UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES

SANTIAGO – CHILE

DISEÑO DE ESTACIONES DE VACIADO Y REDUCCIÓN SECUNDARIA ADAPTABLES A LA FRAGMENTACIÓN CAMBIANTE EN OPERACIONES DE HUNDIMIENTO POR PANELES

JULIO ARMANDO REYES PACHECO

MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE

INGENIERO CIVIL DE MINAS

PROFESOR GUÍA:

ING. VÍCTOR ENCINA MONTENEGRO

PROFESOR CO-GUÍA:

DR. RODRIGO ESTAY HUIDOBRO

SEPTIEMBRE – 2021

UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA

DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES

SANTIAGO – CHILE

DISEÑO DE ESTACIONES DE VACIADO Y REDUCCIÓN SECUNDARIA ADAPTABLES A LA FRAGMENTACIÓN CAMBIANTE EN OPERACIONES DE HUNDIMIENTO POR PANELES

JULIO ARMANDO REYES PACHECO

MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE

INGENIERO CIVIL DE MINAS

PROFESOR GUÍA:

ING. VÍCTOR ENCINA MONTENEGRO

PROFESOR CO-GUÍA:

DR. RODRIGO ESTAY HUIDOBRO

SEPTIEMBRE – 2021

AGRADECIMIENTOS

Me faltará vida para agradecer todo lo que mi madre y padre han hecho por mí para lograr llegar hasta aquí. A mis abuelas y abuelos. A mi hermana y familia.

A mi polola por el apoyo y amor que me ha entregado todos estos años.

A mis amigas y amigos de básica, media y universidad. Por los momentos vividos y por los que vendrán.

A los profesores y funcionarios del DIMMM, por el conocimiento compartido y de hacer esta etapa, un paso ameno.

A mi profesor guía Víctor Encina Montenegro, por su tiempo, orientación y ayudarme a aterrizar mis ideas dispersas. A Juan Pablo Vergara Paredes, Gonzalo Jilberto, Patricio Cavieres, Carlo Cerrutti, Óscar Concha, Daniel Opazo Becerra, Pablo Fuenzalida Orozco, Santiago Medina Semir, Diego Silva y Ernesto Arancibia por compartirme sus experiencias, puntos de vista, documentos y conocimientos relacionados al tema de este trabajo de titulación.

DEDICATORIA

A mi familia, polola y amigos

por su incondicional amor y apoyo.

Por siempre estar

"Nada es permanente.

Lo único constante es el cambio"

Heráclito de Éfeso

RESUMEN

La profundización de la explotación minera ha desafiado la rentabilidad de los métodos de hundimiento mediante el aumento significativo de la fragmentación, cuya consecuencia principal ha sido una interrupción constante en la extracción del mineral, convirtiéndolo en un proceso intermitente e ineficiente. En particular, las interferencias relacionadas a las estaciones de vaciado como el atasco de sobre tamaños en la parrilla y la relocalización de colpas en puntos de extracción no disponibles aumentan los tiempos de ciclo y el tiempo no operativo, afectando el rendimiento de los cargadores. En este sentido, las técnicas actuales de reducción secundaria mantienen una capacidad constante durante toda la vida útil de la calle de producción, viéndose superada en periodos donde la fragmentación es principalmente gruesa. Por lo tanto, evaluar la incorporación de una trituradora de bajo perfil se impulsa como una respuesta atractiva para mitigar la pérdida de rendimiento de los cargadores, especialmente en condiciones donde la granulometría no es favorable. Mediante revisión bibliográfica y simulación de eventos discretos, se elabora y evalúa una estrategia de soluciones de reducción secundaria adaptables a la fragmentación cambiante al interior de una calle de producción durante toda su vida útil. Este trabajo de titulación analiza y compara el impacto de incorporar la estrategia propuesta respecto a la solución convencional en una operación de hundimiento por paneles, evaluando dos condiciones de fragmentación y dos criterios de incorporación de una nueva estación de vaciado.

Los escenarios evaluados muestran una mitigación sobre el 90% del tiempo perdido por martillo picando y traslado de colpas, debido principalmente al aumento en la disponibilidad y capacidad de las estaciones de vaciado que propone la estrategia elaborada. En consecuencia, la incorporación de una trituradora de bajo perfil enfocada en los periodos de mayor fragmentación al interior de la calle de producción representa una mejora en el rendimiento de los cargadores en el proceso extractivo. Aun así, el impacto en la totalidad del sistema de manejo de materiales y su evaluación económica requiere ser abordada en una futura línea de investigación.

ABSTRACT

Deepening mining has challenged the profitability of caving methods in mining by significantly increasing the fragmentation, which the main consequence has been a constant interruption in the extraction of the mineral, making it an intermittent and inefficient process. Interference related to the dumping point such as jam of oversized rocks on the grizzly and relocation of boulders at unavailable extraction points increase cycle time and no operational time, affecting the performance of the loaders. In this sense, current techniques of secondary reduction maintain a constant capacity throughout the life of the production drift, being surpassed in periods where fragmentation is mainly coarse. Therefore, evaluate the incorporation of a low-profile crusher is promoted as an attractive response to mitigate the loss of performance of the loaders, especially in conditions where the granulometry is not favorable. Through bibliographic review and simulation of discrete events, a strategy is developed and evaluated of secondary reduction techniques adaptable to changing fragmentation within a production drift throughout its useful life. This work analyzes and compares the impact of incorporating the proposed strategy with respect to the conventional technique in a panel caving operation, evaluating two fragmentation conditions and two criteria for incorporating a new dumping point.

The evaluated scenarios show a mitigation of over 90% of the time lost due to rock breaker and relocation of boulders, mainly due to the increase in availability and capacity of the dumping point proposed by the strategy developed. Consequently, the incorporation of a low-profile crusher focused on periods of greater fragmentation within the production drift represents an improvement in the performance of the loaders in the extractive process. Even so, the impact on the whole material handling system and its economic evaluation needs to be addressed in future research.

GLOSARIO

Panel caving: En su traducción al idioma español, hundimiento por paneles. Método de explotación subterráneo que induce el colapso del cuerpo mineralizado mediante la socavación progresiva de su base, formando un frente de hundimiento a lo largo del polígono de explotación, incorporando nueva área productiva de manera continua.

LHD: Por sus siglas en idioma inglés Load Haul Dump. Equipo de extracción utilizado en minería subterránea para cargar, trasladar y descargar baldadas de material.

Colpas: Fragmento de roca de cierto tamaño que es necesario reducir para que fluya a través de las aberturas de la parrilla.

Emparrillado: Presencia de colpas sobre la parrilla de las estaciones de vaciado que impiden la descarga de baldadas, interfiriendo en el proceso extractivo.

Picado: Técnica de reducción secundaria llevada a cabo mediante martillos hidráulicos para reducir el tamaño de las colpas en las estaciones de vaciado.

Piques de traspaso: Desarrollo vertical o sub vertical empleado para trasladar gravitacionalmente el mineral desde un nivel superior a un nivel inferior. Generalmente, conecta el nivel de producción con un nivel de acarreo o transporte.

ÍNDICE DE CONTENIDO

1 Introducción 1

1.1 Motivación del tema 2

1.2 Objetivos 3

1.2.1 Objetivo general 3

1.2.2 Objetivos específicos 3

1.3 Alcances 4

1.4 Metodología de trabajo 4

1.5 Estructura de la memoria de título 6

2 Revisión bibliográfica 8

2.1 Hundimiento por paneles (*panel caving*) 8

2.1.1 Filosofía de operación 8

2.1.2 Diseño minero general 10

2.1.3 Variantes de hundimiento 12

2.1.4 Modelo conceptual del hundimiento 16

2.1.5 Fragmentación 19

2.1.6 Diseño y configuración del nivel de producción 22

2.1.7 Eventos de interrupción de flujo (EIF) 32

2.1.8 Reducción secundaria 36

2.1.9 Pre-acondicionamiento del macizo rocoso 38

2.2 Tecnología Sizer 40

2.2.1 Principio de operación 40

2.2.2 Prueba industrial División Andina primera fase 42

2.2.3 Prueba industrial División Andina segunda fase 45
2.2.4 Prueba industrial División El Teniente 48
2.3 Simulación de operaciones mineras 50
2.3.1 Simulación de eventos discretos (SED) 50
2.3.2 Aplicaciones de SED en el proceso de extracción 52
2.4 Conclusiones revisión bibliográfica 59
3 Propuesta de diseño 61
3.1 Interferencias por mitigar 61
3.2 Criterios de diseño 63
3.3 Sizer semi estacionario 64
3.3.1 Fundamentos incorporación Sizer 64
3.3.2 Filosofía del diseño 65
4 Modelo de simulación 73
4.1 Modelo base 73
4.1.1 Estación de vaciado 74
4.1.2 Fragmentación 74
4.1.3 Reducción secundaria 79
4.1.4 Ciclo de extracción 81
4.1.5 Programa de producción 84
4.1.6 Política de extracción 87
4.2 Modelo para estrategia propuesta 88
4.2.1 Modificaciones 89
4.3 Escenarios por simular 90
5 Resultados experimentales y análisis 94
5.1 Resultados generales 94

5.1.1 Disponibilidad y descarga en estaciones de vaciado 94
5.1.2 Distancias 97
5.1.3 Tiempos 98
5.1.4 Productividad 100
5.1.5 Utilización Sizer 102
5.2 Convencional base y propuesta Sizer 102
5.2.1 Tiempo no productivo 102
5.2.2 Disponibilidad estaciones de vaciado 103
5.2.3 Descarga en estaciones de vaciado 105
5.2.4 Criterio traslado Sizer 107
5.3 Modificación ocurrencia de EIF y criterio traslado Sizer 109
5.3.1 Tiempo no productivo 109
5.3.2 Disponibilidad estaciones de vaciado 114
5.3.3 Descarga en estaciones de vaciado 118
5.3.4 Utilización Sizer 122
5.3.5 Velocidad de extracción en régimen 123
5.4 Resumen de resultados 126
6 Discusión 129
7 Conclusiones y recomendaciones 133
8 Bibliografía 135
9 Anexos 145

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Metodología de trabajo 6
Figura 2.1: Vista lateral de una calle de producción típica en una operación de hundimiento por paneles. 10
Figura 2.2: Esquema de una operación de hundimiento por paneles, identificando y localizando sus niveles principales (Gómez y Labbé, 2019). 12
Figura 2.3: Esquema hundimiento posterior (Paredes et al. 2020) 13
Figura 2.4: Esquema hundimiento previo (Paredes et al. 2020). 14
Figura 2.5: Esquema hundimiento avanzado (Paredes et al. 2020). 16
Figura 2.6: Modelo conceptual de la propagación del hundimiento propuesto por Duplancic y Brady (1999) (Sainsbury, 2012). 18
Figura 2.7: Esquema de los niveles de fragmentación en una columna de extracción. De izquierda a derecha se observa el cambio en la granulometría a medida que aumenta la altura de columna extraída debido a un mayor efecto de la fragmentación secundaria. 21
Figura 2.8: Diseño del nivel de producción tipo El Teniente (Flores, 2014) 23
Figura 2.9: Diseño del nivel de producción tipo Espina de pescado (Flores, 2014). 24
Figura 2.10: Delimitación de áreas para cálculo de razón de sustentación. 25
Figura 2.11: Vista en planta del nivel de producción de mina Esmeralda cuya configuración de descarga es al interior del polígono. Se observa un arreglo regular de estaciones de vaciado que se encuentran distanciadas cada 100 m con dos dimensiones de malla diferentes (Cornejo et al. 2020). 26
Figura 2.12: Estación de vaciado típica en configuración con descarga al interior del polígono. Presenta una parrilla de 4 aberturas de dimensiones 1 m x 1 m y un martillo pica roca. 27
Figura 2.13: Nivel de producción de Diablo Regimiento, el cual presenta una configuración con descarga a estaciones de chancado al exterior del polígono (Araneda y Sougarret, 2008). 29

Figura 2.14: Vista en planta de estación de vaciado al exterior del polígono Proyecto Andesita. LHD's descargan a tolva que posee una parrilla con 25 aberturas de 1 m x 1 m (Vega, 2020). 30
Figura 2.15: Punto de extracción no disponible debido a la ocurrencia de colgadura. 33
Figura 2.16: Punto de extracción no disponible debido a la presencia de sobre tamaños... 34
Figura 2.17: Estación de vaciado no disponible debido a la presencia de rocas sobre la parrilla que impiden la descarga de baldadas. 35
Figura 2.18: Acción reductora de la tecnología Sizer en tres etapas. (1) Los dientes atrapan la roca (2) Se fragmenta la roca en tensión debido a la carga realizada en distintos puntos (3) El sobre tamaño restante se reduce con la acción de los rotores y la barra quebradora. 41
Figura 2.19: Vistas ortogonales de la estación de vaciado que incorporó al equipo Sizer para la primera fase de la prueba industrial (Fuenzalida, 2010). 44
Figura 2.20: Vista en planta y transversal a la zanja de la estación de vaciado construida para la segunda fase de la prueba industrial (Fuenzalida, 2010). 46
Figura 2.21: Módulo minería de transición. (a) Ubicación en el nivel de producción (b) Vista de perfil módulo minería de transición construido. 49
Figura 2.22: Pasos para construir un modelo de simulación (Silva, 2017). 51
Figura 2.23: Alternativas de diseño minero simuladas. (a) Sizer en zanjas no hundidas. (b) Sizer en contorno del nivel de producción (Fuenzalida, 2010). 53
Figura 2.24: Unidad de extracción simulada (Arancibia et al.,2012). 55
Figura 2.25: Definición de interrupciones de flujo (Arancibia et al.,2012). 55
Figura 2.26: (a) Módulo de extracción simulado e (b) interrupciones de flujo (Castro et al., 2014). 57
Figura 2.27: Opciones analizadas que incluyen equipos Sizer en el nivel de producción (Silva, 2017) 58
Figura 3.1: Para una condición de 3 estaciones de vaciado al interior de una calle, la distancia real puede llegar a quintuplicar la distancia planificada (DP) máxima debido a la no disponibilidad para descargar. 63
Figura 3.2: Modificación de los pilares que albergan las estaciones de vaciado para malla 15x20 y equipo Sizer MMD 1300. 66
Figura 3.3: Vista en planta de la estación de vaciado Sizer propuesta. 67

Figura 3.4: Vista frontal de la estación de vaciado Sizer propuesta. 68
Figura 3.5: Vista lateral de la estación de vaciado Sizer propuesta. 68
Figura 3.6: Módulo Sizer antes (a) y después (b) del inicio de la explotación en la calle. . 69
Figura 3.7: El módulo Sizer es trasladado a la siguiente estación de vaciado previo al paso del esfuerzo inducido y la anterior se habilita como una convencional. 70
Figura 3.8: Segunda relocalización del módulo Sizer impulsada por el paso del esfuerzo inducido. 71
Figura 3.9: Retiro de Sizer de la calle de producción, quedando constituida solo por estaciones de vaciado convencionales. 72
Figura 4.1: Módulo de simulación base. 73
Figura 4.2: Esquema de la estación de vaciado convencional simulada. 74
Figura 4.3: Curva granulométrica de la fragmentación secundaria (Silva, 2017). 75
Figura 4.4: Eventos de interrupción de flujo incorporados en el modelo de simulación. ... 77
Figura 4.5: Probabilidades de ocurrencia de EIF para el modelo de simulación. 78
Figura 4.6: Distribución de los datos de tiempo emparrillado y distribución de probabilidad ajustada. 80
Figura 4.7: Componentes del tiempo de ciclo en el proceso de extracción en una operación de hundimiento por paneles. 81
Figura 4.8: Velocidades medias alcanzadas para cada movimiento según la distancia recorrida. 82
Figura 4.9: Distribución y ajuste de distribución de probabilidad para el tiempo de carga. 83
Figura 4.10: Distribución y ajuste de distribución de probabilidad para el tiempo de descarga. 83
Figura 4.11: Representación del ángulo de extracción (Contreras et al. 2016) 86
Figura 4.12: Diagrama de flujo del proceso extractivo para escenarios convencionales. ... 88
Figura 4.13: Módulo de simulación para estrategia propuesta. 89
Figura 4.14: Diagrama de flujo del proceso extractivo de los escenarios que implementan la estrategia propuesta. 90
Figura 4.15: Modificación de la probabilidad de ocurrencia para los escenarios convencional base y propuesta Sizer, la cual posee una mayor ocurrencia de emparrillado y una menor de colgaduras y ST1. 93

Figura 5.1: Tanto la disponibilidad como la descarga en la estación de vaciado más cercana decaen al utilizar estaciones de vaciado convencionales un mayor tiempo. 95
Figura 5.2: Para los escenarios 4 y 5 la descarga refleja el porcentaje de ST2 descargado en el módulo Sizer. Para los escenarios 7, 8 y 9 se debe principalmente a la ocurrencia de emparrillado. 96
Figura 5.3: La descarga en la tercera estación más cercana se debe principalmente a la descarga de ST2 en el módulo Sizer, excepto para el escenario 9. 96
Figura 5.4: La incorporación de la ocurrencia de emparrillado aumenta en mayor medida la distancia recorrida que la presencia de colgaduras, ST1 y ST2. 97
Figura 5.5: La incorporación de la ocurrencia de emparrillado aumenta de manera significativa y progresiva las distancias recorridas. 98
Figura 5.6: La vida útil de la calle de producción está claramente influenciada por la ocurrencia de colgaduras y ST1 y, por tanto, por el tiempo utilizado en actividades de reducción secundaria. 99
Figura 5.7: El escenario convencional base muestra un significativo aumento en el tiempo utilizado debido al tiempo de emparrillado y traslado ST2. 99
Figura 5.8: El escenario propuesta Sizer muestra un tiempo de ciclo muy similar al de una operación con estaciones de vaciado convencionales sin ocurrencia de emparrillado. 100
Figura 5.9: La productividad se observa limitada principalmente por la no disponibilidad de los puntos de extracción más que por las estaciones de vaciado. 101
Figura 5.10: Las velocidades de extracción alcanzadas se encuentran fuertemente limitadas por la ocurrencia de colgaduras y ST1 al generar un proceso extractivo más intermitente. 101
Figura 5.11: La utilización del Sizer es mayor para los escenarios donde se mantiene hasta el término de la vida útil de la calle de producción y hay ocurrencia de emparrillado. 102
Figura 5.12: Drástica reducción del tiempo no productivo por martillo picando y traslado ST2 al llevar a cabo la estrategia propuesta. 103
Figura 5.13: Implementar la estrategia propuesta aumenta progresivamente la disponibilidad de la estación de vaciado más cercana. 104
Figura 5.14: Implementar la estrategia propuesta permite alcanzar la disponibilidad del 100% para la segunda estación de vaciado más cercana. 104

Figura 5.15: La presencia de una estación de vaciado con un equipo Sizer permite asegurar la disponibilidad del 100% para la estación de vaciado más lejana. 105
Figura 5.16: Porcentajes de descarga constantes durante gran parte de la vida útil de la calle de producción para las distintas preferencias de las estaciones de vaciado. 106
Figura 5.17: Aumento progresivo de las descargas en las estaciones de vaciado más cercanas. 107
Figura 5.18: Alturas de columna extraída al momento de realizar cada modificación. 109
Figura 5.19: La demora por martillo picando tiene un mayor impacto a medida que existe un menor número de estaciones de vaciado convencionales habilitadas. 110
Figura 5.20: La demora por martillo picando solo se hace notar, de manera marginal, cuando se remueve el equipo Sizer para un escenario donde se implemente la estrategia propuesta..... 111
Figura 5.21: La demora por traslado ST2 está influenciado principalmente por la cantidad de baldadas programadas a diario en un escenario convencional. 111
Figura 5.22: La demora por traslado ST2 se presenta de manera marginal al sacar el equipo Sizer de la calle de producción y es indiferente para el criterio de traslado..... 112
Figura 5.23: El tiempo por martillo picando tiene una mayor sensibilidad tanto al aumento de ocurrencia de emparrillado como al cambio del criterio en la habilitación de una nueva estación de vaciado. 113
Figura 5.24: Implementar la estrategia propuesta permite reducir prácticamente la totalidad de la demora por martillo picando y en una menor medida el traslado de ST2. 113
Figura 5.25: La disponibilidad de la estación de vaciado más cercana disminuye considerablemente al aumentar la frecuencia de emparrillado para un escenario convencional. 114
Figura 5.26: Si bien la disponibilidad disminuye, al aumentar progresivamente alcanza valores similares, incluso superiores, a una condición con menor probabilidad de ocurrencia de emparrillado. 115
Figura 5.27: Mientras que el aumento de la ocurrencia de emparrillado significa un desplazamiento vertical de la disponibilidad, el cambio de criterio resulta en un desplazamiento horizontal. 115

Figura 5.28: Aplazar el traslado del equipo Sizer permite disminuir el impacto en la disponibilidad que genera su relocalización. 116
Figura 5.29: La diferencia de la disponibilidad se ha reducido a rangos de 5-10%, manteniendo comportamientos similares. 117
Figura 5.30: Se observa claramente la disminución y dispersión de la disponibilidad al remover la estación de vaciado Sizer en el tramo final de la vida útil de la calle de producción. 118
Figura 5.31: El aplazamiento de la incorporación de una nueva estación de vaciado no tiene un efecto significativo en la descarga para las distancias estaciones de vaciado. 119
Figura 5.32: El aumento en la probabilidad de ocurrencia de emparrillado tiene un efecto significativo en la descarga para las distintas estaciones de vaciado. 119
Figura 5.33: Aplazar la incorporación de una nueva estación de vaciado no posee un efecto significativo para los escenarios convencionales respecto a la descarga. 120
Figura 5.34: Aplazar la relocalización del equipo Sizer muestra un aumento en las descargas a la estación de vaciado más cercana mínimas luego de cada traslado. 121
Figura 5.35: La mayor ocurrencia de emparrillado aumenta las descargas en estaciones de vaciado preferencia 2 y 3 considerablemente. 121
Figura 5.36: Aplazar el traslado del Sizer permite aumentar la descarga en la estación de vaciado más cercana de manera significativa. 122
Figura 5.37: La utilización del equipo Sizer tiende a un máximo cercano al 35% para las condiciones simuladas. 123
Figura 5.38: La velocidad de extracción en régimen muestra una dependencia con la disponibilidad de los puntos de extracción tanto para los escenarios convencionales como para la propuesta. 124
Figura 5.39: Los escenarios convencionales y propuestos muestran una diferencia considerable tanto para una alta frecuencia emparrillado como para una mayor ocurrencia de colgaduras y ST1. 125
Figura 5.40: Si bien se reduce drásticamente la diferencia de los días planificados al disminuir la probabilidad de ocurrencia de colgaduras y ST1, la brecha entre los escenarios convencionales y propuestos se mantiene. 126

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1: Operaciones con descarga al interior del polígono. *: Según información presentada en los proyectos. 28
Tabla 2.2: Operaciones con descarga al exterior del polígono. *: Según información presentada en los proyectos. 31
Tabla 2.3: Protocolo de validación utilizado en la Primera Fase de la prueba industrial para el equipo Sizer (Fuenzalida, 2010). 44
Tabla 2.4: Protocolo de validación utilizado en la segunda fase de la prueba industrial para el equipo Sizer (Fuenzalida, 2010). 47
Tabla 3.1: Capacidad de reducción de martillo pica roca en parrilla de 50" x 50" extraída de Guerrero, 2017. *Se considera el promedio del rango de sobretamaño. 65
Tabla 3.2: Tiempo de trituración por baldada a partir de un equipo Sizer MMD 1300 con capacidad de tratamiento nominal de 1500 t/h. 65
Tabla 3.3: Modificación del pilar y excavación de la estación de vaciado Sizer para mantener la razón de sustentación en el rango admisible. 67
Tabla 4.1: Criterio para declarar la ocurrencia de un EIF en el modelo de simulación. *: Se considera parrilla de 1 m x 1 m. ** Según la Ecuación (5) y f = 0.35. 77
Tabla 4.2: Funciones ajustadas para las probabilidades de ocurrencia de cada EIF. 79
Tabla 4.3: Tiempos de reducción secundaria para colgaduras y sobre tamaños tipo 1 y 2 (Guerrero, 2017). PE: Punto de extracción. 79
Tabla 4.4: Parámetros distribución de probabilidad gamma ajustada para el tiempo emparrillado. 80
Tabla 4.5: Parámetros utilizados para el cálculo de los tiempos de viaje para cada movimiento (Silva, 2017). 82
Tabla 4.6: Parámetros de las distribuciones de probabilidad ajustadas para los tiempos de carga y descarga 84
Tabla 4.7: Perfil de velocidades de extracción (Barraza et al. 2004). *: Se considera densidad del mineral 2.7 [t/m³] 85
Tabla 4.8: Escenarios por simular con las condiciones anteriormente presentadas. 90

Tabla 5.1: Resultados generales para escenarios iniciales..... 127
Tabla 5.2: Resultados de los escenarios convencionales con modificaciones de probabilidad de ocurrencia EIF y criterio de aplazamiento en la incorporación de una nueva estación de vaciado..... 127
Tabla 5.3: Resultados de los escenarios propuesta Sizer con modificaciones de probabilidad de ocurrencia EIF y criterio traslado Sizer..... 128

1 Introducción

En los últimos años, los métodos de hundimiento masivo se han aplicado a cuerpos mineralizados que desafían considerablemente su rentabilidad. Estos cuerpos mineralizados, a diferencia de los explotados durante gran parte de la historia, están ubicados a mayores profundidades, con menores leyes de metal, emplazados en macizos rocosos más competentes y en condiciones de altos esfuerzos tectónicos. La explotación de estos macizos rocosos genera naturalmente grandes fragmentos de roca en los sectores productivos, los cuales perturban el rendimiento de los equipos LHD. Estas perturbaciones, son definidas como eventos de interrupción de flujo (EIF) y pueden inhabilitar, por un intervalo de tiempo, tanto puntos de extracción como estaciones de vaciado. Además, este intervalo de tiempo es variable y depende fuertemente de la capacidad y gestión de la reducción secundaria que dispone cada operación.

El grado de fragmentación condiciona directamente la cantidad de reducción secundaria que se lleva a cabo. Mientras que una fragmentación gruesa implica una constante utilización de reducción secundaria, una fragmentación más fina requiere una intervención mínima.

La naturaleza propia del fenómeno de fragmentación por hundimiento implica que durante la vida útil de una columna de extracción se tienen distintas condiciones de fragmentación, constatándose que en las etapas iniciales de extracción la fragmentación es gruesa en tanto que a medida que aumenta el porcentaje de extracción la fragmentación observada es más fina. A pesar de que este fenómeno es ampliamente conocido y previsible, los sistemas de reducción secundaria se dimensionan para una sola condición de granulometría del mineral. Esta solución de diseño puede, entonces, enfrentarse a dos escenarios ineficientes relacionados con su capacidad: subestimada en periodos de fragmentación gruesa y sobreestimada en periodos de fragmentación más fina. Por lo tanto, resulta conveniente estudiar soluciones capaces de complementar las actuales de manera que permitan mitigar dichas ineficiencias, adaptándose a los estados variables de fragmentación presentes durante la vida útil de la explotación.

En este trabajo de titulación se evalúa mediante simulación de eventos discretos, la factibilidad de incorporar tecnologías emergentes en las estaciones de vaciado al interior de las calles de producción en operaciones de hundimiento por paneles. En particular, se propone una nueva estrategia para mitigar la pérdida de productividad de los equipos de extracción considerando distintas técnicas de reducción secundaria que se adaptan a las condiciones cambiantes de fragmentación.

1.1 Motivación del tema

En operaciones de hundimiento por paneles, el rendimiento de los cargadores está condicionado, en parte, por la disponibilidad de las estaciones de vaciado. Una menor disponibilidad, impacta negativamente los indicadores operacionales de los cargadores, como: el tiempo de ciclo y el tiempo operativo, disminuyendo así su rendimiento. Para suplir esta caída en el rendimiento de los cargadores y no comprometer el cumplimiento de los planes de producción, normalmente se incorporan más equipos a las labores de extracción de mineral. Si bien esta reasignación de recursos permite cumplir los planes productivos en el momento, necesariamente afectará las zonas donde se restó la acción de esos cargadores. En consecuencia, más que acabar con el problema, se termina derivándolo hacia otros sectores, generando así una especie de círculo vicioso improductivo. Por lo tanto, elaborar soluciones que permitan apuntar al núcleo del problema, se vuelve un imperativo.

La disponibilidad de las estaciones de vaciado está determinada por la relación entre la tasa de ocurrencia de EIF y el tiempo requerido por la solución de reducción secundaria para lograr reanudar la operación de vaciado de mineral. Las condiciones de fragmentación gruesa incrementan la tasa de ocurrencia de EIF, aumentando así los requerimientos de reducción secundaria, a veces por encima de su capacidad. Como estos requerimientos no son constantes en el tiempo, ya que dependen directamente de la fragmentación presente en los puntos de extracción, la cual se reduce a medida que aumenta la altura de columna extraída. Por lo tanto, enfrentar las condiciones cambiantes de fragmentación por medio de

una única solución de reducción secundaria se vuelve ineficiente, principalmente, cuando la capacidad de esta solución es sobrepasada.

En este trabajo se considera la incorporación de tecnologías emergentes, como chancadores de bajo perfil, como una solución atractiva para lidiar con los periodos críticos de fragmentación, proponiendo una estrategia de reducción secundaria adaptable a las condiciones cambiantes de fragmentación para aumentar la disponibilidad de las estaciones de vaciado y mitigar los impactos negativos en el rendimiento de los cargadores.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

- Mitigar la pérdida de rendimiento debido a reducción secundaria sub dimensionada para las condiciones cambiantes de fragmentación en calles de hundimiento por paneles.

1.2.2 Objetivos específicos

- Caracterizar las condiciones de fragmentación y disponibilidad de estaciones de vaciado y reducción secundaria en galerías de extracción en operaciones de hundimiento por paneles mediante estadígrafos adecuados.
- Determinar la factibilidad técnica de utilizar triturador de bajo perfil en calles de hundimiento por paneles.
- Proponer un diseño de estaciones de vaciado y reducción secundaria dinámicas para uso transitorio en calle de producción adecuadas a la granulometría del mineral a lo largo de la galería de extracción.
- Evaluar las condiciones de operación del diseño actual y propuesto en un modelo de simulación de eventos discretos.

1.3 Alcances

La presente memoria de titulación contempla los siguientes alcances para su realización:

- El modelo de simulación de eventos discretos solo considera la incorporación de interferencias operacionales por fragmentación gruesa en el nivel de producción, tales como: colgaduras, sobre tamaños tipo 1 y 2 y emparrillado en estaciones de vaciado.
- Para la evaluación de la estrategia propuesta se utilizan parámetros recolectados desde diferentes fuentes bibliográficas y base de datos, por lo que no representan una condición de faena en particular.
- Se considera el rendimiento nominal y condiciones normales de alimentación del triturador móvil, vale decir, no se considera la existencia de eventuales “colpas” de un mayor tamaño que el máximo previsto en el diseño del triturador.
- No se incluyen actividades de mantención para los equipos ni tampoco un tiempo necesario para el traslado e instalación del equipo triturador en otra estación de vaciado.
- Sólo se analiza el impacto de la incorporación de un equipo triturador móvil en el nivel de producción.

1.4 Metodología de trabajo

Para el cumplimiento de los objetivos de esta memoria de título se sigue la metodología de trabajo descrita en el diagrama de flujo de la **Figura 1.1** la cual comprende la realización de las siguientes actividades:

- **Conceptualización del problema**: Mediante una revisión bibliográfica crítica se identifican las variables claves y sus comportamientos que inducen la pérdida de productividad de los cargadores en operaciones de hundimiento por paneles. Luego, se analizan las pruebas industriales e investigaciones enfocadas en la incorporación

de tecnología Sizer al interior de las calles de producción y sus potenciales mejoras en el proceso de extracción. Simultáneamente, durante toda esta etapa se lleva a cabo la recolección de datos para formular los estadígrafos necesarios para el modelo de simulación.

- **Propuesta de mejora**: Identificadas las causas y su comportamiento, se definen los principales criterios de diseño bajo los cuales propone la nueva estrategia de reducción secundaria.
- **Construcción modelo de simulación**: Se construye el modelo de simulación incorporando las principales variables que influyen en la pérdida de rendimiento de los equipos LHD's en el proceso extractivo. A su vez, en esta etapa se realiza la limpieza y procesamiento de datos para obtener distribuciones de probabilidad de los parámetros requeridos para la simulación.
- **Simulación**: Se corren los modelos de simulación y se analizan los impactos de incorporar la estrategia propuesta en los principales indicadores del proceso extractivo.
- **Discusión**: Se discuten los principales resultados obtenidos de la simulación de diversos escenarios para los distintos indicadores.
- **Conclusiones y recomendaciones**: Finalmente, se presentan las principales conclusiones y recomendaciones para investigaciones futuras.

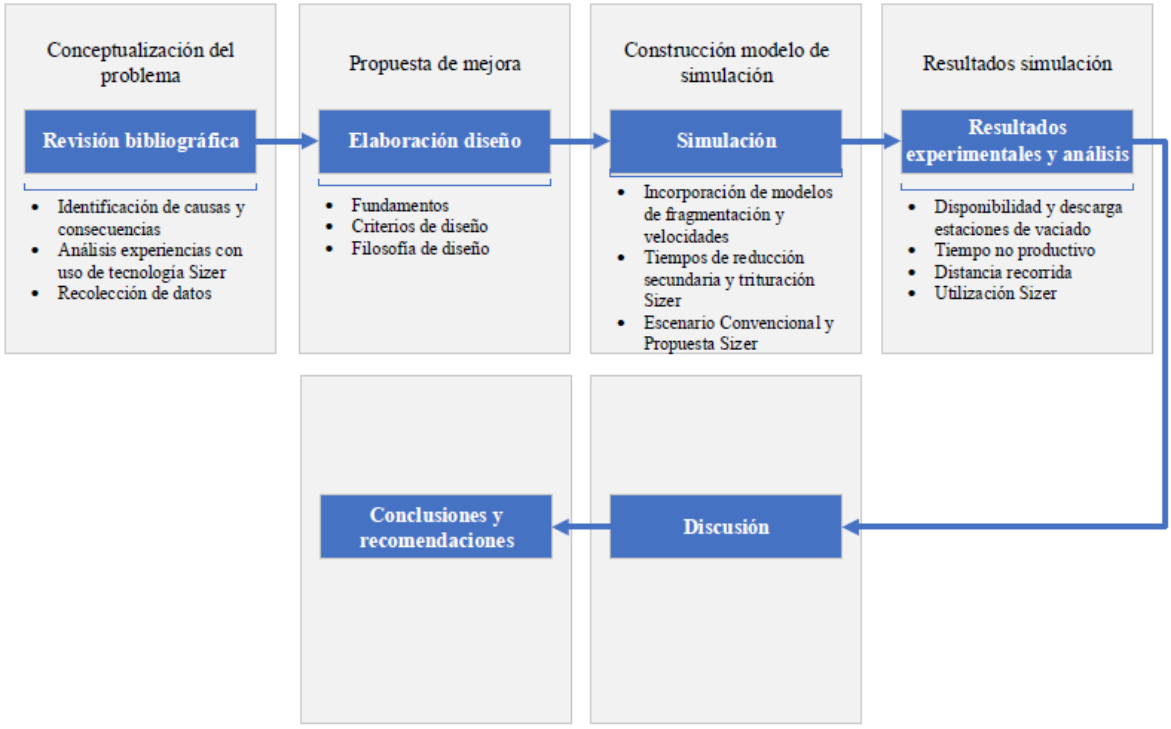


Figura 1.1: Metodología de trabajo

1.5 Estructura de la memoria de título

Esta memoria de título está organizada en 7 capítulos:

Capítulo 1: Establece el impacto de la disponibilidad de las estaciones de vaciado en las actuales operaciones de hundimiento por paneles y la necesidad de elaborar soluciones enfocadas en el núcleo del problema. Además, establece los objetivos, alcances y metodología de este trabajo.

Capítulo 2: Revisa y expone la literatura disponible asociada a los principales conceptos que influyen en la disponibilidad de las estaciones de vaciado en el método de hundimiento por paneles. A su vez, explica cómo la fragmentación presente en los puntos de extracción de una operación de hundimiento impacta en el rendimiento de los equipos LHD y las soluciones empleadas para darle continuidad operacional. Finalmente, se revisan las pruebas industriales del triturador Sizer realizadas en minería de hundimiento de alta

productividad y la utilización de la simulación de eventos discretos para evaluar potenciales mejoras en el proceso extractivo.

Capítulo 3: Presenta los fundamentos, criterios y filosofía de diseño de la estrategia propuesta para mitigar los efectos negativos en el rendimiento de los equipos LHD debido a la ocurrencia de eventos de interrupción de flujo, especialmente, el emparrillado de estaciones de vaciado.

Capítulo 4: Da a conocer la construcción del modelo de simulación tanto para el escenario convencional como para el escenario propuesto, incorporando variables de fragmentación, componentes del tiempo de ciclo, tiempos de reducción secundaria, programa de producción y política de extracción.

Capítulo 5: Presenta los resultados de la simulación de eventos discretos y su análisis. Se destacan indicadores como la disponibilidad y descarga en estaciones de vaciado, distancia recorrida, tiempo no productivo y la utilización del triturador Sizer.

Capítulo 6: Discute los resultados obtenidos.

Capítulo 7: Señala las principales conclusiones obtenidas del estudio, dando a conocer recomendaciones y trabajos futuros.

2 Revisión bibliográfica

El capítulo anterior expuso los impactos negativos generados por una menor disponibilidad de las estaciones de vaciado en operaciones de hundimiento por paneles y la necesidad de mitigarlos mediante soluciones que apunten hacia la raíz del problema. Sin embargo, antes de elaborar estas soluciones, es necesario revisar los conceptos y mecanismos claves que interactúan al interior del área de estudio.

Este capítulo, revisa la literatura disponible e identifica interrelaciones entre factores que determinan la disponibilidad de las estaciones de vaciado. A partir de estos hallazgos, se pone de manifiesto la necesidad de adaptar las soluciones de reducción secundaria a la fragmentación cambiante para mitigar los efectos de EIF durante toda la vida útil de la explotación.

2.1 Hundimiento por paneles (*panel caving*)

La presente sección cubre las principales características del método de hundimiento por paneles y sus implicancias en la disponibilidad de las estaciones de vaciado. En particular, se destaca la relación entre la filosofía de operación, el diseño minero, el comportamiento de la fragmentación y su relación con la reducción secundaria.

2.1.1 Filosofía de operación

El hundimiento por paneles induce el colapso natural del cuerpo mineralizado mediante la socavación de su base. La remoción de su soporte vertical genera una redistribución de esfuerzos que, sumados a la acción de la fuerza de gravedad, fragmenta gradualmente el macizo rocoso, convirtiéndolo en material granular que fluye hacia una infraestructura

recolectora previamente construida, permitiendo así su extracción mediante equipos mecanizados (Brannon et al. 2011).

Las operaciones de hundimiento por paneles son caracterizadas por explotar de manera continua cuerpos mineralizados con grandes polígonos de explotación. Estos polígonos son divididos en áreas más pequeñas, denominadas paneles, cuyo largo es mayor a la altura de columna (Van As y Guest, 2020). La remoción de la base de estos paneles se realiza de forma progresiva a lo largo del polígono, constituyendo un frente de hundimiento que se desplaza en un ángulo constante en la dirección de avance de la socavación, permitiendo la incorporación de nueva área productiva a la explotación de manera continua (Brown, 2003).

El carácter continuo del método genera el desarrollo de una interfase inclinada mineral-estéril que debe ser sostenida mediante un equilibrio entre la velocidad de extracción y la tasa de incorporación de bateas, evitando así la entrada de dilución temprana en la operación (Vas As y Guest, 2020). Esta interfase inclinada, es el resultado de los diferentes tonelajes extraídos (o alturas de columna extraídas) desde cada punto de extracción, el cual aumenta a medida que se aleja del frente de hundimiento. Del mismo modo, el avance de la explotación permite que, en la misma calle de producción, coexistan puntos de extracción en distintos estados, como: agotados, en régimen, en propagación, en socavación y en preparación (Encina, 2017a), como muestra la **Figura 2.1**.

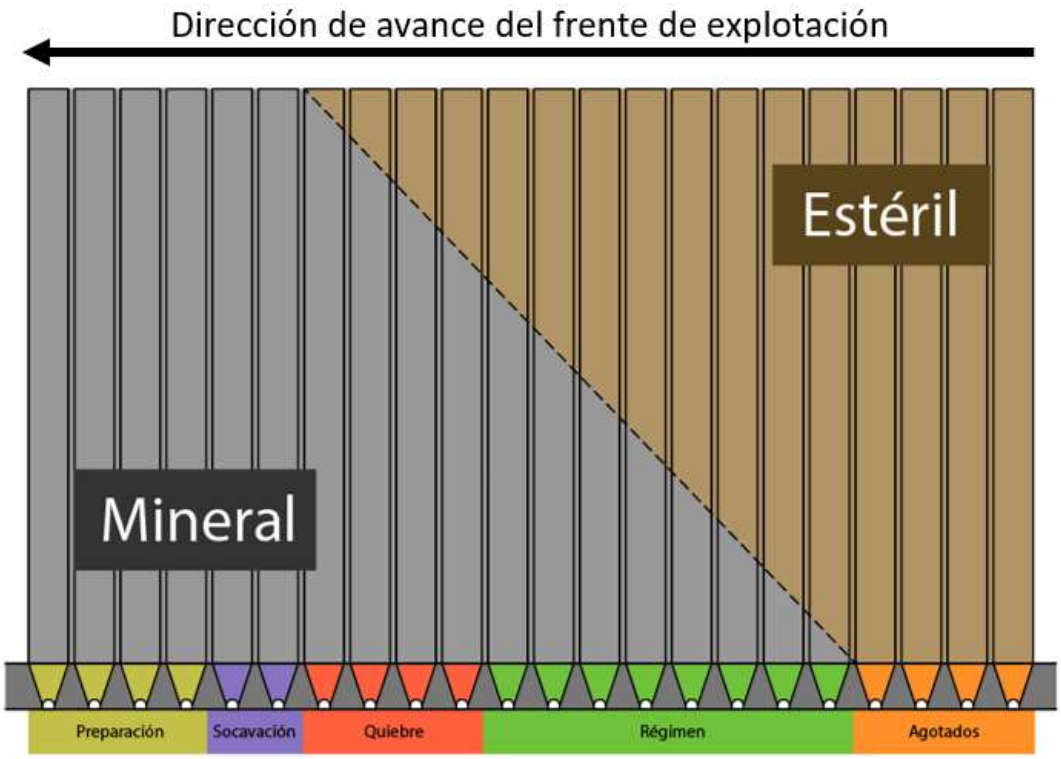


Figura 2.1: Vista lateral de una calle de producción típica en una operación de hundimiento por paneles.

2.1.2 Diseño minero general

Para poder llevar a cabo la explotación de un cuerpo mineralizado por el método de hundimiento por paneles, es necesario el desarrollo de cuatro niveles horizontales principales (**Figura 2.2**). Cada uno de ellos, cumple una función específica que permite llevar el mineral desde su origen hasta la planta de procesamiento. Estos niveles, ordenados de forma descendiente según su cota de elevación, son detallados a continuación:

- **Nivel de hundimiento:** Situado en la cota definida para hacer la socavación basal del macizo rocoso, se constituye de un conjunto de galerías horizontales paralelas entre sí, denominadas calles de hundimiento, que se conectan entre ellas cada cierta distancia por galerías llamadas cruzados. En este nivel, se lleva a cabo la socavación

progresiva de la base del cuerpo mineralizado mediante la utilización de técnicas de perforación y tronadura.

- **Nivel de producción:** Ubicado inmediatamente bajo el nivel de hundimiento, comprende un arreglo de labores horizontales paralelas entre sí, denominadas calles de producción, las cuales se convierten en vías de tránsito de los equipos de extracción de mineral, que son interceptadas oblicuamente (generalmente a 60°) por galerías de zanjas. En cada galería de zanja, este nivel se conecta con el nivel de hundimiento mediante una excavación recolectora, denominada batea, por la cual se traspasa el mineral hundido, llegando a los puntos de extracción desde donde puede ser extraído.

- **Nivel de ventilación:** Ubicado bajo el nivel de producción, está compuesto por dos subniveles: inyección y extracción, los cuales comprenden un conjunto de galerías paralelas que se conectan a los dos niveles anteriores mediante chimeneas por donde fluye el aire de ventilación. Mientras que el primero permite la inyección de aire fresco requerido tanto por el personal y los equipos, el segundo se encarga de la extracción del aire viciado de la operación. En su conjunto, mantienen los niveles de ventilación reglamentariamente aptos para la operación subterránea.

- **Nivel de transporte:** Corresponde al nivel inferior de la infraestructura de explotación, estando conformado por un conjunto de galerías paralelas que se conectan con el nivel de producción mediante piques de traspaso para recibir el mineral y transportarlo hacia la planta de procesamiento.

De acuerdo con el sistema de manejo de materiales utilizado en la operación, en ocasiones se incluyen niveles adicionales, como un nivel de transporte intermedio o un nivel de reducción. El primero, recibe el mineral, generalmente grueso, proveniente desde el nivel de producción y lo transporta horizontalmente hacia estaciones de chancado para su reducción de tamaño y posterior traslado hacia el nivel de transporte principal. Mientras

que el segundo, está conformado por estaciones de picado que se encargan de reducir el tamaño del mineral proveniente del nivel de producción.

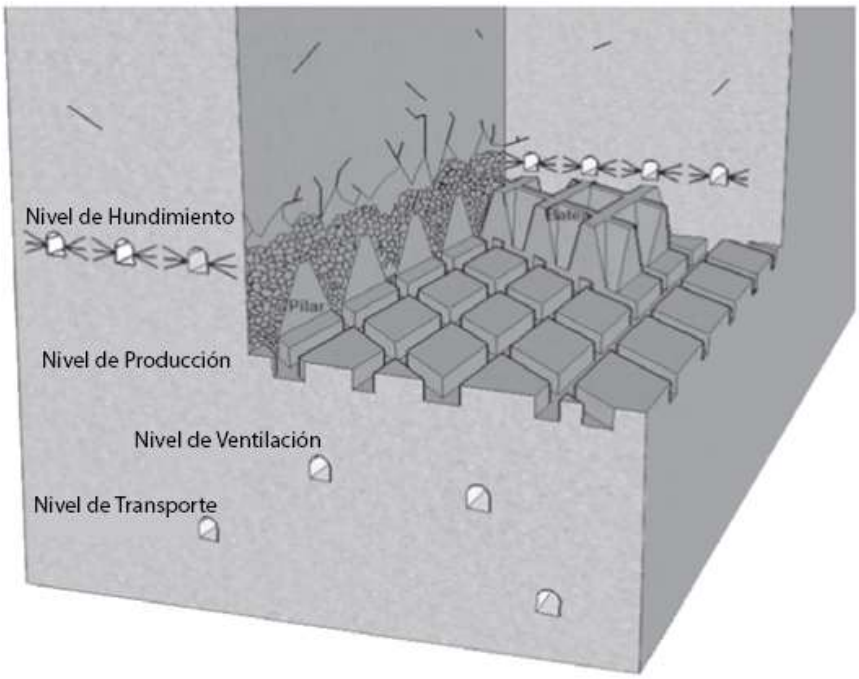


Figura 2.2: Esquema de una operación de hundimiento por paneles, identificando y localizando sus niveles principales (Gómez y Labbé, 2019).

2.1.3 Variantes de hundimiento

La socavación de la base del cuerpo mineralizado es uno de los elementos más importantes en las operaciones de hundimiento por paneles, no solo porque es necesario para inducir el colapso, sino porque también puede modificar los efectos de la concentración de esfuerzos sobre la infraestructura por medio del diseño y la estrategia de socavación (Laubscher, 1994). Del mismo modo, Brown (2003) indica que la estrategia de socavación puede, también, tener un efecto significativo en la efectividad de las instalaciones en el nivel de producción y en la propagación del hundimiento.

La estrategia de socavación corresponde a la secuencia de construcción de la infraestructura productiva. En particular, hace referencia al orden temporal de las actividades de tronadura

de socavación, apertura de bateas y desarrollo de los niveles de hundimiento y producción (Rivero, 2008). Entre las estrategias de socavación, son tres las más ampliamente utilizadas: hundimiento posterior, hundimiento previo y hundimiento avanzado (Laubscher, 2000; Brown, 2003; Chitombo, 2010, Brannon et al. 2011; Flores, 2014).

- **Hundimiento posterior:** También llamado hundimiento convencional, desarrolla la infraestructura productiva antes de realizar la tronadura de socavación. El orden temporal de las actividades es descrito a continuación (Rojas et al. 2000) e ilustrado en la **Figura 2.3**:

  (1) Desarrollo de los niveles de hundimiento y producción
  (2) Apertura de bateas por delante del frente de hundimiento, generando el vacío necesario que, posteriormente, recibe el mineral tronado
  (3) Tronadura de socavación en el nivel de hundimiento, conectando ambos niveles por medio de la batea
  (4) Inicio de la extracción del mineral en el nivel de producción

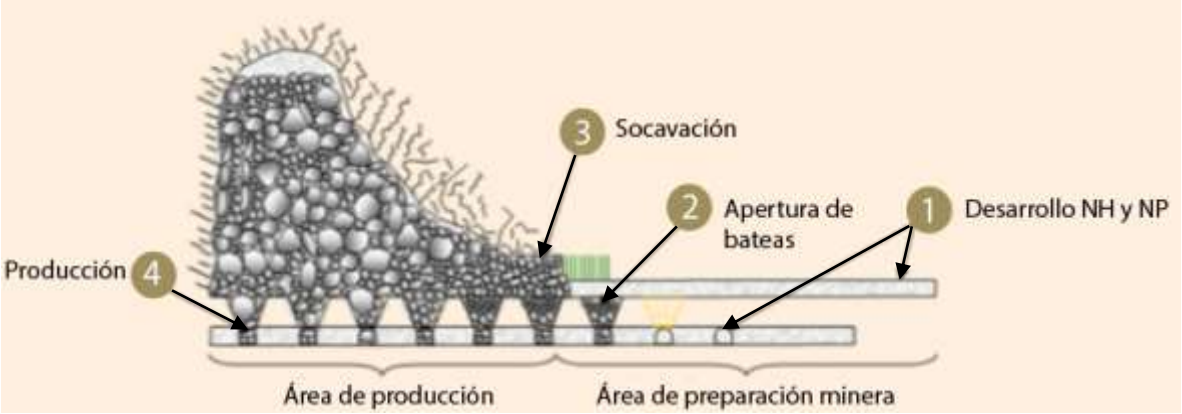


Figura 2.3: Esquema hundimiento posterior (Paredes et al. 2020)

En esta variante, debido a que la extracción del mineral comienza inmediatamente después de la socavación, el frente de explotación y de hundimiento son, prácticamente, los mismos. En cuanto a sus ventajas, permite una incorporación de área a la

producción más rápida que cualquier otro método. Sin embargo, en condiciones de minería profunda o en ambientes de altos esfuerzos, su principal desventaja es el daño generado a las labores del nivel de producción por efecto del esfuerzo inducido (Brown, 2003), el cual puede llegar a producir el colapso de áreas significativas, interrumpiendo la producción y requiriendo recursos adicionales para la recuperación del mineral (Jofre et al. 2000).

- **Hundimiento previo:** El origen de esta variante fue el resultado de diversos estudios orientados a reducir el daño provocado por efecto del esfuerzo inducido en la infraestructura del nivel de producción utilizando el método convencional. A diferencia del hundimiento convencional, la tronadura de socavación se lleva a cabo antes de desarrollar el nivel de producción, siendo este construido al interior de una zona relajada, la cual se ha identificado como una zona de bajos esfuerzos. Esta secuencia, es detallada a continuación (Rojas et al. 2000) e ilustrada en la **Figura 2.4**:

  (1) Desarrollo del nivel de hundimiento
  (2) Tronadura de socavación
  (3) Desarrollo del nivel de producción
  (4) Apertura de bateas
  (5) Inicio de la extracción de mineral

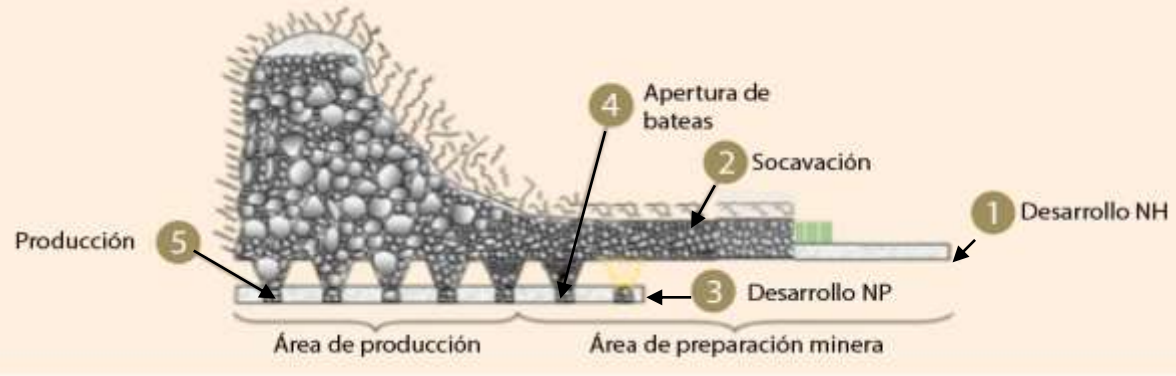


Figura 2.4: Esquema hundimiento previo (Paredes et al. 2020).

La principal característica de esta variante es la generación de una zona relajada, bajo la cual se desarrolla el nivel de producción. De esta manera, la ventaja más importante de este método es el menor daño generado en las labores del nivel de producción. No obstante, entre sus inconvenientes, se encuentra una lenta entrada en producción y la posible compactación del mineral tronado en el nivel de hundimiento, debido al desfase entre el frente de hundimiento y el de explotación, generando concentración de esfuerzos (Brown, 2003). Además, su aplicación en el sector Esmeralda de mina El Teniente, derivó en el traslado del daño hacia el nivel de hundimiento y una mayor congestión debido al reducido espacio donde se llevaban a cabo las actividades de extracción, apertura de bateas y preparación minera en el nivel de producción (Araneda y Sougarret, 2008).

- **Hundimiento avanzado:** Su nombre deriva del hecho que la socavación es llevada a cabo a una distancia por delante de las bateas igual que en el hundimiento previo, pero en este caso, al momento de socavar, una parte de la construcción de galerías del nivel de producción ya se ha avanzado. Su secuencia temporal es indicada a continuación (Jofre et al. 2000) e ilustrada en la **Figura 2.5**.

    (1) Desarrollo total del nivel de hundimiento y parcial del nivel de producción, generalmente solo calles
    (2) Tronadura de socavación
    (3) Desarrollo de las labores restantes en el nivel de producción al interior de la zona relajada
    (4) Apertura de bateas
    (5) Inicio de la extracción

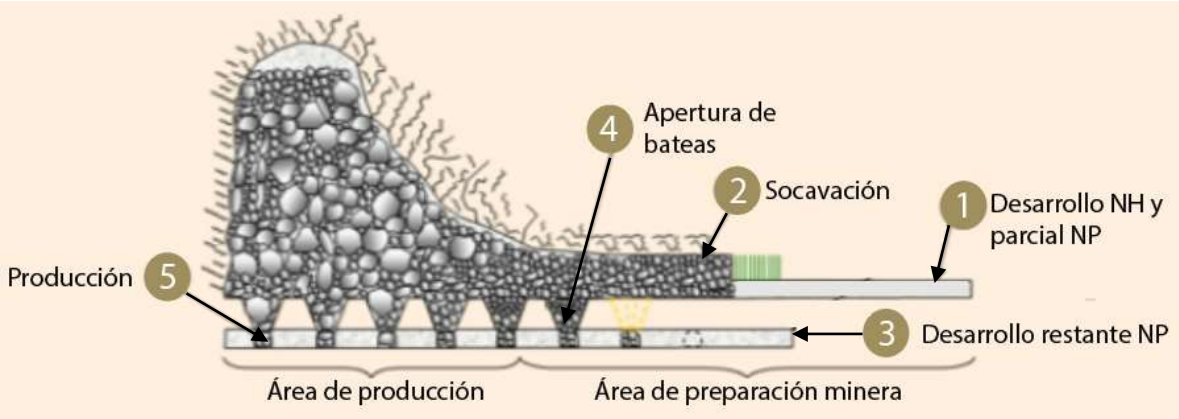


Figura 2.5: Esquema hundimiento avanzado (Paredes et al. 2020).

Debido a que la apertura de bateas se realiza bajo área relajada, el daño por efecto del esfuerzo inducido en el nivel de producción es menor con respecto a la variante convencional. Del mismo modo, respecto al método previo, presenta:

- una menor cantidad de interferencias operacionales debido a que una parte de los desarrollos del nivel de producción ya estaban construidos
- una menor probabilidad de compactación del mineral tronado en el nivel de hundimiento que se encuentra por delante del frente de explotación y
- una entrada en producción en menor tiempo (Brown, 2003).

2.1.4 Modelo conceptual del hundimiento

En general, se espera que cualquier macizo rocoso debe colapsar si la socavación de su base es lo suficientemente extensa. Este colapso, ocurre como resultado de dos influencias principales: la fuerza de gravedad y la generación de esfuerzos inducidos sobre la parte superior de la cavidad generada por la socavación. Del mismo modo, el mecanismo por el cual ocurre el colapso dependerá de la respuesta del macizo rocoso y sus discontinuidades ante estas influencias (Brown, 2003).

Debido a la inviabilidad de observar directamente la propagación del hundimiento, el uso de instrumentación y programas de modelamiento han permitido ampliar su comprensión de acuerdo con el marco conceptual que se utilice (Cumming-Potvin, 2018). En este sentido, un modelo ampliamente aceptado y utilizado en la industria del hundimiento es el desarrollado por Duplancic y Brady (1999). Este modelo conceptual, fue propuesto como resultado del registro y análisis de datos micro sísmicos en la operación del Nivel 1 de la mina Northparkes, en el cual identificaron cinco zonas del macizo rocoso con diferente comportamiento, las cuales son descritas a continuación e ilustradas en la **Figura 2.6**:

- **Zona elástica:** En ella el macizo rocoso hospedante alrededor de la región del hundimiento se comporta, principalmente, de forma elástica, teniendo propiedades consistentes con un macizo rocoso "no perturbado" (Sainsbury, 2012).

- **Zona sismogénica:** Aquí se concentra la actividad micro sísmica (y en ocasiones sísmica) debido principalmente al deslizamiento de discontinuidades preexistentes, además de la extensión y creación de nuevas fracturas en el macizo rocoso el cual se encuentra continuamente fallando, formando un frente sísmico activo (Sainsbury, 2012). Este comportamiento se debe a las condiciones cambiantes de esfuerzos provocadas por el avance de la socavación y del hundimiento (Brown, 2003). Más aún, como el estado del macizo rocoso dentro de esta banda alcanza un estado de post falla, el esfuerzo fluye hacia el exterior, trasladando la zona sismogénica hacia zonas superiores (Potvin y Hudyma, 2008).

- **Zona de desprendimiento:** Región asísmica donde el macizo rocoso se encuentra fracturado y la reducción de tamaño de los bloques de roca, en comparación con el estado in situ, pueden describirse como fragmentación primaria (Sainsbury, 2012). Del mismo modo, la pérdida de toda o parte de su fuerza cohesiva, produce el desplazamiento de roca de gran escala (Brown, 2003).

- **Espacio de aire:** Comprende una interfase entre lo fracturado y lo fragmentado. Su altura se encuentra determinada por la relación entre la tasa de extracción de roca

hundida y la tasa en que se hunde el macizo rocoso (Brown, 2003). Un mayor tamaño de esta zona implica un peligro geotécnico debido a la probabilidad que se desplacen grandes bloques de roca provocando efecto pistón en el nivel de producción, por lo que la política de extracción es fundamental para evitarlo.

- **Zona movilizada:** Corresponde a los bloques de roca que cayeron desde la zona de desprendimiento y que se trasladarán hacia las cotas inferiores para ser extraídos desde los puntos de extracción mediante equipos mecanizados. En la literatura en idioma inglés, se define como "*cave back*" al límite entre las zonas movilizada y de desprendimiento.

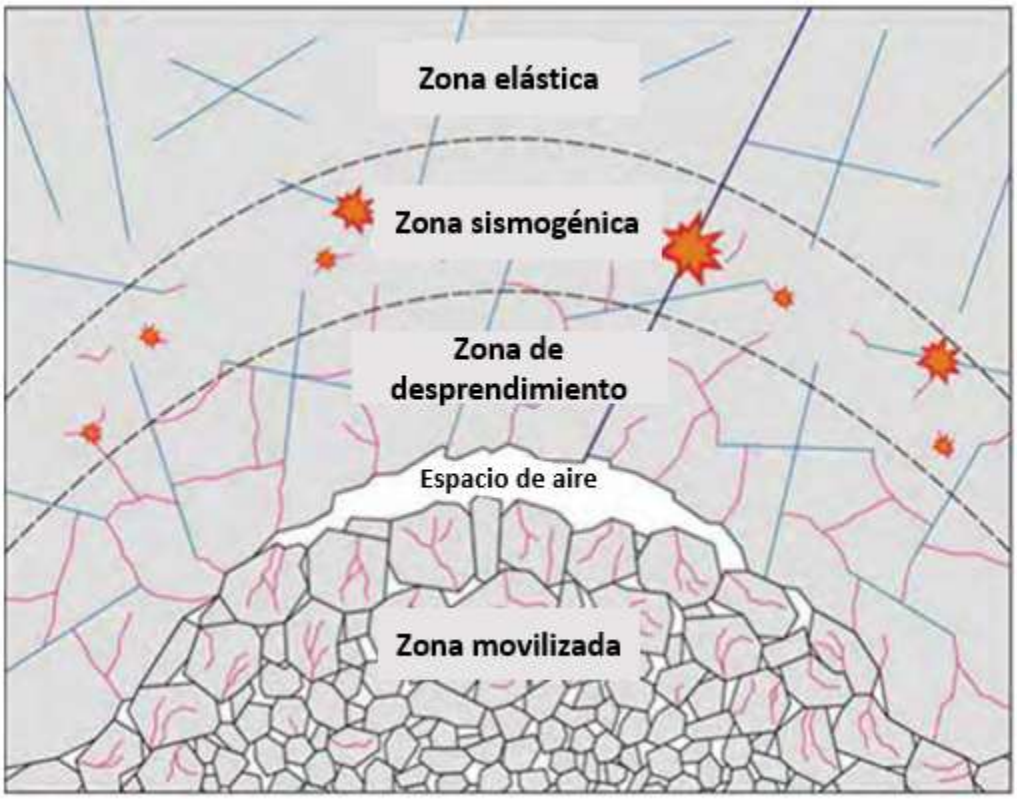


Figura 2.6: Modelo conceptual de la propagación del hundimiento propuesto por Duplancic y Brady (1999) (Sainsbury, 2012).

Debido a la mayor competencia de los macizos rocosos donde se emplazan actualmente las operaciones de hundimiento por paneles, los problemas con la propagación del hundimiento y el tamaño de la fragmentación resultante han sido un tema de estudio recurrente en la industria, ya que influyen directamente en la rentabilidad del método de explotación.

2.1.5 Fragmentación

La fragmentación es el factor principal para evaluar la factibilidad de utilizar un método de hundimiento en grandes cuerpos mineralizados competentes, dado que influye tanto en los parámetros operacionales como en el diseño minero (Laubscher, 1994). En particular, la fragmentación limita fuertemente la productividad y diseño del nivel de producción. Por lo tanto, comprender su generación e implicancias resulta esencial para comprender la pérdida de rendimiento de los cargadores.

En las operaciones de hundimiento por paneles, es generalmente aceptada la existencia de tres niveles progresivos de fragmentación: in situ, primaria y secundaria (Brown, 2003). Cada uno de ellos, está asociado a una región del modelo conceptual de hundimiento de Duplancic y Brady (1999), por lo que la fragmentación resultante en los puntos de extracción es la consecuencia de una compleja interacción entre diversos factores y estados tensionales que ocurren al interior de la columna mineralizada. Cada uno de estos niveles son descritos a continuación y representados en la **Figura 2.7**:

- **Fragmentación in situ:** Corresponde al primer nivel de fragmentación y hace referencia a los bloques naturalmente formados por la red de discontinuidades abiertas presentes en el macizo rocoso previa alteración minera. El tamaño y forma de estos bloques se encuentra determinado por la geometría de las discontinuidades, tales como su orientación, espaciamiento y tamaño (Brown, 2003). A su vez, la formación de estos bloques solo debería estar sujeta a la acción de la fuerza de gravedad (Jakubec, 2014). Dada la competencia de los macizos rocosos en las operaciones actuales, la presencia de fracturas abiertas es muy escasa, por lo que la

formación de bloques in situ, además de ser relativamente limitada, genera bloques de grandes dimensiones.

- **Fragmentación primaria:** Es el segundo nivel de fragmentación, donde el inicio del hundimiento ha generado la acción de esfuerzos inducidos sobre las discontinuidades del macizo rocoso, las cuales representan planos de debilidad. La magnitud de estos esfuerzos inducidos, supera la resistencia de algunas discontinuidades formando nuevos bloques primarios, incluso, en condiciones de altos esfuerzos puede fracturar roca intacta (Brown, 2003). Posteriormente, estos bloques primarios pierden totalmente su fuerza cohesiva, desprendiéndose de la cúpula socavada hacia la zona movilizada (Laubscher, 1994, 2000). Como resultado, la fragmentación in situ inicial se presenta en bloques de menor tamaño que en condición in situ, encontrándose el mineral ya incorporado a la columna de extracción (Jakubec, 2014).

- **Fragmentación secundaria:** Corresponde al último nivel de fragmentación y hace referencia a la reducción en tamaño de los bloques primarios a medida que se movilizan a través de la columna hundida hacia los puntos de extracción (Laubscher, 1994, 2000). La naturaleza y grado de esta reducción, varía con la composición y propiedades mecánicas del cuerpo mineralizado, la velocidad de extracción, la altura de columna a la cual fue extraído el mineral y el estado tensional y tiempo de residencia al interior de la columna hundida (Brown, 2003).

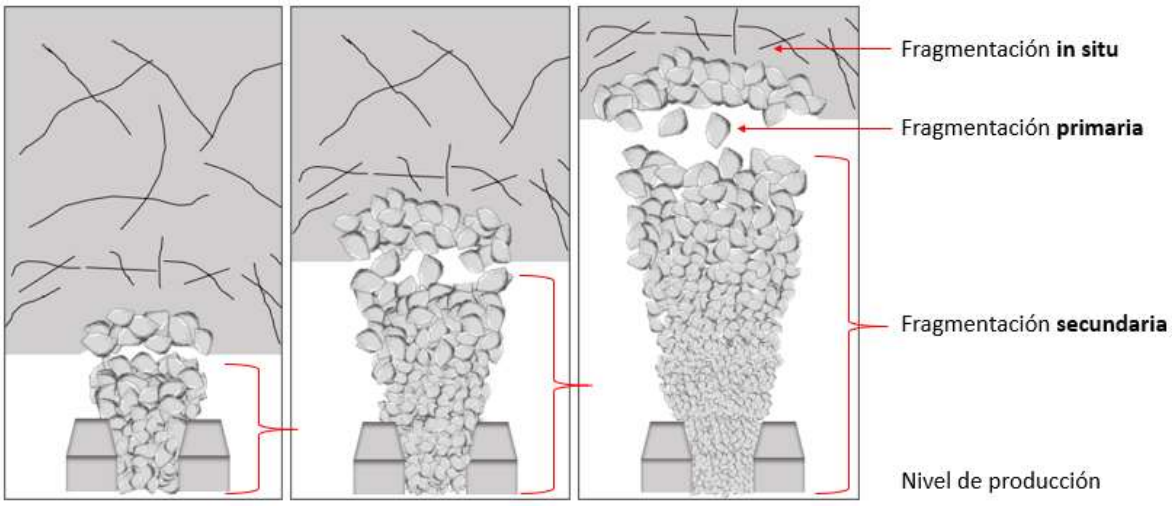


Figura 2.7: Esquema de los niveles de fragmentación en una columna de extracción. De izquierda a derecha se observa el cambio en la granulometría a medida que aumenta la altura de columna extraída debido a un mayor efecto de la fragmentación secundaria.

En la práctica, se ha observado que la fragmentación disminuye a medida que aumenta la altura de columna extraída en los puntos de extracción. Esto se debe a que, a mayor altura de columna extraída, los esfuerzos en la cúpula socavada incrementan, aumentando con ello el efecto de la fragmentación primaria. Del mismo modo, una mayor altura implica una mayor distancia que deben recorrer los fragmentos de roca a través de la columna hundida, aumentando su tiempo de residencia y, con ello, el efecto de la fragmentación secundaria (Gómez et al. 2017). En este contexto, para una operación de hundimiento por paneles, el grado de fragmentación varía a lo largo de la calle de producción, siendo los puntos de extracción más cercanos al frente de hundimiento, los que poseen una fragmentación más gruesa.

La estrecha relación entre la altura de columna extraída y la fragmentación resultante también puede ser vinculada a la productividad de la operación. En este sentido, a través del análisis de evidencia empírica Cuello y Newcombe (2018) identificaron que a medida que aumentaba la altura de columna extraída, también lo hacía el cumplimiento del tonelaje planificado. De esta manera, es posible identificar que los primeros metros de columna, los cuales poseen una fragmentación más gruesa, tienen el mayor impacto en la productividad

de los cargadores, principalmente, por la mayor probabilidad de ocurrencia de eventos de interrupción de flujo en el nivel de producción.

2.1.6 Diseño y configuración del nivel de producción

La explotación en roca competente que al hundirla genera una fragmentación gruesa, derivó en la incorporación de equipos LHD al nivel de producción, para cuyo efecto se desarrollaron los actuales diseños del nivel de producción (Chacón et al. 2004a).

Según la teoría de flujo gravitacional, a medida que se extrae el mineral hundido desde los puntos de extracción, un elipsoide de extracción se propaga en altura. Para recuperar la mayor cantidad de reservas, estos elipsoides deben interactuar, de tal manera de prevenir la formación de pilares de roca entre ellos y evitar tanto una pérdida de mineral como un potencial punto de inestabilidad. Del mismo modo, el diámetro de estos elipsoides está determinado por la fragmentación, el cual es mayor a medida que la fragmentación es más gruesa (Laubscher, 1994, 2000). Por lo tanto, conociendo esto, es posible distribuir geométricamente cada uno de estos elipsoides, de tal manera de cubrir todo el polígono de explotación. Este arreglo espacial, se define como malla de extracción y se reconocen tres tipos principales: cuadrada, triangular y mixta.

En los últimos años, los tipos de diseño del nivel de producción más utilizados han sido: El Teniente y Espina de pescado, ilustrados en la **Figura 2.8** y **Figura 2.9**, respectivamente. La elección entre estos diseños depende, generalmente, de la facilidad de desarrollo, del tamaño del polígono y, en algunos casos, de la estabilidad de los pilares. (Chitombo, 2010; Flores, 2014):

- **Tipo El Teniente:** Basado en una malla de extracción triangular (idealmente equilátera), las calles de producción son interceptadas por las galerías zanjas en un ángulo de 60°. Esto le permite una mayor maniobrabilidad al equipo LHD, debido a que alinea en el mismo eje ambos accesos de carga en direcciones opuestas, dándole

mayor holgura a su operación (Chacón et al. 2004a). A su vez, esta disposición le permite enfrentar el talud de mineral en línea recta, favoreciendo un mejor flujo al interior de los puntos de extracción y una menor exigencia del equipo. Del mismo modo, este arreglo es de fácil construcción y presenta una mejor condición de estabilidad, debido a la mayor robustez de los pilares del nivel de producción (Flores, 2014). Como desventaja, no es adecuado para LHD's eléctricos que utilizan cables de arrastre, ya que dificultan la inversión del sentido de operación del equipo (Laubscher, 2000).

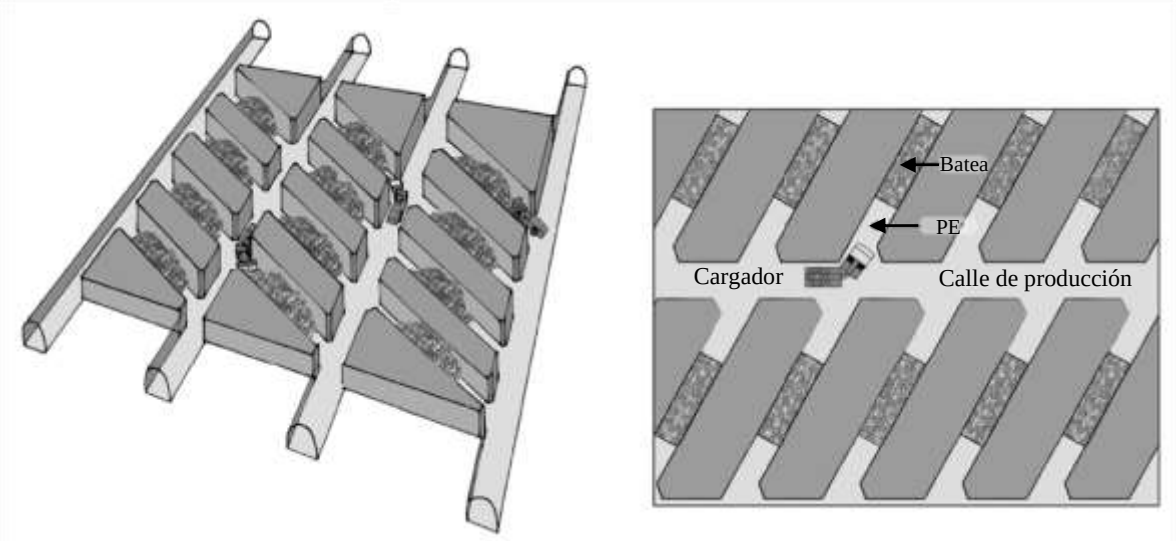


Figura 2.8: Diseño del nivel de producción tipo El Teniente (Flores, 2014)

- **Tipo Espina de pescado:** Basada en una malla de extracción mixta (cuadrada-triangular), este diseño permite que los LHD carguen desde todos los puntos de extracción en el mismo sentido, sin la necesidad de realizar la inversión del sentido de operación del equipo.

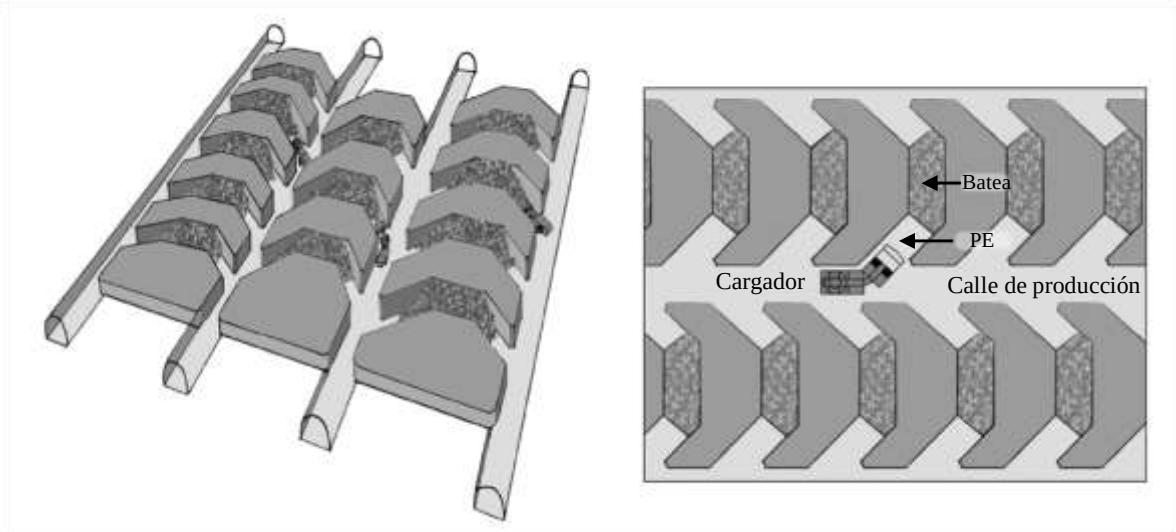


Figura 2.9: Diseño del nivel de producción tipo Espina de pescado (Flores, 2014).

En ambos diseños la distancia entre puntos de extracción está definida principalmente por la fragmentación y la necesidad de lograr la interacción entre los puntos de extracción adyacentes (Laubscher, 1994,2000; Brown, 2003; Van As y Guest, 2020). En la práctica industrial, las dimensiones de la malla de extracción se expresan usualmente como distancia entre calles x distancia entre puntos de extracción medida en la dirección de la calle, las cuales han variado desde los iniciales 24 m x 12.5 m hasta los actuales 34 m x 20 m, siendo la más común la de 30 m x 15 m (Flores, 2014).

La evaluación de la estabilidad del nivel de producción puede ser analizada en base a la relación entre las excavaciones subterráneas llevadas a cabo por el diseño y los pilares de roca in situ definidos por las mismas (Encina, 2017b; Cornejo et al. 2020). Esta relación, se define como la razón de sustentación (RS) y queda determinada por la Ecuación (1):

$$Razón\ de\ sustentación\ (RS) = \frac{A_{pilar}}{A_t} \quad (1)$$

Donde A_{pilar} es el área definida por la roca in situ entre dos o más excavaciones subterráneas y A_t corresponde al área total o tributaria del diseño (**Figura 2.10**). En general, se debe mantener una $RS \geq 0.55$ para conseguir la estabilidad del nivel.

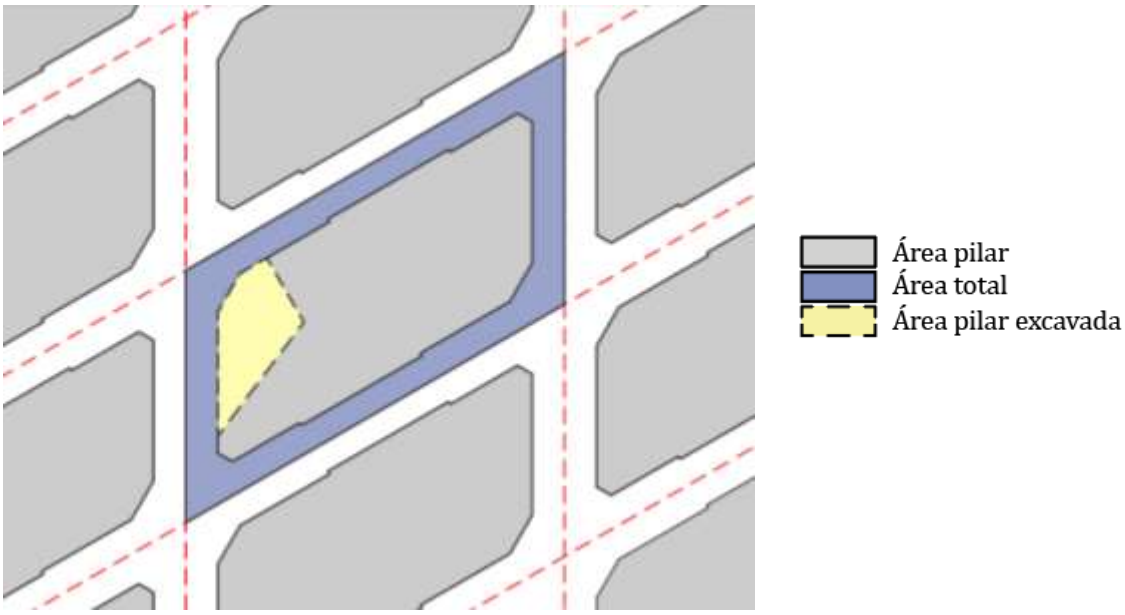


Figura 2.10: Delimitación de áreas para cálculo de razón de sustentación.

Definida la distribución espacial de los puntos de extracción, es necesaria la incorporación de las estaciones de vaciado en el diseño del nivel de producción. Según la localización en donde se realiza la descarga del mineral, las configuraciones actuales se pueden clasificar en dos tipos: (1) al interior del polígono y (2) al exterior del polígono (Paredes et al. 2018).

- **Descarga al interior del polígono**: Se basa en la incorporación de estaciones de vaciado al interior del polígono para regularizar la distancia de transporte y el rendimiento de los cargadores (Laubscher, 2000; Paredes et al. 2018; Liu et al. 2020; Morrison y Labrecque, 2020). Generalmente, es utilizada en operaciones con polígonos con gran longitud de calles y altos ritmos de producción (Paredes et al. 2018). Como inconveniente, se tiene que, al excavar una sección del pilar entre

zanjas para localizar la estación de vaciado, puede ser un potencial punto de inestabilidad en zonas de altos esfuerzos. Sin embargo, a modo de compensación, es usual que se incremente el ancho del pilar que alberga la estación de vaciado para mantener la razón de sustentación en el rango admisible (Cornejo et al. 2020). Un ejemplo de este tipo de configuración se observa en la **Figura 2.11**.

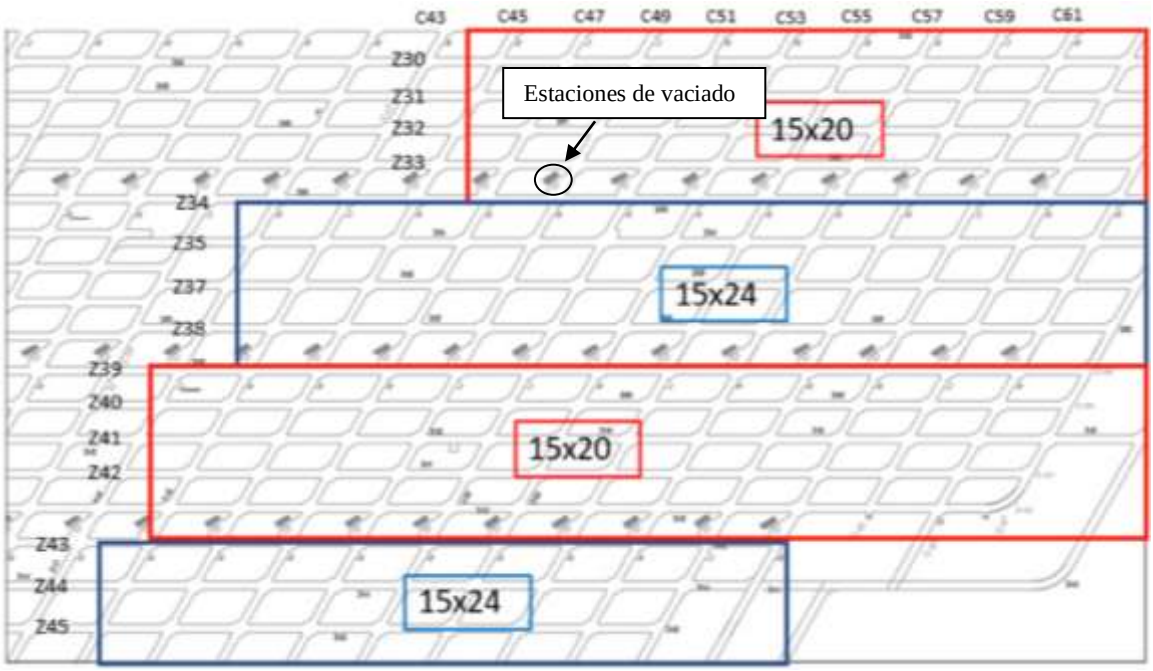


Figura 2.11: Vista en planta del nivel de producción de mina Esmeralda cuya configuración de descarga es al interior del polígono. Se observa un arreglo regular de estaciones de vaciado que se encuentran distanciadas cada 100 m con dos dimensiones de malla diferentes (Cornejo et al. 2020).

La estación de vaciado está constituida, comúnmente, por un pique de traspaso sobre el cual se instala una parrilla que limita el paso de rocas hasta un determinado tamaño, las rocas sobre tamaño son reducidas mediante martillos picadores estacionarios (**Figura 2.12**). El tamaño de las aberturas de la parrilla está definido por la relación empírica entre el diámetro del pique de traspaso (D) y el tamaño del mayor bloque de roca que fluya por el pique (d). Se ha observado mediante experimentos en modelos a escala de laboratorio y simulaciones computacionales que, para permitir el libre flujo de las rocas por el pique y evitar la formación de

colgaduras, se debe cumplir que $D/d > 3$ (Hadjigeorgiou y Lessard, 2007). Sin embargo, el tamaño que puede alcanzar el pique de traspaso está limitado por el costo, técnicas de excavación y consideraciones de diseño. En la **¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.** se presentan ejemplos de dimensiones de estaciones de vaciado al interior del polígono.



Figura 2.12: Estación de vaciado típica en configuración con descarga al interior del polígono. Presenta una parrilla de 4 aberturas de dimensiones 1 m x 1 m y un martillo pica roca.

Tabla 2.1: Operaciones con descarga al interior del polígono. *: Según información presentada en los proyectos.

Nombre Operación	Año inicio operación	Capacidad LHD	Diámetro OP [m]	Parrilla	Reducción secundaria sobre parrilla
Reservas Norte	1991	7 yd³	3 m libre interior (3.4 m total considerando revestimiento)	40" x 40" (1 m x 1 m)	Martillo semi-estacionario
Esmeralda Sur	1993	7 yd³	3 m libre interior (3.5 m total considerando revestimiento)	40" x 40" (1 m x 1 m)	Martillo semi-estacionario
Grasberg Deep Ore Zone	2000	10 t (8 yd³)	4 m	1 m x 1 m	Martillo semi-estacionario
Henderson 7210 L	2005	11 t (6.7 m³)	2.1 m	0.5 m x 1.2 m	-
Dacita	2014	7 / 10 yd³	3 m libre interior (3.4 m total considerando revestimiento)	40" x 40" (1 m x 1 m)	Martillo semi-estacionario
Pulang Copper Mine	2017	14 t eléctrico	3.6 m	1.2 m x 1.2 m	
Grasberg Block Cave	2018	14 t	4 m	Cada 1 m	Martillo semi-estacionario
Recursos Norte	2020	10 yd³	3 m libre interior (3.4 m total considerando revestimiento)	40" x 40" (1 m x 1 m)	Martillo semi-estacionario
Oyu Tolgoi - Hugo Norte - Lift 1*	2020	14 t	2.4 m central	0.8 m x 0.8 m	Martillo móvil
Diamante*	2023	13 yd³	OP		Martillo semi-estacionario
Andes Norte*	2023	10 yd³	3.5 m libre interior (3.9 m total considerando revestimiento)	45" x 45" (1.12 m x 1.12 m)	Martillo semi-estacionario

- **Descarga al exterior del polígono**: Esta configuración es utilizada principalmente en polígonos relativamente más pequeños (Araneda y Sougarret, 2008) en que la distancia media de transporte desde un punto de extracción hasta una estación de vaciado al exterior del polígono es compatible con un rendimiento aceptable de los

cargadores. A veces esto se consigue con la incorporación de LHD's con grandes capacidades. Generalmente estas estaciones de vaciado al exterior del polígono consideran el uso de trituradoras en vez de martillos (Paredes et al. 2018). Un ejemplo de este tipo de configuración se observa en la **Figura 2.13**.

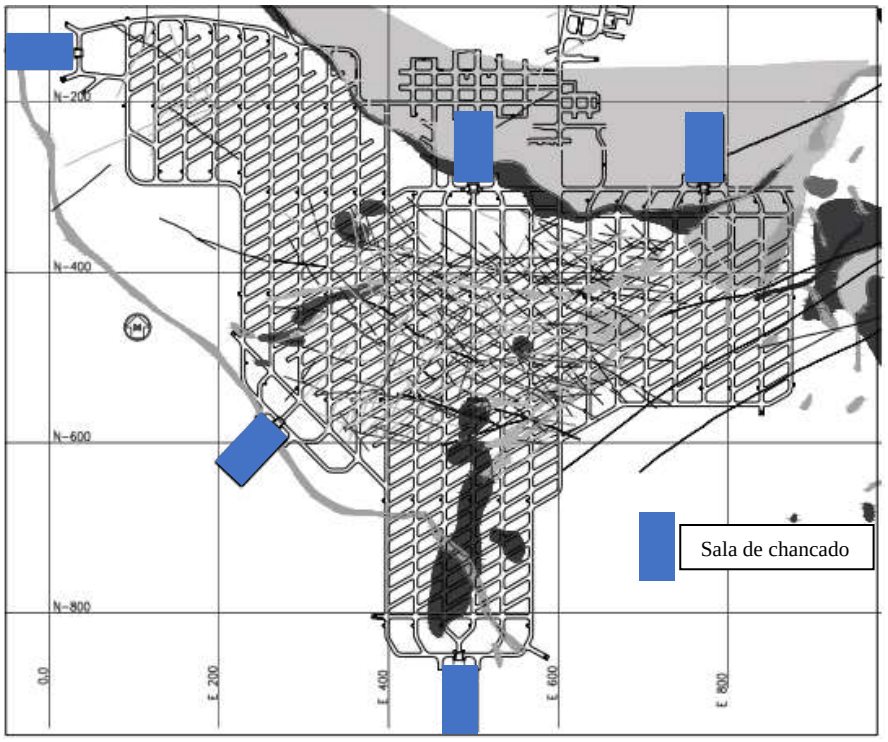


Figura 2.13: Nivel de producción de Diablo Regimiento, el cual presenta una configuración con descarga a estaciones de chancado al exterior del polígono (Araneda y Sougarret, 2008).

La estación de vaciado se compone, generalmente, por una tolva que alimenta a un chancador situado en una caverna. En el caso de no usar trituradoras suele usarse una parrilla para limitar el paso de rocas sobre tamaño, las cuales son reducidas mediante martillos picadores estacionarios (**Figura 2.14**). Las características de la estación de vaciado de algunas operaciones con descarga al exterior del polígono se muestran en la **Tabla 2.2**.

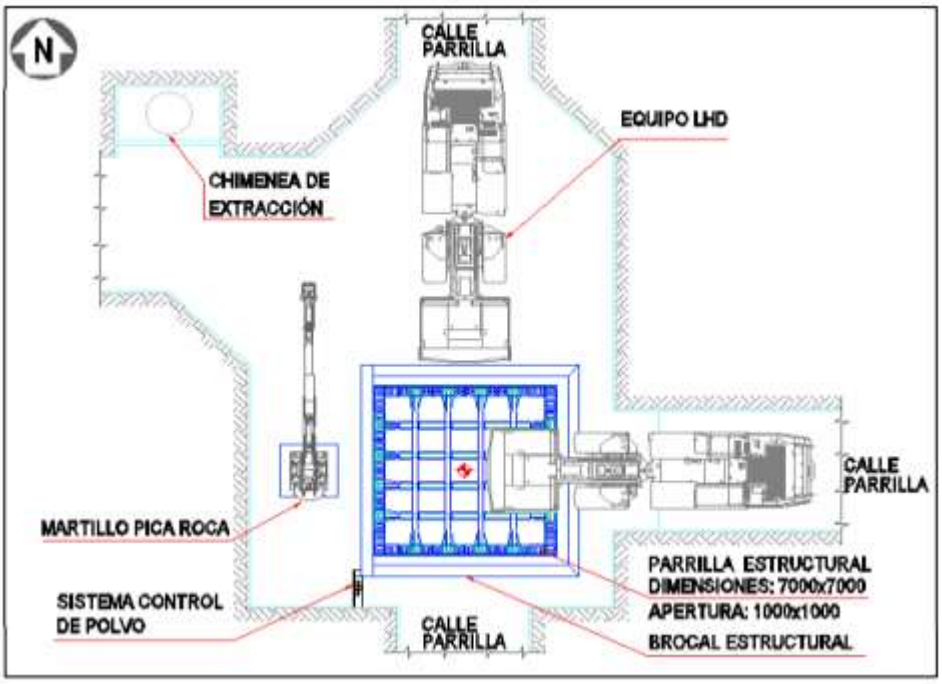


Figura 2.14: Vista en planta de estación de vaciado al exterior del polígono Proyecto Andesita. LHD's descargan a tolva que posee una parrilla con 25 aberturas de 1 m x 1 m (Vega, 2020).

Tabla 2.2: Operaciones con descarga al exterior del polígono. *: Según información presentada en los proyectos.

Nombre Operación	Año inicio operación	Capacidad LHD	Estación de vaciado	Parrilla	Reducción secundaria sobre parrilla
Grasberg IOZ	1994	6 - 7.5 yd³	OP 4.1 m	0.45 m x 0.45 m	Martillo estacionario
Northparkes E26 Lift 1	1997	6 m³ (10 t nominales)	Tolva		
Palabora	2000	6.5 m³	Chancador de mandíbula 1700 mm x 2300 mm	Cada 1.4 m	Martillo estacionario
Northparkes E26 Lift 2	2004	6 m³ (10 t nominales)	Tolva		
Diablo Regimiento Fase I a IV	2005	13 yd³	Tolva 400 t	70"x70" (1.8 m x 1.8 m)	Martillo estacionario
Diablo Regimiento Fase V	2018	15 yd³	Tolva 400 t	70"x70" (1.8 m x 1.8 m)	Martillo estacionario
Pipa Norte	2006	13yd³	Tolva 400 t	70"x70" (1.8 m x 1.8 m)	Martillo estacionario
Tongkuangyu Phase 2	2009	4.6 m³ eléctrico	OP 3.5 m	1.2 m x 1.2 m	Martillo estacionario
Northparkes E48 Lift 1	2010	11-12 t	Chancador		
Ridgeway Deeps	2010	14 / 17 t	Tolva 400 t	0.8 m	Martillo hidráulico móvil
Cadia East PC1S1	2013	20 t (15 yd³)	Tolva 400 t	No requiere	
Pacífico Superior	2017	15 yd³	Camión de 60 t		
PMCHS	2019	15 yd³ (20 ton)	Tolva 400 t		
Cadia East PC1S2A*	2020	20 t (15 yd³)	Tolva 400 t	No requiere	
Andesita*	2024	15 yd³ (10.7 m³)	Tolva 1700 t	40" x 40" (1 m x 1 m)	Martillo estacionario

De la observación de las tablas se obtiene que en general, las estaciones de vaciado al interior del polígono son más pequeñas que las de la configuración con descarga al exterior.

¡Error! No se encuentra el origen de la referencia. y **Tabla 2.2** fueron elaboradas a partir de las siguientes referencias: Barber et al. 2000; Calder et al. 2000; Casten et al. 2000; Hubert et al. 2000; Casten et al. 2004; Glazer y Hepworth, 2004; Srikant et al. 2004; Botha et al. 2008; Callahan et al. 2008; Casten et al. 2008; Díaz y Morales, 2008; Ross, 2008; Yuming y Jinfeng, 2008; Fuenzalida, 2010; Acevedo, 2017; Silva, 2017; Crook y Prince, 2018; Bustamante et al. 2020; Campbell et al. 2020; Carrillo y Silva, 2020; Casten et al. 2020; Cornejo et al. 2020; Cortez, 2020; Fernández et al. 2020; Mühlenbrock et al. 2020; Lasagna et al. 2020; Liu et al. 2020; Rojas, 2020; Vega, 2020; Vega y Castro, 2020.

La presencia de una parrilla en una estación de vaciado, cualquiera sea la configuración, incorpora una demora para los LHD, debido a que las rocas que quedan sobre la parrilla deben ser reducidas por martillos picadores, inhabilitando la estación de vaciado y, por ende, la descarga de más baldadas. Esta situación, corresponde a un tipo de evento de interrupción de flujo, cuya consecuencia inmediata es la limitación del rendimiento del proceso extractivo.

2.1.7 Eventos de interrupción de flujo (EIF)

Los EIF, son los principales efectos operacionales de la fragmentación gruesa en la infraestructura productiva (Encina, 2017a), los cuales perturban y reducen el rendimiento del sistema de manejo de materiales, comprometiendo el cumplimiento de los planes de producción en el corto y largo plazo. En las condiciones actuales de explotación de macizos rocosos competentes, estos efectos se han incrementado tanto en su tasa de ocurrencia como en el tiempo asociado para removerlos, siendo el aumento del área activa la única forma de alcanzar la producción planeada. De acuerdo con el lugar en donde ocurren los EIF, se identifican principalmente tres tipos:

- **Colgaduras:** Arcos formados por bloques de roca al interior de la batea que impiden el flujo natural de material hundido hacia los puntos de extracción (**Figura 2.15**). Dependiendo de la altura en la cual se generan, se pueden clasificar en altas y

bajas. Las colgaduras altas, ocurren en la parte superior de la batea, bloqueando la sección más ancha. Por su parte, las colgaduras bajas, ocurren en la parte inferior de la batea, bloqueando su sección más angosta. Por lo tanto, la formación de estos encadenamientos está determinada por la relación entre el tamaño de la batea y de los bloques de roca.



Figura 2.15: Punto de extracción no disponible debido a la ocurrencia de colgadura.

- **Sobre tamaños:** Presencia de grandes bloques de roca en los puntos de extracción (**Figura 2.16**). Dependiendo de su tamaño, puede ser clasificado en dos tipos: Bloques de roca que no pueden ser cargados por los equipos LHD debido a su gran tamaño y en bloques de roca que, si bien pueden ser cargados por los equipos LHD, exceden los límites para descargarlo en la estación de vaciado. A pesar de que el segundo tipo no es una interrupción de flujo por sí mismo, corresponde a una interferencia operacional debido a que el equipo LHD debe relocalizar estos bloques de roca hacia zanjas inhabilitadas para continuar con la extracción. En definitiva, los factores que definen este EIF corresponde tanto a la capacidad del equipo LHD como de la estación de vaciado.



Figura 2.16: Punto de extracción no disponible debido a la presencia de sobre tamaños.

- **Emparrillado:** Corresponde al atasco de rocas sobre la parrilla de las estaciones de vaciado, impidiendo así la descarga de nuevas baldadas (**Figura 2.17**). Este atasco se puede producir tanto por un conjunto de rocas de diversos tamaños como por un solo fragmento de roca mayor que la abertura de la parrilla. Considerando que los equipos LHD pueden manejar tamaños de roca mayores que las aberturas de las parrillas, este tipo de EIF se vuelve muy frecuente (Jilberto, 2020). En este caso, el factor limitante corresponde al tamaño de la abertura de la parrilla, la cual como se expuso con anterioridad, es generalmente menor en las configuraciones con descarga al interior del polígono.



Figura 2.17: Estación de vaciado no disponible debido a la presencia de rocas sobre la parrilla que impiden la descarga de baldadas.

Comprender y analizar la frecuencia en que ocurren cada uno de estos EIF se convierte en un factor importante para los propósitos de planificación de la operación. En este sentido, los esfuerzos han sido dirigidos, principalmente, hacia el entendimiento de la frecuencia de las colgaduras. Castro y Cuello (2018) tras el análisis estadístico realizado a una base de datos de dos macrobloques de Cadia East, determinaron que la tasa de colgaduras en los puntos de extracción disminuía a medida que aumentaba la altura de columna extraída, lo cual es consistente con la reducción de la fragmentación a medida que se extrae una mayor cantidad de tonelaje. Por otro lado, Brzovic et al. (2019) compara el rendimiento de LHD tanto en distintas rocas en la mina El Teniente, como en una misma calidad de roca, pero a diferente progreso en las toneladas extraídas, concordando que los rendimientos son menores en los primeros metros de columna, los cuales aumentan a medida que progresa la extracción. Esto se debe a que al comienzo solo se tiene fragmentación primaria (gruesa) en tanto que a medida que se intensifica la fragmentación secundaria al interior de la columna de mineral hundido la granulometría del tonelaje extraído es más fina.

2.1.8 Reducción secundaria

La reducción secundaria se encarga de restablecer la continuidad operacional de la extracción mediante la remoción de los EIF. Para ello, se utilizan diversas técnicas que permiten destrabar las colgaduras y fragmentar los bloques de roca a tamaños manejables tanto por los cargadores como por las estaciones de vaciado. A continuación, se describen las técnicas de reducción secundaria comúnmente empleadas para cada EIF:

- **Descuelgue de zanjas:** Colocación de explosivo (conos de pentolita) entre las rocas que constituyen la colgadura mediante el uso de pértigas, de tal manera de desestabilizar el arco mecánico o fragmentar la roca que impide el flujo del mineral. Consideran que esta técnica manual presenta riesgo de desprendimiento repentino de rocas mientras el operador está realizando el descuelgue, la tendencia de la industria es a usar chorros de agua lanzados con pitones de bomberos o el uso de pértigas telescópicas montadas en equipos móviles (Arancibia et al. 2012). No obstante, la acción frecuente de pitoneo produce grandes barriales que pueden afectar las carpetas de rodado, mientras que el descuelgue con explosivos puede terminar afectando la estabilidad de la visera del punto de extracción.

- **Reducción de sobre tamaño en puntos de extracción:** Perforación de tiros en los bloques de roca sobre tamaño mediante el uso de equipos jumbos de reducción secundaria y su posterior carga de explosivo. La detonación de este explosivo confinado permite fragmentar la roca en tamaños más pequeños que puedan ser cargados por los equipos LHD. Al igual que la tronadura de descuelgue, el uso de explosivo deteriora el punto de extracción, requiere un tiempo de ventilación y la evacuación tanto de los equipos como del personal, reduciendo la disponibilidad de la calle. Para disminuir estos efectos, la tendencia ha sido incorporar el uso de martillos picadores móviles o soluciones mecánicas con cuñas de expansión. También se han explorado tecnologías basadas en plasma y/o fluidos expansivos para fragmentar la roca sin el uso de explosivos (Flores, 2014).

- **Desemparrillado:** Se dice que hay un "emparrillamiento" cuando el material vaciado en la parrilla no fluye a través de sus aberturas. Siendo en consecuencia necesario efectuar el "desemparrillamiento", operación que consiste en acomodar y reducir el tamaño de las rocas que obstruyen el paso mediante percusión con martillos estacionarios y/o semi estacionarios. Durante el tiempo de desemparrillado, la estación de vaciado queda inhabilitada para la descarga de nuevas baldadas. Una tecnología emergente capaz de eliminar este tipo de interferencia es la de reemplazar el uso de martillos y parrilla en las estaciones de vaciado por trituradoras de bajo perfil, como la tecnología Sizer, la cual se describe más adelante.

El impacto de las operaciones de reducción secundaria en el rendimiento de los cargadores ha sido una importante línea de investigación. Sinuhaji et al. (2008) basados en datos de la operación de Deep Ore Zone (DOZ), observaron que el consumo de explosivos de reducción secundaria tanto para reducir rocas sobre tamaño como para descuelgue disminuye a medida que aumenta la altura de columna extraída, siendo los mayores requerimientos al inicio de la extracción los cuales disminuyen con el incremento del efecto de la fragmentación secundaria. De manera similar, Viera y Diez (2014) a partir del análisis de datos de la extracción y reducción secundaria de los Bloques 1-2 en mina Esmeralda, observaron una correlación directamente proporcional entre el porcentaje de columna extraído y el tonelaje entre colgaduras, el cual puede ser utilizado para estimar los requerimientos de reducción secundaria a partir de la altura de columna extraída y la productividad planificada en los programas de corto plazo. Del mismo modo, Garcés et al. (2020) basados, principalmente, en el análisis de colgaduras y actividades de reducción secundaria, definieron un modelo para evaluar la incertidumbre de la disponibilidad de los puntos de extracción en la planificación a corto plazo incorporando el impacto de los EIF en la productividad, lo que permitió generar planes productivos mensuales más realistas. Por otro lado, Gerbier et al. (2017) identificaron la pérdida de rendimiento de los cargadores debido al aumento de la granulometría, provocando mayores requerimientos de reducción secundaria y el incumplimiento de los compromisos productivos. En particular,

las demoras asociadas a martillo picando y traslado de rocas sobre tamaño representaban cerca de un 40% de las demoras, traduciéndose en una merma del 10% del tiempo operativo de la flota de equipos LHD.

Dado que el grado de fragmentación influye, directamente, en los requerimientos de reducción secundaria, una de las soluciones para disminuir estas interferencias y otorgarle una mayor continuidad a la extracción ha sido la aplicación sistemática de fracturamiento hidráulico o con explosivos para mejorar la fragmentación primaria del macizo rocoso.

2.1.9 Pre-acondicionamiento del macizo rocoso

El pre-acondicionamiento es el proceso por el cual se intervienen las propiedades geomecánicas del macizo rocoso in situ, previo a la socavación, mediante la generación de nuevas fracturas y planos de debilidad, con el objetivo de permitir, potencialmente, un aumento en el desempeño del hundimiento (Rimmlein et al. 2020). Esta tecnología, ha sido aplicada principalmente en cuerpos mineralizados masivos, de roca competente y bajo condiciones de altos esfuerzos con el fin, además, de reducir tanto los peligros sísmicos como la fragmentación resultante en los puntos de extracción (Brzovic et al. 2014).

Actualmente, las técnicas utilizadas en operaciones de hundimiento por paneles son tres: fracturamiento hidráulico, tronadura confinada y una combinación de ambas, las cuales se describen a continuación:

- **Fracturamiento hidráulico (FH):** Mediante la presurización, generalmente con agua, de un segmento de una perforación, se induce una fractura por tensión hasta sobrepasar la resistencia de la roca. Esta nueva fractura se prolonga por el macizo rocoso pudiendo, además, conectar y extender discontinuidades preexistentes (Chacón et al. 2004b). La extensión que alcanzan estas nuevas fracturas depende, principalmente, de la tasa y tiempo de presión, los cuales determinan el diseño adecuado para su aplicación. Por ejemplo, en mina El Teniente se ha

implementado sistemáticamente el fracturamiento hidráulico como parte del método de explotación, con un espaciamiento entre fracturas de 1.5 m a partir de perforaciones espaciadas más o menos regularmente en una malla de 40 m x 40 m (Brzovic et al. 2019).

- **Tronadura confinada o debilitamiento dinámico con explosivos (DDE):** Consiste en la detonación precisa de cargas explosivas en un entorno confinado, generando la superposición de ondas de choque que dañan el macizo rocoso circundante. De esta manera, generan nuevas fracturas y/o movilizan o extienden discontinuidades preexistentes alrededor de la tronadura (Fuenzalida, 2010).

- **Pre-acondicionamiento intensivo:** Hace referencia a la combinación de ambas técnicas anteriores. En primer lugar, se realiza el fracturamiento hidráulico para generar nuevas fracturas en el macizo rocoso, las cuales se desempeñarán como estructuras reflectoras de las ondas creadas por la tronadura confinada que se realiza con posterioridad (Catalán et al. 2017).

Dada su importancia en la disponibilidad del área productiva y, por lo tanto, en el rendimiento de los cargadores, el efecto del pre-acondicionamiento en la fragmentación resultante en los puntos de extracción es un área de investigación muy activa (Flores, 2014). En este sentido, Brzovic et al. (2014) tras el análisis de diferentes técnicas de pre acondicionamiento (FH y FH + DDE) en el macizo rocoso más competente y masivo de mina El Teniente, determinaron que existe una relación directa entre la intensidad del pre acondicionamiento y la fragmentación, donde la aplicación del pre acondicionamiento intensivo ayuda a obtener bloques de roca más pequeños y, por ende, con una menor ocurrencia de interrupciones de flujo de mineral. Del mismo modo, Brzovic et al. (2016), confirma y extiende sus resultados en otros dos sectores de la mina El Teniente. Más aún, sostiene que la aplicación de FH sería capaz de controlar el eje menor del bloque de roca resultante, de tal manera de reducir significativamente la cantidad de colgaduras y sobre tamaños en los puntos de extracción (Brzovic et al. 2019). En esta línea, Schachter et al.

(2020) a partir del análisis de datos de la operación de reducción secundaria y producción identificaron un aumento en la disponibilidad de los puntos de extracción, al incrementar el tonelaje entre colgaduras, mediante la aplicación de pre-acondicionamiento más intensivo.

2.2 Tecnología Sizer

La incorporación de trituradoras de bajo perfil, como una alternativa de reducción secundaria en las estaciones de vaciado al interior de las calles de producción, ha sido considerada como una tecnología que permitiría disminuir las interferencias por EIF y, por ende, aumentar el rendimiento de los cargadores.

Esta sección revisa el principio de operación y las principales pruebas industriales de la tecnología Sizer en explotaciones de hundimiento por paneles en roca competente y alta productividad, destacando sus objetivos, lugar de instalación y resultados obtenidos.

2.2.1 Principio de operación

La tecnología Sizer fue patentada por la empresa Mining Machinery Developments (MMD) en 1980 con el objetivo de entregar una solución tecnológica a la minería subterránea de carbón en Reino Unido, la cual fue rápidamente adoptada. Su principio de operación se basa en el giro de dos rodillos dentados, a baja velocidad y en sentido opuesto, que atenazan la roca sometiéndola a fuerzas de compresión y cizalle para su trituración (**Figura 2.18**). La disposición helicoidal de los dientes le permite desplazar los bloques de mayor tamaño a lo largo del equipo, posibilitando en el trayecto, la acción de buena parte de los dientes sobre la roca. Además, el diseño de los rodillos con dientes entrelazados permite el libre flujo de material de menor tamaño, otorgándole una mayor capacidad de tratamiento (MMD, 2018).



Figura 2.18: Acción reductora de la tecnología Sizer en tres etapas. (1) Los dientes atrapan la roca (2) Se fragmenta la roca en tensión debido a la carga realizada en distintos puntos (3) El sobre tamaño restante se reduce con la acción de los rotores y la barra quebradora.

La evolución de la tecnología Sizer desde la inicial serie 500 hasta la actual 1500 le ha permitido procesar rocas de hasta 3 m^3, con diversas condiciones de humedad y dureza, alcanzando productividades que sobrepasan las 12.000 t/h. Debido a su gran versatilidad, ha sido implementada en 80 tipos de minerales distintos alrededor del mundo, tanto en minería de superficie como en explotaciones subterráneas (MMD, 2018).

Sus ventajas respecto de las trituradoras convencionales, motivó el interés de CODELCO por incorporar esta tecnología en sus operaciones, para lo cual ya ha realizado tres pruebas industriales. Entre las ventajas, se reconocen las siguientes (Fuenzalida, 2010):

- Menor peso y tamaño que las trituradoras de mandíbulas y giratorias, por lo que requiere fundaciones y excavación más pequeña para su instalación, permitiéndole ser incorporada tanto al interior como fuera del polígono.
- Posibilidad de trasladarla a través de las labores subterráneas con relativa facilidad por medio de sistema de orugas o rieles, sin realizar desquinches y otorgándole flexibilidad a la operación.
- Amplio rango de tamaños de alimentación sin la necesidad de utilizar equipos adicionales como parrilla y martillo picador.

- Rápida instalación y puesta en marcha, sin grandes costos de capital y bajo costo de operación.

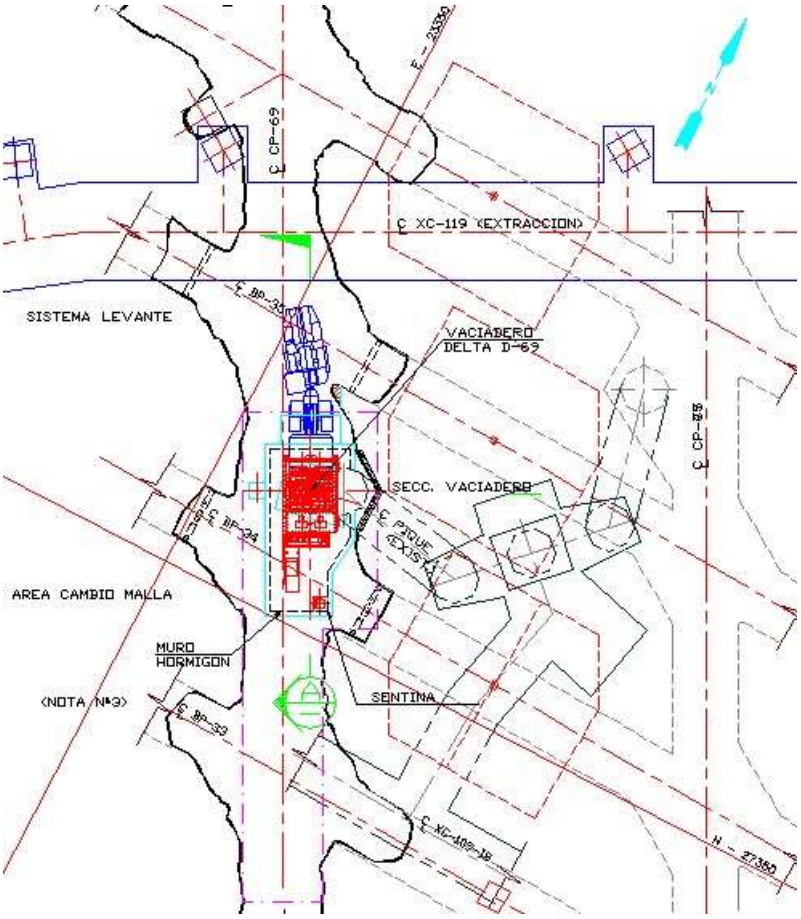
2.2.2 Prueba industrial División Andina primera fase

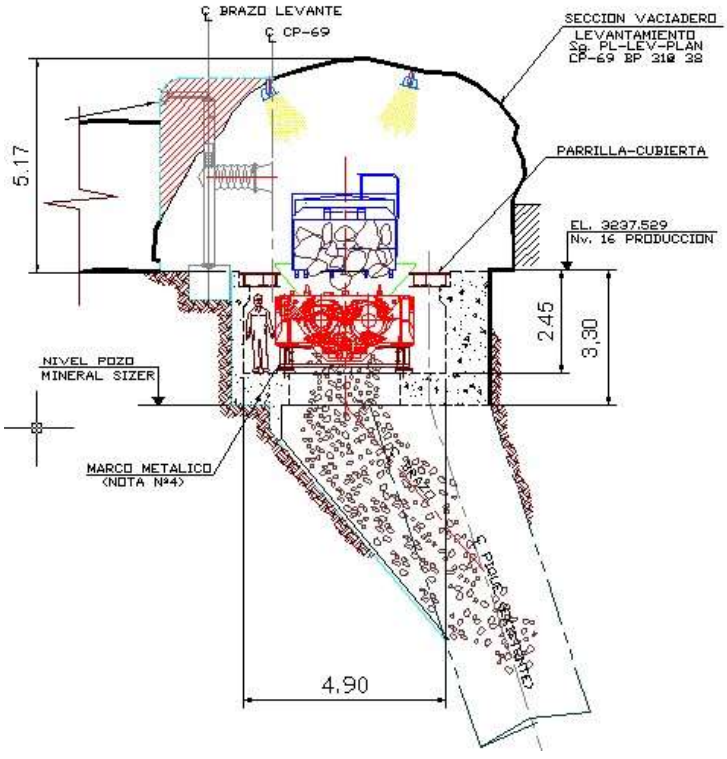
Se llevó a cabo entre febrero del 2005 y abril del 2006 en el III Panel Norte LHD de División Andina, el cual presenta mineral primario y ocurrencia de rocas sobre tamaño (> 1 m) en la explotación convencional. El objetivo de esta prueba fue validar el uso de la tecnología Sizer para triturar mineral primario preacondicionado, operando en conjunto con un equipo LHD. La conclusión de este estudio sugería la incorporación al sistema de manejo de materiales como un equipo minero y no como una alternativa de reemplazo de las trituradoras convencionales. Para ello, consideraba sustituir el módulo de parrilla, martillo picador y camión, por el conjunto Sizer y correa transportadora sin modificar sustancialmente el diseño minero.

De acuerdo con las características de la roca que se esperaba alimentar al Sizer, se eligió el modelo MMD 1150 con las siguientes especificaciones:

- Fabricante y modelo: MMD Inglaterra, MMD 1150, 5 anillos por rodillo y 3 dientes (tips) por anillo
- Distancia entre rodillos: 1150 mm
- Tamaño máximo de alimentación: 1.45 m
- Tamaño máximo de salida: 0.325 m
- Rendimiento nominal: 1200 t/h ± 20%
- Costo: 1100 kUS$ (2004)

La instalación del Sizer se ubicó en el sector central del III Panel del nivel 16, en zona agotada, específicamente en la mitad de la calle CP 69 sobre el pique de traspaso D69 (**Figura 2.19**) con alimentación mediante equipos LHD de 7 yd^3.


℄ CP-69
℄ XC-119 (EXTRACCION)
SISTEMA LEVANTE
VACIADERO
DELTA D-69
SECC. VACIADERO
AREA CAMBIO MALLA
MURO
HORMIGON
(NOTA N°3)
SENTINA
N - 27350


℄ BRAZO LEVANTE
℄ CP-69
SECCION VACIADERO
LEVANTAMIENTO
Ref. PL-LEV-PLAN
CP-69 BP 31@ 32
PARRILLA-CUBIERTA
EL. 3237.529
Nv. 16 PRODUCCION
5.17
2.45
3.30
NIVEL POZO
MINERAL SIZER
MARCO METALICO
(NOTA N°4)
4.90

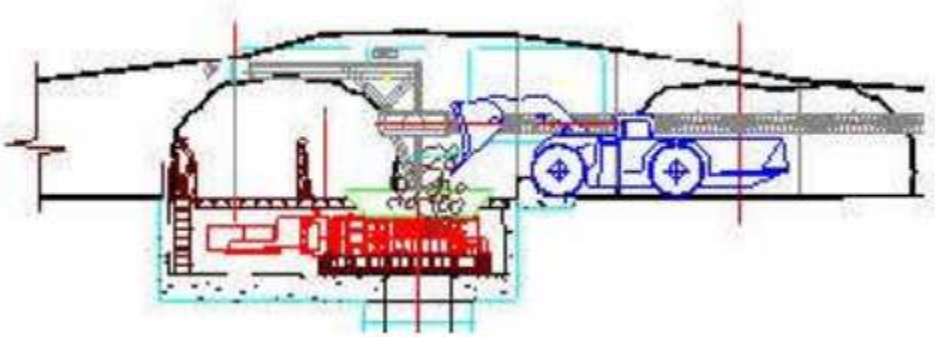


Figura 2.19: Vistas ortogonales de la estación de vaciado que incorporó al equipo Sizer para la primera fase de la prueba industrial (Fuenzalida, 2010).

Al término de la prueba, el Sizer procesó un total de 235 kt de material con índices de resistencia de la roca intacta (IRS) entre 120 a 160 MPa y abrasividad de 3.5, validando su capacidad de triturar mineral primario pre acondicionado. El protocolo de validación y sus resultados se presentan en la **Tabla 2.3**.

Tabla 2.3: Protocolo de validación utilizado en la Primera Fase de la prueba industrial para el equipo Sizer (Fuenzalida, 2010).

Parámetro	Unidad	Valor real	Valor estimado
Rendimiento instantáneo promedio	t/h	1797	1200
Rendimiento instantáneo máximo	t/h	2276	-
Tamaño alimentación máximo	m	2.27	1.45
F80	m	1.07	-
Tamaño producto máximo	m	0.37	0.38
P80	m	0.21	-
Costo operación directo	US$/t	0.267	0.347
Disponibilidad del equipo	%	88.2	-
Utilización	%	8.4	-

Los atractivos resultados obtenidos, además de los espacios de mejora en el recambio de elementos de desgaste y la posibilidad de someterlo a mayores tasas de alimentación, impulsaron la realización de una segunda prueba industrial.

2.2.3 Prueba industrial División Andina segunda fase

La factibilidad de la tecnología Sizer para triturar mineral competente y abrasivo permitió la formulación de un nuevo concepto para la explotación de mineral primario. Este nuevo concepto, se definió como minería de transición e incorporaba equipos Sizer al método de explotación con el potencial beneficio de reducir los requerimientos de reducción secundaria e interferencias en el manejo de materiales, debido al mayor tamaño de alimentación aceptado respecto a las parrillas. Más aún, permitía la posibilidad de disminuir el diámetro de los piques de traspaso y utilizar correas transportadoras debido al menor tamaño de salida desde los equipos Sizer. Por lo tanto, esta segunda fase de la prueba industrial tuvo como objetivo validar el concepto de minería de transición mediante la incorporación de un módulo minero alternativo al interior del área productiva, la cual se llevó a cabo desde septiembre del 2007 hasta mayo del 2008 en el III Panel de División Andina.

Al igual que la fase anterior, se consideró evitar la interrupción del proceso de extracción y la realización de nuevas excavaciones. En este sentido, se definió incorporar el equipo Sizer sobre un punto de vaciado al medio de la galería de zanja BP 51, entre las calles CP 75 y CP 77 del nivel 16 de producción, permitiendo la alimentación por parte de dos equipos LHD de manera simultánea (**Figura 2.20**). El módulo de minería de transición está constituido por los siguientes componentes:

- Equipo Sizer MMD 1150
- Dos equipos LHD 7 yd^3
- Pique almacenador de mineral triturado (F-76)
- Buzón de alimentación a camiones F-76N en el XC-80
- Sensores de presencia por ambas calles
- Sistema de semáforos
- Mitigantes de polvo
- Operación telecomandada del Sizer desde sala de Centro Integrado de Operaciones (CIO)

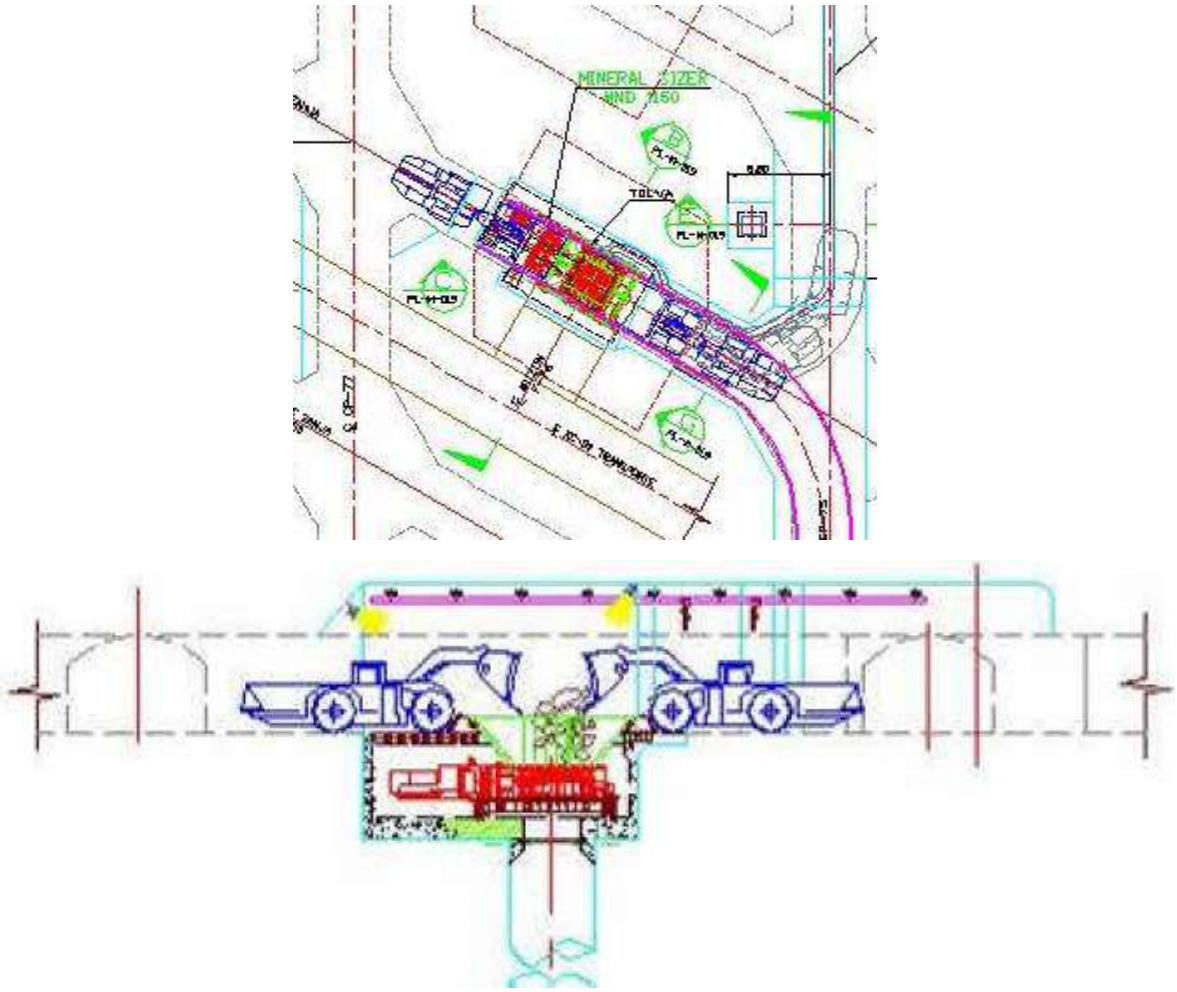


Figura 2.20: Vista en planta y transversal a la zanja de la estación de vaciado construida para la segunda fase de la prueba industrial (Fuenzalida, 2010).

Al finalizar la segunda prueba, a pesar de que no estuvo bajo zona hundida, lo cual generó tiempos de ciclo mayores en los LHD y, por ende, una menor tasa de alimentación, el Sizer procesó cerca de 300 kt cumpliendo el protocolo y validando el módulo de minería de transición propuesto (**Tabla 2.4**). Además, se pudo observar el menor tamaño del producto del Sizer mejora el rendimiento de los camiones en el nivel de transporte intermedio, aumentando su factor de llenado y disminuyendo el tiempo de carguío, además de la nula ocurrencia de interferencias al interior de los piques.

Del mismo modo, la instalación del Sizer no presentó mayores dificultades, pudiendo ser optimizada con la experiencia obtenida en ambas pruebas, sumado al mayor conocimiento

en el recambio y uso de nuevos elementos de desgaste más duraderos que aumenten su disponibilidad, convierten al Sizer en un equipo minero con un alto potencial de incorporación al método de explotación (Cerrutti, 2020).

Tabla 2.4: Protocolo de validación utilizado en la segunda fase de la prueba industrial para el equipo Sizer (Fuenzalida, 2010).

Elementos por verificar	**Criterio**	**Validación**	**Estado**
Viabilidad de ser alimentado por dos palas	Pueden operar dos palas, una por cada calle	≥ 10 turnos	OK, se realizó la operación sin inconvenientes
Disponibilidad mecánica (DM)	Optimizar sistema de mantención	DM mantenciones ≥ 80%	OK, 81% acumulado
		DM Global ≥ 70%	OK, 72.3% acumulado
Mejoras en el Nivel 17	Menor tiempo de carguío camión por buzón F-76 (TCCF76)	TCCF76 ≤ TCC (otros buzones)	OK, TCCF76 = 0.47 min < Prom buzones cercanos = 0.67 min
	Menor n° de eventos de destranque en pique y buzón F-76 (NEDF76)	NEDF76 ≤ NED (otros buzones)	OK, no se registraron eventos en buzón del Sizer, sí en los otros
Costo de operación	Menor reducción secundaria	Disminución eventos de reducción secundaria	OK, reducción teórica desde un 25% a 15%
	Costo operación Sizer	Costo unitario ≤ 0.347 US$/t	OK, 0.284 US$/t acumulado
Movilidad y reposicionamiento dentro de la excavación en la estación de vaciado	Comprobar movilidad del Sizer	Desplazar el Sizer completo (sin motor ni caja reductora) desde la excavación en la estación de vaciado al piso de la calle de producción	Por indicaciones de División Andina no se realizó
Toneladas por procesar	Duración 9 meses	200000 t	OK, 290372 t

Luego de finalizar ambas pruebas, el Sizer continuó operando en el III Panel de División Andina con rocas de alta dureza y acumulando, al año 2016, cerca de cinco millones de toneladas procesadas (Fuenzalida, 2016). En el año 2008, el Sizer fue reubicado en la periferia del nivel de producción donde cuatro calles colindantes lo alimentaban, principalmente, con mineral bajo 1.5 m, demostrando un buen rendimiento y una alta confiabilidad (Medina, 2020).

2.2.4 Prueba industrial División El Teniente

Los prometedores resultados obtenidos en las pruebas realizadas en División Andina, impulsaron los requerimientos de una aplicación industrial en División El Teniente, la cual se llevó a cabo entre mayo del 2012 y julio del 2013 en la mina Diablo Regimiento con el objetivo de evaluar la aplicación de la minería de transición con Sizer, sometiéndola a altas tasas de alimentación de roca competente, abrasiva y de granulometría gruesa.

El módulo de minería de transición estuvo emplazado en la Fase II de la mina Diablo Regimiento, específicamente, en la extensión sur de la calle de producción C-37, en la cual convergen, además, las calles C-39, C-35, C-33 y C-31 (**Figura 2.21** (a)). Desde estas calles de producción, tres equipos LHD de 13 yd^3 alimentaron de manera simultánea, con roca primaria pre acondicionada, al equipo Sizer modelo MMD 1300 (**Figura 2.21** (b)). Las características de este equipo se detallan a continuación:

- Fabricante y modelo: MMD Inglaterra, MMD 1300 de 5 anillos por rodillo y 3 dientes (tips) por anillo
- Distancia entre rodillos: 1300 mm
- Tamaño máximo de alimentación: 1.8 m
- Tamaño producto P80: 0.3 m
- Rendimiento nominal: 1500 t/h

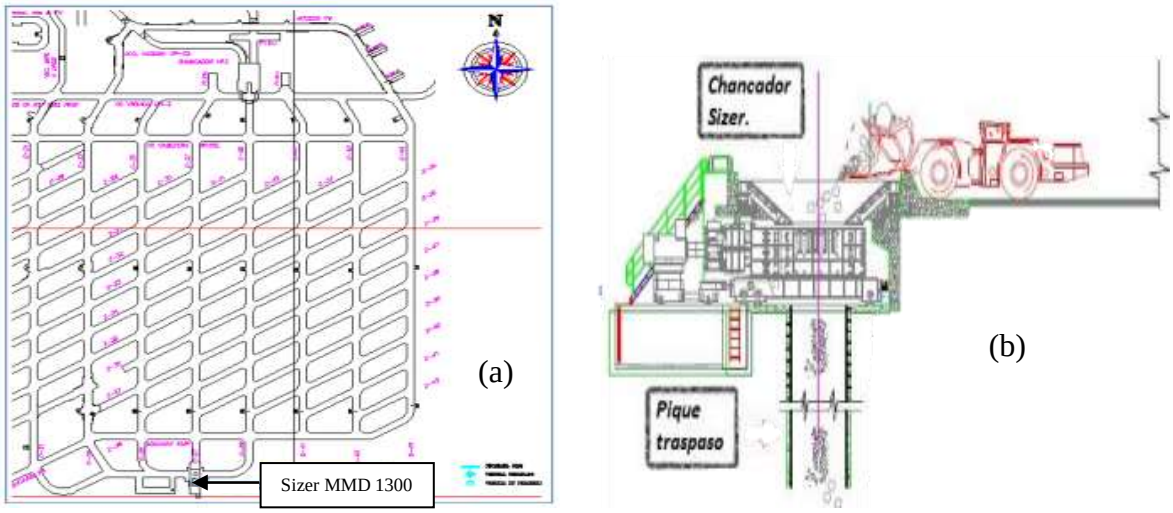


Figura 2.21: Módulo minería de transición. (a) Ubicación en el nivel de producción (b) Vista de perfil módulo minería de transición construido.

Al finalizar la prueba industrial, el módulo procesó un total de 360 kt, con un máximo en agosto cuando tuvo que suplir la no disponibilidad del chancador de mandíbula de la Fase II, alcanzando las 89 kt con rendimientos diarios de hasta 3600 t. Por otro lado, hasta noviembre del 2012, el mayor tamaño de alimentación registrado alcanzó 2.13 m, mientras que la disponibilidad mecánica y utilización efectiva alcanzaba 86.6% y 5.4%, respectivamente. La baja utilización del Sizer se debe a que gran parte del tiempo el pique se mantenía lleno, por lo que el módulo no podía recibir más descargas de mineral. Además, se identificaron muchas fallas externas a la operación del Sizer, como en la correa transportadora y el alimentador (Concha, 2020).

Como ventajas del Sizer, se encuentra el amplio rango de tamaño de alimentación que es capaz de admitir el equipo y su alta confiabilidad desde el punto de vista operacional. El mayor inconveniente es la vida útil y tiempo de recambio las puntas de desgaste de los dientes (Cerrutti, 2020; Concha, 2020).

2.3 Simulación de operaciones mineras

Las técnicas de simulación han sido utilizadas ampliamente para estudiar el comportamiento de las operaciones mineras. A partir de ellas, es posible identificar y ayudar a solucionar "cuellos de botella", desarrollar procedimientos operativos más efectivos, evaluar las capacidades productivas de un sistema existente e, incluso, predecir el rendimiento de sistemas en etapas conceptuales.

En esta sección se presenta la metodología de elaboración de un modelo de simulación de eventos discretos y algunas aplicaciones desarrolladas respecto al proceso de extracción en operaciones de hundimiento por paneles.

2.3.1 Simulación de eventos discretos (SED)

Una simulación imita el comportamiento de un sistema o proceso de la vida real para estudiar sus características operativas. Generalmente, esta imitación se realiza a través de un modelo del sistema, debido a que experimentar con el sistema real resulta, muchas veces, inviable tanto económica como técnicamente. Este modelo de simulación puede ser dinámico o estático, determinístico o estocástico y discreto o continuo. En particular, este trabajo de título se enfoca en un modelo de simulación dinámico, estocástico y discreto, es decir, en un modelo que cambia sus variables de estado solo en un conjunto discreto de puntos en el tiempo y que posee al menos una variable de entrada de naturaleza aleatoria. Esta definición, hace referencia a la simulación de eventos discretos con variables aleatorias.

El análisis de los modelos de simulación se lleva a cabo a través del uso de métodos numéricos en vez de métodos analíticos, por lo que los modelos se "ejecutan" en lugar de ser resueltos. De esta manera, se genera una historia artificial del comportamiento del sistema a partir de los supuestos incorporados al modelo inicialmente, recolectando una serie de observaciones que permiten realizar un análisis de sensibilidad de las principales variables que afectan al rendimiento del sistema mediante la estimación de sus indicadores

clave. Dado que los sistemas reales son muy complejos y, por ende, requieren manejar y procesar una gran cantidad de datos, normalmente, estas simulaciones se llevan a cabo con la ayuda de computadoras (Banks et al. 2005).

La elaboración de un modelo de simulación comprende una serie de etapas e iteraciones (**Figura 2.22**), las cuales comienzan con la definición del problema en estudio y sus objetivos, determinando los elementos que constituyen el modelo de simulación y, por ende, las relaciones lógicas y matemáticas que deben ser incorporadas, sumado a los datos a ser recolectados. Este modelo conceptual, requiere ser codificado, luego calibrado y, finalmente, validado, de tal manera de asegurar la representación fiel del sistema real en estudio. De aquí en más, es posible intervenir el modelo inicial para estudiar su comportamiento ante eventuales cambios en las variables, de tal manera de "ejecutar" el modelo experimental y realizar los análisis respectivos.

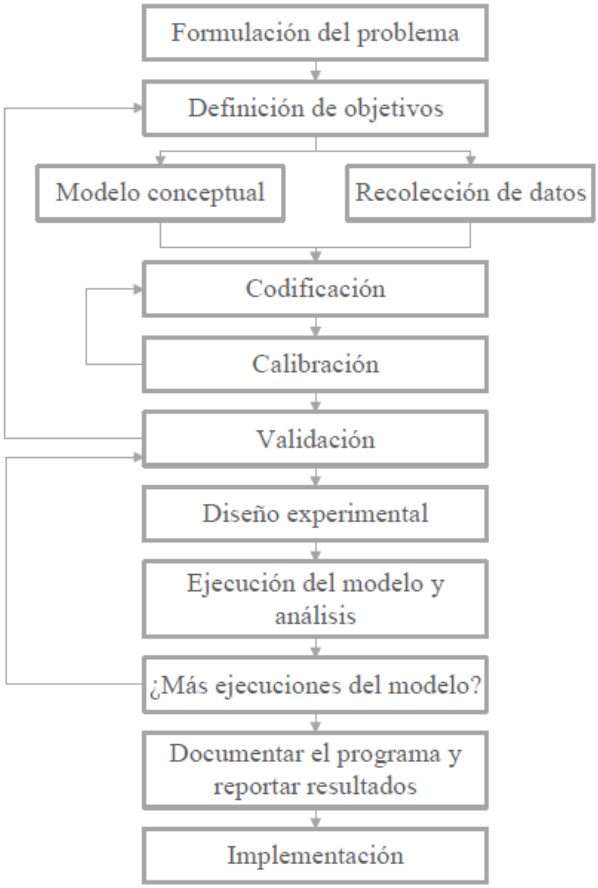


Figura 2.22: Pasos para construir un modelo de simulación (Silva, 2017).

2.3.2 Aplicaciones de SED en el proceso de extracción

Para un mismo sistema, es posible construir tantos modelos como problemas a estudiar. Por lo tanto, revisar las investigaciones que se han realizado anteriormente utilizando la SED en el proceso de extracción y la forma en cómo han incorporado los modelos de fragmentación, velocidades y tiempos de reducción secundaria, además de los resultados obtenidos al incorporar equipos Sizer en la operación, constituye una base para el modelo a elaborar.

- **Modelo de fragmentación:** Botha et al. (2008) incorporaron los EIF a partir de las curvas granulométricas promedio de toda la altura de columna y la relación de aspecto de los bloques de los sectores en estudio. Para ello, definieron el largo de un bloque que podría generar un EIF en cada infraestructura, estimando un tonelaje pasante para cada una de ellas. De esta manera, por ejemplo, definieron que las rocas con un volumen mayor a 0.165 m^3, descargadas sobre una parrilla con aberturas de 1 m x 1 m, debían ser reducidas mediante martillos picadores. Siguiendo con este mismo criterio, debido a que se realiza el cálculo con el lado más largo del bloque, definieron que el 75% del material descargado por el LHD debía ser reducido cuando se cumpliera la condición de emparrillado. Silva (2017) empleó la misma metodología, sin embargo, utilizó distintas curvas de distribución de tamaño para alturas progresivas de columna extraída, generando tonelajes pasantes para cada una de ellas.

- **Modelo de velocidades:** Si bien las velocidades son un resultado de las habilidades del operador, condiciones del piso y del rendimiento del equipo. Silva (2017) discretizó el ciclo de un LHD en un nivel de producción tipo El Teniente en cuatro conceptos: de frente – cargado, de frente – vacío, reversa – cargado y reversa – vacío. A cada uno de ellos le asignó valores de aceleración, desaceleración y velocidad máxima, generando velocidades promedio a partir de la aplicación de fórmulas de movimiento rectilíneo uniformemente acelerado.

- **Tiempos de carga y descarga de equipo LHD:** Guerrero (2017) realizó un muestreo a los ciclos de los LHD de 13 yd^3 en sector Pipa Norte de mina El Teniente. A estos datos, le ajustó distribuciones de probabilidad por medio de la realización de pruebas de bondad de ajuste.

- **Tiempos de reducción secundaria:** Guerrero (2017) utilizó valores extraídos desde estudios de Ingeniería Básica y de operación en diferentes sectores de División El Teniente para incorporar los tiempos de descuelgue de zanjas, reducción de tamaño en puntos de extracción y reducción de rocas sobre la parrilla por medio de martillos picadores.

Simulaciones incorporando tecnología Sizer:

- **Diseños de explotación en Panel Caving con trituración temprana con Sizers:** Fuenzalida (2010) evaluó dos diseños experimentales para el III Panel noroeste de División Andina: ubicando el sizer en zanjas no hundidas con una distancia media de acarreo de 50 m (**Figura 2.23** (a)) y fuera del polígono de explotación con una distancia media de acarreo de 120 m (**Figura 2.23** (b)).

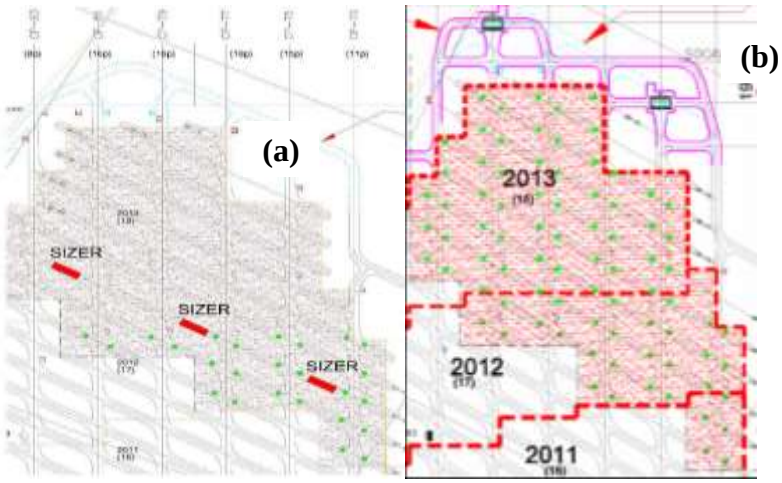


Figura 2.23: Alternativas de diseño minero simuladas. (a) Sizer en zanjas no hundidas. (b) Sizer en contorno del nivel de producción (Fuenzalida, 2010).

El modelo de simulación para ambos casos consideró LHD's de 7 yd^3 que descargan sobre equipos Sizer MMD 1300 con un rendimiento instantáneo de 1500 t/h y un tamaño máximo de alimentación de 1.7 m. Además, consideró las curvas de fragmentación del sector y un tiempo efectivo de 7.5 h por turno de 12 horas nominales. Como resultados, obtuvo lo siguiente:

- **Sizer en zanja:** Utilización del Sizer con 3 equipos LHD fue entre 43.98% y 45.60%, alcanzando una productividad del módulo de 676 t/h.
- **Sizer fuera del polígono:** Utilización del Sizer con 2 equipos LHD fue de 37.6%, alcanzando una productividad de 694 t/h.

- **Impacto de las tecnologías emergentes en la minería de Panel Caving:** Arancibia et al. (2012) evaluaron los efectos de incorporar a la operación técnicas de pre-acondicionamiento, tecnologías de descuelgue de zanjas y reducción de sobre tamaño en puntos de extracción sin el uso de explosivo y trituradoras de bajo perfil. El modelo comprende una calle de producción con 20 puntos de extracción y 1 estación de vaciado al centro con una parrilla que permite el paso de rocas de hasta 1.4 m de diámetro (**Figura 2.24**). Se definieron 4 eventos de interrupción de flujo: colgaduras generadas por grandes fragmentos de roca y por la formación de arcos de roca, y sobre tamaños imposibles de cargarlos por los LHD y otros que, si bien es posible manejarlos con un LHD, no se pueden descargar a la estación de vaciado (**Figura 2.25**). El d80 de la fragmentación fue de 1.3 m. Como resultado, se obtuvo mejoras marginales con las primeras dos tecnologías, referidas a la modificación del tamaño de los bloques de roca y la disminución en los tiempos de reducción secundaria en los puntos de extracción. Sin embargo, la incorporación de equipos Sizer generó un mayor impacto en la productividad, principalmente, porque cambia la definición de qué es lo que se considera sobre tamaño para descargar en las estaciones de vaciado. De esta manera, los resultados arrojaron que considerar un sobre tamaño de 1.8 m en lugar de 1.4 m, se traduce en una mejora potencial de la productividad de hasta un 50% para las condiciones de fragmentación propuestas. Una razón por la cual se da este comportamiento fue la mayor probabilidad de

ocurrencia de sobre tamaño en lugar de las colgaduras, además de que la capacidad que poseen los baldes de LHD para manejar rocas es mayor a lo que permiten las estaciones de vaciado, por lo que una limitante de la producción podría ser el tamaño de entrada del mineral a las estaciones de vaciado.

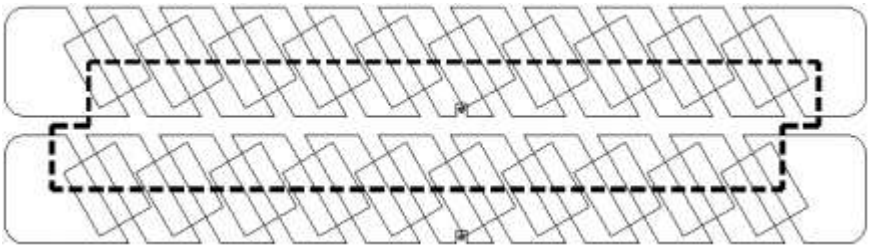


Figura 2.24: Unidad de extracción simulada (Arancibia et al.,2012).

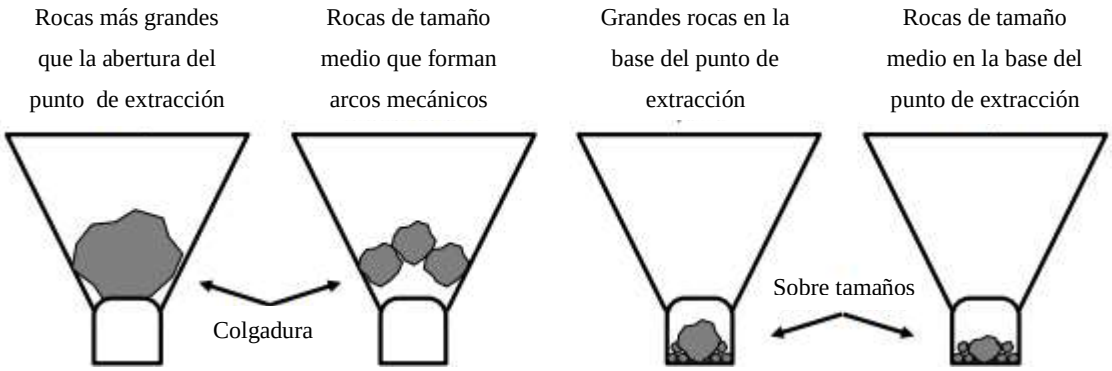
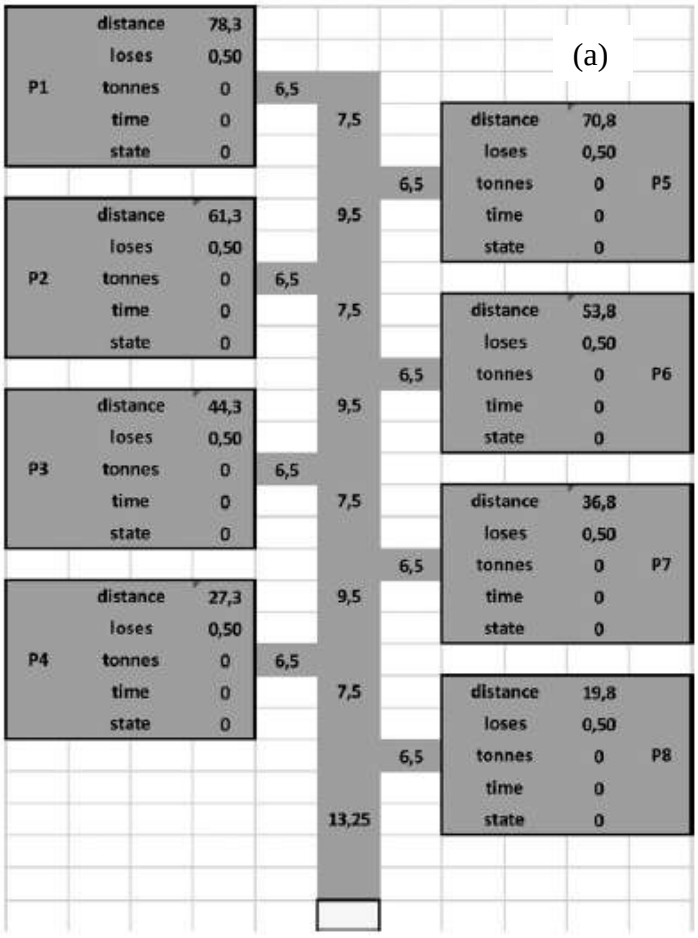


Figura 2.25: Definición de interrupciones de flujo (Arancibia et al.,2012).

- **Estudio del impacto del pre-acondicionamiento del macizo rocoso en una operación minera de Block Caving:** Castro et al. (2014) evaluaron distintas variaciones de pre-acondicionamiento (FH y FH + DDE) simuladas para determinar su efecto en la operación minera. El modelo consideró una calle de producción con 8 puntos de extracción y una estación de vaciado al final de esta (**Figura 2.26** (a)). Se estudiaron dos casos, el primero corresponde a una estación de vaciado convencional cuya parrilla impedía el paso de rocas sobre 1.4 m de diámetro, mientras que el segundo, incorporaba un Sizer en la estación de vaciado, permitiendo la descarga de rocas de hasta 1.8 m de diámetro. Se definieron 4

eventos de interrupción de flujo: colgaduras altas y bajas, y sobretamaños tanto para el equipo LHD de 7 yd^3 como para la estación de vaciado (**Figura 2.26** (b)). Como resultado, se obtuvo una reducción en la cantidad de EIF por sobretamaño al incorporar el Sizer, respecto a una estación de vaciado convencional. Además, con Sizer se incrementó significativamente el rendimiento de la calle en todas las variaciones de pre-acondicionamiento, mientras que para una estación de vaciado convencional solo con la variación de preacondicionamiento que generaba la mayor reducción de los bloques se alcanzaron rendimientos similares. De aquí se desprende que una mayor intensidad en el pre-acondicionamiento resulta en mejoras marginales al utilizar equipos Sizer. Por lo tanto, al incorporar equipos Sizer en la estación de vaciado es posible aplicar bajas intensidades de preacondicionamiento e igualmente obtener altas productividades y mejores costos que con estación de vaciado convencional y mayor intensidad de preacondicionamiento.



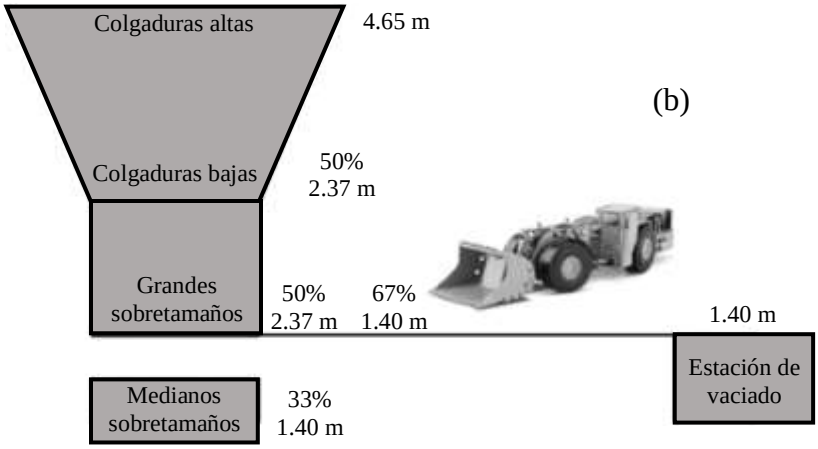
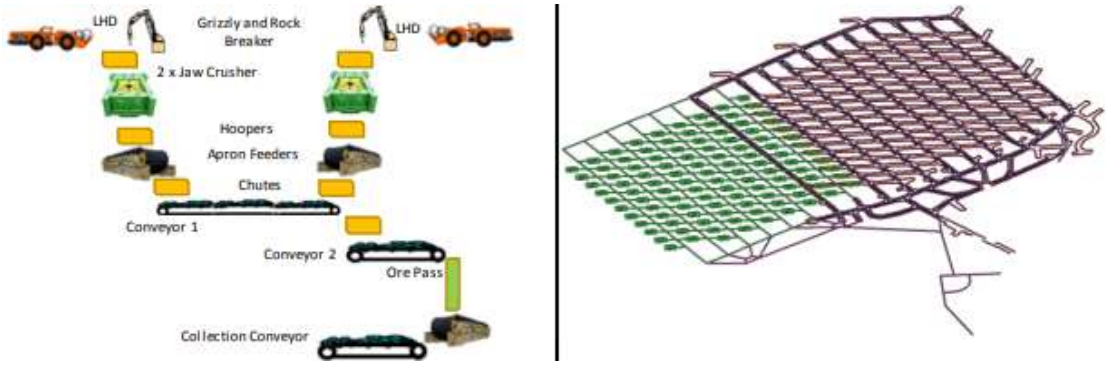
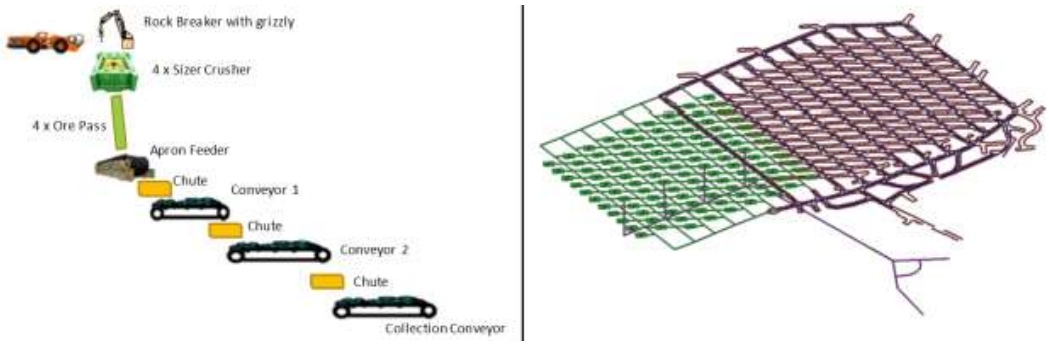


Figura 2.26: (a) Módulo de extracción simulado e (b) interrupciones de flujo (Castro et al., 2014).

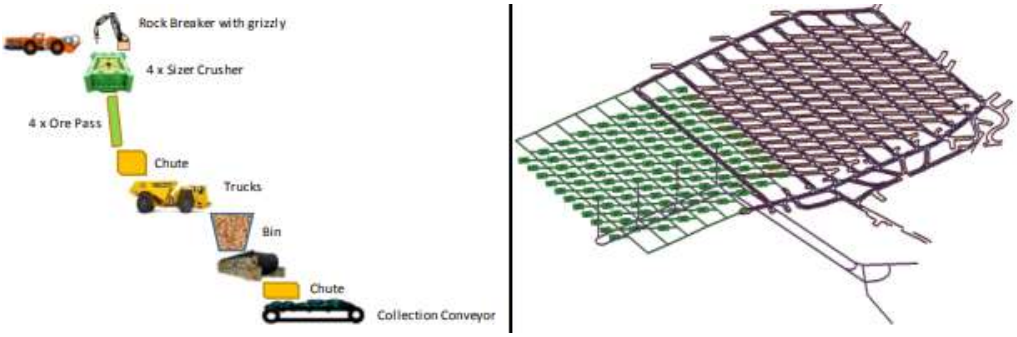
- **Metodología integrada para el diseño y evaluación del sistema de manejo de materiales en minería de hundimiento:** Silva (2017), evaluó distintos sistemas de manejo de materiales para un nuevo macrobloque de Cadia East. El modelo consideró 187 puntos de extracción distribuidos en 8 calles de producción. Las opciones que incorporaron tecnología Sizer, los ubicaron tanto en la periferia del nivel de producción como en zanjas no hundidas (
- **Figura 2.27**).



Sizers en la periferia del nivel de producción y correa transportadora en nivel de transporte intermedio



Sizers en zanjas centrales sin hundir y correa transportadora en nivel de transporte intermedio



Sizers en zanjas centrales sin hundir y camiones en nivel de transporte intermedio

Figura 2.27: Opciones analizadas que incluyen equipos Sizer en el nivel de producción (Silva, 2017)

Como resultados, las opciones alcanzaron las siguientes productividades:

- **Sizers en la periferia del nivel de producción y correa transportadora en nivel de transporte intermedio:** Entre 680 y 300 t/h para distancias desde 50 hasta 350 m
- **Sizers en zanjas centrales sin hundir y correa transportadora en nivel de transporte intermedio:** Entre 720 y 420 t/h para distancias desde 25 hasta 170 m
- **Sizers en zanjas centrales sin hundir y camiones en nivel de transporte intermedio:** Entre 710 y 400 t/h para distancias desde 25 hasta 160 m

Si bien incorpora eventos de interrupción de flujo al modelo, no se analizó el impacto que tuvo la incorporación de tecnología Sizer en la cantidad de actividades de reducción secundaria realizada. Sin embargo, en la evaluación final, la opción de sizer en zanja con transporte intermedio mediante correas solo fue superada por la opción de utilizar la infraestructura existente del macrobloque contiguo, determinado por la condición de compromiso entre el aumento de las distancias de transporte y el ahorro en CAPEX de equipos e infraestructura.

2.4 Conclusiones revisión bibliográfica

Se ha demostrado el efecto limitador de rendimiento de los EIF, principalmente, en los primeros metros de columna extraída, donde la fragmentación secundaria todavía no tiene efecto. También, se han observado algunas mejoras en la fragmentación mediante la aplicación sistemática de técnicas de preacondicionamiento, las cuales han permitido aumentar el tonelaje entre colgaduras. Del mismo modo, el aumento de la capacidad de los equipos LHD ha redefinido el concepto de sobretamaño, facilitando el manejo de mayores fragmentos de roca, lo cual podría producir un aumento de rendimiento en la extracción, solo si las estaciones de vaciado lo permiten.

En los últimos 30 años las estaciones de vaciado no han variado mucho. En particular, las estaciones de vaciado al interior de las calles de producción se han convertido en una infraestructura cada vez más crítica, siendo la causa recurrente de interferencias operacionales.

Las pruebas realizadas a la tecnología Sizer han permitido validar su incorporación en estaciones de vaciado al interior de las calles de producción, operando en conjunto con equipos LHD y en ambientes de roca primaria pre acondicionada y abrasiva. Sin embargo, por sus atractivos resultados en cuanto a la capacidad de triturar mineral grueso, se prefiere incorporarla como reemplazo de trituradoras convencionales en configuraciones con descarga al exterior del polígono más que como una alternativa a las parrillas con martillo al interior de este.

Por otro lado, los estudios realizados mediante la utilización de simulaciones no incorporan una variación en la fragmentación a medida que aumenta la altura de columna extraída, la cual es un factor crítico en el rendimiento de los equipos LHD.

En consecuencia, en este trabajo se propone evaluar el impacto de la tecnología Sizer durante toda la vida útil tanto de los puntos de extracción como de la calle de producción, incorporando las condiciones cambiantes de fragmentación. Del mismo modo, considerando las características dinámicas de una operación de hundimiento por paneles y la capacidad de procesamiento de rocas de mayor tamaño con la tecnología Sizer, se espera reducir notoriamente la cantidad de EIF, otorgándole al proceso de extracción un carácter más continuo y eficiente en el uso de los equipos.

3 Propuesta de diseño

Este capítulo presenta los fundamentos y criterios de diseño que convergen en una nueva estrategia de soluciones de reducción secundaria enfocada en la adaptación a las condiciones cambiantes de fragmentación en operaciones de hundimiento por paneles con el fin de mitigar la pérdida de rendimiento de los equipos LHD en el proceso de extracción.

3.1 Interferencias por mitigar

Como se expuso en la revisión bibliográfica, se identifican dos tipos de interferencias generadas por las estaciones de vaciado, las cuales se analizan a continuación:

- **Relocalización de sobretamaños**: Bloques de roca que, si bien pueden ser cargados por los equipos LHD, superan las dimensiones máximas para ser descargados en las estaciones de vaciado, por lo que son reubicados en puntos de extracción que no se encuentren disponibles para su posterior reducción. De acuerdo con la relación entre la capacidad del LHD (C_{LHD}) y la capacidad de la estación de vaciado (C_{EV}) para manejar fragmentos de roca, es posible reconocer las siguientes situaciones:

  - $C_{LHD} > C_{EV}$: Relocalización de sobretamaños
  - $C_{LHD} \leq C_{EV}$: Traslado a estación de vaciado

  En síntesis, una menor capacidad de la estación de vaciado implica necesariamente una limitación de la disponibilidad de la calle de producción para realizar en ella las actividades extractivas.

- **Emparrillado**: Atasco de rocas sobre la parrilla de la estación de vaciado, las cuales deben ser reducidas mediante la utilización de martillos picadores de roca. Durante

este tiempo, la estación de vaciado queda inhabilitada, por lo que los LHD deben esperar su habilitación o trasladarse hacia otra estación que se encuentre habilitada. Es importante mencionar que la interferencia se produce, siempre y cuando, la solución de reducción secundaria requiera un tiempo mayor al crítico para habilitar nuevamente la estación de vaciado ($t_{reducción} > t_{crítico}$). Este tiempo crítico, depende del tiempo del LHD empleado en trasladarse a un punto de extracción, cargar la baldada y llegar a una estación de vaciado (Ecuación (2)).

$$t_{crítico} = t_{vacío\ EV-PE} + t_{carguío} + t_{cargado\ PE-EV} \quad (2)$$

Considerando las ecuaciones anteriores, se define la disponibilidad de la estación de vaciado como lo indica la Ecuación (3).

$$Disponibilidad_{EV} = \frac{N_{SI}}{N_T} \quad (3)$$

Donde N_{SI} son las baldadas descargadas sin interferencia, es decir, el tiempo requerido por la reducción secundaria para habilitar nuevamente la estación de vaciado es menor al crítico, mientras que N_T son las baldadas descargadas totales.

Cuando la disponibilidad de las estaciones de vaciado es baja, los LHD se enfrentan a dos situaciones: pasan un largo tiempo esperando a que se habilite nuevamente alguna estación de vaciado o recorren grandes distancias para descargar baldadas en una estación de vaciado que no era la planificada (**Figura 3.1**). En cuanto a esta última, si se considera que la distancia entre estaciones de vaciado, dependiendo de cada operación, se encuentra en el rango de 80 – 240 m, el impacto tanto en el tiempo de ciclo como en el tiempo operativo es significativo.

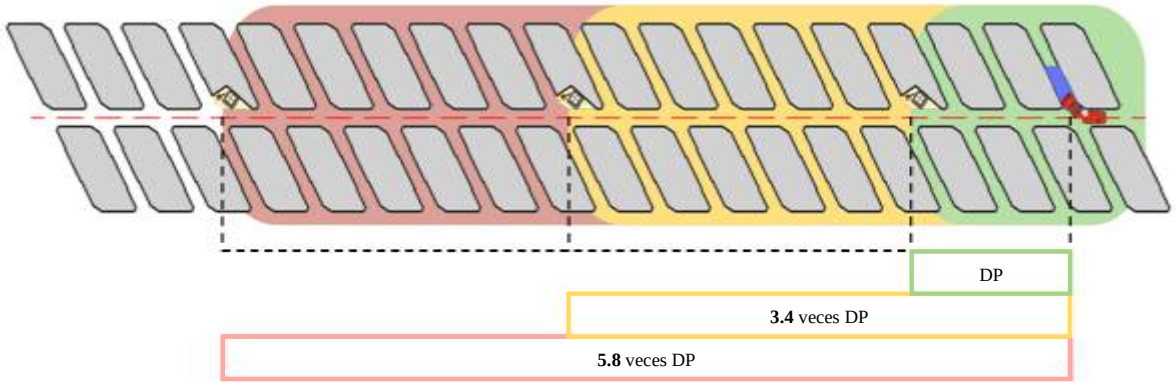


Figura 3.1: Para una condición de 3 estaciones de vaciado al interior de una calle, la distancia real puede llegar a quintuplicar la distancia planificada (DP) máxima debido a la no disponibilidad para descargar.

3.2 Criterios de diseño

La nueva estrategia está enfocada en afrontar, con una mayor capacidad de la estación de vaciado, los primeros metros de altura de columna, donde la fragmentación se presenta más gruesa y las interferencias ocurren de manera más recurrente. En consecuencia, se tienen los siguientes criterios de diseño:

- Mantener los diseños del nivel de producción actuales, en particular, tipo El Teniente
- Minimizar la generación de nuevas excavaciones
- Utilizar infraestructura de largo plazo
- Evitar pérdida de reservas
- Aplicar criterio de razón de sustentación
- Minimizar exposición en zona de esfuerzos inducidos

3.3 Sizer semi estacionario

3.3.1 Fundamentos incorporación Sizer

Tamaño de alimentación

Las aberturas de las parrillas revisadas han presentado dimensiones entre 0.8 m x 0.8 m y 1.2 m x 1.2 m, siendo la más frecuente de 1 m x 1 m (**¡Error! No se encuentra el origen de la referencia.**). El límite comúnmente utilizado para separar los bloques de roca descargables a las estaciones de vaciado convencionales y los que deben ser reducidos previamente ha sido 1.4 m. Por lo tanto, el tonelaje entre el tamaño de la abertura y el límite debe ser reducido mediante martillos pica roca.

Un equipo Sizer modelo MMD 1300 posee un tamaño máximo de alimentación nominal de 1.8 m, aunque, en las pruebas realizadas, bloques de roca de hasta 2 m de diámetro también han sido triturados.

Si se aumenta la dimensión de la abertura de la parrilla hasta 1.8 m x 1.8 m, como las utilizadas en las configuraciones con descarga al exterior del polígono (**Tabla 2.2**), el diámetro del pique debiese estar en el rango de 5.4 m a 7.2 m (considerando un D/d = 3 y D/d = 4). Claramente, su desarrollo se vuelve inviable al interior de las calles de producción tanto técnica como económicamente. Por ello, la incorporación de tecnología Sizer se convierte en una alternativa atractiva para incrementar la capacidad de las estaciones de vaciado.

Capacidad de tratamiento

La operación telecomandada ha permitido tener más martillos pica roca que operadores, por lo que su capacidad de intervenir en la reducción de colpas es limitada y depende, fuertemente, de la frecuencia en que se emparrillen las estaciones de vaciado. En cuanto al tiempo de reducción, está directamente relacionado con el tamaño de la colpa a reducir, como se observa en la **Tabla 3.1**.

Tabla 3.1: Capacidad de reducción de martillo pica roca en parrilla de 50" x 50" extraída de Guerrero, 2017. *Se considera el promedio del rango de sobretamaño.

Sobre tamaño $[m]$	**Tiempo reducción** $[s/colpa]$	$[toneladas/colpa]$*
1.12 - 1.25	30	1.57
1.25 - 1.50	54	2.46
1.50 - 1.80	96	4.25
1.80 - 2.10	306	7.01

Mientras que un martillo pica roca solo reduce las colpas que se mantienen sobre la parrilla, un equipo Sizer debe triturar una parte del tonelaje descargado en cada baldada (que no pasa entre los rodillos). Sin embargo, dada su capacidad de tratamiento, puede operar sin interferir al equipo LHD (**Tabla 3.2**).

Tabla 3.2: Tiempo de trituración por baldada a partir de un equipo Sizer MMD 1300 con capacidad de tratamiento nominal de 1500 t/h.

	Tiempo de trituración $[s/baldada]$
Baldada 7 t	17
Baldada 10 t	24
Baldada 13 t	31
Baldada 15 t	36

3.3.2 Filosofía del diseño

La nueva estrategia incorpora tecnología Sizer en las estaciones de vaciado al interior de las calles de producción de manera semi estacionaria, trasladándose de una estación de vaciado a otra a medida que avanza el frente de hundimiento. El objetivo de esta incorporación es enfrentar el periodo en fase de quiebre con una mayor capacidad de tratamiento. Esta fase, presenta una fragmentación gruesa característica de los primeros metros de altura de columna, por ello el módulo Sizer será el destino preferido de descarga de las baldadas

provenientes de los puntos de extracción en estado de quiebre para eliminar las interferencias en estación de vaciado y de traslado de colpas.

La instalación del equipo Sizer considera posicionar el motor hacia la zanja y localizar la superficie de descarga sobre el pique de traspaso. De esta manera, se permite el vaciado de mineral desde ambos lados de la calle de producción, evitando el desarrollo de conexiones hacia el pique y la construcción de tapados metálicos sobre el motor. No obstante, esta nueva condición implica la excavación de una mayor sección del pilar, por lo que se plantea, si fuese necesario, aumentar la dimensión del pilar a lo largo de la calle para mantener la razón de sustentación dentro del rango admisible y así prevenir problemas de estabilidad en el sector (**Figura 3.2** y **Tabla 3.3**). El posicionamiento del Sizer se muestra en la **Figura 3.3**, **Figura 3.4** y **Figura 3.5**.

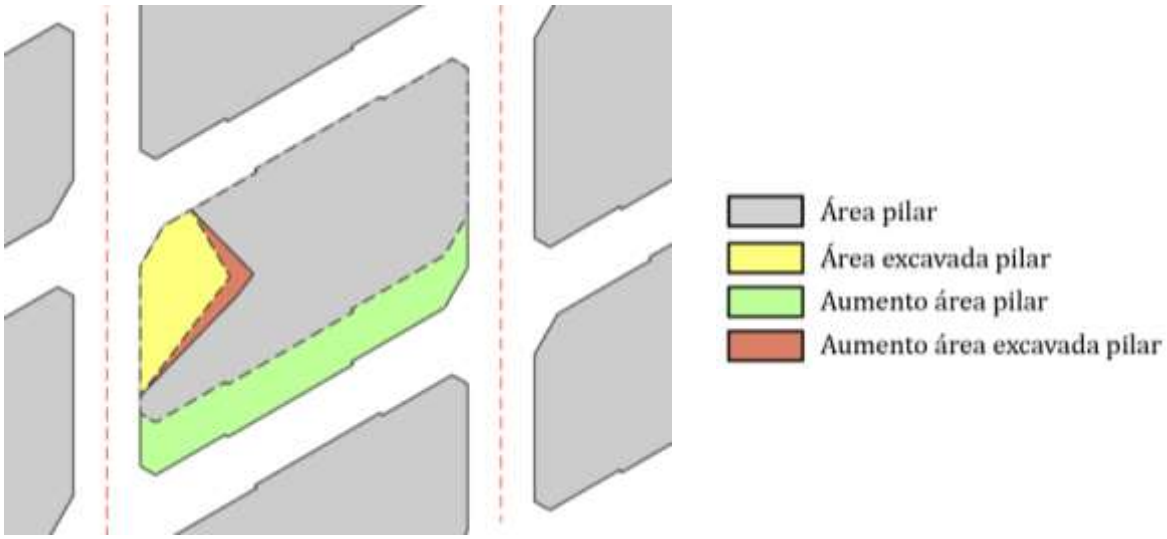


Figura 3.2: Modificación de los pilares que albergan las estaciones de vaciado para malla 15x20 y equipo Sizer MMD 1300.

Tabla 3.3: Modificación del pilar y excavación de la estación de vaciado Sizer para mantener la razón de sustentación en el rango admisible.

Parámetro	Unidad	Malla 15 x 20	Malla 15 x 24
		Valor	Valor
Área pilar	m²	363	463
Área total	m²	600	720
Área excavación estación de vaciado convencional	m²	52	52
Área excavación estación de vaciado Sizer	m²	66	66
Razón de sustentación estación de vaciado convencional	-	0.52	0.57
Razón de sustentación estación de vaciado Sizer	-	0.50	0.55

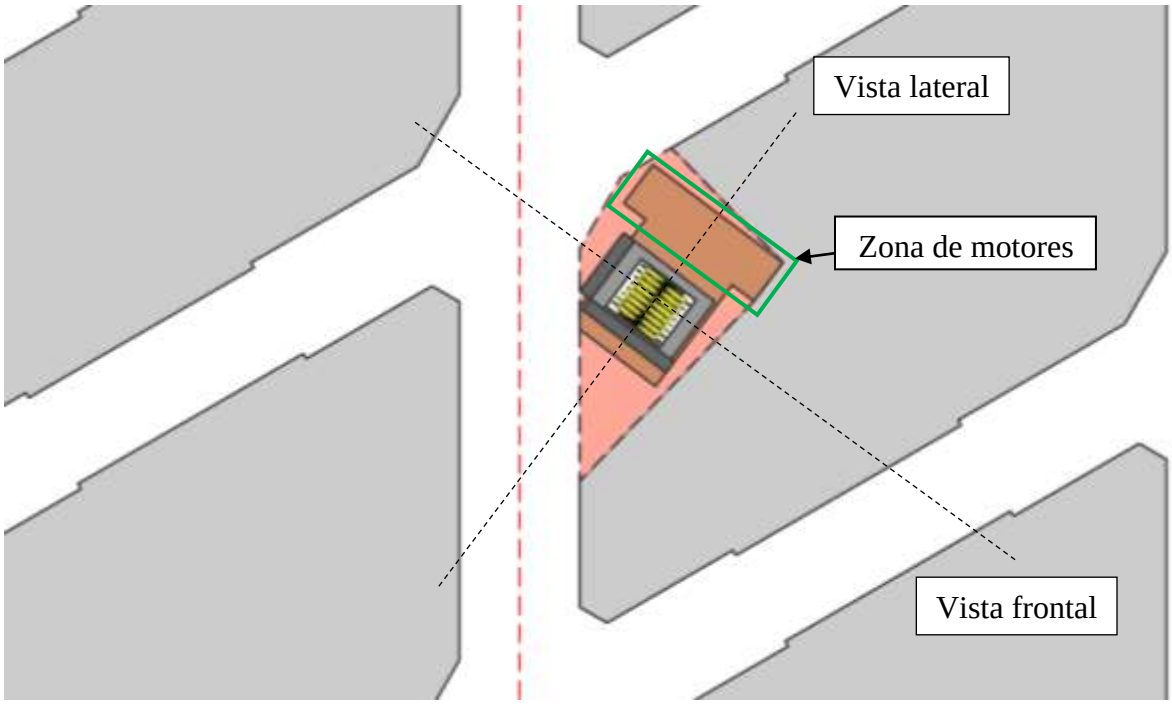


Figura 3.3: Vista en planta de la estación de vaciado Sizer propuesta.

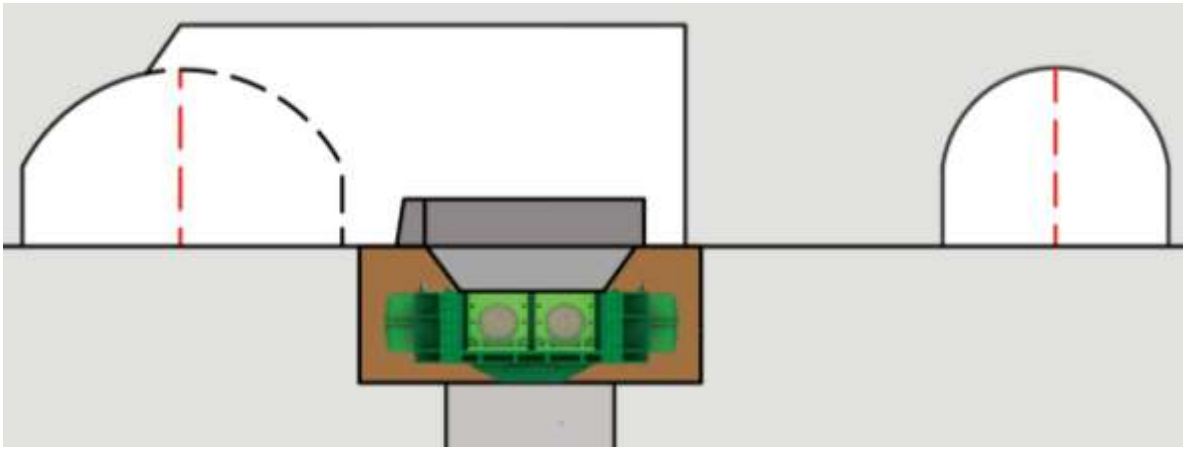


Figura 3.4: Vista frontal de la estación de vaciado Sizer propuesta.

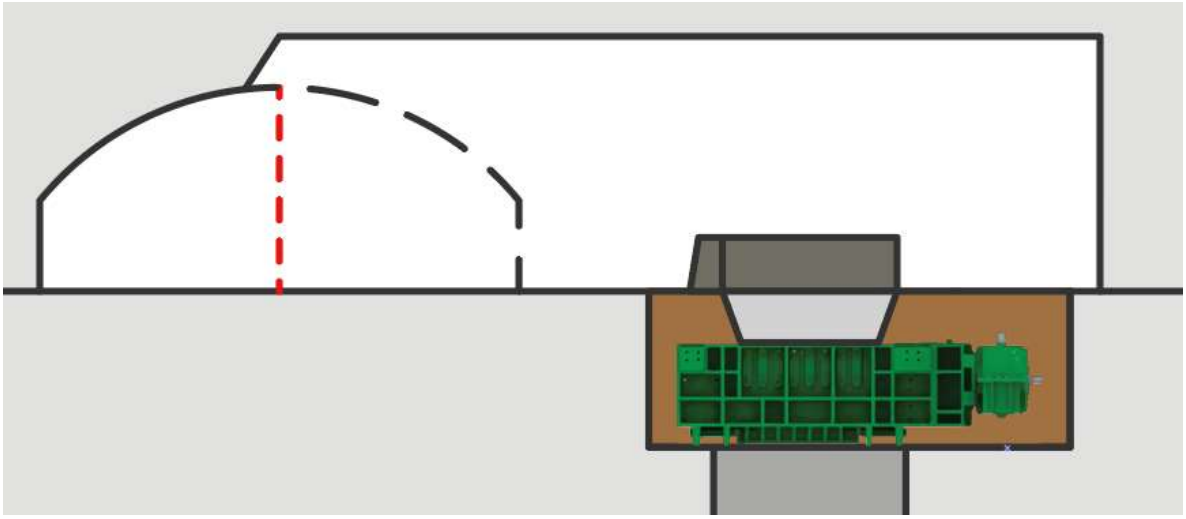


Figura 3.5: Vista lateral de la estación de vaciado Sizer propuesta.

La estrategia pretende que tanto el equipo Sizer como el conjunto parrilla – martillo pica roca funcionen de manera modular, de tal manera de disminuir los tiempos de habilitación en cada estación de vaciado.

A continuación, se presentan las características de las estaciones de vaciado de la estrategia propuesta:

- **Inicio de la explotación**: Estación de vaciado habilitada con el módulo Sizer previo a la incorporación de los primeros puntos de extracción (**Figura 3.6**).

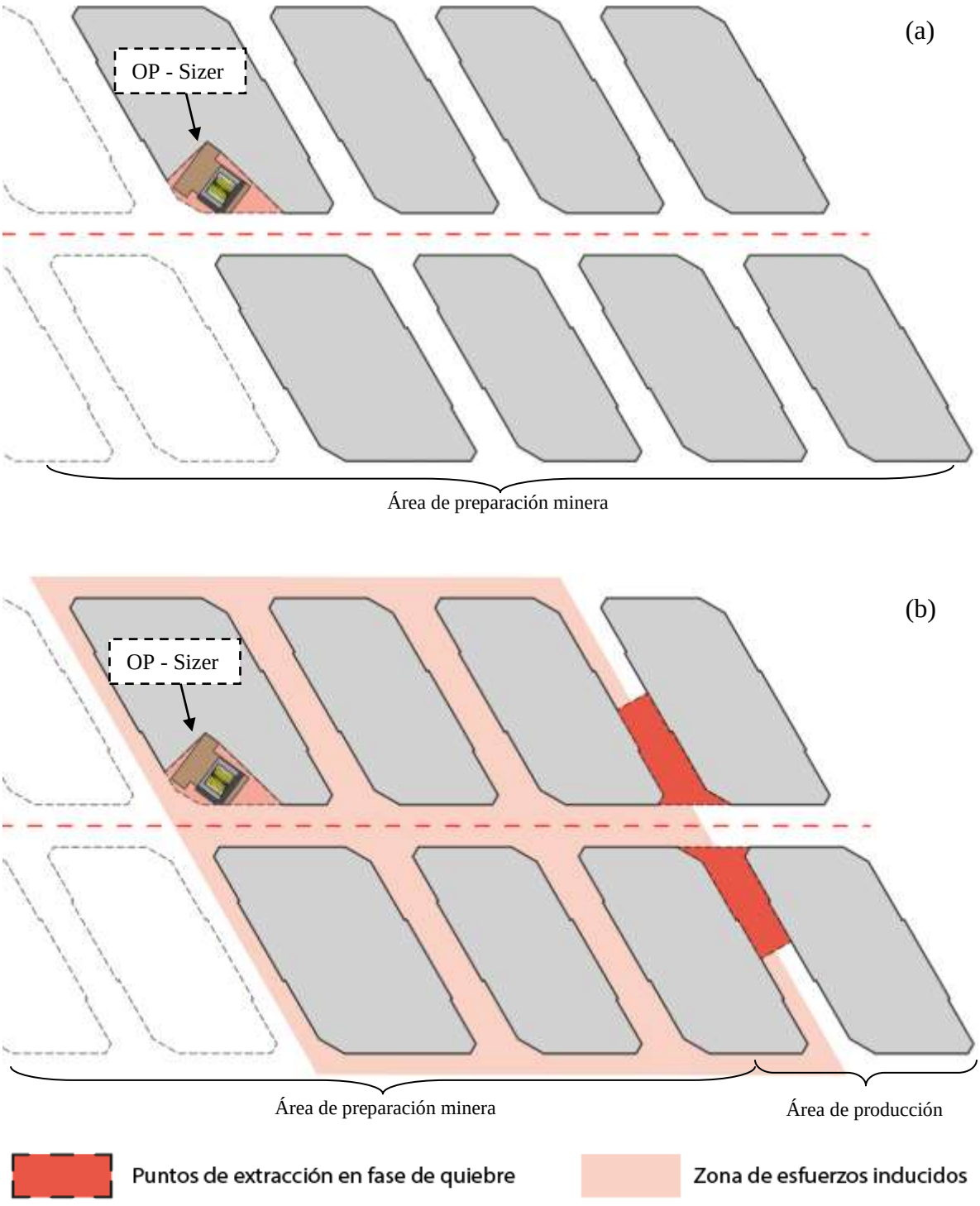


Figura 3.6: Módulo Sizer antes (a) y después (b) del inicio de la explotación en la calle.

- **Primera modificación**: El frente de hundimiento ha avanzado lo suficiente para cambiar la ubicación del módulo Sizer fuera de la zona de esfuerzos inducidos (**Figura 3.7** (a)). En esta etapa, la calle de producción presenta dos estaciones de vaciado habilitadas: una con el módulo Sizer y la otra con el módulo convencional (**Figura 3.7** (b)). Mientras que la primera será la alternativa principal de los puntos de extracción en quiebre, la segunda lo será para los puntos en régimen y que poseen una mayor altura de columna extraída.

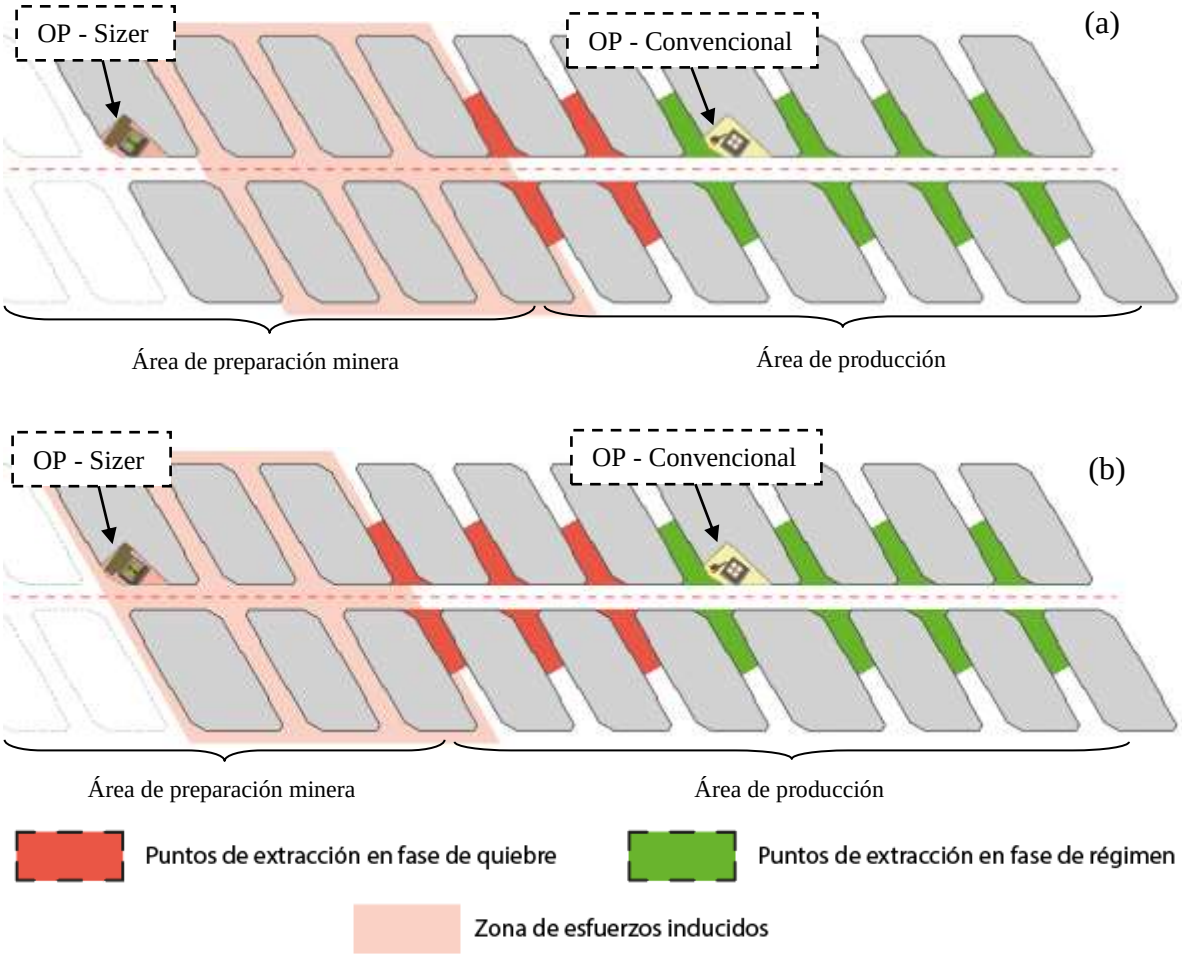


Figura 3.7: El módulo Sizer es trasladado a la siguiente estación de vaciado previo al paso del esfuerzo inducido y la anterior se habilita como una convencional.

- **Segunda modificación**: Al igual que en la primera modificación, el frente de hundimiento ha avanzado lo suficiente para cambiar la ubicación del módulo Sizer (**Figura 3.8** (a)). Esta vez, la calle de producción contiene tres estaciones de vaciado habilitadas, sin embargo, dependiendo de las políticas de la operación y área activa, la estación de vaciado más alejada al frente de hundimiento puede estar cerrada (**Figura 3.8** (b)).

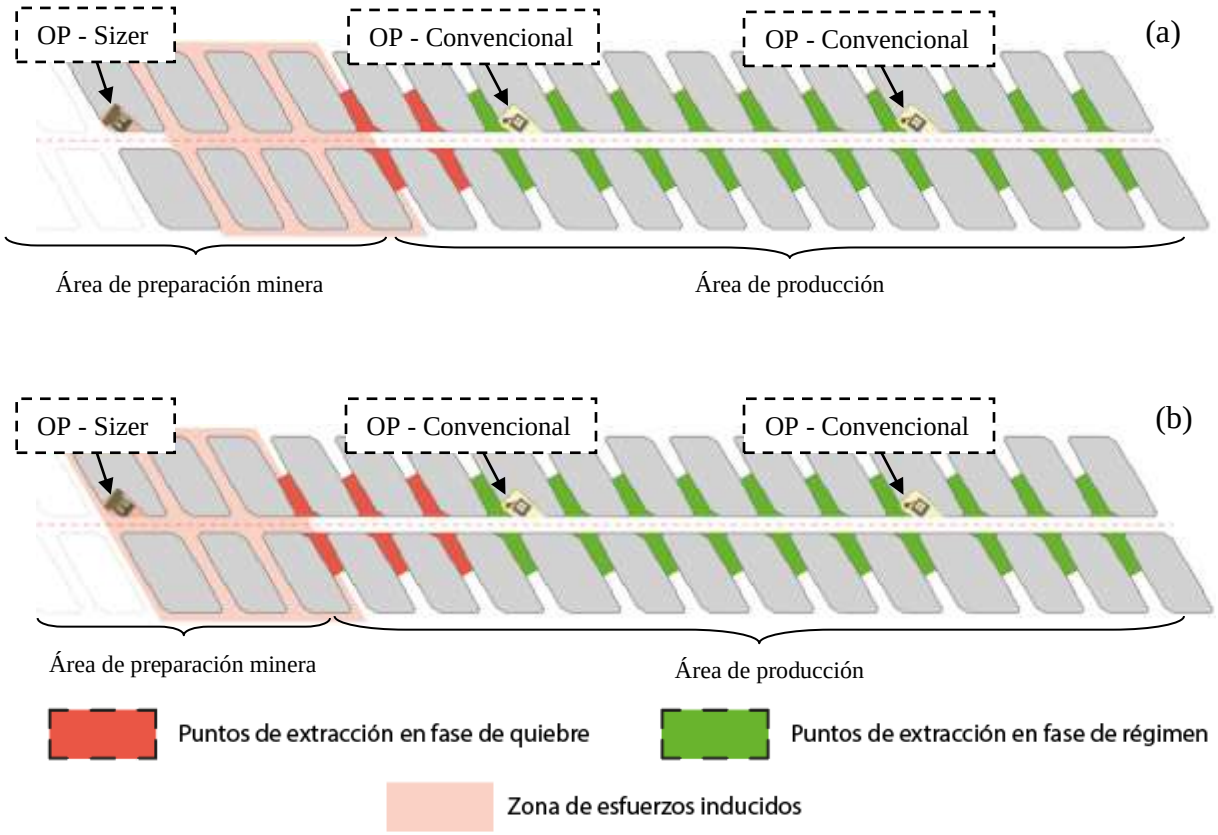


Figura 3.8: Segunda relocalización del módulo Sizer impulsada por el paso del esfuerzo inducido.

- **Retiro de Sizer**: Finalmente, dado que la totalidad de los puntos de extracción se encuentran en régimen y poseen una altura de columna extraída lo suficientemente alta para presentar una fragmentación que posibilite la baja ocurrencia de EIF, la calle de producción queda constituida solo de estaciones de vaciado convencionales (**Figura 3.9**).

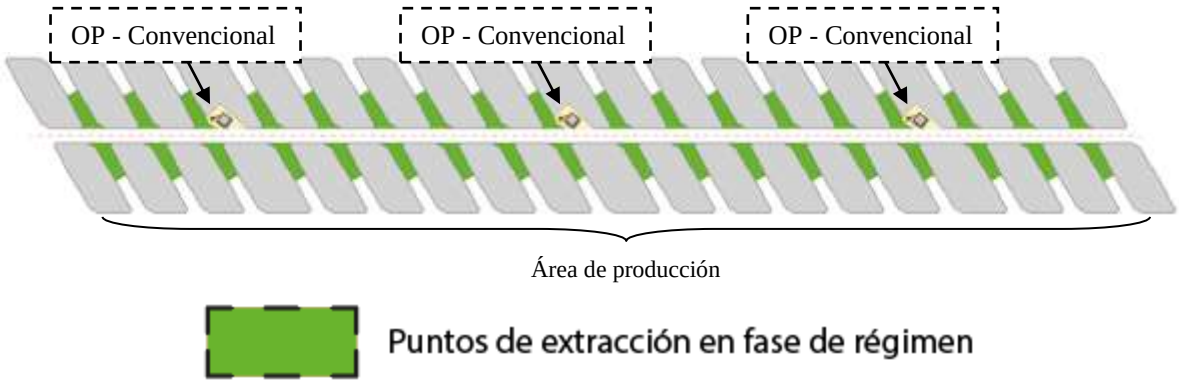


Figura 3.9: Retiro de Sizer de la calle de producción, quedando constituida solo por estaciones de vaciado convencionales.

4 Modelo de simulación

La estrategia propuesta en el capítulo anterior propone un cambio de paradigma en la solución de reducción secundaria definida en las estaciones de vaciado. Desde una solución enfocada en la fragmentación promedio que presenta una calle de producción hacia una que se adapta a las condiciones cambiantes de fragmentación a medida que se avanza tanto en la altura de columna extraída como a lo largo de la calle.

Este capítulo presenta la elaboración del modelo de simulación para evaluar y comparar la estrategia convencional y la propuesta, considerando las variables críticas que definen el rendimiento de los equipos LHD, como lo son: la fragmentación, los componentes del ciclo de extracción y los tiempos asociados a las actividades de reducción secundaria.

4.1 Modelo base

El modelo considera simular toda la vida útil de una calle de producción en una operación de hundimiento por paneles con diseño del nivel de producción tipo El Teniente, la cual posee una malla 15 x 20 y está constituida por 36 puntos de extracción y 3 estaciones de vaciado convencionales al interior del polígono distanciadas cada 120 m, permitiendo una distancia máxima de transporte para el equipo LHD (10 yd^3) de 50 m desde cualquier punto de extracción. El área de simulación base se presenta en la **Figura 4.1**.

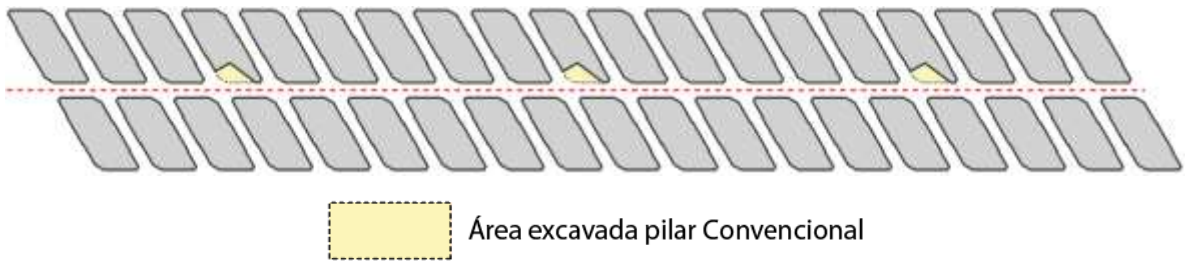


Figura 4.1: Módulo de simulación base.

4.1.1 Estación de vaciado

La estación de vaciado convencional considera una parrilla de dimensiones 1 m x 1 m (40” x 40”) y permite la descarga de bloques de roca de hasta 1.4 m de longitud de su eje mayor (**Figura 4.2**).

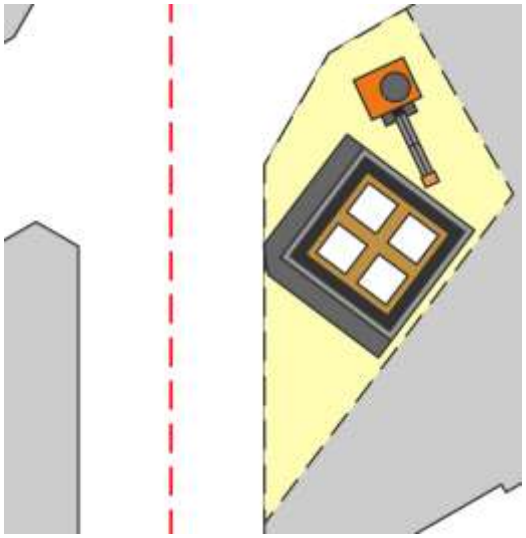


Figura 4.2: Esquema de la estación de vaciado convencional simulada.

4.1.2 Fragmentación

Para incorporar las condiciones cambiantes de fragmentación durante la vida útil de un punto de extracción se utilizan las curvas granulométricas de la **Figura 4.3**.

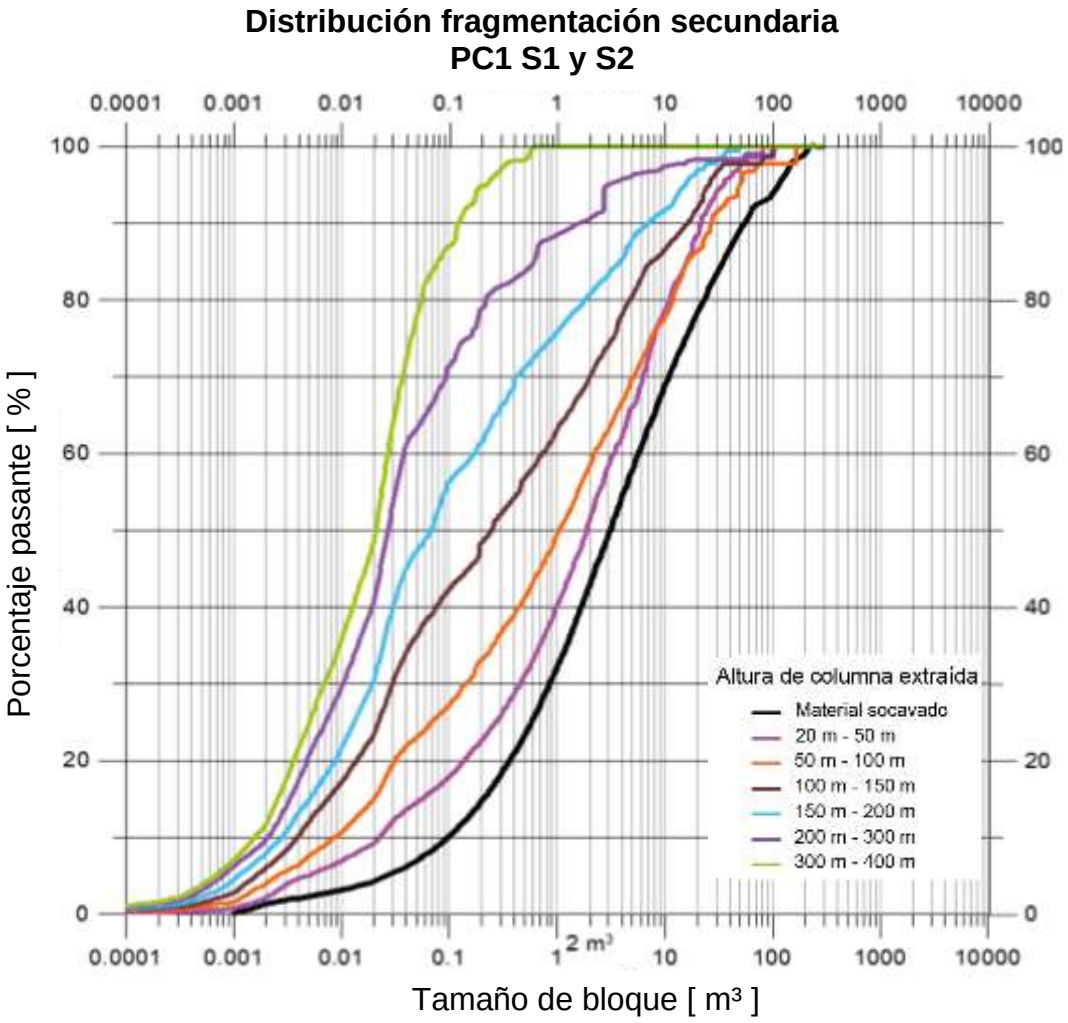


Figura 4.3: Curva granulométrica de la fragmentación secundaria (Silva, 2017).

Generalmente, los bloques de roca en los puntos de extracción muestran una forma poliédrica, la cual es resultado de los distintos niveles de fragmentación. En este sentido, se calcula la variación que posee respecto a una forma cúbica mediante la relación entre las longitudes de los tres ejes principales y el eje mayor (Ecuación (4)), esta definición se denomina factor de forma (f).

$$f = \frac{l_1}{l_1} * \frac{l_2}{l_1} * \frac{l_3}{l_1} \tag{4}$$

De la ecuación anterior, se define el volumen de un bloque de roca de manera simplificada como lo indica la Ecuación (5):

$$V\ [m^3] = f * {l_1}^3 \tag{5}$$

Brzovic et al. (2019) basados en evidencia empírica durante 25 años de la fragmentación obtenida en los puntos de extracción en mina El Teniente, concluyeron que el factor de forma y la relación entre la longitud del eje mayor y el menor se mantienen en los mismos rangos independiente del tipo de roca, altura de columna extraída y técnicas de pre-acondicionamiento aplicadas. En este contexto, obtuvieron un factor de forma $f = 0.35$ y relación entre el eje mayor y menor $\frac{l_1}{l_3} = 2$. A partir de lo anterior, un bloque de roca presenta las siguientes relaciones entre ejes: 1, 0.7 y 0.5.

Eventos de interrupción de flujo

El modelo de simulación incorpora la ocurrencia de 4 EIF, los cuales se detallan en la **Tabla 4.1** y son ilustrados en la **Figura 4.4**:

Tabla 4.1: Criterio para declarar la ocurrencia de un EIF en el modelo de simulación. *: Se considera parrilla de 1 m x 1 m. ** Según la Ecuación (5) y f = 0.35.

EIF	Criterio [m³]	Fuente criterio	Eje mayor** [m]	Limitante
Colgadura	> 10	Botha et al. 2008; Silva, 2017; Brzovic et al. 2019	> 3	Punto de extracción
Sobre tamaño tipo 1 (ST1)	> 2 y ≤ 10	Botha et al. 2008; Silva, 2017	> 1.8 y ≤ 3	LHD
Sobre tamaño tipo 2 (ST2)	> 1 y ≤ 2	Diferencia de capacidad LHD y estación de vaciado	> 1.4 y ≤ 1.8	Estación de vaciado
Emparrillado	≥ 0.35 y ≤ 1	Arancibia et al. 2012; Castro et al. 2014 y parrilla*	≥ 1 y ≤ 1.4	Estación de vaciado

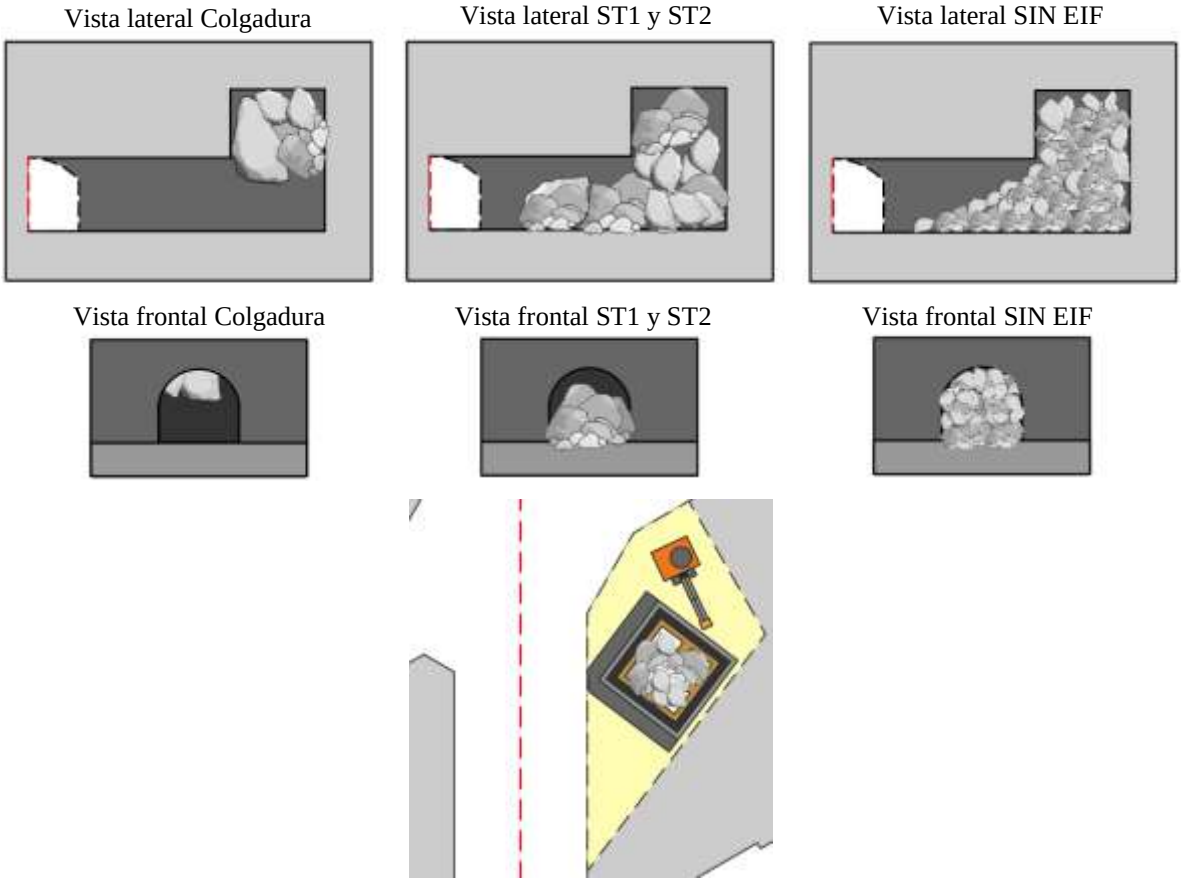


Figura 4.4: Eventos de interrupción de flujo incorporados en el modelo de simulación.

A partir de la **Figura 4.3** y los criterios adoptados en la **Tabla 4.1**, se obtienen las probabilidades de ocurrencia de cada EIF a lo largo de la columna de extracción, como se muestra en la **Figura 4.5** y **Tabla 4.2**.

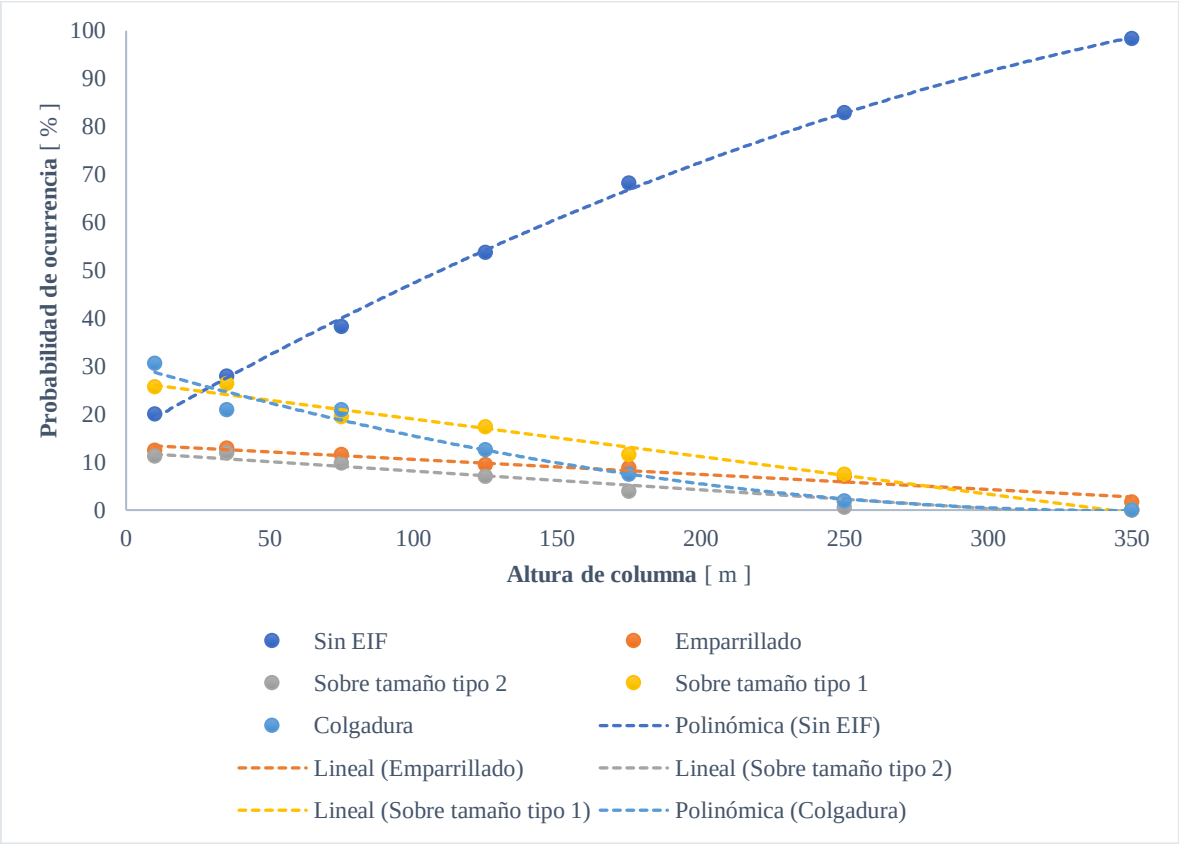


Figura 4.5: Probabilidades de ocurrencia de EIF para el modelo de simulación.

Tabla 4.2: Funciones ajustadas para las probabilidades de ocurrencia de cada EIF.

EIF	Reducción Secundaria	Función	a	b	c	R^2
Colgadura	Descolgar	Polinómica	0.0002	-0.1750	30.483	0.9706
Sobre tamaño tipo 1	Quemar	Lineal	0	-0.0783	26.826	0.9814
Sobre tamaño tipo 2	Relocalizar y quemar	Lineal	0	-0.0391	12.049	0.9369
Emparrillado	Picar	Lineal	0	-0.0313	13.703	0.9569
Sin EIF	-	Polinómica	-0.0003	0.3464	15.825	0.9988

De esta manera, en cada baldada extraída, se asigna una condición de la **Tabla 4.2** de forma aleatoria según su probabilidad de ocurrencia a una altura de columna dada.

4.1.3 Reducción secundaria

Las actividades de reducción secundaria en los puntos de extracción se llevan a cabo cuando finaliza el turno y cuando la totalidad de los puntos de extracción activos se encuentren con algún EIF. Los tiempos asociados a estas actividades se presentan en la **Tabla 4.3**. A su vez, se define como tiempo máximo de reducción secundaria de 3 [h].

Tabla 4.3: Tiempos de reducción secundaria para colgaduras y sobre tamaños tipo 1 y 2 (Guerrero, 2017). PE: Punto de extracción.

Parámetro	Unidad	Cantidad Colgadura	Cantidad Sobre tamaño 1 y 2
Barrenado de colpas	[min/PE]	12	12
Carga de explosivos, quemada y entrega	[min/PE]	30	22
Total	[min/PE]	42	34

En cuanto a los tiempos de reducción de rocas en las estaciones de vaciado convencionales, se recopilaron datos de una operación de hundimiento por paneles con descarga al interior del polígono. Tras la limpieza y análisis de los datos, se ajustó una distribución de probabilidad con el *Software Input Analyzer* de Arena, obteniéndose la **Figura 4.6** y los parámetros presentados en la **Tabla 4.4**.

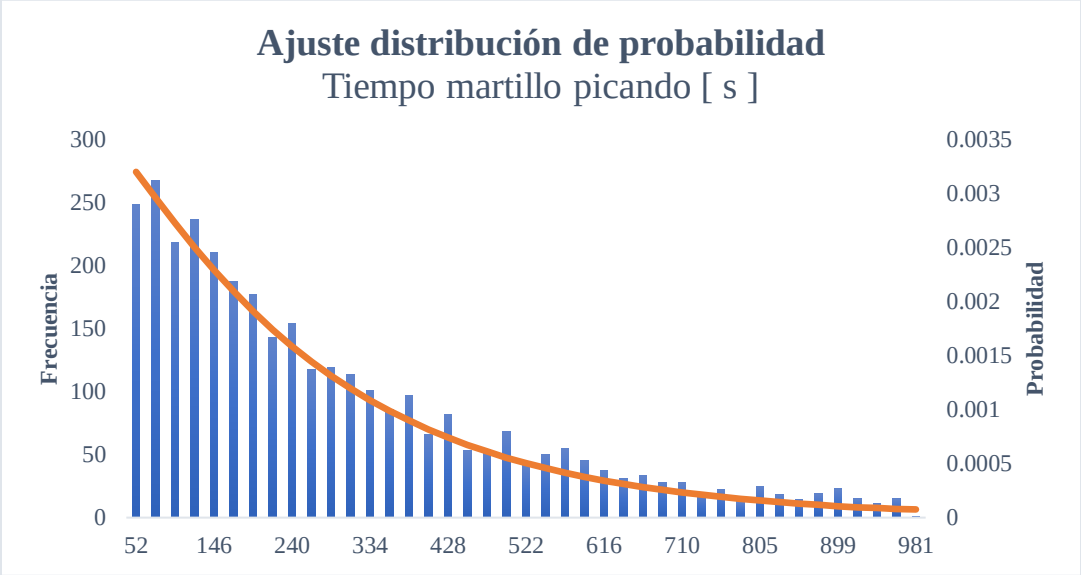


Figura 4.6: Distribución de los datos de tiempo emparrillado y distribución de probabilidad ajustada.

Tabla 4.4: Parámetros distribución de probabilidad gamma ajustada para el tiempo emparrillado.

Parámetro	Valor
Forma	1.06
Escala	237
Valor umbral	40

La distribución ajustada otorga un grado de variabilidad al tiempo de reducción considerando las distintas capacidades del sistema para operar el martillo pica roca y los diversos tamaños de roca y tonelajes a reducir.

4.1.4 Ciclo de extracción

El ciclo de extracción está constituido de cuatro tiempos, los cuales son presentados a continuación e ilustrados en la **Figura 4.7**:

- Tiempo de viaje vacío desde estación de vaciado hasta el punto de extracción
- Tiempo de carga de baldada
- Tiempo de viaje cargado desde el punto de extracción hasta la estación de vaciado
- Tiempo de descarga de baldada

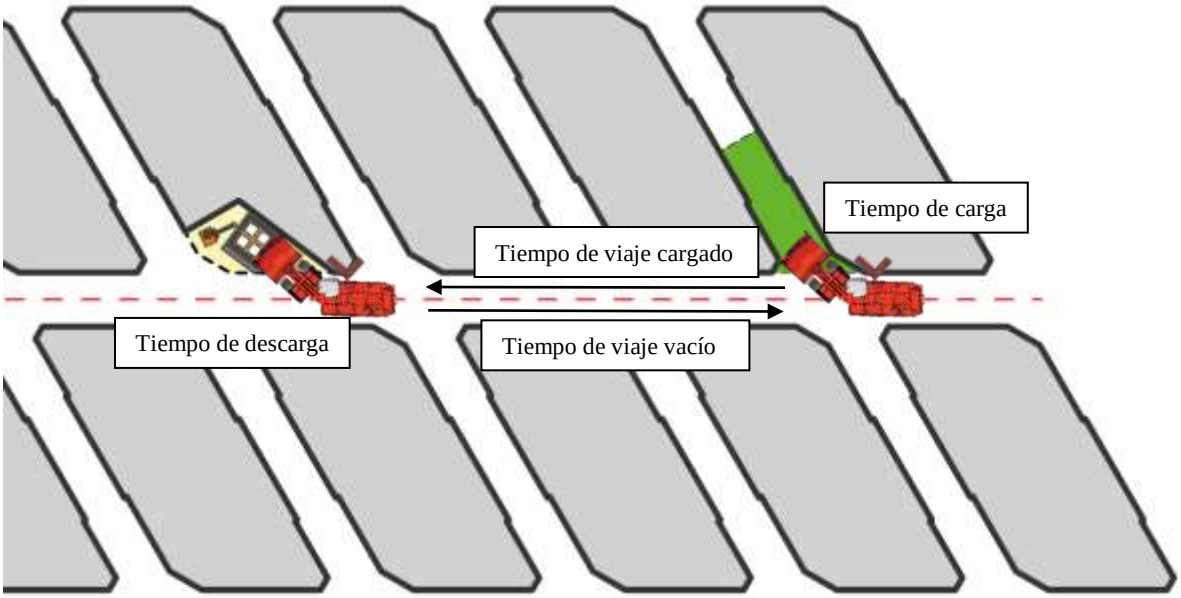


Figura 4.7: Componentes del tiempo de ciclo en el proceso de extracción en una operación de hundimiento por paneles.

Tiempos de viaje

Dado que el diseño del nivel de producción es de tipo El Teniente, se definen cuatro combinaciones posibles de movimientos, cuyos valores de aceleración, desaceleración y velocidad máxima se presentan en la **Tabla 4.5**.

Tabla 4.5: Parámetros utilizados para el cálculo de los tiempos de viaje para cada movimiento (Silva, 2017).

Movimiento		Aceleración [m/s²]	Desaceleración [m/s²]	Velocidad máxima [m/s]
Hacia adelante	Cargado	0.4	0.6	4.7
	Vacío	0.6	0.6	4.7
Reversa	Cargado	0.5	0.6	4.7
	Vacío	0.6	1.1	5.6

A partir de la **Tabla 4.5** y la aplicación de las ecuaciones de movimiento rectilíneo uniformemente acelerado es posible obtener los tiempos de viaje del equipo LHD para cada una de las combinaciones. Las velocidades promedio alcanzadas por el LHD se muestran en la **Figura 4.8**.

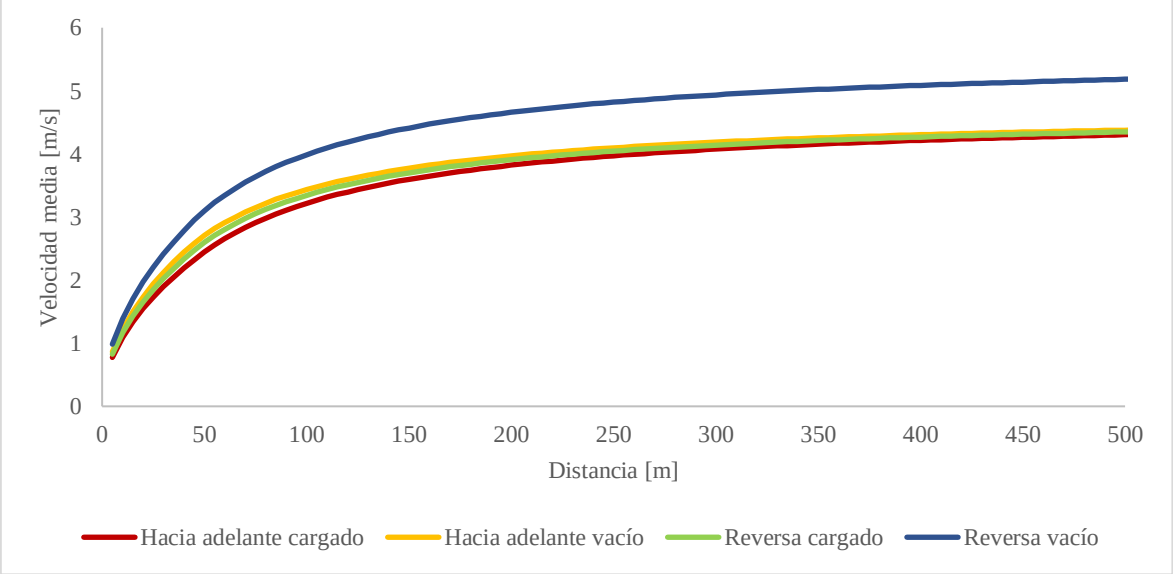


Figura 4.8: Velocidades medias alcanzadas para cada movimiento según la distancia recorrida.

Tiempo de carga y descarga

A partir del muestreo realizado por Guerrero (2017) para el tiempo de carga y descarga de equipos LHD de 13 yd³ en el sector Pipa Norte, se le ajusta una distribución de probabilidad triangular debido a la escasa cantidad de datos disponibles (**Figura 4.9** y **Figura 4.10**), obteniéndose los parámetros expuestos en la **Tabla 4.6**.

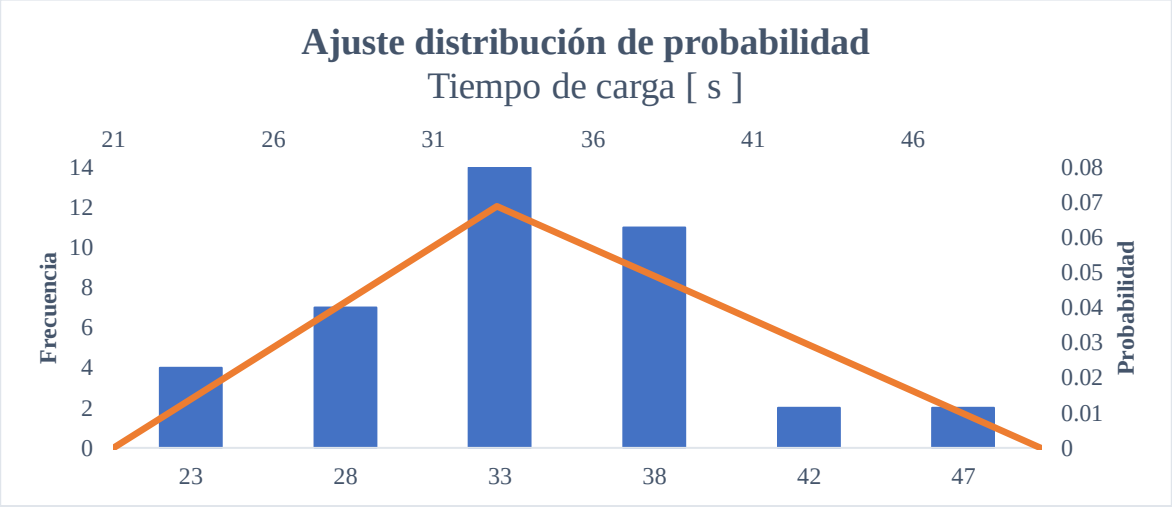


Figura 4.9: Distribución y ajuste de distribución de probabilidad para el tiempo de carga.

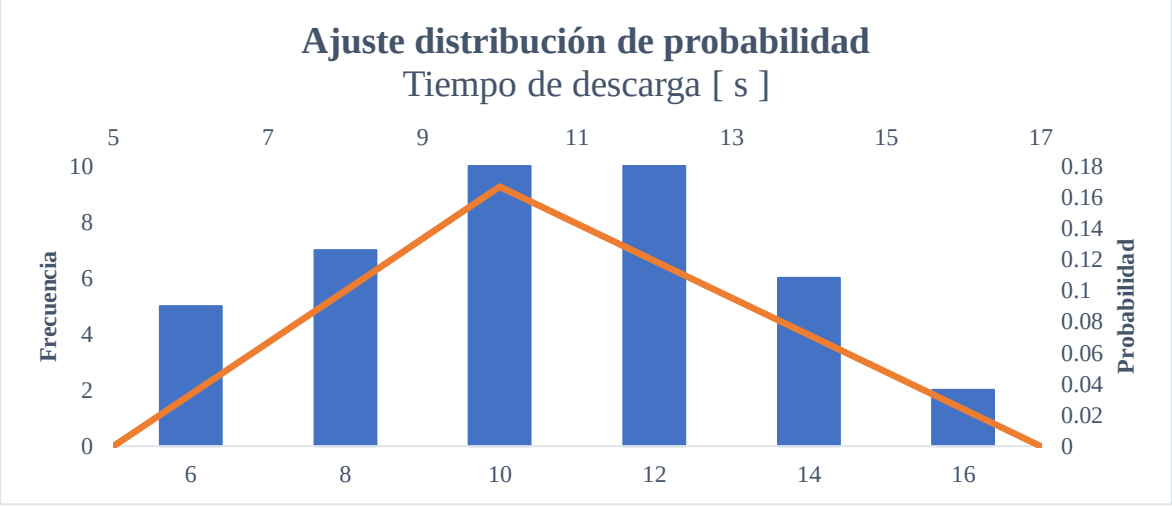


Figura 4.10: Distribución y ajuste de distribución de probabilidad para el tiempo de descarga.

Tabla 4.6: Parámetros de las distribuciones de probabilidad ajustadas para los tiempos de carga y descarga.

Tiempo	Distribución	Unidad	Mínimo	Moda	Máximo
Carga	Triangular	[s]	21	33	50
Descarga	Triangular	[s]	5	10	17

4.1.5 Programa de producción

Para que la extracción del mineral se realice de manera sostenible en el tiempo, el programa de producción debe enmarcarse bajo ciertos límites condicionados por la geomecánica presente en operaciones de hundimiento por paneles. La secuencia de incorporación de puntos de extracción y el tonelaje que se extraerá por periodo en cada uno de ellos definen el equilibrio entre el consumo de reservas y la incorporación de nueva área productiva que sustentan los planes de largo plazo. A partir de ello, se incorporan los siguientes parámetros al modelo de simulación:

- **Altura de columna económica**: Se define como la altura de columna que puede ser extraída económicamente y depende tanto de la mineralización como de la existencia de niveles superiores. En los últimos 100 años han incrementado desde 60 m a 300 m, incluso, en algunas operaciones se han alcanzado alturas de 800 m y 1000 m (Cerruti et al. 2014). Para el modelo de simulación se define una altura de columna económica de 250 m.

- **Altura de liberación**: Corresponde al porcentaje de columna extraída en la cual la propagación vertical del quiebre en el macizo rocoso ha conectado a superficie o a un nivel superior. En este punto, se considera que columna ha pasado desde un macizo rocoso en estado sólido hasta una columna confinada de material fragmentado grueso. El valor se encuentra en el rango de 25% a 35% (Encina et al.

2008), siendo una práctica comúnmente aceptada el uso del 30% (Carrasco et al. 2004).

- **Velocidad de extracción**: Se define como la relación entre la capacidad productiva total durante un periodo de tiempo y un área activa. Esta se expresa como ton/m²-día. En términos operacionales, es posible distinguir dos condiciones que limitan la extracción de mineral para evitar una actividad sísmica descontrolada (Carrasco et al. 2004):

    - **En propagación o quiebre**: En esta etapa, la velocidad de extracción está controlada por la capacidad que posee el macizo rocoso de colapsar y convertirse en material granular. Por ello, las velocidades se restringen a valores bajos para evitar riesgos de efecto pistón y la ocurrencia de eventos sísmicos de gran magnitud. Las velocidades utilizadas frecuentemente en esta etapa se presentan en la **Tabla 4.7**.

Tabla 4.7: Perfil de velocidades de extracción (Barraza et al. 2004). *: Se considera densidad del mineral 2.7 [t/m³]

Altura de columna extraída [%]	**Velocidad de extracción [m/día]**	**Velocidad de extracción* [t/m²-día]**
0 - 5	0.10	0.27
5 - 10	0.13	0.35
10 - 15	0.15	0.41
15 - 20	0.17	0.46
20 - 25	0.20	0.54
25 - 30	0.24	0.65

    - **En régimen o liberado**: Al alcanzar la altura de liberación, es posible extraer el mineral sin restricción geomecánica, siendo la capacidad del sistema de manejo de materiales y la ocurrencia de EIF los que comienzan a

tomar el control de la velocidad de extracción. Generalmente, se planifica una velocidad de extracción de 1 [t/m²-día]. Sin embargo, la velocidad efectiva se ha mantenido en el rango 0.5 – 0.7 [t/m²-día].

- **Ángulo de extracción**: Ángulo formado entre la altura de columna extraída del punto de extracción más maduro del área en quiebre y la batea próxima a ser incorporada (**Figura 4.11**). Este es un parámetro utilizado para evitar tanto la entrada de dilución temprana como la concentración de esfuerzos en el nivel de producción. Empíricamente, se ha demostrado que el valor del ángulo de extracción debe situarse entre 30° y 45° (Cavieres, 2020).

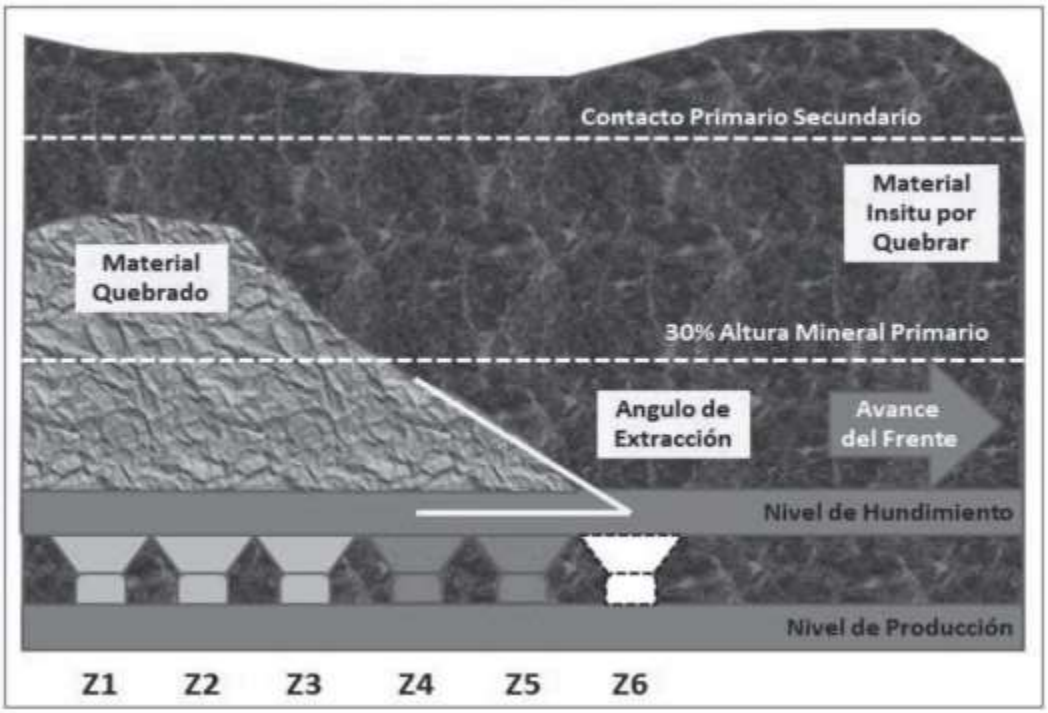


Figura 4.11: Representación del ángulo de extracción (Contreras et al. 2016)

- **Tasa de incorporación de bateas**: Contreras et al. 2016 definieron una metodología para determinar el tiempo de incorporación de bateas basada en el cumplimiento del ángulo de extracción para controlar la geometría de la cavidad y la interfase estéril-mineral. Sin embargo, lo consideraron de una manera

determinística. Por lo tanto, con el fin de considerar el eventual retraso generado por la ocurrencia de EIF, este modelo de simulación incorpora las bateas a medida que se cumple con el ángulo de extracción definido y no como una tasa de incorporación fija determinada por la velocidad de extracción teórica.

4.1.6 Política de extracción

El modelo de simulación incluye una serie de reglas lógicas que guiarán el funcionamiento del proceso de extracción, las cuales son detalladas a continuación y expuestas en la **Figura 4.12**:

- El proceso de extracción se lleva a cabo en 3 turnos de 8 horas nominales con 5 horas efectivas cada uno.
- Al inicio del día se calculan las baldadas a extraer para cada punto de extracción no agotado según su velocidad de extracción planificada.
- En cada turno, se comienza con los puntos de extracción con menor cumplimiento de tonelaje, priorizando los que se encuentren en el área en quiebre.
- La extracción continúa desde el mismo punto de extracción hasta que ocurra algún EIF que impida proseguir o se cumpla con las baldadas programadas.
- Luego de cargar la baldada, se selecciona la estación de vaciado disponible más cercana para su descarga. Si no hubiese alguna disponible, el equipo LHD espera hasta que se habilite una nuevamente.
- El equipo invierte el sentido solo cuando no sea posible extraer más baldadas en el lado donde se encuentra operando, ya sea por cumplimiento de las baldadas programadas o por no disponibilidad de los puntos de extracción por EIF.
- Si se cumple con las baldadas programadas antes de terminar el día y no existen puntos de extracción en régimen, se realiza la reducción secundaria, si es que fuese necesario, y se da paso a un nuevo día.
- Al realizar la reducción secundaria, se asume que la próxima baldada será SIN EIF en cada punto de extracción.

- Para mover un ST2, debe tener al menos 1 baldada restante. Se asume que esta baldada es SIN EIF o Emparrillado teniendo ambos la misma probabilidad.
- Se asume que las estaciones de vaciado se mantienen hasta el fin de la vida útil de la calle de producción, es decir, no se considera la clausura de estaciones de vaciado a medida que se avanza con el frente de explotación.

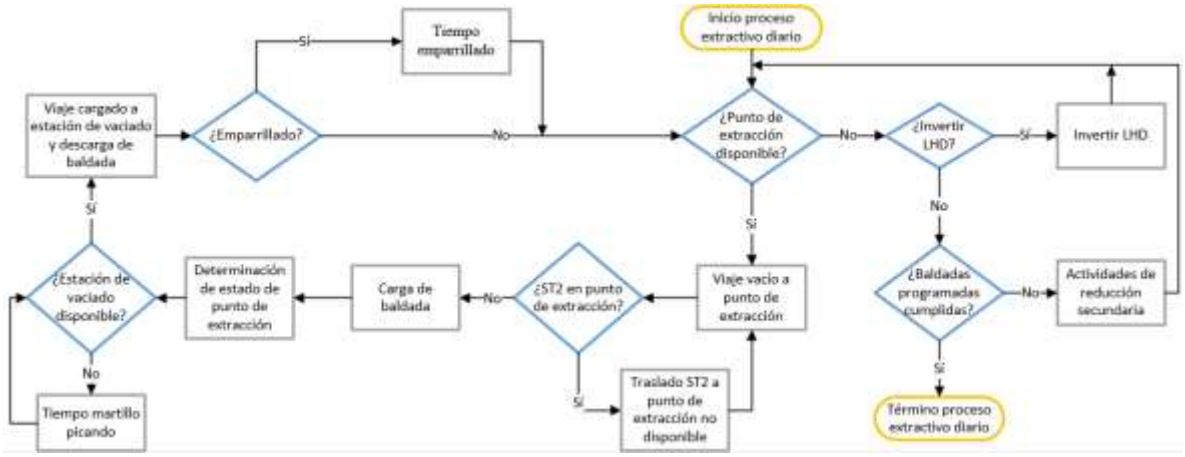


Figura 4.12: Diagrama de flujo del proceso extractivo para escenarios convencionales.

4.2 Modelo para estrategia propuesta

La incorporación del equipo Sizer modelo MMD 1300 extiende los pilares que albergan las estaciones de vaciado a lo largo de la calle de producción (generando un pilar de 24 m de largo), modificando las distancias de transporte de los LHD. El área de simulación para este caso se presenta en la **Figura 4.13**.

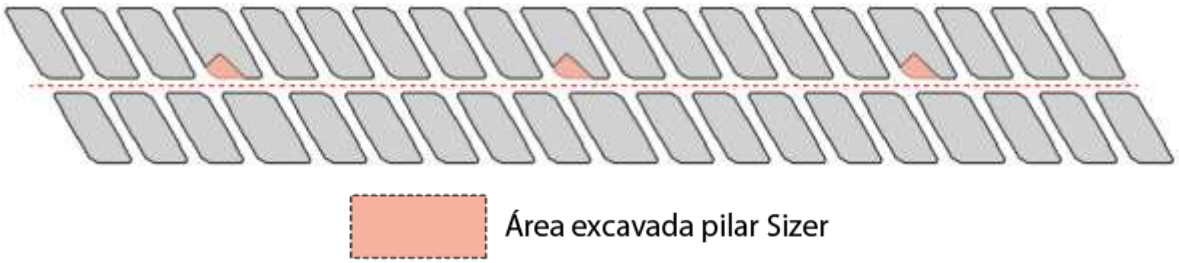


Figura 4.13: Módulo de simulación para estrategia propuesta.

4.2.1 Modificaciones

Eventos de interrupción de flujo

Dado que el equipo Sizer permite tamaños de alimentación de hasta 1.8 m. Los EIF posibles, considerando una estación de vaciado no convencional, se reducen a colgaduras y sobre tamaños tipo 1, los cuales mantienen los criterios expuestos en la **Tabla 4.1** y las probabilidades de ocurrencia presentadas en la **Tabla 4.2**. Del mismo modo, la posibilidad de alimentar al equipo Sizer tanto continua como intermitentemente y la capacidad de tratamiento expuesta en la **Tabla 3.2**, permiten determinar que el tiempo de trituración por cada baldada no resulta una potencial interferencia, ya que la tasa de alimentación no sobrepasa la capacidad de tratamiento.

Política de extracción

- La selección de la estación de vaciado sigue siendo la más cercana. Sin embargo, en el caso que haya una estación de vaciado con Sizer y otra convencional, los ST2 serán descargados en la estación Sizer a pesar de que se encuentre más lejos, como lo indica la **Figura 4.14**.

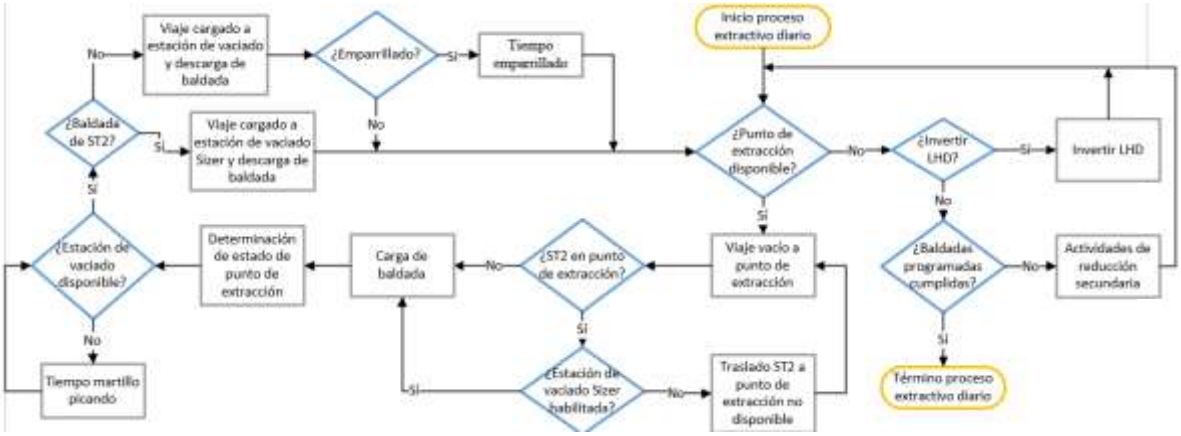


Figura 4.14: Diagrama de flujo del proceso extractivo de los escenarios que implementan la estrategia propuesta.

4.3 Escenarios por simular

Para determinar el efecto de cada decisión tomada para el diseño de la estrategia, se simulan los escenarios expuestos en la **Tabla 4.8**:

Tabla 4.8: Escenarios por simular con las condiciones anteriormente presentadas.

Escenario	Convencional / Sizer	Todos los OP con Sizer	Con colgaduras, ST1 y ST2	Sacar Sizer al liberar todos los PE	Con emparrillado
1	Convencional	No aplica	No	No aplica	No
2	Sizer	Sí	No	No	No
3	Sizer	Sí	Sí	No	No
4	Sizer	No	Sí	No	No
5	Sizer	No	Sí	Sí	No
6	Convencional	No aplica	Sí	No aplica	No
7	Sizer	No	Sí	No	Sí
8	Sizer	No	Sí	Sí	Sí
9	Convencional	No aplica	Sí	No aplica	Sí

- **Escenario 1:** Representa una operación ideal en la cual no ocurren EIF y, por lo tanto, es el máximo rendimiento alcanzable por el equipo LHD para las condiciones propuestas. Por ello, se utiliza como base de comparación para todos los demás.

- **Escenario 2:** Incorpora el aumento en el ancho de los pilares que albergan las estaciones de vaciado con equipos Sizer, permitiendo determinar su impacto.

- **Escenario 3:** Incorpora la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2, permitiendo identificar su impacto al utilizar equipos Sizer estacionarios en todas las estaciones de vaciado presentes en la calle de producción.
- **Escenario 4:** Incorpora la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2, permitiendo identificar su impacto al utilizar solo un equipo Sizer semi estacionario, el cual se traslada según la filosofía expuesta en el capítulo anterior (apartado 3.3.2), con la diferencia de que en la última posición se mantiene hasta que acabe la vida útil de la calle de producción.

- **Escenario 5:** Incorpora la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2, permitiendo identificar su impacto al utilizar solo un equipo Sizer semi estacionario, el cual se traslada según la filosofía expuesta en el capítulo anterior (apartado 3.3.2).

- **Escenario 6:** Incorpora la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2, permitiendo determinar su impacto al utilizar solo estaciones de vaciado convencionales.

- **Escenario 7:** Similar al escenario 4, agregándole el emparrillado de las estaciones de vaciado.

- **Escenario 8:** Similar al escenario 5, sumándole el emparrillado de las estaciones de vaciado. Este corresponde a la aplicación de la estrategia propuesta en el presente trabajo de título, incorporando todos los EIF que ocurren en una operación de hundimiento por paneles con descarga al interior del polígono. Por ello, se define como *"propuesta Sizer"*.

- **Escenario 9:** Similar al escenario 6, agregándole el emparrillado de las estaciones de vaciado. Este representa la operación de hundimiento por paneles actual al incorporar todos los EIF y utilizar todas sus estaciones de vaciado convencionales. Por lo anterior, se denomina como *"convencional base"*.

Del mismo modo, se modifican los escenarios convencional base y propuesta Sizer dando paso a los siguientes escenarios:

- **Convencional Base_CT:** Aplaza la incorporación de las estaciones de vaciado para el escenario convencional base. En este sentido, en lugar de incorporar una nueva estación de vaciado a 70 m desde el frente de hundimiento, lo hará a los 30 m.

- **Convencional Base_EIF:** Modifica la ocurrencia de EIF respecto al escenario convencional base siguiendo las probabilidades de la **Figura 4.15**.

- **Convencional Base_EIF_CT:** Combina ambas modificaciones anteriores, es decir, aplaza la incorporación de las estaciones de vaciado y altera la probabilidad de ocurrencia de los EIF del escenario convencional base.

- **Propuesta Sizer_CT:** Aplaza la incorporación de las estaciones de vaciado para el escenario propuesta Sizer. En este sentido, en lugar de incorporar una nueva estación de vaciado a 72 m desde el frente de hundimiento, lo hará a los 32 m.

- **Propuesta Sizer_EIF:** Modifica la ocurrencia de EIF respecto al escenario propuesta Sizer siguiendo las probabilidades de la **Figura 4.15**.

- **Propuesta Sizer_EIF_CT:** Combina ambas modificaciones anteriores, es decir, aplaza la incorporación de las estaciones de vaciado y altera la probabilidad de ocurrencia de los EIF del escenario propuesta Sizer.

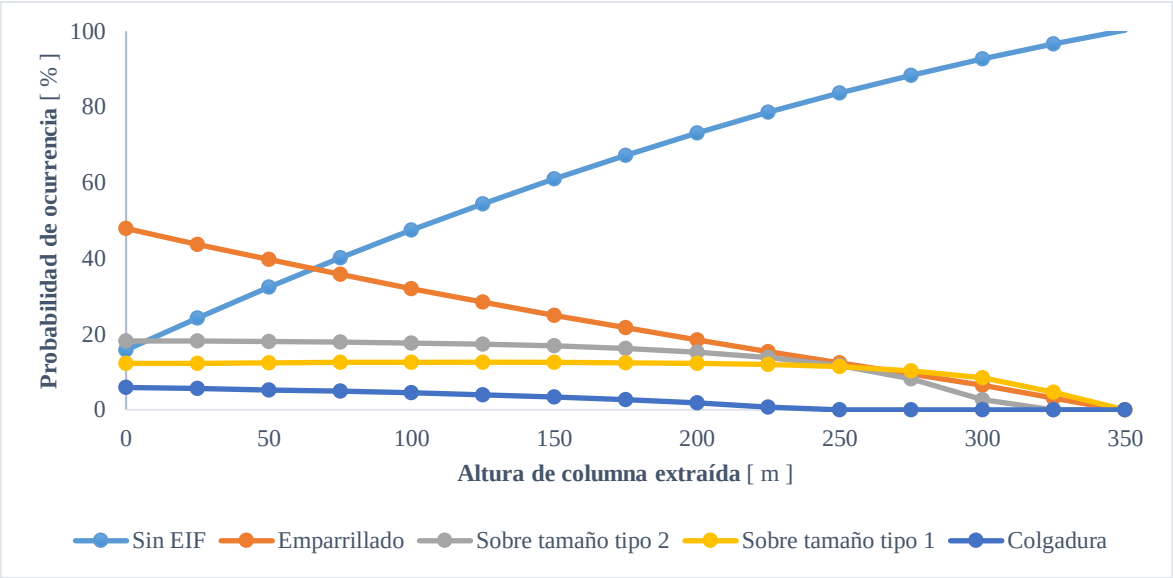


Figura 4.15: Modificación de la probabilidad de ocurrencia para los escenarios convencional base y propuesta Sizer, la cual posee una mayor ocurrencia de emparrillado y una menor de colgaduras y ST1.

5 Resultados experimentales y análisis

En primera instancia, se muestran los resultados generales y su comparación entre los escenarios propuestos, donde se muestran indicadores de disponibilidad y descarga en estaciones de vaciado, tiempos, distancias, productividad y utilización del equipo Sizer. Luego, se comparan los resultados obtenidos para los escenarios convencional base y propuesta Sizer.

5.1 Resultados generales

Los resultados que se presentan a continuación son obtenidos a partir de la aproximación del promedio de 50 réplicas simuladas para cada escenario evaluado.

5.1.1 Disponibilidad y descarga en estaciones de vaciado

La Preferencia da cuenta de la distancia a la cual se encuentra cada estación de vaciado respecto al punto de extracción desde el cual se extrajo una baldada. En este sentido, la estación de vaciado más cercana al punto de extracción en el cual se extrajo la baldada se denomina preferencia 1 o planificada, la segunda estación de vaciado más cercana, preferencia 2 y, por último, la tercera estación de vaciado más cercana se denomina preferencia 3. Por tanto, el caso ideal es que se descargue el 100% de las baldadas en la estación de vaciado Preferencia 1 para cada uno de los puntos de extracción, de otro modo, aumentaría la distancia esperada y haría el proceso de extracción menos eficiente. Del mismo modo, la disponibilidad de las estaciones de vaciado es calculada a partir de las ecuaciones desplegadas en Anexos.

En general, la disponibilidad de la estación de vaciado más cercana se encuentra fuertemente correlacionada con el porcentaje de baldadas que se descargan en ella. En este

sentido, el 100% de las baldadas son descargadas en la estación de vaciado más cercana solo al mantener todas las estaciones de vaciado con equipos Sizer (escenarios 2 y 3) o al no existir la ocurrencia de emparrillado en estaciones de vaciado convencionales (escenarios 1 y 6). Este porcentaje disminuye al 97% por la presencia de solo un Sizer semi estacionario y la ocurrencia de ST2 (escenarios 4 y 5). Sin embargo, al incorporar eventos de emparrillado se observa una disminución más significativa que la anterior, la cual se acrecienta a medida que existe una mayor utilización de estaciones de vaciado convencionales (escenarios 7, 8 y 9) como lo muestra la **Figura 5.1**.

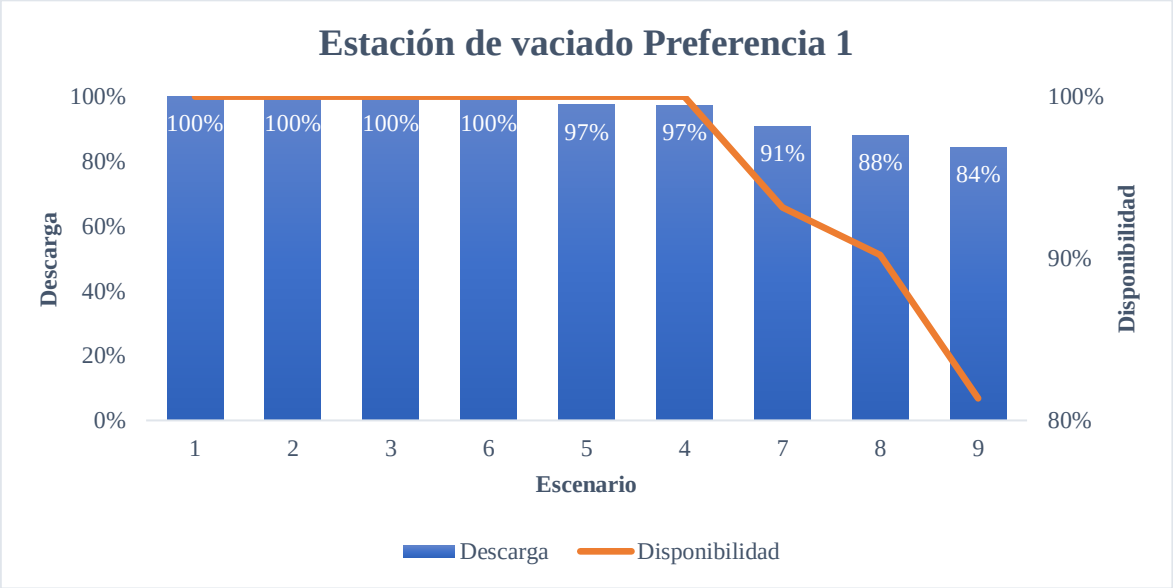


Figura 5.1: Tanto la disponibilidad como la descarga en la estación de vaciado más cercana decaen al utilizar estaciones de vaciado convencionales un mayor tiempo.

La mayor parte de las baldadas que no fueron descargadas en las estaciones de vaciado planificadas lo hacen en la segunda más cercana, cuya disponibilidad sobrepasa el 90%. La razón de la descarga, en escenarios donde se incorporan equipos Sizer, corresponde principalmente por ocurrencia de emparrillado en estaciones convencionales (escenarios 7 y 8), más que por descarga de ST2 (escenarios 4 y 5) como se manifiesta en la **Figura 5.2**.

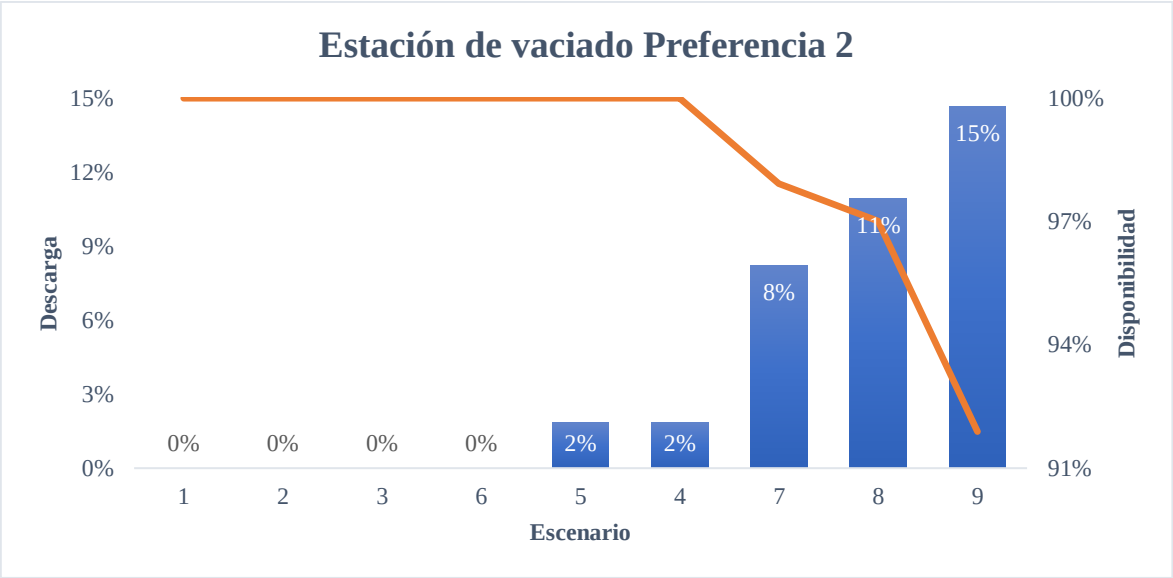


Figura 5.2: Para los escenarios 4 y 5 la descarga refleja el porcentaje de ST2 descargado en el módulo Sizer. Para los escenarios 7, 8 y 9 se debe principalmente a la ocurrencia de emparrillado.

La descarga en la tercera estación de vaciado más cercana si bien es mínima, se encuentra altamente influenciada por la descarga de ST2 en los equipos Sizer (escenarios 4, 5, 7 y 8). Del mismo modo, la disponibilidad obtenida supera el 98% para cualquiera de los escenarios (**Figura 5.3**).

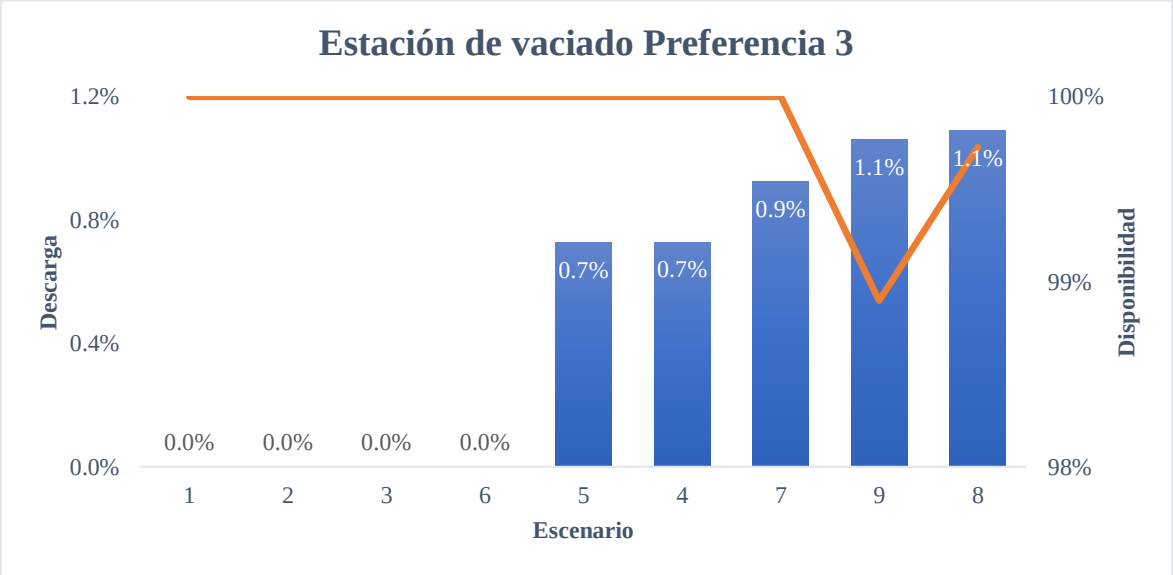


Figura 5.3: La descarga en la tercera estación más cercana se debe principalmente a la descarga de ST2 en el módulo Sizer, excepto para el escenario 9.

5.1.2 Distancias

Como se esperaba, a mayor disponibilidad de las estaciones de vaciado cercanas, menor es la distancia recorrida. Más aún, se observa que el emparrillado de las estaciones de vaciado convencionales tiene un mayor efecto en este indicador que la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2 (**Figura 5.4**). Del mismo modo, la relocalización de ST2 del escenario 6 tiene un impacto mayor que aumentar el ancho de los pilares que albergan las estaciones de vaciado (escenario 3), pero inferior a utilizar un Sizer semi estacionario (escenarios 4 y 5).

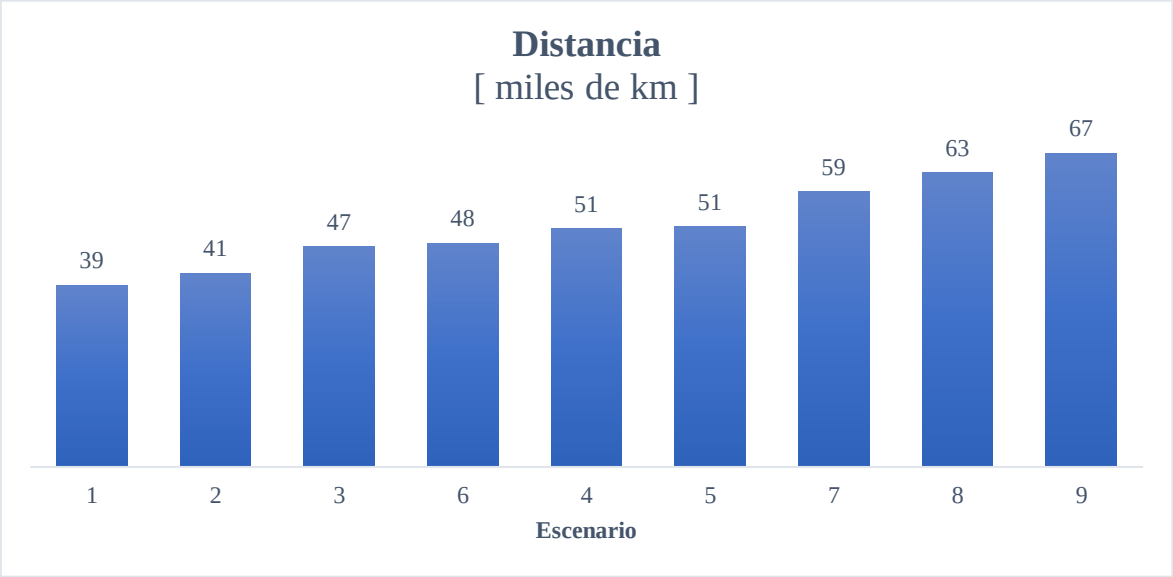


Figura 5.4: La incorporación de la ocurrencia de emparrillado aumenta en mayor medida la distancia recorrida que la presencia de colgaduras, ST1 y ST2.

La distancia recorrida por baldada mantiene la misma tendencia que la **Figura 5.4**. De igual modo, se observa que el escenario 9, en cada baldada, recorre una zanja más respecto al escenario 1 (**Figura 5.5**). De este efecto, un 32% se debe a colgaduras, ST1 y ST2, mientras que el restante 68% corresponde al emparrillado de estaciones de vaciado.



Figura 5.5: La incorporación de la ocurrencia de emparrillado aumenta de manera significativa y progresiva las distancias recorridas.

5.1.3 Tiempos

La vida útil de la calle de producción se encuentra influenciada por la restricción de la velocidad de extracción planificada (escenarios 1 y 2). No obstante, aumenta considerablemente para los demás escenarios al incluir la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2. En este sentido, incorporar equipos Sizer (escenarios 3, 4, 5, 7 y 8) presenta un menor impacto respecto a los que poseen solo estaciones de vaciado convencionales (escenarios 6 y 9), como se observa en la **Figura 5.6**.

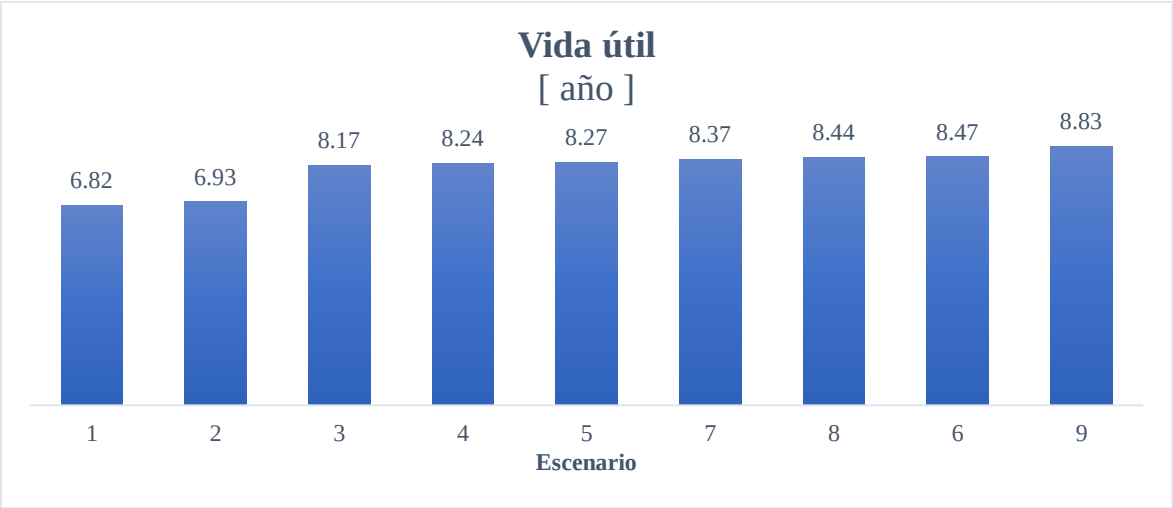


Figura 5.6: La vida útil de la calle de producción está claramente influenciada por la ocurrencia de colgaduras y ST1 y, por tanto, por el tiempo utilizado en actividades de reducción secundaria.

El tiempo utilizado incorpora el tiempo de ciclo, inversión de equipo, traslado ST2 y martillo picando. Respecto a este indicador, la diferencia observada entre los escenarios 1 y 2 es similar a los escenarios 6 y 8. A partir de ello, la mitigación del equipo Sizer en los ST2 y emparrillado permite obtener una diferencia similar a la de aumentar el ancho de los pilares donde se encuentran las estaciones de vaciado (**Figura 5.7**).



Figura 5.7: El escenario convencional base muestra un significativo aumento en el tiempo utilizado debido al tiempo de emparrillado y traslado ST2.

El tiempo de ciclo, calculado a partir del tiempo utilizado, muestra una tendencia similar a los gráficos anteriores, donde se destacan claramente los casos ideales tanto para estaciones de vaciado convencionales como con equipo Sizer (escenarios 1 y 2). Del mismo modo, se advierte un aumento marginal y progresivo (escenarios 3, 4, 5, 7, 6 y 8), donde la incorporación de la ocurrencia de emparrillado en estaciones de vaciado convencionales (escenario 9) termina por incrementar de manera más significativa este indicador (**Figura 5.8**).

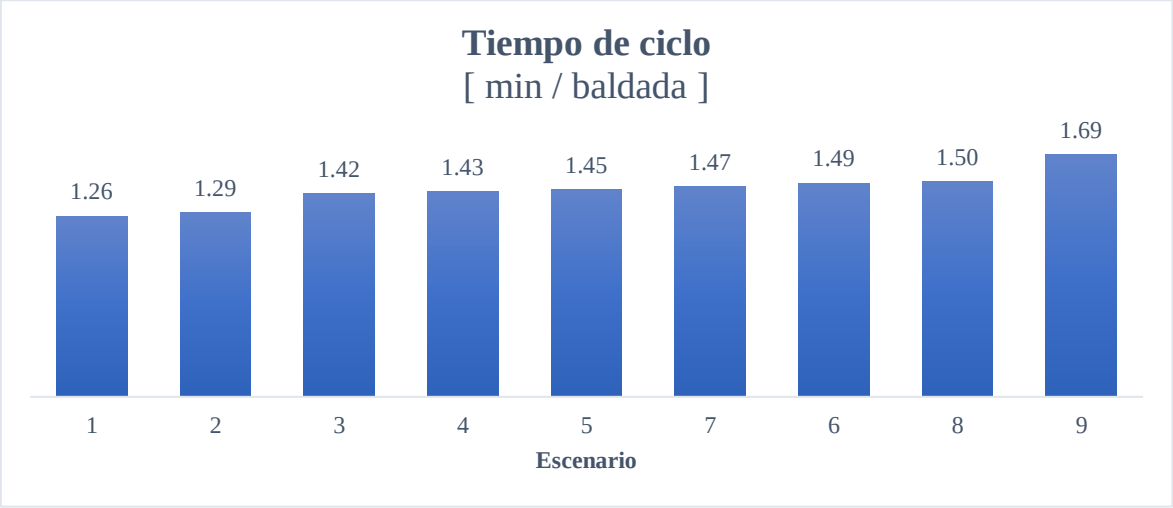


Figura 5.8: El escenario propuesta Sizer muestra un tiempo de ciclo muy similar al de una operación con estaciones de vaciado convencionales sin ocurrencia de emparrillado.

5.1.4 Productividad

La productividad, calculada a partir del tiempo utilizado, se observa altamente impactada por la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2, mientras que el emparrillado lo hace en menor medida (**Figura 5.9**).

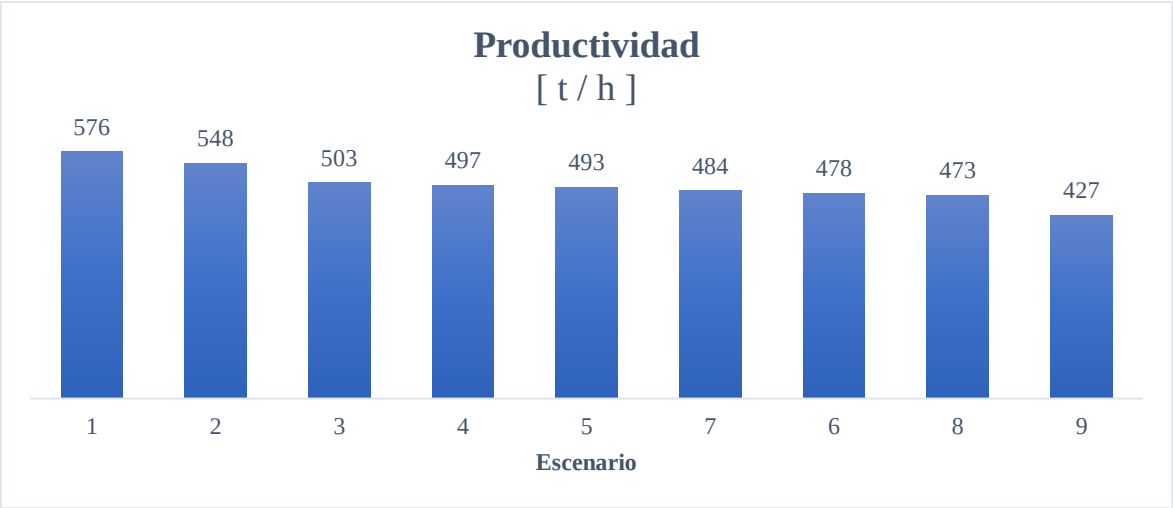


Figura 5.9: La productividad se observa limitada principalmente por la no disponibilidad de los puntos de extracción más que por las estaciones de vaciado.

La velocidad de extracción en régimen, calculada a partir del tiempo entre la liberación y el agotamiento de cada uno de los puntos de extracción, se observa fuertemente limitada por la presencia de colgaduras, ST1 y ST2, teniendo el emparrillado un efecto marginal (**Figura 5.10**).

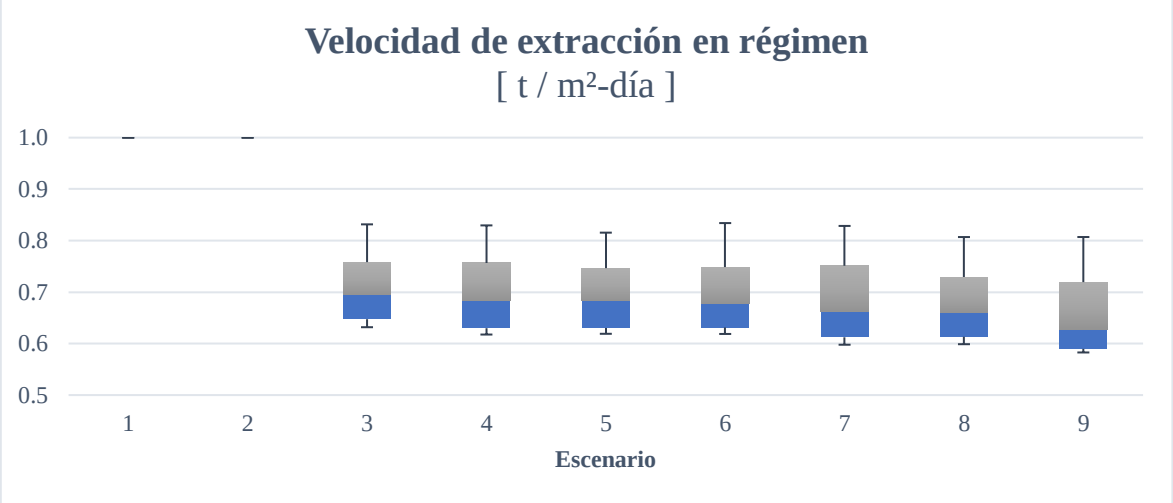


Figura 5.10: Las velocidades de extracción alcanzadas se encuentran fuertemente limitadas por la ocurrencia de colgaduras y ST1 al generar un proceso extractivo más intermitente.

5.1.5 Utilización Sizer

La utilización del equipo Sizer es calculada a partir del tiempo de trituración y el tiempo utilizado, cuyo resultado da cuenta de la fracción usada respecto a su capacidad nominal. En este sentido, para los escenarios que incluyen solo un Sizer semi estacionario, se observa una mayor utilización promedio donde se mantiene el equipo durante toda la vida útil de la calle de producción y existe la ocurrencia de emparrillado (**Figura 5.11**).

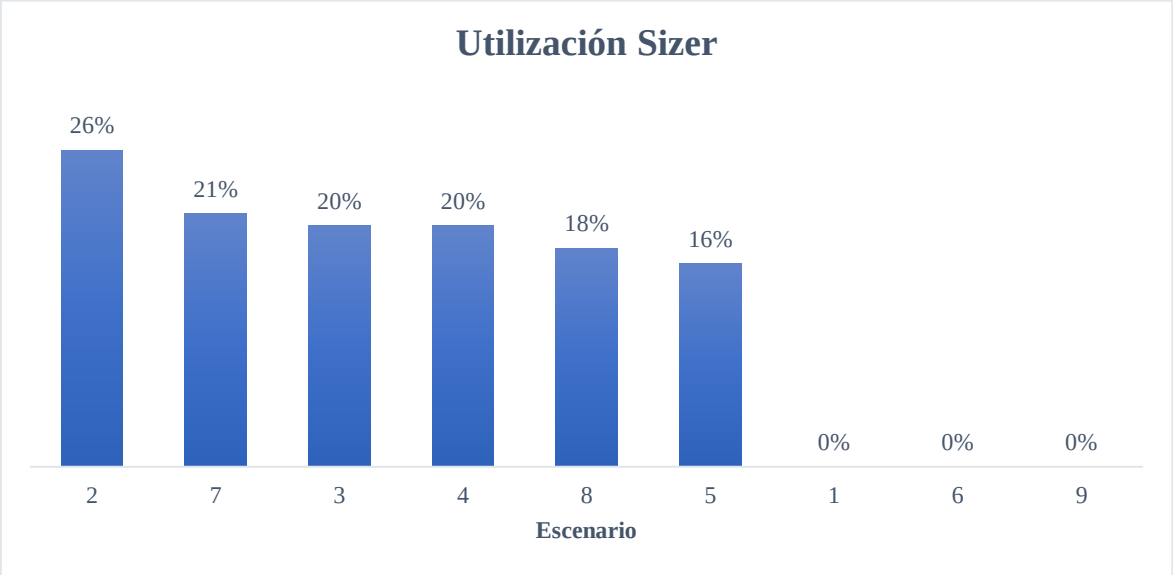


Figura 5.11: La utilización del Sizer es mayor para los escenarios donde se mantiene hasta el término de la vida útil de la calle de producción y hay ocurrencia de emparrillado.

5.2 Convencional base y propuesta Sizer

5.2.1 Tiempo no productivo

El tiempo no productivo da cuenta del tiempo empleado en invertir el equipo, trasladar ST2 hacia otros puntos de extracción que no se encuentren disponibles y a la demora del martillo picando para habilitar nuevamente las estaciones de vaciado convencionales. En

esta línea, los resultados obtenidos muestran que la utilización de la propuesta presentada en este trabajo de título mitiga, prácticamente en su totalidad, la demora de martillo picando y en un 90% el tiempo empleado para trasladar ST2 (**Figura 5.12**).

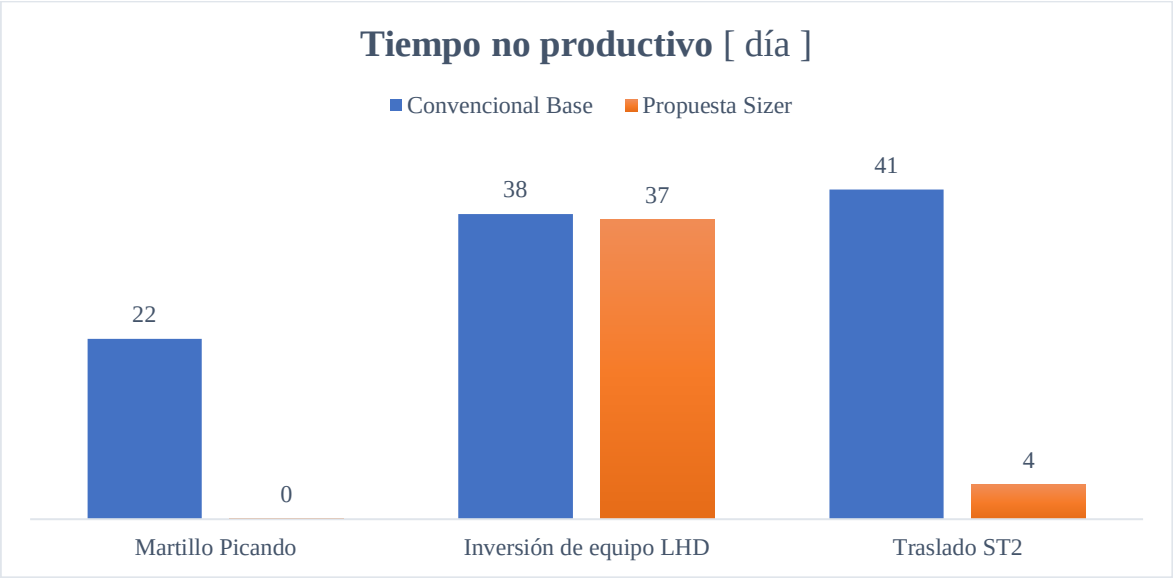


Figura 5.12: Drástica reducción del tiempo no productivo por martillo picando y traslado ST2 al llevar a cabo la estrategia propuesta.

5.2.2 Disponibilidad estaciones de vaciado

La disponibilidad para la estación de vaciado más cercana en el escenario convencional base es prácticamente constante durante gran parte de su vida útil, alcanzando un valor cercano al 80%. Por otro lado, para el escenario propuesta Sizer, se aprecia claramente el aumento de la disponibilidad de manera progresiva a medida que aumentan las alturas de columna de los puntos de extracción aledaños y, también, el avance del frente de explotación (**Figura 5.13**).

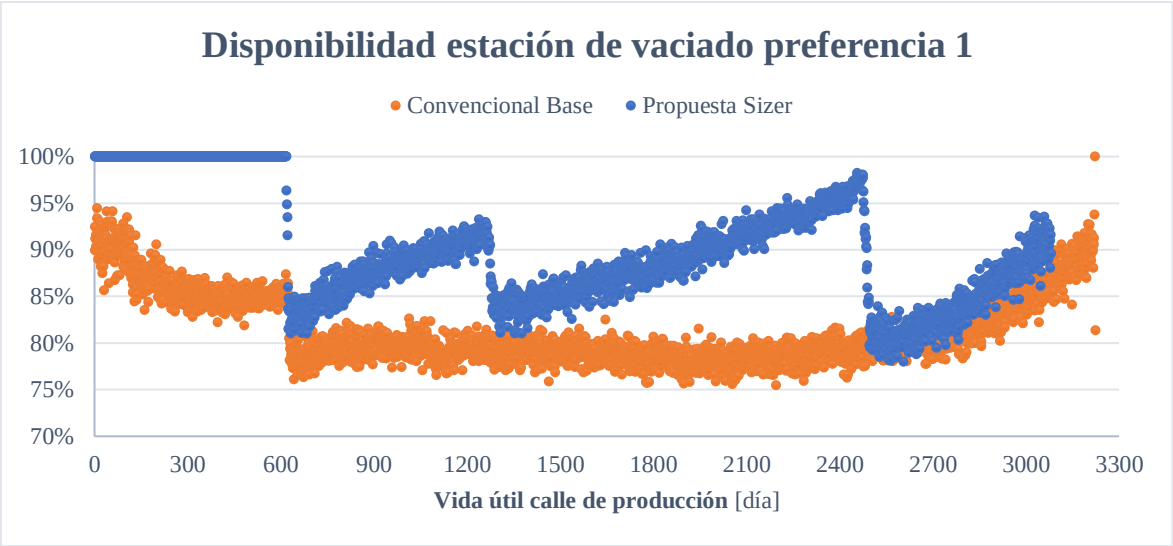


Figura 5.13: Implementar la estrategia propuesta aumenta progresivamente la disponibilidad de la estación de vaciado más cercana.

La disponibilidad de la estación de vaciado preferencia 2 mantiene un comportamiento similar a la de preferencia 1, manifestándose el efecto del equipo Sizer en el aumento progresivo de la disponibilidad (**Figura 5.14**).

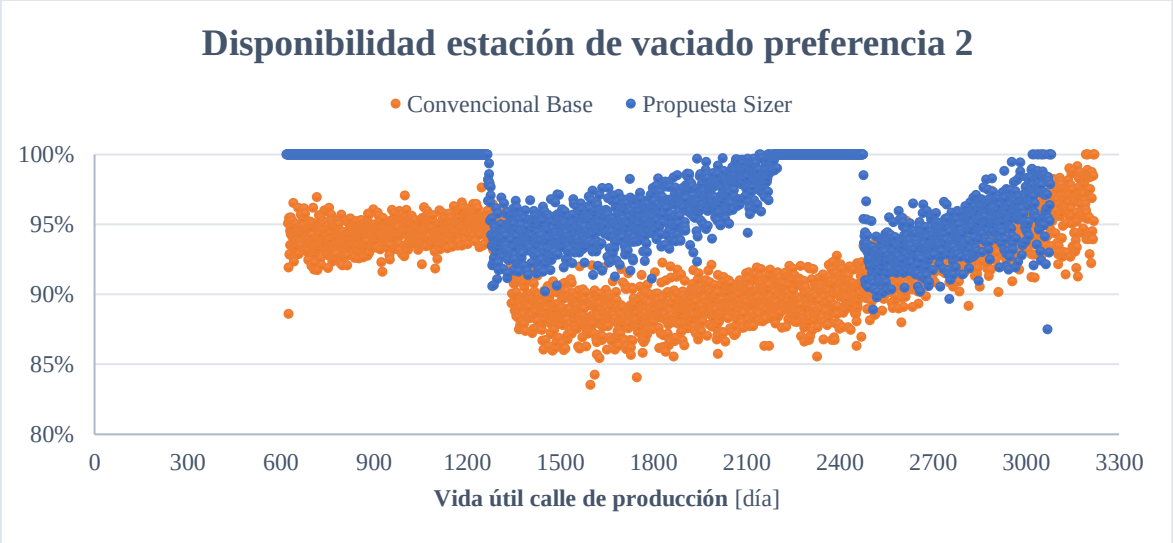


Figura 5.14: Implementar la estrategia propuesta permite alcanzar la disponibilidad del 100% para la segunda estación de vaciado más cercana.

En general, para ambos casos, la disponibilidad de la estación de vaciado preferencia 3 se concentra principalmente en el rango 95% - 100%, teniendo una mayor dispersión hacia el final de la vida útil (**Figura 5.15**).

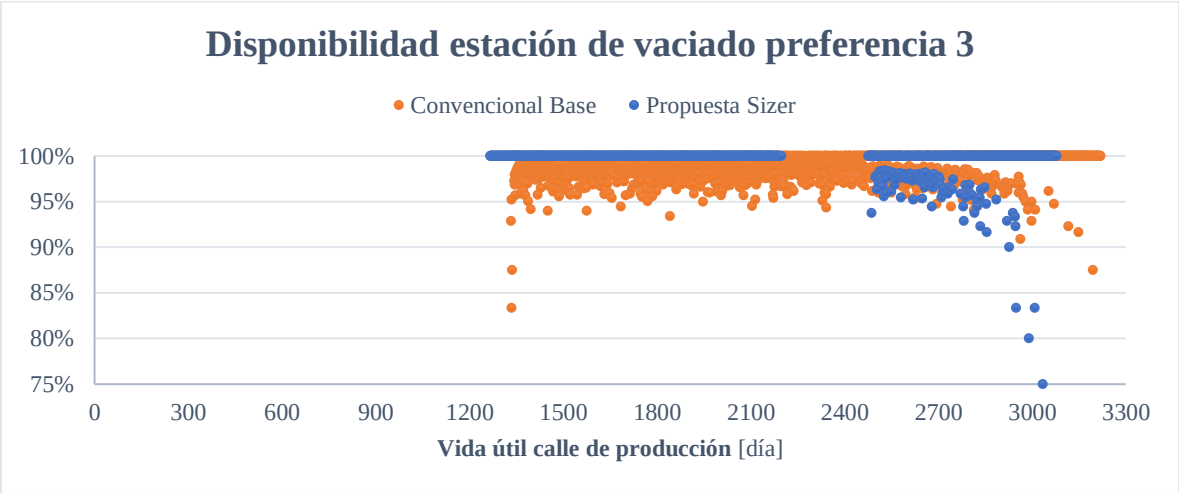


Figura 5.15: La presencia de una estación de vaciado con un equipo Sizer permite asegurar la disponibilidad del 100% para la estación de vaciado más lejana.

5.2.3 Descarga en estaciones de vaciado

El escenario convencional base muestra niveles constantes de descarga en las distintas estaciones de vaciado debido a la compensación entre el aumento de la altura de columna extraída y la incorporación de nuevos puntos de extracción a la explotación, los cuales disminuyen y aumentan la ocurrencia de emparrillado, respectivamente. Del mismo modo, en la porción final de la vida útil de la calle de producción, donde ya no se incorporan nuevos puntos de extracción, se observa el aumento en la descarga en la estación de vaciado planificada debido al cambio hacia una fragmentación más fina y, por ende, una menor ocurrencia de emparrillado (**Figura 5.16**).

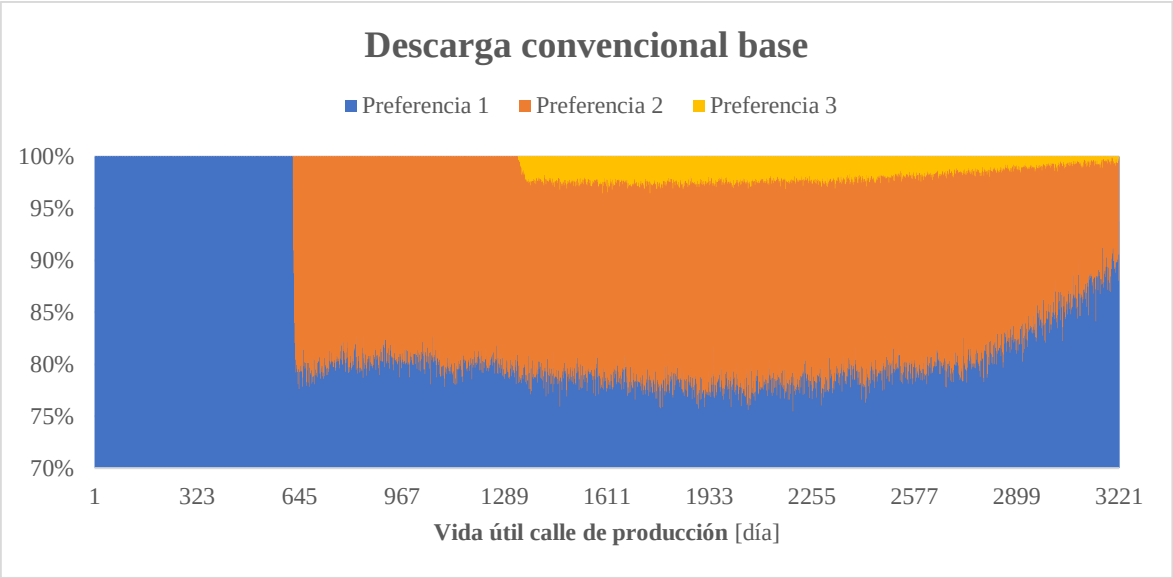


Figura 5.16: Porcentajes de descarga constantes durante gran parte de la vida útil de la calle de producción para las distintas preferencias de las estaciones de vaciado.

La incorporación de un equipo Sizer semi estacionario permite el aumento progresivo de la descarga de baldadas en las estaciones de vaciado planificadas. Esto, debido al aumento de las velocidades de extracción al interior de su área de influencia y por el avance del frente de explotación a lo largo de la calle, acercándose hacia el módulo Sizer. Además, el aumento de las alturas de columna extraída de los puntos de extracción más alejados disminuye la ocurrencia de ST2 y, con ello, el requerimiento de descarga en el equipo Sizer, cuya estación puede no ser la más cercana (**Figura 5.17**).

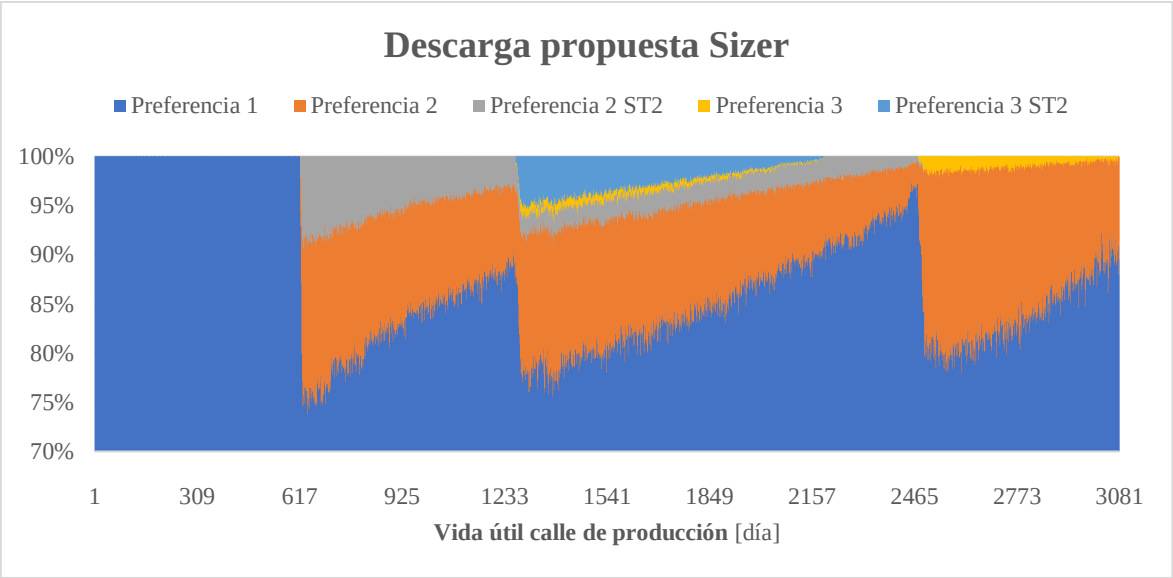
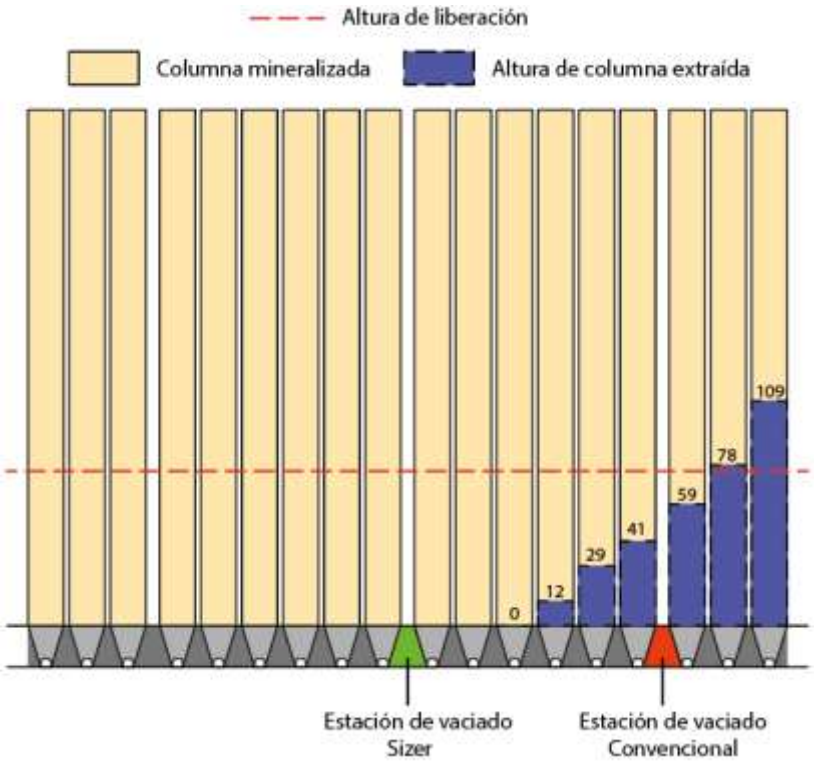


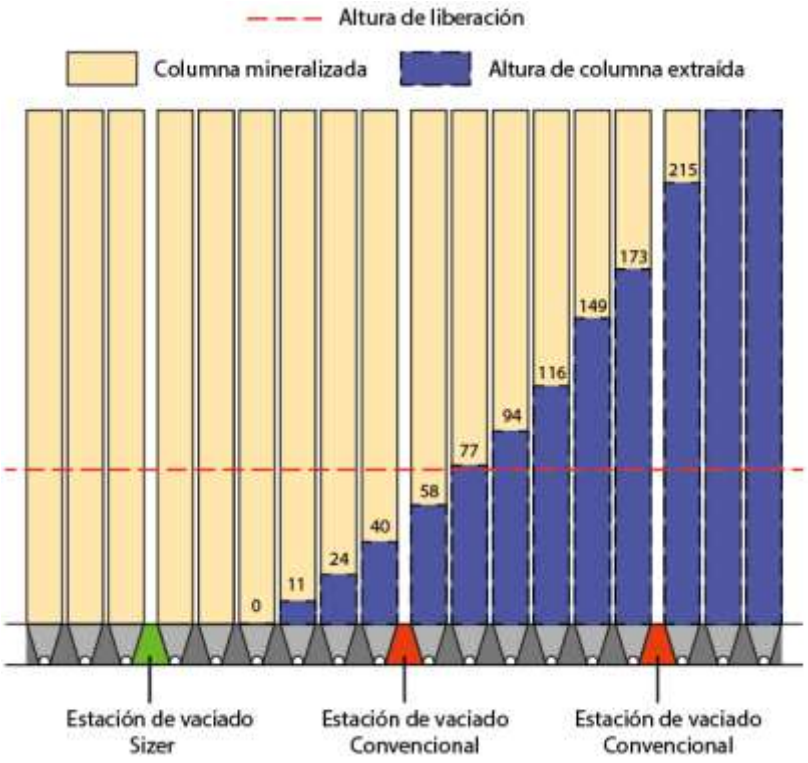
Figura 5.17: Aumento progresivo de las descargas en las estaciones de vaciado más cercanas.

5.2.4 Criterio traslado Sizer

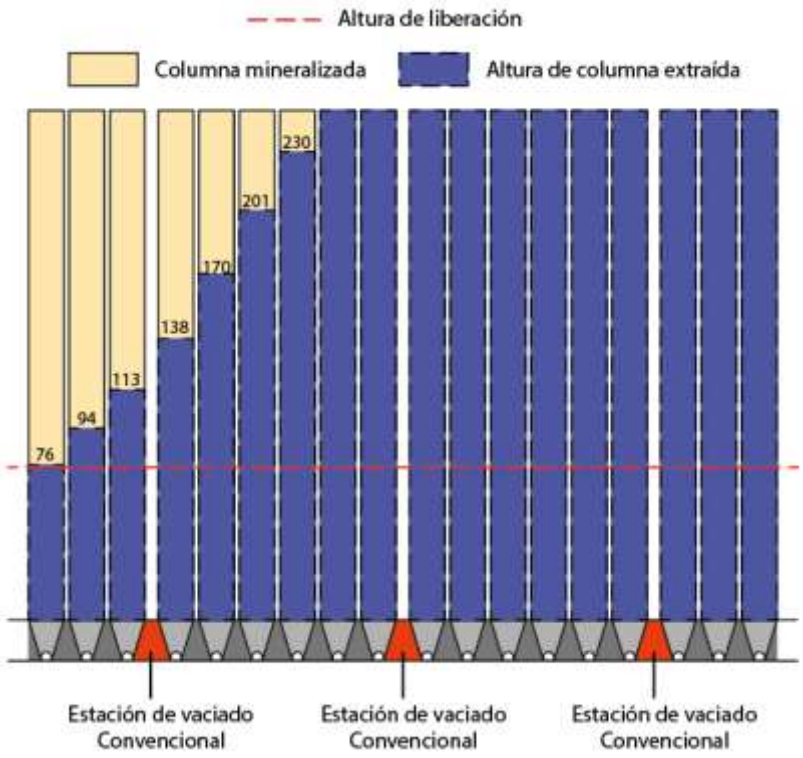
El traslado del equipo Sizer hacia una nueva estación de vaciado, previo al paso de la zona de concentración de esfuerzos para un hundimiento convencional, dispone una menor cantidad de baldadas planificadas a ser descargadas en el módulo Sizer debido a que se encuentra a una mayor distancia (**Figura 5.18**). No obstante, aumenta a medida que avanza el frente de hundimiento y la extracción de las columnas mineralizadas. Por tanto, el traslado del Sizer y la habilitación de una estación de vaciado convencional explica la caída en la disponibilidad y descarga en la estación de vaciado planificada debido a que un mayor porcentaje de las baldadas programadas se encuentran planificadas para la descarga en la estación de vaciado convencional, cuya disponibilidad es menor a una con Sizer.



(a) Primera modificación



(b) Segunda modificación



(c) Tercera modificación

Figura 5.18: Alturas de columna extraída al momento de realizar cada modificación.

5.3 Modificación ocurrencia de EIF y criterio traslado Sizer

5.3.1 Tiempo no productivo

La demora martillo picando para el escenario convencional aumenta considerablemente al aumentar la frecuencia de emparrillado. Sin embargo, a medida que se habilitan nuevas estaciones de vaciado, el tiempo de martillo picando se reduce de manera notable, siendo despreciable cuando existen 3 estaciones de vaciado habilitadas sin importar la frecuencia de emparrillado. Del mismo modo, el aumento en la cantidad de baldadas programadas y el avance del frente de explotación hacia las estaciones de vaciado genera un tiempo de ciclo más competitivo que, en muchas ocasiones, es menor al tiempo de reducción de colpas en la parrilla de la estación de vaciado, lo cual produce un aumento progresivo de la demora

hasta que es incorporada una segunda estación de vaciado, la cual mitiga este efecto. Por lo anterior, para el escenario convencional no se vuelve conveniente aplazar la incorporación de una nueva estación de vaciado (**Figura 5.19**).

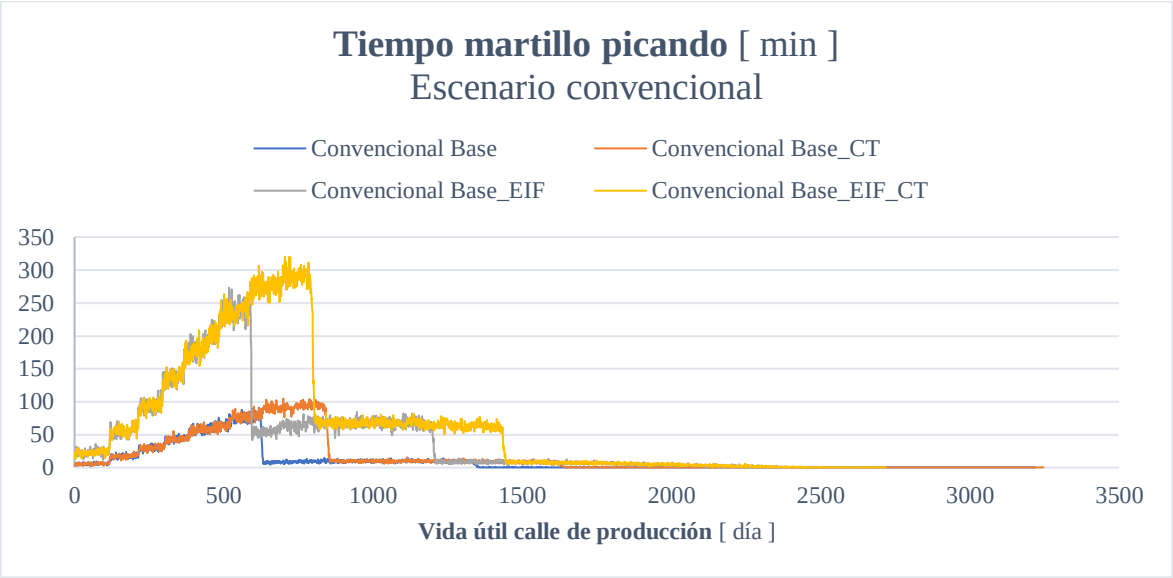


Figura 5.19: La demora por martillo picando tiene un mayor impacto a medida que existe un menor número de estaciones de vaciado convencionales habilitadas.

Al incluir un equipo Sizer en una estación de vaciado se reduce, prácticamente en su totalidad, el tiempo por martillo picando. En este sentido, al liberar todos los puntos de extracción y luego remover el Sizer es cuando comienza a manifestarse esta demora con un efecto marginal, debido a que ocurre al final de la vida útil de la calle de producción donde las alturas de columna extraída son lo suficientemente altas como para tener una baja probabilidad de ocurrencia de emparrillado sumado a que se encuentran 3 estaciones de vaciado habilitadas, por lo que el tiempo de ciclo, generalmente, es mayor al tiempo en reducir la colpa (**Figura 5.20**).

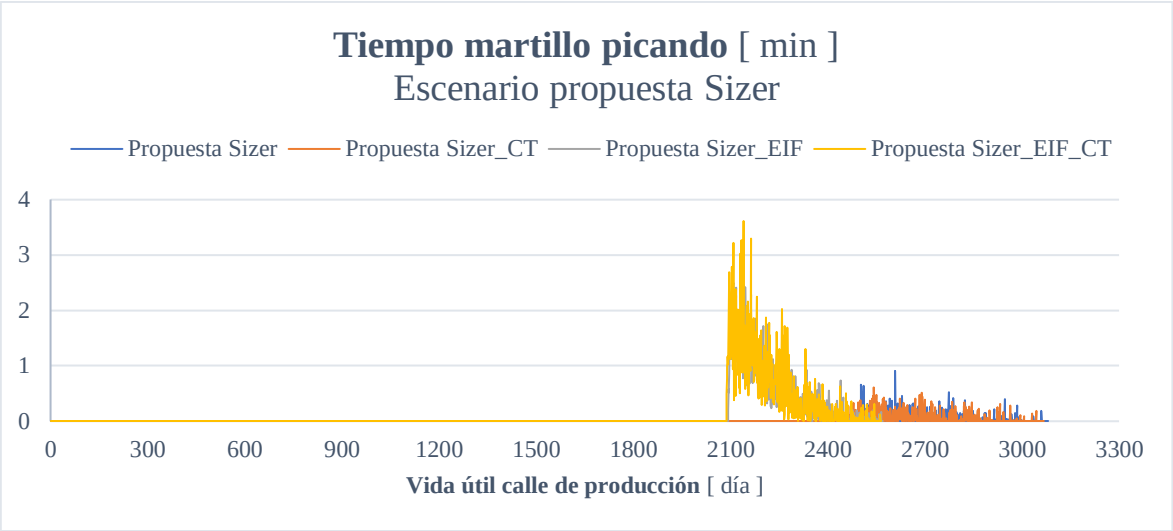


Figura 5.20: La demora por martillo picando solo se hace notar, de manera marginal, cuando se remueve el equipo Sizer para un escenario donde se implemente la estrategia propuesta.

En cuanto al tiempo de traslado de ST2 para el escenario convencional, se observa una dependencia directa con la productividad. De esta manera, una mayor cantidad de baldadas extraídas se manifiesta en una mayor cantidad de ocurrencia de ST2 que deben ser trasladados hacia algún punto de extracción que no se encuentre disponible (**Figura 5.21**).

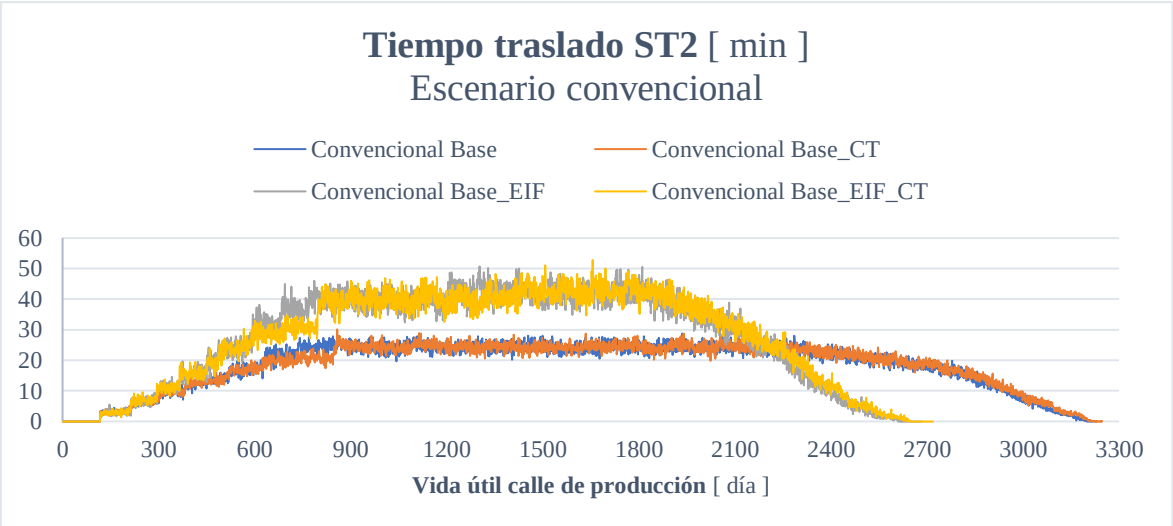


Figura 5.21: La demora por traslado ST2 está influenciado principalmente por la cantidad de baldadas programadas a diario en un escenario convencional.

Al igual que la demora por martillo picando, el tiempo por traslado de ST2 en un escenario propuesta Sizer se manifiesta solo al final de la vida útil de la calle de producción, por lo que también es capaz de reducir de manera significativa su impacto (**Figura 5.22**). Más aún, al poseer un equipo Sizer bajo las condiciones presentadas en este trabajo, es posible disminuir la cantidad de actividades de reducción secundaria al poder descargar los ST2 en estos equipos, rebajando costos y tiempos asociados a su reducción con explosivos.



Figura 5.22: La demora por traslado ST2 se presenta de manera marginal al sacar el equipo Sizer de la calle de producción y es indiferente para el criterio de traslado.

En general, los escenarios convencionales muestran un impacto significativo en el tiempo martillo picando, siendo mayor para un aumento en la frecuencia de emparrillado en lugar de aplazar la incorporación de una nueva estación de vaciado. Por otro lado, los tiempos de inversión de equipo LHD y traslado ST2 muestran una dependencia con la probabilidad de ocurrencia de colgaduras y ST1 como de ST2, respectivamente (**Figura 5.23**).

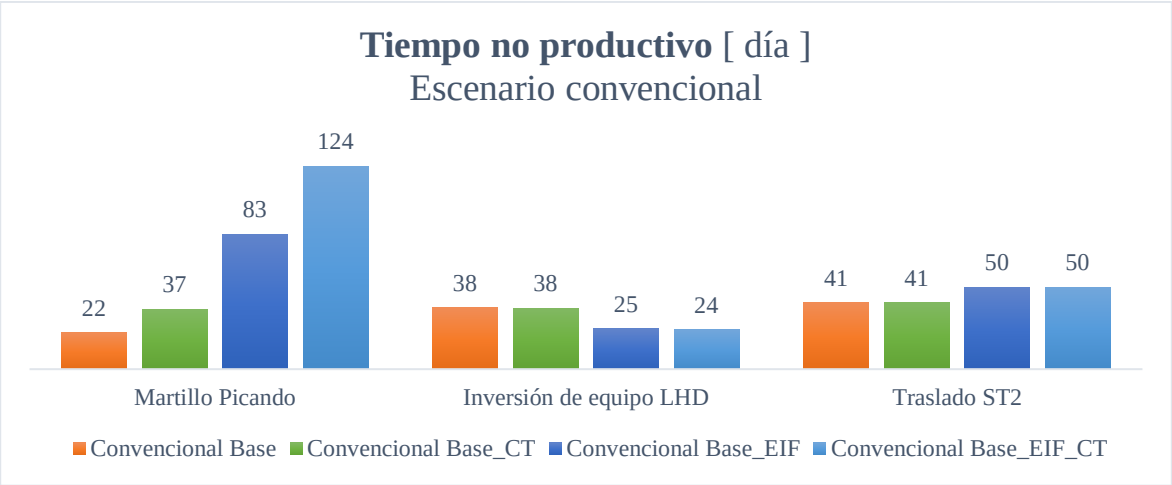


Figura 5.23: El tiempo por martillo picando tiene una mayor sensibilidad tanto al aumento de ocurrencia de emparrillado como al cambio del criterio en la habilitación de una nueva estación de vaciado.

La mitigación tanto del tiempo martillo picando como de traslado ST2 es prácticamente total en cada uno de los escenarios propuestos, siendo el tiempo de inversión de equipo LHD similar a los escenarios convencionales debido a que se encuentra condicionado con la ocurrencia de ST1 y colgaduras, cuyas interferencias el equipo Sizer no impacta (**Figura 5.24**).

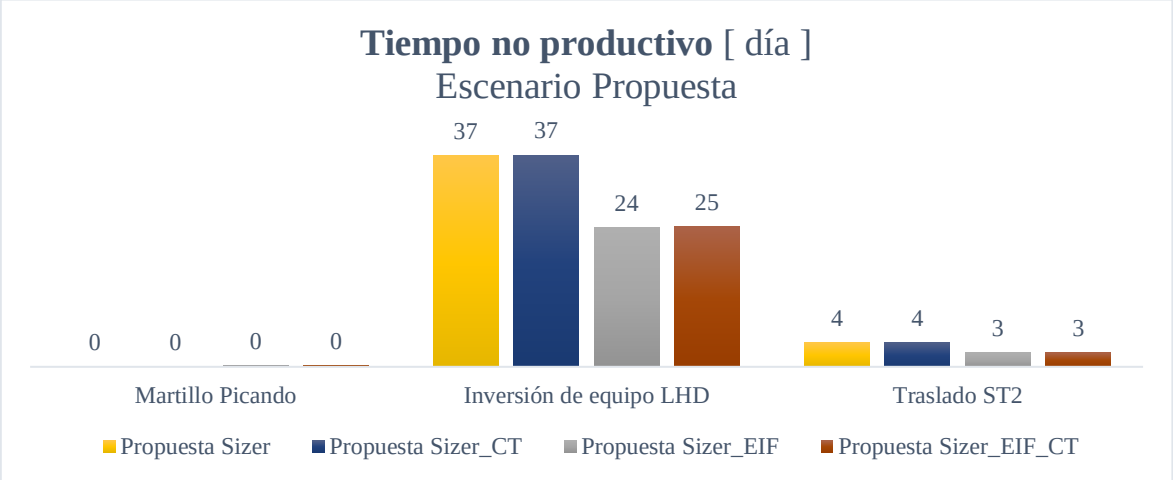


Figura 5.24: Implementar la estrategia propuesta permite reducir prácticamente la totalidad de la demora por martillo picando y en una menor medida el traslado de ST2.

5.3.2 Disponibilidad estaciones de vaciado

Para el escenario convencional, la disponibilidad de la estación de vaciado más cercana disminuye de manera significativa (20% - 30 %) debido al aumento en la tasa de ocurrencia de emparrillado. A su vez, disminuir la distancia a la cual se incorporan nuevas estaciones de vaciado tiene un menor impacto en el aumento de la disponibilidad, siendo solo apreciable al incorporar la segunda. Por otro lado, la disminución de ocurrencia de colgaduras y ST1 resultó en una menor vida útil de la calle de producción (**Figura 5.25**).

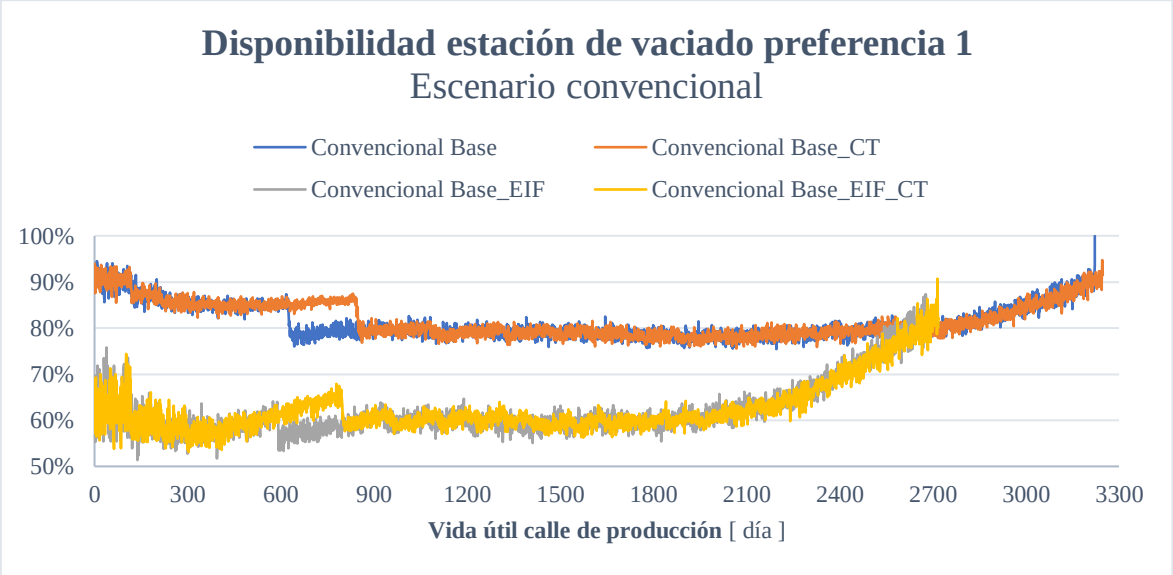


Figura 5.25: La disponibilidad de la estación de vaciado más cercana disminuye considerablemente al aumentar la frecuencia de emparrillado para un escenario convencional.

Para la propuesta, la disponibilidad decrece cerca de un 20%, aumentando progresivamente. Del mismo modo, el retraso en el traslado del equipo Sizer mitiga en parte la caída, siendo su efecto en la disponibilidad más notorio. En cuanto a la vida útil de la calle de producción, esta decreció debido a la menor ocurrencia de colgaduras y ST1 (**Figura 5.26**).

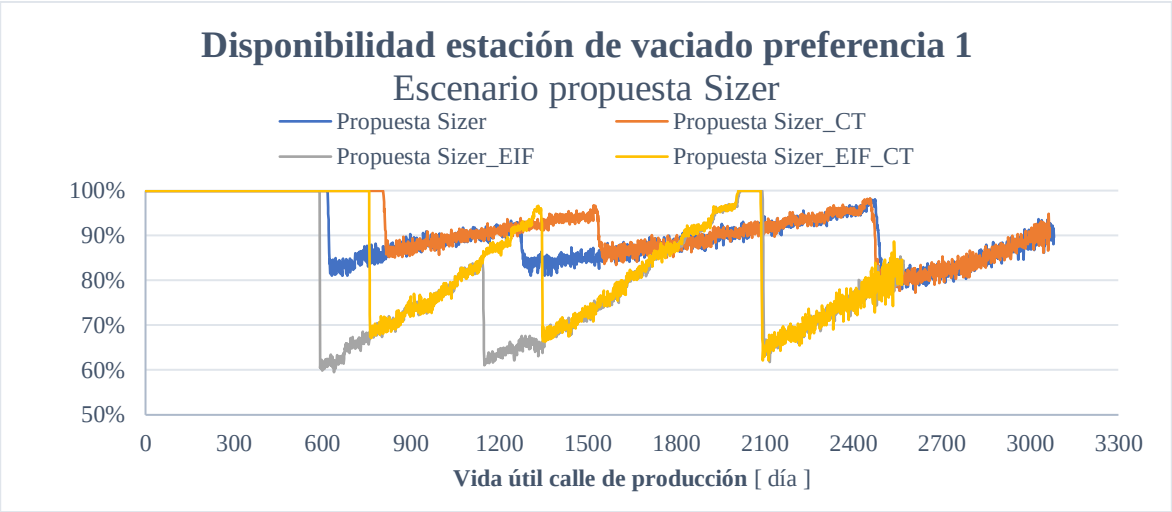


Figura 5.26: Si bien la disponibilidad disminuye, al aumentar progresivamente alcanza valores similares, incluso superiores, a una condición con menor probabilidad de ocurrencia de emparrillado.

La disponibilidad de la segunda estación más cercana para el escenario convencional base cae cerca de un 15% debido al aumento en la ocurrencia de emparrillado, mientras que el retraso en la incorporación de la estación de vaciado permite incrementar, durante un breve lapso, la disponibilidad (**Figura 5.27**).

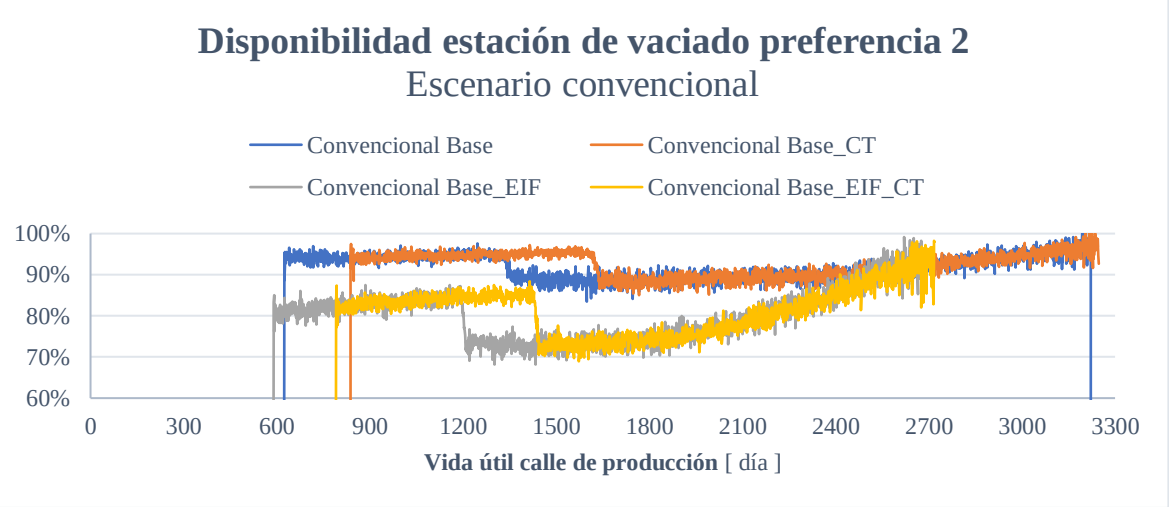


Figura 5.27: Mientras que el aumento de la ocurrencia de emparrillado significa un desplazamiento vertical de la disponibilidad, el cambio de criterio resulta en un desplazamiento horizontal.

El comportamiento de la disponibilidad para la estación de vaciado preferencia 2 es similar a la más cercana, cuya disminución es cercana al 10% la cual se reduce a medida que se avanza con el frente de explotación. Del mismo modo, atrasar la incorporación de una estación de vaciado no impacta de manera considerable en la vida útil (**Figura 5.28**).

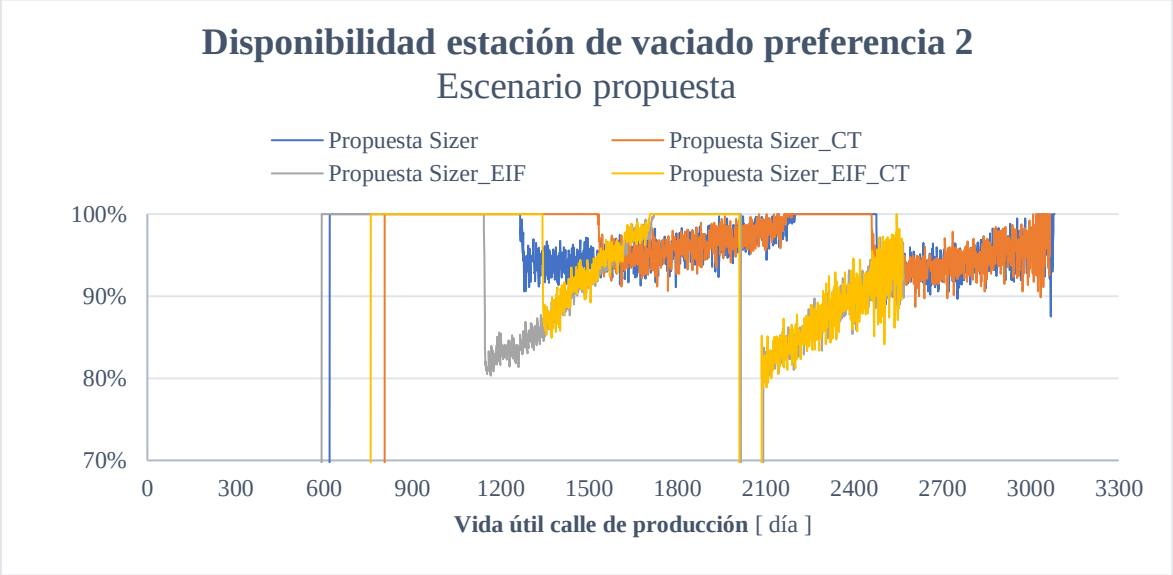


Figura 5.28: Aplazar el traslado del equipo Sizer permite disminuir el impacto en la disponibilidad que genera su relocalización.

La disponibilidad para la estación de vaciado preferencia 3 en el escenario convencional base muestra un desplazamiento en el rango, el cual disminuye desde un 95% - 100% hasta 90% - 95%. A su vez, se observa que, hacia el final de la vida útil de la calle de producción, la disponibilidad tiende hacia el rango que posee una menor ocurrencia de emparrillado debido al aumento en las alturas de columna extraídas (**Figura 5.29**).

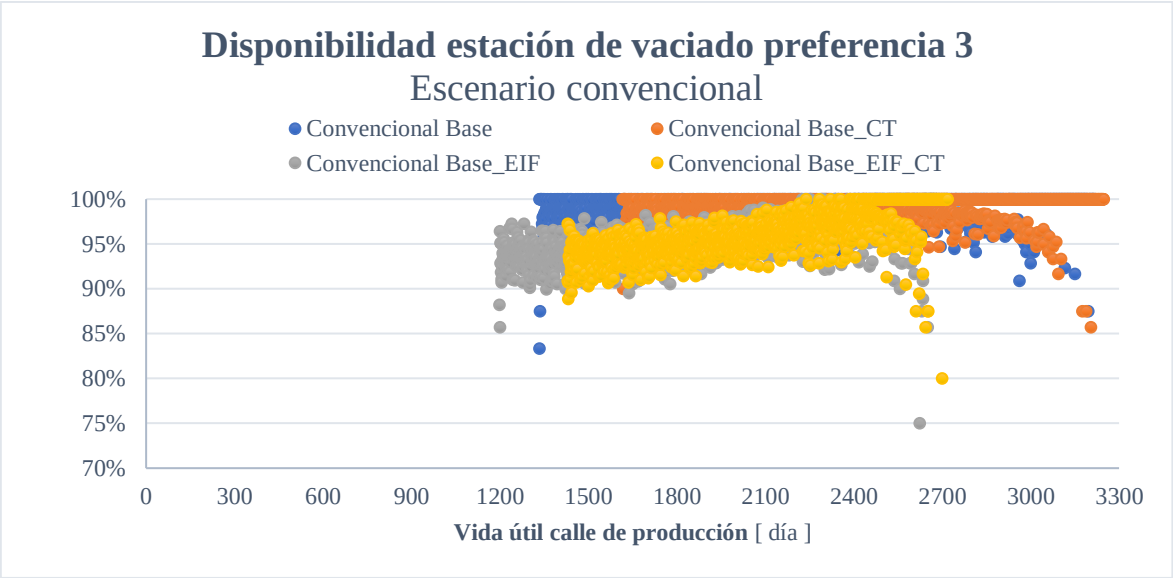


Figura 5.29: La diferencia de la disponibilidad se ha reducido a rangos de 5-10%, manteniendo comportamientos similares.

Por su parte, la presencia del equipo Sizer se manifiesta claramente en la disponibilidad de la estación de vaciado preferencia 3 al mantenerse en 100% hasta que son liberados todos los puntos de extracción. Luego, al remover el equipo Sizer, solo existen estaciones de vaciado convencionales habilitadas, cuyo efecto se expresa en la dispersión y disminución de la disponibilidad. Del mismo modo, el aumento de la ocurrencia de emparrillado más que una disminución en el rango, como en el escenario convencional, se manifiesta en una mayor concentración de puntos, lo cual refleja una mayor utilización de esta estación de vaciado para cumplir las baldadas programadas para cada día (**Figura 5.30**).

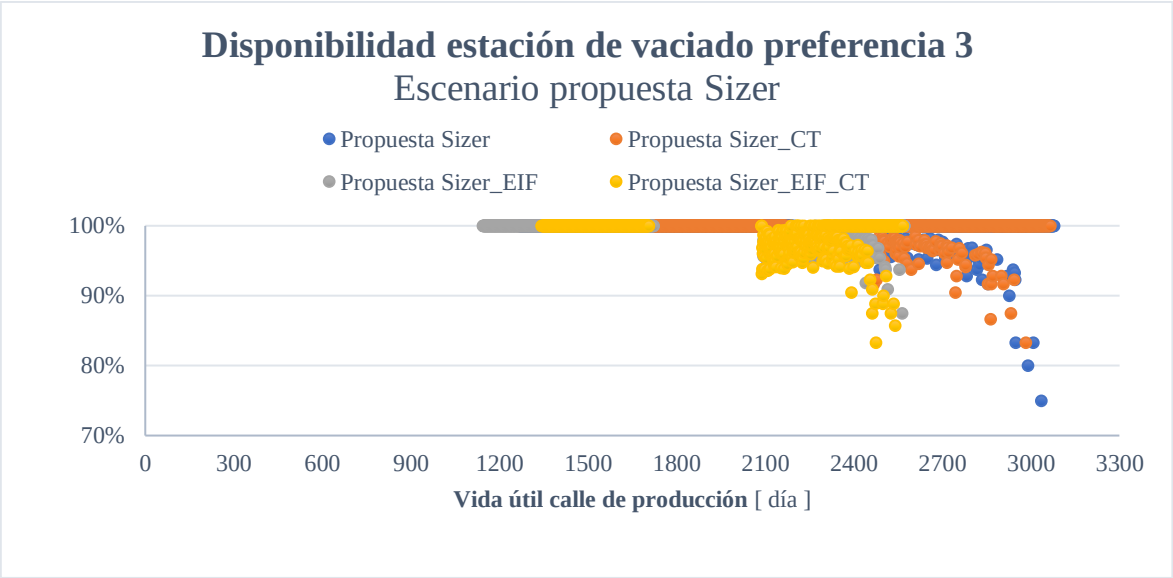


Figura 5.30: Se observa claramente la disminución y dispersión de la disponibilidad al remover la estación de vaciado Sizer en el tramo final de la vida útil de la calle de producción.

5.3.3 Descarga en estaciones de vaciado

Aplazar la incorporación de una nueva estación de vaciado para el escenario convencional base no tiene un mayor efecto en la descarga preferencia 1, dado su comportamiento constante durante gran parte de la vida útil de la calle de producción. Incluso, a diferencia del escenario propuesta Sizer, este aplazamiento resulta en un aumento marginal de la vida útil (**Figura 5.31**).

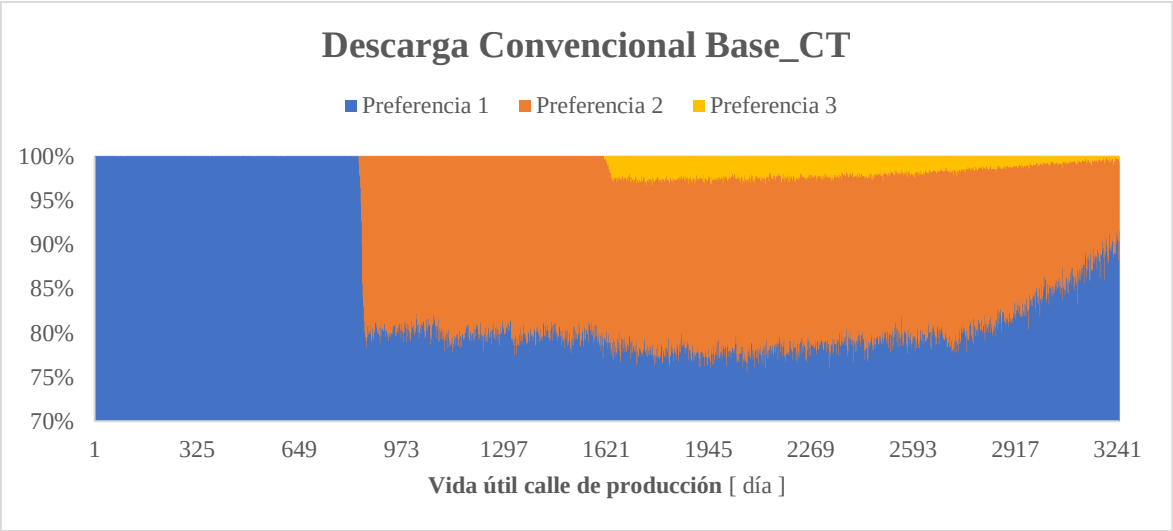


Figura 5.31: El aplazamiento de la incorporación de una nueva estación de vaciado no tiene un efecto significativo en la descarga para las distancias estaciones de vaciado.

Por otro lado, el aumento en la tasa de ocurrencia de emparrillado, para el escenario convencional base, disminuye considerablemente la descarga en la preferencia 1, destacándose un significativo aumento en la utilización de la estación de vaciado preferencia 3 (desde 2% a 10%), como se muestra en la **Figura 5.32**.

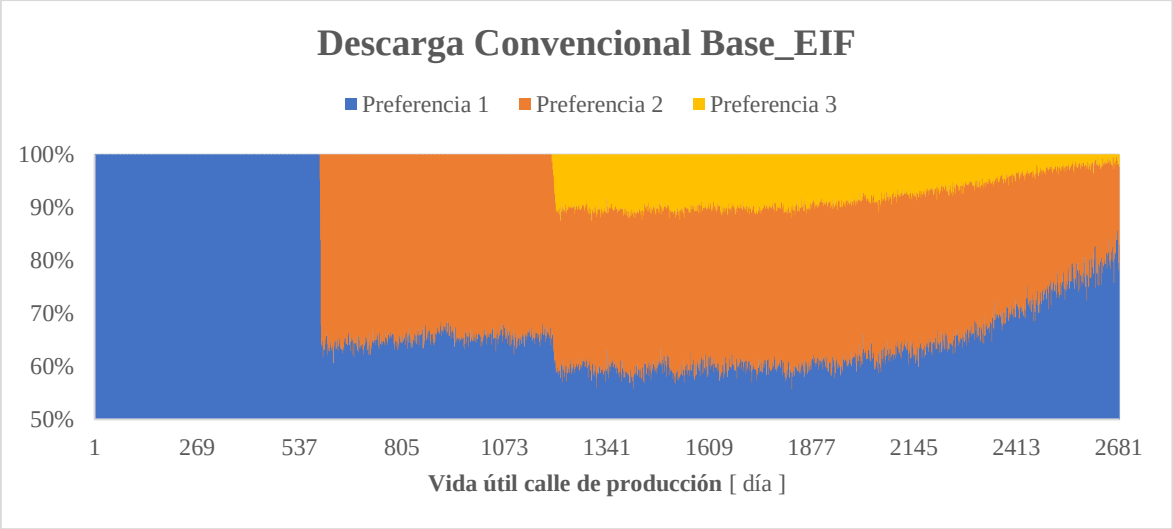


Figura 5.32: El aumento en la probabilidad de ocurrencia de emparrillado tiene un efecto significativo en la descarga para las distintas estaciones de vaciado.

Para un escenario convencional base con una mayor ocurrencia de emparrillado, aplazar la incorporación de una nueva estación de vaciado significa que en lugar de recurrir constantemente a una estación de vaciado más lejana que la planificada, se limite a esperar que se desemparrille, donde el trade-off entre ir a descargar más lejos y el tiempo de emparrillado va a definir la eficiencia de esta política. En términos de descarga en preferencia 1, no se observa una mejora considerable y, al igual que para el escenario convencional base con una menor ocurrencia de emparrillado, existe un aumento en la vida útil de la calle de producción (**Figura 5.33**).

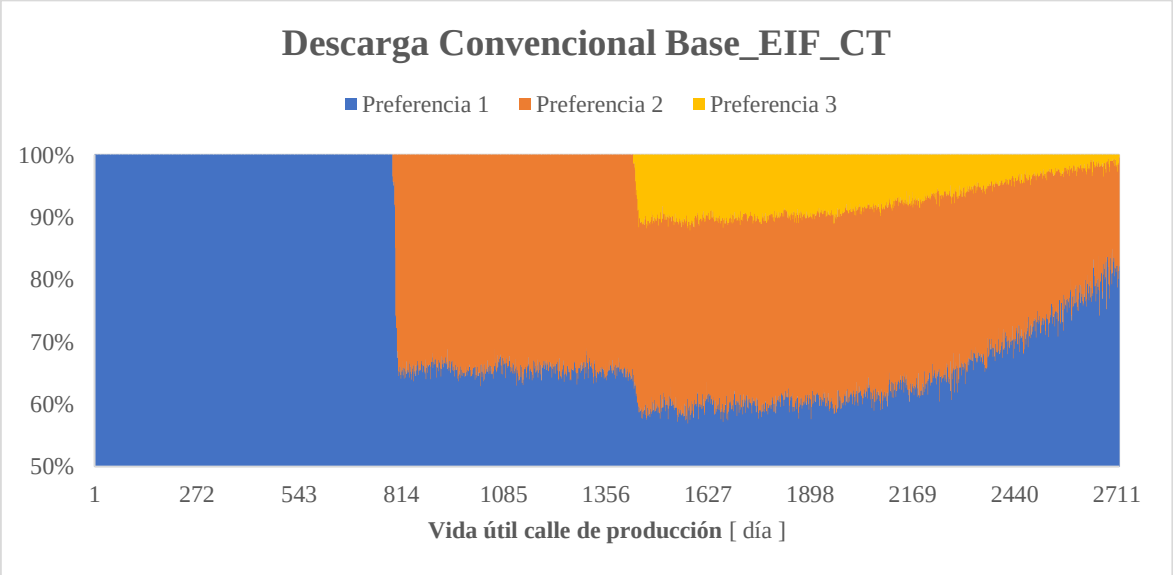


Figura 5.33: Aplazar la incorporación de una nueva estación de vaciado no posee un efecto significativo para los escenarios convencionales respecto a la descarga.

El retraso en el traslado del equipo, respecto a la propuesta Sizer, permite nivelar el porcentaje de descarga preferencia 1 mínimo a un 80% (previamente en un 75%), disminuyendo la cantidad de baldadas que son descargadas en estaciones de vaciado no planificadas al mantenerse un mayor tiempo como la más cercana. Además, este aplazamiento no aumenta la vida útil de la calle de producción, sino que incluso la disminuye (**Figura 5.34**).

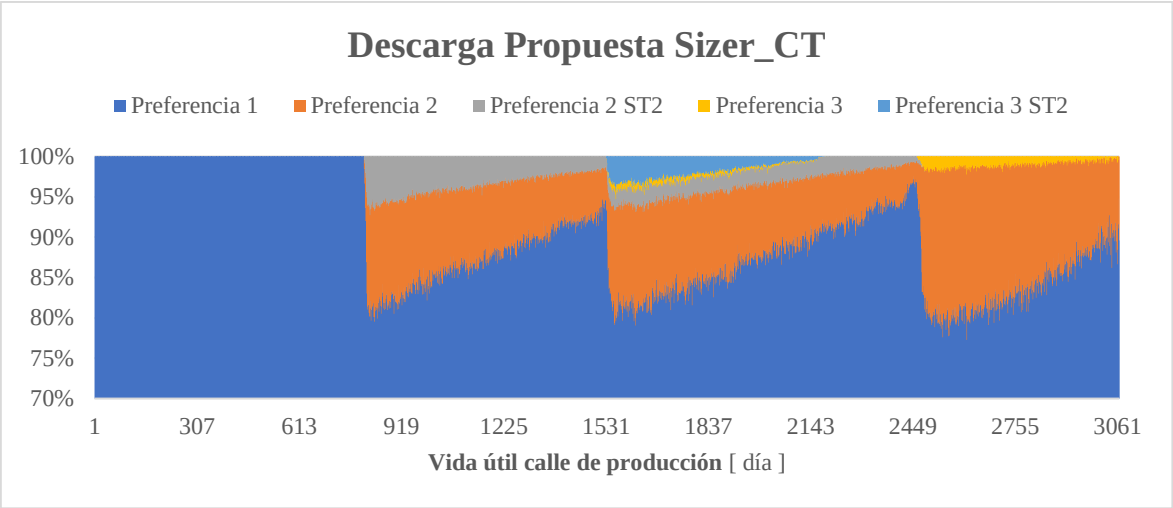


Figura 5.34: Aplazar la relocalización del equipo Sizer muestra un aumento en las descargas a la estación de vaciado más cercana mínimas luego de cada traslado.

En cuanto a un aumento en la ocurrencia de emparrillado para la estrategia propuesta se observa que disminuye considerablemente la descarga en las estaciones de vaciado planificadas (55% - 60%). No obstante, la disminución de colgaduras y ST1 permite que el aumento progresivo de la descarga en estaciones de vaciado preferencia 1 sea más rápido (**Figura 5.35**).

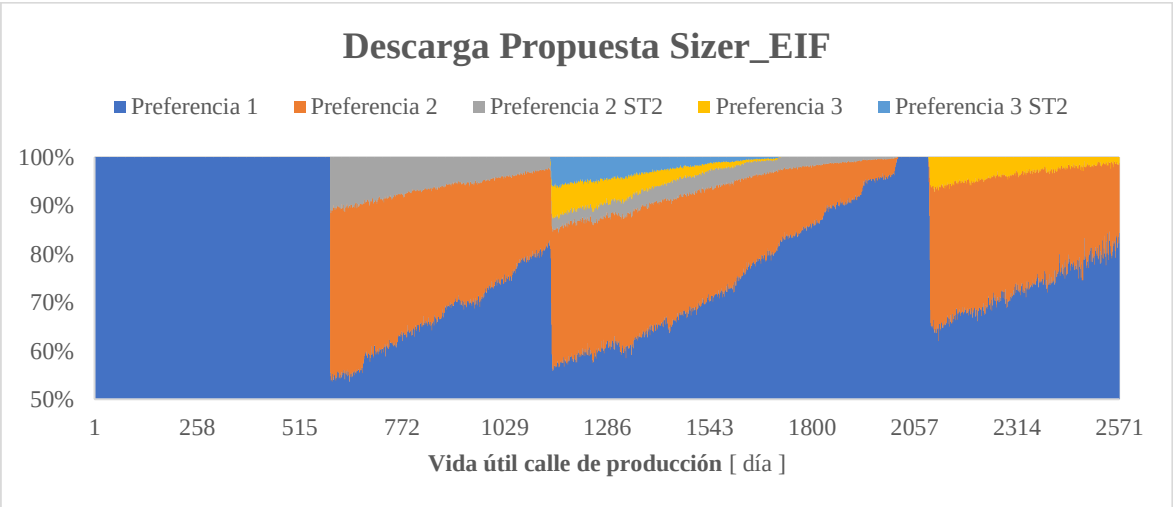


Figura 5.35: La mayor ocurrencia de emparrillado aumenta las descargas en estaciones de vaciado preferencia 2 y 3 considerablemente.

Al igual que para el escenario propuesta Sizer, aplazar el traslado del equipo permite ajustar la descarga en preferencia 1 mínima a 65% (en lugar de 55% - 60%). A su vez, debido a que las alturas de columna extraída de los puntos de extracción más distantes a la ubicación del Sizer, la ocurrencia de ST2 y emparrillado disminuye, por lo que la necesidad de trasladar los ST2 al Sizer y esperar la habilitación de la estación de vaciado emparrillada se hace menos frecuente (**Figura 5.36**).

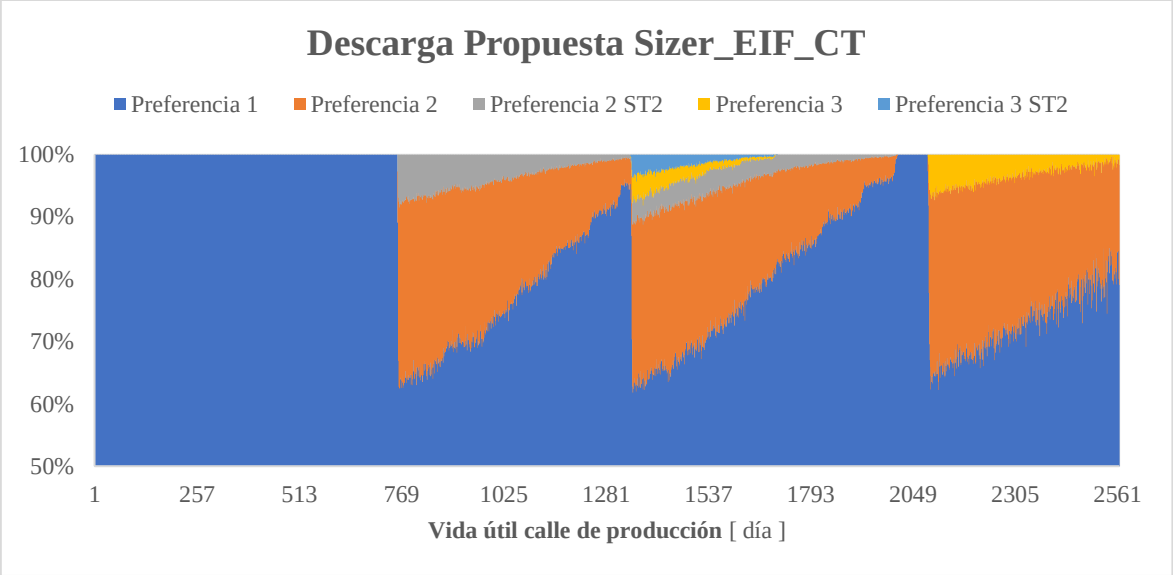


Figura 5.36: Aplazar el traslado del Sizer permite aumentar la descarga en la estación de vaciado más cercana de manera significativa.

5.3.4 Utilización Sizer

La utilización del equipo Sizer mantiene una fuerte relación con la disponibilidad de las estaciones de vaciado. En este sentido, se observa que el aumento de la utilización del equipo Sizer se manifiesta en el incremento progresivo de la disponibilidad en las estaciones de vaciado. Del mismo modo, la utilización se encuentra determinada tanto por la cantidad de baldadas programadas a descargar en el Sizer como por la frecuencia de emparrillado. En esta línea, el comportamiento escalonado en el aumento de la utilización

está dado por el avance del frente de explotación y aumento de la altura de columna (se programan más baldadas para los puntos de extracción cercanos al equipo Sizer) y la ocurrencia de emparrillado en estaciones de vaciado convencionales, lo cual hace que exista una mayor descarga en el equipo a pesar de que no sea la preferencia 1. En cuanto a la pendiente y duración de cada escalón, se encuentra influenciado por la ocurrencia de colgaduras y ST1 que disminuyen la pendiente y extienden el tiempo en cada escalón al hacer más intermitente el proceso de extracción (**Figura 5.37**).

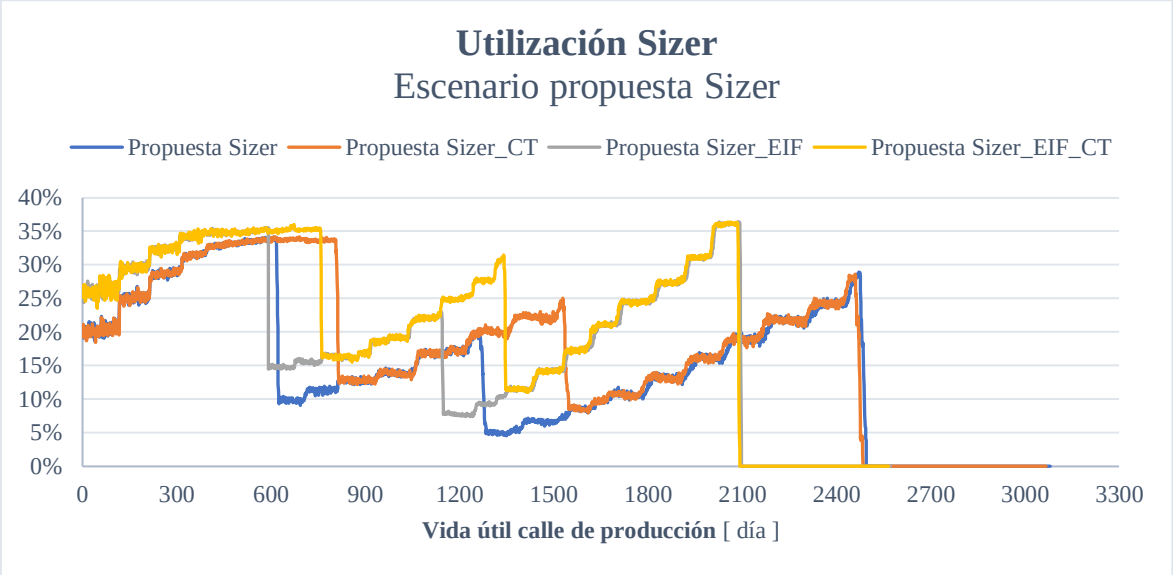


Figura 5.37: La utilización del equipo Sizer tiende a un máximo cercano al 35% para las condiciones simuladas.

5.3.5 Velocidad de extracción en régimen

La velocidad de extracción en régimen, como se mencionó con anterioridad, está fuertemente limitada por la ocurrencia de colgaduras y ST1. Del mismo modo, al aumentar la frecuencia de emparrillado, incrementa la diferencia entre los escenarios convencionales y propuestos, alcanzando en promedio un aumento de 6% - 7% (**Figura 5.38**).

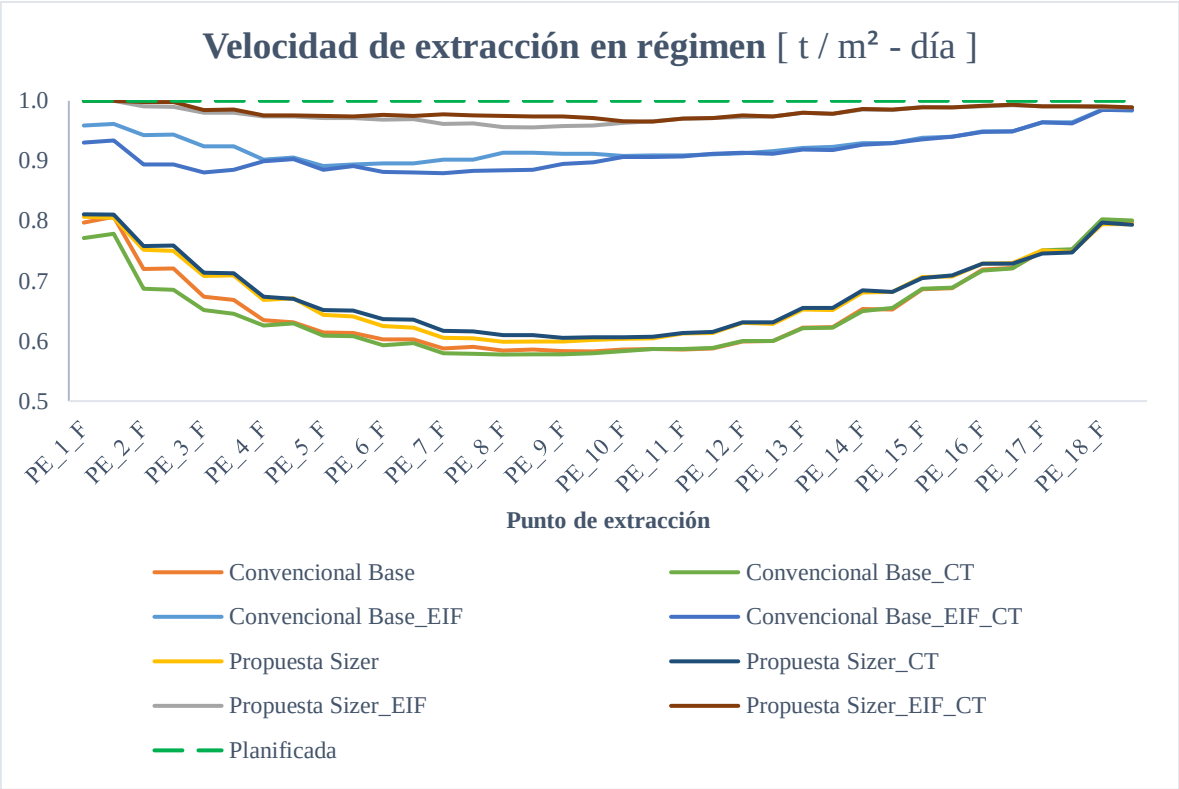


Figura 5.38: La velocidad de extracción en régimen muestra una dependencia con la disponibilidad de los puntos de extracción tanto para los escenarios convencionales como para la propuesta.

El tiempo en quiebre teórico de un punto de extracción es calculado a partir de las velocidades de extracción definidas para cada altura de columna. En este sentido, la diferencia entre el tiempo en quiebre teórico y simulado aumenta a medida que se tiene una mayor área abierta debido a la programación de una mayor cantidad de baldadas por día, las cuales no logran ser cumplidas en su totalidad por la ocurrencia de los EIF, retrasando el proceso extractivo y, por ende, la liberación de los puntos de extracción. En general, se observa una diferencia de 50 días entre los escenarios convencionales y propuestos durante gran parte de la vida útil de la calle de producción (**Figura 5.39**).

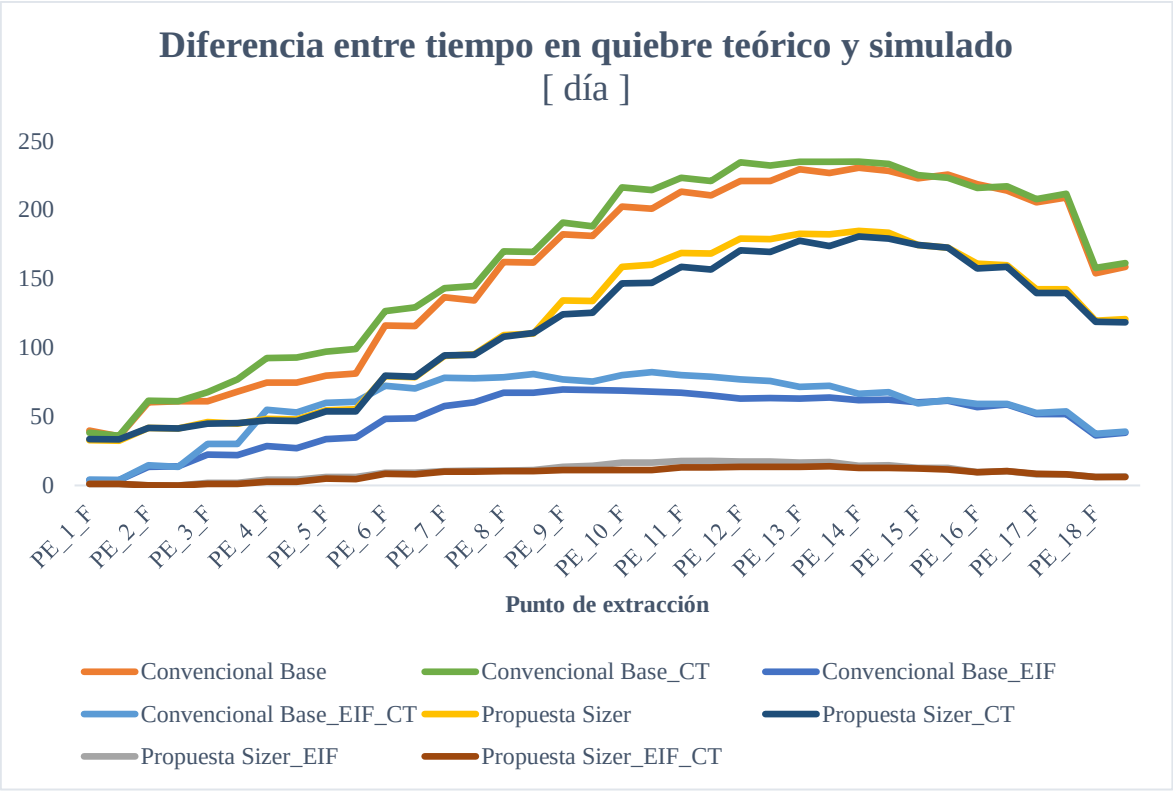


Figura 5.39: Los escenarios convencionales y propuestos muestran una diferencia considerable tanto para una alta frecuencia emparrillado como para una mayor ocurrencia de colgaduras y ST1.

Dado que la velocidad de extracción planificada para los puntos de extracción en régimen es mayor que en quiebre se vuelve aún más difícil cumplirla, lo cual resulta en un aumento en la vida útil de los puntos de extracción de hasta casi un año. La diferencia entre los escenarios convencionales y propuestos es en promedio 30 días, los cuales disminuyen al final de la vida útil de la calle de producción debido a que existe una menor área activa y un mayor tiempo disponible para cumplir con las baldadas programadas de los últimos puntos de extracción (**Figura 5.40**).

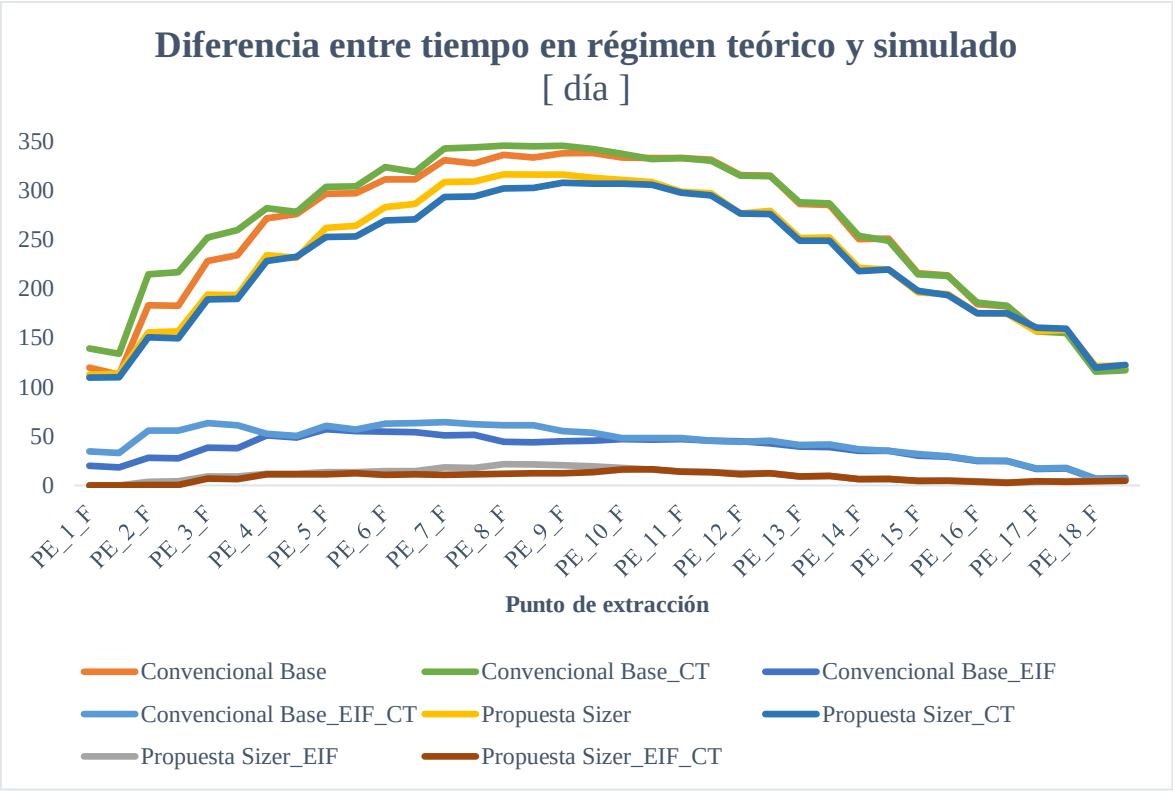


Figura 5.40: Si bien se reduce drásticamente la diferencia de los días planificados al disminuir la probabilidad de ocurrencia de colgaduras y ST1, la brecha entre los escenarios convencionales y propuestos se mantiene.

5.4 Resumen de resultados

Los resultados obtenidos a partir de las simulaciones de los escenarios anteriormente propuestos son resumidos en las siguientes tablas: **Tabla 5.1**, **Tabla 5.3** y **Tabla 5.2**.

Tabla 5.1: Resultados generales para escenarios iniciales.

Indicador	Escenario								
	1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**
Vida útil [año]	6.82	6.93	8.17	8.24	8.27	8.47	8.37	8.44	8.83
Distancia [miles de km]	39	41	47	51	51	48	59	63	67
Tiempo utilizado [año]	1.46	1.48	1.59	1.62	1.63	1.68	1.67	1.71	1.87
Utilización Sizer	0%	26%	20%	20%	16%	0%	21%	18%	0%
Disponibilidad PREF 1	100%	100%	100%	100%	100%	100%	93%	90%	81%
Disponibilidad PREF 2	100%	100%	100%	100%	100%	100%	98%	97%	92%
Disponibilidad PREF 3	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	99%
Descarga PREF 1	100%	100%	100%	97%	97%	100%	91%	88%	84%
Descarga PREF 2	0%	0%	0%	0%	0%	0%	6%	9%	15%
Descarga PREF 3	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	0%	1%
Descarga PREF 2 ST2	0%	0%	0%	2%	2%	0%	2%	2%	0%
Descarga PREF 3 ST2	0%	0%	0%	1%	1%	0%	1%	1%	0%
Velocidad de extracción en régimen [t / m² – día]	1.00	1.00	0.71	0.70	0.70	0.70	0.68	0.68	0.66

Tabla 5.2: Resultados de los escenarios convencionales con modificaciones de probabilidad de ocurrencia EIF y criterio de aplazamiento en la incorporación de una nueva estación de vaciado.

Indicador	Escenario		
	Convencional Base_CT	Convencional Base_EIF	Convencional Base_EIF_CT
Vida útil [año]	8.97	7.35	7.45
Distancia [miles de km]	66	86	83
Tiempo utilizado [año]	1.90	2.14	2.23
Utilización Sizer	0%	0%	0%
Disponibilidad PREF 1	82%	62%	63%
Disponibilidad PREF 2	92%	80%	81%
Disponibilidad PREF 3	99%	96%	96%
Descarga PREF 1	86%	73%	76%
Descarga PREF 2	13%	23%	21%
Descarga PREF 3	1%	4%	3%
Descarga PREF 2 ST2	0%	0%	0%
Descarga PREF 3 ST2	0%	0%	0%
Velocidad de extracción en régimen [t / m² – día]	0.65	0.93	0.91

Tabla 5.3: Resultados de los escenarios propuesta Sizer con modificaciones de probabilidad de ocurrencia EIF y criterio traslado Sizer.

Indicador	**Escenario**		
	Propuesta Sizer_CT	Propuesta Sizer_EIF	Propuesta Sizer_EIF_CT
Vida útil [año]	8.40	7.04	7.03
Distancia [miles de km]	60	71	64
Tiempo utilizado [año]	1.69	1.73	1.68
Utilización Sizer	21%	23%	26%
Disponibilidad PREF 1	92%	82%	86%
Disponibilidad PREF 2	97%	94%	95%
Disponibilidad PREF 3	100%	99%	99%
Descarga PREF 1	90%	80%	85%
Descarga PREF 2	8%	16%	13%
Descarga PREF 3	0%	1%	1%
Descarga PREF 2 ST2	1%	2%	1%
Descarga PREF 3 ST2	0%	1%	0%
Velocidad de extracción en régimen [t / m² – día]	0.68	0.98	0.98

6 Discusión

La magnitud de la agregación de valor por parte de la estrategia propuesta en esta memoria de título está relacionada a las condiciones de fragmentación estimadas a partir de las curvas granulométricas, donde una mayor presencia de colgaduras y ST1 reducen la potencial mejora de incorporación de un Sizer al generar un proceso extractivo más intermitente, lo cual produce una baja alimentación al equipo y, por ende, la diferencia obtenida respecto a una operación con solo estaciones de vaciado convencionales se vuelve marginal. Considerando lo anterior, la utilización y entendimiento de las técnicas de pre-acondicionamiento y sus efectos en el macizo rocoso se vuelven un factor clave para variar la fragmentación hacia una que permita mayores requerimientos de los equipos Sizer más que una adaptada a las capacidades de estaciones de vaciado convencionales, la cual es menor y, por ende, necesita de una mayor intensidad de pre-acondicionamiento, aumentando sus costos de operación. Por lo tanto, promover una sinergia entre las técnicas de pre-acondicionamiento y la capacidad de los equipos Sizer permitiría aumentar el valor agregado de la estrategia propuesta.

La demora por martillo picando está influenciada por el requerimiento de baldadas y por la presencia de una mayor cantidad de estaciones de vaciado convencionales. En este sentido, el mayor porcentaje de esta demora es observado al inicio de la vida útil de la calle de producción donde solo hay una estación de vaciado convencional habilitada y su comportamiento escalonado da cuenta del aumento en la programación de baldadas que intensifican su impacto. No obstante, al incorporar una segunda estación de vaciado convencional, la reducción de esta demora es significativa dada la relación entre los parámetros utilizados para los tiempos de ciclo y tiempo de emparrillado, lo cual permite que un aumento en los tiempos de traslado reduzca el tiempo de espera para la habilitación de la estación de vaciado. Lo anterior manifiesta una clara dependencia de las estaciones de vaciado convencionales a operar en una mayor área activa para reducir el impacto de su no disponibilidad, convirtiendo esta deficiencia en un aumento de las distancias recorridas por los equipos LHD y una subutilización de las estaciones de vaciado y sus componentes, los cuales pudiesen ser localizados en otras áreas de la operación. En este aspecto la

incorporación de equipos Sizer, bajo condiciones de planificación dadas, permitiría una reducción en el área activa y una mejora en la utilización del recurso LHD debido a la eliminación de demoras por martillo picando. Sin embargo, al operar con solo una estación de vaciado, se produce un impacto en la distancia y flexibilidad de la operación ante eventuales requerimientos de mantención o reparos que deben ser analizados.

Dado el significativo impacto del criterio de traslado Sizer en la disponibilidad de las estaciones de vaciado, este posee un amplio rango de mejora. Como se observó en los resultados, mientras más cercana se encuentre la nueva estación de vaciado (que albergará al Sizer) al frente de explotación y los puntos de extracción posean mayores alturas de columna extraída, se obtienen beneficios mayores. En este sentido, un aumento en el ángulo de extracción permite retrasar la incorporación de nuevos puntos de extracción, lo cual posibilita que las alturas de columna extraída sean más altas y reduzca la probabilidad de ocurrencia de emparrillado. A su vez, permite que la preparación minera tenga una operación más holgada y no sea considerada como una restricción tecnológica importante. Este comportamiento es contrario al que se posee con estaciones de vaciado convencionales, dado que como se mencionó con anterioridad, se hace necesaria la pronta incorporación de estaciones de vaciado para mitigar los efectos de emparrillado. Del mismo modo, utilizar una variante de hundimiento que permita una menor distancia a la zona de concentración de esfuerzos que la convencional, como previo y avanzado, pueden ser alternativas atractivas. No obstante, debido a que la tecnología Sizer no está muy bien comprendida, la incorporación, traslado e instalación de equipos Sizer en una nueva posición podría generar una mayor interferencia en estos tipos de variantes de hundimiento.

Los parámetros propuestos para el modelo de simulación permiten relacionar la ocurrencia de colgaduras, ST1 y ST2 con el aumento en la vida útil de la calle de producción al hacer más intermitente el proceso extractivo debido a un mayor requerimiento de actividades de reducción secundaria que impactan fuertemente el tiempo disponible para operar y, por ende, en la productividad diaria. Del mismo modo, la ocurrencia de emparrillado está asociada principalmente al aumento en las distancias recorridas por parte de los equipos LHD. Para la propuesta Sizer, esta puede ser reducida al limitar el uso de una menor cantidad de estaciones de vaciado y retrasar el retiro del equipo Sizer al término de la vida

útil a partir de un criterio de altura de columna extraída lo suficientemente alto para reducir significativamente la probabilidad de ocurrencia de emparrillado como también dependiendo de los requerimientos del equipo Sizer que se puedan necesitar en otros sectores. Por otro lado, para una operación con estaciones de vaciado convencionales, una reducción en la cantidad de estaciones habilitadas en la calle de producción, si bien genera una reducción en la distancia, aumentaría la demora en el tiempo martillo picando.

La disponibilidad de las estaciones de vaciado, como era esperado, tiene una relación directa a la eficiencia del proceso de extracción, por lo que si la industria continúa avanzando en el aumento de la disponibilidad de los puntos de extracción mediante técnicas de pre acondicionamiento, también se deben analizar las capacidades de las estaciones de vaciado para enfrentar un aumento de las productividades y así evitar la formación de interferencias que perjudiquen el aumento potencial en los rendimientos de los LHD.

La utilización del Sizer muestra un límite cercano al 35%, cuyo valor es alcanzado en tramos de la vida útil de la calle de producción donde se programa una mayor cantidad de baldadas para esta estación de vaciado y decae al momento de trasladarlo hacia una nueva posición. Este límite entrega un amplio margen para su mejora, el cual puede ser aumentado mediante la evaluación en mallas de extracción más grandes donde sea posible incorporar equipos LHD de una mayor capacidad junto a un Sizer adecuado, como también una mejor definición del criterio de traslado del Sizer a partir de un estudio enfocado en el comportamiento de la fragmentación en la columna de mineral.

Si se extrapolan los resultados obtenidos hacia una mina completa, considerando un plan de producción y la gestión de recursos (LHD y martillos pica roca), la estrategia propuesta tiene un potencial impacto en la reducción del número de equipos LHD y martillos pica roca que se necesitarían durante toda la vida útil de la calle de producción para cumplir con los planes mineros. En este sentido, al aplicar la estrategia propuesta, los equipos LHD tendrían un mayor tiempo disponible para extraer baldadas en diferentes calles al mitigar el tiempo perdido por martillo picando y el traslado de ST2, mientras que el uso de martillos pica roca puede verse disminuido debido a la planificación de una menor área activa. A su vez, la incorporación de equipos Sizer, en condiciones de fragmentación adecuadas, permite una menor disminución de las velocidades de extracción efectivas respecto a las

programadas, por lo que sería posible disminuir las desviaciones de tonelaje en los planes productivos de la operación.

La factibilidad de la estrategia propuesta está restringida a las condiciones de estabilidad que se pudiesen dar en el sector de la estación de vaciado que albergue al equipo Sizer. Si bien se plantea un aumento del ancho del pilar a partir de la razón de sustentación, es necesario realizar un análisis de estabilidad más profundo y detallado para evaluar las condiciones que se puedan originar a partir del aumento en la excavación del pilar. Del mismo modo, es pertinente realizar un análisis sobre los efectos de aumentar el ancho del pilar respecto a la pérdida de reservas o variación en la ley de mineral para cada operación en particular.

En general, la incorporación de tecnología Sizer, como lo plantea la estrategia propuesta, posee mejoras en los indicadores analizados para el nivel de producción respecto a una operación convencional, cuyos resultados pueden ser mejorados si se llevan a cabo algunos cambios en las políticas de extracción. No obstante, el análisis del impacto total de incorporar un equipo Sizer al interior de las calles de producción es limitado, debido a que también afecta de manera positiva aguas abajo, cuyo análisis está fuera del alcance de este trabajo.

7 Conclusiones y recomendaciones

Bajo las condiciones establecidas en el modelo de simulación, la implementación de la estrategia propuesta mitiga prácticamente en su totalidad la demora por martillo picando, mientras que el tiempo por traslado de ST2 lo hace en una menor proporción (90%).

El valor agregado de la propuesta depende de las condiciones de fragmentación presentes en el sector minero a analizar. Mientras que una condición con una alta probabilidad de ocurrencia de emparrillado produce una mayor diferencia entre el escenario convencional y propuesto, una baja disponibilidad de los puntos de extracción debido a colgaduras y ST1 genera una menor diferencia y, en consecuencia, un menor valor agregado.

La estrategia de reducción secundaria propuesta aumenta la disponibilidad de las estaciones de vaciado al interior de las calles de producción (en comparación a una operación convencional), cuyo valor aumenta progresivamente a medida que el frente de explotación avanza hacia la estación Sizer y disminuye al momento de relocalizar el equipo.

La incorporación del equipo Sizer en las estaciones de vaciado al interior de las calles de producción analizadas no generó un gran aumento en la excavación del pilar (incremento de 14 m² que corresponden a un 27% adicional a una excavación convencional).

Recomendaciones y trabajos futuros

A partir de los resultados obtenidos de las simulaciones realizadas en este trabajo de título, se abre una amplia variedad de líneas de investigación, las cuales pueden ser orientadas a los siguientes temas:

- Evaluación de la propuesta en un nivel de producción completo sujeto al plan minero para evaluar su impacto en la cantidad de equipos productivos necesarios para cumplir con los tonelajes de extracción.

- Análisis de una posible sinergia con las técnicas de pre-acondicionamiento para llevar a cabo un proceso de extracción más continuo y eficiente.
- Evaluación de otras variantes de hundimiento, tamaño de malla de extracción, diseño del nivel de producción y mayores capacidades de equipo LHD.
- Incorporación del tiempo y planificación de la mantención del equipo Sizer como también de su relocalización.
- Análisis de estabilidad del sector de las estaciones de vaciado y de pérdida de reservas mineras al modificar las dimensiones de los pilares.
- Análisis económico de la estrategia propuesta analizando la totalidad de los impactos generados por la incorporación del equipo Sizer.
- Elaboración de un criterio de traslado de Sizer multivariable, incorporando las condiciones de fragmentación presentes en la calle de producción y la zona de concentración de esfuerzos, entre otras.

8 Bibliografía

Acevedo, JC 2017, 'Simulación de sistema de transporte en minería de caving, Aplicación al proyecto Nuevo Nivel Mina de División El Teniente', Tesis para optar al grado de Magíster en Minería, Universidad de Chile, Santiago.

Arancibia, E, Puga, G, Báez, F y Raña, F 2012, 'Impact of emerging technologies in the Panel Caving mining', en Proceedings MassMin 2012, Sudbury, Paper 6900, Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum: Ontario.

Araneda, O y Sougarret, A 2008. 'Lessons learned in cave mining at the El Teniente mine over the period 1997-2007', en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 43-52, Luleå University of Technology: Sweden.

Banks, J, Carson II, J, Nelson, B, y Nicol, D 2005. Discrete-Event System Simulation.

Barber, J, Thomas, L y Casten, T 2000, 'Freeport Indonesia's Deep Ore Zone Mine', en Proceedings MassMin 2000, Brisbane, pp. 289-294, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

Barraza, M, Rohrer, M, y Hustrulid, W 2004, 'Application of simulation to improved planning at Esmeralda, El Teniente Mine, Chile', en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 459-466, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Botha, J, Watson, S, Arkadius, T y Samosir, E 2008, 'Simulation applications at PT Freeport Indonesia's DOZ / ESZ block cave mine', en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 237-246, Luleå University of Technology: Sweden.

Brannon, C, Carlson, G y Casten T 2011, 'Block Caving', en Third Edition SME Mining Engineering Handbook, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, inc., (Ed: P Darling), pp. 1437-1451.

Brown, ET 2003, ‘Block Caving Geomechanics’, 1ra edición, JKMRC Monograph Series in Mining and Mineral Processing, Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre, The University of Queensland: Brisbane, 515p.

Brzovic, A, Hurtado, JP y Marín, N 2014, ‘Intensity rock mass preconditioning and fragmentation performance at the El Teniente Mine, Chile’, en Proceedings of the Third International Symposium on Block and Sublevel Caving, Universidad de Chile, Santiago, (Ed: R Castro), pp. 547-556.

Brzovic, A, Vallejos, J, Arancibia, E, Burgos, L, Delonca, A, Gaete, M y Barrera, V 2016, ‘Analysis and Modelling of the Fragmentation Process – Case Studies at El Teniente Mine’, en Proceedings MassMin 2016, Sydney, (Eds: C Carr y G Chitombo), pp. 305-310.

Brzovic, A., Celhay, F., Gonzalez, R., y J. P. Hurtado 2019. ‘Evidence of a Consistent Process of Rock Fracturing During Material Flow Within Ore Columns – 25 Years of Fragmentation Experience at the El Teniente Mine’, Documento presentado en el 53rd U.S. Rock Mechanics/Geomechanics Symposium, New York City, New York, junio 2019.

Bustamante, J, Zenteno, L y Vega, H 2020, ‘Proyecto Andesita’, 70 Convención Instituto de Ingenieros de Minas de Chile (IIMCh).

Calder, K, Townsend, P y Russell, F 2000, ‘The Palabora Underground Mine Project’, en Proceedings MassMin 2000, Brisbane, pp. 219-225, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

Callahan, MF, Keskimaki, KW y Fronapfel, LC 2008. ‘Constructing and operating Henderson’s new 7210 production level’, en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 15-24, Luleå University of Technology: Sweden.

Campbell, R, Mardiansyah, F, Banda, H, Tshisens, J, Griffiths, C y Beck, D 2020, ‘Early experiences from the Grasberg block cave: a rock mechanics perspective’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 115-126.

Carrasco, F, Encina, V y Maass, S 2004, ‘Extraction rate: As an index of effectiveness’, en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 469-473, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Carrillo, E y Silva, D 2020, ‘Desafíos de Ingeniería y Planificación en Andes Norte Cartera de Proyectos Teniente’.

Casten, T, Clark, B, Ganesia, B, Barber, B y Thomas, L 2004, ‘The DOZ Mine – A Case History of a mine startup’, en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 404-409, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Casten, T, Golden, R, Mulyadi, A y Barber, J 2000, ‘Excavation Design and Ground Support of the Gyratory Crusher Installation at the DOZ Mine, PT Freeport Indonesia’, en Proceedings MassMin 2000, Brisbane, pp. 295-299, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

Casten, T, Johnson, M, Zimmer, C y Mahayasa, M 2020, ‘PT Freeport Indonesia – The transition to underground production’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 22-38.

Casten, T, Rachmad, T, Arkadius, T, Osborne, K y Johnson, M 2008, ‘P.T. Freeport Indonesia's Deep Ore Zone mine - expanding to 80,000 tonnes per day’, en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 265-275, Luleå University of Technology: Sweden.

Castro, C, Báez, F, Arancibia, E y Barrera, V 2014, ‘Study of the impact of rock mass preconditioning on a Block Cave Mine operation’, en Proceedings of the Third International Symposium on Block and Sublevel Caving, Universidad de Chile, Santiago, (Ed: R Castro), pp. 515-523.

Castro, R y Cuello, D 2018, ‘Hangup analysis and modelling for Cadia East PC1-S1 and PC2-S1’, en Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth, (Eds: Y Potvin y J Jakubec), pp. 233-246.

Catalán, A, Onederra, I y Chitombo, G 2017, ‘Evaluation of intensive preconditioning in block and panel caving – Part I, quantifying the effect on intact rock’, Mining Technology, vol. 126, no. 4, pp. 209-220.

Cavieres, P 2020, ‘Ingeniería Geomecánica aplicada a proyectos mineros método Panel Caving’, Primer ciclo de conferencias técnicas de minería, algoritmos y aplicaciones modernas en la planificación de actividades mineras.

Cerrutti, C, Ovalle, A y Vergara, Y 2014, ‘How high a draw column in Block Caving?’, en Proceedings of the Third International Symposium on Block and Sublevel Caving, Universidad de Chile, Santiago, (Ed: R Castro), pp. 674-683.

Cerrutti, C. Conversación personal. Chile, 2020.

Chacón, J, Göepfert, H y Ovalle, A 2004a, 'Thirty years evolution of block caving in Chile', en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 387-392, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Chacón, E, Barrera, V, Jeffrey, R y van As, A 2004b, ‘Hydraulic fracturing used to precondition ore and reduce fragment size for block caving’, en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 529-534, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Chitombo, GP 2010, 'Cave mining — 16 years after Laubscher’s 1994 paper ‘Cave mining – state of the art’', en Proceedings of the Second International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth, (Ed: Y Potvin), pp. 45-61.

Concha, O. Conversación personal. Chile, 2020.

Contreras, J, Cornejo, J y Caviedes, C 2016. ‘Metodología para estimación de la tasa de incorporación de área en panel caving, Codelco – División El Teniente’, en Proceedings del Primer Congreso Internacional en Minería Subterránea, Santiago, (Eds: R Castro y M Valencia), pp. 453-460, Universidad de Chile.

Cornejo, J, Meléndez, M, Lasagna, G, Bustamante, D, Castro, R, Arancibia, L y Guzmán, D 2020, 'Design of drawpoint spacing at Diamante Project - El Teniente Mine', en

Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 761-772.

Cortez, J 2020, 'Planificación integrada de mediano/largo plazo para obras interior mina en proyecto Andes Norte – Nuevo Nivel Mina', Memoria para optar al título de Ingeniera Civil de Minas, Universidad de Chile, Santiago.

Crook, K y Prince, F 2018, 'Development planning for the Oyu Tolgoi panel cave mine', en Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth, (Eds: Y Potvin y J Jakubec)

Cuello, D y Newcombe, G 2018, 'Key geotechnical knowledge and practical mine planning guidelines in deep, high-stress, hard rock conditions for block and panel cave mining', en Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Australian Centre for Geomechanics, Perth, (Eds: Y Potvin y J Jakubec), pp. 17-36.

Cumming-Potvin, D 2018, 'An Extended Conceptual Model of Caving Mechanics', Thesis presented in fulfillment of the requirement for the degree of Doctor of Philosophy, School of Civil, Environmental and Mining Engineering, The University of Western Australia.

Díaz, G y Morales, E 2008, 'Tunneling and construction for 140.000 tonnes per day - El Teniente mine – Codelco Chile', en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 83-96, Luleå University of Technology: Sweden.

Duplancic, P y Brady, BH 1999, 'Characterization of caving mechanisms by analysis of seismicity and rock stress', en Proceedings 9th International Congress on Rock Mechanics (Paris) Vol. 2, pp. 1049–1053. Balkema, Rotterdam.

Encina, V 2017a, 'Block / Panel Caving 4', Minería Subterránea, Universidad Técnica Federico Santa María.

Encina, V 2017b, 'Block / Panel Caving 7', Minería Subterránea, Universidad Técnica Federico Santa María.

Encina, V, Baez, F, Geister, F y Steinberg, J 2008, 'Mechanized continuous drawing system: A technical answer to increase production capacity for large block caving mines',

en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 553-562, Luleå University of Technology: Sweden.

Fernández, A, Trigo, B y Aránguiz, S 2020, ‘Last planner system application in Recursos Norte project commissioning, El Teniente mine’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 973-987.

Flores, G 2014, 'Future Challenges and Why Cave Mining Must Change', en Proceedings of the Third International Symposium on Block and Sublevel Caving, Universidad de Chile, Santiago, (Ed: R Castro), pp. 23-52.

Fuenzalida, P 2010, ‘Diseños de explotación en panel caving con trituración temprana con sizers’, Tesis para optar al grado de Magíster en Minería, Universidad de Chile, Santiago.

Fuenzalida, P 2016, ‘MMD Sizers’s Advantages in UG Mines, Experience in Hard and Abrasive Rock’, en Proceedings of the Sixth International Conference on Innovation in Mine Operations, Santiago, (Ed: J Barros).

Garcés, D, Rebolledo, H y Miranda, P 2020, 'Incorporating vulnerability of hang-ups and secondary breaking to drawpoints availability for short-term cave plans, El Teniente mine', en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 988-1001.

Gerbier, C, Videla, JC y Castillo, C 2017, ‘Implementación de “Cargas Focales” en la Reducción Secundaria’, en Vigésimo Simposium de Ingeniería en Minas, Santiago, (Eds: A González, S Herrera, C Ojeda y J Méndez), pp. 288-301, Universidad de Santiago de Chile, Santiago.

Glazer, S y Hepworth, N 2004, ‘Seismic monitoring of block cave crown pillar – Palabora Mining Company, RSA’, en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 565-569, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Gómez R, Castro R, Casali A, Palma S y Hekmat A 2017, ‘A Comminution Model for Secondary Fragmentation Assessment for Block Caving’. Rock Mech Rock Eng 50(11):3073–3084.

Gómez, R y Labbé, E 2019, ‘Una opción para el paso a la minería subterránea masiva: la actual metodología aplicada en Chile del “block caving”’. Boletín Geológico y Minero, 130 (1): 181-198.

Guerrero, A 2017, ‘Simulación de sistema LHD automatizado mediante eventos discretos – Aplicación a Minería de Caving Proyecto Nuevo Nivel Mina División El Teniente’, Tesis para optar al grado de Magíster en Minería, Universidad de Chile, Santiago.

Hadjigeorgiou, J y Lessard, JF 2007, ‘Numerical investigations of ore pass hang-up phenomena’, International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences, 9, vol. 44, no. 6, pp. 820-834 ISSN 1365-1609.

Hubert, G, Dirdjosuwondo, S, Plaisance, E y Thomas, L 2000, ‘Tele-Operation at Freeport to Reduce Wet Muck Hazards’, en Proceedings MassMin 2000, Brisbane, pp. 173-179, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

Hustrulid, W, Sun, Ch y Mustoe, G 2004, ‘Some remarks on ore pass design guidelines’, en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 301-308, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Jakubec, J 2014, ‘Fragmentation estimates using BCF software – Experiences and pitfalls’, in Proceedings of the Third International Symposium on Block and Sublevel Caving, Universidad de Chile, Santiago, (Ed: R Castro), pp. 191-200.

Jilberto, G, Conversación personal, Operador de equipo LHD, División El Teniente, CODELCO, Chile, 2020.

Jofre, J, Yáñez, P y Ferguson, G 2000, ‘Evolution in Panel Caving Undercutting and Drawbell Excavation, El Teniente Mine’, en Proceedings MassMin 2000, Brisbane, pp. 249-260, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

Lasagna, G, Cornejo, J, Tello, P y Rodríguez, M 2020, ‘Proyecto Diamante Codelco División El Teniente’, 70 Convención Instituto de Ingenieros de Minas de Chile (IIMCh).

Laubscher, DH 1994, ‘Cave mining – the state of the art’, The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy, pp. 279-293.

Laubscher, DH 2000, ‘A Practical Manual on Block Caving’. Prepared for International Caving Study. JKMRC e Itasca Consulting Group, Inc.: Brisbane.

Liu, YM, Chen, XM, Feng, XL y Ge, QF 2020, ‘Design and production practice of block caving in Pulang Copper mine’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 736-746.

Medina, S. Conversación personal. Chile, 2020.

MMD, 2018. Catálogo de productos y servicios.

Morrison, DM y Labrecque, PO 2020, ‘High-capacity production systems for Block Caving mines’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 703-715.

Mühlenbrock, K, Silva, D, Navarrete, R y Mardones, L 2020, ‘Construction of the first macro block at the Chuquicamata Underground project’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 127-139.

Paredes, P, Leano, T y Jauriat, L 2018, 'Chuquicamata underground mine design: the simplification of the ore handling system of Lift 1', en Proceedings of the Fourth International Symposium on Block and Sublevel Caving, Vancouver, Canadá, (Eds: Y Potvin y J Jakubec), pp. 385-398, https://doi.org/10.36487/ACG_rep/1815_27_Paredes

Paredes, P, Popa, IL, Kline, PR y Sykes, MJ 2020, ‘Undercutless caving at Newcrest: towards the next generation of cave mining’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 166-181.

Potvin, Y y Hudyma, M 2008, ‘Interpreting Caving Mechanisms Using Microseismic Monitoring Data’, en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 971-981, Luleå University of Technology: Sweden.

Rimmelin, R, Chitombo, G y Rojas, E 2020, ‘Hydraulic fracturing in cave mining: Opportunities for improvement’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 275-288.

Rivero, V 2008, ‘Evaluación geomecánica de estrategias de socavación en minería subterránea’, Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, Universidad de Chile, Santiago.

Rojas, E, Molina, R, Bonani, A y Constanzo H 2000, ‘The Pre-Undercut Caving Method at the El Teniente Mine, Codelco Chile’, en Proceedings MassMin 2000, Brisbane, pp. 261-266, The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.

Rojas, N 2020, ‘Análisis sistema de manejo de materiales sector Pacífico Superior’, Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas, Universidad de Chile, Santiago.

Ross, IT 2008. ‘Northparkes E26 Lift 2 block cave – A case study’, en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 25-34, Luleå University of Technology: Sweden.

Sainsbury, B 2012, ‘A Model for Cave Propagation and Subsidence Assessment in Jointed Rock Masses’, Thesis presented in fulfillment of the requirement for the degree of Doctor of Philosophy, University of New South Wales.

Schachter, P, Vega, N, González, R, Silva, M y Celhay, F 2020, ‘Improving drawpoint availability through preconditioning’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 1002-1012.

Silva, D 2017, ‘An Integrated Methodology for the Design and Assessment of Cave Mining Ore Handling Systems’, Thesis submitted for the degree of Master of Philosophy, The University of Queensland, Sustainable Minerals Institute.

Sinuhaji, A, Dessureault, S, Rubio, E y Casten, T 2008, ‘Utilization of secondary sizing data for improved block cave mine planning’, en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 237-246, Luleå University of Technology: Sweden.

Srikant, A, Nicholas, DE y Rachmand, L 2004, ‘Visual estimation of fragment size distributions in the DOZ block cave’, en Proceedings MassMin 2004, Santiago, (Eds: A Karzulovic y M Alfaro), pp. 286-290, Instituto de Ingenieros de Chile, Santiago.

Van As, A y Guest, A 2020, 'The design & operating philosophies of panel vs block caving', en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 207-220.

Vega, H 2020, ‘Metodología de automatización de LHD en minería del caving’, Tesis para optar al grado de Magíster en Minería, Universidad de Chile, Santiago.

Vega, H y Castro, R 2020, ‘Semi Autonomous LHD operational philosophy for panel caving applications’, en Proceedings MassMin 2020, Universidad de Chile, Santiago, (Eds: R Castro, F Báez y K Suzuki), pp. 1313-1321.

Viera, E y Diez, E 2014, ‘Analysis of hangup frequency in Bloque 1-2, Esmeralda Sur Mine’, in Proceedings of the Third International Symposium on Block and Sublevel Caving, Universidad de Chile, Santiago, (Ed: R Castro), pp. 138-145.

Yuming, L y Jinfeng, Z 2008, ‘Tongkuangyu mine’s pase 2 project’, en Proceedings MassMin 2008, Lulea, (Eds: H Schunnesson y E Nordlund), pp. 53-62, Luleå University of Technology: Sweden.

9 Anexos

Ecuaciones

- **Utilización Sizer**

$$Utilización_{Sizer} = \frac{Baldadas_{descargadas\ al\ Sizer} * Tonelaje_{Baldada}}{Capacidad\ Sizer * Tiempo\ utilizado} \quad (6)$$

- **Disponibilidad de estaciones de vaciado**

$$Baldadas_T = Baldadas_{PREF\ 1} + Baldadas_{PREF\ 2} + Baldadas_{PREF\ 3} + Baldadas_{PREF\ 2\ ST2} + Baldadas_{PREF\ 3\ ST2} \quad (7)$$

$$Disp_{PREF\ 1} = \frac{(Baldadas_{PREF\ 1} - Baldadas_{PREF\ 1\ no\ habilitado})}{(Baldadas_T - Baldadas_{PREF\ 2\ ST2} - Baldadas_{PREF\ 3\ ST2})} \quad (8)$$

$$Disp_{PREF\ 2} = \frac{(Baldadas_{PREF\ 2} - Baldadas_{PREF\ 2\ no\ habilitado})}{(Baldadas_{PREF\ 2} - Baldadas_{PREF\ 2\ ST2} + Baldadas_{PREF\ 3} - Baldadas_{PREF\ 3\ ST2})} \quad (9)$$

$$Disp_{PREF\ 3} = \frac{(Baldadas_{PREF\ 3} - Baldadas_{PREF\ 3\ no\ habilitado})}{(Baldadas_{PREF\ 3} - Baldadas_{PREF\ 3\ ST2})} \quad (10)$$

- **Tiempo utilizado**

$$Tiempo\ utilizado = Tiempo_{TOTAL} - Tiempo_{RS} \quad (11)$$