i del modelo de bloques estimado.

$g(i)$: representa la ley de mineral del bloque i del modelo de bloques estimado.

$g_l(t)$: límite inferior de la ley de cabeza para cualquier período t .

$g_u(t)$: límite superior de la ley de cabeza para cualquier periodo t .

$S_l(t)$: valores más bajos de ley asignados al stockpile.

$S_u(t)$: valores más altos de ley asignados al stockpile.

Función objetivo

$$Max\{NPV_{es} - DCOU\} \quad [31]$$

$$NPV_{es} = \sum_{t=1}^T \sum_{i=1}^N (v(t; i) * z(t; i) - q(t; i) * y(t; i)) \quad [32]$$

$$Max \sum_{t=1}^T \left\{ \begin{array}{l} \sum_{i=1}^N (v(t; i) * z(t; i) - q(t; i) * y(t; i)) \\ -\frac{1}{L} \sum_{l=1}^L [C_{up}(t; l) + C_{op}(t; l)] \end{array} \right. \quad [33]$$

La ecuación [31] representa la función objetivo que busca maximizar el beneficio total descontado incluyendo el de la incertidumbre. La ecuación [32] busca calcular el NPV la primera parte de la función objetivo. La ecuación [33] busca calcular las realizaciones simuladas para obtener el costo descontado de la incertidumbre.

$$g_l(t) * \sum_{i=1}^N \{T(i) * y(t; i)\} - \sum_{i=1}^N \{T(i) * y(t; i) * g(i)\} \leq 0 \quad [34]$$

$$\sum_{i=1}^N \{T(i) * y(t; i) * g(i) - g_u(t)\} * \sum_{i=1}^N \{T(i) * y(t; i) * g(i)\} \leq 0 \quad [35]$$

Las ecuaciones [34] y [35] representan restricciones de mezcla, aseguran que la ley de cabeza del modelo de bloques estimado se encuentra dentro del rango deseado para cada período.

$$S_l(t) \leq T_{op}(t; l) \leq S_u(t) \quad [36]$$

La restricción [36] establece el límite inferior y superior de ley en el stockpile, estos valores son asignados para cada período y realización, los límites son datos de entrada para el modelo.

Como se trata de un caso estocástico para cada escenario simulado y cada período se van a asignar límites de leyes para el stockpile.

2.5. Gestión del tiempo

2.5.1. Definición de tiempos

Los tiempos de un equipo minero se clasifican en:

- Tiempo Nominal, tiempo durante el cual el equipo se encuentra físicamente en faena.
- Tiempo No Disponible, tiempo durante el cual el equipo se encuentra en mantención mecánica, ya sea mantenciones programadas y/o reparaciones de terreno.
- Tiempo Disponible, tiempo en el que el equipo minero se encuentra habilitado y en buenas condiciones para operar.
- Tiempo Operativo, corresponde al tiempo que el equipo se encuentra con un operador trabajando en faena.
- Tiempo en Reserva, tiempo en el que el equipo que está en condiciones mecánicas de operación no es utilizado en labores productivas.
- Tiempo Efectivo, corresponde al tiempo en el que el equipo se encuentra realizando labores puras de producción.
- Detenciones Programadas, corresponde al tiempo empleado en cambios de turno, colaciones, etc.
- Detenciones No Programadas, corresponde al tiempo empleado en carga de gasolina en camiones, acomodo o limpieza de plataforma de palas, etc.
- Pérdidas Operacionales, corresponde al tiempo empleado en que el camión está esperando la pala y/o chancado, pala esperando por camión, etc.

2.5.2. Distribución de tiempos

La gestión del tiempo en una operación minera depende mucho de cada compañía, pero en general se tiene una distribución del tiempo según la norma ASARCO.

Tabla 1. Distribución de tiempo en minería a cielo abierto

Tiempo Nominal			
Tiempo Disponible			Tiempo No Disponible
Tiempo Operativo			Tiempo de Reserva
Tiempo Efectivo	Demoras Programadas	Demoras No Programadas	Pérdidas Operacionales

2.5.3. Índices operacionales

- Disponibilidad Mecánica: Porcentaje de tiempo con respecto al tiempo nominal en que el equipo se encuentra en condiciones electromecánicas adecuadas para ser operada.

$$Dfm[\%] = \frac{\textit{Tiempo Disponible}}{\textit{Tiempo Nominal}} * 100\%$$

- Utilización Efectiva: Porcentaje de tiempo con respecto al tiempo nominal en que el equipo se encuentra siendo operado y realizando labores puras de producción.

$$Uef[\%] = \frac{\textit{Tiempo Efectivo}}{\textit{Tiempo Disponible}} * 100\%$$

- Utilización Operativa: Porcentaje de tiempo con respecto al tiempo disponible en que el equipo se encuentra siendo operado.

$$Uop[\%] = \frac{\textit{Tiempo Operativo}}{\textit{Tiempo Disponible}} * 100\%$$

- Utilización (Base Nominal): Porcentaje de tiempo con respecto al tiempo nominal en el que el equipo se encuentra siendo operado y realizando labores puras de producción.

$$Ubn[\%] = \frac{\textit{Tiempo Efectivo}}{\textit{Tiempo Nominal}} * 100\%$$

- Porcentaje de Pérdidas Operacionales: Porcentaje de tiempo con respecto al tiempo operativo en el que un equipo está esperando por otro equipo minero para realizar labores de producción.

$$PO[\%] = \frac{\textit{Tiempo Pérdidas Operacionales}}{\textit{Tiempo Operativo}} * 100\%$$

- Porcentaje de Reservas: Porcentaje de tiempo con respecto al tiempo disponible en donde el equipo está en condiciones para ser operado, pero está siendo utilizado en labores productivas.

$$Res[\%] = \frac{\textit{Tiempo en Reserva}}{\textit{Tiempo Disponible}} * 100\%$$

2.6. Índices de adherencia

Los índices de adherencia son usados para evaluar la calidad de los planes de producción generados por el problema de optimización propuesto. Estos índices son calculados con los distintos flujos de mineral y estéril presentes en la operación a corto plazo de un rajo (Manriquez et al., 2020).

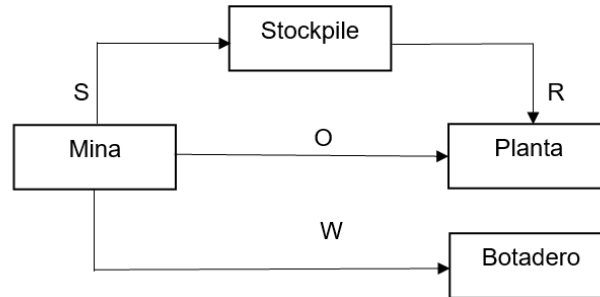


Figura 1. Diagrama de flujos de mineral a distintos destinos

La Figura 1 muestra que la mina envía material hacia 3 destinos posibles (stockpile, planta de procesamiento y botadero). El mineral extraído de mina puede ir al stockpile (S) y la planta de procesamiento (O) y el estéril hacia el botadero (W). El mineral enviado al stockpile (S) puede ser enviado a la planta de procesamiento (R) dependiendo de la planificación minera establecida.

- Índice de extracción de estéril $C(W)$, relación entre el estéril extraído (W) y el total de estéril in-situ de la mina (W_o).

$$C(W) = \frac{W}{W_o}$$

- Índice de capacidad de planta $C(P)$, relación entre la suma de mineral enviado de mina a planta (O), stockpile a planta(R) y la capacidad de procesamiento máxima de planta (P_o).

$$C(P) = \frac{O + R}{P_o}$$

- Índice de capacidad de planta solo de mina $C(O)$, relación entre el mineral enviado de mina a planta (O) y la capacidad de procesamiento máxima de planta (P_o).

$$C(O) = \frac{O}{P_o}$$

- Índice de capacidad de planta solo de stockpile $C(R)$, relación entre el mineral enviado de stockpile a planta (R) y la capacidad de procesamiento máxima de planta (P_o).

$$C(R) = \frac{R}{P_o}$$

- Índice de mineral enviado a stockpile $C(S)$, relación entre la cantidad de mineral enviada de mina a stockpile (S) y la capacidad máxima de procesamiento de la planta (P_o).

$$C(S) = \frac{S}{P_o}$$

- Índice de extracción de mineral $C(M)$, relación entre la cantidad de mineral extraído de la mina ($O+S$) y la cantidad de mineral in-situ (M_o).

$$C(M) = \frac{O + S}{M_o}$$

2.7. Selección de equipos en minería a cielo abierto

El problema de selección de equipos en minería a cielo abierto busca encontrar el número óptimo de equipos de carguío y camiones necesarios para mover un volumen de material desde un conjunto de lugares hacia un conjunto de destinos, considerando la productividad del proyecto minero.

La planificación minera a largo plazo toma decisiones estratégicas acerca del proyecto minero, con el objetivo de satisfacer la productividad de la planta de procesamiento. Para satisfacer esta necesidad se debe definir un conjunto de equipos cargadores y camiones en base a información técnica de los equipos y sus costos de operación (Burt et al., 2014).

Los equipos de carguío más utilizados en minería a cielo abierto son: cargador frontal, pala hidráulica, pala de cable y excavadora. Por otro lado, la capacidad de los camiones varía entre 36 y 315 toneladas. La solución del problema de selección de equipos es encontrar la compatibilidad entre cargadores y camiones, para así obtener la mejor configuración entre equipo de carguío y camión. Los tipos de camiones varían dependiendo de su capacidad, hay que considerar que la capacidad del camión es inversamente proporcional a su velocidad, pero por lo general el ciclo de los camiones varían entre 20 y 30 minutos (Smith et al., 2000).

La fórmula que relaciona la productividad del equipo de carguío con el número ideal de camiones asignado es el Match Factor o conocido también como factor de

acoplamiento, este factor ayuda a definir el tamaño de flota de camiones adecuado dependiendo del equipo de carguío que se utiliza. Se muestra en la ecuación 37.

$$MF = \frac{(Cantidad\ de\ camiones) * (Tiempo\ ciclo\ de\ cargadores)}{(Cantidad\ de\ cargadores) * (tiempo\ de\ ciclo\ de\ camiones)} \quad [37]$$

Según los valores de Match Factor que se obtenga se puede llegar a alguna conclusión como: Match Factor < 0.5 sugiere que el equipo cargador no posee la capacidad necesaria para el trabajo requerido, Match Factor >1 sugiere que la flota de camiones es más pequeña que la necesaria para mantener la productividad entre la flota de camiones y el equipo de carguío (Smith et al., 2000).

Para obtener una programación óptima a corto plazo con índices de adherencia que verifiquen su calidad, se toman como referencia los trabajos de investigación para analizar los modelos de optimización que consideran las flotas de camiones. (Fioroni et al, 2008) busca reducir los costos de la mina utilizando modelos de optimización y simulación para generar cronogramas de producción a corto plazo que se puedan ejecutar en la mina, considerando el uso real de los equipos mineros. (Upadhyay et al, 2016) utiliza un modelo de programación lineal entera mixta (MILP) para obtener la asignación óptima de palas y camiones para cumplir con los objetivos alineados con la programación a largo plazo: maximizar la producción, minimizar las desviaciones de la pendiente del cabezal, minimizar desviaciones del tonelaje de alimentación de la planta y minimizar los costos operativos. (Torkamani et al, 2015) integra la programación óptima de la producción a corto plazo con la simulación de la operación de la pala-camión; en base a esto, es posible elegir el número óptimo de palas y camiones necesarios para cumplir con el cronograma mío.

3. Modelo de optimización

Para implementar un modelo de programación lineal entera mixta para el agendamiento de producción a corto plazo considerando stockpiles, se realiza una revisión bibliográfica de todas las formulaciones que han sido empleadas para resolver este problema, se debe tomar en cuenta las restricciones de mezcla que implican tener stockpiles, además de las restricciones operativas de camiones.

3.1. Función objetivo

Para efectos de este modelo, la función objetivo puede ser cambiada para minimizar diferentes objetivos de corto plazo. Los objetivos considerados son los siguientes:

- Minimizar desviación entre el mineral enviado a planta desde la mina y el stockpile y el mineral esperado por la planta en el periodo t .
- Minimizar la desviación entre el mineral enviado desde mina y el stockpile y la capacidad de procesamiento de la planta.
- Minimizar la desviación entre el mineral extraído de mina y enviado a la planta.
- Minimizar la desviación entre el estéril removido y el estéril objetivo.
- Minimizar el tiempo de traslado de los equipos de carga.
- Minimizar el costo de movimiento de los equipos de carga.
- Minimizar el número de movimientos de los equipos de carga.

3.2. Datos de entrada modelo de optimización

A continuación, se describe los datos de entrada necesarios para ejecutar el modelo de optimización.

- Parámetros: contiene todos los parámetros técnico-económicos como precio, costos, recuperación, tasa de descuento y los límites permitidos para el stockpile de alta ley y de baja ley.
- Frentes: contiene todas las fases-banco (incluido los stocks) con su tonelaje, ley de metal, ley de contaminante, indicadores binarios para indicar si son mineral o estéril, y si son stocks o frentes mineras y los tiempos de ciclo de los camiones hacia cada uno de los destinos.
- Periodo: se requiere los periodos en horas, así como la capacidad de planta, además de la ley mínima, máxima y objetivo que debe recibir la planta en cada periodo y también los límites de contaminante permitido.
- Precedencias: controla las precedencias entre bancos que existen dentro de una misma fase, donde los bancos superiores deben extraerse completamente antes de acceder a los más profundos.
- Palas: indicadores operativos de las palas como eficiencia, máxima utilización, máximo número de movimientos entre fases, tonelada por pase y tiempo por pase.
- Rendimiento palas: el rendimiento operativo de cada pala durante cada período.
- Factibilidad palas: la disponibilidad de cada pala en cada fase-banco.

- Rutas: número de movimientos que puede hacer cada equipo de carguío entre fases.
- Factor Operacional: distribución de tiempos de demoras programadas de cada pala por cada período.
- Horas de mantenimiento de palas: distribución de tiempo de mantenimiento de cada pala por periodo.
- Destinos: tiempos de maniobra y de descarga de los camiones en cada destino.
- Tiempos de ruta: tiempo de ciclo entre fases de cada pala.
- Costo de rutas: es el costo que implica que se mueva una mala entre fases.
- Objetivos: permite decidir qué objetivo optimizar, y cuáles son restricciones adicionales para poder ejecutar una optimización jerárquica, para esto se añade el valor del objetivo previamente encontrado, así como una tolerancia.
- Resolución: contiene el máximo gap permitido para la optimización.

3.3. Conjuntos, variables y parámetros

En la Tabla 2, se presentan los conjuntos e índices a utilizar en el modelo junto con las notaciones empleadas. En la Tabla 3, se presentan las variables de decisión utilizadas y su descripción respectiva. La Tabla 4, contiene los parámetros necesarios para el funcionamiento del modelo.

Tabla 2. Conjuntos e índices

Símbolo	Descripción
P, p	Conjunto e índices de palas.
F, f	Conjunto e índices de fases mina.
B_f, b	Conjunto de bancos para una fase f e índices de bancos.
T, t	Conjunto e índices de periodos.
J, j	Conjunto e índices de componente metal.
K, k	Conjunto e índices de componente contaminante.
R, r	Conjunto e índices de rutas.
$FR_{(r)}$	Conjunto de rutas en las cuales la primera fase es igual a la última fase de la ruta r .
R_f	Conjunto e índices que contienen la fase f .

Tabla 3. Variables de decisión

Variable	Descripción
$x_{p,f,b,t} \in [0,1]$	Porcentaje de tiempo del período t donde la pala p está operativa en el banco b de la fase f .
$\bar{x}_{p,f,b,t} \in \{0,1\}$	Igual a 1 si la pala p está ubicada en el banco b de la fase f en el periodo t , 0 caso contrario.
$y_{p,f,b,t} \in [0,1]$	Porcentaje de tiempo del periodo t donde la pala p está operativa en el banco b de la fase f , enviando material a la planta o al botadero (dependiendo del tipo de material).
$\bar{y}1_{p,b,f,t} \in [0,1]$	Porcentaje de tiempo del periodo t , donde la pala p está operativa en el banco b de la fase f enviando material al stockpile de alta ley.
$\bar{y}2_{p,b,f,t} \in [0,1]$	Porcentaje de tiempo del periodo t , donde la pala p está operativa en el banco b de la fase f enviando material al stockpile de baja ley.
$u_{f,b,t} \in \mathbb{R}_{\geq 0}$	Tonelaje del stockpile ubicado en el banco b de la fase f , al final del periodo t .
$v_{p,r,t} \in \{0,1\}$	Igual a 1 si la pala p viaja a través de la ruta r en el periodo t , 0 caso contrario.
$\bar{w}_{p,f,t} \in \{0,1\}$	Igual a 1 si la pala p está ubicada en la fase f en el periodo t , 0 caso contrario.
$z_{f,b,t} \in \{0,1\}$	Igual a 1 si el banco b de la fase f esta inactivo en el periodo t , 0 caso contrario.
$\bar{z}_{f,b,t} \in \{0,1\}$	Igual a 1 si el banco b de la fase f termina su explotación en el periodo t , o después, 0 caso contrario.
$g_t^+ \in \mathbb{R}_0^+$	Desviación positiva entre capacidad de planta de procesamiento y el metal enviado a la planta.
$g_t^- \in \mathbb{R}_0^+$	Desviación negativa entre capacidad de planta de procesamiento y el metal enviado a la planta.
$D \in \mathbb{R}_0^+$	Minimizar desviación entre el mineral enviado a planta desde la mina y el stockpile y el mineral esperado por la planta en el periodo t .
$DP \in \mathbb{R}_0^+$	Minimizar la desviación entre el mineral enviado desde mina y el stockpile y la capacidad de procesamiento de la planta.
$DM \in \mathbb{R}_0^+$	Minimizar la desviación entre el mineral extraído de mina y enviado a la planta.
$DE \in \mathbb{R}_0^+$	Minimizar la desviación entre el estéril removido y el estéril objetivo.
$TM \in \mathbb{R}_0^+$	Minimizar el tiempo de traslado de los equipos de carga.
$CM \in \mathbb{R}_0^+$	Minimizar el costo de movimiento de los equipos de carga.

$$NM \in \mathbb{R}_0^+$$

Minimizar el número de movimientos de los equipos de carga.

Tabla 4. Parámetros modelo de optimización

Parámetros	Unidades	Descripción
TT_t	[h]	Tiempo total del periodo t .
$RM_{p,f,b}$	[t/h]	Máximo rendimiento de material minado por la pala p , de la fase f , en el banco b .
$OM_{f,b}$		Igual a 1 si el material del banco b de la fase f es mineral, 0 caso contrario.
$ST_{f,b}$		Igual a 1 si el material del banco b de la fase f es modelado como stockpile, 0 caso contrario.
$OG_{j,f,b}$	[%]	Porcentaje del metal j en el banco b de la fase f .
$CG_{k,f,b}$	[%]	Porcentaje del contaminante k del banco b de la fase f .
DM_{camion}	[%]	Disponibilidad de camiones.
NCT		Número total de camiones en faena.
$UT_{p,t}$	[%]	Utilización máxima de pala p en periodo t .
$TI_{p,r,t}$	[%]	Porcentaje del periodo t que la pala p se encuentra moviéndose entre las fases de la ruta r .
$AV_{p,t}$	[%]	Disponibilidad de la pala p en el periodo t .
PC	[t]	Capacidad total de procesamiento de mineral.
$OF_{f,b}$	[%]	Porcentaje de mineral del material del banco b de fase f .
EG	[%]	Ley de metal esperada por la planta de procesamiento mineral.
$TM_{f,b}$	[t]	Total de material minado en el banco b de la fase f .
$sHGmL_j$	[%]	Mínima ley del compuesto j en el stockpile de alta ley.
$sHGML_j$	[%]	Máxima ley del compuesto j en el stockpile de alta ley.
$sLGmL_j$	[%]	Mínima ley del compuesto j en el stockpile de baja ley.
$sLGML_j$	[%]	Máxima ley del compuesto j en el stockpile de baja ley.
$sHGmC_k$	[%]	Mínima concentración del contaminante k en el stockpile de alta ley.
$sHGMC_k$	[%]	Máxima concentración del contaminante k en el stockpile de alta ley.

$sLGmC_k$	[%]	Mínima concentración del contaminante k en el stockpile de baja ley.
$sLGM C_k$	[%]	Máxima concentración del contaminante k en el stockpile de baja ley.
$PTDP_{p,f,b}$	[%]	Porcentaje del ciclo del camión en que se encuentra descargando en Planta (descarga + maniobras).
$PTDS1_{p,f,b}$	[%]	Porcentaje del ciclo del camión en que se encuentra descargando en Stockpile de alta ley (descarga + maniobras).
$PTDS2_{p,f,b}$	[%]	Porcentaje del ciclo del camión en que se encuentra descargando en Stockpile de baja ley (descarga + maniobras).
$PTDD_{p,f,b}$	[%]	Porcentaje del ciclo del camión en que se encuentra descargando en botadero (descarga + maniobras).
$RCP_{p,f,b}$	[t/h]	Rendimiento del camión de frente a planta.
$RCS1_{p,f,b}$	[t/h]	Rendimiento del camión de frente a stockpile de alta ley.
$RCS2_{p,f,b}$	[t/h]	Rendimiento del camión de frente a stockpile de baja ley.
$RCD_{p,f,b}$	[t/h]	Rendimiento del camión de frente a botadero.

3.4. Restricciones modelos de optimización

3.4.1. Restricciones de mezcla

$$\sum_{p \in P, t \in T} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot (y_{p,f,b,t} + \bar{y}1_{p,f,b,t} + \bar{y}2_{p,f,b,t}) \leq TM_{f,b} \quad \forall f \in F, b \in B_f \quad [38]$$

$$\bar{y}1_{p,f,b,t} \leq OM_{f,b} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [39]$$

$$\bar{y}1_{p,f,b,t} \leq 1 - ST_{f,b} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [40]$$

$$\bar{y}2_{p,f,b,t} \leq OM_{f,b} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [41]$$

$$\bar{y}^2_{p,f,b,t} \leq 1 - ST_{f,b} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [42]$$

$$\begin{aligned} & \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}^1_{p,f,b,t} \\ & \quad + u_{f1,b1,t-1} \\ & = \sum_{p \in P} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f1,b1} \cdot ST_{f1,b1} \cdot y_{p,f1,b1,t} \\ & \quad + u_{f1,b1,t} \end{aligned} \quad \forall t \in T \quad [43]$$

$$\begin{aligned} & \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}^2_{p,f,b,t} \\ & \quad + u_{f2,b2,t-1} \\ & = \sum_{p \in P} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f2,b2} \cdot ST_{f2,b2} \cdot y_{p,f2,b2,t} \\ & \quad + u_{f2,b2,t} \end{aligned} \quad \forall t \in T \quad [44]$$

$$\begin{aligned} & \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} OG_{j,f,b} \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}^1_{p,f,b,t} \\ & \geq sHGmL_j \\ & \quad \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{b,f} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ & \quad \cdot \bar{y}^1_{p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall j \in J, t \in T \quad [45]$$

$$\begin{aligned} & \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} OG_{j,f,b} \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}^1_{p,f,b,t} \\ & \leq sHGML_j \\ & \quad \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ & \quad \cdot \bar{y}^1_{p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall j \in J, t \in T \quad [46]$$

$$\begin{aligned} & \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} OG_{j,f,b} \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}^2_{p,f,b,t} \\ & \geq sLGmL_j \\ & \quad \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ & \quad \cdot \bar{y}^2_{p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall j \in J, t \in T \quad [47]$$

$$\begin{aligned} \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} OG_{j,f,b} \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}_{2,p,f,b,t} \\ \leq sLGML_j \\ \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ \cdot \bar{y}_{2,p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall j \in J, t \in T \quad [48]$$

$$\begin{aligned} \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} CG_{k,f,b} \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}_{1,p,f,b,t} \\ \geq sHGmC_k \\ \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ \cdot \bar{y}_{1,p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall k \in K, t \in T \quad [49]$$

$$\begin{aligned} \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} CG_{k,f,b} \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}_{1,p,f,b,t} \\ \leq sHGMC_k \\ \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ \cdot \bar{y}_{1,p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall k \in K, t \in T \quad [50]$$

$$\begin{aligned} \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f, s \in S} CG_{k,f,b} \\ \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}_{2,p,f,b,t} \\ \geq sLGmC_k \\ \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ \cdot \bar{y}_{2,p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall k \in K, t \in T \quad [51]$$

$$\begin{aligned} \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} CG_{k,f,b} \cdot TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot \bar{y}_{2,p,f,b,t} \\ \leq sLGMC_k \\ \cdot \sum_{p \in P, f \in F, b \in B_f} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \\ \cdot \bar{y}_{2,p,f,b,t} \end{aligned} \quad \forall k \in K, t \in T \quad [52]$$

Restricción [38] modela el tonelaje extraído de la fase-banco. Restricciones [39] a [42] limita a que el estéril se pueda mover al destino secundario y que no exista movimiento de mineral entre los stockpiles. Restricciones [43] y [44] establece un balance de masa para el stockpile de alta ley y de baja ley respectivamente.

Restricción [45] establece el límite inferior del metal en el stockpile de alta ley. Restricción [46] establece el límite superior del metal en el stockpile de alta ley. Restricción [47] define el límite inferior de metal en el stockpile de baja ley. Restricción [48] establece el límite máximo de metal en el stockpile de baja ley. Restricción [49] establece el límite inferior de contaminante en el stockpile de alta ley. Restricción [50] define el límite superior del contaminante en el stockpile de alta ley. Restricción [51] define el límite inferior de contaminante en el stockpile de baja ley. Restricción [52] establece el límite máximo de contaminante en el stockpile de baja ley.

3.4.2. Restricciones de camiones

$$\sum_{p \in P} \sum_{f \in F} \sum_{b \in B} RM_{p,f,b} \left[y_{p,f,b,t} \cdot \left(OM_{f,b} \cdot \frac{1}{RCP_{p,f,b}} + (1 - OM_{f,b}) \cdot \frac{1}{RCD_{p,f,b}} \right) + \bar{y}_{1,p,b,f,t} \cdot \left(\frac{1}{RCS1_{p,f,b}} \right) + \bar{y}_{2,p,b,f,t} \cdot \left(\frac{1}{RCS2_{p,f,b}} \right) \right] \leq NCT \cdot DM_{camion} \cdot TT_t, \quad \forall t \in T \quad [53]$$

$$\sum_{p \in P} \sum_{f \in F} \sum_{b \in B} RM_{p,f,b} \cdot y_{p,f,b,t} \cdot \left(OM_{f,b} \cdot \frac{1}{RCP_{p,f,b}} \right) \cdot PTDP_{p,f,b} \leq TT_t, \quad \forall t \in T \quad [54]$$

$$\sum_{p \in P} \sum_{f \in F} \sum_{b \in B} RM_{p,f,b} \cdot y_{p,f,b,t} \cdot \left((1 - OM_{f,b}) \cdot \frac{1}{RCD_{p,f,b}} \right) \cdot PTDD_{p,f,b} \leq TT_t, \quad \forall t \in T \quad [55]$$

$$\sum_{p \in P} \sum_{f \in F} \sum_{b \in B} RM_{p,f,b} \cdot \bar{y}_{1,p,b,f,t} \cdot \left(\frac{1}{RCS1_{p,f,b}} \right) \cdot PTDS1_{p,f,b} \leq TT_t, \quad \forall t \in T \quad [56]$$

$$\sum_{p \in P} \sum_{f \in F} \sum_{b \in B} RM_{p,f,b} \cdot \bar{y}_{2,p,b,f,t} \cdot \left(\frac{1}{RCS2_{p,f,b}} \right) \cdot PTDS2_{p,f,b} \leq TT_t, \quad \forall t \in T \quad [57]$$

Restricción [53] asegura que no se asignen más camiones de los existentes entre todas las palas. Restricción [54] limita la sobresaturación de la planta de procesamiento. Restricción [55] limita la sobresaturación del botadero. Restricción [56] limita la sobresaturación en el stockpile de alta ley. Restricción [57] limita la sobresaturación en el stockpile de baja ley.

3.4.3. Restricciones adicionales

$$\sum_{p \in P, t \in T} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot x_{p,f,b,t} \leq TM_{f,b} \quad \forall f \in F, b \in B_f \quad [58]$$

$$\sum_{p \in P, f \in F, b \in B} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot x_{p,f,b,t} \leq PC \quad \forall t \in T \quad [59]$$

$$\sum_{f \in F, b \in B_f} x_{p,f,b,t} + \sum_{r \in R} TI_{p,r} \cdot v_{p,r,t} \leq AV_{p,t} \quad \forall p \in P, t \in T \quad [60]$$

$$\bar{x}_{p,f,b,t} \leq x_{p,f,b,t} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [61]$$

$$\bar{x}_{p,f,b,t} + \bar{z}_{f,b,t-1} \leq 1 \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [62]$$

$$\bar{w}_{p,f,t} \geq \bar{x}_{p,f,b,t} \quad \forall f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [63]$$

$$\bar{w}_{p,f,t} \geq x_{p,f,b,t} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f \quad [64]$$

$$\bar{z}_{f,b,t} \leq \sum_{p \in P, \tau \in \{1, \dots, t\}} TT_\tau \cdot RM_{p,f,b} \cdot x_{p,f,b,\tau} \quad \forall f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [65]$$

$$\bar{z}_{f,b,t} \geq z_{f,b,t-1} \quad \forall f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [66]$$

$$z_{f,b,t} \leq \bar{z}_{f,b,t-1} \quad \forall f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [67]$$

$$x_{p,f,b,t} \leq z_{f,b,t} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [68]$$

$$\sum_{r \in R} v_{p,r,t} \leq 1 \quad \forall p \in P, t \in T \quad [69]$$

$$\bar{w}_{p,f,t} \leq \sum_{r \in R} v_{p,r,t} \quad \forall p \in P, f \in F, t \in T \quad [70]$$

$$\sum_{b \in FR(r)} v_{p,b,t} \geq v_{p,r,t-1} \quad \forall t \in T \setminus \{1\}, p \in P, r \in R \quad [71]$$

$$d_t^- \leq D \quad \forall t \in T \quad [72]$$

$$\sum_{p \in P, f \in F, b \in B} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot x_{p,f,b,t} + d_t^- = PC \quad \forall t \in T \quad [73]$$

$$g_t^+ \leq G \quad \forall t \in T \quad [74]$$

$$g_t^- \leq G \quad \forall t \in T \quad [75]$$

$$\sum_{p \in P, f \in F, b \in B} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot x_{p,f,b,t} + g_t^- - g_t^+ \quad \forall t \in T \quad [76]$$

$$= \sum_{p \in P, f \in F, b \in B} RM_{p,f,b} \cdot x_{p,f,b,t} \cdot OF_{f,b} \cdot EG \quad \forall t \in T$$

$$u_{f1,b1,0} = TM_{f1,b1} \quad \forall f \in F, b \in B_f \quad [77]$$

$$u_{f2,b2,0} = TM_{f2,b2} \quad \forall f \in F, b \in B_f \quad [78]$$

$$u_{f,b,T} = 0 \quad \forall f \in F, b \in B_f \quad [79]$$

$$\sum_{p \in P, t \in T} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot OM_{f,b} \cdot (1 - ST_{f,b}) \cdot y_{p,f,b,t} + DM \quad \forall f \in F, b \in B_f \quad [80]$$

$$= \sum_{t \in T} PC_t \cdot TT_t$$

$$\sum_{p \in P, t \in T} TT_t \cdot RM_{p,f,b} \cdot (1 - OM_{f,b}) \cdot y_{p,f,b,t} + DE \quad \forall f \in F, b \in B_f \quad [81]$$

$$= \sum_{t \in T} TM_{f,b} \cdot (1 - OM_{f,b})$$

$$x_{p,f,b,t} = y_{p,f,b,t} + \bar{y}1_{p,f,b,t} + \bar{y}2_{p,f,b,t} \quad \forall p \in P, f \in F, b \in B_f, t \in T \quad [82]$$

El material extraído por la flota de palas del banco b de la fase f a lo largo del horizonte de planificación debe ser igual al total de material disponible [58]. El total de mineral enviado a la planta de procesamiento debe ser menor o igual a la capacidad de la planta de procesamiento por período [59]. El tiempo operativo de las palas y su movimiento entre fases debe ser menor que la disponibilidad operativa de las palas [60]. Para poder asignar tiempo operativo a las palas, la pala p debe ser asignada al banco b de la fase f [61]. Cuando un banco es terminado, ninguna pala puede ser asignada a este banco [62]. Para asignar la pala p del banco b de la fase f esta pala debe estar asignada en la fase f [63]. Para asignar tiempo operativo en el banco b de la fase f para la pala p , esta debe estar ubicada en la fase f [64]. El banco b de la fase f no puede ser finalizado en el período t hasta que todo el material haya sido extraído [64]. Si el banco b de la fase f ha sido terminado en el período t , este permanece terminado en el periodo $t + 1$ [66]. Existe precedencia entre bancos de cada fase, para extraer un banco inferior debe ser extraído el superior de una misma fase [67]. Para asignar tiempo operativo, la fase-banco debe estar activa [68]. Restricciones [69] y [70] modelan el movimiento de palas entre fases. Para cada pala p , restricción [71] asegura que la trayectoria r del periodo t sea coherente. Restricciones [72] y [73] modela la desviación entre mineral enviado a la planta de procesamiento y la capacidad de planta por período. Restricciones [74] a la [76] modelan la desviación entre la ley del metal enviado a la planta de procesamiento y la ley de metal esperada en cada período. Restricciones [77] y [78] establece el tonelaje inicial de las fases-banco modeladas como stockpiles. Restricción [79] asegura que no exista mineral remanente en los stockpiles en el periodo final. Restricción [80] el total de mineral extraído de la mina más la desviación máxima de mineral es igual a la capacidad máxima de procesamiento en cualquier período. Restricción [81] El estéril extraído

de la mina sumado a la desviación de estéril durante cada período es igual al estéril objetivo. Restricción [82] define que la suma de las porciones de tiempo efectivo en destinos primarios y secundarios de una pala ubicada en los frentes de un banco debe ser igual a la porción de tiempo efectivo de dicha pala en ese banco.

4. Caso de estudio

A continuación, se describe el caso de estudio de una mina a cielo abierto que tiene como mineral de interés el cobre y como contaminante el arsénico, para generar agendamientos de producción a corto plazo aplicando el modelo de optimización propuesto.

La mina comprende 40 frentes de explotación en 2 fases y 2 stockpiles uno de alta ley y otro de baja ley que se usan para clasificar el material y controlar su calidad antes de que ingresen a planta.

Tabla 5. Contenido de mineral y estéril de cada fase

Fase	Tonelaje total [kt]	Tonelaje de mineral [kt]	Tonelaje de estéril [kt]	REM	Cu [%]	As [ppm]
1	1375.180	623.130	752.050	1.207	0.851	167.3
2	1228.890	585.620	643.270	1.098	0.852	167.7
Total	2604.070	1208.750	1395.320	1.153	0.852	167.5

La capacidad de la planta de procesamiento mineral diaria es de 65 [kt]. Los límites de ley de cobre y arsénico tanto como para la planta de procesamiento como para el stockpile de alta ley y el de baja ley respectivamente se detalla en la Tabla 6.

Tabla 6. Límites permitidos de metal y contaminante para planta de procesamiento

Componente	Cobre (metal)			Arsénico (contaminante)		
	Límite de ley inferior [%]	Límite de ley superior [%]	Ley esperada [%]	Límite de ley inferior [ppm]	Límite de ley superior [ppm]	Ley esperada [ppm]
Planta de procesamiento mineral	0.70	1.00	0.90	140	160	150

Tabla 7. Límites permitidos de metal y contaminante para stockpiles

Componente	Cobre (metal)			Arsénico (contaminante)		
	Límite de ley inferior [%]	Límite de ley superior [%]	Ley de salida hacia planta de procesamiento [%]	Límite de ley inferior [ppm]	Límite de ley superior [ppm]	Ley de salida hacia planta de procesamiento [ppm]
Stockpile de alta ley	1.00	1.38	1.00	140	160	160
Stockpile de baja ley	0.36	0.79	0.36	100	130	130

Para lidiar con las restricciones de mezcla del modelo de optimización, las leyes de salida del stockpile tanto para cobre como para arsénico están predefinidas, independiente de la ley de entrada como de salida de cobre y de arsénico, este es un escenario conservador puesto que de esta manera se evita la creación de finos de cobre que se envían del stockpile hasta la planta. Por otro lado, para el caso del arsénico la ley de salida hacia la planta de procesamiento es igual al límite superior de admisión del stockpile, de la misma manera es un escenario conservador ya que de esta manera se evita la subestimación de contenido de arsénico que se envía desde los stockpiles a la planta de procesamiento.

Se utiliza distintos equipos de carga con distintas especificaciones técnicas, para los distintos agendamientos de producción generados a partir del modelo de optimización implementado, de este modo se puede comparar la calidad de los agendamientos de producción para cada equipo de carga utilizando los indicadores de adherencia. Las especificaciones técnicas de los distintos equipos de carga utilizados se muestran a continuación.

Tabla 8. Características operativas cargador frontal L1850, pala hidráulica PC5500 y pala de cable 4100XPB

Cargador frontal L1850				
	Rendimiento [t/h]	Utilización efectiva en base nominal [%]	Capacidad de carguío [t]	Tiempo de carguío [min]
1	2695	65	48.32	3.64
2	2695	65	48.32	3.64
3	2695	65	48.32	3.64
Pala hidráulica PC5500				
1	2012	65	45.21	3.59
2	2012	65	45.21	3.59
3	2012	65	45.21	3.59
Pala de cable 4100XPB				
1	3815	65	96.26	1.19
2	3815	65	96.26	1.19
3	3815	65	96.26	1.19

El tiempo de ciclo de los camiones hacia cada destino, considerado para todos los casos se presenta en la Tabla 9.

Tabla 9. Distribución de tiempos de ciclo de camiones a destinos

Tiempos de ciclo de camiones [min]						
Fase	Stockpile de alta ley	Stockpile de baja ley	Planta	Botadero	Maniobras	Descarga
1	4.32	5.4	9.12	20.88	0.36	1.98
2	5.88	6.48	15.24	19.2	0.36	1.98

4.1. Descripción de experimentos

Se genera agendamientos de producción a corto plazo para: i) Comparar los agendamientos de producción de 3 casos en donde se varía la masa inicial en los stockpiles de alta ley y baja ley, ii) analizar la calidad de los agendamientos de producción usando los indicadores de adherencia definidos en la sección 2.6, iii) diferenciar los agendamientos de producción y los índices de adherencia dependiendo del equipo de carga que se utilice, iv) obtener la utilización efectiva en base nominal óptima de la flota de equipos de carga y camiones usados en el horizonte de planificación.

Para generar los agendamientos a corto plazo se considera 3 objetivos: i) minimizar la desviación entre el mineral desde mina enviado directamente a la planta y la capacidad de procesamiento de la planta por período, ii) minimizar la desviación entre el estéril movido y el movimiento de estéril objetivo y iii) minimizar la desviación entre el mineral enviado a la planta desde la mina y desde los stockpile y la capacidad de procesamiento de la planta. Para cada caso se varía el equipo de carga empleado, los equipos de carga analizados son: pala de cable 4100XPB, pala hidráulica PC5500 y cargador frontal L1850. El método de suma ponderada es el usado para optimizar objetivos a corto plazo.

Todos los agendamientos generados son utilizando 2.60 GHz Intel® Xeon® CPU, con 256 GB RAM, PC, running Windows 8. La implementación del modelo de optimización es en Python 3.6 (Rossum, G. v. ,2018), usando el paquete Pulp (PuLP, 2020). El modelo de optimización es resuelto usando Gurobi Optimizer versión 8.1 (Gurobi, 2020). El máximo MIP gap permitido es de 5.0% para todos los agendamientos generados.

5. Análisis de resultados

En esta sección se presenta la aplicación del modelo al caso de estudio descrito anteriormente. Se generan agendamientos para cada equipo de carga y diferente masa de stockpile inicial: i) cuando no posee masa inicial, ii) 25000 [t] de masa inicial y iii) 50000 [t] de masa inicial. Cada caso es analizado considerando restricciones de mezcla y de camiones en el modelo de optimización.

5.1. Cargador frontal L1850

Para este caso se usan 3 cargadores frontales durante todo el horizonte de planificación, la cantidad de camiones a usarse se va a determinar inicialmente con una masa inicial de 50000 [t] en cada stockpile. Para definir el número óptimo de camiones que maximice su utilización a lo largo del tiempo se realiza una iteración del número de camiones y el cálculo de los usos tanto de los equipos cargadores como de la flota de camiones. Se utiliza el modelo de optimización que incluyen las restricciones de mezcla y de camiones para el análisis del número de camiones. Una vez obtenido este resultado, se generan los agendamientos de producción variando la masa inicial del stockpile.

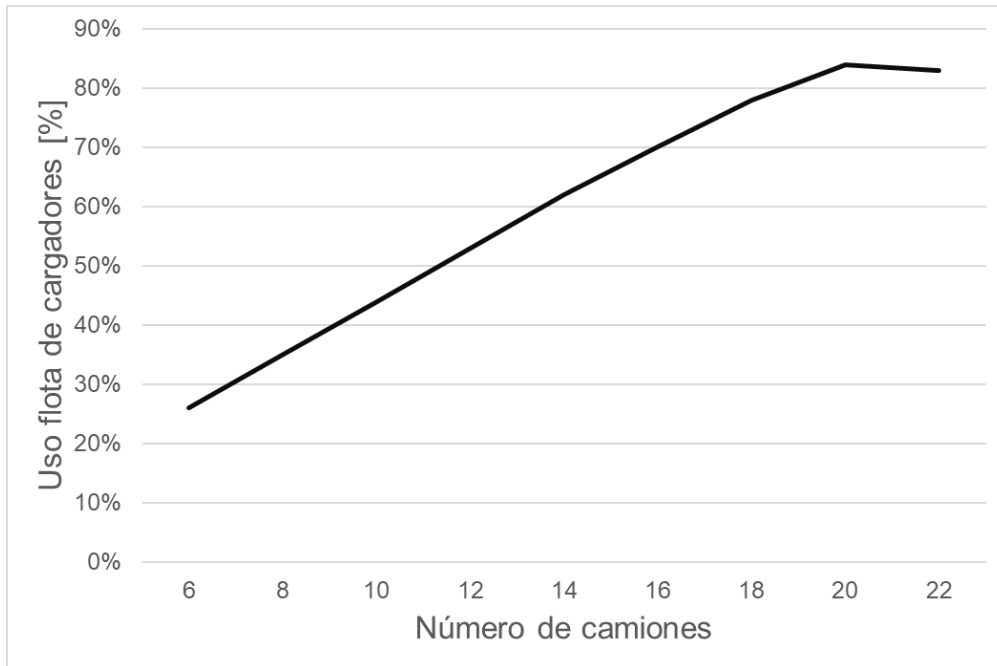


Figura 2. Porcentaje de uso de equipos de cargadores frontales en base al tamaño de flota de camiones

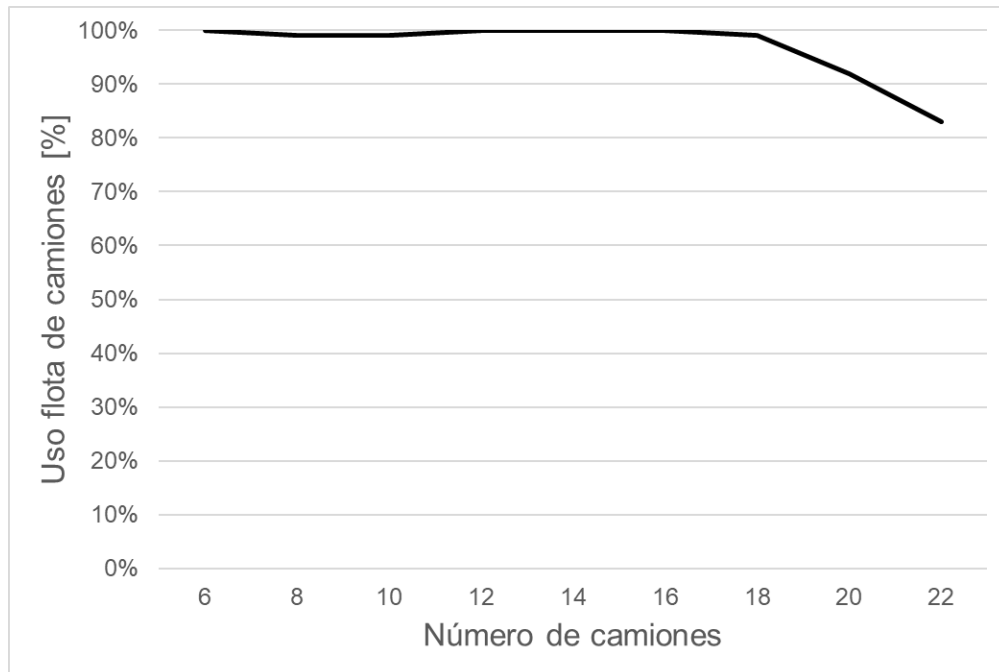


Figura 3. Porcentaje de uso de flota de camiones en base al tamaño de flota

Como muestra la Figura 2, el número óptimo de camiones que maximiza el uso de los 3 cargadores frontales que se utilizan en este caso es 20. Por otro lado, de la Figura 3 se desprende que el número óptimo de camiones que maximiza su uso en la operación es está entre 6 y 18 camiones, pero si tomamos en cuenta este

número de camiones con respecto al uso de los cargadores frontales, el uso de los cargadores frontales es muy bajo. Se opta por definir el número óptimo de camiones en 20 ya que maximiza el uso de los cargadores frontales y mantiene el uso de los camiones por encima del 90%.

5.1.1. Planes de producción sin considerar restricciones de mezcla

Se generan 3 escenarios en donde se varía la masa inicial de los stockpiles, para comparar la diferencia entre agendamientos. En el primer caso la masa inicial de los stockpiles es 0 [t], en el segundo caso la masa inicial de los stockpiles es 25000 [t] y en el tercer caso la masa inicial de los stockpiles es 50000 [t].

- Stockpile 0

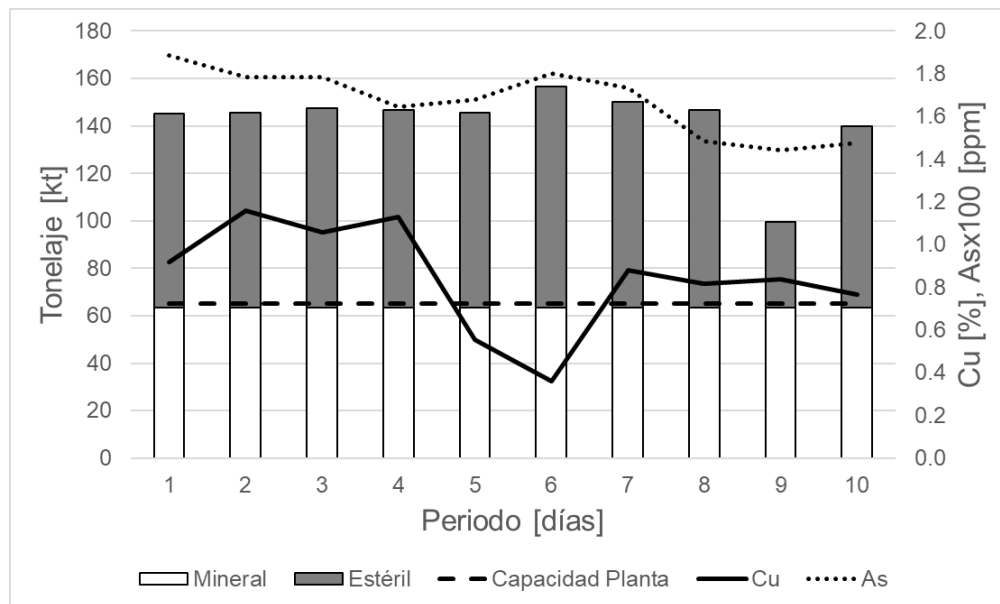


Figura 4. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 0

- Stockpile 25000

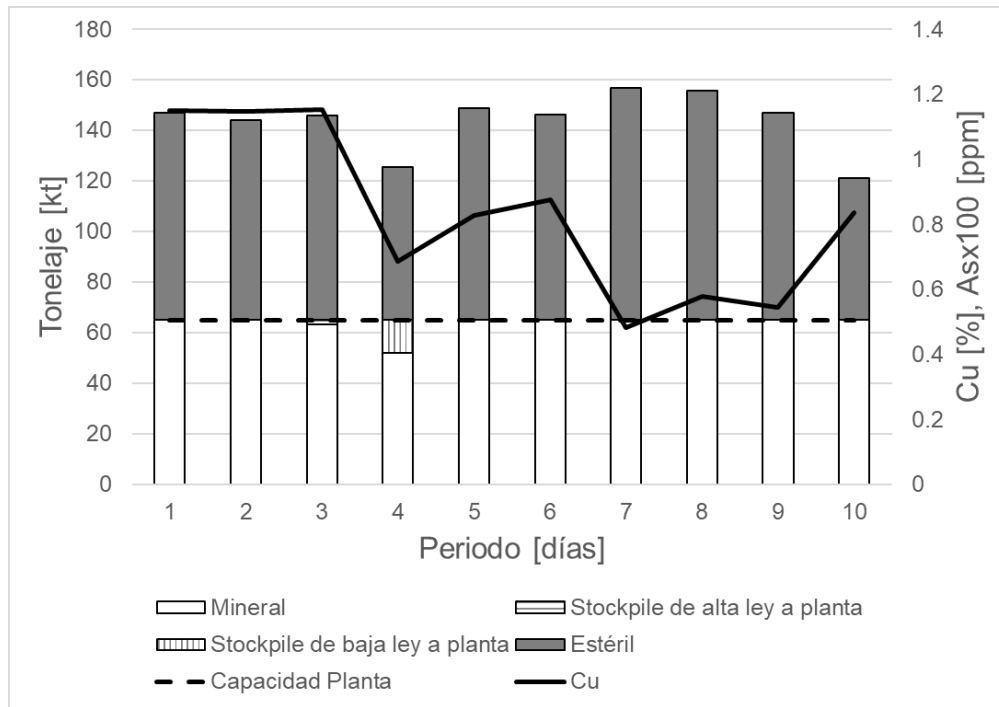


Figura 5. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000

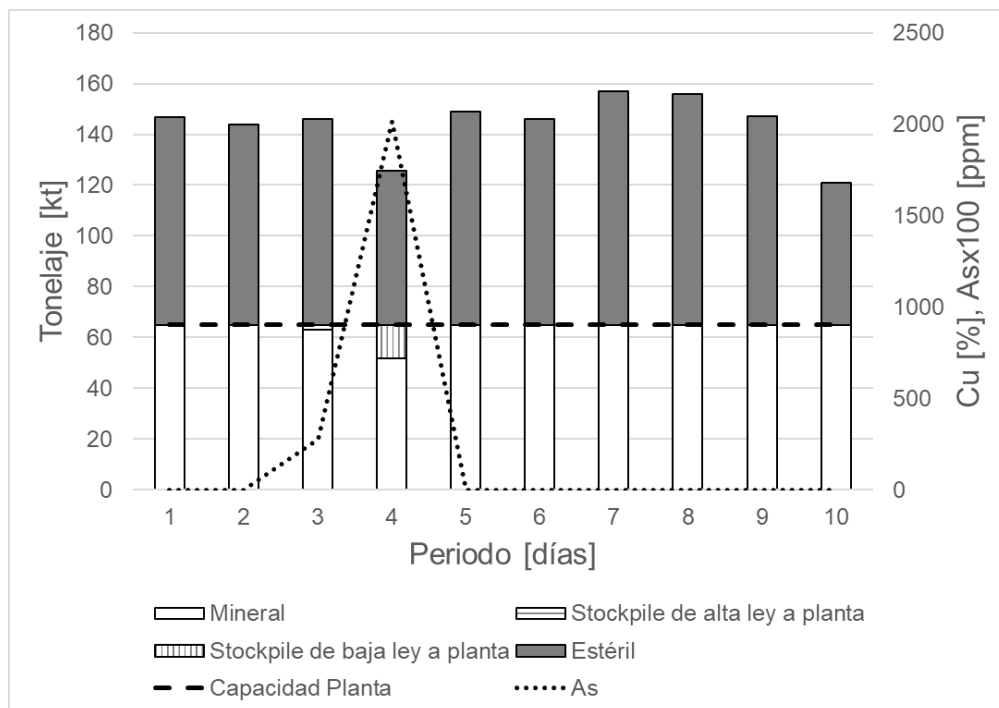


Figura 6. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000

- Stockpile 50000

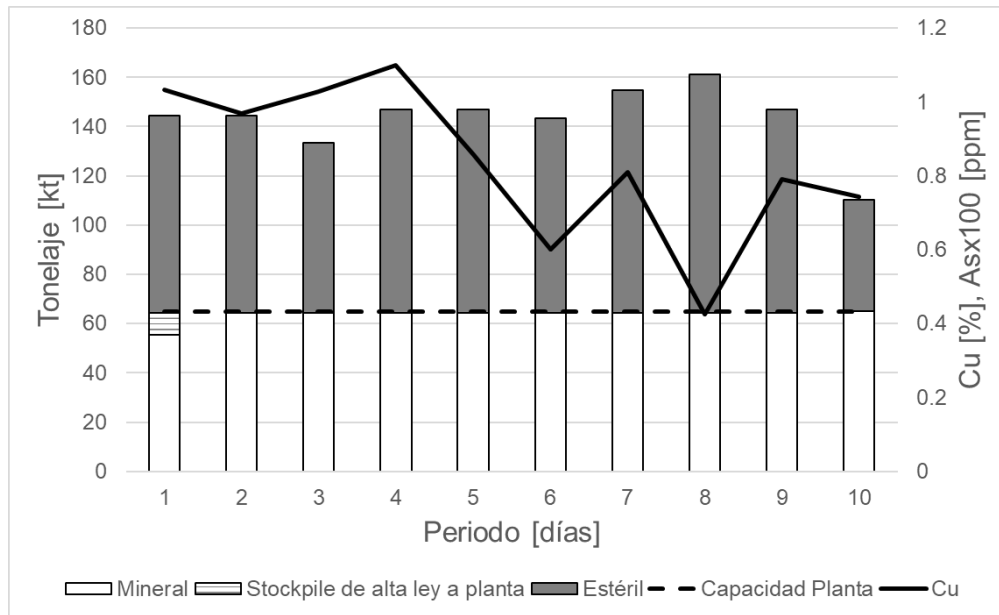


Figura 7. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000

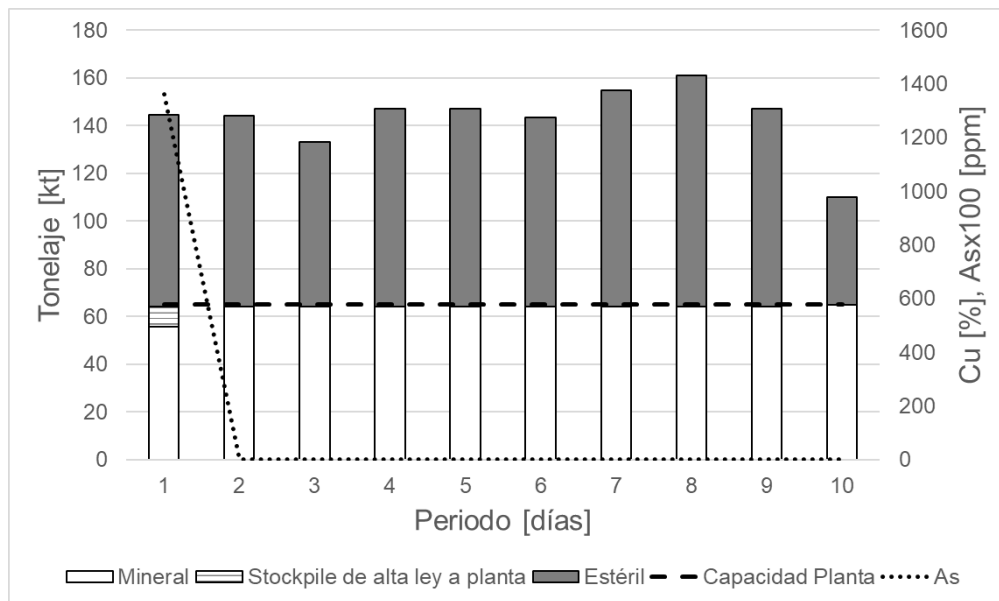


Figura 8. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000

5.1.2. Planes de producción considerando restricciones de mezcla

- Stockpile 0

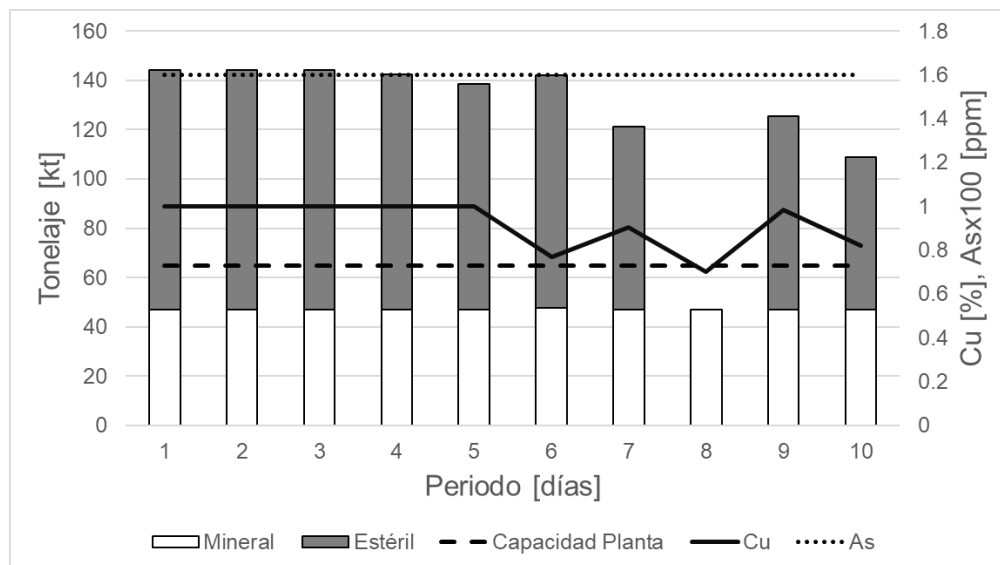


Figura 9. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 0

- Stockpile 25000

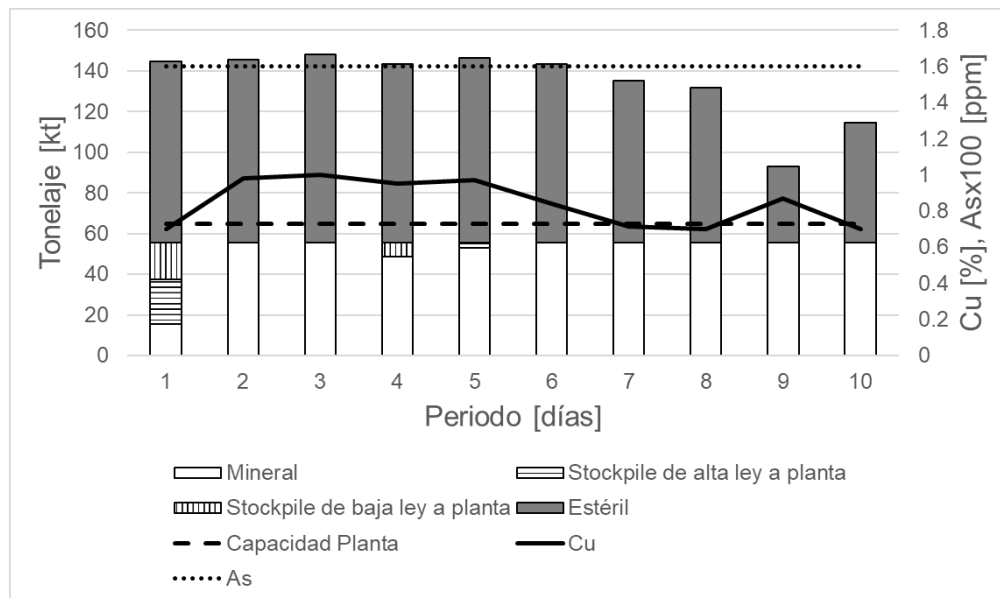


Figura 10. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 25000

- Stockpile 50000

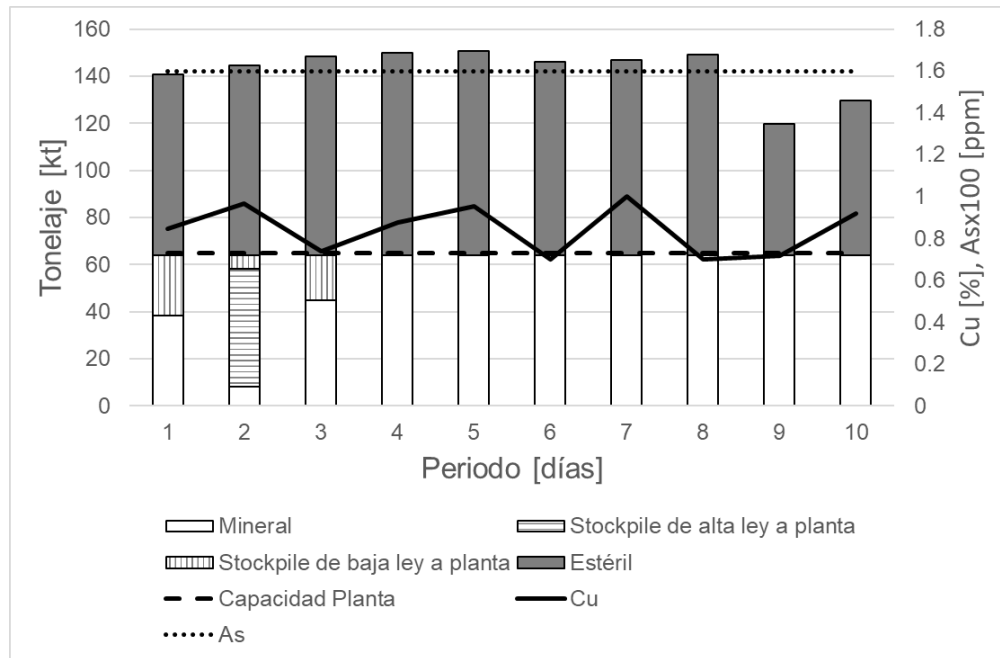


Figura 11. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 50000

Las Figuras 9, 10 y 11 demuestran que los agendamientos que consideran restricciones de mezcla cumplen con los límites de ley tanto para el metal como el contaminante. En los casos donde no se considera las restricciones de mezcla (Figuras 4, 5, 6, 7 y 8) no existe problema en saturar la planta durante el horizonte de planificación. Sin embargo, cuando si se considera las restricciones de mezcla este problema define la calidad del agendamiento, la Figura 11 que considera 50000 [t] de masa inicial en el stockpile satura la capacidad de la planta, además mantiene una extracción uniforme de mineral y estéril durante todos los períodos. Mientras la masa de los stockpiles son mayores esto permite generar la mezcla de mineral que ingresa a la planta, para cumplir con los límites de ley de metal y contaminante.

Tabla 10. Índices de adherencia para diferente masa de stockpile utilizando cargador frontal (CRM= con restricciones de mezcla, SRM= sin restricciones de mezcla)

Índices de adherencia	0		25000		50000	
	CRM	SRM	CRM	SRM	CRM	SRM
C(W)	99%	99%	99%	99%	99%	99%
C(P)	72%	98%	86%	100%	98%	99%
C(O)	72%	98%	78%	98%	83%	98%
C(R)	0%	0%	8%	2%	15%	1%
C(S)	0%	0%	0%	0%	0%	0%
C(M)	70%	94%	75%	94%	80%	94%
C(T)	85%	97%	88%	97%	90%	97%

Los resultados que muestra la Tabla 10, demuestran que el mejor agendamiento de producción considerando restricciones de mezcla es el caso donde los stockpiles poseen una masa inicial de 50000 [t]. Se llega a esta conclusión considerando que el indicador de saturación de la planta C(P) es de 98% a lo largo del horizonte de planificación. A mayor masa inicial de stockpile el remanejo aumenta (C(R) es igual a 15% con stockpile 50000 [t] y 8% con stockpile 25000 [t]) y en consecuencia también aumenta el llenado de la planta. Además, que el total de material in-situ movido representado por el indicador C(T) es del 90% con stockpile 50000 [t].

5.2. Pala hidráulica PC5500

Para este caso se usan 3 palas hidráulicas durante todo el horizonte de planificación, la cantidad de camiones a usarse se determina usando el mismo método que el caso del cargador frontal. La masa inicial de los stockpiles es de 50000 [t], se calcula el uso de las palas hidráulicas y de los camiones para poder definir el número de camiones óptimo.

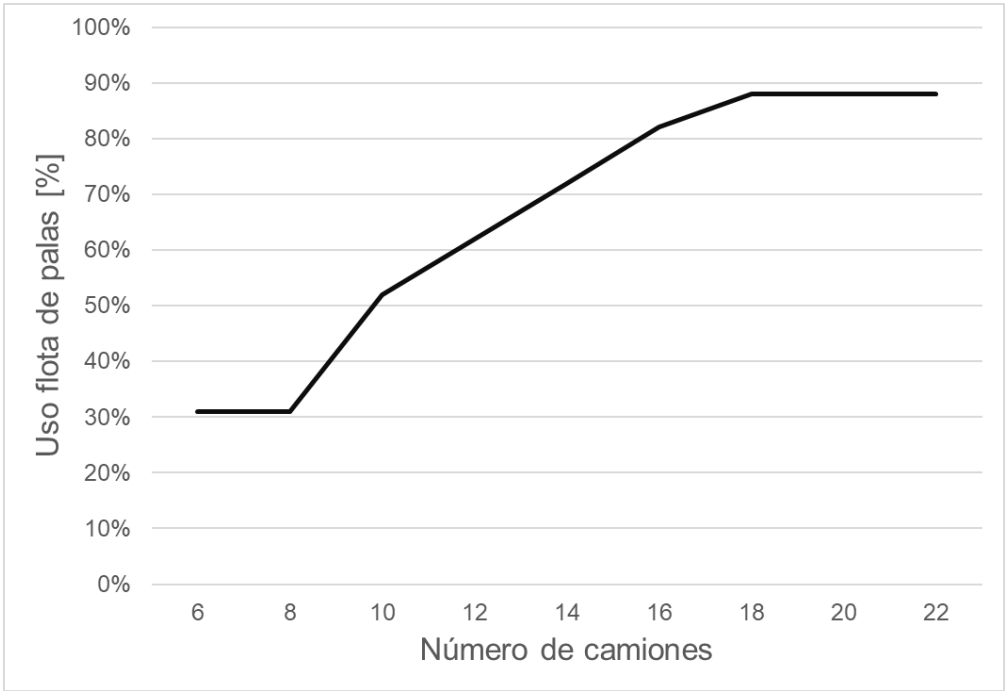


Figura 12. Porcentaje de uso de equipos de palas hidráulicas en base al tamaño de flota de camiones

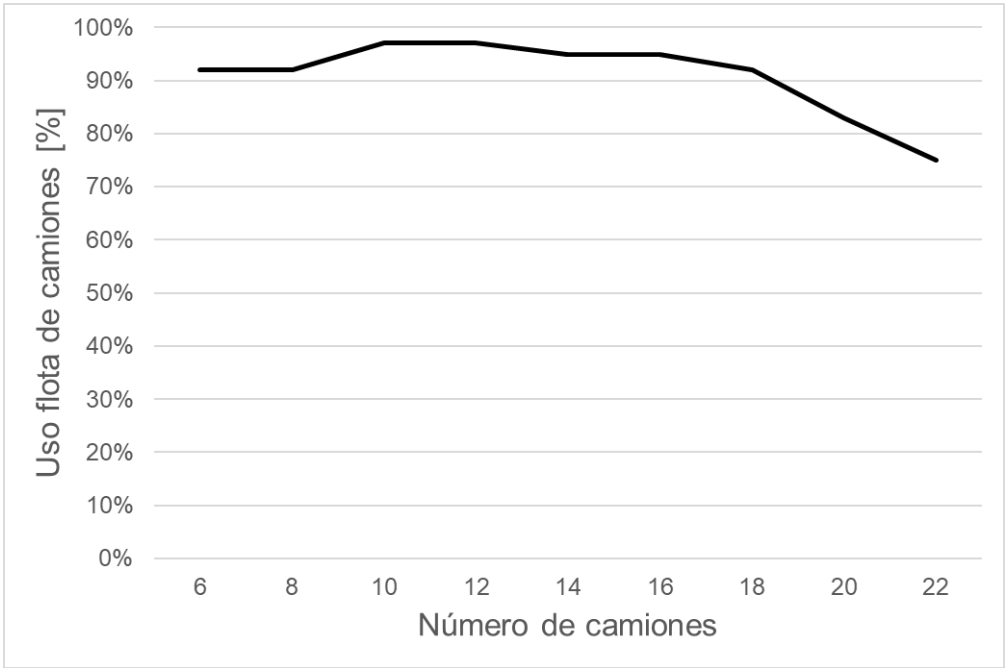


Figura 13. Porcentaje de uso de flota de camiones en base al tamaño de flota

La Figura 12 muestra que el número óptimo de camiones que maximiza el uso de las palas hidráulicas es 18. Así mismo como muestra la Figura 13 el uso de los camiones se mantiene por encima del 90% hasta cuando es de 18.

5.2.1. Planes de producción sin considerar restricciones de mezcla

- Stockpile 0

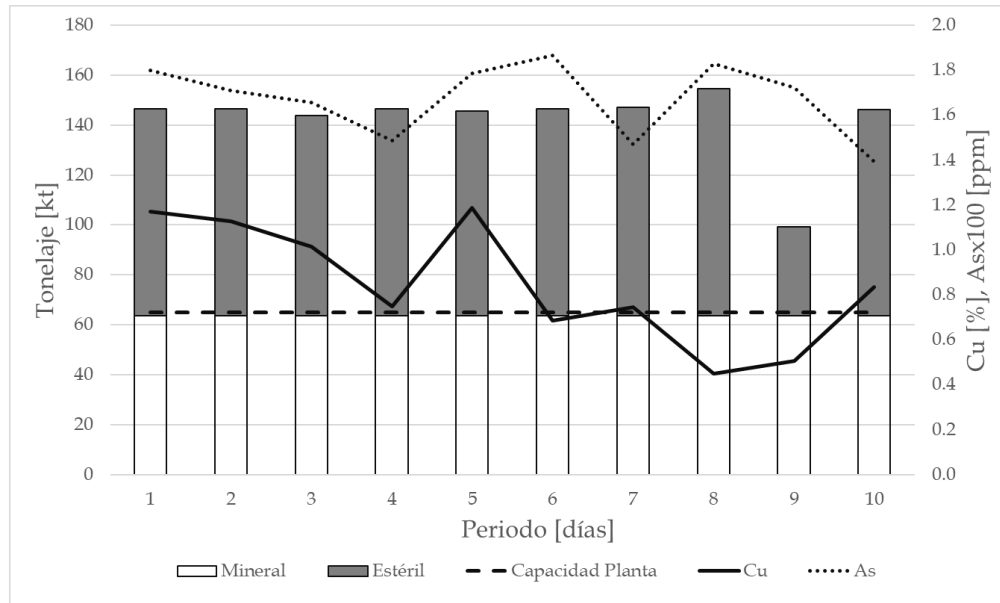


Figura 14. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 0

- Stockpile 25000

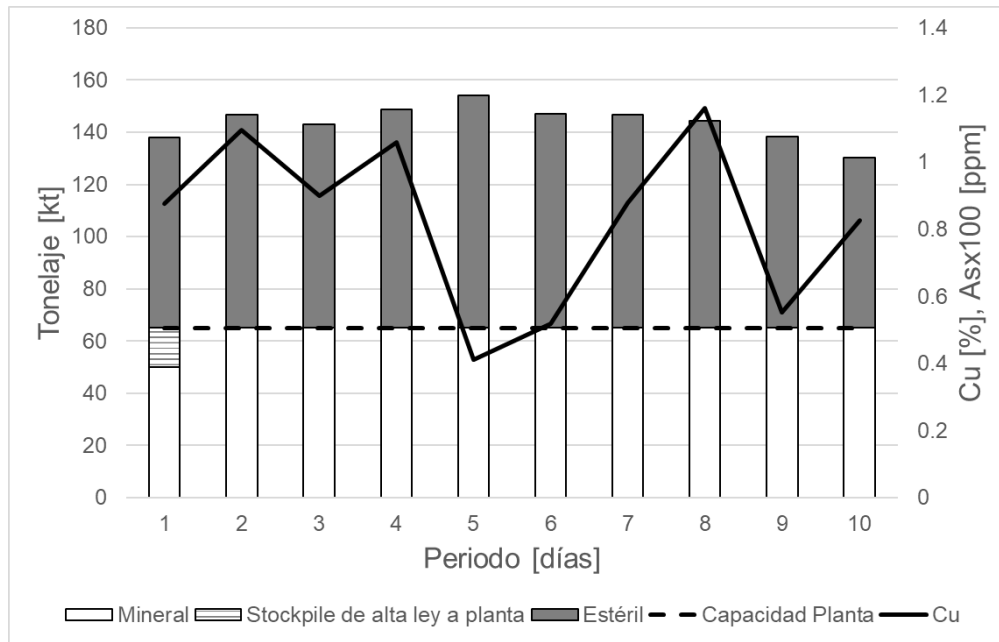


Figura 15. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000

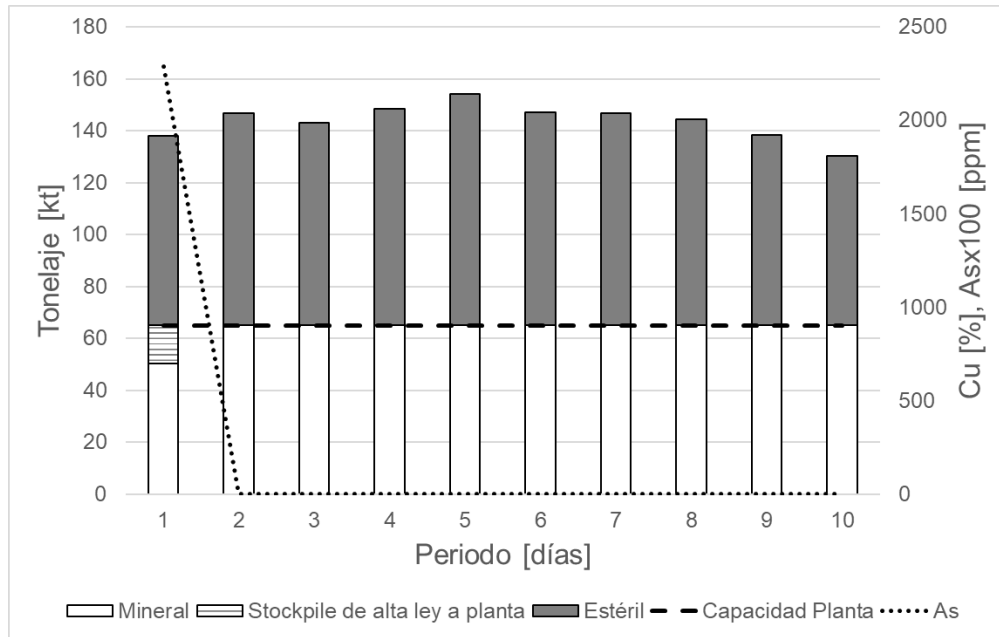


Figura 16. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000

- Stockpile 50000

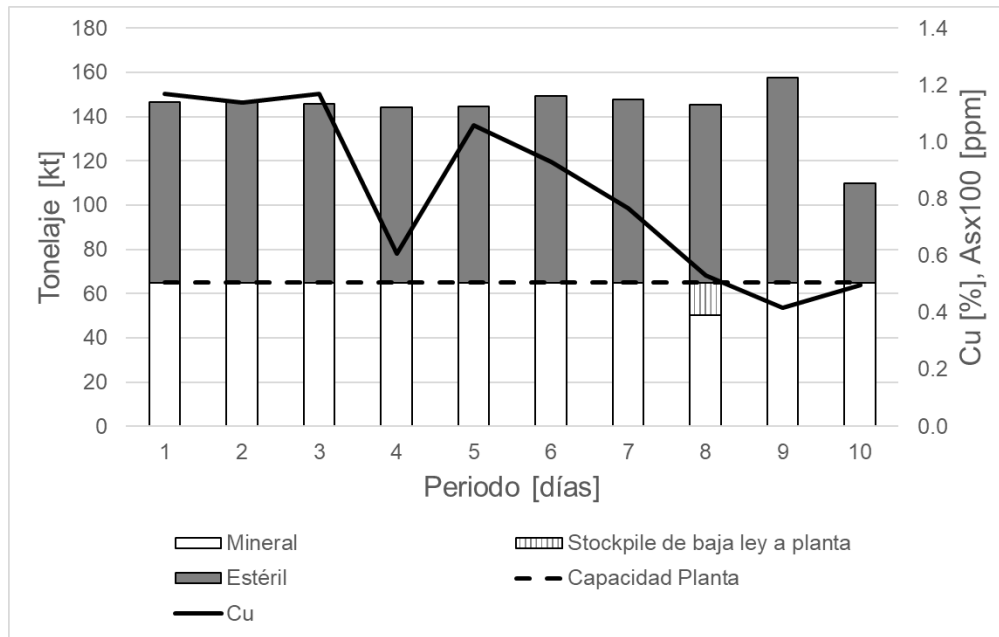


Figura 17. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000

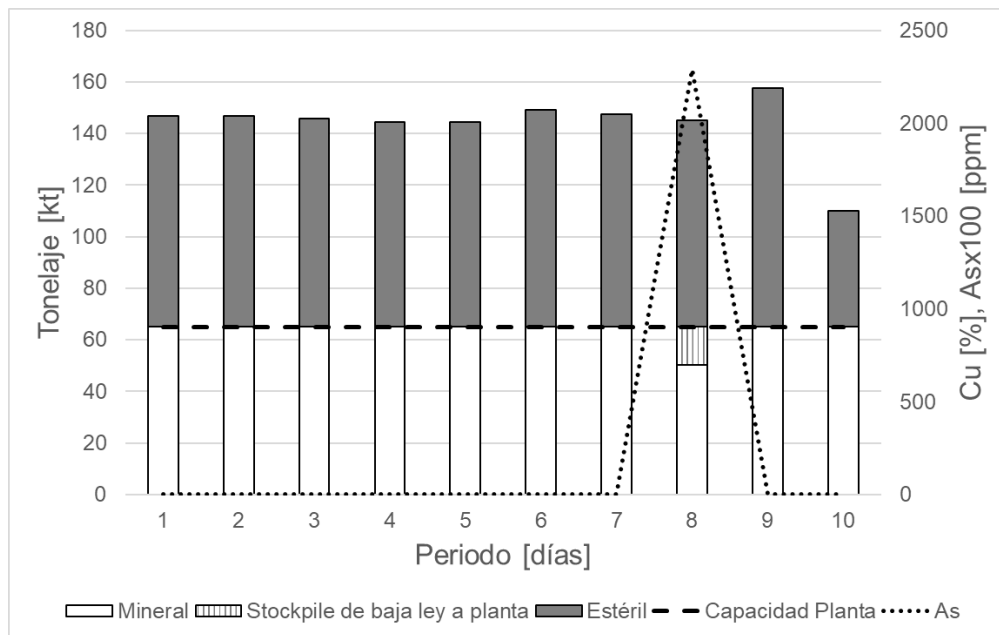


Figura 18. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000

5.2.1. Planes de producción considerando restricciones de mezcla

- Stockpile 0

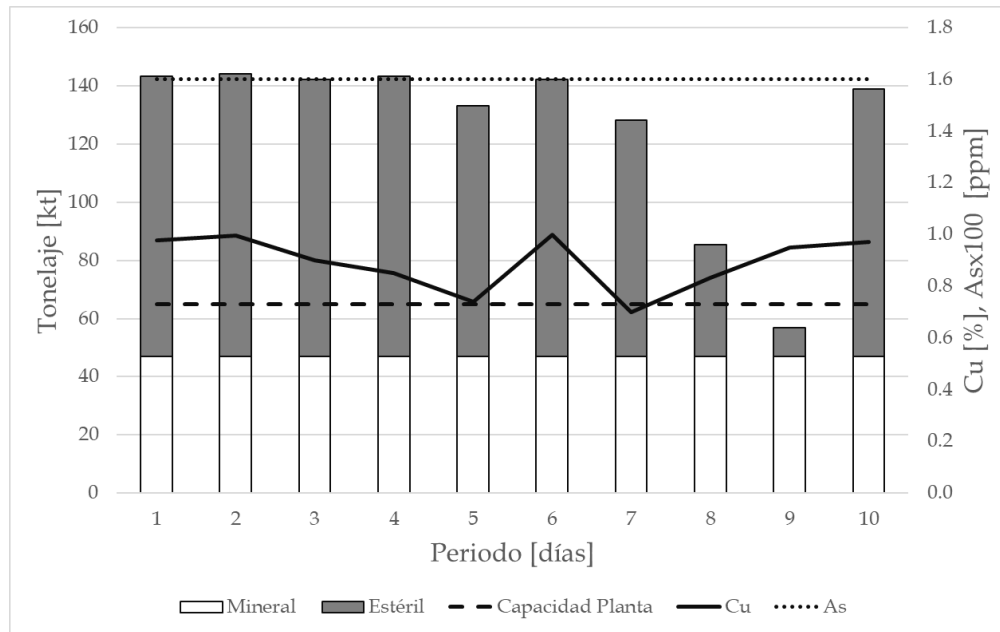


Figura 19. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 0

- Stockpile 25000

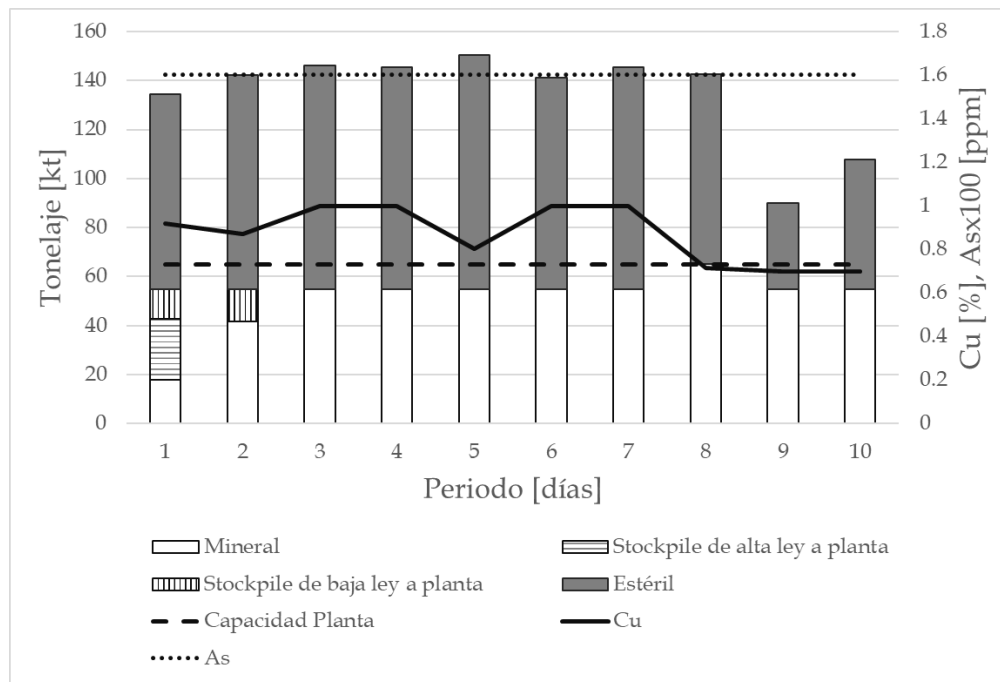


Figura 20. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 25000

- Stockpile 50000

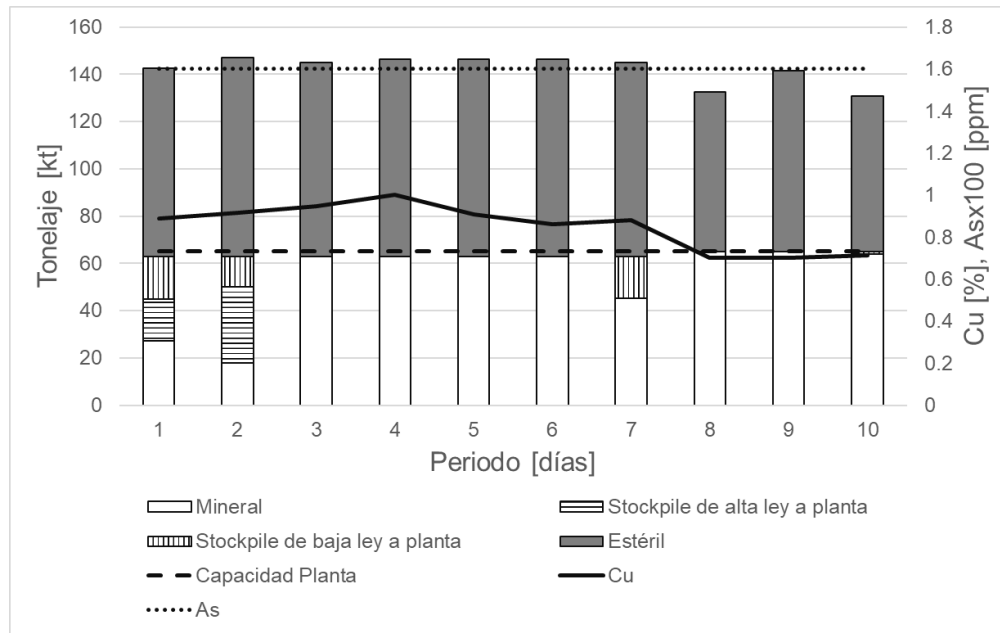


Figura 21. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 50000

Las Figuras 19, 20 y 21 muestran que al igual que el caso anterior el mejor agendamiento considerando restricciones de mezcla sigue siendo el que los stockpiles poseen 50000[t] como masa inicial. Existe mayor remanejo C(R) es igual a 15% y la saturación en la planta C(P) es igual a 98% y el total de materiañ in-situ extraído es de 90%. A diferencia del mejor agendamiento de producción para el caso que se utilizaba el cargador frontal, en este caso que se utiliza como equipo de carga la pala hidráulica no existe mucha variación de la ley del cobre a lo largo del período de planificación, así mismo la extracción de mineral y estéril es más uniforme.

Tabla 11. Índices de adherencia para diferente masa de stockpile utilizando pala hidráulica (CRM= con restricciones de mezcla, SRM= sin restricciones de mezcla)

Índices de adherencia	0		25000		50000	
	CRM	SRM	CRM	SRM	CRM	SRM
C(W)	99%	99%	99%	99%	99%	99%
C(P)	72%	98%	86%	100%	98%	100%
C(O)	72%	98%	78%	98%	82%	98%
C(R)	0%	0%	8%	2%	15%	2%
C(S)	0%	0%	0%	0%	0%	0%
C(M)	70%	94%	75%	94%	79%	94%
C(T)	85%	97%	88%	97%	90%	97%

La Tabla 11 demuestra que los indicadores de adherencia para el mejor agendamiento que es de 50000 [t] son muy similares para el caso en donde el equipo de carguío utilizado es el cargador frontal.

5.3. Pala de cable 4100XPB

Para este caso se usan 2 palas de cable durante todo el horizonte de planificación, la cantidad de camiones a usar se define como en los 2 casos anteriores. La masa inicial de los stockpiles es de 50000 [t].

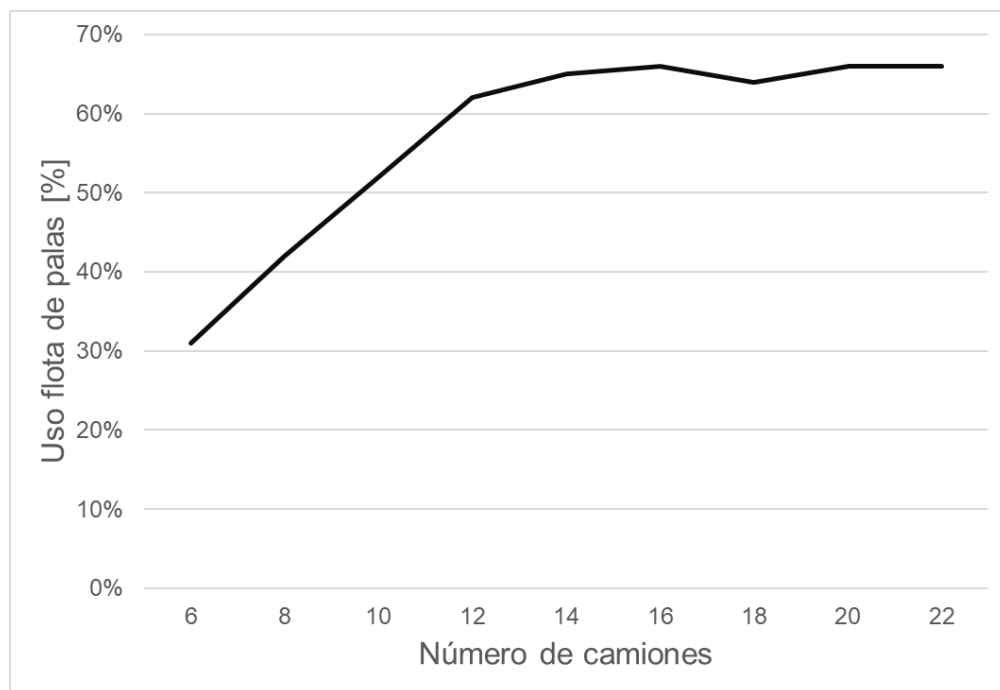


Figura 22. Porcentaje de uso de equipos de palas de cable en base al tamaño de flota de camiones

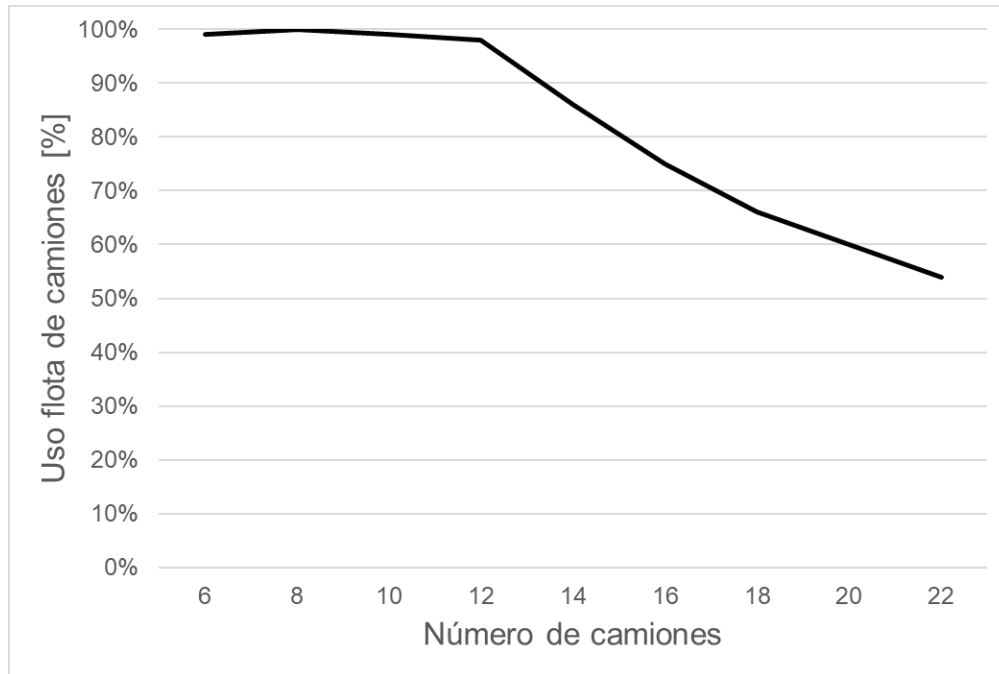


Figura 23. Porcentaje de uso de flota de camiones en base al tamaño de flota

Como muestra la Figura 22 el mejor uso de las palas de cable se da cuando se utiliza más de 12 camiones. Sin embargo, la Figura 23 muestra que el mejor uso de la flota de camiones se registra entre 6 y 12 camiones, por lo tanto, el número óptimo de camiones que maximiza el uso de palas de cable y camiones es 12.

5.3.1. Planes de producción sin considerar restricciones de mezcla

- Stockpile 0

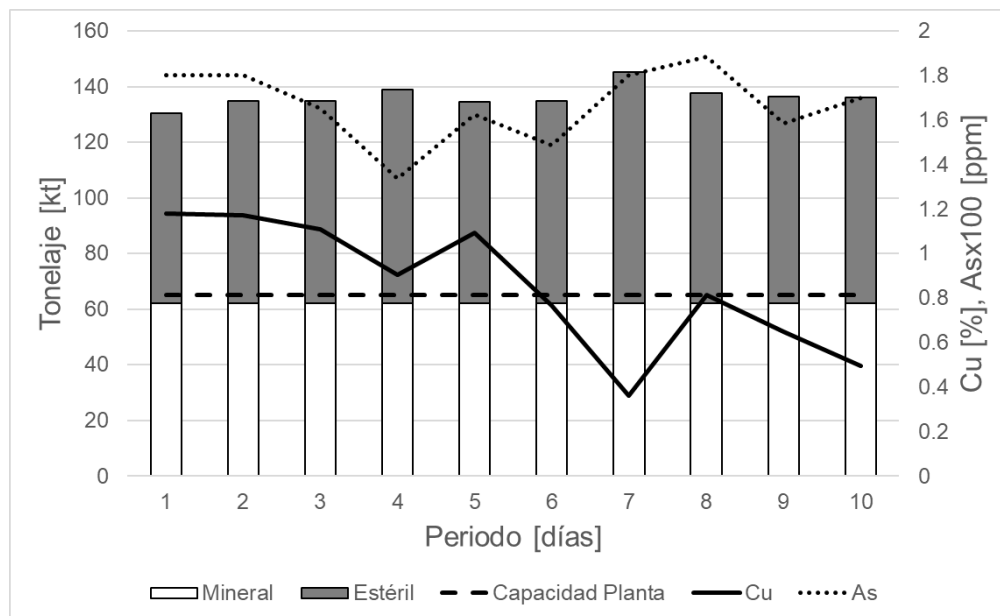


Figura 24. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 0

- Stockpile 25000

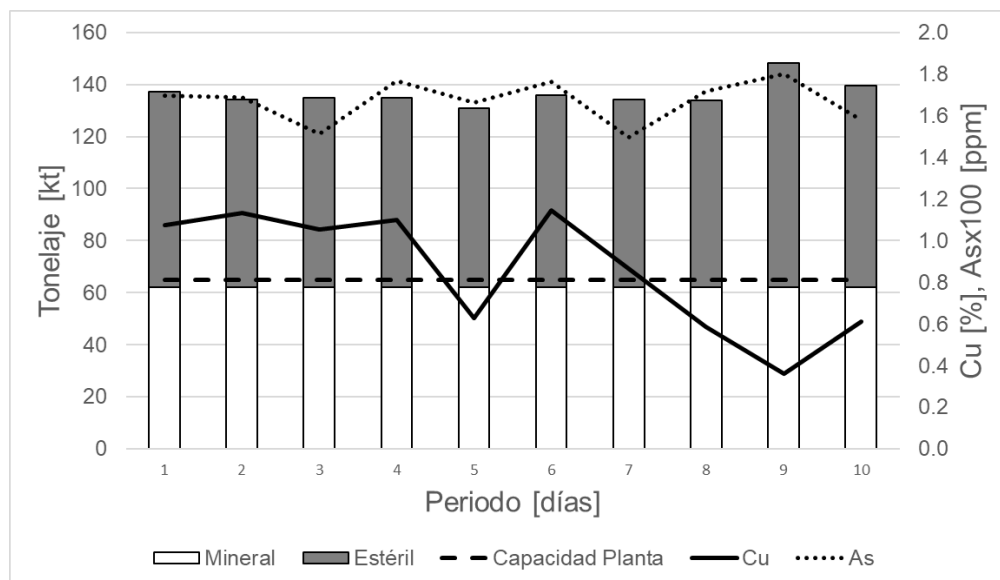


Figura 25. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 25000

- Stockpile 50000

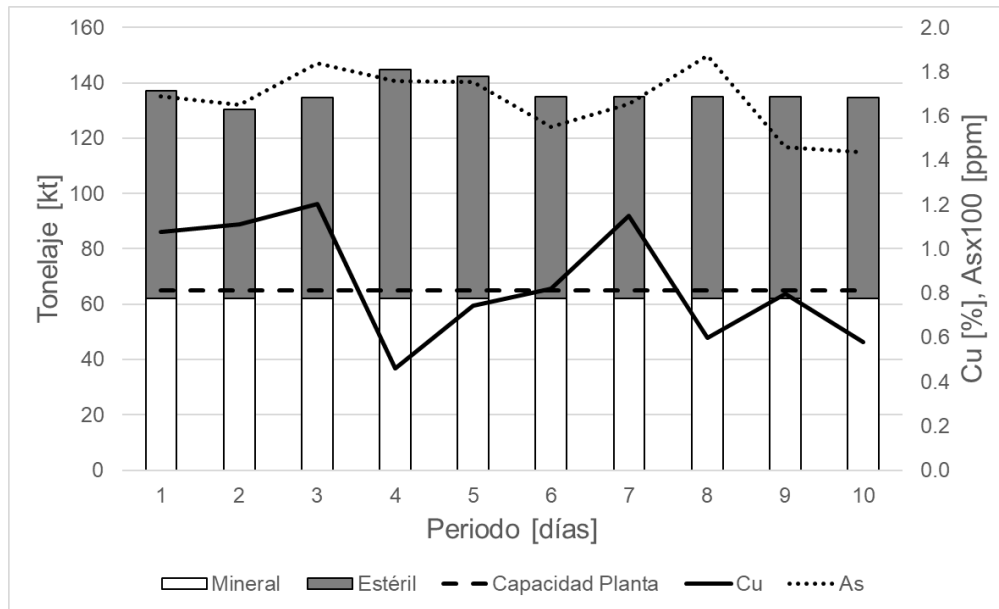


Figura 26. Plan de producción sin considerar restricciones de mezcla, stockpile 50000

5.3.2. Planes de producción considerando restricciones de mezcla

- Stockpile 0

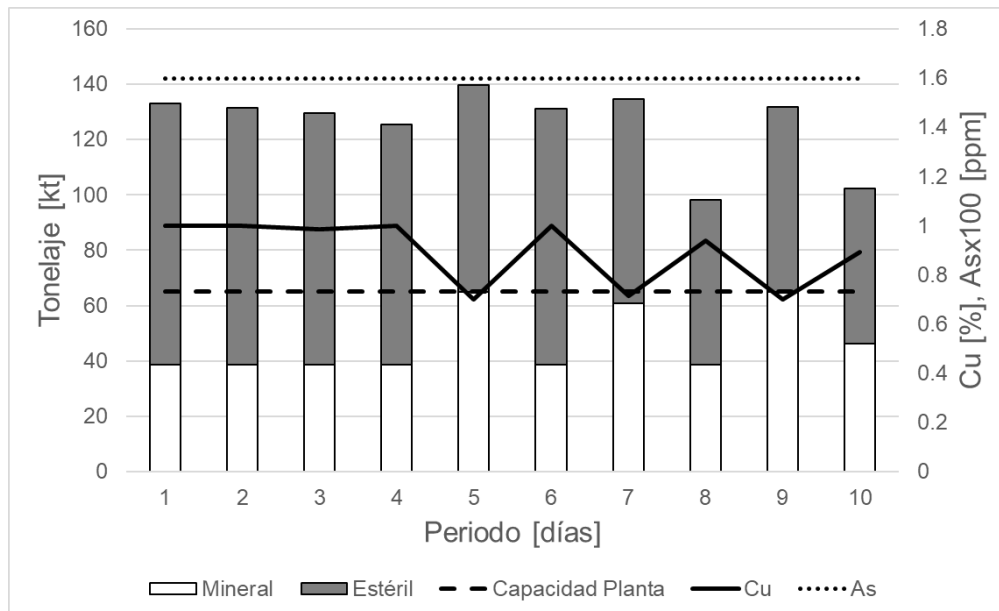


Figura 27. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 0

- Stockpile 25000

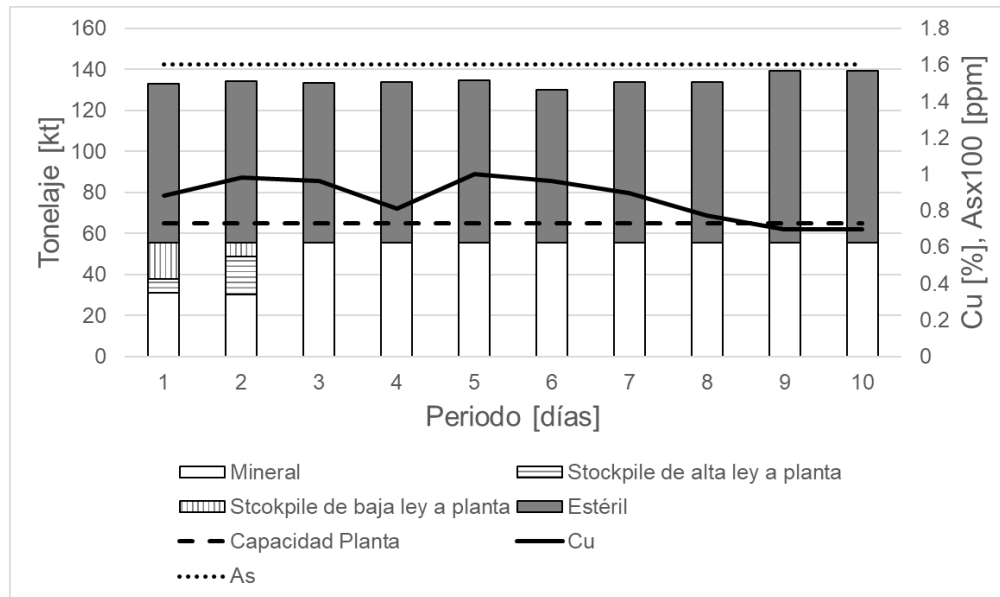


Figura 28. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 25000

- Stockpile 50000

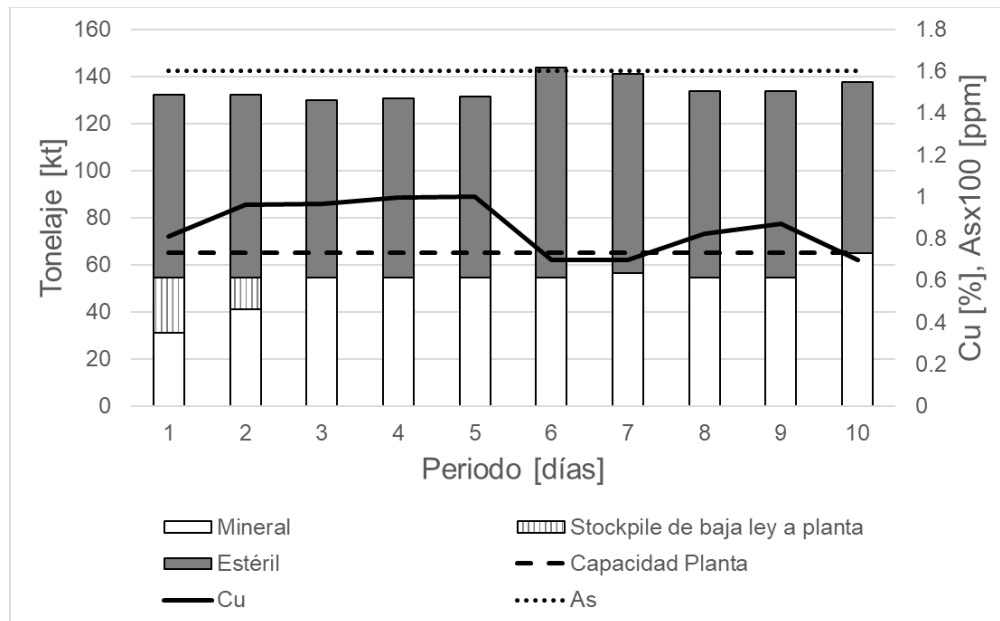


Figura 29. Plan de producción considerando restricciones de mezcla, stockpile 50000

Las Figuras 27, 28 y 29 demuestran que no se satura la planta en ninguno de los casos variando la masa inicial de lo stockpiles. Por otro lado, la homogeneidad del plan de producción es mejor que de los casos anteriores, la variación de la ley del

metal es similar al caso de la pala hidráulica y la variación de la ley del contaminante se mantiene similar en los 3 casos presentados.

Tabla 12. Índices de adherencia para diferente masa de stockpile utilizando pala de cable (CRM= con restricciones de mezcla, SRM= sin restricciones de mezcla)

Índices de adherencia	0		25000		50000	
	CRM	SRM	CRM	SRM	CRM	SRM
C(W)	99%	93%	99%	93%	99%	93%
C(P)	72%	96%	86%	96%	86%	96%
C(O)	72%	96%	78%	96%	80%	96%
C(R)	0%	0%	8%	0%	6%	0%
C(S)	0%	0%	0%	0%	0%	0%
C(M)	70%	92%	75%	92%	77%	92%
C(T)	85%	93%	88%	93%	89%	93%

Como muestra la Tabla 12, cuando se usa la pala de cable como equipo de carguío, no existe diferencia en la calidad de los agendamientos de producción tanto para el caso que usa 25000 [t] y 50000 [t] (C(P) es igual a 86% es ambos casos y C(T) es igual a 88% para stockpile de 25000 [t] y 89% para el caso de 5000 [t]) cualquiera de los 2 casos puede ser el idóneo cuando se usa este equipo de carguío. La diferencia radica en que en remanejo es de 8% para el caso de stockpile de 25000 [t] y 6% para el caso de 50000 [t].

5.4. Usos de equipos de carguío

La Tabla 13 muestra los usos de los equipos de carguío para cada caso en donde se varía la masa inicial de los stockpiles. Como se puede observar considerando las restricciones de mezcla, cuando se utiliza la pala hidráulica se genera los mejores usos de este equipo para cualquiera de los 3 casos de variación de masa de los stockpiles.

Tabla 13. Usos de equipos de carguío, según masa en stockpiles

	Cargador Frontal		Pala Hidráulica		Pala de Cable	
	CRM	SRM	CRM	SRM	CRM	SRM
0	74%	84%	78%	88%	58%	63%
25000	79%	85%	83%	89%	62%	63%
50000	84%	84%	88%	89%	62%	63%

5.5. Usos de camiones

La Tabla 14 muestra que, a diferencia de los resultados anteriores, los camiones tienen su mayor uso cuando se usa la pala de cable como equipo de carguío para cualquiera de los 3 casos en donde se varía la masa inicial de los stockpiles.

Tabla 14. Usos de flota de camiones, según equipo de carguío masa en stockpiles

	Cargador Frontal		Pala Hidráulica		Pala de Cable	
	CRM	SRM	CRM	SRM	CRM	SRM
0	87%	96%	86%	96%	94%	100%
25000	89%	96%	89%	96%	97%	100%
50000	92%	96%	92%	96%	98%	100%

6. Conclusiones y recomendaciones

6.1. Conclusiones

La planificación a corto plazo en minería a cielo abierto tiene como objetivo el cumplimiento de metas productivas mediante la asignación de los recursos utilizados en la operación minera. Este trabajo se enfoca en considerar stockpiles en planificación a corto plazo y analizar su efecto en los agendamientos de producción generados utilizando el modelo de optimización propuesto. Además, para controlar la mezcla del material que ingresa a la planta de procesamiento se consideran dos stockpiles de alta y de baja ley. Se analiza la variabilidad de la calidad de los agendamientos de producción dependiendo del equipo de carguío y el tamaño de la flota de camiones que se utiliza en la operación.

En el caso de estudio presentado busca el mejor agendamiento de producción que maximice la productividad de la operación. Para llegar a este resultado se generan varios escenarios cada uno con distinto equipo de carguío y tamaño de flota de camiones. La primera conclusión obtenida es que la mezcla de mineral que sale de mina con el material de los stockpiles que se produce en los distintos agendamientos de producción definen su calidad. Dependiendo del dimensionamiento del equipo de carga y transporte que se realizó previamente. Esto significa que la homogeneidad de un agendamiento y los flujos de mineral y estéril que son movidos en cada período dependen del equipo de carguío utilizado. Los resultados obtenidos que utilizan como equipo de carguío tanto para la pala hidráulica como el cargador frontal son similares. Sin embargo, se define que el equipo de carguío óptimo para el caso de estudio presentado es la pala hidráulica ya que su uso durante el horizonte de planificación es mayor en 4% en todos los casos con respecto al cargador frontal. Para el caso de la pala de cable debido a sus características operativas los agendamientos de producción resultan

distintos a los 2 casos antes mencionados. Para el caso del cargador frontal y de la pala hidráulica se utilizan 3 equipos en cada caso, en el caso de la pala de cable sólo se utilizan 2 equipos de carguío. Así mismo, el caso de la pala de cable resulta ser el peor por la calidad de agendamientos que genera y además porque el uso de este equipo de carguío es de apenas el 62%.

La influencia de los stockpiles en los agendamientos de producción es para clasificar el mineral y controlar la mezcla de mineral. El uso de stockpiles que poseen mayor masa permiten llenar la capacidad de la planta considerando restricciones de mezcla de metal y contaminante.

En todos los casos la ley de contaminante se mantiene en el límite superior de la ley del stockpile de alta ley que es de 160 [ppm] durante todos los periodos, caso contrario pasa con el caso del metal que varía dependiendo de la masa del stockpile y de la maquinaria utilizada.

6.2. Recomendaciones

Realizar un análisis económico de los equipos de carguío y transporte a utilizar.

En este trabajo se definieron los equipos de carguío y transporte a utilizar en base a sus usos, hay que considerar que para el caso de estudio presentado existen 3 configuraciones de equipos a utilizar: i) 3 cargadores frontales y 20 camiones, ii) 3 palas hidráulicas y 18 camiones y iii) 2 palas de cable y 12 camiones.

El mejor caso fue definido en el que se utiliza pala hidráulica. Sin embargo, hay que realizar un estudio de los CAPEX y OPEX de los equipos de carguío y transporte a utilizar para esto complementa la definición de la flota de equipos a utilizar.

Con respecto a los equipos utilizados, en este trabajo se calculan el tamaño de flota de camiones en base a un análisis de sensibilidad del uso de los camiones con respecto a un equipo de carguío. Sin embargo, si se desea llegar a una respuesta más real se debe realizar simulaciones con algún software minero especializado, de esta manera se puede considerar factores importantes dentro de la operación minera como los tiempos de ciclo, cambios de turno, colaciones y pérdidas operacionales.

Para trabajos futuros se plantea considerar la incertidumbre geológica en términos de ley de metal y contaminante para el caso de estudio presentado, de manera de considerar la variabilidad de la ley. También se puede considerar la incertidumbre operacional, asociada a las distribuciones de tiempo de parámetros operacionales tales como la velocidad, tiempos de carga y descarga, tiempos entre fallas y

tiempos de reparación. La incertidumbre operacional se puede considerar mediante la simulación de eventos discretos.

7. Bibliografía

- Behrang, K., Hooman, A., & Clayton, D. (2014). A Linear Programming Model for Long-Term Mine Planning . *International Journal of Mining Science and Technology*.
- Burt, C. (2014). Equipment Selection for Surface Mining: A Review. *Interfaces*, 143-162.
- Fioroni, M. (2008). Concurrent Simulation and Optimisation Models for Mining Planning. *Winter Simulation Conference*.
- Grodzevich, O., & Romanko, O. (2006). *Normalization and other topics in multi-objectives optimization*. Toronto : Fields-MITACS Industrial Problems Workshop.
- Hustruid, W., Kuchta, M., & Martin, R. (2013). *Open pit mine planning & design*.
- IBM. (1992). Optimization Subroutine Library.
- Jonhson, T. (1968). Optimum open-pit mine production scheduling. *A Decade of Digital Computing in the Mineral Industry* , 539-562.
- Kumar, A., & Chatterjee, S. (2016). Open-Pit Coal Mine Production Sequencing incorporating grade blending and stockpiling options; An Application from Indian Mine . *Enginnering Optimization*.
- Manríquez, F., González, H., & Morales, N. (2019). Short-term open pit production scheduling with hierarchical objectives . *APCOM*, 443-451.
- Manríquez, F., González, H., & Morales, N. (2020). Short-Term Open Pit production Scheduling Optimising Multiple Objectives.
- Marchand, H., Martin, A., Weismantel, R., & Wolsey, L. (2002). Cutting planes in integer and mixed integer programming. *Science Direct*, 397-446.
- Mitchell, J. (2011). Branch and Cut . *Wiley Encyclopedia of Operations Research and Management Science*.
- Moreno, E., Rezakhah, M., Newman, A., & Ferreira, F. (2016). Linear Models for Stockpiling in Open-pit Mine Production Scheduling . *European Journal of Oerational Research*, 1-31.
- Morrison, D. R., Jacobson, S. H., Sauppe, J. J., & Sewell, E. C. (2016). Branch and bound algorithms: A survey of recent advances in searching, branching and pruning. *Science Direct*, 79-102.

- Newman, A., Rubio, E., Caro, R., & Weintraub, A. (2007). A Review of Operations Research in Mine Planning. *Workshop on Operations Research in Mining* , 1-13.
- Optimization, G. (2020). *Gurobi Optimizer*. Obtenido de <https://www.gurobi.com/>
- Rezakhah, M., Moreno, E., & Newman, A. (2020). Practical Performance of an Open Pit Mine Scheduling Model Considering Blending and Stockpiling . *Computers and Operations Reserach*.
- Smith, M. (1999). Optimizing inventory stockpiles and mine production: An application of separable and goal programming to phosphate mining using AMPL/Cplex . *Cim Bulletin* , 61-64.
- Smith, S., GS., W., & Gould, M. (2000). A New Earthworks Estimating Methodology . *Construction Management Economy* , 219-228.
- Torkamani, E., & Askari-Nasab, H. (2015). A Linkage of Truck and Shovel Operations to Short Term Mine Plan Using Discrete-Event Simulation. *Mining and Mineral Engineering*.
- Troncoso, F. (2009). Modelo de planificación a corto plazo aplicado a la mina Spence. 45-67.
- Upadhyay, S., & Askari-Nasab, H. (2016). Truck-Shovel Allocation Optimisation: agoal programming approach. *Mining Technology*, 82-92.
- Valdes, F., Lanata, M., & Orosco, W. (2011). Programación Lineal en Gestión de Operaciones Mineras.

Anexos

Anexo A. Distribución de tiempos cargador frontal

Distribución de tiempos cargador frontal stockpile 0, con restricciones de mezcla

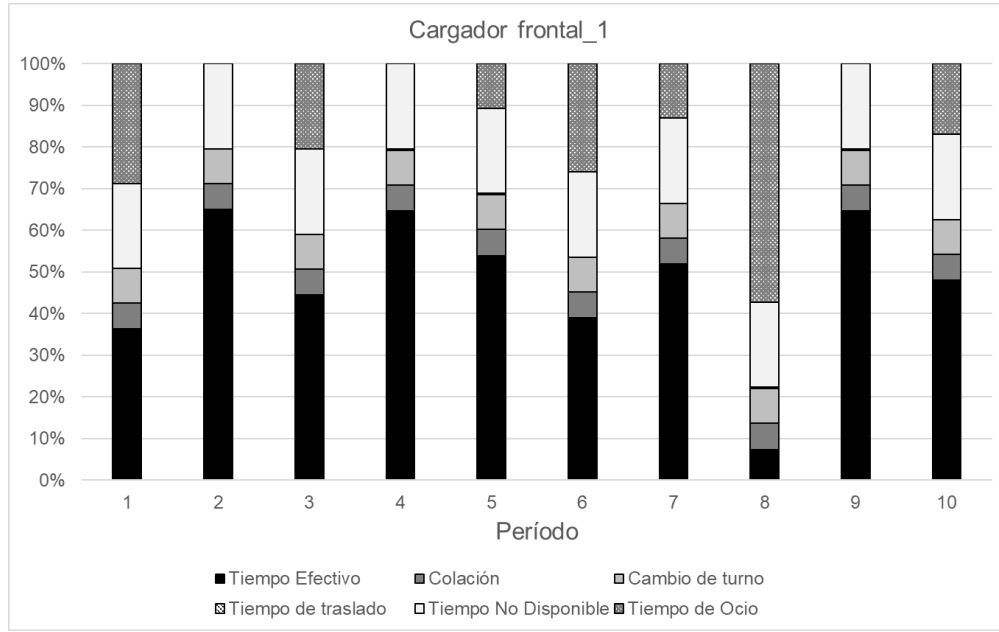


Figura 30. Distribución de tiempos de Cargador frontal_1, stockpile 0

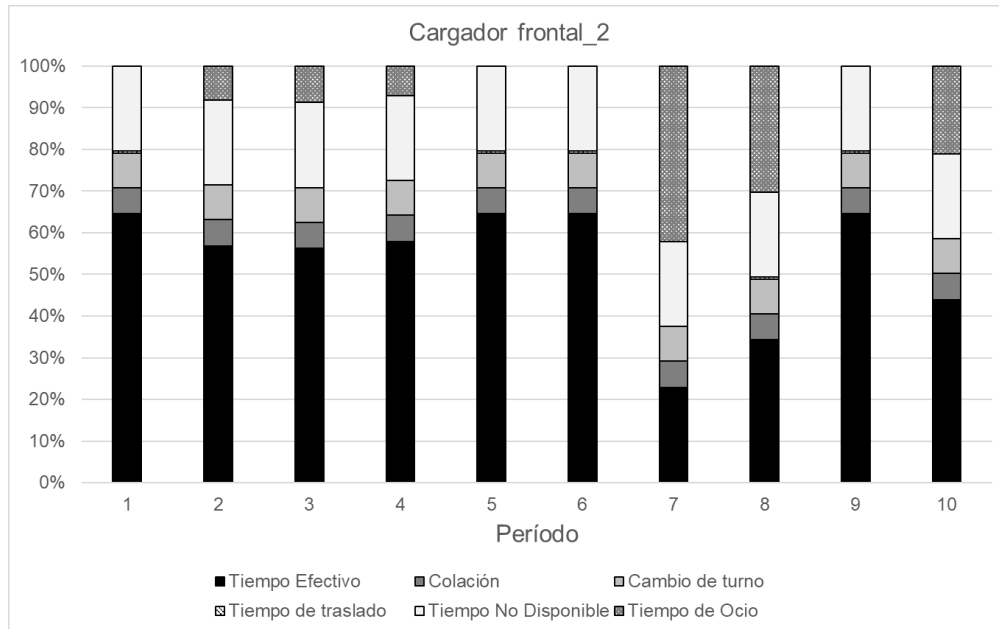


Figura 31. Distribución de tiempos de Cargador frontal_2 stockpile 0

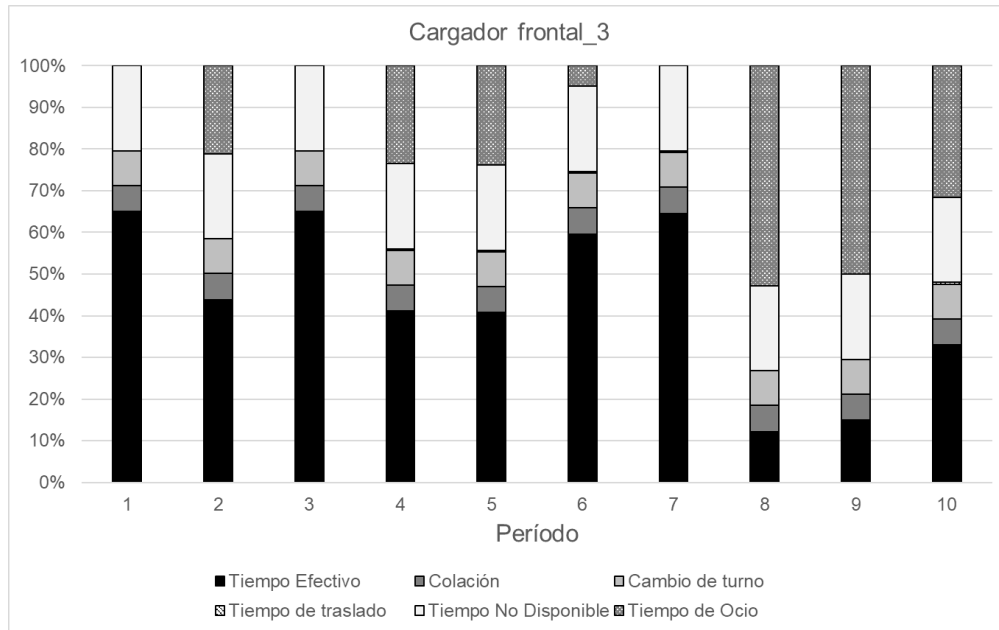


Figura 32. Distribución de tiempos de Cargador frontal_3 stockpile 0

Las Figuras 30, 31 y 32 muestran que el tiempo efectivo de los cargadores frontales durante todos los períodos supera el 49%. Además, dado la velocidad del cargador frontal el tiempo de traslado entre fases representa menos del 1% del tiempo nominal.

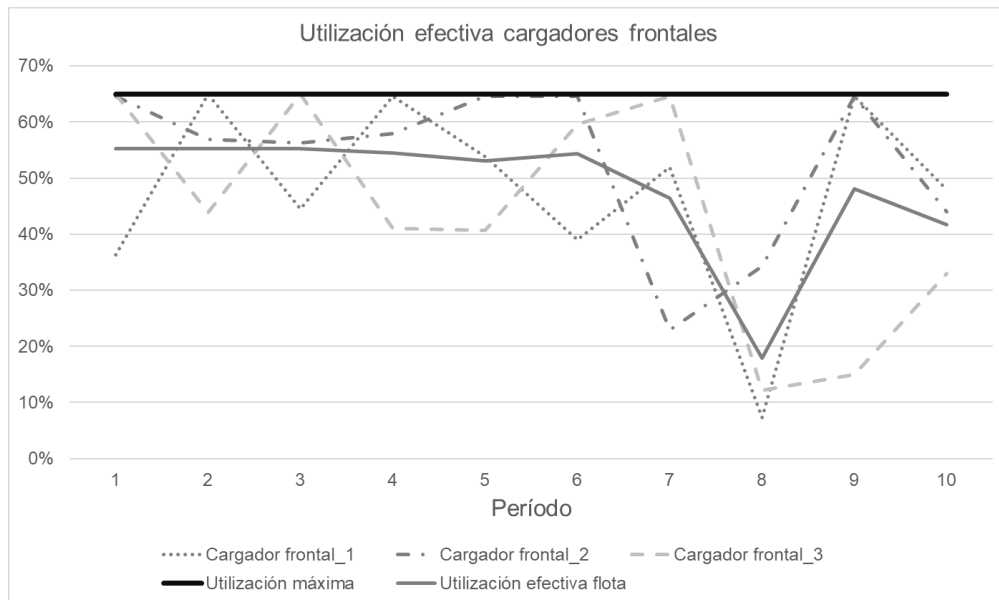


Figura 33. Utilización efectiva cargadores frontales, stockpile 0

La Figura 33 muestra que los cargadores frontales 1 y 3 experimentan su valor más bajo de utilización efectiva en el período 8 con un valor cercano a 10%. Por

otro lado, el cargador frontal 2 posee su valor más bajo de utilización efectiva en el período 7 con un valor de 25%.

Distribución de tiempos cargador frontal stockpile 25000, con restricciones de mezcla

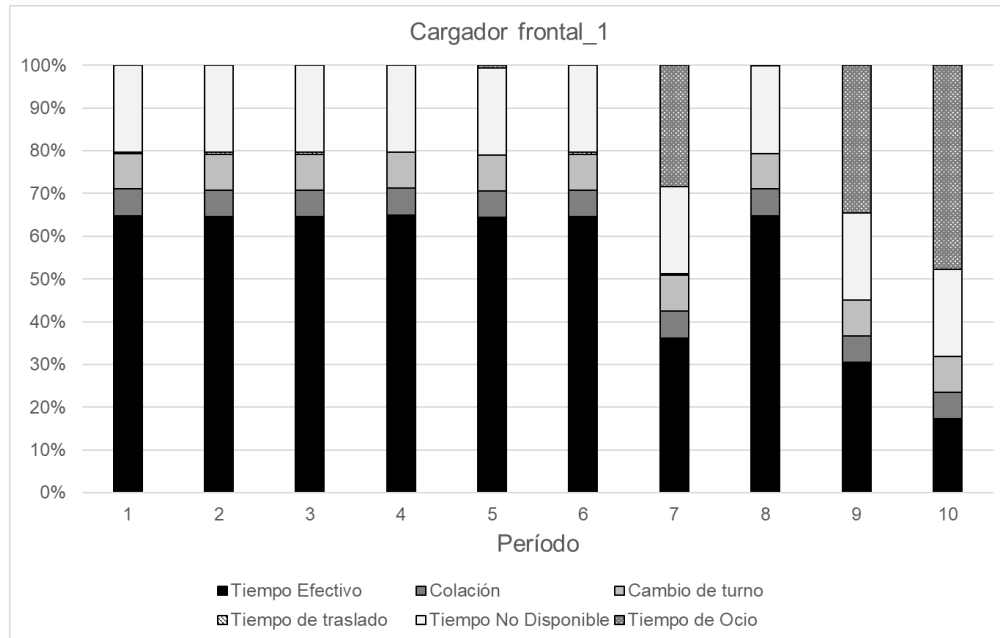


Figura 34. Distribución de tiempos de Cargador frontal_1, stockpile 25000

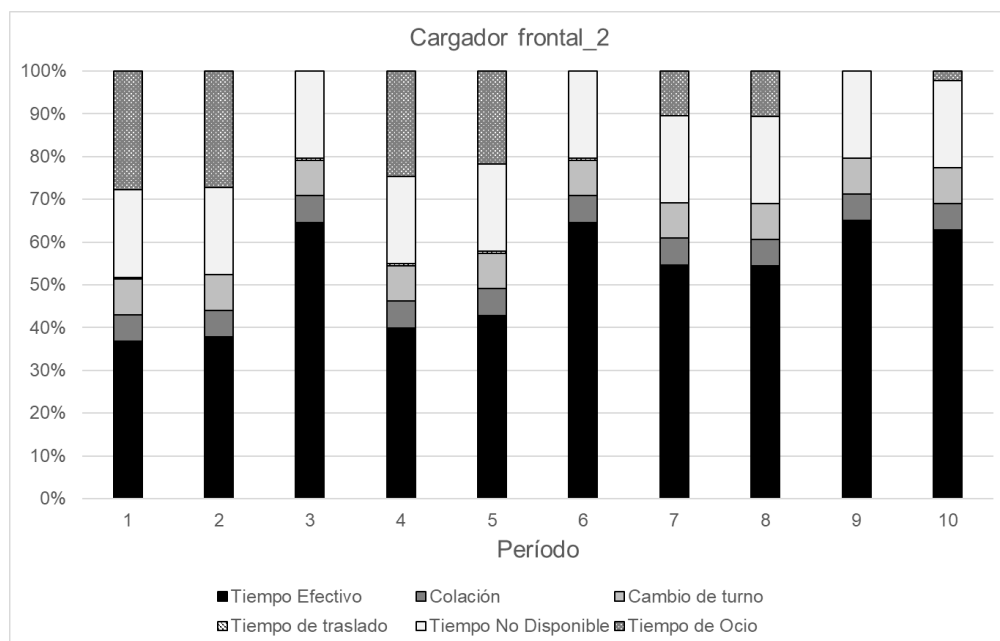


Figura 35. Distribución de tiempos de Cargador frontal_2, stockpile 25000

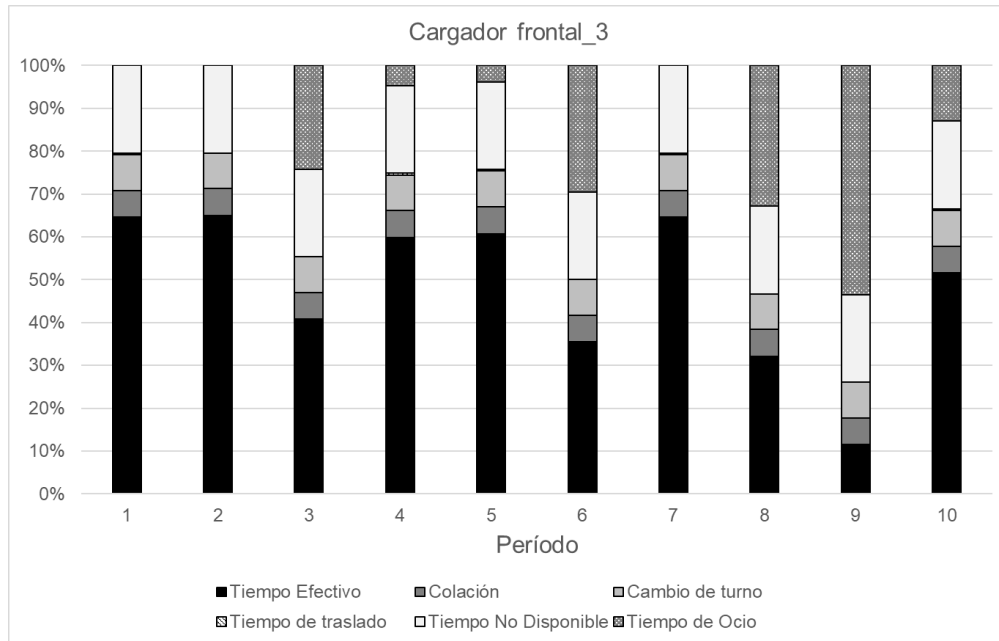


Figura 36. Distribución de tiempos de Cargador frontal_3, stockpile 25000

Las Figuras 34, 35 y 36 muestran que en el período 9 se encuentra el valor promedio más bajo de tiempo efectivo entre los 3 cargadores frontales aproximadamente de 36%, al igual que el caso anterior los tiempos de traslado son despreciables, pero el tiempo efectivo de las palas sube debido a que con la presencia de masa en los stockpiles, se tiene mayores posibilidades de mezcla para cumplir con la capacidad de la planta de procesamiento.

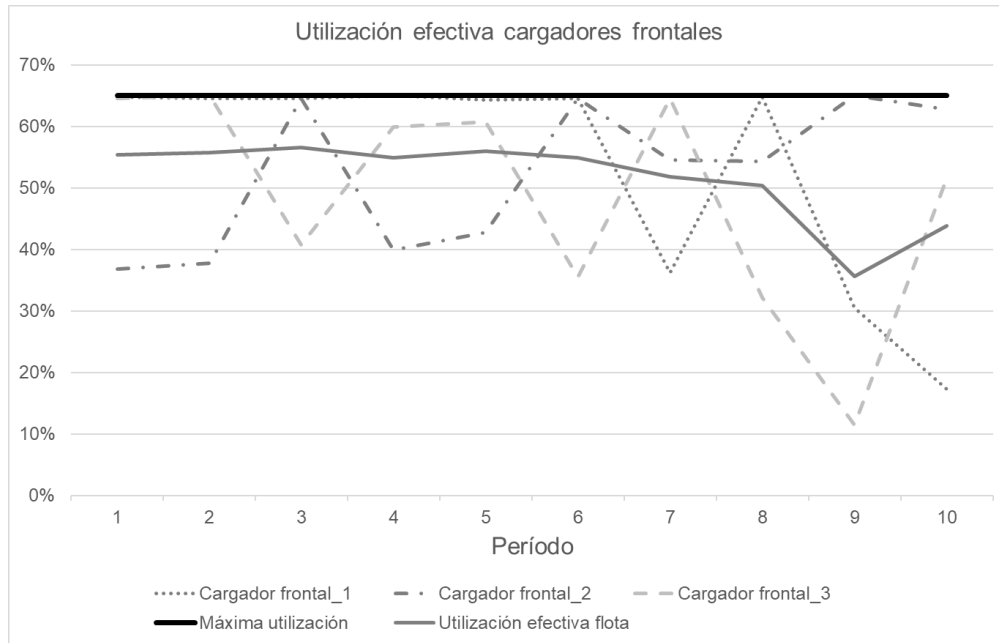


Figura 37. Utilización efectiva cargadores frontales, stockpile 25000

La Figura 37 muestra que el cargador frontal 1 tiene su valor más bajo de utilización en el período 10, el cargador frontal 3 tiene su utilización más baja en el período 9. Por otro lado, en los períodos antes mencionados en cargador frontal 2 tiene sus valores más altos de utilización.

Distribución de tiempos cargador frontal stockpile 50000, con restricciones de mezcla

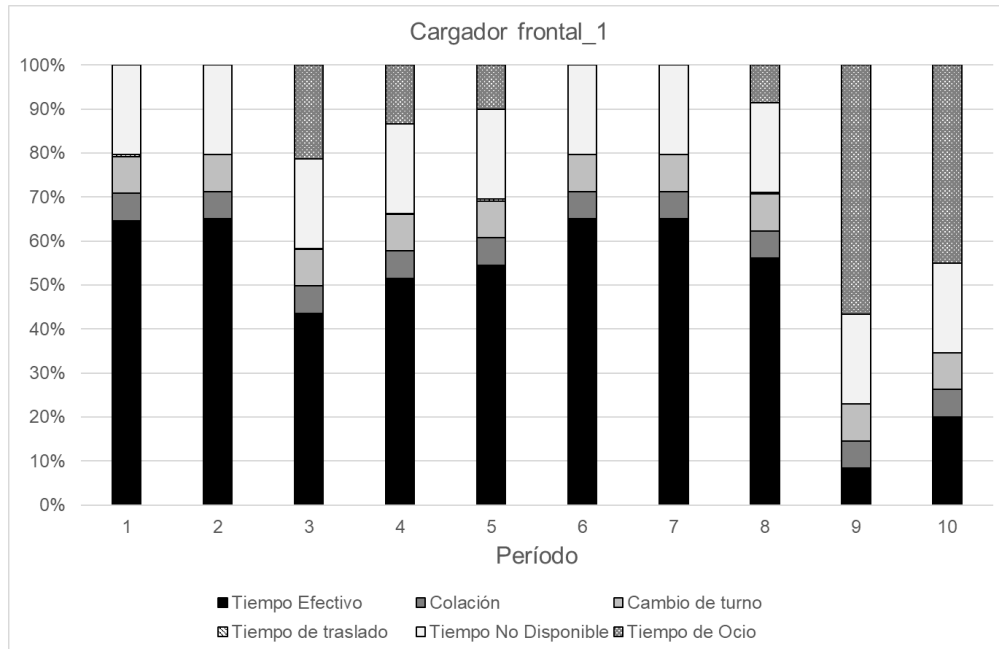


Figura 38. Distribución de tiempos de Cargador frontal_1, stockpile 50000

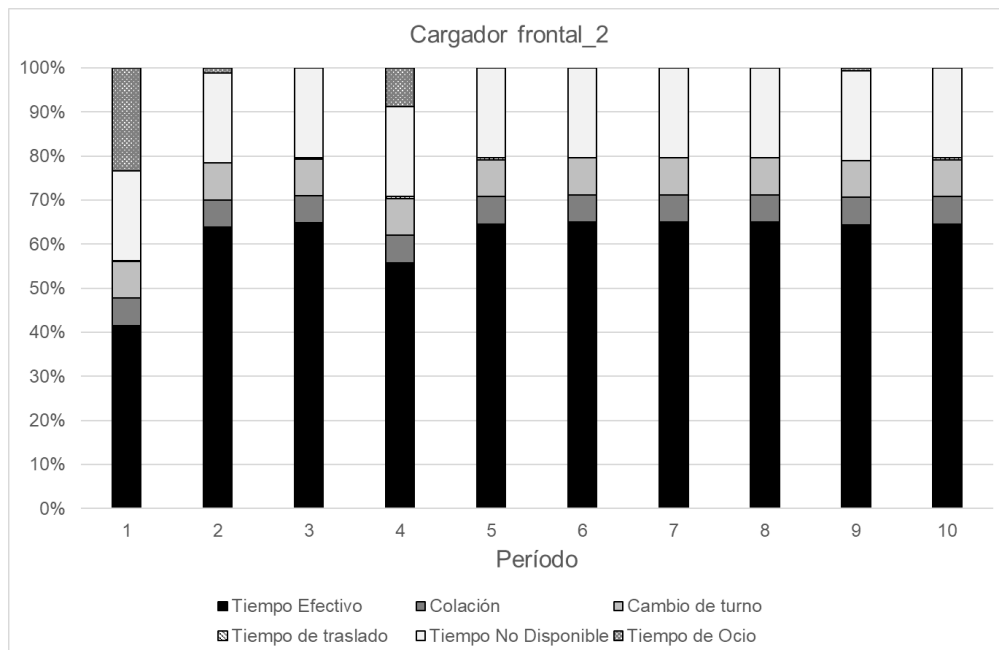


Figura 39. Distribución de tiempos de Cargador frontal_2, stockpile 50000

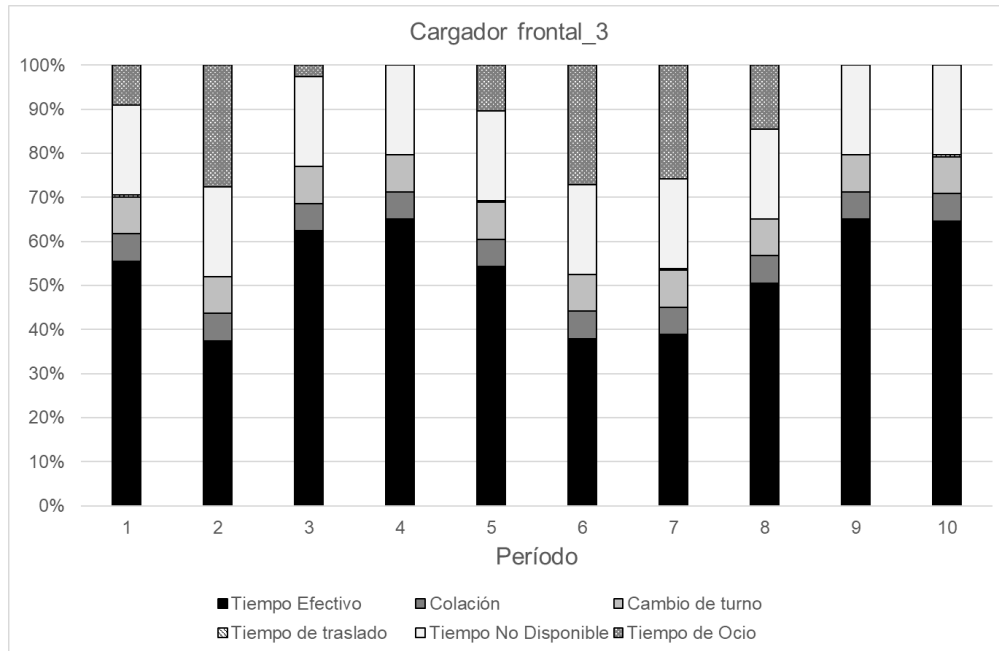


Figura 40. Distribución de tiempos de Cargador frontal_3, stockpile 50000

Las Figuras 38, 39 y 40 muestran que el tiempo efectivo promedio entre cargadores más bajo es del 46%, la influencia de los stockpiles aumenta el tiempo efectivo de los equipos de carguío y disminuye los tiempos de ocio.

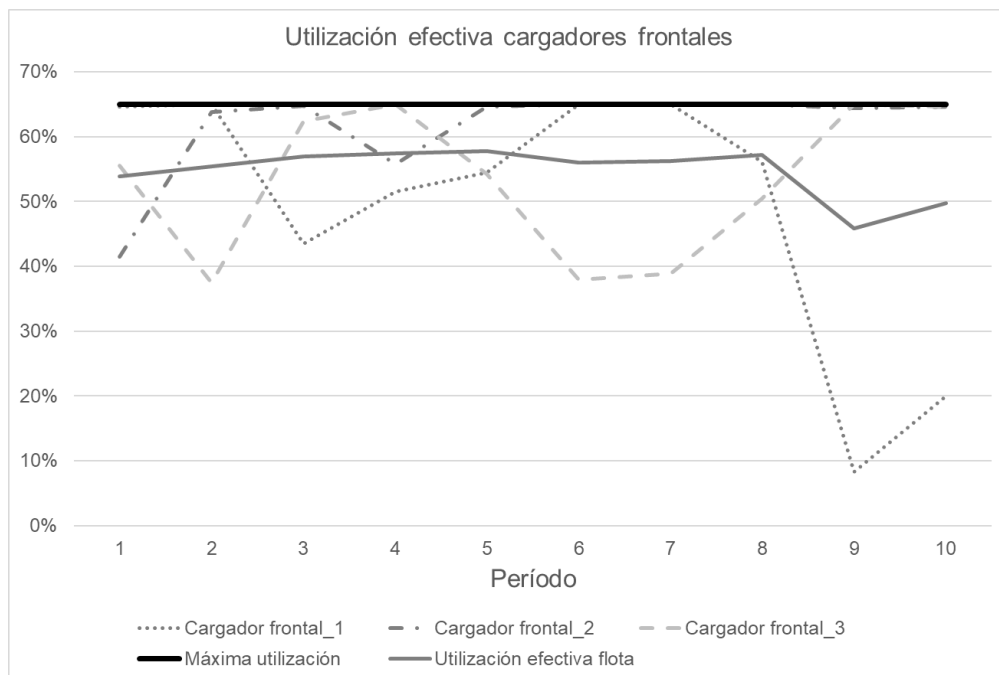


Figura 41. Utilización efectiva cargadores frontales, stockpile 50000

La Figura 41 muestra que el cargador frontal 1 tiene su utilización más baja en el período 9 con un valor de 10%, los cargadores 2 y 3 poseen en todos sus periodos valores de utilización mayor o igual a 40%. Existe mayor utilización de los equipos de carguío cuando la masa inicial de stockpile es de 50000 [t].

Anexo B. Distribución de tiempos pala hidráulica

Distribución de tiempos pala hidráulica stockpile 0, con restricciones de mezcla

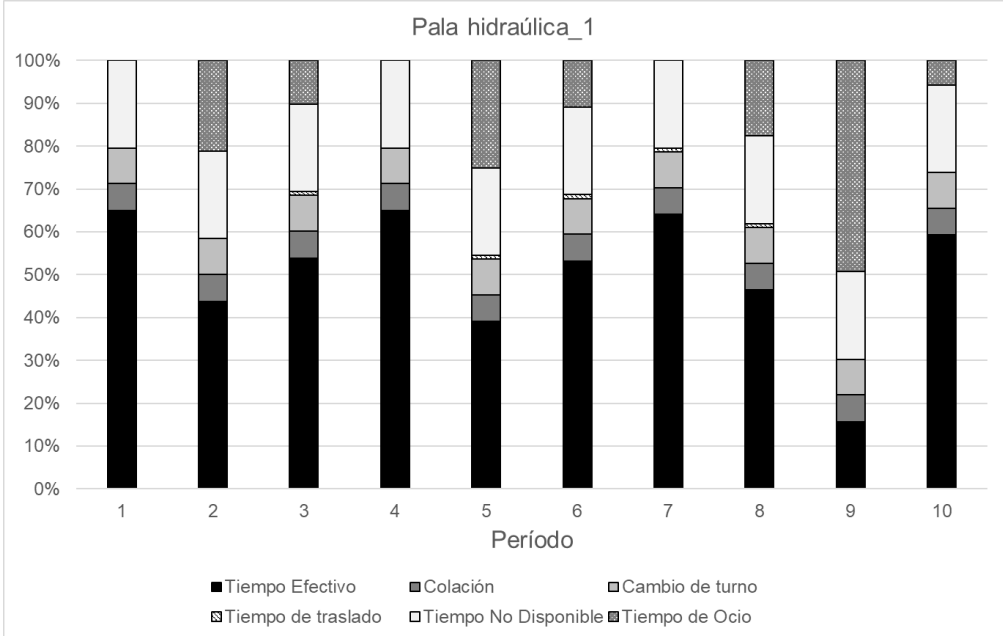


Figura 42. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_1, stockpile 0

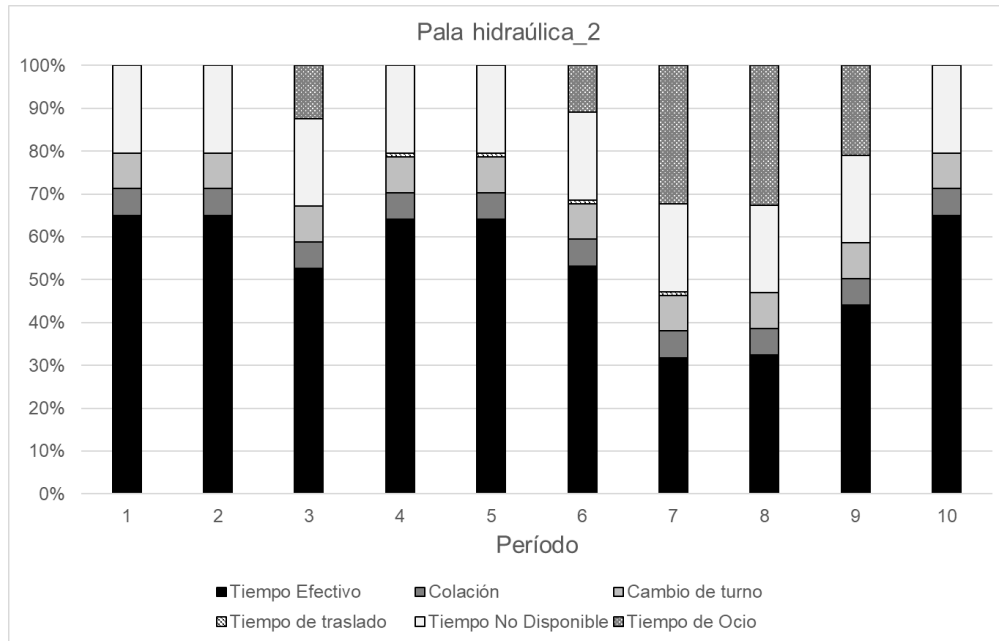


Figura 43. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_2, stockpile 0

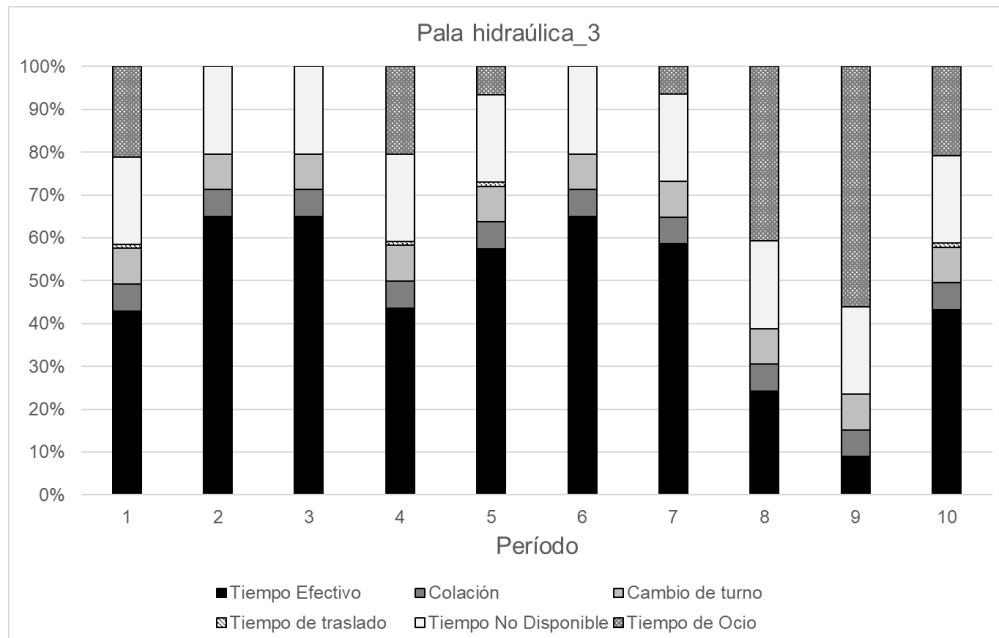


Figura 44. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_3, stockpile 0

Las Figuras 42, 43 y 44 muestran que el tiempo de ocio promedio de las palas hidráulicas en los períodos 8 y 9 es de 25% y 35% respectivamente, al igual que los cargadores frontales el tiempo de traslado es menos del 1%.

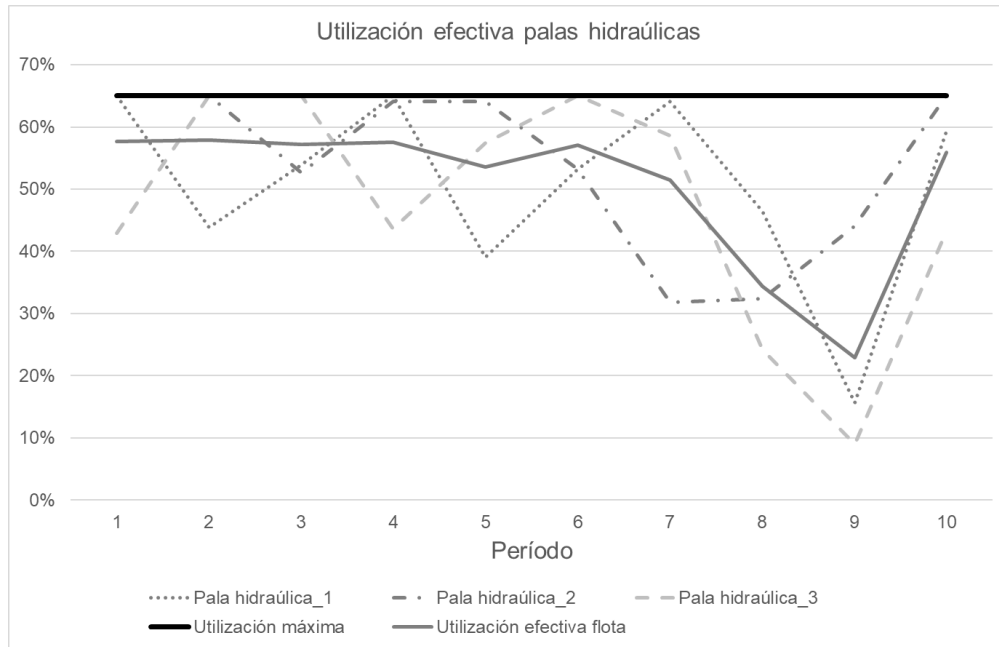


Figura 45. Utilización efectiva palas hidráulicas, stockpile 0

La Figura 45 muestra que las palas hidráulicas 1 y 3 al igual que le caso de los cargadores frontales tienen su utilización más baja en el período 9 con un valor de 10%. Por otro lado, la pala 2 tiene su utilización más baja en los períodos 7 y 8 con un valor de 32%.

Distribución de tiempos pala hidráulica stockpile 25000, con restricciones de mezcla

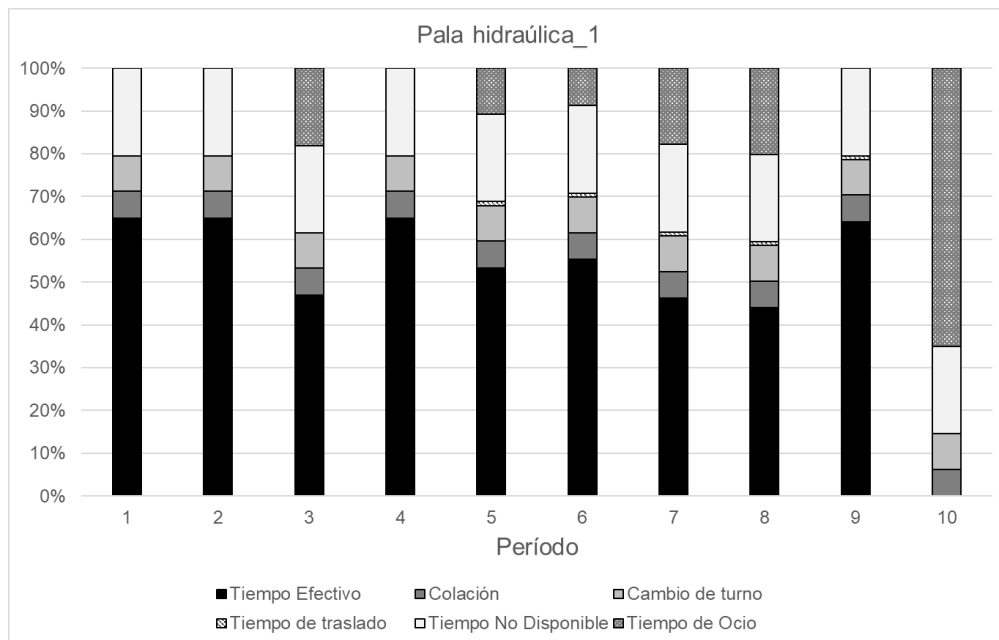


Figura 46. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_1, stockpile 25000

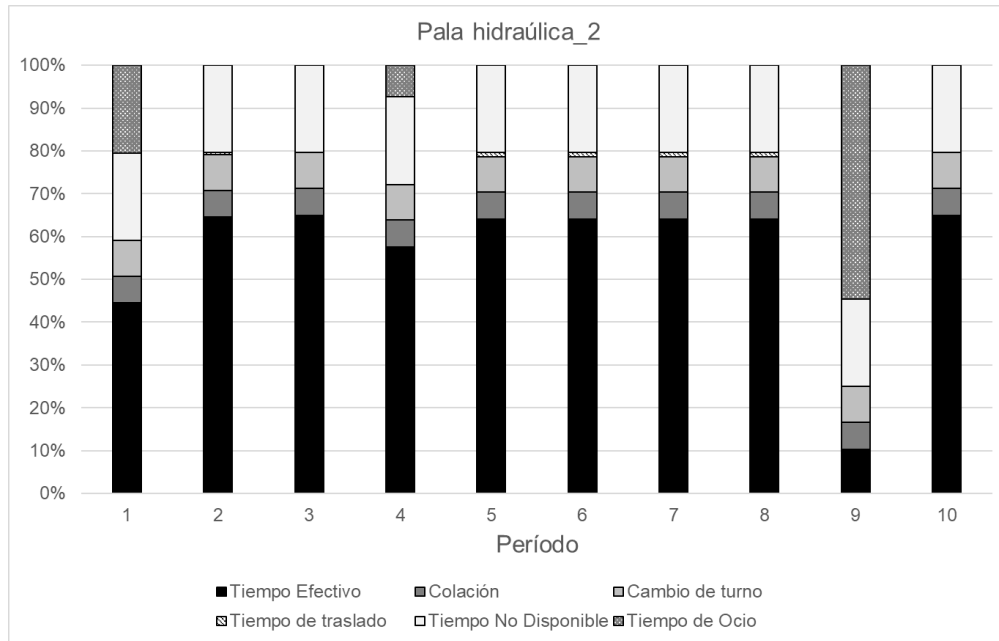


Figura 47. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_2, stockpile 25000

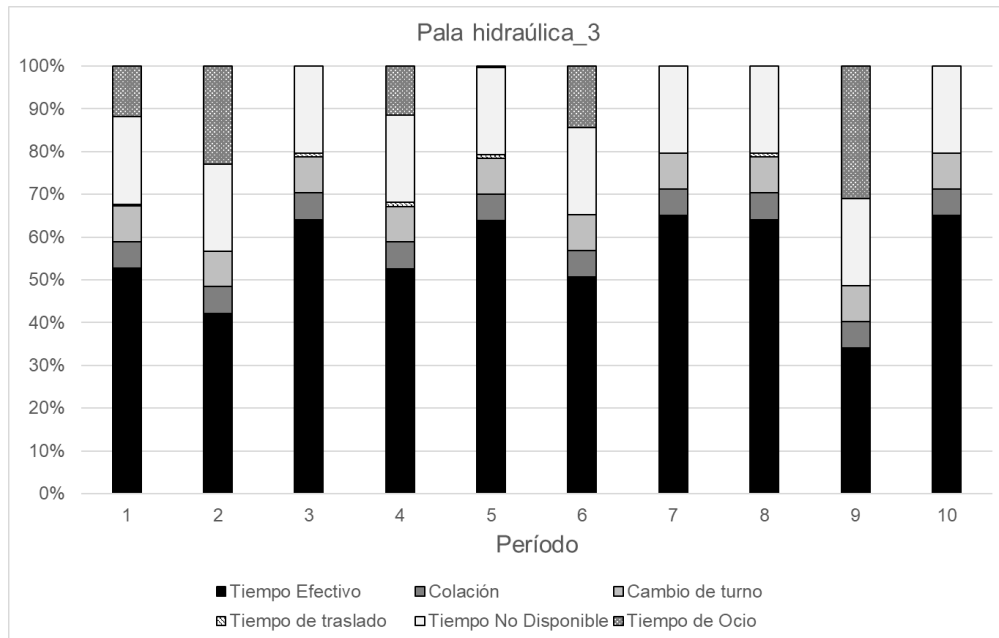


Figura 48. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_3, stockpile 25000

Las Figuras 46, 47 y 48 muestran que los períodos 9 y 10 presentan valores altos de ocio, 27% y 33% respectivamente, para este caso en especial el aumento de masa en los stockpiles no mejoro los tiempos efectivos de las palas hidráulicas.

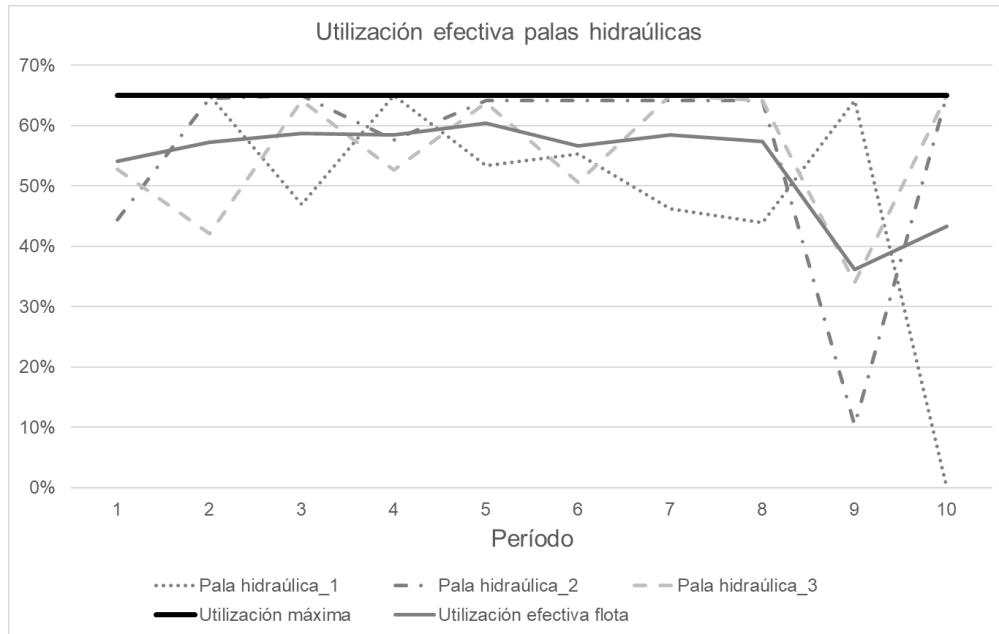


Figura 49. Utilización efectiva palas hidráulicas, stockpile 25000

La Figura 49 muestra que la utilización más baja de la pala hidráulica 1 es 0% en el período 10. Para el caso de la pala hidráulica 2 y 3 es en el período 9 con un valor del 10% y 35% respectivamente.

Distribución de tiempos pala hidráulica stockpile 50000, con restricciones de mezcla

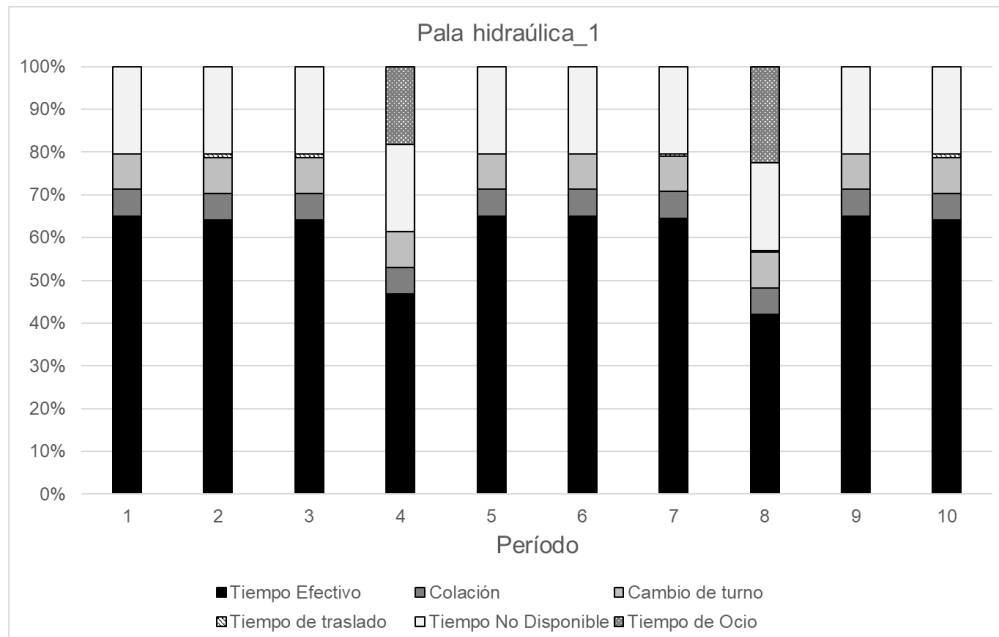


Figura 50. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_1, stockpile 50000

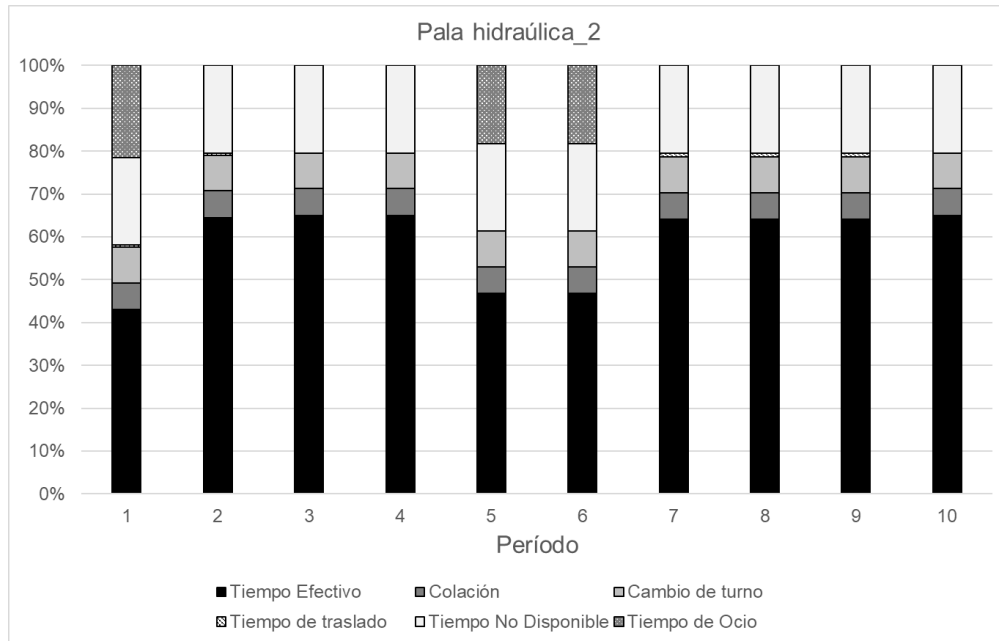


Figura 51. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_2, stockpile 50000

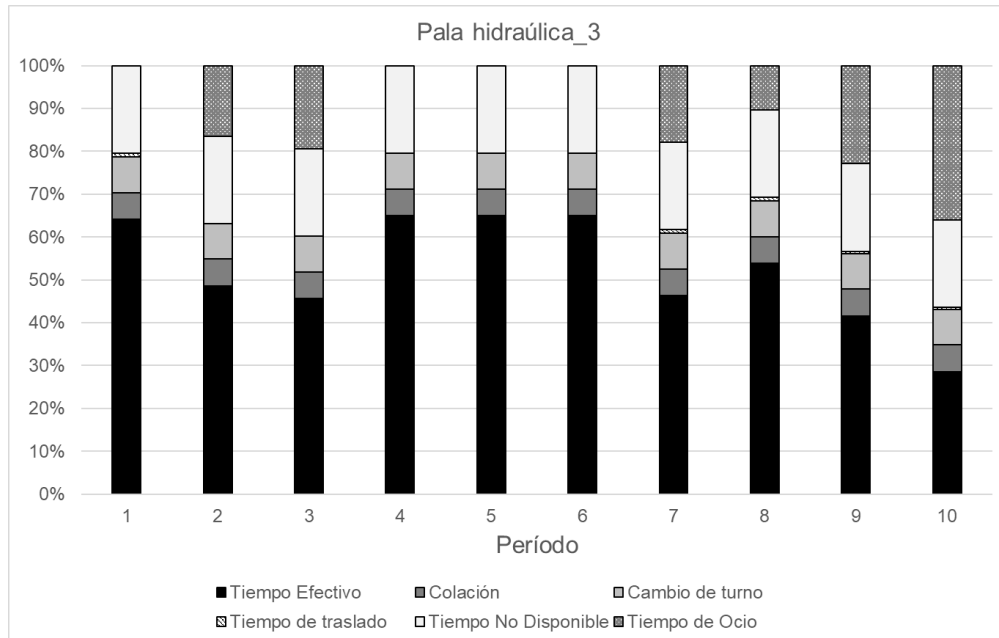


Figura 52. Distribución de tiempos de Pala hidráulica_3, stockpile 50000

Las Figuras 50, 51 y 52 muestran que el tiempo efectivo en promedio de las 3 palas hidráulicas es del 53% y el valor más alto de tiempo de ocio registrado es del 11% en los períodos 1 y 8. La pala hidráulica se mueve más lento que el cargador frontal sin embargo su tiempo de traslado se mantiene por debajo del 1% en todo el horizonte de planificación.

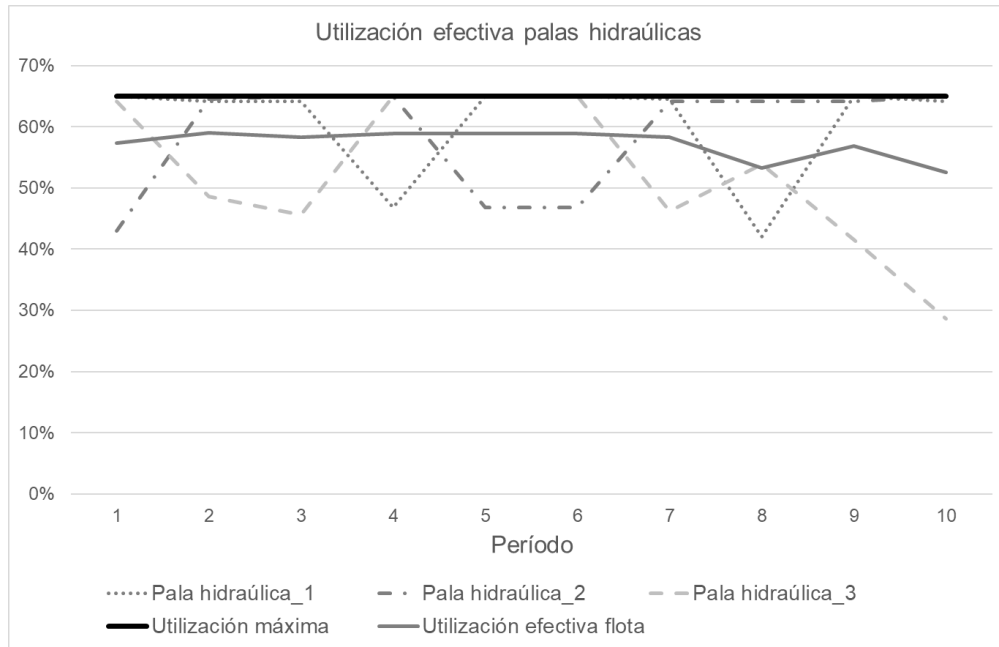


Figura 53. Utilización efectiva palas hidráulicas, stockpile 25000

La Figura 53 muestra que la pala hidráulica 3 tiene su más baja utilización en el período 10 con un valor del 30%. Por otro lado, las otras dos palas hidráulicas poseen una utilización mayor al 40% en todos sus períodos.

Anexo C. Distribución de tiempos pala de cable

Distribución de tiempos palas de cable stockpile 0, con restricciones de mezcla

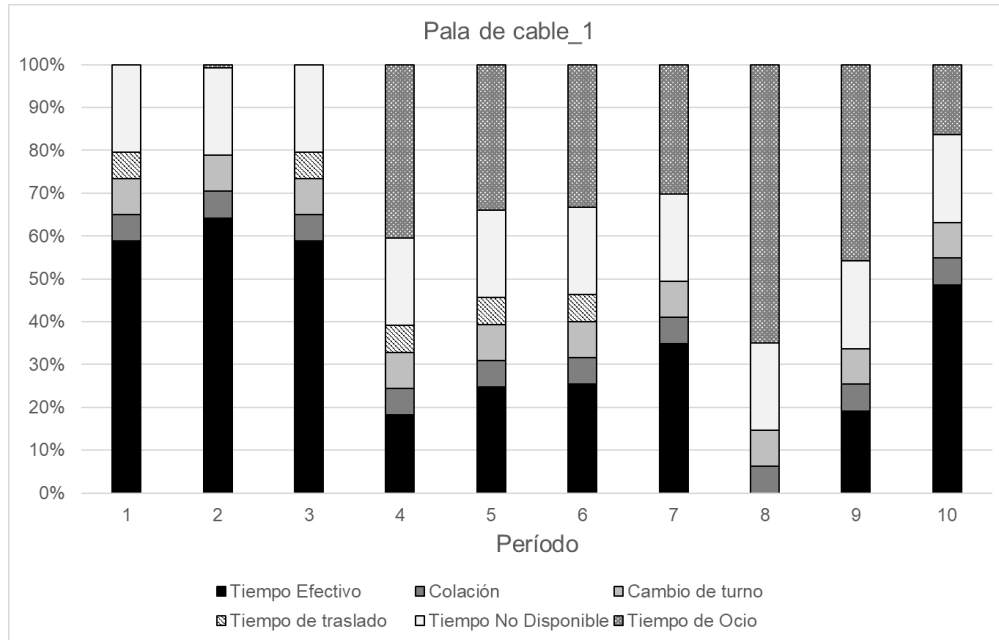


Figura 54. Distribución de tiempos de Pala de cable_1, stockpile 0

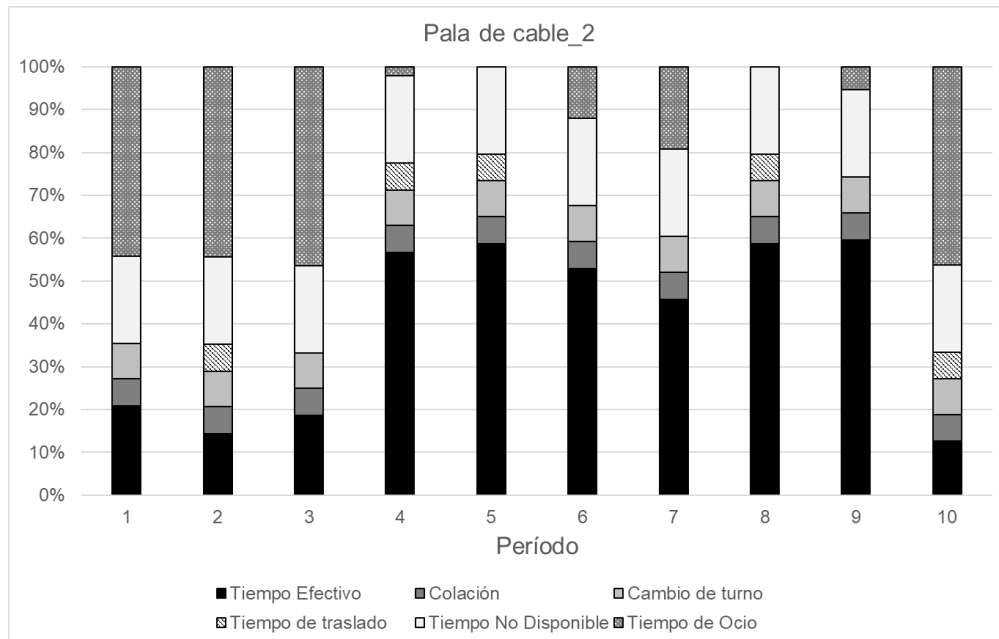


Figura 55. Distribución de tiempos de Pala de cable_2, stockpile 0

Las Figuras 54 y 55 muestran que el tiempo máximo efectivo entre las 2 palas es un promedio de 42%, este valor es considerado bajo debido a que la máxima utilización es 65%, los valores de tiempo de ocio están en el rango de 17% y 33%. Los tiempos de traslado están entre 3% y 6% valores muy altos que son muy considerable en la distribución de tiempos.

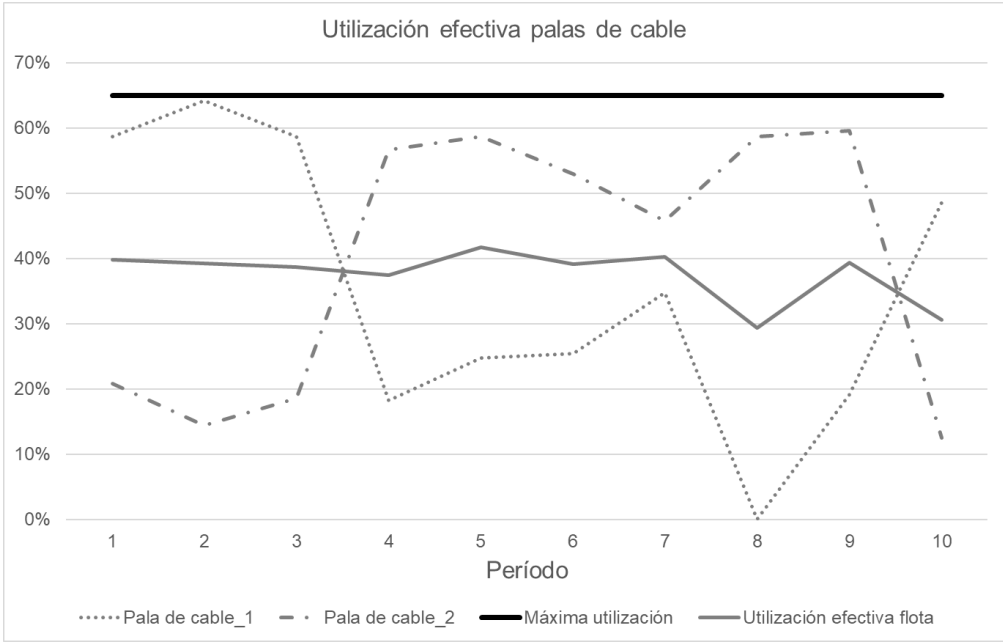


Figura 56. Utilización efectiva palas de cable, stockpile 0

La Figura 56 muestra que la utilización más baja de la pala de cable 1 es 0% en el período 8. Para la pala de cable 2 su utilización más baja es de 12% en el período 10.

Distribución de tiempos pala de cable stockpile 25000, con restricciones de mezcla

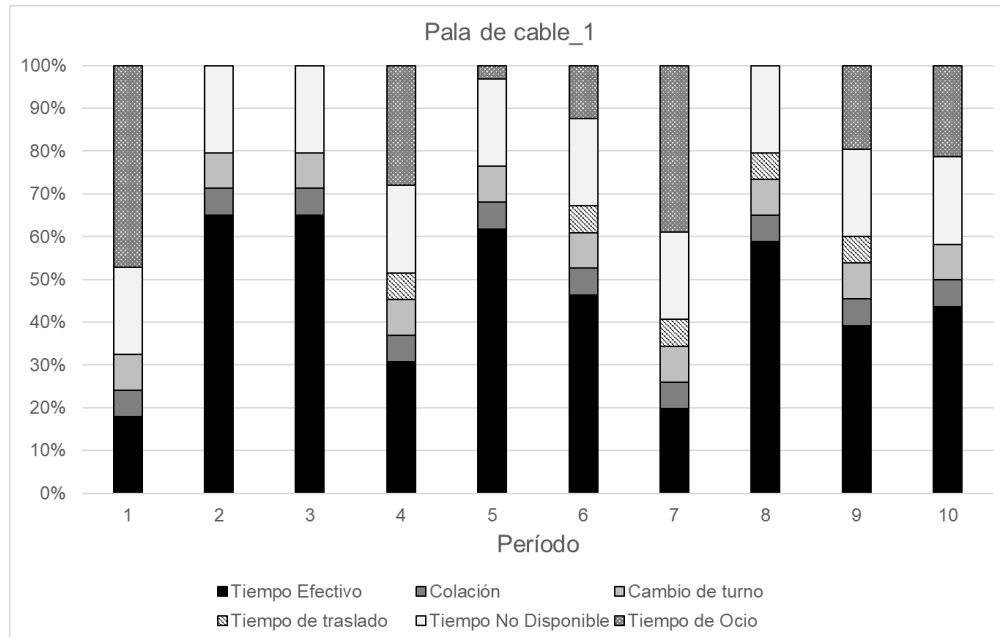


Figura 57. Distribución de tiempos de Pala de cable_1, stockpile 25000

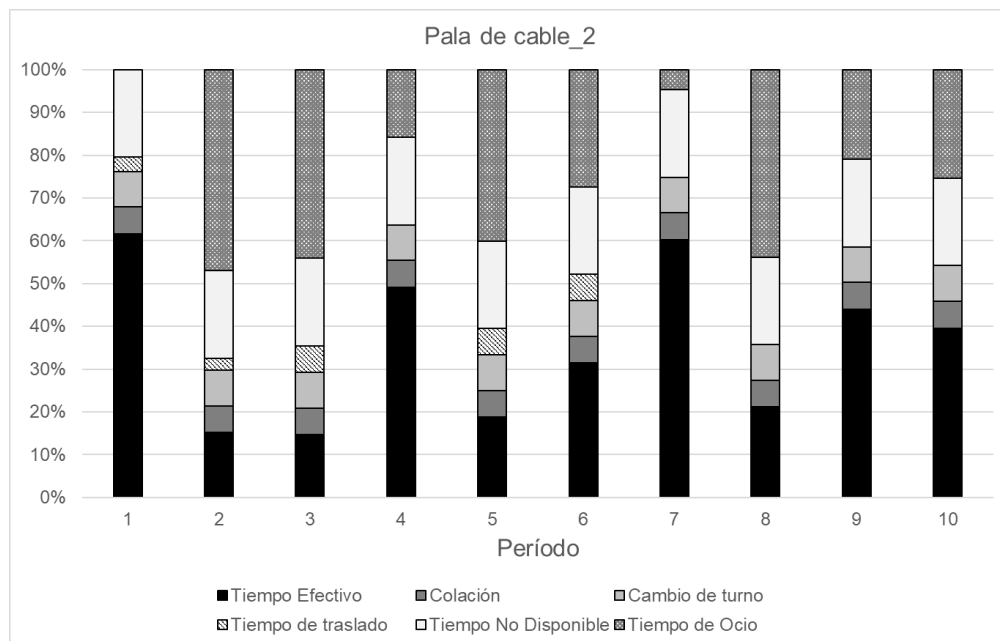


Figura 58. Distribución de tiempos de Pala de cable_2, stockpile 25000

Las Figuras 57 y 58 muestran que el tiempo efectivo promedio de las palas de cable está entre 39% y 41%. Los valores de tiempo de ocio se mantienen altos entre 20% y 24% durante todos los períodos. La presencia de masa en los

stockpiles no mejora el tiempo efectivo de las palas de carguío y además los tiempos de traslado se mantienen con valores altos de entre 1% y 6%.

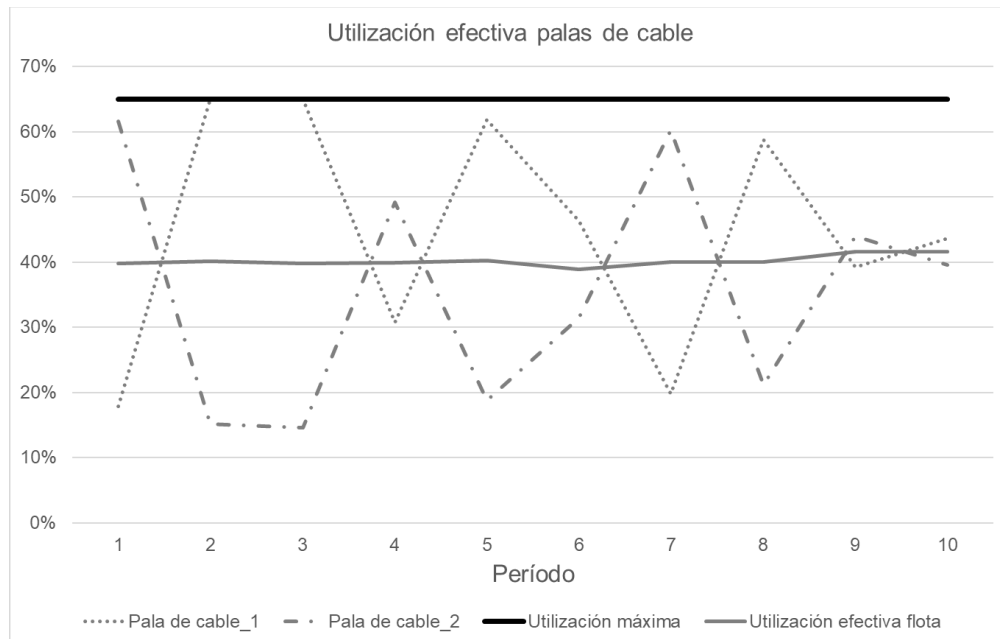


Figura 59. Utilización efectiva palas de cable, stockpile 25000

La Figura 59 muestra que la pala de cable 1 posee su utilización más baja en el período 1 con un valor de 18%. Para el caso de la pala de cable 2 se registra su valor más bajo en los períodos 2 y 3 con un valor de 16%.

Distribución de tiempos pala de cable stockpile, 50000 con restricciones de mezcla

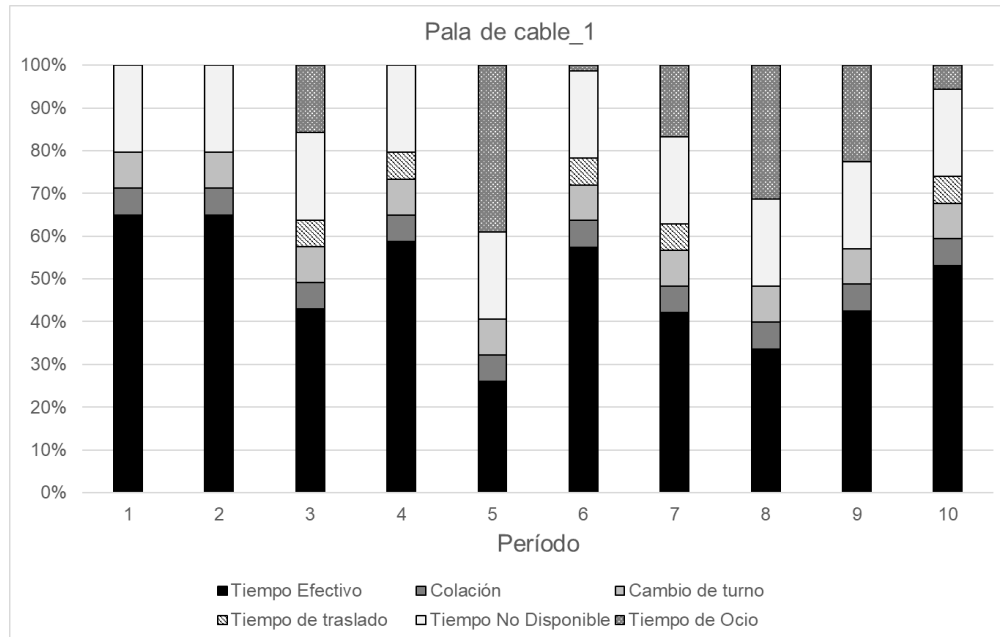


Figura 60. Distribución de tiempos de Pala de cable_1, stockpile 50000

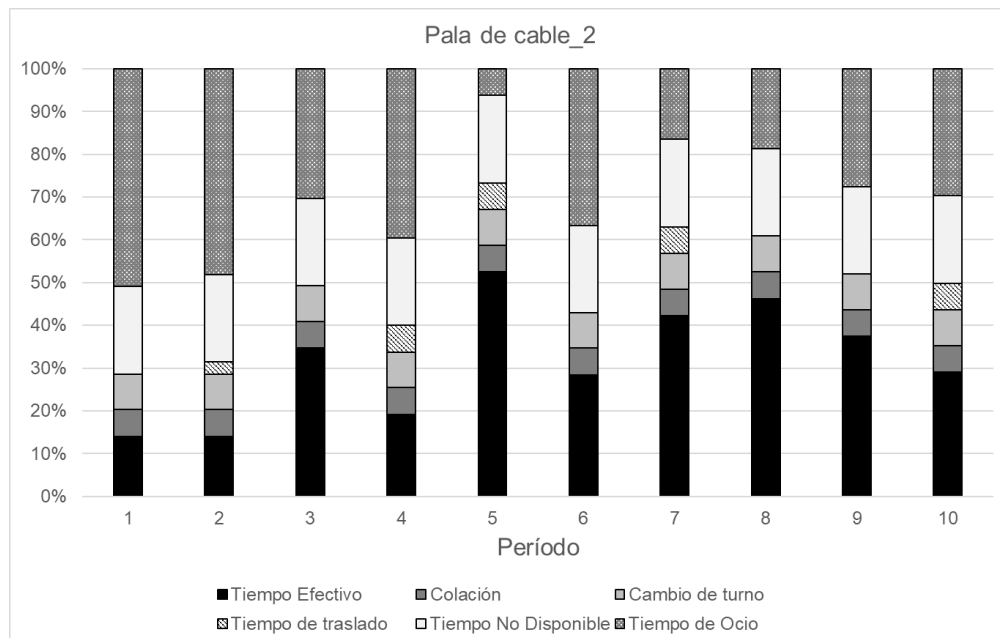


Figura 61. Distribución de tiempos de Pala de cable_2, stockpile 50000

Las Figuras 60 y 61 muestran que el tiempo efectivo de las palas de cable sube un 1% en promedio. Sin embargo, el tiempo de ocio se mantiene en el mismo valor

que el caso anterior, los tiempos de traslado debido a sus características operacionales siguen siendo altos. En el caso donde se utiliza pala de cable se nota que el aumento de masa de los stockpiles no tiene el efecto que sí tuvo en los 2 casos anteriores.

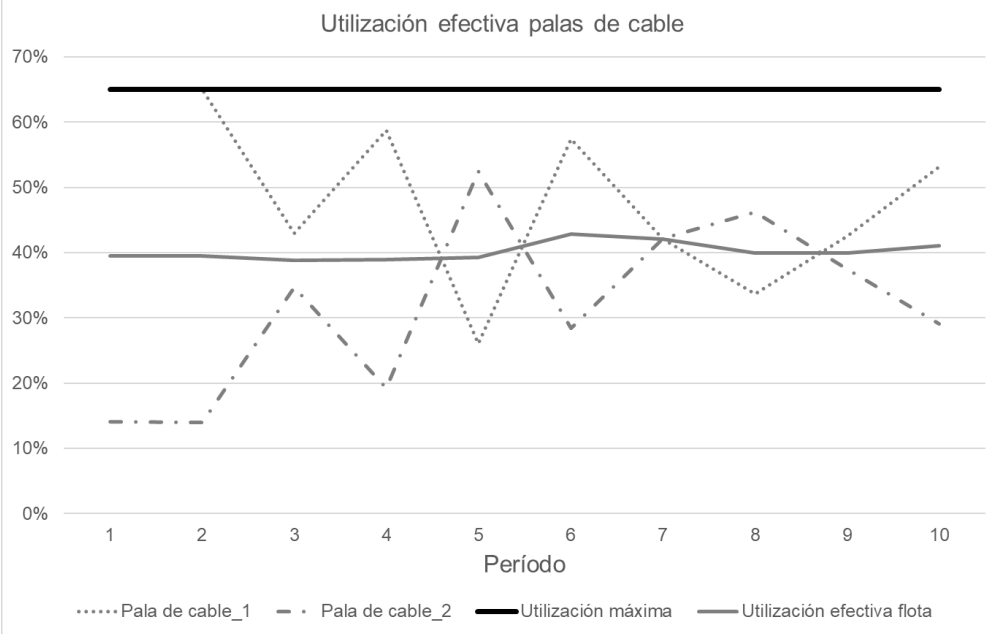


Figura 62. Utilización efectiva palas de cable, stockpile 50000

La Figura 62 muestra que la pala de cable 1 tiene su valor más bajo de utilización en el período 5 con un valor de 28%. Para el caso de la pala de cable 2 sus valores más bajos de utilización se registran en los períodos 1 y 2 con un valor de 14%.