

**UNIVERSIDAD TÉCNICA FEDERICO SANTA MARÍA
DEPARTAMENTO DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y DE MATERIALES
SANTIAGO - CHILE**



**“SIMULACIÓN DEL NIVEL DE PRODUCCIÓN DE UNA MINA PANEL
CAVING AL INCORPORAR UN SISTEMA DE CONFINAMIENTO
DINÁMICO PARA PALAS LHD SEMIAUTÓNOMAS”**

JOSÉ PABLO ESPINOZA JARA

**MEMORIA DE TITULACIÓN PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO
CIVIL DE MINAS**

PROFESOR GUÍA:

JAVIER RUIZ DEL SOLAR SAN MARTÍN, PhD

PROFESOR CO-REFERENTE:

RODRIGO ESTAY HUIDOBRO, PhD

NELSON MORALES VARELA, PhD

MAURICIO MASCARÓ MUÑOZ

OCTUBRE 2021

AGRADECIMIENTOS

Primero que todo agradecer a mi familia por su apoyo durante todo este proceso, en especial a mi madre por todo el amor, esfuerzo y dedicación que nos ha brindado a mí y a mis hermanos, siempre buscando que nos desarrollemos como profesionales y personas de bien. Agradecer también a mis hermanos por su apoyo y confianza. A mi pareja Dalia por su paciencia y apoyo durante este último tiempo y en especial durante el desarrollo de esta memoria.

Luego me gustaría agradecer a mi segunda familia, mis amigos, un pilar fundamental en todo este proceso educativo y de crecimiento, quienes muchas veces me dieron ánimos, consejos o simplemente un relajo necesario cuando tenía muchas cosas en mente. A mis amigos de la universidad les agradezco por tantas mañanas, tardes y noches de estudio, donde nos apoyamos mutuamente para seguir avanzando juntos y luego, nos fuera bien o mal, siempre supimos darnos un momento para relajarnos, compartir y hacer la experiencia universitaria un poco más grata. A mis amigos de San Vicente, que tantos buenos momentos y aventuras me han regalado, han sido el cable que me conecta a tierra con cercanía y empatía. Mención honrosa a Piero y Alexander, que han sido como hermanos durante el proceso de adaptación en Santiago.

A todos los profesores que confiaron en mí y me motivaron a aprender cosas nuevas y desarrollarme como persona. A mis profesores de básica en la Escuela Carmen Gallegos, por inculcarme los hábitos de estudio y la participación en actividades curriculares. A mis profesores de educación media del Colegio Nehuén, quienes son un pilar fundamental de mi educación científica pero también de mi pasión por las ciencias y las humanidades. También agradecer a los profesores del Colegio El Salvador por la excelente preparación que nos brindaron para la PSU, el primer paso para entrar a la UTFSM. Por último, mis agradecimientos a los profesores de la universidad por todo el conocimiento traspasado y la disposición para con los alumnos. Mención honrosa a los profesores Víctor Encina y Jorge Ipinza, quienes tomaron un rol clave en la formación del Ingeniero de Minas sansano, creando una identidad colectiva y un perfil de egreso con amplios conocimientos en minería y metalurgia.

Por último, me gustaría agradecer al equipo del AMTC por darme la oportunidad de ser parte de este proyecto. En especial al grupo de trabajo que conformamos entre Javier Ruiz del Solar, Mauricio Mascaró, Nelson Morales y Cristófer Hernández (este último también memorista de un estudio similar), por su disposición a ayudar y compromiso por que el proyecto saliera adelante. Destaco la gran colaboración de Consuelo Moreno, ingeniera del laboratorio Delphos (grupo de planificación minera del AMTC), quien tuvo la paciencia de ayudarme a entender el software de simulación (DSimUG) y guiarme en la programación de las modificaciones requeridas para desarrollar los modelos de este estudio.

RESUMEN

Uno de los métodos de extracción subterránea que han adquirido gran relevancia en el último tiempo (desde el siglo pasado a la fecha) son los métodos de hundimiento *Block/Panel Caving*, los que entregan un alto ritmo de producción y permiten compensar la caída en la ley de los yacimientos. Debido a esto y a una amplia experiencia en Chile con este método, proyectos como Nuevo Nivel Mina Andes Norte y el Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (ambos de CODELCO), operarán con *Block/Panel Caving*.

Entre las ventajas del método destaca su alta mecanización, lo que ha motivado a utilizar los avances en automatización dentro de las labores mineras. Ejemplo de esto es la operación con martillos pica roca teleoperados y cargadores LHD semiautónomos, los cuales disminuyen notablemente la exposición al riesgo y mejoran la salud ocupacional.

La incorporación de estos equipos ha requerido el desarrollo de una nueva filosofía de operación dentro de las minas, donde se debe garantizar la coexistencia segura de máquinas y personas. Esto se lleva a cabo mediante un sistema de confinamiento que separa zonas “confinadas” para que no entren ni salgan equipos o personas de ella utilizando elementos de segregación. En la experiencia nacional, esta forma de operar ha sido utilizada en pequeños sectores (unas cuantas calles), donde ha habido una demarcada separación entre la “zona manual” y la “zona autónoma”, no permitiendo la coexistencia en operación de equipos autónomos y personas, generando altas interferencias por las detenciones de equipos autónomos cuando entran personas al sector confinado.

Para disminuir las interferencias y por ende mejorar el desempeño de los equipos LHD semiautónomos, en el AMTC se ha diseñado una nueva filosofía de operación con dos propuestas de confinamiento dinámico (o flexible) que permite la creación de zonas de confinamiento dinámico dentro del sector autónomo y poder segregar zonas de trabajo y de traslado, garantizando una “ruta segura” para los trabajadores. A fin de probar los resultados de incorporar estas dos propuestas, en esta memoria se desarrollaron 3 modelos de simulación: el caso base que busca replicar la extracción de mineral en el nivel de producción de una mina *panel caving* de 35 ktpd, el confinamiento dinámico moderado y el confinamiento dinámico intensivo, donde este último es más permisivo en la coexistencia de equipos autónomos y personas en la zona autónoma.

El caso base demostró buen desempeño acorde al plan ingresado por lo que se toma como sustento para realizar las comparaciones. Por su parte, el confinamiento moderado logró una producción 35% mayor que el caso base y la utilización de los LHD SA llegó a 74% (versus un 55% del caso base), mientras que el confinamiento intensivo alcanzó una producción 47% mayor que el caso base y una utilización del 81%, esto gracias a una potente disminución de las interferencias operacionales. También se varió la cantidad de equipos necesarios para cumplir el plan (14 palas en el caso base), encontrando que el conf. moderado e intensivo pueden producir lo mismo con 10 y 9 palas, respectivamente.

Se analizó también la operación de martillos autónomos versus teleoperados, arrojando que los autónomos podrían disminuir las interferencias por colpa en parrilla en un 62% y aumentar la producción en un 6%.

ABSTRACT

One of the underground extraction methods that have acquired great relevance in recent times (from the last century to present) are the Block/Panel Caving methods, which achieve a high rate of production, that helps offset the drop in deposit grades. Due to this and the great experience in Chile in this method (as in CODELCO's El Teniente Division), projects such as Nuevo Nivel Mina Andes Norte and Chuquicamata Subterránea (CODELCO), plan their operations with this method.

Among the advantages of the method is the high mechanization, which has motivated the use of advances in automation within mining operations. An example of this is the operation with teleoperated rock breakers and semi-autonomous LHD, which notably reduce exposure to risk and improve occupational health.

The incorporation of this equipment has required the development of a new operating philosophy within the mines, where the safe coexistence of machines and people must be guaranteed. This is carried out by means of a confinement system that separates "confined" areas so that equipment or people do not enter or leave it using segregation elements. In the Chilean experience, this way of operating has been used in small sectors (a few streets), where there has been a demarcated separation between the "manual zone" and the "autonomous zone", not allowing the coexistence in operation of autonomous equipment and people, generating high interference due to the stops of autonomous equipment when people enter the confined sector.

To reduce interference and therefore improve the performance of semi-autonomous LHD equipment, a new operating philosophy has been designed at AMTC with two proposals for dynamic (or flexible) confinement that allows the creation of dynamic confinement zones within the autonomous sector and to be able to segregate work and displacement areas, guaranteeing a "safe route" for workers. To test the results of incorporating these two proposals, in this report 3 simulation models were developed: the base case that seeks to replicate the extraction of ore from the production level of a panel caving mine with a production of 35 ktpd, the moderate dynamic confinement and the intensive dynamic confinement, where the latter has is more permissive in the coexistence of autonomous equipment's and people in the autonomous zone.

The base case showed good performance according to the plan entered, so it is taken as a basis for making comparisons. On the other hand, the moderate confinement achieved a 35% higher production than the base case and the utilization of the LHD SA reached 74% (versus 55% for the base case), while the intensive confinement reached a 47% higher production. than the base case and 81% utilization, all thanks to a powerful decrease in operational interference. The amount of equipment needed to comply with the 35 [ktpd] plan was also varied, finding that moderate confinement can be done with 10 LHD SA and intensive confinement with 9 LHD SA (versus the 14-base case LHD's).

The operation of autonomous versus teleoperated rock breakers was also analyzed, showing that autonomous hammers could reduce interferences by 62% and increase production by 6%.

GLOSARIO

1. **AMTC:** *Advanced Mining Technology Center*, es el centro de investigación minero más importante en Chile, con más de 10 años de trayectoria desarrollando investigación, *hardware* y *software* aplicado a minería. Forma parte como centro de Facultad en la FCFM (Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas) de la Universidad de Chile.
2. **Área de influencia:** Se define como área de influencia de un punto de extracción al polígono que se forma de interceptar las bisectrices de los triángulos elementales formados con los puntos contiguos al punto de extracción. En una malla de extracción tipo teniente, se calcula como la distancia entre calles de producción por la distancia entre estocadas de carguío, dividido en dos.
3. **Autónomo/Automatizado:** Un equipo o sistema autónomo tiene la capacidad de funcionar sin intervenciones mayores, realizando tareas repetitivas y respetando un entorno de reglas y condiciones del entorno para funcionar. Estas interacciones son reguladas por un sistema de control que regularmente tienen actuadores capaces de, por ejemplo, encender o apagar el equipo, cambiar las variables de operación, generar alertas, entre otras.
4. **Barreras físicas:** En una galería, son elementos de segregación que permiten separar o cortar el paso de una persona o equipo.
5. **Barreras lógicas:** En minas con un sistema de control de equipos autónomos, las barreras lógicas son condiciones programables bajo las cuales se le envía un mensaje al equipo deteniéndolo o disminuyendo la velocidad, por ejemplo.
6. **Batea:** Una batea es parte de la infraestructura del nivel de producción que permite conectar este mismo con el nivel de hundimiento, permitiendo crear un embudo por donde caerá el material arrancado.
7. **Calle colgada:** Es una calle que posee un porcentaje parametrizable o la totalidad de sus puntos de extracción colgada, es un estado. Otros estados de las calles pueden ser con agua/barro, disponible, en reparación o muestreo.
8. **Chancador:** Equipo que lleva a cabo la reducción de tamaño de la roca en la etapa temprana del proceso de conminución convencional. En minas subterráneas el chancador se ha construido en una caverna, permitiendo reducir de tamaño el mineral abajo y luego llevarlo a superficie mediante correas transportadoras.
9. **CODELCO:** Corporación Nacional del Cobre, empresa estatal chilena que, durante el año 2020, su producción totalizó 1.727.355 [tmf] de cobre fino la cual corresponde al 8% de la producción mundial y un 30% de la producción nacional.
10. **Colgadura:** Detención en el flujo gravitacional de roca por un punto de extracción producto de la formación de un arco de roca (o una roca de gran tamaño) que “tapa” la caída de más material. Se pueden dar a gran altura o a baja altura. También se le suele llamar punto “colgado” a un punto que tiene una roca con sobre tamaño en el suelo que la pala LHD no puede cargar.

11. **Columna litostática:** Se refiere a la presión que ejerce la columna de roca sobre un punto en el macizo rocoso, minas más profundas tienen mayor carga litostática.
12. **Confinamiento:** En minería automatizada, se refiere al resguardo seguro de sectores o equipos que puedan presentar un riesgo. Una calle confinada, por ejemplo, es una calle cerrada mediante cenefa o portón para la operación.
13. **Controles hápticos:** Tecnología en la operación a distancia de equipos, que permite sentir lo que se muestra en una pantalla, como por ejemplo la resistencia al movimiento de un control (ejercer más fuerza ante un movimiento del operador que pueda provocar una colisión).
14. **Cuadrilla de cachorro:** Cuadrilla de personal que se mueve por el nivel de producción descolgando puntos en las calles de producción, para habilitar estas últimas.
15. **Cuadrilla de mantención:** Se refiere a la cuadrilla de personal que recurre a retirar un equipo semiautónomo cuando esta falla en una calle y no puede moverse por sí solo.
16. **Descuelgue (o reducción secundaria):** Son las labores que lleva a cabo una cuadrilla de reducción secundaria (o cuadrilla de cachorro) para habilitar el flujo de material en un punto de extracción.
17. **Determinístico:** Que está controlado por sus condiciones iniciales y no puede variar. Un ejemplo de variable determinística es una velocidad de 16 [km/h].
18. **Distribución de probabilidad:** En estadística, la distribución de probabilidad de una variable aleatoria es una función que asigna a un suceso definido sobre la variable, un valor para que el suceso ocurra o no.
19. **Esfuerzos:** Para efectos de este trabajo, se podría definir como la fuerza que actúa sobre un cuerpo para deformarlo. Dentro del macizo rocoso o dentro de un yacimiento, los esfuerzos son las cargas que ejerce la roca del entorno, las que se concentran alrededor de las galerías y aumentan con un aumento de profundidad.
20. **Extracción en régimen:** En minería, se refiere al período de tiempo durante el cual la producción de la mina alcanza su capacidad de diseño. Viene luego de la etapa de *ramp-up* (desde donde parte la producción hasta cuando llega al régimen) y luego del régimen viene el *ramp-down*, donde se comienza a disminuir la producción hasta que se agota el recurso minero.
21. **Factor balde:** Toneladas de material promedio que transporta un equipo, que se obtiene por mediciones de operación o valores esperados.
22. **Galería:** Túnel horizontal que conecta un punto a con un punto b. Dentro de una mina existen varios tipos de galerías con distintos nombres dependiendo de su uso o tamaño. La galería de cabecera se refiere a una que rodea un sector productivo, pudiendo ser una galería externa (o perimetral) que conecta distintos niveles a lo largo de las calles o que conecta la entrada/salida de las calles de la mina.

23. **Geomecánica:** Es el estudio geológico y físico del comportamiento del suelo, rocas y túneles. En minería, es el área que se encarga de garantizar la estabilidad de la mina.
24. **Hardware:** Es el conjunto de componentes físicos de los que está hecho un equipo, generalmente piezas de un dispositivo tecnológico.
25. **Internet de las cosas:** Se refiere a la gran red de infraestructura, información y conectividad que permiten los nuevos desarrollos tecnológicos, pudiendo incluso monitorear y controlar un equipo o proceso en tiempo real (con bajísimos retrasos).
26. **Inversión LHD:** Son las maniobras que debe efectuar un equipo LHD para cambiar de sentido en la calle de producción, para extraer material de los puntos de extracción del otro lado de la calle.
27. **Jumbo:** Equipo perforador para minería subterránea. Los hay especiales para desarrollo de galerías, para reducción secundaria, entre otros modelos ofrecidos por proveedores como Sandvik.
28. **Layout:** Corresponde a la vista de planta (o isométrica) de los túneles y galerías que componen un sector en estudio dentro de la mina, por ejemplo, el layout del nivel de producción.
29. **Ley de mineral:** Es el porcentaje de un mineral cualquiera expresado en porcentaje, por ejemplo, la ley de cobre de una roca es 1%. El mismo concepto aplica para expresar en ppm, gramos por tonelada, entre otros.
30. **LHD:** Acrónimo de *Load, Haul, Dump*, equipo cargador de minería subterránea que carga en puntos de extracción, transporta el mineral y vacía en piques de traspaso o alimentadores a chancador dentro de la mina.
31. **Macizo rocoso:** Es un conjunto formado por la matriz rocosa del suelo y subsuelo, y por discontinuidades. En minería se le llama así a la franja rocosa que rodea el yacimiento y colinda con las instalaciones de la mina.
32. **Martillo pica roca:** Equipo estático o móvil con una punta y suficiente fuerza para quebrar una roca que pueda estar bloqueando el flujo por un punto de extracción o pique de vaciado.
33. **Pique de traspaso:** Galería vertical (o pique) utilizado para conectar el nivel de producción con el nivel de transporte, transporte intermedio o alimentación a chancadores.
34. **Plan minero:** Corresponde al agendamiento estratégico de la producción por frentes (puntos de extracción) o bloques de mineral, en el cual se define la secuencia de extracción junto con los tonelajes y leyes extraer por periodo, la que busca maximizar el valor del negocio minero.
35. **Punto colgado:** Es un punto de extracción cuyo flujo de mineral ha sido discontinuado. Esta situación se da debido a aparición de colgaduras, bolones o barro.

36. **Remoto o teleoperado:** Operación de equipos o sistemas que se realiza a distancia en otras instalaciones, muchas veces en un ambiente mucho más seguro y cómodo para el operador.
37. **Sensor:** Dispositivo que capta magnitudes físicas (variaciones de luz, temperatura, sonido, etc.) u otras alteraciones de su entorno. Sensar significa realizar alguna o varias mediciones en el entorno.
38. **Simulación:** Corresponde a un modelo computacional que se construye en base a mediciones o modelos de la operación, junto con reglas de decisión y asignación de tareas, entre otros parámetros (o modelos de entrada) que permiten recrear un proceso, población o entorno en estudio.
39. **Sistema de manejo de materiales:** Se refiere al conjunto de equipos y operaciones que permiten sacar el material de la mina. A veces parte del proceso considera la reducción de tamaño del mineral para poder sacar mediante correas transportadoras.
40. **Sistema de monitoreo y control:** Se refiere a un sistema que permite llevar un registro y control de variables dentro de un sistema en tiempo real. Este sistema puede asignar tareas y generar respuesta de equipos para regular algunas de estas variables.
41. **Sistema de segregación:** En minas con equipos autónomos o semiautónomos, el sistema de segregación se encarga de delimitar y separar de manera segura las zonas operadas de forma autónoma de las zonas donde transitan personas o equipos manuales, utilizando elementos de segregación como un portón o sensor. Mediante este sistema se implementa el confinamiento entre zonas.
42. **Software:** Guarda relación con el conjunto de programas o aplicaciones, instrucciones y reglas informáticas que hacen posible el funcionamiento de un equipo o sistema.
43. **Tronadura:** La tronadura es la operación con la cual se realiza el arranque del mineral desde el macizo rocoso, permitiendo separarlo y disminuir su tamaño de tal forma que pueda ser cargado y transportado por equipos mineros.
44. **Yacimiento:** Es una porción del macizo rocoso con ocurrencia de minerales que poseen un valor económico por su posible extracción.
45. **Zona de preparación:** En faenas que operan con el método panel caving, la zona de preparación corresponde a un frente de avance donde se efectúan labores de desarrollo de túneles y construcción de las estructuras principales del nivel de producción, como piques, bateas, frontones, entre otros. Siempre va unos metros adelantados de la zona de producción para ir habilitando puntos a medida que voy agotando los de abajo, lo que permite adelantar la producción y postergar la inversión de construcción del panel/bloque completo (como en block caving).
46. **Zona de producción:** En minería subterránea, corresponde a la zona donde se produce el arranque del mineral en el nivel de producción. Posee calles, cruzados de producción, piques de vaciado, zonas de espera, entre otra infraestructura.

ÍNDICE

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN	14
1.1 OBJETIVOS	15
1.1.1 OBJETIVO GENERAL	15
1.1.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS	15
1.2 ALCANCES	15
CAPÍTULO 2: ANTECEDENTES	16
2.1 ANTECEDENTES GENERALES SOBRE OPERACIÓN AUTOMATIZADA EN MINERÍA.....	16
2.2 ANTECEDENTES DE EXPLOTACIÓN MEDIANTE BLOCK/PANEL CAVING.....	17
2.2.1 GENERALIDADES DEL MÉTODO	17
2.2.2 PLANIFICACIÓN MINERA EN PANEL CAVING	19
2.3 ANTECEDENTES DE OPERACIÓN CON LHD SA EN DIVISIÓN EL TENIENTE DE CODELCO.....	21
2.3.1 DIVISIÓN EL TENIENTE	21
2.3.2 PROYECTO ANDES NORTE NUEVO NIVEL MINA	22
2.3.3 OPERACIÓN CON LHD SEMIAUTÓNOMOS EN DET	23
2.3.4 SISTEMAS DE CONFINAMIENTO Y SEGREGACIÓN	26
2.3.5 OPERACIÓN CON MARTILLOS PICA-ROCA TELEOPERADOS ...	31
2.4 INDICADORES OPERACIONALES LHD	32
2.5 SIMULACION DE EVENTOS DISCRETOS	33
CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA.....	40
3.1 ETAPAS 1 Y 2: FORMULACIÓN DEL PROBLEMA Y AJUSTE DE OBJETIVOS	40
3.2 ETAPA 3: MODELO CONCEPTUAL	40
3.3 ETAPA 4: RECOLECCIÓN DE DATOS	40
3.4 ETAPA 5: MODELO COMPUTACIONAL EN DSIM	40
3.5 ETAPA 6: VERIFICACIÓN	42
3.6 ETAPA 7: VALIDACIÓN	42
3.7 ETAPAS 8 Y 9: DEFINICIÓN DE ESCENARIOS Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD.....	42
3.8 ETAPAS 10 Y 11: EXPERIMENTOS Y DOCUMENTACIÓN.....	42
3.9 ETAPA 12: IMPLEMENTACIÓN	43
3.10 RESUMEN METODOLOGÍA	43
CAPÍTULO 4: CASO DE ESTUDIO	44

4.1	MODELO CONCEPTUAL.....	44
4.1.1	ELEMENTOS COMUNES DEL MODELO CONCEPTUAL	44
4.1.2	ELEMENTOS PARTICULARES DEL CASO BASE.....	46
4.1.3	ELEMENTOS PARTICULARES DEL CONFINAMIENTO MODERADO	47
4.1.4	ELEMENTOS PARTICULARES DEL CONFINAMIENTO INTENSIVO.....	48
4.1.5	ELEMENTOS DE CONFINAMIENTO Y SEGREGACIÓN.....	49
4.2	MODELO COMPUTACIONAL EN DSIMUG.....	50
4.2.1	PRINCIPALES ELEMENTOS DEL MODELO COMPUTACIONAL .	50
4.2.2	MODELOS PARALELOS.....	55
4.2.3	RESUMEN DE ENTRADAS Y SALIDAS DEL MODELO.....	57
4.3	VERIFICACIÓN	58
4.4	VALIDACIÓN	59
4.5	DEFINICIÓN DE ESCENARIOS Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD.....	61
4.6	SIMULACIONES EJECUTADAS Y DOCUMENTACIÓN	61
CAPÍTULO 5: RESULTADOS		63
5.1	VARIABILIDAD DE RÉPLICAS	63
5.2	PRODUCCIÓN TOTAL Y POR CALLE.....	64
5.3	DISTRIBUCIÓN DEL TIEMPO E INDICADORES OPERACIONALES ...	65
5.4	MARTILLO PICA ROCAS TELEOPERADO VERSUS AUTÓNOMO	66
5.5	GALERIA DE CABECERA CON 1 O 2 SENTIDOS PARA LHD SA.....	67
5.6	PRODUCCIÓN PARA VARIACIONES EN PARQUE DE LHD'S	68
5.7	VELOCIDAD DE EXTRACCIÓN	69
CAPÍTULO 6: ANÁLISIS DE RESULTADOS		70
6.1	ANÁLISIS PRODUCTIVO DEL CONFINAMIENTO DINÁMICO.....	70
6.2	ANÁLISIS MINERO-ECONÓMICO DEL CONFINAMIENTO DINÁMICO 73	
CAPÍTULO 7: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		75
CAPÍTULO 8: REFERENCIAS		78
ANEXOS.....		81

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Modulo de extracción mediante el método panel caving (Valenzuela, 2017).....	18
Ilustración 2: Proceso de planificación de minas explotadas por block/panel caving (Vásquez, 2018).....	19
Ilustración 3: Sectores de la Mina El Teniente al año 201. Escritos en blanco están los sectores productivos y en naranja los proyectos de ese entonces (Constanzo et. al., 2013).....	21
Ilustración 4 Disposición de los paneles PNNM Andes Norte y proyectos Andesita y Diamante según PDA (Vicepresidencia de Proyectos Codelco, 2016).	22
Ilustración 5: Proyectos de División El Teniente (CODELCO, 2020).	23
Ilustración 6 Diagrama de arquitectura Automine™ (Uribe, 2014).	25
Ilustración 7: Centro Integrado de Operaciones (CIO), División El Teniente, Rancagua.	26
Ilustración 8: Matriz de segregación. Escritos en verde están los elementos de segregación que presentan la característica de ser informativos (que informan a las personas de su presencia).	28
Ilustración 9: Ilustración conceptual de elementos de segregación del nivel de producción NNM Andes Norte (AMTC, 2017).	29
Ilustración 10: Zona de registro para el PNNM Andes Norte (AMTC, 2017).....	30
Ilustración 11: Disposición de elementos de segregación en zonas de trabajo (AMTC, 2017).....	30
Ilustración 12: Esquema de sensores en piques de traspaso para modelamiento 3D del entorno del martillo pica-rocas teleoperado (AMTC, 2020).	31
Ilustración 13: Distribución del tiempo según norma Asarco (Gerencia de Minas DET, 2007).....	32
Ilustración 14: Confiabilidad vs nivel de detalle del modelo de simulación (Labão & Vieira, 1999).....	35
Ilustración 15: Metodología para el desarrollo de modelos de simulación. (Banks, 1999).....	37
Ilustración 16: Diagrama de flujo de la metodología de Banks (1999), adaptada a este estudio.....	43
Ilustración 17: Criterios de decisión LHD SA dentro de la simulación. Elaboración propia.	45
Ilustración 18: Criterios de decisión cuadrilla cachorrera. Elaboración propia.	45
Ilustración 19: Criterios de decisión escolta. Elaboración propia.	46
Ilustración 20: Criterios de decisión martillo pica rocas. Elaboración propia.....	46
Ilustración 21: Diagrama de flujo en detalle del caso base a simular. CM, PE y PT son acrónimos de cuadrilla móvil (cachorro o mantención), punto de extracción y pique de traspaso, respectivamente. Elaboración propia.....	47
Ilustración 22: Diagrama de flujo en detalle del Confinamiento Moderado. CM, GC, PE y PT son acrónimos de cuadrilla móvil (cachorro o mantención), galería de cabecera, punto de extracción y pique de traspaso, respectivamente. Elaboración propia.	48
Ilustración 23: Diagrama de flujo en detalle del Confinamiento Intensivo. CM, GC, PE y PT son acrónimos de cuadrilla móvil (cachorro o mantención), galería de cabecera, punto de extracción y pique de traspaso, respectivamente. Elaboración propia.	49

Ilustración 24: Layout de la simulación. La zona coloreada en morado es la zona autónoma, los caminos e instalaciones fuera de ella forman parte de la zona manual. Elaboración propia..... 51

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Tonelaje mensual planificado para el nivel de producción NNM Andes Norte. Fuente: documentación interna de CODELCO.....	54
Gráfico 2: Velocidad de extracción por punto en función del porcentaje de altura extraída, según restricciones geomecánicas en División El Teniente de CODELCO (Oyarce, 2017).....	54
Gráfico 3 En azul el plan para el proyecto NNM Andes Norte en el mes 140 y en naranja el plan promedio de los 30 días del mes 140 elaborado para esta memoria. Fuente: elaboración propia a partir de documentación interna de CODELCO.....	55
Gráfico 4: Productividad (o tonelaje extraído) de puntos de extracción entre colgaduras, para distinta altura de columna extraída (Salazar & Ramírez, 2016).....	57
Gráfico 5: Plan minero por calle para 3 distintos días. Tonelaje total por día 35,019; 35,005 y 35,057 (días 1, 15 y 29, respectivamente). Elaboración propia.....	59
Gráfico 6: Promedio de producción por caso y número de réplicas.....	63
Gráfico 7: Variación porcentual de la producción respecto al promedio anterior.....	63
Gráfico 8: Box-plots de material extraído en el nivel de producción por cada caso simulado.	64
Gráfico 9: Tonelaje extraído por cada calle, en cada caso simulado.....	65
Gráfico 10: Distribución del tiempo diario por caso. Las etiquetas son los tiempos en horas.	65
Gráfico 11: Disponibilidad y utilización diaria por caso (promedio 50 réplicas en DSimUG).....	66
Gráfico 12: Rendimiento y f. operacional diaria por caso (promedio 50 réplicas en DSimUG).....	66
Gráfico 13: Producción total del nivel de producción y horas de interferencia por colpa en parrilla en el LHD, para los casos de martillo teleoperado y martillo autónomo.	67
Gráfico 14: Producción total por caso comparando 1 o 2 sentidos en cabecera para LHD SA.	67
Gráfico 15: Distribución del tiempo de un día para LHD SA con 1 o 2 sentidos en cabecera.	68
Gráfico 16: Tonelaje extraído para distintos números de flota de LHD.	68

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Indicadores de operación LHD SA y pruebas piloto en CODELCO (Uribe, 2014).	25
Tabla 2: Parámetros operacionales LHD semiautónomo ingresados a la simulación. DR y PN se refieren al sector Diablo Regimiento y Pipa Norte, respectivamente.	52
Tabla 3: Parámetros operacionales de la cuadrilla de cachorro.	52
Tabla 4: Parámetros de martillos pica roca estáticos ingresados a DSimUG. Uniforme se refiere a distribución de probabilidad uniforme.	53
Tabla 5: Parámetros de distribución Weibull para fallas de palas LHD (Rojas, 2020).	56
Tabla 6: Modelamiento del petróleo como una falla del LHD SA.	56
Tabla 7: Eventos de sobretamaño según rango y toneladas depositadas (Codelco, 2016).	56
Tabla 8: Variables de entrada y salida de la simulación en DSimUG. PE, PT y MyR son acrónimos de punto de extracción, pique de traspaso y tiempo de mantención y reparación.	58
Tabla 9: Indicadores promedio de simulaciones con 50 réplicas, utilizados para validar.	59
Tabla 10: Estadísticas de las velocidades de extracción para un día de simulación por caso. Velocidades están en [ton/m ² ·día].	69
Tabla 11: Resultados promedio de 50 simulaciones del caso base en DSimUG.	81
Tabla 12: Resultados promedio de 50 simulaciones del confinamiento moderado en DSimUG.	82
Tabla 13: Resultados promedio de 50 simulaciones del confinamiento intensivo en DSimUG.	83
Tabla 14: Plan minero ingresado a DSimUG. La ID calle se refiere al nombre del punto de extracción en DSim y es de la forma LF”Sentido”_Strt”N° Calle”_”N° Zanja”.	84

CAPÍTULO 1: INTRODUCCIÓN

La minería del cobre en Chile presenta grandes desafíos respecto a la profundización y disminución de leyes de algunos de sus yacimientos más antiguos. Debido a la larga tradición minera en el país, algunos de sus yacimientos más cercanos a superficie ya fueron explotados por lo que hay una tendencia hacia la minería subterránea. Un ejemplo es Chuquicamata de CODELCO que recientemente pasó de rajo abierto a subterránea.

Entre los métodos de explotación subterránea, los de hundimiento masivo (*block/panel caving*) poseen gran relevancia debido a las altas producciones alcanzadas y bajos niveles de costos obtenidos en años de operación alrededor de todo el mundo. En el método *Panel Caving*, se construyen galerías en la base del recurso de interés (nivel de hundimiento), para tronar el mineral y generar un corte basal. Esto induce esfuerzos para la generación y propagación de fracturas que suben hasta alcanzar superficie. Algunos metros más abajo se construyen las galerías del nivel de producción, donde se generan bateas mediante tronadura, conectando el nivel de producción con el de hundimiento. La extracción de mineral se realiza en puntos de extracción con cruzados para la entrada de palas LHD que cargan y vacían mineral en piques que conectan con el sistema de manejo de materiales.

Por otro lado, la construcción de minas profundas implica desafíos geomecánicos para garantizar la estabilidad de las galerías. El macizo rocoso acumula la energía de los esfuerzos in situ, y la puede liberar de manera violenta (estallidos de roca) o paulatina (colapsos), eventos que han generado importantes desafíos en términos de seguridad.

Para enfrentar estos desafíos se han desarrollado e implementado diversas tecnologías. Entre ellas destaca el hidrofracturamiento que permite debilitar la roca con agua a alta presión y disminuir la concentración de esfuerzos (CODELCO, 2020), equipos y sensores para monitorear en línea del estado y operación de los equipos con redes WIFI MineLAN, (CODELCO, 2012), y disminuir la exposición del trabajador al riesgo, como la teleoperación y la automatización de equipos en la mina y en planta.

Una tecnología que ya ha sido validada en División El Teniente (DET, sectores como Pipa Norte, Diablo Regimiento, Esmeralda), son los equipos LHD semiautónomos (LHD SA), que permiten realizar la carga de forma teleoperada, y los ciclos de transporte y descarga de forma autónoma, disminuyendo la exposición del trabajador al riesgo. Por esto, los proyectos Nuevo Nivel Mina Andes Norte (o NNM Andes Norte) y Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea (PMCHS), proyectan operación con palas LHD SA (Vega, 2020).

La operación de estos equipos ha generado nuevos desafíos en términos de seguridad, como, por ejemplo, contar con elementos de segregación que impidan el paso de equipos y separen las zonas con operadores (o manuales) de las zonas autónomas. Además, es necesario tener un sistema de control en línea que sea eficiente en la asignación de tareas, monitoreo y regulación de las interacciones entre equipos y elementos de segregación.

En el presente estudio se estimarán las posibles disminuciones en las interferencias en producción al operar con un nuevo sistema de segregación flexible o dinámico (SCD),

que permitirá crear un nivel adicional de segregación dentro de la zona autónoma del nivel de producción, permitiendo subdividirlo en subsectores manuales/autónomos.

La evaluación de los impactos productivos de esta propuesta en el sistema se realizará mediante la construcción de una simulación de eventos discretos en el software DSimUG, que permitirá la creación y asignación de zonas de confinamiento dinámico (ZCD), y regular las interacciones entre equipos, elementos de segregación y cuadrillas móviles, además de entregar indicadores sobre la operación.

El presente documento forma parte un proyecto de una investigación del área de automatización del *Advanced Technology Mining Center* (AMTC) de la Universidad de Chile, que involucra la operación con LHD SA en el nivel de producción de una mina explotada por *panel caving*, tomando como ejemplo el Proyecto NNM Andes Norte de CODELCO. La investigación se apoya de documentación oficial de CODELCO, mediante convenios y proyectos de investigación e ingeniería firmados con el AMTC.

1.1 OBJETIVOS

1.1.1 OBJETIVO GENERAL

Estimar la producción e indicadores de desempeño de equipos en el nivel de producción de una mina explotada por *panel caving* para distintas políticas (o casos) de confinamiento entre equipos semiautónomos y personas o equipos operados por personas, mediante el desarrollo un modelo de simulación.

1.1.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Contar con una herramienta que permita la evaluación de la producción y la comparación de distintas tecnologías mediante simulación.
- Comparar el desempeño del sistema al utilizar martillo pica roca teleoperado versus uno autónomo.
- Estudiar los posibles beneficios productivos y económicos del SCD.

1.2 ALCANCES

El modelo considera el nivel de producción de una mina explotada por *panel caving*, donde se simulará la operación de extracción de mineral desde los puntos de extracción mediante equipos LHD SA, para ser descargado en piques de traspaso dentro de la misma calle. Se modelan las interferencias operacionales y traslados por fallas de equipos o interrupción del flujo en los puntos de extracción. Se registran los tonelajes extraídos por punto e indicadores de los LHD SA, cuadrillas de cachorro y martillos pica rocas.

CAPÍTULO 2: ANTECEDENTES

2.1 ANTECEDENTES GENERALES SOBRE OPERACIÓN AUTOMATIZADA EN MINERÍA

El siglo pasado fue testigo de grandes crecimientos en el sector minero. Todo partió en la producción manual (1890-1930, con productividades de 1000 ton/persona/año), luego con las primeras máquinas comenzó la producción mecánica (1930-1980, productividades de 3.000 ton/persona/año). Tras avances en los sistemas de control y remotización de operaciones se pasó a la producción remota (1980-2020, con productividades de hasta 4.000 ton/persona/año) y se proyecta desde ahora en adelante el paso a la producción automatizada donde la productividad por persona anual será entre 5.000 y 7000 ton/persona/año (ABB, 2015), potenciados por las tecnologías de automatización, sistemas de monitoreo y control, telecomando y optimización, junto con la interconexión de las operaciones en tiempo real mediante redes WIFI robustas y con bajas latencias, que permiten operación casi en tiempo real.

La automatización puede ser entendida como la gestión inteligente de un sistema usando tecnología apropiada, de tal manera que su operación pueda ocurrir sin intervención humana (Meller & Salinas, 2019). La misma fuente señala que la automatización se ha aplicado a distintas etapas en la cadena de valor en minería, entre ellas: perforación y tronadura, camiones autónomos, martillos remotos, tren automático y en la entrega de productos en el puerto. En todos estos casos los equipos autónomos han demostrado ser ampliamente eficientes, además de que los costos de la mano de obra cada vez incrementan mientras el de los robots disminuye (Meller & Salinas, 2019).

Un interesante caso de estudio de automatización es el realizado en la mina subterránea de oro Boliden, en Kankberg, Suecia, donde con la ayuda de instalación de redes 5G por parte de la compañía Ericsson, con conectividad de baja latencia y velocidad ultra alta, se lograron utilizar equipos autónomos y telecomandados en diversas áreas. Una de ellas fue la perforación donde se logró un aumento cercano al 40% en horas efectivas de trabajo. Además, la red 5G permitió conectar numerosos sensores en la mina, creando enormes cantidades de datos que pueden ser analizados en tiempo real. Estos sensores permiten por ejemplo monitorear la calidad del aire y controlar el circuito de ventilación en función de los requerimientos reales, permitiendo ahorrar hasta 18 MW al año, lo que representa un aumento de eficiencia del 54% (Ericsson, 2019).

Otro caso es Río Tinto en Australia, donde en cuatro de sus minas de hierro, la compañía utiliza 73 camiones autónomos para transportar mineral durante las 24 horas del día, mientras que los empleados supervisan la operación desde 1200 kilómetros de distancia en el centro de control centralizado de Río Tinto en Perth (Gerens, 2018).

En general, los proveedores de equipos de minería subterránea poseen diferentes niveles o grados de automatización según lo requiera la empresa. Considerando los nuevos desarrollos y equipos disponibles en el mercado, éstos se pueden clasificar en 3 categorías de automatización (Uribe, 2014):

- Operación manual instrumentada o mecanizada.
- Operación semiautónoma (a distancia, con controladores remotos y sensores).
- Operaciones autónomas controladas por software.

Para mantenerse competitivo en el mercado mundial se requiere de un aumento de la productividad y control de costos, donde la automatización ocupa un rol fundamental. En este sentido, en la hoja de ruta para los *METS (Mining Equipment, Technology and Services)* australianos presentada por CSIRO (2017), se identifican las áreas de robótica y automatización, además de la toma de decisiones basada en análisis de datos, como las áreas de mayor impacto para el desarrollo futuro de estas empresas.

A nivel local, Chile debería ser capaz de aprovechar las oportunidades que entrega la automatización y el IoT (*Internet of Things* en inglés o internet de las cosas en español) para entregar mejores resultados operacionales y seguridad en las faenas. Parte importante del desafío es transferir y desarrollar tecnología y capital humano especializado. En este sentido, Javier Ruiz del Solar, Director Ejecutivo del AMTC, sostiene: “El ser capaces de generar tecnología de forma local, permitirá a la industria minera chilena abordar de forma más rápida y eficiente los desafíos que actualmente enfrenta, y también ayudará a eliminar o disminuir la dependencia que tienen de proveedores extranjeros, o de personal especializado extranjero que en ocasiones puede demorar semanas en responder frente a emergencias” (Prensa AMTC, 2020).

2.2 ANTECEDENTES DE EXPLOTACIÓN MEDIANTE BLOCK/PANEL CAVING

2.2.1 GENERALIDADES DEL MÉTODO

Los métodos de explotación *Block/Panel Caving* son métodos mineros subterráneos por hundimiento. Corresponde a una técnica donde se aprovecha la fuerza de gravedad y los esfuerzos internos de la roca para fracturar y quebrar el macizo rocoso en rocas de menor tamaño que pueden ser recuperadas para su posterior tratamiento (Hamrin, 2001).

Desde los años 80 a la actualidad, el método de explotación ha sido utilizado en varias minas alrededor del mundo. En Chile destaca su uso en División El Teniente de CODELCO, que partió con *block caving* y ahora opera con *panel caving*. Esta transición se debió principalmente a la profundización de la mina hacia roca primaria que posee mayor dureza y menor cantidad de fracturas que la roca secundaria de las explotaciones más tempranas (CODELCO, 2011).

A grandes rasgos, el método consiste en realizar un corte horizontal en la base del cuerpo mineralizado con el fin de romper el equilibrio del macizo rocoso e inducir esfuerzos para que el mineral se fracture por efecto de las tensiones internas y por efecto de la gravedad. Este corte se genera mediante la creación de una galería temporal conocida como UCL (Nivel de Hundimiento), la cual sirve para realizar tiros radiales y tronar el macizo rocoso creando la cavidad basal.

Luego, el mineral cae llenando el vacío creado en la base, pero para que las fracturas se propaguen hasta superficie, será necesario que exista siempre una cavidad (frente de socavación dinámico) entre el mineral quebrado y la roca intacta. Este frente se logra al extraer material a bajas tasas desde una malla de calles, zanjas y puntos de extracción en el nivel de producción. Una vez las fracturas alcanzan superficie, comienza la extracción a mayores velocidades. La extracción se realiza comúnmente mediante equipos LHD que cargan mineral en los puntos de extracción y lo transportan hasta puntos de vaciado que conectan con el posterior nivel de acarreo o con niveles intermedios de reducción de tamaño. Las estructuras principales se distribuyen como se indica en la siguiente figura:

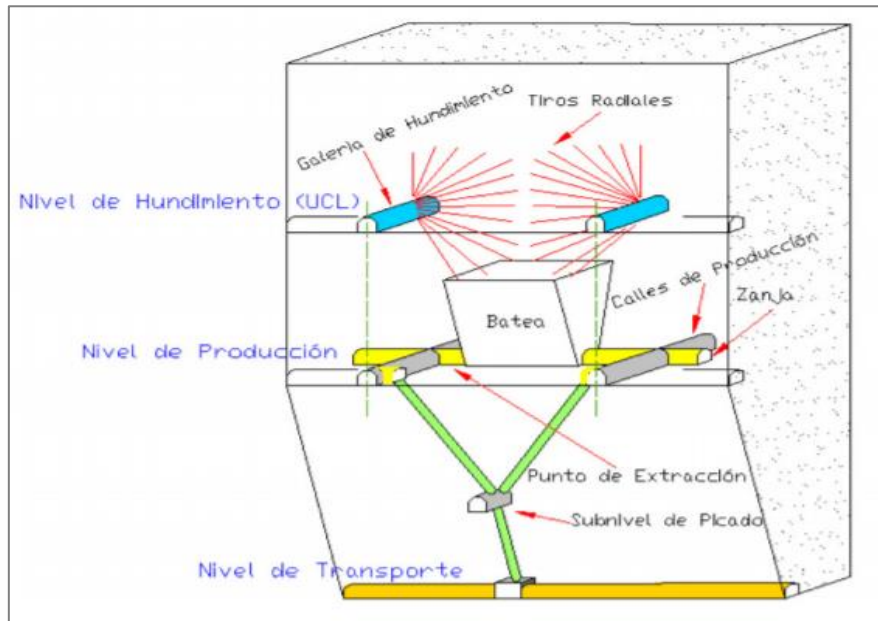


Ilustración 1: Módulo de extracción mediante el método panel caving (Valenzuela, 2017).

El campo de aplicación del método es en yacimientos tipo pipas y pórfidos donde exista una mineralización masiva. En cuanto a la geometría del yacimiento, debe ser capaz de sustentar una gran área. La calidad de la roca debe ser débil para iniciar el caving, pero lo suficientemente fuerte para soportar el nivel de producción. Al tratarse de un método masivo, se requiere poca variabilidad de las leyes.

Es importante diferenciar este método de *block caving* ya que se suelen confundir, pero no representan lo mismo en la realidad. Según el autor Fuenzalida (2010), los métodos de hundimiento se pueden definir como:

- *Block caving*: Método de explotación masivo en el cual un bloque de mineral de ciertas dimensiones, en algunos casos representando el área basal del cuerpo mineralizado, se corta en su base en forma completa y luego a partir de la extracción se produce la propagación del hundimiento.
- *Panel Caving*: Es una variante del método de hundimiento (*block caving*), donde bloques consecutivos se hunden de forma continua, manteniendo una frente de hundimiento única, de modo de evitar la dilución lateral y los esfuerzos de relajación producidos en el método convencional de *block caving*.

La explotación por hundimiento de yacimientos profundos ha traído consigo importantes desafíos geomecánicos, debiendo trabajar en ambientes de altas concentraciones de esfuerzos producto de una mayor columna litostática sobre los niveles a desarrollar, y también porque poseen mineralización primaria que, por sus características geotécnicas, presenta problemas para ser explotada por métodos de hundimiento (Oyarce, 2017).

Para sopesar estos efectos se ha desarrollado e implementado la técnica de pre-acondicionamiento que consiste en inyectar agua a alta presión en el macizo rocoso (hidrofracturamiento) o realizar tronaduras controladas en un ambiente confinado para generar fracturas en éste. Entre los beneficios de utilizar pre-acondicionamiento destacan: disminución del *ramp up* (período hasta alcanzar el régimen), disminución del estado tensional, disminución de sobretamaños y colgaduras en puntos de extracción (Ferreira, 2019). DET también ha incorporado el hidrofracturamiento para la construcción de túneles del proyecto Nuevo Nivel Mina, debilitando la roca adyacente al túnel para disminuir las concentraciones de esfuerzos (CODELCO, 2020).

2.2.2 PLANIFICACIÓN MINERA EN PANEL CAVING

La planificación minera surge como una disciplina que ordena de manera estratégica la extracción minera para transformar los recursos mineros en reservas mineras. La planificación minera subterránea (al igual que la planificación de minas superficiales), es un proceso iterativo que requiere evaluar muchas opciones y determinar cuáles, en el largo plazo, entregan resultados óptimos (Bullock, 2011).

Algunos de los principales entregables de un plan minero son: establecimiento de las reservas mineras, definición de una estrategia de consumo de reservas, programas de producción, presupuesto y calendario de recursos asociados a la explotación, definición de los planes y proyectos asociados, y finalmente análisis de riesgo de los planes y proyectos elaborados (Beniscelli, 2015).

La planificación minera del método *panel caving* se puede entender como un proceso que sigue los siguientes pasos (de izquierda a derecha):

Modelo	Envolvente Económica	Diseño Minero	Agendamiento de la Producción	Agendamiento de la Preparación
<ul style="list-style-type: none"> • Modelo de Bloques • Modelo de Dilución 	<ul style="list-style-type: none"> • Valoración Económica • Selección del Footprint • Definición Envolverte Económica • Suavizamiento de Columnas 	<ul style="list-style-type: none"> • Definición de Malla de Extracción • Interacción de Columnas 	<ul style="list-style-type: none"> • Secuencia de Apertura de Bateas • Preparación integrada como costo y bateas/periodo • Extracción de Mineral 	<ul style="list-style-type: none"> • Flota de Equipos • Agendamiento • Desarrollo Niveles Productivos • Obras Civiles • Montaje

Ilustración 2: Proceso de planificación de minas explotadas por block/panel caving (Vásquez, 2018).

La planificación es un proceso iterativo y continuo durante la vida útil de la mina, donde se analizan las distintas posibilidades y estrategias que pudiesen agregar valor al negocio,

las que se evalúan dependiendo del horizonte de planificación. Respecto a los horizontes, se distinguen tres tipos (Vásquez, 2018):

1. Planificación de Largo Plazo (mayor a 5 años): Se dimensiona el sector o yacimiento de estudio, donde se establecen los límites espaciales del mismo. Respecto a la vida de la mina, se realizan aproximaciones de la duración de la explotación del proyecto minero. Se cuantifican las reservas extraíbles, a partir de los recursos disponibles en el sector de la futura explotación.
2. Planificación de Mediano Plazo (3 a 5 años): Se depuran los parámetros determinados en la planificación de largo plazo y se incorporan nuevos antecedentes. Se evalúa el presupuesto necesario para la operación y puesta en marcha de la mina, generalmente se evalúa en periodos anuales.
3. Planificación de Corto Plazo (1 año): Se depuran los parámetros determinados en la planificación de mediano plazo y se incorporan nuevos antecedentes. Se definen los equipos y logística para cumplir con la meta definida en el presupuesto de operaciones de la mina. Los planes generados son de carácter mensual y hasta diario.

Uno de los criterios de planificación de minas explotadas por métodos de hundimiento es la velocidad de extracción, que corresponde a un valor diferenciado según la condición en la que se encuentra la columna de mineral sobre el punto. Cuando la columna está en período de hundimiento se extrae mineral a baja velocidad (del orden de 0.20 [t/m²-día]) principalmente para extraer el esponjamiento del mineral socavado. A medida que aumenta la altura de extracción (o porcentaje de material extraído de la columna), la velocidad de extracción va aumentando a una tasa constante. Para cuando la altura alcanza el 25%, se estima que se produce la conexión del caving con superficie (fracturas en la roca alcanzan superficie o el material quebrado del nivel superior) y la velocidad de extracción máxima alcanza un valor de 0.39 [t/m²-día]. Finalmente, los puntos de extracción se consideran como “conectados” cuando su altura extraída supera el 25%, donde la velocidad máxima se fija en un valor superior de 0.60 [t/m²-día]. Tanto los porcentajes de altura extraída para conexión con superficie y como las velocidades de extracción máximas por rango corresponden a los parámetros establecidos para el PMCHS en 2009 (CODELCO, 2009) que explotará sus reservas mediante macrobloques de *block caving*, pero podrían variar de un proyecto minero a otro dependiendo de las condiciones propias del macizo rocoso.

Este parámetro es de especial interés para este estudio ya que se enfoca en el corto plazo, horizonte donde justamente impacta la velocidad de extracción, definiendo el tonelaje máximo que se podrá asignar en el plan diario de cada punto, dependiendo de la altura de extracción de su columna de mineral.

Existen muchos otros aspectos respecto a diseño, planificación, flujo gravitacional y geomecánica (entre otros) de los métodos de hundimiento *Block/Panel Caving*, los cuales no se abordarán en mayor detalle en esta memoria debido a que el foco es en el desarrollo de un modelo de simulación que entregue resultados acerca de la operación en el corto plazo y basándose en documentos de la ingeniería básica del Proyecto NNM Andes Norte (Codelco, 2016). Para mayor detalle respecto al método revisar referencias ^{[7], [8], [27] y [28]}.

2.3 ANTECEDENTES DE OPERACIÓN CON LHD SA EN DIVISIÓN EL TENIENTE DE CODELCO

2.3.1 DIVISIÓN EL TENIENTE

El Teniente es la mina de cobre subterránea más grande del mundo. Está ubicada en los andes centrales de la Cordillera de Los Andes, comuna de Machalí, a 50 kilómetros al noreste de Rancagua, Región del Libertador Bernardo O'Higgins, Chile. Pertenece a la empresa estatal CODELCO y en 2019 destacó como la división más productiva de ésta, alcanzando las 459.744 toneladas métricas de cobre fino, cercanas al 29% de la producción total de la cuprífera estatal (CODELCO, 2020).

La división es un complejo minero-metalúrgico con varias minas subterráneas explotadas por *block/panel caving* (*block caving* en sectores antiguos que extraían roca secundaria), una explotación a cielo abierto (Rajo Sur), una planta concentradora (Colón), una fundición (Caletones), embalses de relaves (Carén, entre otros tranques y depósitos de residuos), un centro integrado de operaciones en el centro de Rancagua (CIO), y otras instalaciones y oficinas complementarias.

Para entender un poco mejor el *layout* de instalaciones mina de DET de CODELCO, a continuación, se presenta una imagen referencial presentada por personal de la empresa en el 3er seminario internacional sobre planificación minera (Constanzo et. al., 2013). En la ilustración se puede observar una estructura central conocida como “Pipa” o “Pipa Braden”, la cual no presenta mineralización importante. Alrededor de ella se encuentra la mineralización y por consiguiente los distintos sectores productivos de la división.

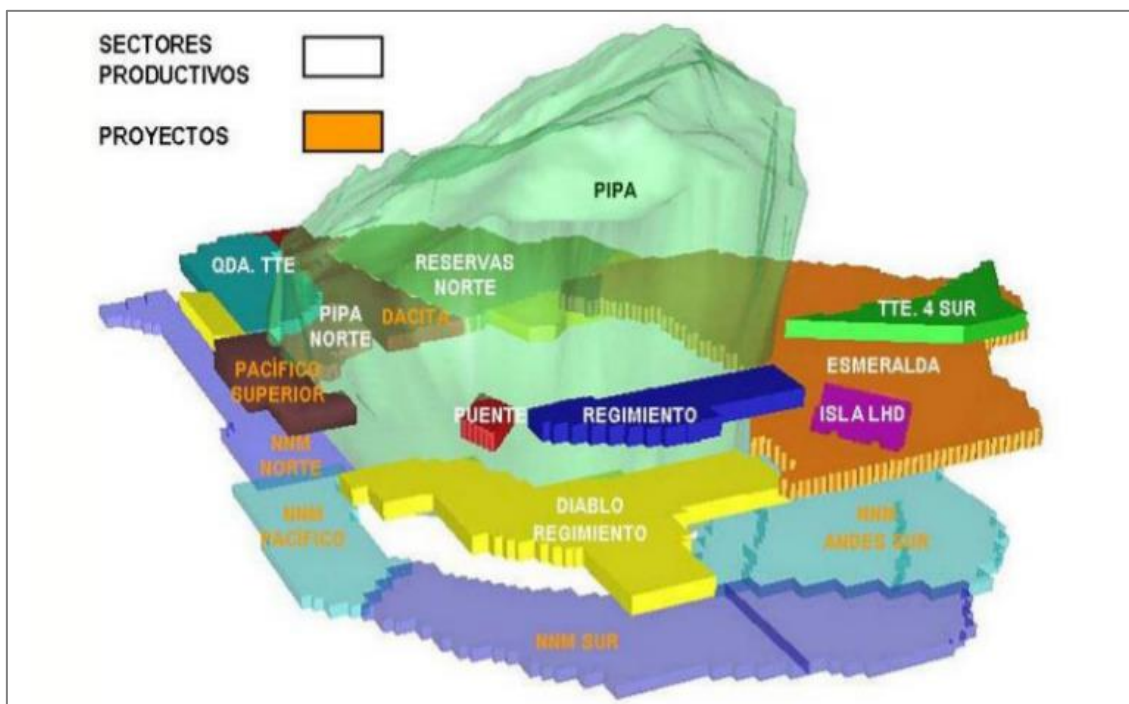


Ilustración 3: Sectores de la Mina El Teniente al año 2011. Escritos en blanco están los sectores productivos y en naranja los proyectos de ese entonces (Constanzo et. al., 2013).

A la fecha, y según información interna de la empresa, se encuentran operativos los sectores Pacífico Superior, Esmeralda, Diablo Regimiento, RENO Dacita (Reservas Norte Dacita), Pilar Norte y Recursos norte (ver ilustración 2).

2.3.2 PROYECTO ANDES NORTE NUEVO NIVEL MINA

Como se mencionó anteriormente, la construcción de niveles más profundos trae consigo importantes desafíos geomecánicos, que en el caso de DET, trajo consigo accidentes y retrasos en la construcción del proyecto. Debido a lo anterior, fue necesaria la investigación para el desarrollo de técnicas y tecnologías que permitiesen la explotación segura de los niveles profundos de la mina, teniendo que replantear el proyecto Nuevo Nivel Mina inicial (NNM) que consideraba los sectores Pacífico Norte, Pacífico Central, Pacífico Sur, Andes Norte y Andes Sur (ilustración 3), por la explotación del Proyecto Andes Norte (35 ktpd en régimen), en la cota Teniente 9 (1.887 msnm).

Además, se deciden postergar los demás sectores del NNM antiguo y se incorporan dos proyectos a cotas superiores: Andesita y Diamante, que poseen condiciones de explotabilidad similares a los sectores de explotación actual y conectan con el manejo de materiales del ferrocarril Teniente 8. Estos tres proyectos (Andes Norte, Andesita y Diamante) conforman el Plan de Desarrollo Alternativo (PDA) de El Teniente, que permitirá extender por 50 años la operación divisional (Vicepresidencia de Proyectos Codelco, 2016).

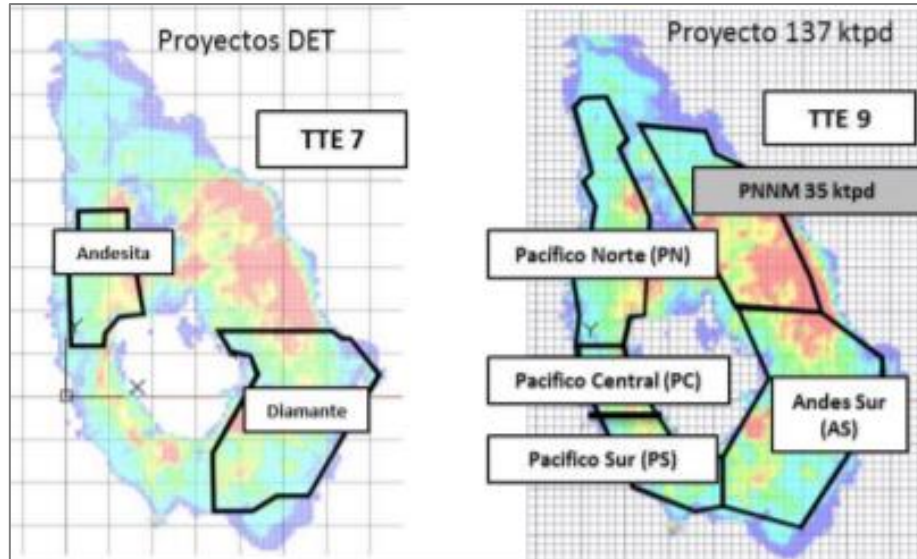


Ilustración 4 Disposición de los paneles PNNM Andes Norte y proyectos Andesita y Diamante según PDA (Vicepresidencia de Proyectos Codelco, 2016).

En la siguiente ilustración se muestran los proyectos de DET, donde el sector Recursos Norte comenzó su operación en enero de 2020 y los proyectos Diamante (30 ktpd), Andesita (25 ktpd) y Andes Norte (35 ktpd) alcanzan un estado de avance del 61% según los resultados publicados por CODELCO para el primer semestre de 2020 (Codelco, 2020b).

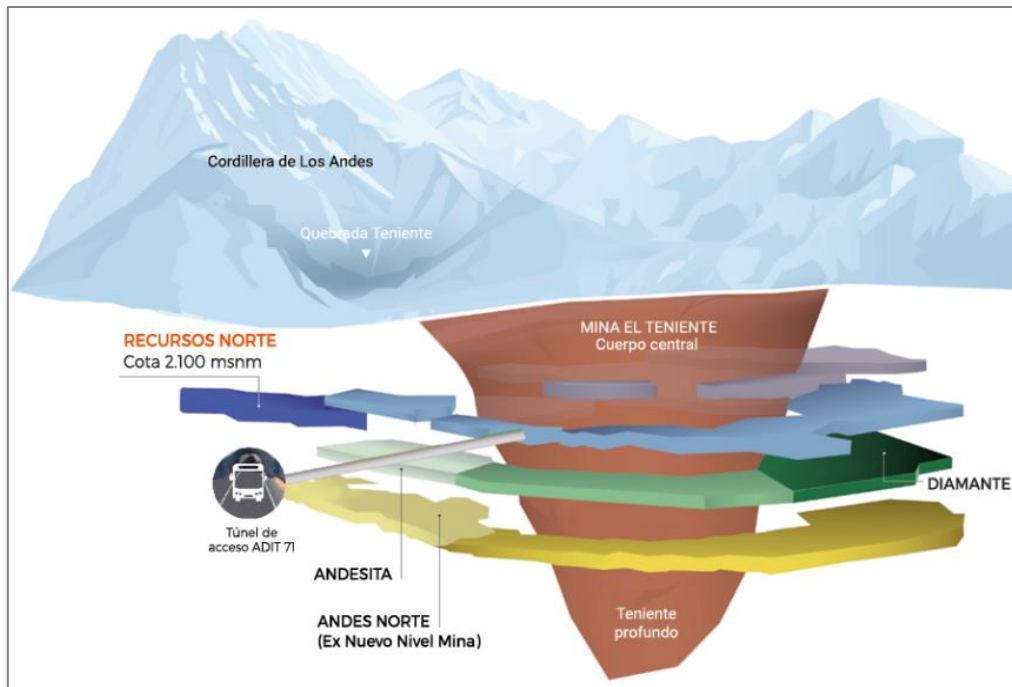


Ilustración 5: Proyectos de División El Teniente (CODELCO, 2020).

Estos proyectos sumarán reservas de aproximadamente 2.000 millones de toneladas, con una ley media de cobre de 0,86% y 220 ppm de molibdeno. Se espera que estos proyectos inicien su producción en 2023 y tengan un tratamiento en régimen de 137 ktpd por más de 50 años (CODELCO, 2020).

2.3.3 OPERACIÓN CON LHD SEMIAUTÓNOMOS EN DET

La extracción de mineral en el nivel de producción de una mina subterránea explotada por block/panel caving es repetitiva y consiste en las tareas de: cargar, transportar y descargar mineral, todo mediante equipos LHD (del inglés *Load, Haul Dump*). Estas tres tareas conforman un ciclo de operación del equipo que va desde los puntos de extracción hasta los piques que conectan con el nivel de transporte o tolvas de alimentación de chancadores. Mientras más ciclos complete el LHD en el día, mayor será la producción.

La operación remota de estos equipos nació como solución a la extracción de puntos de extracción con riesgos, donde el operador debía descender del equipo para disminuir su exposición y realizar la operación con el equipo a la vista. Esta tecnología mutó rápidamente a operación a mayor distancia ya que el trabajador seguía en la frente de riesgo y aumentaba los tiempos de ciclo al tener que bajar y cambiar el modo de manual a teleoperado. Debido a esto, en la actualidad se utiliza el carguío teleoperado desde superficie (o instalaciones seguras dentro de la mina), y las tareas de transportar se realizan de forma autónoma (Uribe, 2014). El mismo autor señala que la teleoperación es facilitada por cámaras de video y distintos sensores instalados en la mina para monitorear la operación, junto con el rendimiento y los signos vitales del LHD a distancia.

La operación semiautónoma de LHD no mejora sus indicadores clave de rendimiento ni los tiempos de transporte, pero sí hay importantes mejoras productivas en cuanto a los

cambios de turno, mejor gestión de mantenimiento, menor desgaste de los componentes, monitoreo de los equipos, mayor productividad y las mejoras en seguridad y calidad de vida de los trabajadores ya mencionadas.

Algunas desventajas de la operación semiautónoma respecto a la operación manual son: inversión inicial puede ser superior (instalación de tecnología de automatización en el equipo y/o en terreno), necesidad de personal capacitado (o capacitar a los trabajadores), resistencia al cambio, y dependencia tecnológica asociada a la oferta de cada proveedor.

Para cumplir con los objetivos operacionales con LHD SA, es necesario cumplir con los fundamentos de la navegación autónoma, los cuales son:

- Percepción: Sensor y reconocer el entorno, que involucra recoger información del ambiente mediante sensores y la interpretación de estos datos.
- Localización: Ubicarse a sí mismo dentro del entorno, considerando posición y orientación del equipo.
- Cognición: Planificación de ruta y toma de decisiones para optimizar resultados.
- Control de movimiento: Ejecutar rutas eficientes en el entorno, determinando cómo operan los actuadores para seguir el recorrido planificado.

División El Teniente ha sido pionera en implementar palas LHD semiautónomas insertas en un sistema productivo denominado Automine™ de la compañía Sandvik, el cual no incluye operador a bordo y permite realizar la carga teleoperada y el transporte y la descarga de forma autónoma.

Según un reporte técnico interno de la empresa (Gerencia de Minas DET, 2007), Automine™ está compuesto por 3 subsistemas:

- Sistema de Control de Misión (MCS): Supervisa y controla la operación, planifica la producción, controla las distintas funcionalidades y asigna las misiones de carga de los equipos LHD.
- Sistema de Control de Acceso (ACS): Controla el acceso del personal y equipos móviles al área de operación autónoma de los LHD SA. Su principal función es mantener aislada la zona de operación semiautónoma del personal y de equipos de apoyo. Se compone de puertas, sensores y gabinetes en terreno, además de un software de control que evita la convivencia de LHD semiautomáticos con personas o equipos dentro de una misma área.
- Sistema de Control LHD Toro (TCS): Sistema que monitorea los signos vitales del cargador, detectando fallas en los sistemas hidráulicos, eléctricos y electrónicos del cargador semiautomático.

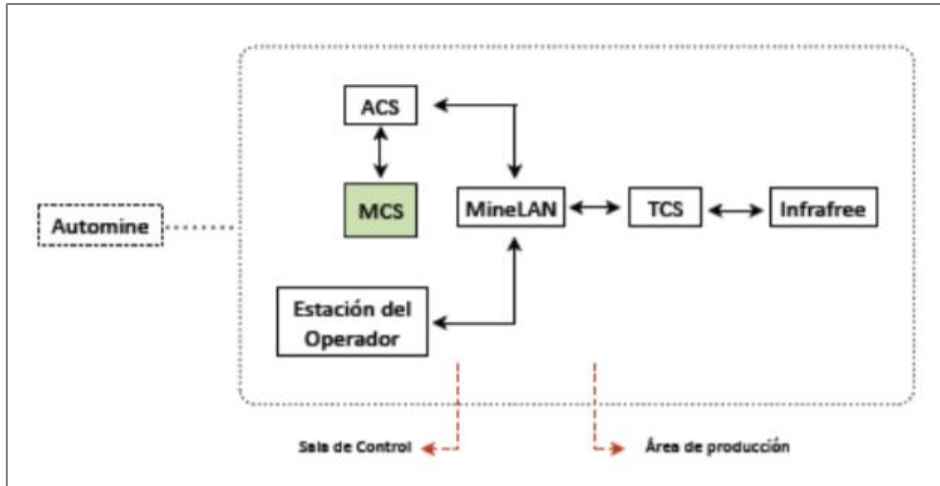


Ilustración 6 Diagrama de arquitectura Automine™ (Uribe, 2014).

Estos 3 subsistemas mantienen una comunicación bidireccional permanente con los LHD semiautomáticos, sensores, puertas y gabinetes ubicados en terreno a través de un sistema de comunicaciones inalámbrico denominado MineLAN (*Mine Local Area Network*) cuyo hardware está montado sobre los cargadores, en gabinetes en interior mina y en la sala de control en Colón Alto.

Las pruebas de este sistema comenzaron en 2004 en el sector Pipa Norte (3 LHD SA Sandvik hasta 2013), se implementó también en Diablo Regimiento, pero luego se discontinuó (2005-2007) por problemas en alcanzar los rendimientos proyectados (simulaciones no consideraron algunas interferencias operacionales) y también hubo pruebas de Caterpillar y Atlas Copco en el III Panel de Andina, Codelco. Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Tabla 1: Indicadores de operación LHD SA y pruebas piloto en CODELCO (Uribe, 2014).

División	El Teniente			Andina			Andina		
Proveedor	Sandvik			Caterpillar			Atlas Copco		
Sector	Pipa Norte			III Panel – CP 79			III Panel – CP 71 y 79		
Equipo(s)	4 LHD 13 [yd ³]			1 LHD 7 [yd ³]			1 LHD 10 [yd ³]		
Tecnología	AUTOMINE			MINEGEM			AUTOMATION		
INDICADOR	Meta	Real	Cump. %	Meta	Real	Cump. %	Meta	Real	Cump. %
Rendimiento [ton/hora _{EF}]	237	183.4	77%	300	265	88%	480	352	73%
Disponibilidad %	80	79.2	99%	80	55	69%	80	54	68%
Producción por turno [ton]	9.656	6.134	64%	2.250	1.434	64%	4.200	1.715	41%
Utilización %	86%	63%	73%	S/I			S/I		

Al poco andar de la operación con estos equipos, DET notó que algunos de los parámetros de diseño de los LHD fueron sobreestimados en las simulaciones y la producción real con LHD SA era menor a la proyectada, pero la tecnología tuvo su proceso de maduración alcanzando rendimientos incluso superiores a 300 [tph] con equipos de mayor tonelaje.

A finales del año 2017 se iniciaron las pruebas SAT (*Site Acceptance Test*) que duraron un año para la operación tele asistida o semiautónoma (operador solo interviene en el carguío) de dos LHD SA en Mina Esmeralda. La prueba industrial consideró un sector autónomo de 3 calles, cada una con un punto de vaciado, y segregado por barreras físicas y lógicas. Entre los resultados de la prueba destacan los siguientes: mejora de las condiciones de seguridad y salud ocupacional de la operación, eliminando la exposición a vibración, polvo y ruido, mejoras en productividad global al habilitar la extracción de dos LHD en una calle, operación de más de un equipo por operador, información y medición de indicadores en tiempo real, aumento de tiempos efectivos por turno (5-6 horas) y disponibilidad cercana al 85%. Además, permitió tener un tiraje más uniforme y controlado respecto a la planificación (Vega, 2020).

La incorporación de la teleoperación, el monitoreo y control de equipos a distancia, promovió la creación del Centro Integrado de Operaciones (CIO) de DET, ubicado en el centro de Rancagua y donde se centralizan e integran distintos procesos, permitiendo la toma de decisiones en tiempo real, lo que permite asignar de manera eficiente todos los recursos disponibles, capturando y agregando valor al negocio.



Ilustración 7: Centro Integrado de Operaciones (CIO), División El Teniente, Rancagua.

Finalmente, cabe destacar que tanto el Proyecto Andes Norte NNM como el Proyecto Minero Chuquicamata subterráneo consideran, en su fase de diseño, operación con LHD SA, y ambos con un CIO en superficie (Codelco, 2018).

2.3.4 SISTEMAS DE CONFINAMIENTO Y SEGREGACIÓN

Dentro de una mina operada con equipos autónomos o semiautónomos se distinguen dos zonas principales (Vega, 2020): la zona autónoma (donde operan equipos autónomos o semiautónomos) y la zona manual (donde existe tránsito de personal y equipos operados por personas).

Las diferentes funciones asociadas al sistema de confinamiento se pueden resumir en:

- Restringir la entrada no autorizada de equipos y personas al área de operación de los sistemas autónomos/semiautónomos.
- Detectar ingresos no autorizados o transgresiones a la seguridad del sistema.
- Prevenir la salida no planificada de un equipo en operación.

- Proveer un acceso controlado a equipos autónomos.
- Proveer un acceso controlado y seguro a personas y equipos manuales para servicios de construcción, preparación y apoyo, según sea necesario.

Según la filosofía de operación de LHD's semiautónomos informada para el Proyecto Andes Norte NNM (AMTC, 2017), para la segregación de la zona autónoma con zona manual se incorporan las zonas de registro, las cuales controlan la entrada y salida desde y hacia zonas autónomas. Estas zonas de registro deben estar ubicadas en las entradas y salidas de las calles de producción de la mina.

El sistema de confinamiento utiliza elementos de segregación con distintos niveles de seguridad dependiendo de su objetivo. El sistema de confinamiento requiere de las siguientes funcionalidades (AMTC, 2018):

- Segregación para calles de producción, ubicados al inicio y final de la calle, consideran un portón motorizado con semáforo o baliza y sensores puntuales.
- Segregación periférica, que separa el área confinada del resto del nivel de producción. También considera portón motorizado con balizas y sensores.
- Segregación provisional, que permite realizar tapados con material rocoso de 1.75 metros de altura para separar el área de operación con las tareas de preparación y construcción del frente de avance (panel caving). Al avanzar las obras, esta segregación se corre hasta la siguiente calle habilitada.
- Segregación para áreas de trabajo, para cerrar pequeñas zonas donde se realizarán trabajos mecánicos puntuales.

Por otro lado, se pueden definir tres niveles generales de segregación entre personas o equipos manuales y equipos semiautónomos (AMTC, 2017):

- No segregadas: No existe segregación entre personas o equipos manuales y equipos semiautónomos.
- Segregación de baja seguridad: En el caso de las personas, contempla elementos que las personas pueden ignorar o esquivar. Un ejemplo son las cenefas, ya que las personas pueden, sin gran esfuerzo, pasar debajo de ellas. Para los equipos semiautónomos, la segregación de baja seguridad se refiere a los elementos de segregación que dependen del funcionamiento del sistema de control semiautónomo para funcionar.
- Segregación de alta seguridad: Para las personas la segregación de alta seguridad implica que se debe utilizar algún tipo de herramienta para romper la segregación. En cambio, para los equipos semiautónomos, la segregación de alta seguridad considera elementos de segregación basados en sensores externos al equipo y al sistema de control semiautónomo.

En el mismo documento se menciona la matriz de segregación que se genera al cruzar estos tres niveles de segregación para equipos semiautónomos y para personas, y donde se pueden ver ejemplos de elementos de segregación clasificados por su nivel de seguridad:

Personas \ Equipos		Seguridad		
		No segregadas	Segregación de baja seguridad	Segregación de alta seguridad
		4	2	1
No segregadas	4	<ul style="list-style-type: none"> • Conos • Semáforo • Letrero 	<ul style="list-style-type: none"> • Cenefa • Portón proyecto sin sensor 	<ul style="list-style-type: none"> • Portón de Malla • Portón "Pipa"
Segregación de baja seguridad (con sensores internos)	2	<ul style="list-style-type: none"> • Geo-fencing interno del sistema SA 	<ul style="list-style-type: none"> • Detección de humanos con RF de corto alcance 	
Segregación de alta seguridad (con sensores externos y P/E)	1		<ul style="list-style-type: none"> • Sensor de un haz • Portón proyecto con sensor de un haz • Geo-fencing basado en sensores externos 	<ul style="list-style-type: none"> • Sensor de múltiples haces • Portón proyecto con sensor múltiples haces • Portón con sensor de contacto

- Informativo
- No informativo

Ilustración 8: Matriz de segregación. Escritos en verde están los elementos de segregación que presentan la característica de ser informativos (que informan a las personas de su presencia).

También, en el documento de ingeniería conceptual para el Proyecto NNM Andes Norte (AMTC, 2017), se entregan detalles del sistema de confinamiento para este proyecto, el cual requiere 4 funcionalidades: Segregación periférica para zona de preparación, segregación periférica para zonas de registro, segregación para zonas de trabajo y segregación dinámica para desplazamiento de cuadrillas. A continuación, se presentan los distintos elementos de segregación para cada funcionalidad:

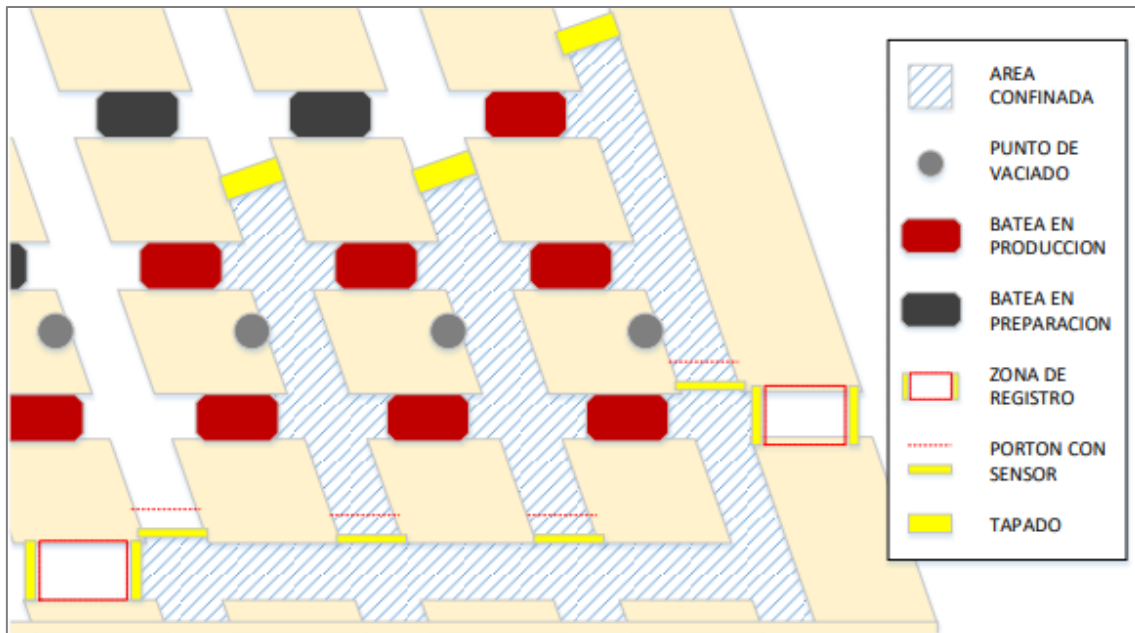


Ilustración 9: Ilustración conceptual de elementos de segregación del nivel de producción NNM Andes Norte (AMTC, 2017).

Los elementos de segregación periférica separan las calles en zona de preparación (zona superior de las calles después del tapado) y zona de producción (desde el portón de entrada de la calle hasta el tapado).

Los elementos de segregación periférica para zonas de registro son las vías de acceso y salida a la zona autónoma, donde los equipos realizan la transición de manual a semiautónomo (cuando entran) y de semiautónomo a manual (cuando salen). Cabe destacar que la zona de registro de entrada (izquierda) se irá moviendo a medida que se incorporen más calles (hacia la izquierda) a la producción.

Los elementos de segregación para zonas de trabajo separan zonas específicas donde se realizan trabajos como, por ejemplo, una calle donde se realiza mantenimiento de infraestructura, reducción secundaria, muestreo u otras actividades (en este caso sería como la calle de la izquierda que se encuentra sin confinamiento de LHD SA).

Por último, los elementos de segregación dinámica consideran los tramos que utilicen cuadrillas de personal en la mina para su traslado (“ruta segura”), que en este caso corresponde a la galería de cabecera (desde ahora “cabecera”) que conecta las calles, la cual se bloquea para uso exclusivo manual mientras dure el traslado de personal o equipos operados manualmente.

Los tapados se construyen con material rocoso apilado con 1.75 [m] de altura y una malla que cubre el espacio entre la pila y el techo de la galería. Por su parte, las zonas de registro tendrán la siguiente configuración:

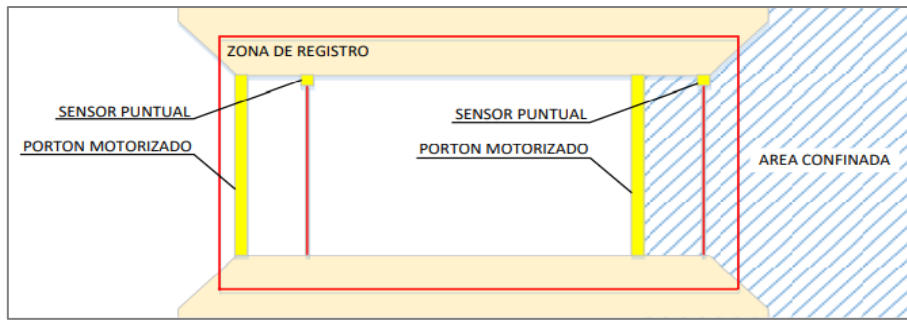


Ilustración 10: Zona de registro para el PNNM Andes Norte (AMTC, 2017).

Cada zona de registro se conforma por dos elementos de segregación de alto nivel de seguridad para equipos y personas. El primer elemento separa las calles de producción con la zona de registro y el segundo elemento separa el resto del nivel de producción con la zona de registro. Para el primer elemento de segregación se considera un portón motorizado con semáforo o baliza junto a un sensor puntual. El sensor debe estar instalado fuera de la zona de registro, hacia las calles de producción, y debe estar separado del portón por una distancia equivalente a la distancia de frenado del LHD más una holgura del 10%. Para el segundo elemento de segregación también se considera un portón motorizado con semáforo o baliza, también con sensor puntual, ahora dentro de la zona de registro, separado del portón por la misma distancia que del caso anterior. La función de esta zona es poder hacer de manera segura la transición manual/semiautónomo.

Respecto a la segregación dinámica para cuadrillas, cuando se tiene una zona aislada por dos elementos de segregación de alta seguridad se conforma un sector segregable de forma independiente, lo que permite tener continuidad en la operación durante el tránsito de personal o trabajos en ciertos sectores.

Por último, los elementos de segregación para zonas de trabajo sirven para confinar temporalmente un sector puntual. Para el caso de trabajos de mantenimiento o reducción secundaria en una calle, se considera cerrar toda la calle afectada utilizando los elementos de segregación del confinamiento dinámico. Para mayor seguridad, se podrían tener disponibles elementos de segregación que puedan ser fácilmente transportados y reubicados, utilizando dos sensores puntuales (separados por una distancia equivalente a la distancia de frenado de los LHD más una holgura del 10%) y una cenefa para señalar la posición del sensor más cercano a la zona de trabajo.

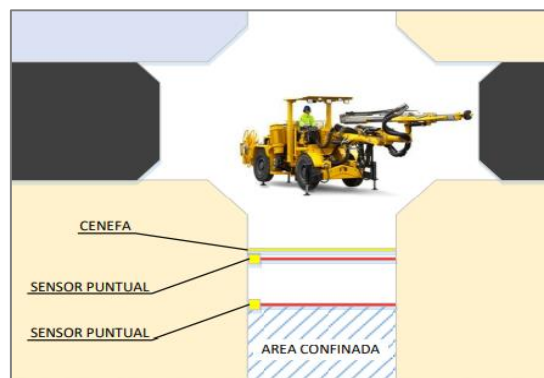


Ilustración 11: Disposición de elementos de segregación en zonas de trabajo (AMTC, 2017).

2.3.5 OPERACIÓN CON MARTILLOS PICA-ROCA TELEOPERADOS

Los piques de vaciado, que conectan el nivel de producción con los niveles inferiores donde se ubica típicamente el nivel de transporte o directamente en la alimentación de chancador en mina, poseen parrillas que se ubican en la boca del pique y evitan el paso de rocas con sobretamaño (colpas o bolones) al interior del pique.

Debido a la gran frecuencia de aparición de colpas en las parrillas, se han desarrollado e incorporado en varias minas alrededor del mundo martillos pica-roca fijos que mediante sensores y cámaras permiten detectar la colpa y realizar la operación de reducción de tamaño de manera teleoperada desde una sala de control. Ejemplo de esto es la sala de telecomando de martillos en el interior de la Mina El Teniente (nivel Sub 6), utilizada para operar a distancia los martillos del sector Esmeralda (Guzmán, 2017). La siguiente ilustración muestra la instalación de un martillo con teleoperación:

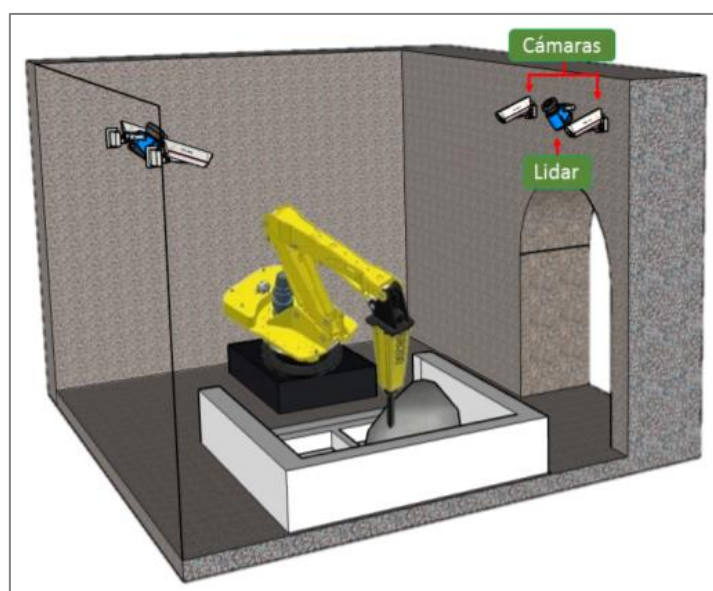


Ilustración 12: Esquema de sensores en piques de traspaso para modelamiento 3D del entorno del martillo pica-rocas teleoperado (AMTC, 2020).

Recientemente, el AMTC ha desarrollado un sistema de teleoperación asistida para martillos pica roca que permite una visualización tridimensional del ambiente, retroalimentación para el operador en los controles (ejerciendo fuerza en el control cuando esté próximo a colisionar con infraestructura del pique, disminuyendo el desgaste), reducción de acciones riesgosas (controlando el martillo por sobre el operador ante errores o acciones riesgosas), y también es capaz de realizar mediciones de nivel de roca sobre la parrilla (AMTC, 2020).

Los requerimientos técnicos de este tipo de tecnología incorporan el uso de cámaras de video, sensores de profundidad, *encoders* para un control preciso del martillo, acelerómetros en la punta del martillo para detectar el contacto con la roca, controles hápticos para recibir retroalimentación de la interacción de la punta del martillo respecto a los objetos de la zona de trabajo, red de comunicación con ancho de banda de al menos

20 [Mbps] y latencias menores a 150 [ms], entre otros elementos que aportan una alta confiabilidad y soportan interrupciones esporádicas de la red (AMTC, 2020). Actualmente, el AMTC está desarrollando un sistema para operación autónoma de estos martillos, cuyos impactos productivos se estimarán en esta memoria mediante el desarrollo de simulaciones con martillos teleoperados y autónomos.

2.4 INDICADORES OPERACIONALES LHD

Para clasificar el tiempo de los LHD SA se utiliza la distribución del tiempo ASARCO utilizada por DET (Gerencia de Minas DET, 2007).

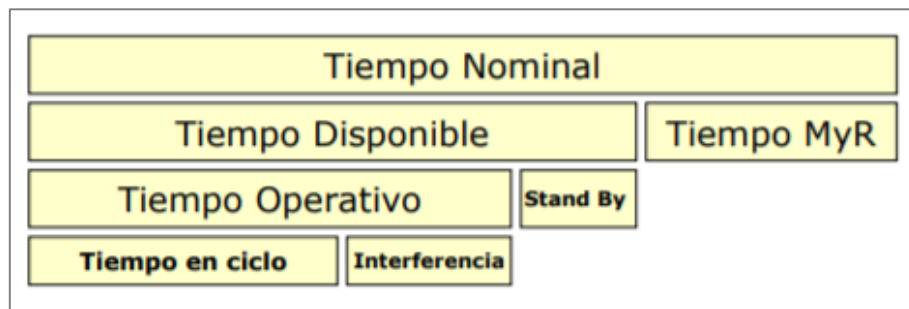


Ilustración 13: Distribución del tiempo según norma Asarco (Gerencia de Minas DET, 2007).

Que se definen como:

- Tiempo nominal: Tiempo cronológico de operación (ejemplo: un día o un turno de 8 o 12 horas).
- Tiempo disponible: Tiempo durante el cual el equipo está en condiciones mecánicas, eléctricas y electrónicas para desempeñar las funciones asignadas.
- Tiempo de mantenimiento y reparación (o T. MyR): Tiempo durante el cual el equipo no puede desempeñar su función por presentar falla o mantenimiento programada.
- Tiempo operativo: Tiempo durante el cual el equipo está realizando tareas o en espera, para el cumplimiento del plan de producción.
- Tiempo *stand by* o reserva: Tiempo durante el cual el equipo se encuentra disponible, pero sin una tarea asignada. Se asocia al tiempo cuando el equipo no es requerido para la operación por no haber calle disponible.
- Tiempo de interferencias (o demoras): Tiempos que interfieren con la operación específica del equipo, tales como detenciones por acceso de personal, muestreo, recargas de combustible, limpieza de calles y rutas, inversión de equipos, reducción secundaria, pérdidas de comunicación, colas para utilizar un recurso limitado, entre otras. Si bien las interferencias ocurren en todas las faenas mineras, la cantidad y el tipo de interferencias pueden llegar a ser muy distintas entre una faena y otra (Contreras, 2016). Las demoras se pueden subdividir en programadas (cambio de turno, charlas, otros) y no programadas (interferencias de operación).

- **Tiempo efectivo o tiempo en ciclo:** Tiempo durante el cual el equipo está en producción, incluyendo tiempos de carguío, transporte, descarga, aceleración, frenado y demoras por reglas del tránsito del nivel de producción. No incluye interferencias y se utiliza para calcular el rendimiento en [tph] del LHD.

Con estos parámetros, se pueden construir indicadores operacionales de los equipos. Los indicadores más comunes para equipos en minería son los siguientes (Gerencia de Minas DET, 2007):

- **Rendimiento:** El rendimiento de los cargadores LHD semiautomáticos se calcula dividiendo la producción total del día del LHD en toneladas por el tiempo efectivo del día. Se mide en toneladas por hora [ton/h].
- **Disponibilidad:** La disponibilidad se calcula como el porcentaje del tiempo nominal que el equipo está disponible.
- **Utilización de la disponibilidad:** La utilización se calcula como el porcentaje del tiempo disponible que el equipo está realmente en operación, sin considerar las interferencias (tiempo efectivo dividido tiempo disponible).
- **Factor Operacional** (Rojas, 2017): Este parámetro se calcula como el porcentaje del tiempo operativo que el equipo está realmente en operación sin considerar las demoras (tiempo efectivo dividido entre el tiempo operativo). Es una forma de medir el impacto de las interferencias en la operación del LHD.

Un factor importante para tener en consideración es que en sistemas con LHD SA la comunicación entre los equipos y el sistema de control es vital para poder ir actualizando el estado de los recursos e infraestructura de la mina (tales como puntos de extracción, puntos de vaciado, calles, galerías, elementos de ventilación, entre otras) y reasignar tareas y rutas de forma dinámica.

2.5 SIMULACION DE EVENTOS DISCRETOS

Una simulación es la homologación de la operación de un sistema o proceso del mundo real. Ya sea hecha a mano o mediante un computador, la simulación implica generar una historia artificial de un sistema y la observación de éste para sacar conclusiones relativas a las características de funcionamiento del sistema real (Banks, 2000).

El comportamiento del sistema (y de sus distintos componentes) al pasar el tiempo, toma como base un modelo de simulación general y modelos paralelos que buscan representar la ocurrencia de eventos (como carga de combustible, mantención programada o fallas, colgadura de puntos, entre muchas otras). Para hacer trabajar los modelos y relacionar las distintas entidades del modelo, se crean distintos supuestos y reglas de interacción que se expresan en relaciones matemáticas, lógicas, probabilísticas y simbólicas.

Existen distintos tipos de simulación, los cuales se pueden agrupar en (Hidalgo, 2017):

- **Estocástica o determinista:** Los modelos de simulación que poseen datos de entrada aleatorios son estocásticos. En caso contrario, los modelos son deterministas (una cifra o relación matemática simple). Los modelos estocásticos se suelen ingresar mediante distribuciones de probabilidad previamente ajustadas (modeladas) a los datos de operación real.
- **Estática o dinámica:** Cuando existe una temporalidad de la simulación, ésta será dinámica, en caso contrario es estática.
- **Continua o discreta:** Un modelo continuo es aquel donde las variables de estado cambian de forma continua con el paso del tiempo. En un modelo discreto, las variables cambian en instantes separados de tiempo.

Una simulación de eventos discretos es dinámica por lo que las variables de estado cambian su valor en instantes discretos de tiempo en el que ocurren eventos que derivan en cambios en las variables de estado y en el uso de determinados recursos. Además, los modelos en simulación de eventos discretos se analizan por métodos numéricos que “resuelven” modelos matemáticos, al contrario de los métodos analíticos, que emplean el razonamiento deductivo de las matemáticas para “resolver” el modelo.

Los datos de las simulaciones pueden utilizarse para tomar decisiones críticas, evaluar distintos escenarios y entender de mejor manera el sistema minero. Es por esto que se han desarrollado y validado numerosos modelos para responder preguntas del tipo “¿Qué pasaría sí?” sobre el sistema del mundo real, sobre todo en etapas de diseño o en análisis para ver los efectos de posibles cambios al sistema real (Banks, 1999).

Según el mismo autor, una simulación de eventos discretos se compone de:

- **Variables de estado:** que definen lo que ocurre en el sistema, ej.: estado de un punto de extracción (habilitado/no habilitado), estado de un LHD (cargando, detenido, descargando, en movimiento, en mantención, entre otros).
- **Entidades y atributos:** que representan objetos móviles o estáticos, ej.: entidad LHD con los atributos velocidad, capacidad de balde, entre otros.
- **Recursos:** Son entidades que proveen servicios a las entidades dinámicas, ej.: petrolera, galería de cabecera, taller de mantención, otros.
- **Procesamiento de listas:** las entidades se gestionan asignando recursos, suspendiendo actividades y respondiendo a los requerimientos de los distintos eventos que ocurren dentro del sistema. Este procesamiento por ejemplo podría generar una cola al tener varios equipos LHD esperando para descargar en un pique de vaciado.
- **Actividades y retardos:** Una actividad es una porción de tiempo cuya duración se conoce antes de que comience la actividad. La duración puede ser una constante o un valor aleatorio de una distribución probabilística. Por ejemplo: la duración de una mantención descrita mediante una distribución triangular, o 60 minutos fijos de cambio de turno.

Cabe destacar que un modelo detallado no necesariamente es el mejor para realizar una simulación. Un estudio en la misma época (Labão & Vieira, 1999) dice que cuando se construye un modelo con demasiado detalle, éste se vuelve más complejo, lento, difícil de entender y mantener. Entonces, el autor propone que la confiabilidad aumenta hasta cierto punto óptimo y luego, al incorporar mayor nivel de detalle, la confiabilidad del modelo decrece, tal como se muestra en el siguiente gráfico:

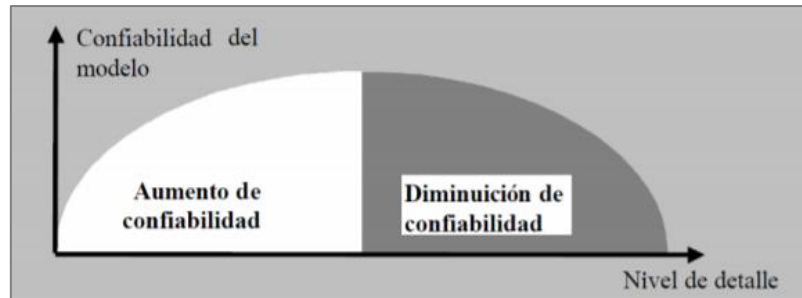


Ilustración 14: Confiabilidad vs nivel de detalle del modelo de simulación (Labão & Vieira, 1999).

El uso de la herramienta de simulación aumenta la comprensión del desempeño del sistema como de las interacciones entre las distintas entidades y variables. En minería, frecuentemente se utiliza la simulación de eventos relacionados a la producción. En particular, en minas explotadas por *Block/Panel Caving* las técnicas de simulación han sido utilizadas para aspectos relacionados a la planificación de la producción, rendimientos de producción, disponibilidad de los puntos de extracción y a la fragmentación de la roca en la columna (Li, 2012).

Dos casos de estudio muy similares a la simulación de la presente memoria son, primero, la desarrollada en 2015 de un sistema de manejo de materiales en minería subterránea de *block/panel caving*, donde se simuló el nivel de producción con extracción mediante LHD, un nivel de transporte intermedio con camiones que envían material al nivel de transporte principal con ferrocarriles, todo mediante el *software Promodel* (Manzur, 2015). El segundo caso es el modelo desarrollado en 2017 para estimar la producción del sector Diablo Regimiento de DET, mediante simulación de eventos discretos en el *software DSimUG* (Valenzuela, 2017). Estas simulaciones incorporan:

- **Criterios físicos**, que corresponden a los criterios con que funcionan distintos equipos o lugares del sistema, y delimitan las reglas de tránsito de las entidades y el uso de los recursos. Por ejemplo: capacidad del pique de traspaso, cantidad de LHD, cantidad de calles, puntos de extracción por calle, entre otros.
- **Criterios de decisión**, que marcan la pauta de las decisiones humanas o del sistema despachador o del sistema de confinamiento y seguridad. Entregan las distintas opciones o caminos que puede seguir cierta entidad, definiendo un rango de acción frente a distintos eventos. Por ejemplo: en qué momento un LHD se cambia de calle, en qué momento entra la cuadrilla de reducción secundaria a las calles, qué hacer cuando hay cola en el pique de traspaso, entre otros.

- **Criterios de operación**, que son propios de la operación en faena, tales como el cambio de turno, la colación, duración de los turnos, entre otros.
- **Parámetros de entrada**, que son distintos tipos de datos y archivos que determinan las capacidades de los equipos, duración de operaciones y eventos (o modelos que las describan), layout del modelo, rutas, entre otros.
- **Variables de salida**, que corresponden a las variables que se quieren medir y cuyos resultados se analizan para generar conclusiones en base al modelo de simulación. Por ejemplo: producción del sistema minero, producción por calle y/o por equipo, disponibilidad y utilización de los equipos, tiempos de ciclo, tiempos de interferencia, tiempos de mantención, entre otros.

Para la construcción del modelo de simulación, se definen pasos que serán descritos en el apartado siguiente, pero en general, se cuenta con el sistema real de donde se obtienen datos, un modelo conceptual que describe las interacciones y objetivo del modelo y un modelo de simulación computacional que permite resolver y visualizar el modelo durante el transcurso del tiempo.

En cuanto a las herramientas computacionales de simulación, éstas se pueden dividir en cuatro categorías (Hidalgo, 2017):

- **Lenguajes de programación para fines generales**, tales como Python, C++, Matlab o Java, que entregan alta flexibilidad a bajo costo, pero que requieren de conocimiento del lenguaje y habilidades de programación.
- **Lenguajes de simulación para fines generales**, como SIMAN, GPSS y SLAM (acrónimos de *Simulation Modeling and Analysis*, *General Purpose Simulation System*, y *Simulation Language for Alternative Modeling*, respectivamente), que son lenguajes de simulación orientados a objetos de sistemas discretos con gran flexibilidad. También requieren habilidades de programación.
- **Paquetes de software de simulación para fines generales**, como por ejemplo ProModel, SIMUL8, Arena, Flexsim, Automod y Extend, que poseen interfaces más cómodas para la simulación y objetos con funciones prediseñadas para facilitar la construcción, pero ofrecen menor flexibilidad.
- **Paquetes de software específicos para minería**, tales como el software DSim desarrollado por el Laboratorio de Planificación Minera Delphos, que permite realizar simulaciones de eventos discretos de sistemas de transporte de mineral tanto en minería superficial (DSim OP) como en minería subterránea (DSim UG).

Para la construcción de un modelo de simulación exitoso, existe una metodología de 12 pasos ampliamente usada (Banks, 1999):

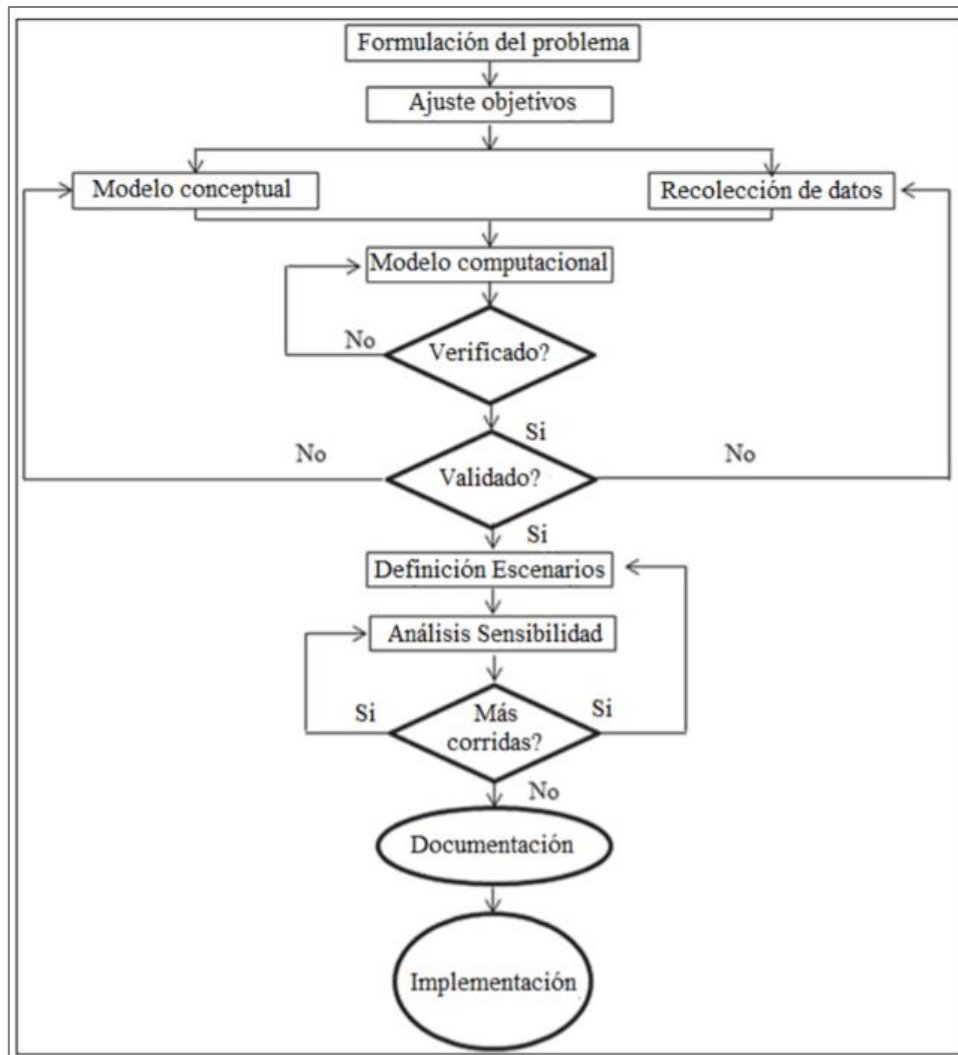


Ilustración 15: Metodología para el desarrollo de modelos de simulación. (Banks, 1999).

Respecto a la etapa 1 (formulación del problema), Banks indica que es de suma importancia que la declaración del problema y los motivos que lo originan sean entendidos y aceptados tanto por quien construye la simulación, como por el “cliente”. Incluso, indica que es posible que el problema deba ser reformulado a medida que avanza la simulación.

En cuanto a la etapa 2 (ajuste de objetivos), indica que se debe preparar una propuesta y acordar qué preguntas se quieren resolver mediante la construcción del modelo, junto con definir las variables que se medirán para cumplirlos. Un objetivo puede ser validar el modelo con la producción real de la faena, o bien probar el ¿Qué pasaría sí? cambio la distribución de los equipos, introduzco nuevos o cambio algún componente del sistema de manejo de materiales. En esta etapa es importante también definir los alcances para tener los límites del modelo (por ejemplo, el nivel de producción), comprendiendo donde comienza y donde termina el proceso o área en estudio (F. Valenzuela, 2017).

Esta “propuesta” que indica Banks (1999), debe tener un “plan de proyecto” con la declaración de los distintos escenarios a investigar, tiempos requeridos, personal a utilizar, requisitos de hardware y software, etapas y resultados de cada etapa.

En la etapa 3, Banks (1999) indica que el sistema del mundo real es resumido por un modelo conceptual, el cual está compuesto por una serie de relaciones matemáticas y lógicas relativas a los componentes y la estructura del sistema. Para la construcción de un buen modelo conceptual recomienda comenzar de manera simple (con la menor cantidad de elementos y relaciones posibles, que logren representar el problema) y luego ir complejizándolo con características especiales hasta que tenga la complejidad apropiada para el desarrollo o los requerimientos de la investigación.

La recolección de datos (etapa 4) es un paso fundamental para poder construir, calibrar y validar un modelo. La información se puede obtener de varias fuentes, tales como opiniones de expertos en el área, base de datos o toma de datos empíricos. Es de particular interés realizar una recopilación de información estadística de las variables que se ingresarán al modelo, así como también el rango de valores en los que estarían las variables de salida.

En el manejo de materiales existen dos tipos de información relevantes. La primera es la información que está documentada dentro de la mina, como pueden ser los planes de producción, la cantidad de mineral que se le debe extraer a cada punto y en qué periodo. También pueden ser los resultados de producción reales obtenidos, los cuales deben ser contrastados con los resultados de la simulación. Los datos que se ingresen al modelo pueden ser de dos tipos (F. Valenzuela, 2017):

- **Valores estáticos:** Se utilizan valores determinísticos que se ingresan directamente al modelo de la simulación.
- **Variabes estocásticas:** Se les denomina así a aquellos valores que no tienen un valor fijo, sino que pueden variar dentro de un rango de valores que tienen una cierta distribución de probabilidad. En la mayoría de los casos se pueden utilizar distribuciones de probabilidad típicas para ciertos fenómenos.

En este paso, es importante que el desarrollo del modelo conceptual converse con los datos disponibles y viceversa. Estos dos puntos de vista son paralelos, pero deben conversar entre ellos constantemente para desarrollar el mejor modelo conceptual con los datos que tengo disponibles o los que puedo recolectar según el nivel de detalle requerido.

En el paso 5 se construye un modelo computacional es la codificación del modelo conceptual en un computador, es convertir ese modelo teórico en un modelo operativo mediante alguno de los software o lenguajes que hay disponibles para estos fines.

La etapa 6 de la metodología propuesta por Banks (199) es la verificación, la cual busca responder a la pregunta ¿Está funcionando correctamente el modelo? Es importante a que el analista de simulación comience con la verificación desde etapas tempranas del proyecto y no espere a que el modelo esté completo para verificar. Por su parte, la etapa 7 (validación) es la determinación de que el modelo conceptual representa de manera

precisa la operación del sistema real. Esto es, comparar el sistema real o sistema base con el modelo de simulación para identificar brechas y ajustarlo para que sean similares para los fines de la experimentación. Algunas veces, no hay un sistema base con el cual comparar, por lo que existen distintos métodos de validación (Banks, 1999).

Posteriormente, en la etapa 8 se definen los distintos escenarios que se estudiarán, recurrentemente representados con distintas configuraciones y capacidades de equipos. Para estos fines, se deben tomar decisiones sobre la duración de la ejecución de la simulación, el número de ejecuciones (réplicas), y la forma de inicialización o configuración de partida (Banks, 1999). Luego, en la etapa 9, se incluyen análisis de sensibilidad para ver cuál es la influencia de una variable en el sistema completo, lo que se logra obteniendo resultados para distintos valores del parámetro en estudio, e identificando mediante análisis los comportamientos, relaciones e implicancias de estas variaciones.

En la etapa 10 el analista de simulación debe indicar si los experimentos (o corridas) realizados son suficientes para cumplir con los objetivos, se debe determinar si ya se simularon todos los escenarios que puedan sumar valor al estudio. Los resultados se documentan (etapa 11) en formatos legibles y accesibles, para tener los datos como sustento de los resultados informados, los que se suelen representar como indicadores de desempeño (KPI's), gráficos y tablas de datos resumidas.

Finalmente, en la etapa 12 y teniendo como base los antecedentes, resultados y conclusiones expuestos en el informe de simulación, el cliente toma las decisiones pertinentes y, destaca que, en caso de que el cliente haya estado involucrado durante el periodo de estudio, y el analista de simulación haya seguido los pasos rigurosamente, existirá una mayor probabilidad de implementación del proyecto en la vida real (Banks, 1999).

CAPÍTULO 3: METODOLOGÍA

En este estudio se utilizará la metodología de 12 pasos propuesta por Banks para el desarrollo de un modelo de simulación ya presentada en el capítulo anterior (Banks, 1999) pero orientada al sistema nivel de producción de una mina explotada por panel caving y con tres casos de estudio por lo que se introducen algunas modificaciones que se describen a continuación.

3.1 ETAPAS 1 Y 2: FORMULACIÓN DEL PROBLEMA Y AJUSTE DE OBJETIVOS

Esta etapa contó con reuniones del grupo de investigación de automatización del AMTC donde se estudiaron los posibles escenarios o propuestas de innovación que podrían agregar valor a la operación con LHD SA. Se realiza una revisión bibliográfica para estudiar la operación actual e identificar brechas y sus posibles soluciones.

3.2 ETAPA 3: MODELO CONCEPTUAL

La construcción del modelo conceptual fue un proceso guiado por el equipo de automatización del AMTC y enfocado en las interacciones entre equipos móviles (en este caso serían 3: LHD SA, cuadrillas de cachorro y cuadrillas de mantención).

Primero se construyó el modelo conceptual del caso base investigando sobre la operación de un nivel de producción con palas LHD semiautónomas, considerando la experiencia en Chile (específicamente División El Teniente) y también lo proyectado para el Nuevo Nivel Mina Andes Norte. Luego se crearon los modelos de las propuestas de innovación tomando un caso de mejora moderada en los tiempos de interferencia por “ruta segura” y un caso más agresivo. Se tomaron consideraciones de seguridad y operacionales para definir los límites de cada caso y los permisos y prioridades de cada cuadrilla.

3.3 ETAPA 4: RECOLECCIÓN DE DATOS

Para el desarrollo de esta investigación, se utilizaron documentos de la ingeniería básica del proyecto NNM Andes Norte, junto con documentación de CODELCO y del AMTC sobre la operación de LHD SA. Para obtener algunos datos de entrada también se realizó un *benchmark* de modelos de simulación desarrollados previamente.

3.4 ETAPA 5: MODELO COMPUTACIONAL EN DSIM

Primero se realizó una investigación de *softwares* de simulación utilizados en el sistema de manejo de materiales en minería subterránea, luego de éstos se determinaron los que estaban disponibles y cuáles se podrían ajustar de mejor manera a los casos de estudio. Entre las opciones destacaron Arena, Promodel y DSIM, donde este último fue escogido

para desarrollar el modelo por su flexibilidad ante cambios en la filosofía de operación, además de entregar una buena visualización del modelo.

El *software Delphos Simulator* (DSim, DSimUG es su versión para minería subterránea) es una herramienta de planificación que permite estimar la producción y los parámetros operacionales de los equipos de un diseño minero, a partir de los siguientes tres elementos: el layout de la mina, la flota de equipos de carga y transporte, y un plan que indica cuánto material se desea enviar desde cada frente a cada potencial destino.

DSim es una librería de Python que ordena de manera funcional los diversos elementos necesarios para realizar una simulación de eventos discretos del manejo de materiales (Morales, N. et al., 2014). Como se indica en el manual del programa, los requisitos para un correcto funcionamiento son:

- Computador de escritorio o *notebook* con 2 cores y mayor a 1 GHz.
- 4 GB de RAM
- Sistema operativo MS Windows de 64 bits
- De preferencia tarjeta de video dedicada

Los datos de entrada son:

- Versión del proyecto, e indicar si es UG u OP (*underground* u *open pit*).
- Layout, que incluye información de los elementos de la mina, como las rutas, frentes, zonas, señales de tránsito, locaciones e información para construir *links* o conexiones entre caminos.
- Equipos móviles, que incluye toda la información necesaria para la creación de los equipos móviles, tales como LHD's, jumbos, camiones y trenes.
- Equipos estáticos, que incluye toda la información necesaria para la creación de los equipos estáticos, tales como buzones de descarga, chancadores, piques de traspaso y correas.
- Información del despacho, que incluye las estrategias de extracción y asignación de recursos. También define la interacción entre los distintos equipos/cuadrillas.
- Preferencias, que indica la información referente a la duración y visualización.
- Topografía, en caso de querer incluir la topografía del lugar en formato DXF. Para el caso subterráneo aplican las galerías o rutas que constituyen la mina.

Los datos de salida son:

- Archivos de réplicas, con la información referente a cada réplica corrida, y archivos en formato "hdf5" y "DSim" que almacenan información y se pueden visualizar en 3D para observar qué ocurre durante el transcurso de la simulación.

- Reportes, con información de los ciclos, frentes, puntos de extracción, piques de traspaso y calles de producción, en formato Excel. Además, DSim entrega la flexibilidad de realizar otros tipos de consultas programables.

3.5 ETAPA 6: VERIFICACIÓN

La verificación de los modelos de este estudio fue un proceso de observación cualitativa y cuantitativa de que el modelo está haciendo lo que se espera que haga.

Algunos de los indicadores cuantitativos de la verificación son: que los equipos LHD y cuadrillas móviles con personal respeten los criterios de decisión de asignación y bloqueo de rutas, que sigan las rutas ingresadas, que los equipos cumplan con los parámetros de diseño, que los indicadores de operación tengan sentido respecto a lo esperado, entre otras observaciones que indicarán si el modelo está funcionando de manera correcta o no.

3.6 ETAPA 7: VALIDACIÓN

En este caso, no existen datos de la operación real, por lo que la validación se realizará cuantitativamente mediante la comparación de los siguientes indicadores respecto a documentación de la situación proyectada para el NNM Andes Norte y algunos otros parámetros operacionales de DET con los que afortunadamente se cuenta:

- Producción del nivel de producción
- Rendimiento, disponibilidad y utilización del LHD SA
- Duración del cachorro y cantidad de calles descolgadas

Como se simularán 3 casos, 2 de los cuales representan una propuesta de innovación en el proceso, para la validación se comparará únicamente el caso base que busca replicar la operación que habría luego de ejecutado el Proyecto NNM Andes Norte.

3.7 ETAPAS 8 Y 9: DEFINICIÓN DE ESCENARIOS Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Como se mencionó anteriormente, se simularán 3 distintos casos (caso base, confinamiento dinámico moderado y confinamiento dinámico intensivo). El caso base se simula además con algunas variaciones que buscan aprovechar el modelo de simulación para probar los efectos de incorporar distintas tecnologías en el nivel de producción. Los análisis de sensibilidad serán en torno a variables internas del modelo, buscando que los resultados de la simulación guarden relación con los indicadores de una operación real.

3.8 ETAPAS 10 Y 11: EXPERIMENTOS Y DOCUMENTACIÓN

En este caso, el número de corridas se definirá según el logro de los objetivos propuestos y la documentación se realizará en archivos en formato hdf5 y DSim para su

visualización, junto con planillas Excel con información de cada réplica y resúmenes de indicadores importantes para el modelo.

3.9 ETAPA 12: IMPLEMENTACIÓN

Esta investigación busca conocer los posibles beneficios del sistema de confinamiento dinámico diseñado por el AMTC, y la implementación va más bien ligada a la continuidad de los estudios en esta materia, para seguir con la investigación de sensores y elementos de segregación que permitan llevar a cabo en faena la filosofía de operación propuesta.

3.10 RESUMEN METODOLOGÍA

A continuación, se presenta un cuadro resumen de la adaptación de la metodología de Banks, a cada uno de los 3 casos que se simularon en esta memoria:

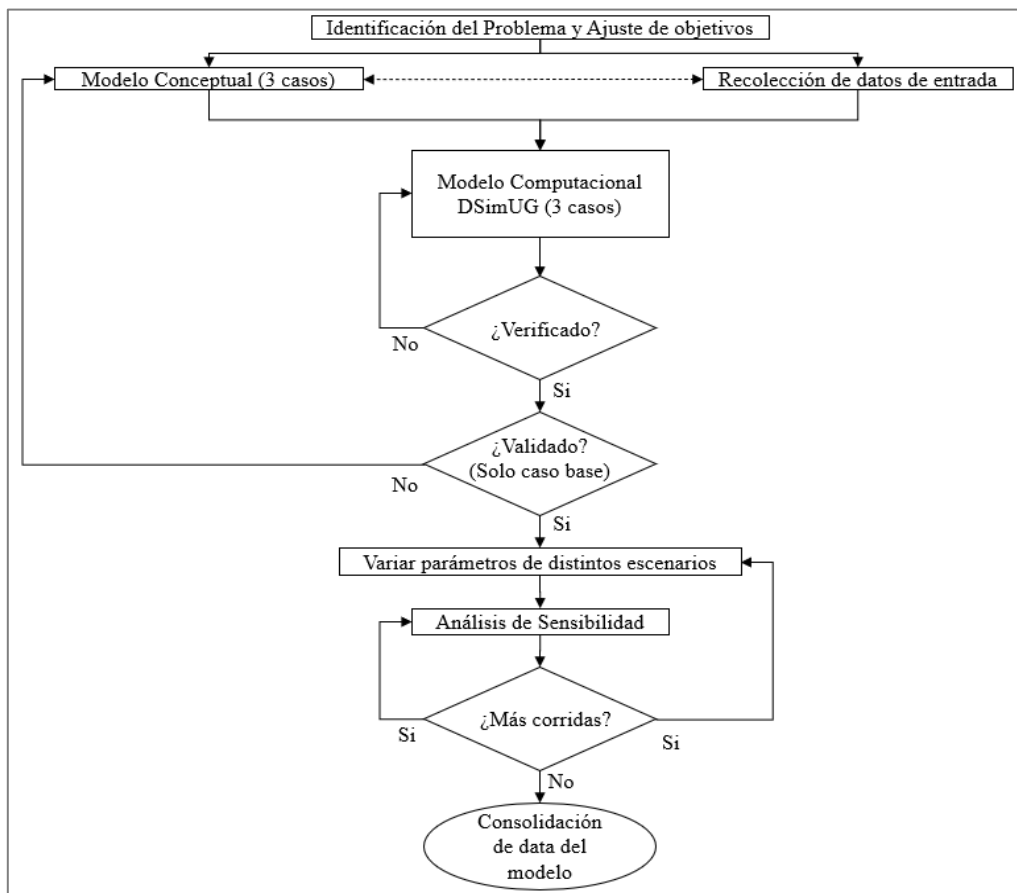


Ilustración 16: Diagrama de flujo de la metodología de Banks (1999), adaptada a este estudio.

A diferencia de la metodología original de Banks (1999), en este caso la recolección de datos y los modelos conceptuales son procesos paralelos, pero también conversan entre sí, ya que el modelo conceptual se debe ajustar a los datos disponibles y viceversa. Para este estudio se crean 3 modelos conceptuales y 3 modelos computacionales. Además, al ser el caso base el único comparable con el Proyecto NNM Andes Norte, sólo éste se validará comparando los tonelajes e indicadores esperados para el proyecto.

CAPÍTULO 4: CASO DE ESTUDIO

El caso de estudio es una mina subterránea explotada por el método *panel caving*, basada en el Proyecto NNM Andes Norte de CODELCO. La simulación se desarrollará en el nivel de producción, y se asumirá que no habrá interferencias entre las labores de preparación y las de producción, por lo que se simulan únicamente los procesos asociados a la producción. Además, se asume que los 3 casos a simular (Caso Base, Confinamiento Dinámico Moderado y Confinamiento Dinámico Intensivo) poseen un sistema de confinamiento dinámico, el cual permite el tránsito y operación segura de cuadrillas o personas dentro de las calles de servicio o de las calles de producción, con distintos criterios de permisividad en cuanto a la operación simultánea manual-autónoma y delimitación de zonas con segregación dinámica.

4.1 MODELO CONCEPTUAL

El modelo conceptual se compone de distintos elementos que buscan emular los principales eventos y operaciones que darán lugar en el nivel de producción del proyecto NNM Andes Norte. En esta sección, se definen detalladamente los elementos y criterios de decisión que dan vida al modelo de simulación.

Como este trabajo evalúa 3 distintos escenarios, se crean 3 modelos conceptuales, los cuales tienen algunos elementos comunes y otros diferenciadores. Primero se describen los elementos comunes para luego dar paso a las variaciones de los 3 casos.

4.1.1 ELEMENTOS COMUNES DEL MODELO CONCEPTUAL

- Turnos: Habrá dos turnos de 12 horas, con cambio de turno que tendrá una duración de 60 minutos. Durante este periodo ningún equipo operará.
- Asignación de calles: Para asignar calles a LHD SA, se tendrá como prioridad las calles con mayor tonelaje del plan diario pendiente. Para asignar calles a cuadrillas cachorreras, la prioridad será por cantidad de tiempo que lleve la calle colgada.
- Declaración de calle colgada: Se requiere que como mínimo el 70% de los puntos de extracción activos en la calle y con plan diario pendiente, estén colgados.
- El uso de la galería que conecta las calles o “cabecera”, será o para equipos semiautónomos o para equipos operados manualmente o personas, pero nunca ambos al mismo tiempo. En el caso de LHD SA, la cabecera sólo se podrá utilizar en un sentido de tránsito, teniendo prioridad los LHD que salen de la zona autónoma y luego los que entran a una calle. Para las cuadrillas móviles en tanto, la cabecera podrá ser utilizada con ambos sentidos de tránsito.
- Se asume que siempre habrá un operador disponible para efectuar la carga de los LHD SA, y para los martillos teleoperados habrá un tiempo de espera operador determinado por una distribución que se detallará en el siguiente subcapítulo.

- En caso cumplir el plan diario antes de que acabe el día, comenzarán a extraer del plan del día siguiente, teniendo como preferencia los puntos que no se le extrajeron ese día, a fin de respetar las velocidades de extracción.
- Habrá dos cuadrillas de cachorreos disponibles en todo momento (excepto cambio de turno) y se asume que el descuelgue siempre será efectivo. Además, se asume que siempre habrá cuadrilla de mantenimiento disponible para falla de LHD SA.
- Criterios de decisión LHD SA: Independiente del modelo a simular, los LHD SA deben seguir reglas comunes para asignar tareas y luego llevarlas a cabo. Éstas se resumen en el siguiente diagrama:

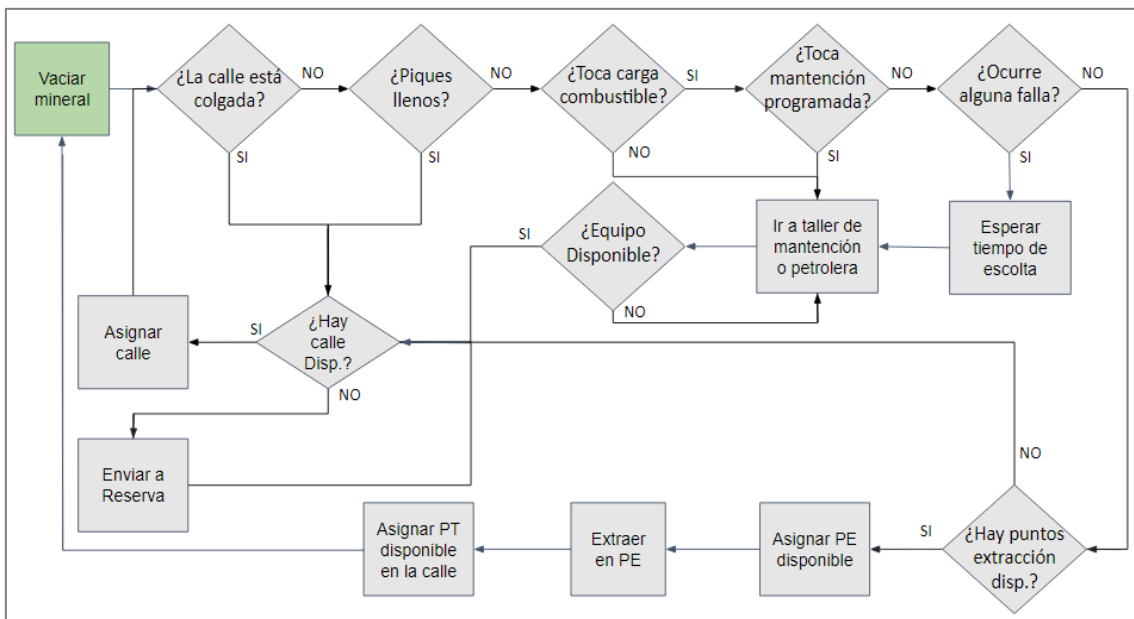


Ilustración 17: Criterios de decisión LHD SA dentro de la simulación. Elaboración propia.

- Criterios de decisión cuadrilla cachorrera: La cuadrilla cachorrera es la encargada de realizar el descuelgue de puntos de extracción cuando éstos se encuentran con interferencia de flujo ya sea en altura (colgadas) o en suelo (sobretamaños). Las tareas de descuelgue incluyen: traslado hasta la calle de producción, perforación y carguío de explosivos, tronadura y ventilación.

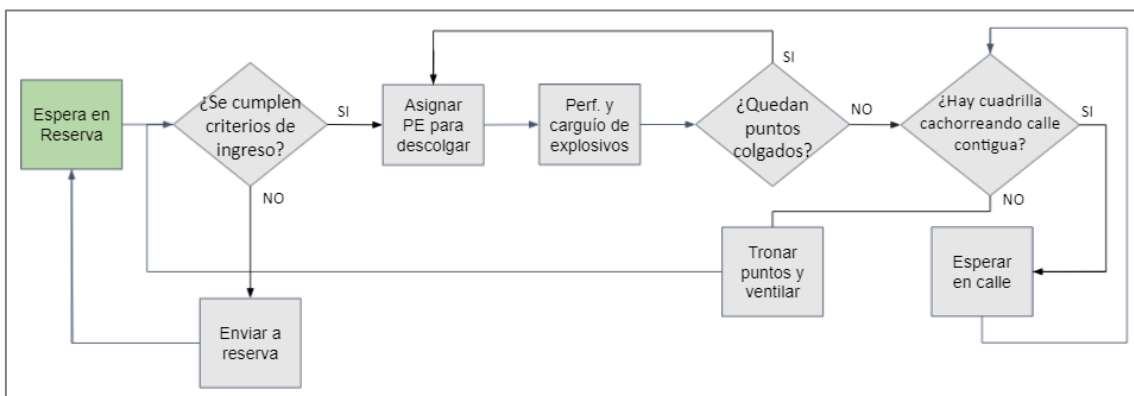


Ilustración 18: Criterios de decisión cuadrilla cachorrera. Elaboración propia.

- Criterios de decisión cuadrilla de mantenimiento (o escolta): Cada vez que un LHD SA falle dentro de una calle, se activa una escolta de personal que retira al equipo fallado y lo lleva al taller de mantenimiento. Los criterios son los siguientes:

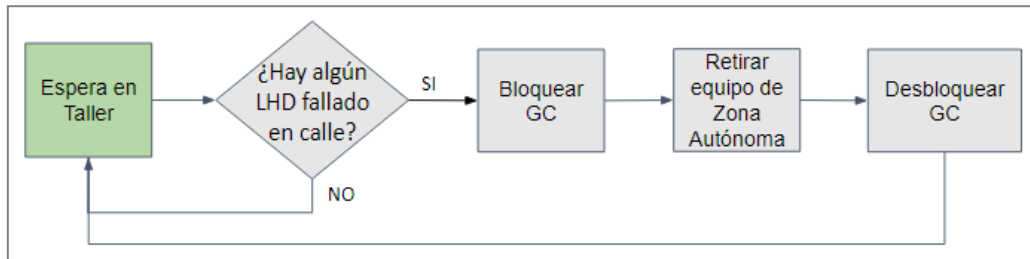


Ilustración 19: Criterios de decisión escolta. Elaboración propia.

- Criterios de decisión martillo pica-roca: Los martillos pica roca ubicados en cada pique de traspaso reducen de tamaño las colpas que pueden aparecer tras la descarga de algún LHD. Las tareas incluyen: identificar la colpa en la parrilla, esperar a que el operador tome el equipo (teleoperado), reducir de tamaño la colpa y finalmente la habilitación del pique. Los criterios de decisión son:

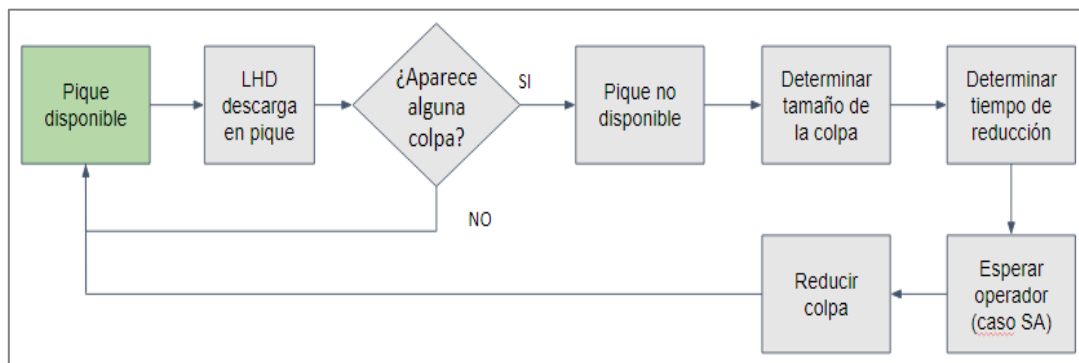


Ilustración 20: Criterios de decisión martillo pica rocas. Elaboración propia.

4.1.2 ELEMENTOS PARTICULARES DEL CASO BASE

La principal característica que diferencia al caso base de los otros dos casos es que no permite la convivencia de personas o equipos manuales, con equipos semiautónomos operando, por lo que cuando entran al nivel personas o equipos manuales, los equipos semiautónomos se envían a reserva o se detienen en la misma calle (Gerencia de Minas DET, 2007). Los criterios de operación y asignación de tareas son los siguientes:

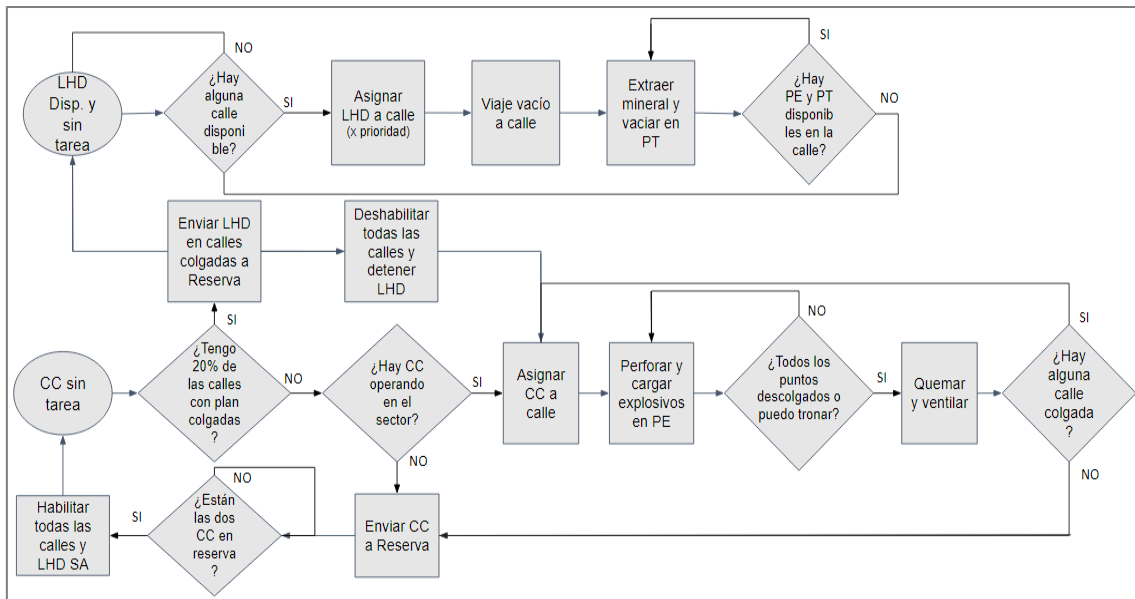


Ilustración 21: Diagrama de flujo en detalle del caso base a simular. CM, PE y PT son acrónimos de cuadrilla móvil (cachorro o mantención), punto de extracción y pique de traspaso, respectivamente. Elaboración propia.

La entrada de las cuadrillas de cachorro será en simultáneo cuando al menos el 20% de las calles activas y con plan pendiente en el día, estén colgadas y, además, el número de calles colgadas sea par. Esto se hace para minimizar las detenciones del nivel de producción por concepto de “ruta segura”.

La entrada de cuadrillas de mantención será cuando un LHD SA falle dentro de una calle (o en la zona autónoma), para esto se bloquea la extracción de todas las calles y se detienen los LHD SA en la zona autónoma hasta que haya con el equipo fallado.

4.1.3 ELEMENTOS PARTICULARES DEL CONFINAMIENTO MODERADO

Este caso se diferencia de los demás dado que permite la convivencia de LHD’s SA operando y equipos manuales o personas realizando operaciones en simultáneo dentro de la zona autónoma, pero con ciertas restricciones:

- La asignación de cuadrillas de reducción secundaria se realiza cuando el total de las cuadrillas se encuentran sin tarea asignada (“en reserva”) y hay por lo menos dos calles colgadas, por lo que las cuadrillas salen solo cuando pueden ir ambas en simultáneo para disminuir interferencias por “ruta segura”.
- En caso de que un equipo operado manualmente o personas a la zona autónoma, se bloquea toda la galería de cabecera para uso exclusivo de personas hasta que éstas se retiren de la zona autónoma, dejando siempre una salida disponible o “ruta segura”. Para esto último se bloquea el tramo de la galería de cabecera desde la entrada de la zona autónoma hasta la entrada de la calle más lejana asignada a una cuadrilla, pudiendo cambiarse de calle un LHD que salga y se dirija a calles con su entrada/salida fuera de la “ruta segura”. Por otro lado, un LHD que sale o se

dirige a una calle dentro de la “ruta segura”, quedará esperando en la salida de su calle actual (o en reserva) hasta que la galería de cabecera se desbloquee. Una vez todas las cuadrillas realizaron sus funciones y llegaron a su destino de espera (“reserva”) la galería de cabecera se desbloquea para uso de LHD SA. Aclarar que en ningún momento puede haber tránsito de cuadrillas móviles y equipos autónomos al mismo tiempo, el LHD se puede cambiar de calle solo si no hay cuadrillas en la galería de cabecera.

- En este caso se propone también bloquear la extracción de las calles inmediatamente contiguas a la calle colgada, por lo que la cuadrilla cachorrera espera que salgan los LHD SA de las calles contiguas antes de entrar.
- La entrada de las cuadrillas de mantención será cuando un LHD SA falle dentro de una calle y, a diferencia del caso base, en este caso no se detienen los LHD SA operando en otras calles, sino que se bloquea la galería de cabecera hasta que la cuadrilla salga de la zona autónoma con el LHD fallado.

Los criterios se resumen en el siguiente diagrama:

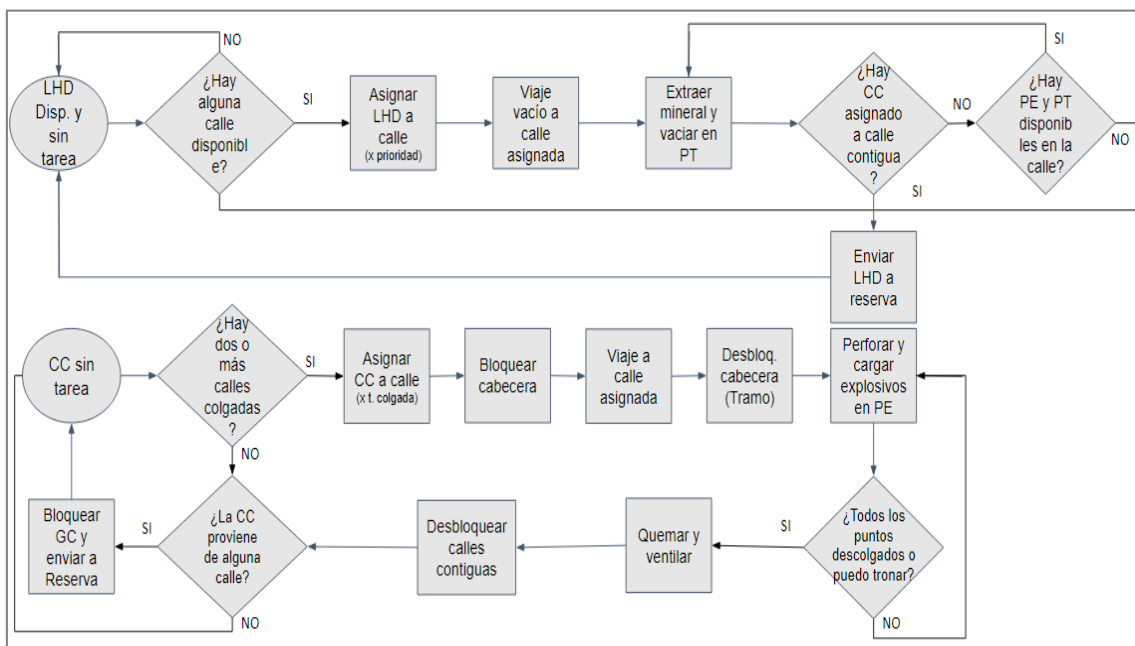


Ilustración 22: Diagrama de flujo en detalle del Confinamiento Moderado. CM, GC, PE y PT son acrónimos de cuadrilla móvil (cachorro o mantención), galería de cabecera, punto de extracción y pique de traspaso, respectivamente. Elaboración propia.

4.1.4 ELEMENTOS PARTICULARES DEL CONFINAMIENTO INTENSIVO

Este caso guarda bastante relación con el caso anterior y se diferencia en que es una propuesta un poco más “agresiva” en el sentido de que es más flexible con los permisos de convivencia entre LHD SA y cuadrillas móviles:

- El LHD SA asignado a una calle, forma una zona de confinamiento dinámico autónomo (o ZCD-A), que actualiza los puntos disponibles en la calle.
- Al entrar una cuadrilla de cachorro a una calle colgada, se bloquea la galería de cabecera sólo mientras la cuadrilla se esté trasladando por ella.
- Mientras haya cachorro en una calle, se bloquea la extracción de los puntos de las calles inmediatamente contiguas, pero solo a lo largo de la zona de cachorro (o zona de confinamiento dinámico manual o ZCD-M), que comprende desde la primera hasta la última zanja colgada. Esto permite al LHD SA de una calle contigua seguir operando en la calle si es que quedan puntos fuera de la ZCD-M y, una vez se retira la cuadrilla de cachorro de la calle contigua, la ZCD-A del LHD SA se actualiza con los puntos ahora desbloqueados.
- Al ingresar a la zona autónoma una cuadrilla de mantención, la galería de cabecera se bloquea hasta que el equipo fallado se encuentre en la zona manual.
- Un LHD SA podrá cambiarse de calle (o entrar desde la zona de registro o reserva) con una cuadrilla de cachorro operando en una calle ya segregada.

Los criterios de operación y asignación de tareas se resumen a continuación:

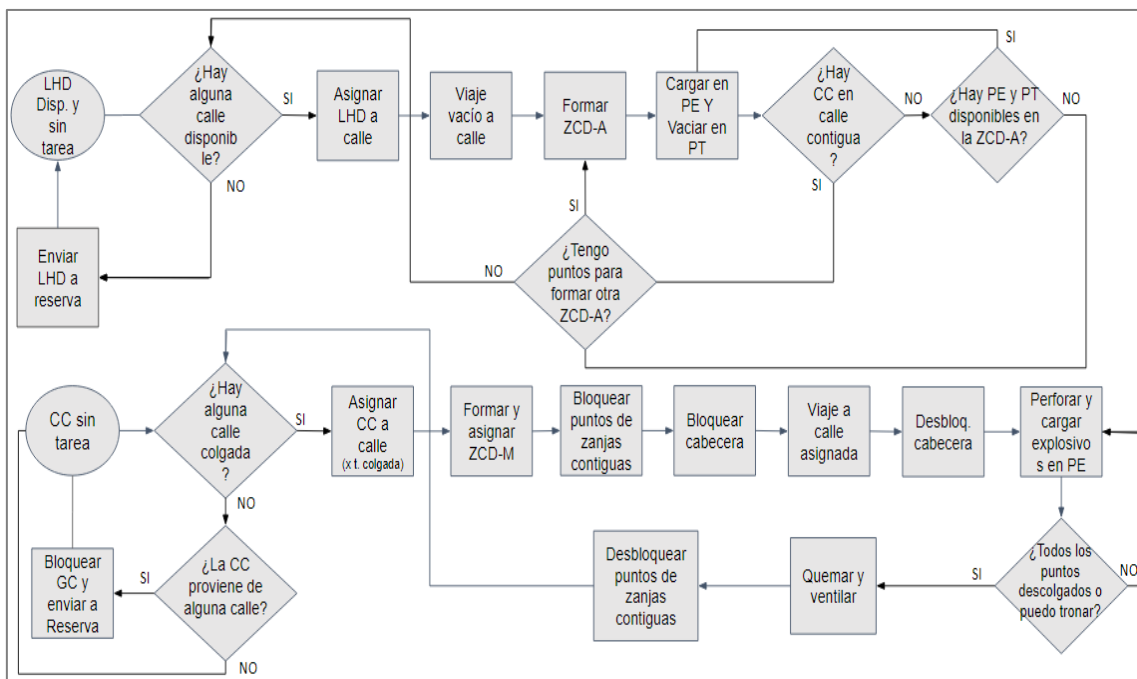


Ilustración 23: Diagrama de flujo en detalle del Confinamiento Intensivo. CM, GC, PE y PT son acrónimos de cuadrilla móvil (cachorro o mantención), galería de cabecera, punto de extracción y pique de traspaso, respectivamente. Elaboración propia.

4.1.5 ELEMENTOS DE CONFINAMIENTO Y SEGREGACIÓN

Los elementos de segregación para los 3 casos son muy similares, y consideran los siguientes elementos de segregación:

- Segregación para calles de producción, ubicados al inicio de la calle, donde se tendrá un portón motorizado con semáforo o baliza y sensores puntuales.
- Segregación periférica, para separar la zona autónoma de la zona manual que considera dos zonas de registro: una de entrada y otra de salida. Ambas zonas de registro se componen de dos portones motorizados con balizas y sensores, con una distribución como se muestra en la *Ilustración 10*.
- Segregación para áreas de trabajo, las cuales se utilizarán exclusivamente en el confinamiento moderado, para dividir la galería de cabecera en dos zonas: una sirviendo de “ruta segura” para las cuadrillas cachorreras y otra para el cambio de calle de LHD SA, en caso de cumplir con las condiciones descritas anteriormente.

4.2 MODELO COMPUTACIONAL EN DSIMUG

4.2.1 PRINCIPALES ELEMENTOS DEL MODELO COMPUTACIONAL

Los elementos del sistema están distribuidos espacialmente en el entorno del layout ingresado, y además interactúan distintas entidades dentro de la simulación, que corresponden a los equipos y cuadrillas que operan en tareas asociadas a la producción.

4.2.1.1 LAYOUT

El layout del modelo toma una porción del layout al año 2016 del PNNM Andes Norte (facilitado por CODELCO al AMTC), considerando las instalaciones principales del nivel de producción. El detalle de los elementos/instalaciones del modelo es el siguiente:

- I. 16 calles de producción.
- II. 1 galería de cabecera con doble sentido (para equipos operados manualmente).
- III. 23 cruzados de producción (zanjas) en las calles con puntos en un solo sentido y 46 cruzados de producción en las calles con puntos en ambos sentidos.
- IV. 23 puntos de extracción en calles con puntos en un solo sentido, y 46 en calles con puntos en ambos sentidos.
- V. 3 piques de traspaso por calle, espaciados cada 7 zanjás.
- VI. 1 zona de espera (reserva).
- VII. 1 petrolera.
- VIII. 4 talleres de mantención. Taller 1 se utiliza como locación de inicio de LHD's, el taller 2 se utiliza para reparaciones y el taller 3 se utiliza para locación de inicio de cuadrillas de cachorro, el taller 4 queda libre para desarrollos futuros.
- IX. 1 zona de registro entrada.
- X. 1 zona de registro salida.

En la siguiente ilustración se muestra la distribución espacial del layout, con los elementos del listado anterior:

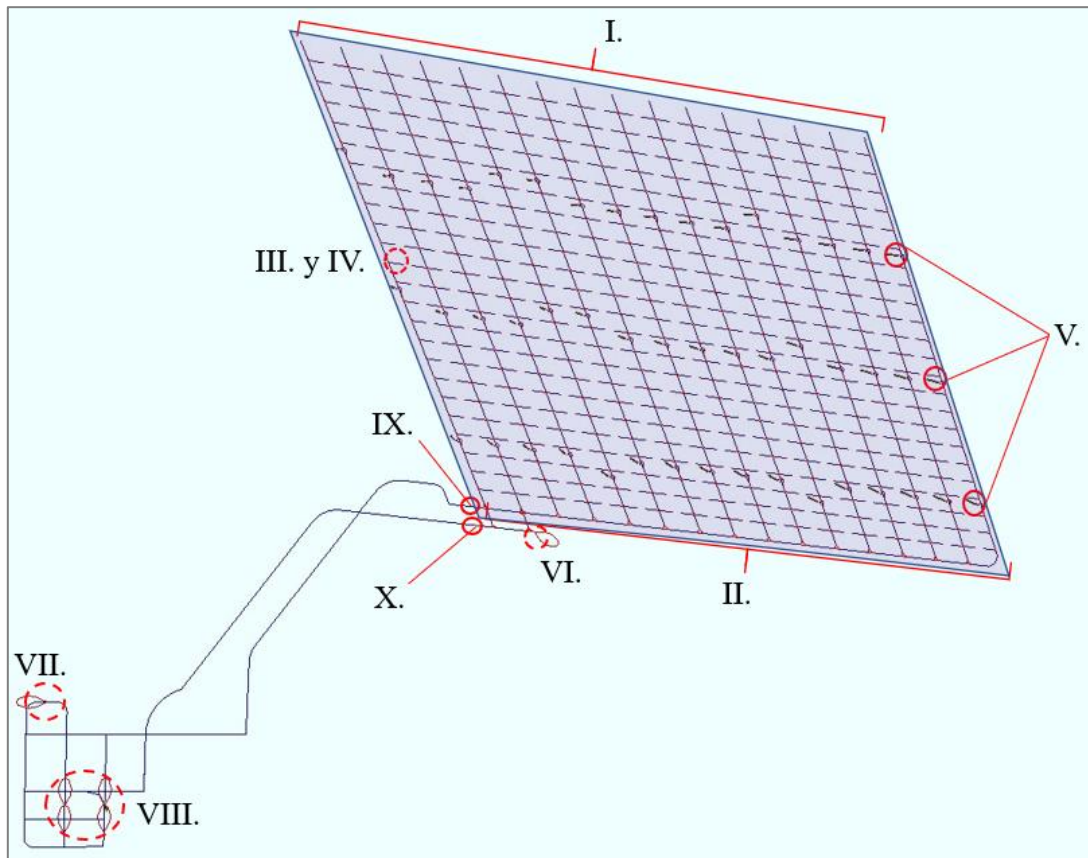


Ilustración 24: Layout de la simulación. La zona coloreada en morado es la zona autónoma, los caminos e instalaciones fuera de ella forman parte de la zona manual. Elaboración propia.

El modelo posee también caminos que se conectan mediante links, creando las rutas (dentro y fuera de las calles). La galería de cabecera posee dos sentidos de tránsito, pero solo se utilizan los dos sentidos cuando hay dos cuadrillas móviles.

Respecto a la malla de extracción, ésta es tipo Teniente de 17x22 metros y un ángulo de calle/zanja de 60°.

4.2.1.2 EQUIPOS/CUADRILLAS MÓVILES

- **LHD SA:** Como se mencionó anteriormente son los equipos principales del nivel de producción, encargados de realizar la carga de mineral desde los puntos de extracción (ubicados en los cruzados de producción o zanjas), luego transportan el mineral hasta piques de traspaso donde descargan. Al tratarse de LHD semiautónomo, sólo la carga es realizada mediante teleoperación, mientras que el transporte y la descarga se realizan de forma autónoma. A continuación, se indican los parámetros ingresados al modelo que guardan referencia con este equipo:

Tabla 2: Parámetros operacionales LHD semiautónomo ingresados a la simulación. DR y PN se refieren al sector Diablo Regimiento y Pipa Norte, respectivamente.

Parámetro	Valor	Unidad	Comentario // Fuente
N° de LHD	14	Uds.	Diseño.
Capacidad	10	[yd³]	Informe modelo conceptual NNM (CODELCO 2016).
Factor Balde	11.1	ton	Tonelaje fijo en cada de extracción. Informe modelo conceptual NNM (CODELCO 2016).
Velocidad vacío	13.5	km/h	Simulación sector Diablo Regimiento LHD Manual (Valenzuela, 2017).
Velocidad cargado	10.0	km/h	Simulación sector Diablo Regimiento LHD Manual (Valenzuela, 2017).
Tiempo de carga	30	segundos	Informe modelo conceptual NNM (CODELCO 2016).
Tiempo descarga	15	segundos	Informe modelo conceptual NNM (CODELCO 2016).
Tiempo de maniobras	10	segundos	Se suma al tiempo carga y descarga. Informe modelo conceptual NNM (CODELCO 2016).
Tiempo inversión	5	minutos	Tiempo que demora en dar la vuelta para extraer en puntos del otro frente de la calle. Diseño.

- **Cuadrilla de Cachorro:** Esta cuadrilla acude a las calles colgadas para efectuar la reducción secundaria y habilitar los puntos de extracción colgados. Para el modelamiento dentro de DSimUG, la cuadrilla de cachorro se ingresó como un equipo jumbo que ya estaba ingresado en el *software*. Se buscaron los parámetros operacionales para un “jumbo cachorrero” o “rikotus”:

Tabla 3: Parámetros operacionales de la cuadrilla de cachorro.

Parámetro	Valor	Error	Unidad	Comentario // Fuente
Velocidad	12.0	-	km/h	Velocidad horizontal rikotus (Sandvik, 2021).
Barrenado de Colpas	1.3	0.5	minutos/punto	Informe modelo conceptual NNM, CODELCO 2016.
Carga de explosivos	1.7	0.5	minutos/punto	Informe modelo conceptual NNM, CODELCO 2016.
Aislación sector	25.0	-	minutos	Informe modelo conceptual NNM, CODELCO 2016.
Ventilación y entrega de calle	20.0	-	minutos	Informe modelo conceptual NNM, CODELCO 2016.

- **Cuadrilla de Mantenimiento:** Las cuadrillas de mantenimiento no se modelan como un equipo que se mueva dentro de la simulación, sino que se modela como bloqueos de la cabecera (o de toda la zona autónoma en el caso base). Esto es, cuando un equipo falla en una calle, se bloquea el tránsito en estas zonas y el LHD SA espera en la salida de la calle por 30 minutos que es lo que demora la escolta en retirar el equipo de la zona autónoma (CODELCO, 2016).

4.2.1.3 EQUIPOS ESTÁTICOS

- **Pique de traspaso:** Los piques de traspaso dentro de la simulación en DSimUG son equipos que reciben mineral y conectan con el nivel de transporte. Se ubican en cada calle espaciados cada 7 zanjas con la distribución diseñada por DET (CODELCO, 2016). Cabe destacar que como esta simulación no incluye el nivel de transporte, se ingresó una capacidad de pique muy grande asumiendo que la flota de transporte siempre retirará el mineral a tiempo y no habrá interferencias de este tipo, cosa que no ocurre en la realidad, pero para efectos de esta memoria es un buen supuesto.
- **Martillo pica rocas:** Son martillos fijos ubicados sobre la parrilla de los piques de traspaso cuya función es reducir de tamaño las colpas que no puedan pasar por la parrilla del pique. Estos martillos se han adaptado a la teleoperación (como en DET) y dentro del AMTC se están desarrollando martillos autónomos. Como se mencionó anteriormente, estos dos tipos de martillos se compararán y su diferencia principal en términos de operación radica en los tiempos de reducción y respuesta, los cuales se indican en la siguiente tabla:

Tabla 4: Parámetros de martillos pica roca estáticos ingresados a DSimUG. Uniforme se refiere a distribución de probabilidad uniforme.

Parámetro	Martillo teleoperado	Martillo autónomo	Comentario // Fuente
Tiempo de reducción	1.0*T	1.1*T	Autónomo considera 10% más de tiempo que teleoperado. Tiempos T se dan según modelo paralelo.
Tiempo de respuesta	Uniforme(10, 600)	10	En segundos. Entregados por área de automatización del AMTC.

- **Portones:** Los portones son equipos automáticos operados desde la sala de control, pero que por seguridad también poseen palancas manuales para su operación. Se encuentran en la entrada de cada calle y en las zonas de registro de entrada y salida. Dentro de la simulación, los portones no aparecen como un equipo, pero se modelan como esperas y tomas de permiso que hacen tanto los equipos LHD SA como las cuadrillas móviles antes de pasar por un portón. Si no están las condiciones de seguridad para atravesar el portón, el equipo espera.

4.2.1.4 PLAN DE EXTRACCIÓN

El plan minero ingresado al programa considera el plan de extracción de un día “d” y el día siguiente “d+1”. Esto se hace para que, en caso de que los equipos alcancen el plan de producción antes de terminar el día, continúen con el del día siguiente.

Para obtener el plan minero a nivel de día, se tomó como referencia el plan minero del NNM Andes Norte (de 2016, ver gráfico 1), que contiene los promedios mensuales de extracción por cada punto. Además, se tuvo que escoger un mes dentro de este plan que perteneciera a la etapa de régimen de extracción (35,0000 toneladas por día) y que además

no extrajera puntos fuera del área del layout escogido, esto debido a que el layout original del proyecto considera más zanjas por calle. Para efectos de esta memoria, se trabajará con la producción y puntos habilitados al mes 140 del proyecto.

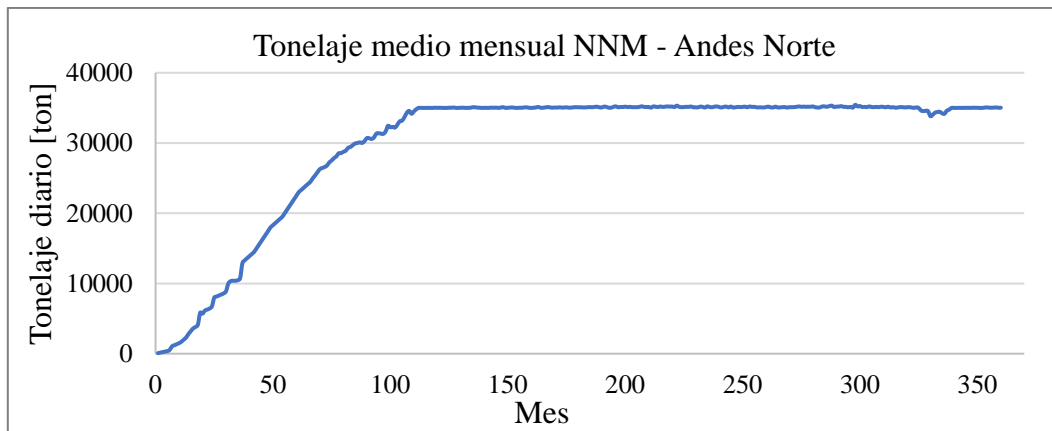


Gráfico 1: Tonelaje mensual planificado para el nivel de producción NNM Andes Norte.
Fuente: documentación interna de CODELCO.

Luego, al contar con la altura y tonelaje total de cada punto, y asumiendo que el plan hasta el mes 140 se cumplió por completo, se calculó el porcentaje de extracción de la columna de mineral que está sobre cada punto de extracción al comienzo del mes 140. Con este parámetro se procedió a calcular la velocidad de extracción de cada punto que será válida para todo el mes, considerando el siguiente perfil de velocidades que interpola de forma lineal entre 0.3 y 0.7 [tpd/m²] para puntos con menos del 30% de la altura extraída, y toma el valor de 1 cuando la altura de extracción es igual o mayor que 30%:

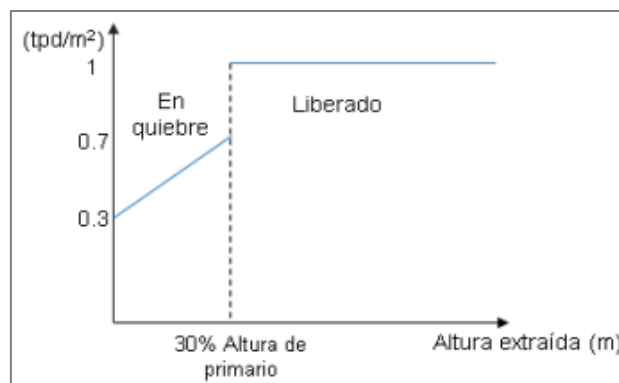


Gráfico 2: Velocidad de extracción por punto en función del porcentaje de altura extraída, según restricciones geomecánicas en División El Teniente de CODELCO (Oyarce, 2017).

Utilizando la herramienta Excel y teniendo en cuenta que el área de influencia de todos los puntos es 374 [m²], se distribuyó el tonelaje diario del plan a cada punto de extracción teniendo las restricciones de que el tonelaje diario asignado a cada punto puede ser el tonelaje máximo permitido por su velocidad de extracción, o bien cero, el tonelaje total diario debe ser cercano a las 35.000 tpd (con tolerancia de 2% de error), tonelaje promedio mensual por calle cercano al promedio mensual (con una tolerancia del 2%), y por último que la suma de las diferencias entre el tonelaje promedio mensual del punto en el plan original menos el tonelaje medio mensual de los 30 días, sean a lo más el 2% del tonelaje total.

A continuación, se presenta el plan minero por calle promedio del mes 140 original y el plan promedio de los 30 días que se utilizará en la presente memoria:

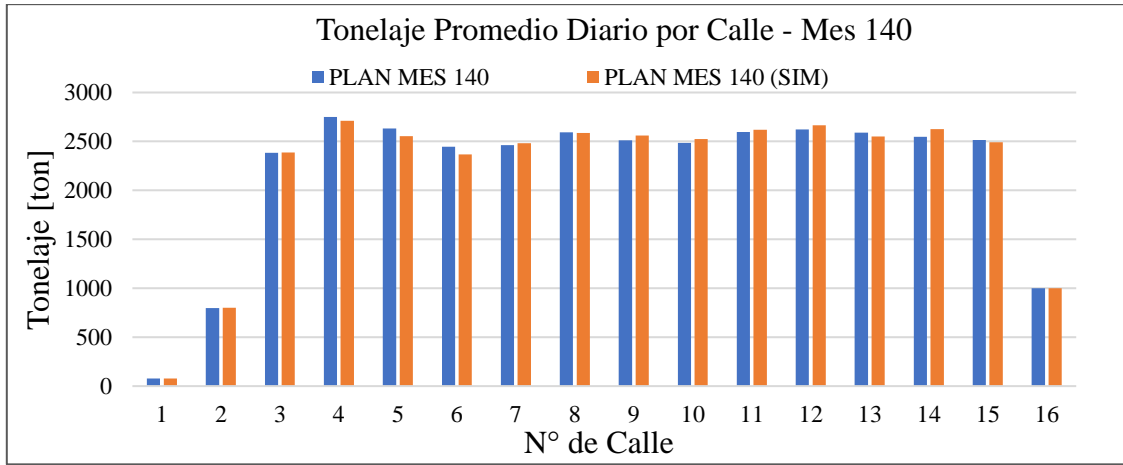


Gráfico 3 En azul el plan para el proyecto NNM Andes Norte en el mes 140 y en naranja el plan promedio de los 30 días del mes 140 elaborado para esta memoria. Fuente: elaboración propia a partir de documentación interna de CODELCO.

Por último, preparó un archivo Excel para ingresar el plan. Este tiene las columnas: ID del punto, mes, día, tonelaje asignado, tonelaje extraído acumulado, tonelaje total del punto y altura total del punto. Para mayor detalle del plan revisar anexo 2.

4.2.2 MODELOS PARALELOS

Los modelos paralelos se refieren principalmente a la ocurrencia y duración de eventos que representan interferencias para la operación del nivel de producción, por lo que es importante considerarlos para no sobre estimar la producción.

4.2.2.1 MANTENCIONES PROGRAMADAS

Corresponden a mantenciones preventivas que extienden la vida útil del equipo y permiten detectar posibles fallas antes de que ocurran. En esta simulación se ingresarán mantenciones programadas sólo para equipos LHD SA, que serán cada 50 horas de operación (Valenzuela, 2017), y con un tiempo para reparar (o TTR de las siglas del inglés *Time to repair*) dado por una distribución uniforme entre 4 y 9 horas (Codelco, 2016).

4.2.2.2 MANTENCIONES NO PROGRAMADAS (FALLAS)

Para modelar las fallas de los LHD SA, se utilizó un modelo de fallas de LHD de 13 [yd³]del sector Pacífico Superior de DET de CODELCO (Rojas, 2020) que representan las fallas de cualquier tipo mediante dos distribuciones Weibull que entregan el tiempo entre fallas (o MTBF por sus siglas del inglés *Mean Time Between Failure*) y el TTR:

Tabla 5: Parámetros de distribución Weibull para fallas de palas LHD (Rojas, 2020).

MTBF		TTR	
Factor Escala [días]	Factor Forma	Factor Escala [días]	Factor Forma
3.103	0.698	1.513	0.301

4.2.2.3 INTERFERENCIAS POR PETROLEO

Las interferencias por petróleo o simplemente “petróleo”, se refiere a la actividad de cargar combustible en el equipo LHD SA, la que se efectúa en esta simulación en la locación “Petrolera”.

Según un documento del Proyecto de Automatización de palas LHD de 7 [yd³] en Mina Esmeralda de DET (Gerencia de Minas DET, 2014), este tipo de palas necesita recarga de combustible cada 12 horas cronológicas, cuando el estanque del equipo marque bajo la mitad de éste. Además, dice que la carga de combustible toma aproximadamente 15 minutos. Tomando lo anterior como base, se ingresó el petróleo como una falla del equipo modelado por una distribución triangular, que toma un rango de error de 1 hora para el MTBF y de -0.01 y +0.05 para TTR:

Tabla 6: Modelamiento del petróleo como una falla del LHD SA.

MTBF (horas)	TTR (horas)
Triangular(11, 12, 13)	Triangular(0.24, 0.25, 0.3)

4.2.2.4 COLPAS EN PIQUE DE TRASPASO

La aparición de sobretamaños o colpas en las parrillas de piques de traspaso se verifica después de cada descarga del LHD y se modeló según una tabla del proyecto NNM que entrega el tiempo de reducción y frecuencia de aparición según 4 rangos de tamaños:

Tabla 7: Eventos de sobretamaño según rango y toneladas depositadas (Codelco, 2016).

Sobre tamaño [m ³]	Tiempo reducción [min/colpa]	Eventos cada 1000 [ton]
0.77 – 1.25	0.5	13
1.25 – 1.50	0.9	4
1.50 – 1.80	1.6	4
1.80 – 2.10	5.1	7

4.2.2.5 COLGADURAS EN PUNTO DE EXTRACCIÓN

Las colgadas son interrupciones en el flujo de mineral que se dan en los puntos de extracción. Para modelar su ocurrencia se utiliza un modelo que entrega un tonelaje entre colgadas dependiendo de la altura extraída de cada punto, donde la tendencia es que las colgadas se produzcan con mayor frecuencia a menor altura extraída y con menor frecuencia a mayor altura extraída (Salazar & Ramírez, 2016):

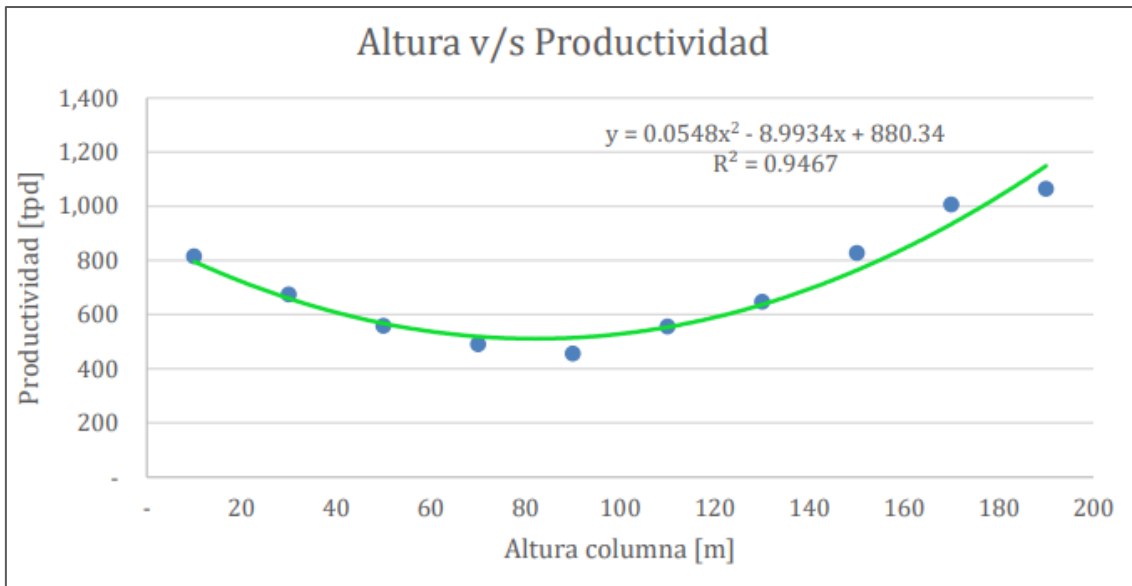


Gráfico 4: Productividad (o tonelaje extraído) de puntos de extracción entre colgaduras, para distinta altura de columna extraída (Salazar & Ramírez, 2016).

En la simulación se calcula la altura de columna teniendo en cuenta el tonelaje total, el tonelaje extraído acumulado (el que se va actualizando después de cada baldada) y la altura total del punto. Para alturas extraídas mayores a 200 metros, se toma el último valor de la curva del modelo. Se verifica si aparece una colgadura luego de que se extrae mineral de cada punto, si es así se actualiza el estado del punto a “colgado”.

4.2.2.6 CAMBIOS DE TURNO

Los cambios de turno tienen una duración de 60 minutos y durante ellos ningún equipo podrá operar. En el presente estudio se modeló el cambio de turno como un retraso o “delay” de 60 minutos al comienzo de la simulación (entre las 00:00 y 1:00 horas) y en la mitad de la simulación (entre las 12:00 y 13:00 horas), teniendo dos horas diariamente por concepto de demora programada.

4.2.3 RESUMEN DE ENTRADAS Y SALIDAS DEL MODELO

Como se vio en los puntos anteriores, las entradas y salidas del modelo van desde valores fijos hasta modelos de ocurrencia de eventos y su duración, mientras que las variables de salida guardan relación con indicadores productivos como se indica en la tabla a continuación:

Tabla 8: Variables de entrada y salida de la simulación en DSimUG. PE, PT y MyR son acrónimos de punto de extracción, pique de traspaso y tiempo de mantenimiento y reparación.

Entrada	Descripción // Unidad	Salida	Descripción // Unidad
Parámetros operacionales LHD	Velocidades, capacidad, tiempos operacionales.	Producción por punto	[tpd]
Rutas	Desde y hacia cada locación y calle de producción.	Producción NP	[tpd]
Layout mina	Instalaciones principales del nivel de producción	Tiempos LHD	En ciclo, interferencia, Stand By, MyR.
Mantenciones	Modelo de ocurrencia y duración.	Rendimiento LHD	[ton/h]
Modelo de colgaduras	Modelo de ocurrencia cada cierto tonelaje.	Disponibilidad LHD	%
Modelo de colpas en PT	Modelo de aparición, tamaño y tiempo de reducción de colpas.	Utilización LHD	%
Modelos de habilitación PE	Tiempo que toma la operación.	Factor Operacional LHD	%
Reglas de tránsito	Toma de permisos para los distintos casos.	Colgaduras	Frecuencia y duración de descuelgue.
Cambios de turno	Ocurrencia y duración.	Interferencias por colpa en parrilla	Duración diaria.
Recarga de combustible	Modelo de ocurrencia y duración.	Archivos hdf5	Para visualización de simulación.
Plan minero	Tonelaje diario por punto de extracción, altura y tonelaje totales del PE.	Archivo DSim	Para visualización de simulación.

4.3 VERIFICACIÓN

Los modelos computacionales se fueron construyendo desde el menos complejo (caso base) al más complejo (confinamiento intensivo), y desde etapas tempranas se verificó que los distintos componentes de la simulación funcionaran según el modelo conceptual y los parámetros ingresados. Principalmente se verificó mediante impresiones de líneas de código, observaciones en el visualizador del programa, y análisis de datos de salida.

Como resultado se verificó que los equipos respetan las asignaciones de tareas según criterios de asignación, cumplen con las prioridades para el uso de recursos limitados como la galería de cabecera, los LHD SA se detienen cuando operan cuadrillas móviles (caso base), se producen colgaduras, colpas en parrilla, mantenciones, petróleo y fallas de LHD acorde a los modelos ingresados, se extrae de todas las calles respetando la prioridad por tonelaje diario pendiente, entre otras observaciones.

4.4 VALIDACIÓN

Como se mencionó anteriormente, para validar el modelo se comparará el caso base con los parámetros operacionales esperados para el Proyecto NNM Andes Norte. Dado que el objetivo principal de esta memoria es estimar los parámetros operacionales en el corto plazo, todas las simulaciones realizadas tienen un horizonte de un día.

A fin de disminuir el sesgo en la validación, se escogieron tres días distintos dentro del mes 140 para validar: los días 1, 15 y 29, lo que se logra ingresando distinto plan de extracción para cada simulación. El detalle del plan por calle por cada uno de estos días se presenta a continuación:

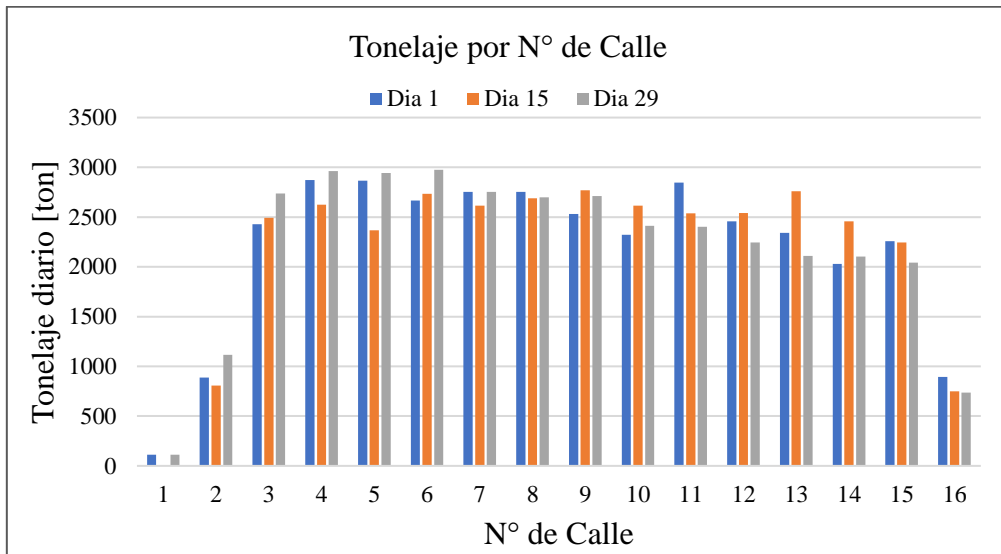


Gráfico 5: Plan minero por calle para 3 distintos días. Tonelaje total por día 35,019; 35,005 y 35,057 (días 1, 15 y 29, respectivamente). Elaboración propia.

Tras correr las simulaciones de los 3 distintos días, se obtienen los siguientes resultados para los indicadores de verificación descritos en la metodología:

Tabla 9: Indicadores promedio de simulaciones con 50 réplicas, utilizados para validar.

Parámetro	Día 1	Día 15	Día 29	Valor Esperado	Error promedio
Producción [tpd]	34,214	33,737	33,450	35,027	3.5%
Rendimiento LHD SA [tph]	238	237	235	267	11.2%
Disponibilidad LHD SA (%)	76%	76%	75%	78%	3.0%
Utilización LHD SA (%)	55%	55%	55%	51%	7.8%
N° Calles descolgadas	9	9	9	10	10.0%
Duración cachorro/calle [min]	52	52	52	65	20.0%

La producción esperada resulta del tonelaje promedio del nivel de producción para los planes del día 1, 15 y 29. El rendimiento de la pala semiautónoma es el promedio del rendimiento en experiencias en El Teniente y Andina, con equipos de características similares. Por su parte la disponibilidad y la utilización esperada toma el valor de los resultados entre los años 2009-2013 de la operación de 3 LHD SA de 13 [yd³] en el Sector Pipa Norte de DET (Uribe, 2014). El número de calles descolgadas teóricas (o esperadas) toma como base las 5 calles descolgadas por día en el Bloque-1 de Esmeralda, el cual posee 8 calles (Codelco, 2014). Si se extrapola este resultado para un sector de 16 calles como el del caso de estudio, se debiesen tener 10 calles descolgadas por día. Del mismo documento anterior, se extrae el valor esperado para la duración del cachorro en una calle.

De los resultados de la tabla 1, se extrae que todas las variables comparadas para la validación presentan una baja variabilidad respecto al día del plan simulado. Además, los resultados de producción y disponibilidad se ajustan de gran manera a los valores esperados, con errores promedio menores al 5%.

Respecto la utilización, el rendimiento, el número de calles descolgadas, y la duración del cachorro, estos parámetros poseen un error medianamente bajo entre 5-20%. El de la utilización (7.8%) se puede deber a que no se cuenta con un estimado de las interferencias ni se modeló la totalidad de éstas, siendo omitidos por ejemplo las interrupciones por reparaciones o muestreo en las calles de producción, las que si se agregan al modelo contribuirán a tener una utilización más cercana a lo alcanzado en el proyecto de automatización de palas de 13 [yd³] en Pipa Norte.

El error del rendimiento (11.2%), se puede deber a las diferencias en tiempos de ciclos y distancias que debe recorrer el LHD, en una mina u otra, y en las interferencias que se puedan generar. También parte importante del error del rendimiento se debe a que no se cuenta con el estimado de velocidad vacío y cargado para pala de 10 [yd³] semiautónoma y se ingresó el de una pala de 13 [yd³]. Por ejemplo, se probó una velocidad de 16 [km/h] que informa DET (Codelco, 2016) para una pala semiautónoma de 10 [yd³] pero que en dicho informe no diferencia el tiempo vacío y cargado, por lo que se considera como velocidad vacía de 16 [km/h] y como velocidad del equipo cargado 13 [km/h] (estimado), obteniendo una producción de 34,459 [ton] y un rendimiento de 256 [tph], mucho más cercano al valor esperado pero, como no separa entre velocidad vacío o cargado la fuente, no se utiliza en este estudio.

También, vale la pena mencionar que las pruebas en Pipa Norte y III Panel de Andina consideran un número reducido de LHD (4 y 1, respectivamente) y sólo algunas calles (el resto con operación manual), no como este caso de estudio que considera operación completa del nivel de producción (14 calles) con 14 LHD SA.

Por último, el error del número de calles descolgadas (10%) y de la duración del cachorro (20%) son en porcentaje un poco más altos, pero numéricamente representan una diferencia promedio de 1 calle no descolgada y 13 minutos respectivamente, pero eso es en promedio ya que en muchas ocasiones el valor para una réplica alcanza 10 o más calles descolgadas, y duraciones de cachorro levemente mayores a 60 minutos si es que hay

más puntos colgados en la calle y duraciones menores cuando hay menos puntos en la calle.

En síntesis y dada la gran cercanía de los parámetros de validación obtenidos mediante simulación con los parámetros esperados de operaciones reales con LHD SA, se valida el modelo computacional del caso base, código que sirve como base fundamental para los casos con confinamiento dinámico y la diferencia sólo radica en los criterios de asignación y permisos.

4.5 DEFINICIÓN DE ESCENARIOS Y ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD

Los escenarios o casos principales a simular son tres; el caso base, y dos propuestas de innovación con confinamiento dinámico: moderado e intensivo.

El caso base se simulará con martillo autónomo y teleoperado (en todas las demás simulaciones el martillo es teleoperado), y también con la cabecera con 1 o 2 sentidos de tránsito para LHD SA, lo que busca determinar si es que valdría la pena desarrollar la tecnología que permita a dos palas semiautónomas enfrentarse en una misma galería.

Se hizo una pequeña calibración del modelo en los parámetros “ccpc” (porcentaje de calles colgadas para cachorro, sólo utilizado en caso base), y se hicieron corridas variando de 20% a 80%, y se encontró que el porcentaje que entrega mejores resultados es 20%. También se calibró el parámetro “pcpc” (puntos colgados para cachorro), que es el porcentaje de puntos colgados dentro de la calle respecto a los puntos activos, y que se utiliza para declarar una calle colgada. Se encontró que el “pcpc” que entrega mejores resultados es 70%, por lo que las corridas de los 3 casos usaron este valor.

Los casos de confinamiento dinámico se simularán también variando el número de LHD’s, a fin de buscar la flota necesaria para cumplir con el tonelaje planificado sin tener que aumentar la capacidad de tratamiento aguas abajo.

4.6 SIMULACIONES EJECUTADAS Y DOCUMENTACIÓN

Se determinó que el número de simulaciones ejecutadas para los distintos casos (y escenarios) mencionados en el punto anterior, logran cumplir con todos los objetivos del presente estudio, y se precisa que el modelo computacional posee una flexibilidad muy grande para probar nuevos casos de estudio si es que se requiere, pero las habilidades de programación orientada a objetos en *Python* del usuario deben estar en un rango medio.

Como se mencionó anteriormente, la documentación de las corridas se realizó en formato Excel donde se definieron los indicadores más importantes de la simulación, y otros indicadores que facilitan el análisis de resultados. De esta forma, se determinó que la base de datos de simulaciones debe contener las siguientes columnas:

- Caso: Caso Base, Conf. Moderado o Conf. Intensivo.

- Sentido galería de cabecera: 1 o 2 sentidos para LHD SA.
- N° de réplicas.
- N° de LHD.
- Velocidad vacío del LHD SA.
- Día del plan ingresado.
- Tipo de martillo: autónomo o teleoperado.
- Producción total.
- Rendimiento LHD SA.
- % CCPC: Porcentaje de calles colgadas para cachorro (sólo aplica al caso base).
- % PCPC: Porcentaje de puntos colgados para cachorro.
- Utilización LHD SA.
- Disponibilidad LHD SA.
- Factor operacional LHD SA.
- Tiempo efectivo.
- Tiempo reserva.
- Tiempo mantención y reparación.
- Tiempo de pérdidas operacionales (interferencias).
- Tiempo de demoras programadas
- Interferencia por culpa en parrilla: Suma del tiempo promedio diario que los LHD esperan por la habilitación del pique o bien el tiempo que les toma ir desde el pique de vaciado más cercano a uno más lejano dado que el cercano tenía culpa.
- N° de calles colgadas.
- N° de calles descolgadas.
- Duración promedio del cachorro.

También se guardó en una base de datos distinta la producción por calle de cada simulación y se recopilaron los archivos con extensión “hdf5” y “DSim”, que sirven para visualizar cada réplica de cada caso en el programa visualizador de DSIm. Por último, se registraron las velocidades de extracción de cada punto (al final del día simulado) por cada caso.

CAPÍTULO 5: RESULTADOS

Los resultados del presente estudio se dividen en dos partes: primero se presentan los resultados de la variabilidad de réplicas del modelo, que busca determinar la cantidad de réplicas necesarias para informar resultados sin variaciones significativas. Luego, la segunda parte expone los resultados de los distintos casos y escenarios simulados. Cabe destacar que todas las simulaciones se hicieron con el plan del día 1 debido a que no hubo diferencias significativas de producción respecto al día del plan ingresado, como se vio en la etapa de validación del capítulo anterior.

5.1 VARIABILIDAD DE RÉPLICAS

El estudio de variabilidad de réplicas consistió en realizar, para cada caso de estudio, una simulación con una gran cantidad de réplicas (en este caso 50) e ir calculando el promedio de las “n” réplicas, con n desde 1 a 50. Luego se calculó la diferencia porcentual entre el promedio “n” y el promedio “n+1”, y se graficaron los resultados obteniendo lo siguiente:

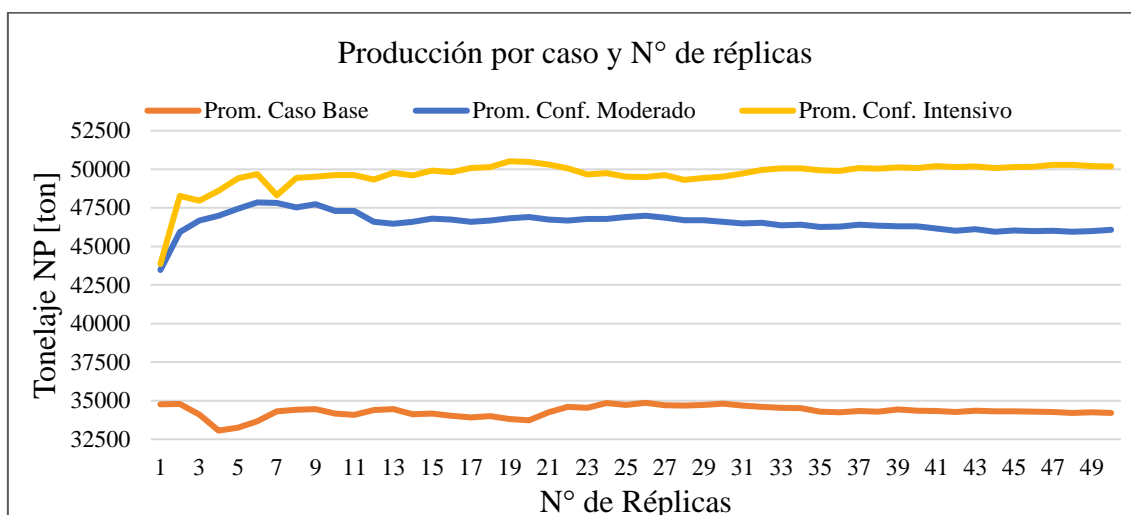


Gráfico 6: Promedio de producción por caso y número de réplicas.

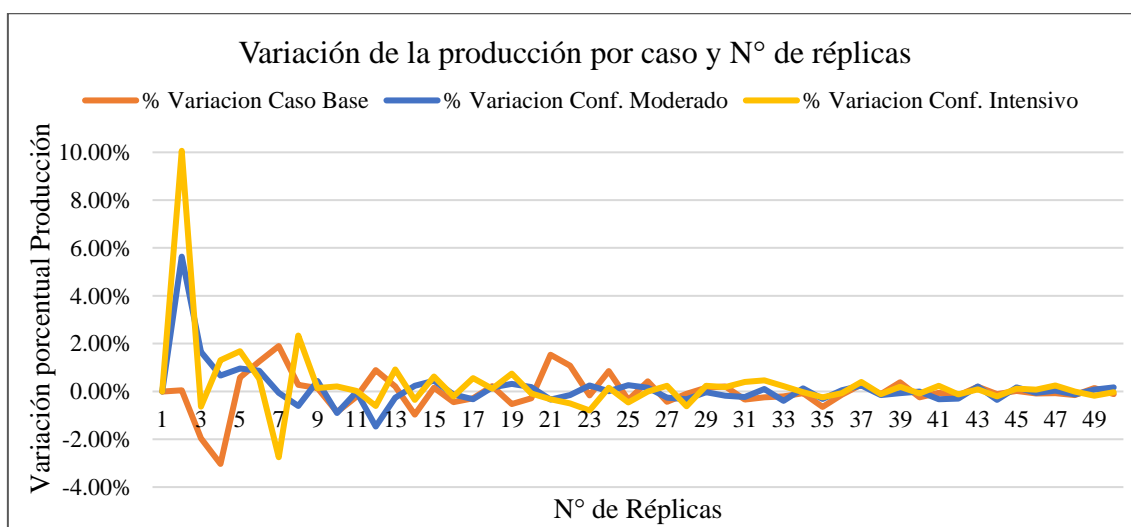


Gráfico 7: Variación porcentual de la producción respecto al promedio anterior.

Como se puede observar en los gráficos anteriores, al promediar menor cantidad de valores, hay una mayor variabilidad que se ve reflejada en una variación porcentual mayor, pero, al aumentar la cantidad de réplicas promediadas, la producción comienza a converger hacia un valor medio y la variación porcentual de cada caso se acerca a cero cada vez más. El comportamiento “errático” del promedio, comienza a atenuarse a contar de la réplica 25 aproximadamente para los 3 distintos casos.

A contar de la réplica 45 en adelante, las diferencias porcentuales comienzan a ser menores al 0.2% para todos los casos simulados. Por ende y para mayor simplicidad, se decide fijar la cantidad de réplicas para todos los casos en 50 réplicas.

Para obtener menor variabilidad se podría realizar mayor cantidad de réplicas, pero esto vuelve más lenta la simulación y consume más recursos como memoria RAM y espacio en disco. De todas maneras, una variabilidad del 0.2% es lo suficientemente baja para que los resultados sean válidos y no sobre o subestimen la producción del sistema.

De ahora en adelante, todos los resultados informados serán el promedio de 50 réplicas, para simulaciones con horizonte de un día. Además, se informan resultados para una flota de LHD SA de 14 palas (consideradas en el plan), excepto en la sección del estudio donde se varía el parque de LHD's.

5.2 PRODUCCIÓN TOTAL Y POR CALLE

La producción total del nivel de producción se refiere a las toneladas de material depositadas en los piques de traspaso dentro del día. Los resultados obtenidos son los siguientes:

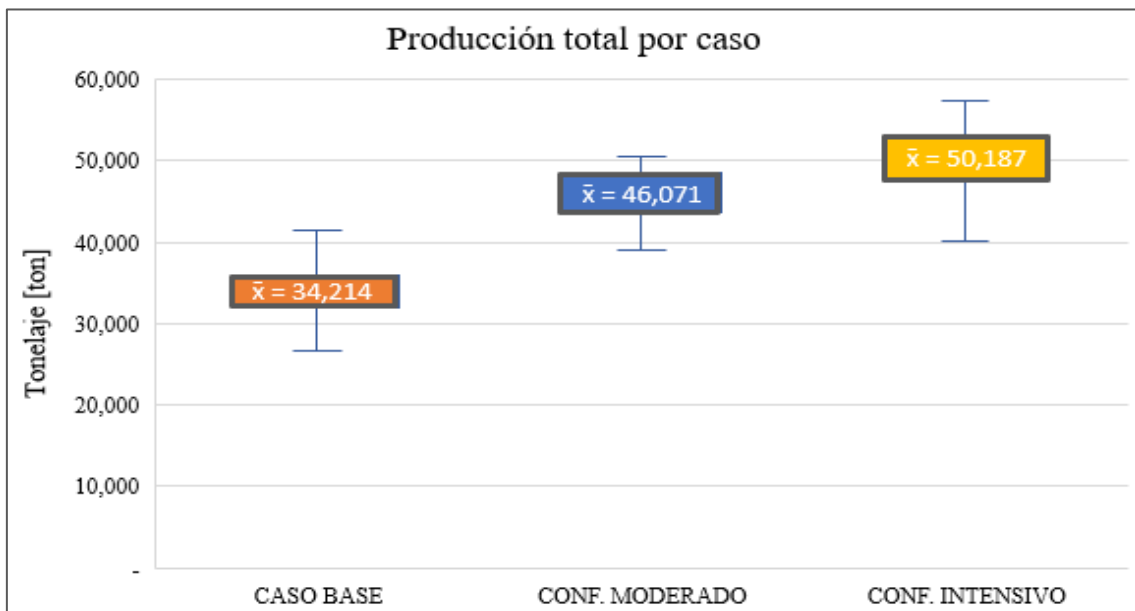


Gráfico 8: Box-plots de material extraído en el nivel de producción por cada caso simulado.

Luego, se graficó el tonelaje extraído por cada calle para ver su distribución dentro del layout mina:

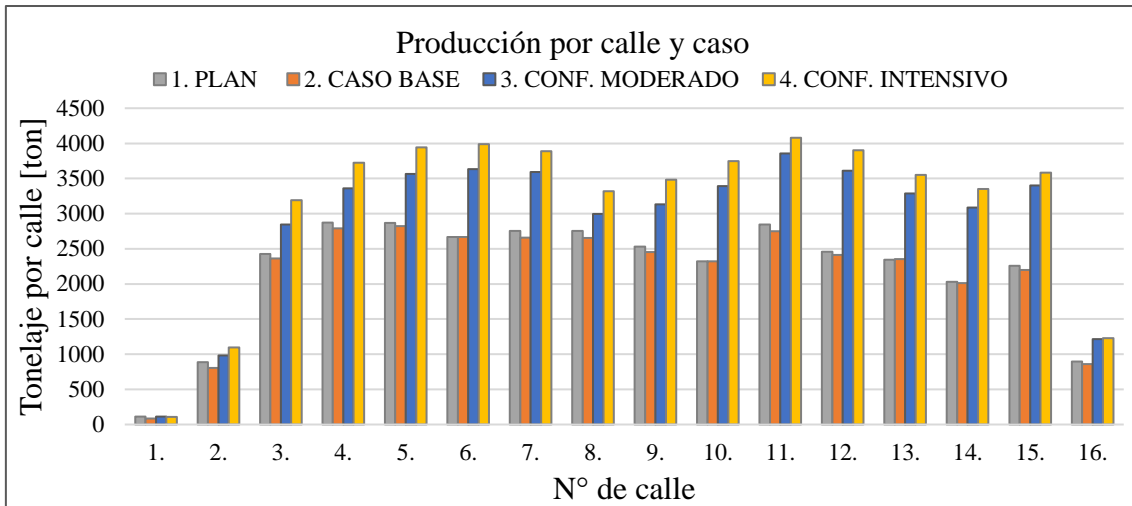


Gráfico 9: Tonelaje extraído por cada calle, en cada caso simulado.

5.3 DISTRIBUCIÓN DEL TIEMPO E INDICADORES OPERACIONALES

Se creó un nuevo reporte de ciclos de LHD y se clasificaron las actividades según la distribución del tiempo ASARCO. La distribución y resultados son los siguientes:

- Tiempo efectivo: Viaje a calle, carga, transporte material y descarga.
- Tiempo reserva: Espera de asignación de tarea en locación reserva.
- Tiempo mantención y reparación: Falla o mantención (incluyen viajes a taller).
- Pérdidas operacionales (o interferencias): Petroleo LHD, espera por cachorro (caso base), espera por cuadrilla de cachorro (en cabecera u operando en una calle para el confinamiento moderado), espera por LHD en cabecera (cuando transita LHD en sentido contrario), y esperas por colpa en parrilla.
- Demoras programadas: en este caso solo se clasifican así los cambios de turno.

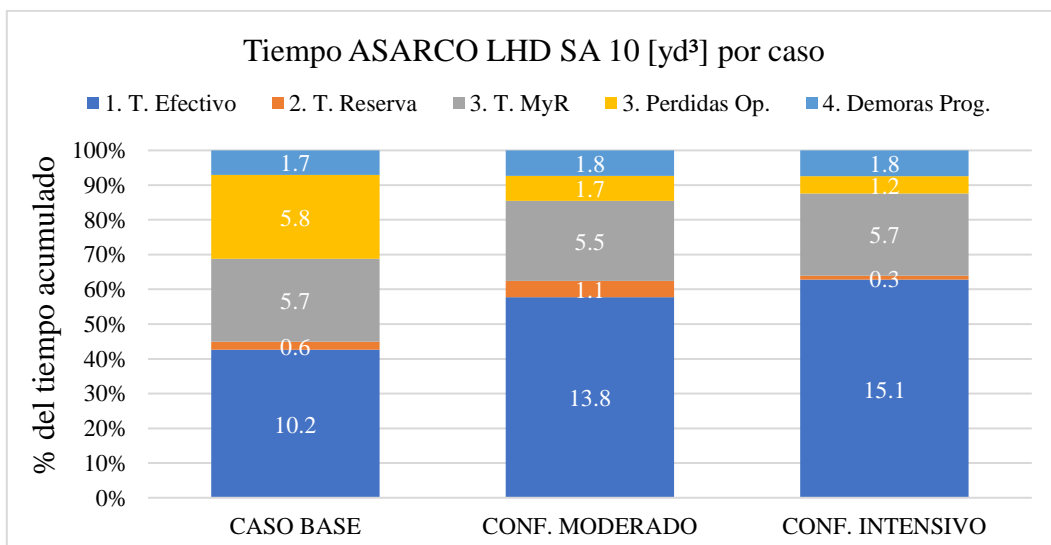


Gráfico 10: Distribución del tiempo diario por caso. Las etiquetas son los tiempos en horas.

Los indicadores operacionales se agruparon y se graficaron por caso para compararlos de manera más directa:

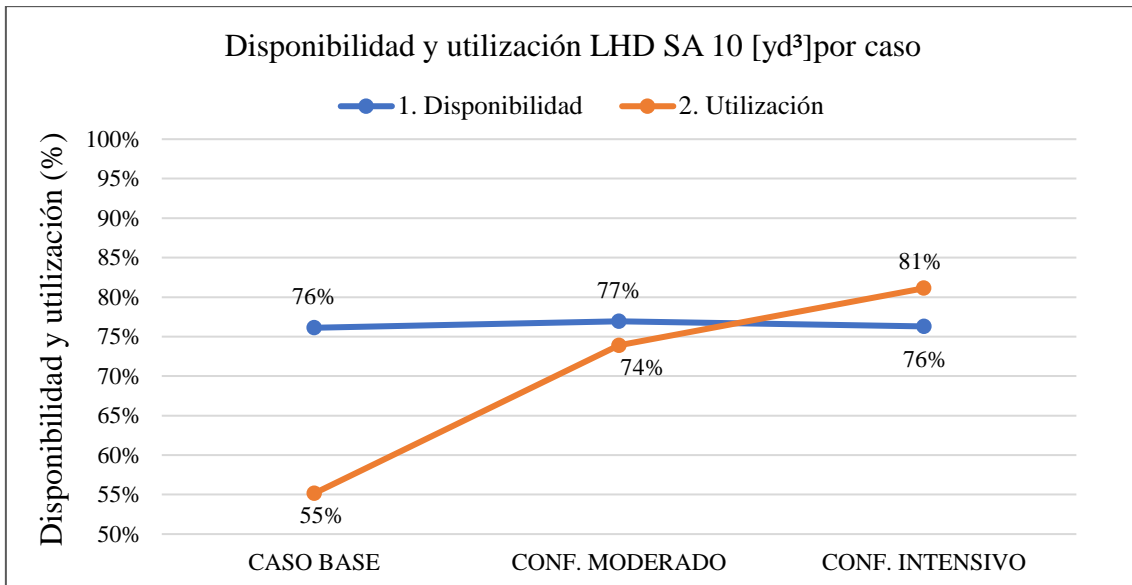


Gráfico 11: Disponibilidad y utilización diaria por caso (promedio 50 réplicas en DSimUG).

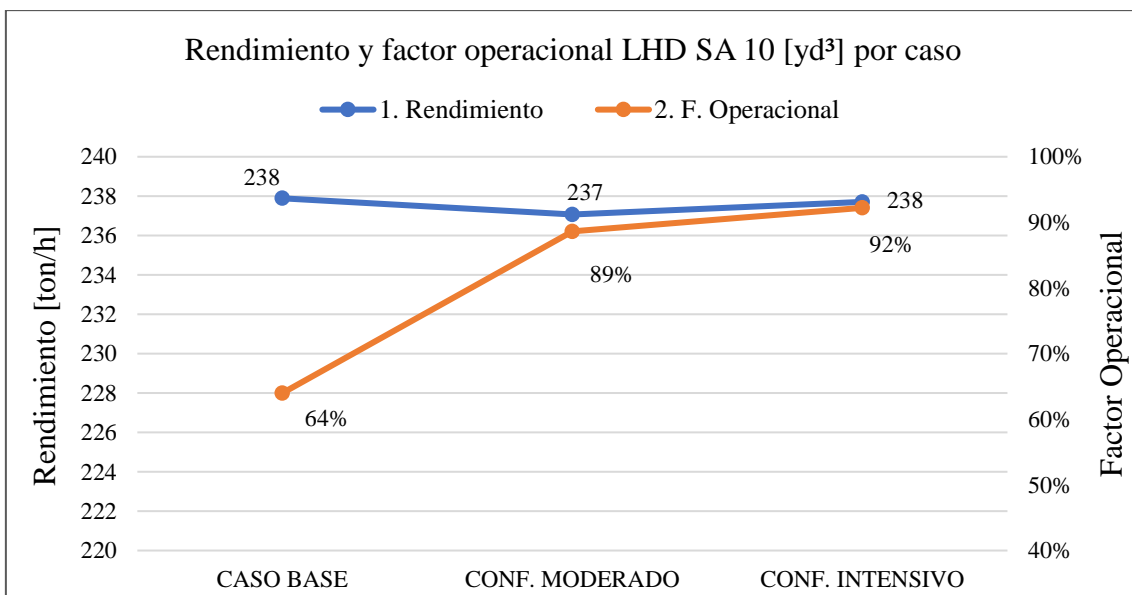


Gráfico 12: Rendimiento y f. operacional diaria por caso (promedio 50 réplicas en DSimUG).

5.4 MARTILLO PICA ROCAS TELEOPERADO VERSUS AUTÓNOMO

Como se mencionó anteriormente, se comparó la operación con martillos pica roca teleoperado versus martillo autónomo. Dentro del modelo, las diferencias radican en el tiempo de espera por operador y el tiempo de reducción. Se considera que el operador demora más en iniciar la reducción en el caso teleoperado ya que el trabajador suele operar varios martillos a la vez, y en el caso autónomo el martillo sólo debe darse cuenta de la colpa para operar. En cuanto a los tiempos de reducción, se considera que el martillo autónomo demora 10% más.

A continuación, se presenta una comparación entre la operación del caso base con martillo teleoperado y el mismo caso con martillo autónomo. Se compara sólo este caso porque es el que más se asemeja a una operación real.

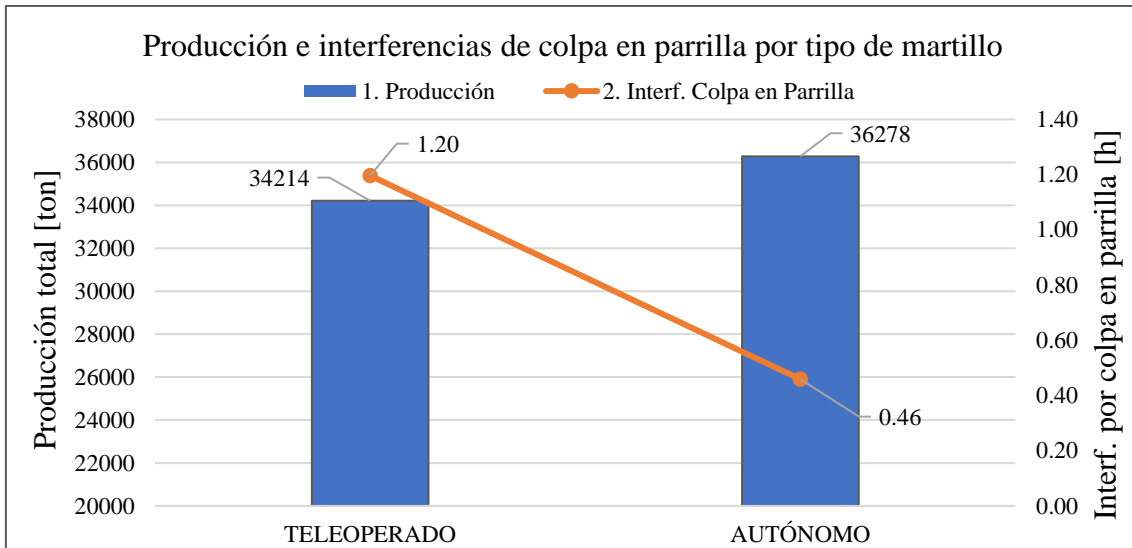


Gráfico 13: Producción total del nivel de producción y horas de interferencia por colpa en parrilla en el LHD, para los casos de martillo teleoperado y martillo autónomo.

5.5 GALERIA DE CABECERA CON 1 O 2 SENTIDOS PARA LHD SA

La galería de cabecera es el único tramo del layout donde dos LHD SA podrían enfrentarse en la misma galería si es que van en sentido contrario, pero esta tecnología aún no está disponible por lo que se simula la galería de cabecera con uno o dos sentidos para LHD SA, a fin de probar si vale la pena invertir en este desarrollo para este layout.

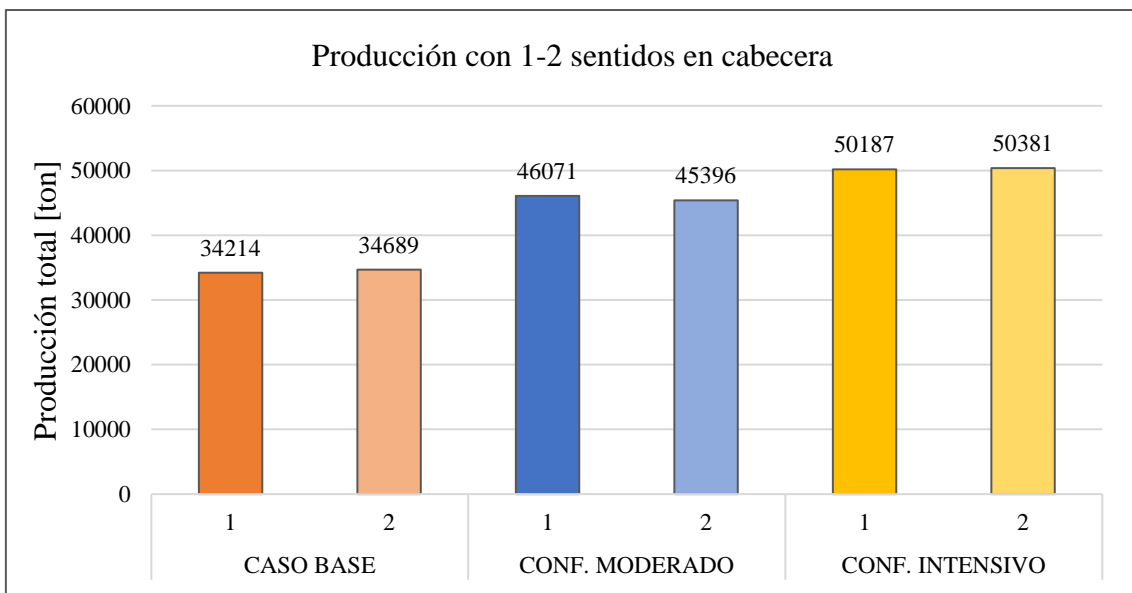


Gráfico 14: Producción total por caso comparando 1 o 2 sentidos en cabecera para LHD SA.

También se grafican las distribuciones de tiempo ASARCO obtenidas:

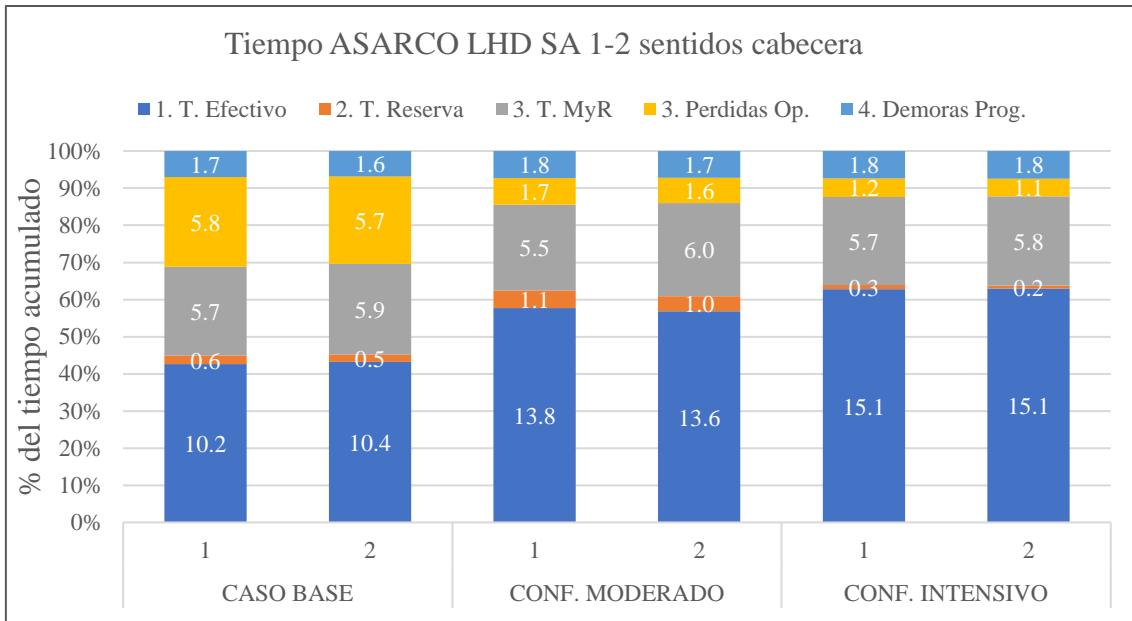


Gráfico 15: Distribución del tiempo de un día para LHD SA con 1 o 2 sentidos en cabecera.

Se registraron también las interferencias por 1 sentido para LHD SA en cabecera, que corresponden a las horas promedio diarias que la pala espera en salida de una calle o reserva debido a que otra pala transita en cabecera en sentido contrario al que entrará el nuevo equipo. Los tiempos promedio son 0.69, 0.51 y 0.06 horas para el caso base, confinamiento moderado e intensivo, respectivamente.

5.6 PRODUCCIÓN PARA VARIACIONES EN PARQUE DE LHD'S

Un enfoque de la propuesta de innovación del confinamiento dinámico es aumentar la capacidad de tratamiento del nivel de producción, pero también se incluye otro enfoque dedicado a estudiar el número de LHD's necesarios para cumplir con el tonelaje planificado para el día. Los resultados se muestran a continuación:

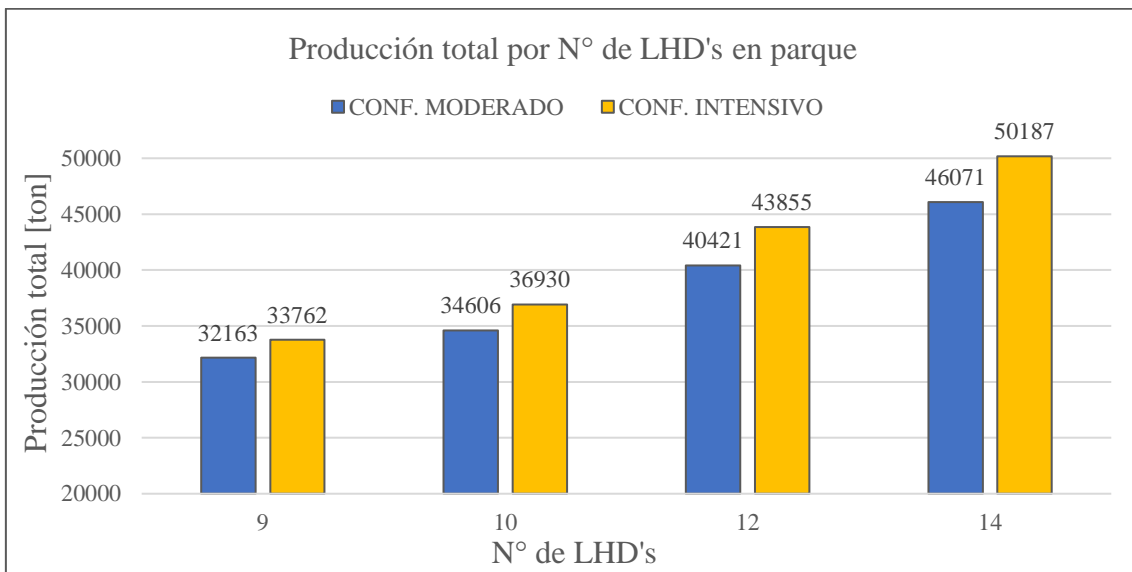


Gráfico 16: Tonelaje extraído para distintos números de flota de LHD.

5.7 VELOCIDAD DE EXTRACCIÓN

Se registra la velocidad de extracción de cada punto en la simulación de 24 horas para ver si es que se está cumpliendo esta restricción. Como se mencionó anteriormente, cuando una simulación alcanza el tonelaje del plan, primero se asigna el plan de los puntos del día siguiente de los que no se extrajo material en el día actual y, si se cumple todo ese tonelaje, se asigna el resto del tonelaje del día siguiente de los puntos que si se extrajo el día actual. Los resultados son los siguientes:

Tabla 10: Estadísticas de las velocidades de extracción para un día de simulación por caso. Velocidades están en [ton/m²·dia].

Indicador	Caso Base	Conf. Moderado	Conf. Intensivo
Velocidad media	278	287	305
Velocidad mínima	11	11	11
Velocidad máxima	374	374	748
Nº puntos con velocidad mayor al máximo	-	-	6

Para el caso confinamiento intensivo se analizó cuánto tonelaje se extrajo de puntos que ya habían cumplido su tonelaje máximo diario, obteniendo un mínimo de 0 [ton], máximo de 5,692 [ton] y un promedio de 1,194 [ton].

CAPÍTULO 6: ANÁLISIS DE RESULTADOS

En este capítulo se analizan los resultados presentados para, por un lado, comprender los eventos dentro de la simulación que influyeron en éstos sus las implicancias productivas, y, por otro lado, estimar de forma superficial los beneficios económicos y los desafíos técnico-mineros que pudiese traer operar bajo la filosofía de operación con confinamiento dinámico moderado o intensivo.

6.1 ANÁLISIS PRODUCTIVO DEL CONFINAMIENTO DINÁMICO

Primero que todo, mencionar que los resultados tanto de producción como los indicadores de operación del caso base se encuentran dentro de lo esperado para una operación de este tipo. Su porcentaje de cumplimiento del plan es del 98% en promedio de las 50 réplicas, y en algunas ocasiones el cumplimiento fue mayor al 100% y en otras ocasiones fue menor, lo que se explica por las condiciones fluctuantes dentro de la simulación, situación que también se da en el mundo real por diferentes disponibilidades de equipos, eventos de colgaduras, interferencias, entre otros.

Respecto al material extraído en el nivel de producción en cada caso, en el gráfico 8 se puede observar que las propuestas de confinamiento moderado y confinamiento intensivo entregan importantes incrementos de 11,857 toneladas (35%) y 15,973 toneladas (47%), lo que era de esperarse ya que el confinamiento dinámico busca aumentar los tiempos efectivos disminuyendo las interferencias operativas. En tanto, la distribución del tonelaje en las calles fue muy pareja para todos los casos (ver gráfico 9), lo que se debe a que funcionó de manera correcta la asignación de calles por tonelaje pendiente del plan y también a que las cuadrillas de cachorro lograron en la mayoría de las réplicas descolgar dentro del día las calles colgadas.

Al analizar la distribución del tiempo del LHD SA, se puede observar que, de las 22 horas que los equipos pueden operar (quitando el cambio de turno), el caso base se encuentra en tareas de producción (tiempo efectivo) sólo 10.2 horas, lo que se traduce en una utilización del 55% en este caso, por lo que existe una gran brecha en el aprovechamiento de los equipos. Principalmente estas brechas guardan relación con la baja utilización del caso base ya que se generan importantes interferencias por cachorro y por escolta de LHD SA fallado en una calle. Esto se traduce en que el caso base tiene un factor operacional del 64%, lo que significa que del tiempo que el equipo está operativo con tarea asignada, sólo se aprovecha un 64%, siendo el 36% restante interferencias.

Respecto a los otros dos factores que influyen en la baja utilización del LHD SA del caso base, el tiempo reserva gira en torno a los 36 minutos diarios por lo que su influencia es muy baja y se puede decir que la asignación de tareas funcionó de manera eficiente y hubo calles disponibles para asignar al LHD la mayoría del tiempo, lo que se condice con el análisis previo de que las cuadrillas de cachorro lograron descolgar las calles colgadas dentro del día. El último factor que influyó son las demoras programadas, las cuales debiesen ser de 2 horas diarias por concepto de cambio de turno, pero son un poco menor debido a que cuando se está reparando una falla de un LHD y toca cambio de turno, debe

esperar a que pase el tiempo completo de reparación y luego entrar al cambio de turno (si es que queda tiempo). De todas maneras, este factor no influye en gran medida y es parejo para los 3 casos, lo que tiene sentido ya que se ingresó de la misma manera.

En cuanto al rendimiento del LHD SA, se obtuvieron valores muy cercanos entre sí en los 3 casos en estudio y, como se comentó en la validación, los valores son un poco más bajos a lo esperado por condiciones fluctuantes entre una mina u otra, el equipo escogido, y su velocidad, parámetros de entrada que no estaban completamente ajustados al LHD de 10 [yd³]. De estos tres parámetros, la mayor fuente de error para esta simulación es la velocidad del cargador ya que se ingresaron 13.5 [km/h] como velocidad vacío y 10 [km/h] como velocidad cargado, que corresponde al valor ingresado a una simulación del sector Diablo Regimiento DET (Valenzuela, 2017) con palas manuales y no autónomas como en este caso, y con capacidad distinta (13 [yd³] vs 10 [yd³] NNM Andes Norte). Sin embargo, se escogen las velocidades de Diablo Regimiento ya que la velocidad máxima es similar a la expuesta para LHD SA en la post evaluación del desempeño de LHD SA en Pipa Norte (Gerencia de Minas DET, 2007), donde se había diseñado una simulación con 20 [km/h] y en la operación real se alcanzó alrededor de 14 [km/h], la cual estuvo limitada por razones de seguridad (tamaño de túneles v/s tamaño del cargador).

El factor operacional obtenido para el caso base, dice que sólo el 64% del tiempo operativo, el equipo está efectivamente en operación y el 36% restante está esperando por interferencias las que en su mayoría son por cachorro y un porcentaje variable se da por escolta de LHD fallado en una calle.

Los aumentos de producción del confinamiento dinámico tienen como origen principal la disminución de las pérdidas operacionales en un 71% y 79% para el confinamiento moderado e intensivo, respectivamente. Esto se traduce directamente en aumento progresivo de la utilización y el factor operacional, siendo mayores los parámetros del confinamiento intensivo, luego los del confinamiento moderado y por último los del caso base. Esto tiene mucho sentido ya que estas propuestas se diseñaron para disminuir las interferencias por concepto de “ruta segura” cuando hay operadores en la zona autónoma, siendo el confinamiento intensivo el que da mayores permisos de convivencia segura.

Vale la pena mencionar un leve aumento en el tiempo de reserva desde el caso base al confinamiento moderado, que se le atribuye al hecho de que se bloquea la extracción de las calles aledañas a una calle en reducción secundaria, por lo que es más probable que un equipo que terminó el plan en una calle o terminó de reparar una falla, esté mayores tiempos en *stand by* mientras no salgan las cuadrillas de cachorro del nivel. Esto no influye tanto en el caso base ya que no hay LHD's que terminen el plan en una calle durante la reducción secundaria porque todos están detenidos mientras esto ocurre. En el confinamiento intensivo tampoco tiene influencia este hecho, ya que no se bloquean calles completas para la extracción, y el permitir la producción en los puntos con número de zanja fuera de las zanjas de la ZCD-M de una calle aledaña, permite tener la calle habilitada, disminuir los cambios de calle y también los tiempos de reserva de los equipos.

La disponibilidad obtenida para los distintos casos en estudio encaja muy bien con lo esperado y es uniforme para los tres casos (76-77%, cercana a las 5.6 horas de reparación

en promedio), lo que tiene sentido ya que se ingresó el mismo modelo de fallas. Esta situación se repite para los rendimientos obtenidos que, si bien no se ajustan de la mejor manera a lo esperado por las velocidades de LHD ingresadas, los valores son bastante uniformes en los 3 casos y tiene sentido ya que las velocidades, distancias de acarreo y la carga de la pala no se ve alterada de un caso de estudio a otro en esta investigación.

Los resultados de la comparación de tipo de martillo muestran que el martillo autónomo permitiría leves aumentos en producción y una disminución considerable (del 62%) en los tiempos de interferencia por colpa en parrilla, lo que trajo consigo una disminución de 6.1 a 5.8 horas de pérdida operacional (ver resultados en anexo 1). Este resultado es esperable ya que el aumento en el tiempo de reducción del 10% del martillo autónomo (que se traduce en a lo más 0.51 minutos o 31 segundos), no se compara con largo tiempo que podría esperar un martillo por un operador en el caso teleoperado. Como se vio anteriormente, este tiempo se modela con una distribución uniforme puede tomar valores desde 10 a 600 con la misma probabilidad cada valor entero por lo que, si toma valores superiores a 70 segundos, ya estará sumando un tiempo mayor a lo que puede significar cualquier aumento de interferencia por tiempo de reducción del martillo autónomo.

Respecto a la comparación de escenarios para 1 o 2 sentidos permitidos en la galería de cabecera para LHD SA, se esperaba que los casos con 2 sentidos disminuyeran las interferencias operacionales, cosa que ocurrió en los tres casos. Respecto a la producción, no hay mejoras considerables lo que se explica en las condiciones fluctuantes de cada simulación (con 50 réplicas), como la diferencia en disponibilidad de equipos y las interrupciones de flujo en los puntos de extracción. De los resultados se extrae que las interferencias que permitiría dejar de percibir un desarrollo de este tipo son del orden de 40 minutos a lo sumo (en el caso base), pero la disminución de las interferencias es de a lo más 6 minutos, por lo que no toda la disminución se traspasa directamente a las interferencias operacionales, lo que dista de lo esperado antes de las simulaciones.

El estudio de producción para variaciones del parque de LHD's (del confinamiento intensivo y moderado), mostró una tendencia a menor producción para menos LHD's y también se vio que disminuir la flota para ambas propuestas de confinamiento dinámico, generó aumentos en el tiempo efectivo, disminución del tiempo de reserva y leves disminuciones en la cantidad de calles colgadas y en las interferencias por sentido de tránsito en la cabecera (ver anexo 1). Estos resultados tienen mucho sentido con lo que se esperaba de esta comparación, ya que el tener una menor flota permite reducir los tiempos de espera por tareas (o reserva, por mayor número de calles no ocupadas), también si hay menos equipos tenderá a haber menos interferencias por el tránsito de estos mismos. Ambos tiempos que disminuyen se traducen en un aumento del tiempo efectivo. Respecto a la disminución de calles colgadas, sobre todo para los casos con 10 y 9 LHD SA (ver anexo 1), tiene sentido también ya que en dichas simulaciones la producción alcanzada del orden de las 33-34 [ktpd], valores menores a la producción con mayor flota, por ende, si hubo menor extracción es más probable que haya menor número de puntos colgados y por consiguiente menor número de calles colgadas.

Por último, destacar que los resultados están sujetos a correcciones ya que se deben estudiar los efectos “aguas arriba” y “aguas abajo” del aumento de tonelaje extraído en el

nivel de producción. En específico, las correcciones “aguas arriba” guardan relación con la velocidad de extracción máxima de cada punto la que, como se ve en la tabla 10, sobrepasa el máximo en el caso confinamiento dinámico intensivo en 6 puntos de extracción en promedio, lo que significó que 1,194 toneladas (2.4% de la producción media) provenían de puntos que en la realidad no estaban disponibles, pero se permitió que ocurriera únicamente para ver los límites del caso. Por su parte, las correcciones “aguas abajo” están relacionadas a la capacidad de tratamiento de los piques de traspaso, nivel de transporte, chancadores, correas, planta, etc. En este sentido, para percibir los incrementos de producción del confinamiento dinámico se tendrían que redimensionar los equipos e infraestructura para el tratamiento del mineral.

6.2 ANÁLISIS MINERO-ECONÓMICO DEL CONFINAMIENTO DINÁMICO

En este breve análisis económico de la propuesta se revisarán de forma superficial los beneficios que pudiese traer para una faena el incorporar el confinamiento dinámico, y también se identifican algunos ítems a tener en consideración. Para evaluar los beneficios de la propuesta hay dos enfoques: uno que se refiere a aumentar la capacidad de tratamiento de la mina y otro que se refiere a disminuir la flota de LHD SA para el proyecto y “producir más con menos”.

En el primer enfoque, los beneficios económicos vienen ligados al aumento de producción de cobre, los que podrían ser 35% mayor y 47% mayores (al igual que los incrementos de producción) para el confinamiento moderado e intensivo, respectivamente. Pero esta opción requiere de mayor inversión ya que se debe tener la capacidad productiva aguas abajo que soporte el ritmo del nivel de producción. Por ejemplo, para el Proyecto NNM Andes Norte que considera chancado dentro de la mina y transporte por correas, se tendría que instalar un chancador y correas más grandes (u otro chancador extra de menor tamaño), lo que implica construir una cavidad de mayor tamaño lo que también se traduce en costos. Eso sin mencionar el aumento de la capacidad requerida de planta, depósitos de relaves, mayor desgaste de equipos mina (por mayor utilización), por mencionar otros efectos que podría traer un aumento en la capacidad productiva.

Ahora bien, el segundo enfoque no aporta nuevos beneficios económicos derivados de la venta de más material, pero genera aportes en simplicidad de la operación al trabajar con menor cantidad de palas. Además, no requiere del redimensionamiento del sistema de manejo de materiales lo que es una gran ventaja respecto al caso anterior, sobre todo para proyectos con inversiones ya aprobadas. Los beneficios económicos que este enfoque podría traer vienen de, primero, la disminución de la inversión inicial en palas LHD SA, y luego en la operación al tener menor flota se requerirá menor cantidad de operadores y mantenedores. Otro factor que beneficia al segundo enfoque es que en una mina *block/panel caving* hay límites técnicos para la extracción (dados por el área de geomecánica), por lo que aumentar la capacidad productiva podría tener efectos negativos en términos de seguridad.

También, la incorporación de esta propuesta en una faena en su etapa temprana que opera con LHD SA podría adelantar el *ramp-up* de una faena por mayores productividades por

menores interferencias respecto a una operación con LHD SA como se ha visto en la experiencia en Chile (operación con LHD SA “convencional), cuyo principal problema se debe a la gran cantidad de interferencias por “ruta segura”. Esto podría aumentar el valor del proyecto y a su vez disminuir el riesgo de este.

Mencionar también que el confinamiento dinámico respecto a una operación con LHD SA “convencional”, requiere pocas mejoras en términos de dispositivos ya que el único elemento habilitante que tendría diferente es un elemento de segregación que permita separar de manera segura la galería de cabecera en zona de confinamiento dinámico autónoma y manual. Los demás portones y zonas de registro ya se consideran en un proyecto “convencional”. Eso sí, se requiere de un el desarrollo de un software robusto y seguro en la asignación de tareas y controlando el confinamiento dentro de la zona autónoma, lo que también se traduce en un costo para el proyecto.

Por último, señalar que el hecho de sobrepasar la velocidad de extracción máxima en ocasiones como lo ocurrido en el confinamiento dinámico intensivo, puede traer consecuencias para la propagación del *caving* en el macizo rocoso. En este sentido, se podrían generar cambios en la fragmentación, potencialmente provocando más colgaduras y aumentando los tiempos de picado de los martillos. Además, sobrepasar en gran medida estas velocidades máximas podría generar incluso que no se siga propagando el *caving* teniendo el riesgo de detener la producción por completo. Debido a lo anterior, es indispensable que los planes mineros para el confinamiento dinámico se construyan para el mineral disponible dado por la velocidad de extracción máxima de cada punto, cosa que no ocurre en este estudio ya que la idea es comparar la producción del sistema al ingresar el mismo plan minero para disminuir la variabilidad en los resultados debido a distintos parámetros de entrada.

CAPÍTULO 7: CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

La propuesta de confinamiento dinámico para operación con LHD semiautónomos en el nivel de producción de una mina *block/panel caving* podría permitir la coexistencia de manera segura de equipos autónomos/semiautónomos y personas o equipos operados por personas, creando nuevas zonas de confinamiento al interior de la denominada zona autónoma, permitiendo operaciones en simultáneo y disminuir la gran cantidad de interferencias que se han dado en experiencias nacionales con este tipo de equipos.

El caso actual es que cuando entra una cuadrilla con personal a la zona autónoma, todos los LHD SA se detienen hasta que la cuadrilla salga (esto vendría siendo el caso base de este estudio), por concepto de “ruta segura”. La propuesta de confinamiento moderado considera como “ruta segura” el tramo desde la entrada de la zona autónoma hasta la calle que se encuentra operando la cuadrilla, bloqueando el paso de LHD’s por esa ruta hasta que la cuadrilla salga. Mientras tanto, las palas que se encontraban dentro de una calle podrán seguir operando hasta agotar el material de su calle. También como criterio principal considera el bloqueo de extracción de las calles inmediatamente contiguas a la calle asignada a cachorro, por lo que antes de entrar la cuadrilla, el LHD SA de la calle contigua debe salir.

El confinamiento dinámico intensivo por su parte mantiene el tramo que define una “ruta segura” pero el bloqueo se hace sólo mientras la cuadrilla con personal circule por la ruta, además de que bloquea la extracción de los puntos de las calles contiguas a una con cachorro sólo desde la primera zanja colgada hasta la última zanja colgada, permitiendo que un LHD SA se quede produciendo en una calle contigua si es que hay puntos disponibles fuera del rango de zanjas descrito.

Los modelos conceptuales descritos en los párrafos anteriores se pudieron llevar con éxito a tres modelos computacionales en el *software* DSimUG, que se diferencian básicamente en la definición de “ruta segura”. Con este modelo se pudieron correr simulaciones para evaluar las posibles mejoras de la propuesta y también probar algunos escenarios relacionados con proyectos de investigación del AMTC. El modelo computacional para el caso base fue satisfactoriamente validado por lo que se toma como referencia para comparar con los dos casos de la propuesta de confinamiento dinámico.

Los resultados de las simulaciones arrojan importantes mejoras en cuanto a producción, utilización y disminución de las pérdidas operacionales. En confinamiento moderado alcanzó una producción 35% mayor (11,857 toneladas más) que el caso base, una utilización que aumentó desde un 55% en el caso base al 74%. Las pérdidas operacionales disminuyeron desde 5.8 horas promedio diarias a 1.7 horas promedio diarias, lo que se tradujo en mayor tiempo efectivo y un leve aumento del tiempo de reserva. De todas maneras, la producción puede estar bajo correcciones por los impactos aguas arriba, aguas abajo y los propios del nivel de producción ya que no se modeló la totalidad de los eventos que generan interferencias operacionales.

Por su parte, el confinamiento intensivo tuvo una producción 47% mayor (15,973 toneladas más) al caso base, una utilización del 81% y sus pérdidas operacionales

alcanzaron 1.2 horas diarias en promedio, lo que se tradujo únicamente en mayor tiempo efectivo de la pala semiautónoma.

También, se simuló el nivel de producción para distintas flotas de donde se extrae que el confinamiento moderado podría cumplir con el tonelaje planificado con 10 LHD SA (34,606 toneladas promedio) y el confinamiento intensivo con incluso con 9 LHD SA (33,762 toneladas) o con 10 palas (36,930 toneladas), valores que son muy cercanos al plan ingresado de 35,019, por lo que una de las vías para la captura de los beneficios del confinamiento dinámico podría ser la disminución de la flota de LHD SA, teniendo una operación mucho más simple.

Una de las conclusiones más importantes de este estudio es que existe un importante potencial de producción al incorporar el confinamiento dinámico, lo que podría generar que minas futuras se puedan diseñar con tasas más altas (asumiendo que no se generen problemas en el caving o bien que se desarrollen tecnologías que permitan asegurar la propagación de fracturas con tasas de extracción más altas). En el caso de minas ya construidas como DET o PMCHS, tener la posibilidad de incrementar la producción por períodos limitados es muy valioso, ya que permite mitigar las bajas en producción de un sector o mina (por mantenciones, fallas, u otros), al aumentar temporalmente la producción de otro sector manteniendo la producción total del complejo minero.

Parte de la investigación fue probar distintos casos de estudio e incorporar elementos a la simulación como los martillos pica roca que, dependiendo de sus parámetros de entrada, se puede modelar como un martillo teleoperado o autónomo. Los resultados de este análisis indican que los tiempos de interferencia por colpa en la parrilla de un pique de vaciado disminuyen en un 62% (de 1.2 horas a 0.46 horas) y la producción aumenta en 6% (2,064 toneladas), lo que se puede traducir en aumentos de productividad al no requerir trabajadores operando y también disminuir el riesgo de un proyecto minero al aumentar la capacidad productiva y disminuir las ineficiencias o pérdidas operacionales. El factor que más influye en esta ganancia es que el tiempo de reacción del operador que puede ser incluso mayor al tiempo que demora en reducir la colpa en el martillo teleoperado, disminuye a tan solo segundos en el martillo autónomo, que es lo que demora en darse cuenta de que el LHD descargó una sobretamaño en la parrilla.

El otro caso de estudio simulado fue la comparación entre un caso con la galería de cabecera que permite tránsito en un solo sentido para LHD SA y otra que permite tránsito en ambos sentidos al mismo tiempo. Esto se hizo para comparar la tecnología actual ya que no se puede garantizar aún que dos equipos se reconozcan y transiten en la misma ruta en sentidos contrarios, con un posible desarrollo en este campo y de esta manera estimar los posibles beneficios de esta tecnología. Los resultados que entregó el modelo son un poco confusos ya que, si bien se disminuye una interferencia que toma en promedio 40 minutos en el caso base, esto no se traduce directamente en una mayor producción. De hecho, los aumentos de producción en el caso base y el intensivo son muy leves (menores a 1000 toneladas diarias) y en el confinamiento moderado la producción dio menor con 2 sentidos de tránsito para LHD SA en cabecera. Vale la pena comentar que para este *layout* el tramo compartido por las palas donde se podrían transitar en sentidos contrarios es muy corto por lo que puede que los resultados cambien

sustancialmente en otra faena que tenga más rutas compartidas como las que tienen los piques fuera de las calles.

Las mejoras en producción y disminución de interferencias del confinamiento dinámico generan un importante aumento en la eficiencia y productividad del proceso, pero aún posee desafíos en términos de seguridad para garantizar el funcionamiento del sistema de confinamiento dinámico, lo que implica realizar una segregación segura dentro de la zona autónoma. Este estudio asumió que todas las tecnologías y elementos de segregación necesarios para llevar a cabo el confinamiento dinámico están resueltas, cosa que en la realidad no es así, pero los resultados de este estudio alientan de muy buena manera a la investigación y desarrollo para generar dicha(s) tecnología(s).

Para futuros estudios en esta misma línea y la obtención de resultados más finos se recomienda:

- Incorporar como elemento móvil en la simulación la cuadrilla de mantención para modelar de mejor manera el retiro de LHD's fallados en la zona autónoma y también la reparación de martillos pica roca, los cuales son estáticos.
- Agregar las interferencias por muestreo de calles, limpieza de carpeta, mantención de infraestructura, entre otras.
- Simular el nivel de producción junto al nivel de transporte (o sistema de manejo de materiales), para estudiar la disponibilidad de piques de traspaso y verificar si es posible extraer esa cantidad de mineral en la mina.
- Ajustar el plan minero para el confinamiento dinámico moderado e intensivo a fin de que nunca se sobrepase la velocidad de extracción máxima diaria de un punto.
- Probar el confinamiento dinámico para distintas configuraciones de layout.
- Considerar fallas de los sistemas de barreras, de comunicación y sala de control.
- Agregar fallas de los martillos pica roca y colgaduras en piques de traspaso.
- Como política para aumentar la eficiencia del confinamiento dinámico, se podrían enviar a petroleo o mantención preventiva a los LHD SA sin tarea asignada justo antes de que entre la(s) cuadrilla(s) cachorrera(s), a fin de aprovechar el tiempo y no perderlo en esperas operacionales.

CAPÍTULO 8: REFERENCIAS

- [1] ABB. (2015). Next Level mining. 28/12/2020, de ABB Sitio web: https://library.e.abb.com/public/5d588609dd1842de95c7f7312dbd24fe/Next_Level_Mining_White_%20paper.pdf
- [2] AMTC. (2017). Filosofía de operación del sistema de confinamiento flexible para LHD's. Santiago: FCFM, Universidad de Chile.
- [3] AMTC. (2018). Filosofía de operación de LHD's semiautónomos y del sistema de confinamiento. Santiago: FCFM, Universidad de Chile.
- [4] AMTC. (2020). Sistema de Tele-Operación Asistida para Martillos Pica-roca. Santiago, Chile: FCFM, Universidad de Chile.
- [5] Banks, J. (1999). Discrete event simulation. Proceedings of the 1999 Winter Simulation Conference, Marietta, Georgia.
- [6] Beniscelli, J. (2015). Planificación Minera 360°. 20/05/2021, de Comisión Minera. Sitio web: <https://comisionminera.cl/documentacion/category/80-taller-planificacion-estrategica-de-minas-04-noviembre?download=508:6-planificacion-minera-360-j-beniscelli-consultor>
- [7] Brown, E. T. (2007). Block caving geomechanics, 2nd ed. Julius Kruttschnitt Minerals Research Centre, the University of Queensland: Brisbane
- [8] Hamrin, H. (2001). Underground Mining Methods and applications. En Underground Mining Methods (12-14). Colorado, USA: Society for Mining Metallurgy and Exploration (SME).
- [9] CODELCO. (2009). Estudio de prefactibilidad Proyecto Mina Chuquicamata Subterránea. 20/05/2021, de Vicepresidencia corporativa de proyectos, CODELCO. Sitio web: https://www.codelco.com/prontus_codelco/site/artic/20110706/asocfile/20110706150616/criterios_espec_ficos_de_dise_o_rev_p.pdf
- [10] CODELCO, Chile. (2011). El Teniente minería del futuro. Rancagua, Chile: Dirección de comunicaciones.
- [11] CODELCO. (2012). Comunicaciones unificadas en redes WIFI en Minería Subterránea. Seminario de Acercamiento Tecnológico, 6, 3. 29/08/20, De codelco.com base de datos.
- [12] CODELCO. (2016). Modelo conceptual: “Estudio de operaciones y capacidad productiva nivel de producción PNNM”.
- [13] CODELCO. (2020). Memoria anual 2019. Codelco, 1, 94. 29/08/2020, De codelco.com Base de datos.
- [14] CODELCO. (2020b). Entrega de resultados primer semestre 2020. 02/09/2020, de CODELCO. Sitio web:

https://www.codelco.com/prontus_codelco/site/artic/20200327/asocfile/20200327104730/codelco_resultados_1ersemestre_2020.pdf

- [15] Constanzo, H., López, S., Videla, J., (2013). State of The Art in Cave Mining. Mine Planning 2013, 3rd International Seminar on Mine Planning. DET.
- [16] Contreras Carrasco, C. (2016). Simulación como herramienta para la planificación de la preparación minera en minería tipo Block/Panel Caving. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/138542>
- [17] Ericsson. (2019). A case study on automation in mining. 28/12/2020, de Ericsson Sitio web: <https://www.ericsson.com/en/reports-and-papers/consumerlab/reports/a-case-study-on-automation-in-mining>
- [18] Ferreira, Y. (2019). Estado del arte del pre-acondicionamiento en la explotación minera subterránea. Disponible en <http://repositorio.unab.cl/xmlui/handle/ria/10304>
- [19] Fuenzalida Orozco, P. (2010). Diseños de Explotación en Panel Caving con Trituración Temprana con Sizers. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/102474>
- [20] Gerencia de Minas DET. (2007). Post evaluación proceso de extracción con LHD Semiautomático sectores Pipa Norte & Diablo Regimiento. Rancagua, Chile: Codelco.
- [21] Gerens, Esc. de Postgrado. (2018). Beneficios de la automatización minera. 31/08/2020, de Gerens Sitio web: <https://gerens.pe/blog/beneficios-automatizacion-minera/>
- [22] Gerencia de Minas, Codelco DET. (2014). Proyecto autom. palas LHD 7 yd³.
- [23] Gottreux, I. (2016). Pre-acondicionamiento con el uso de debilitamiento dinámico con explosivos en minería por caving. Disponible en: <https://repositorio.uc.cl/handle/11534/16843>
- [24] Guzmán Valdivia, D. (2017). Requisitos para la remotización en Codelco. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/147498>
- [25] Hidalgo Sánchez, T. (2017). Análisis comparativo de software para simulación en minería subterránea. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/146287>
- [26] Labão, E. y Vieira, A. (1999). Proposta para sistematização de estudos de simulação. São Paulo: EESC/USP.
- [27] Laubscher, D. 1994. Cave Mining – The state of the art. Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy, pp. 219-294. 22.
- [28] Laubscher, D., 2006. Updated Cave Mining Handbook.
- [29] Li, Z. 2012. Application of Simulation Techniques in Development Planning for Caving Methods. Thesis for the degree of Master of Applied Science. The University of British Columbia.

- [30] Manzur, R. (2015). Productividad determinada por simulaciones de un sistema minero subterráneo agregado por niveles. Santiago, Chile: FCFM.
- [31] Meller, P. & Salinas, B. (2019). Revolución Tecnológica 4.0 y Capital Humano. Santiago, Chile: Beauchef Minería.
- [32] Oyarce Valdebenito, J. (2017). Estimación de la potencial captura de valor en el negocio minero de División El Teniente por efecto del fracturamiento hidráulico. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/150345>
- [33] Prensa AMTC. (2020). Javier Ruiz del solar: “Generar tecnología de forma local permitirá a la industria minera abordar de forma más eficiente los desafíos que actualmente enfrenta”. 37/08/2020, de AMTC sitio web: <http://www.amtc.cl/?p=9177>
- [34] Rojas Cortés, M. (2017). Cuantificación económica de demoras operacionales en el Proyecto Minero Chuquicamata Subterráneo, Macrobloques N1-S1 CODELCO. Disponible en http://repositorio.unab.cl/xmlui/bitstream/handle/ria/5724/a121556_Palma_M_Cuantificacion_economica_de_demoras_operacionales_2017_tesis.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- [35] Rojas Lafuente, N. (2020). Análisis sistema de manejo de materiales sector Pacífico Superior. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/175428>
- [36] Salazar, M., & Ramírez, M. (2016). Análisis de productividad y colgaduras en puntos de extracción. Validación entre fuentes de información GMIN y GRMD.
- [37] Sandvik, (2021). Secondary breaking drill cartridges solution. Disponible en: <https://www.rocktechnology.sandvik/en/products/underground-drill-rigs-and-bolters/secondary-breaking-drill-rigs/db331-secondary-breaking-drill-rig/>
- [38] Uribe Neira, P. (2014). Análisis de la funcionalidad y desempeño de la operación semiautónoma en equipos de carga; acarreo y descarga en minería subterránea Load Haul Dump Vehicle (LHD). Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/130844>
- [39] Valenzuela, C. (2017). Panel Caving Convencional. En Minería Subterránea (55-56). Santiago, Chile: Mine-Class.
- [40] Valenzuela, F. (2017). Estimación de la producción en sector diablo regimiento, mina el teniente, mediante simulación a eventos discretos. Santiago, Chile: FCFM, Universidad de Chile.
- [41] Vásquez Candia, J. (2018). Optimización de planes mineros en minas explotadas por Panel Caving incluyendo actividades de preparación minera. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/159413>
- [42] Vega, H. (2020). Metodología de automatización de LHD en minería del Caving. Disponible en <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/178570>
- [43] Vicepresidencia de Proyectos Codelco. (2016). Consolidación de alcances y criterios de diseño y operación PNNM 35 Ktpd.

ANEXOS

ANEXO 1: RESULTADOS DE SIMULACIÓN SCD

Tabla 11: Resultados promedio de 50 simulaciones del caso base en DSimUG.

Caso	CASO BASE							
Sentidos GC	1	1	1	1	2	1	1	1
N° de Réplicas	50	50	50	50	50	50	50	50
N° LHD	14	14	14	14	14	14	14	14
Velocidad vacío [Km/h]	14	14	14	14	14	16	16	16
Día Plan	1-140	15-140	29-140	1-140	1-140	1-140	15-140	29-140
Martillo	TELE OP.	TELE OP.	TELE OP.	AUTÓN OMO	TELE OP.	TELE OP.	TELE OP.	TELE OP.
Producción [ton]	34,214	33,737	33,450	36,278	34,689	35,627	34,018	33,733
Rendimiento	23789%	23749%	23536%	26517%	23784%	25698%	25735%	25468%
% CCPC	20%	20%	20%	20%	20%	-	-	-
% PCPC	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%	70%
Utilización	55%	55%	55%	53%	56%	54%	53%	52%
Disponibilidad	76%	76%	75%	75%	76%	75%	74%	74%
F. Operacional	0.64	0.64	0.64	0.62	0.65	0.63	0.61	0.61
T. Efectivo [h]	10.23	10.12	10.12	9.73	10.37	9.85	9.42	9.41
T. Reserva [h]	0.55	0.70	0.56	0.64	0.47	0.54	0.61	0.68
T. MyR [h]	5.73	5.79	5.92	5.97	5.86	5.96	6.20	6.20
Perdidas Op. [h]	5.79	5.81	5.76	6.08	5.66	6.10	6.16	6.13
Demoras Programadas [h]	1.69	1.58	1.65	1.57	1.64	1.54	1.61	1.58
Interf. colpa en Parrilla [h]	1.20	1.15	1.17	0.46	1.20	1.35	1.28	1.26
Interf. Sentido de cabecera [h]	1	1	1	1	-	1	0	1
N° Calles Colg.	10	10	11	11	11	12	12	12
N° Calles Desc.	9	9	9	9	9	10	10	10
N° Puntos Desc.	14	14	15	16	15	17	17	17
Duración Cachorro [min]	52	52	52	52	52	51	52	52

Tabla 12: Resultados promedio de 50 simulaciones del confinamiento moderado en DSimUG.

Caso	CONFINAMIENTO DINÁMICO MODERADO				
Sentidos GC	1	2	1	1	1
N° de Réplicas	50	50	50	50	50
N° LHD	14	14	12	10	9
Velocidad vacío [Km/h]	14	14	14	14	14
Día Plan	1-140	1-140	1-140	1-140	1-140
Martillo	TELEOP.	TELEOP.	TELEOP.	TELEOP.	TELEOP.
Producción [ton]	46,071	45,396	40,421	34,606	32,163
Rendimiento	23707%	23615%	23777%	23837%	23850%
% CCPC	-	-	-	-	-
% PCPC	70%	70%	70%	70%	70%
Utilización	74%	74%	77%	79%	79%
Disponibilidad	77%	75%	76%	76%	77%
F. Operacional	0.89	0.89	0.88	0.89	0.90
T. Efectivo [h]	13.85	13.65	14.14	14.50	14.97
T. Reserva [h]	1.14	0.97	0.47	0.20	0.15
T. MyR [h]	5.53	6.02	5.71	5.80	5.45
Perdidas Op. [h]	1.72	1.62	1.87	1.75	1.64
Demoras Programadas [h]	1.75	1.74	1.78	1.74	1.79
Interf. colpa en Parrilla [h]	1.63	1.61	1.67	1.70	1.78
Interf. Sentido de cabecera [h]	1	-	1	0	0
N° Calles Colg.	12	12	11	10	10
N° Calles Desc.	10	11	9	9	8
N° Puntos Desc.	18	17	16	15	14
Duración Cachorro [min]	51	50	52	52	52

Tabla 13: Resultados promedio de 50 simulaciones del confinamiento intensivo en DSimUG

Caso	CONFINAMIENTO DINÁMICO INTENSIVO				
Sentidos GC	1	2	1	1	1
N° de Réplicas	50	50	50	50	50
N° LHD	14	14	12	10	9
Velocidad vacío [Km/h]	14	14	14	14	14
Día Plan	1-140	1-140	1-140	1-140	1-140
Martillo	TELEOP.	TELEOP.	TELEOP.	TELEOP.	TELEOP.
Producción [ton]	50,187	50,381	43,855	36,930	33,762
Rendimiento	23770%	23774%	23813%	23908%	23895%
% CCPC	-	-	-	-	-
% PCPC	70%	70%	70%	70%	70%
Utilización	81%	82%	83%	83%	83%
Disponibilidad	76%	76%	76%	76%	77%
F. Operacional	0.92	0.93	0.93	0.93	0.93
T. Efectivo [h]	15.06	15.11	15.31	15.43	15.63
T. Reserva [h]	0.27	0.18	0.08	0.04	0.03
T. MyR [h]	5.69	5.78	5.73	5.70	5.53
Perdidas Op. [h]	1.19	1.14	1.10	1.04	1.00
Demoras Programadas [h]	1.78	1.78	1.78	1.79	1.80
Interf. culpa en Parrilla [h]	1.78	1.78	1.81	1.83	1.87
Interf. Sentido de cabecera [h]	0	-	0	0	0
N° Calles Colg.	11	11	10	9	8
N° Calles Desc.	10	10	10	8	8
N° Puntos Desc.	18	18	17	15	14
Duración Cachorro [min]	51	51	51	51	51

ANEXO 2: PLAN MINERO POR PUNTO INGRESO A LA SIMULACIÓN SCD

Tabla 14: Plan minero ingresado a DSimUG. La ID calle se refiere al nombre del punto de extracción en DSim y es de la forma LF"Sentido" _Strt"N° Calle" _ "N° Zanja".

ID Punto	N° Calle	Área [m ²]	Día 1	Día 15	Día 29	Prom. Plan (Memoria)	Prom. Mes 140 (Original)	Velocidad extracción
LF2_Strt1_1	1	374	112	-	112	78.5	78.5	0.30
LF2_Strt2_5	2	374	-	116	116	85.2	82.9	0.31
LF2_Strt2_4	2	374	145	-	145	111.1	114.0	0.39
LF2_Strt2_3	2	374	163	-	163	119.7	117.9	0.44
LF2_Strt2_2	2	374	206	206	206	157.6	154.9	0.55
LF2_Strt2_1	2	374	374	374	374	249.3	249.9	1.00
LF1_Strt2_1	2	374	-	112	112	78.5	78.5	0.30
LF2_Strt3_9	3	374	116	116	-	81.4	83.0	0.31
LF2_Strt3_8	3	374	151	151	-	121.0	119.7	0.40
LF2_Strt3_7	3	374	-	171	-	136.5	139.8	0.46
LF2_Strt3_6	3	374	240	240	240	191.7	195.1	0.64
LF2_Strt3_5	3	374	374	-	374	199.5	195.2	1.00
LF1_Strt3_5	3	374	116	116	116	85.2	82.9	0.31
LF2_Strt3_4	3	374	-	374	374	199.5	195.1	1.00
LF1_Strt3_4	3	374	144	-	144	110.2	110.4	0.38
LF2_Strt3_3	3	374	374	374	-	249.3	247.8	1.00
LF1_Strt3_3	3	374	164	-	164	114.8	118.6	0.44
LF2_Strt3_2	3	374	374	374	374	249.3	247.8	1.00
LF1_Strt3_2	3	374	-	204	204	149.5	153.4	0.55
LF2_Strt3_1	3	374	-	374	374	249.3	247.8	1.00
LF1_Strt3_1	3	374	374	-	374	249.3	247.8	1.00
LF2_Strt4_12	4	374	120	120	120	88.3	87.3	0.32
LF2_Strt4_11	4	374	152	152	-	121.9	120.8	0.41
LF2_Strt4_10	4	374	187	187	187	155.7	157.0	0.50
LF2_Strt4_9	4	374	231	231	231	200.4	203.6	0.62
LF1_Strt4_9	4	374	116	-	116	81.4	82.9	0.31
LF2_Strt4_8	4	374	-	-	-	121.4	119.2	0.70
LF1_Strt4_8	4	374	152	152	152	121.5	120.2	0.41
LF2_Strt4_7	4	374	-	374	-	112.2	119.2	1.00
LF1_Strt4_7	4	374	171	171	171	142.2	139.8	0.46
LF2_Strt4_6	4	374	374	-	-	112.2	119.2	1.00
LF1_Strt4_6	4	374	-	242	242	112.9	119.2	0.65
LF2_Strt4_5	4	374	374	374	-	112.2	119.2	1.00
LF1_Strt4_5	4	374	248	248	248	182.1	183.7	0.66
LF2_Strt4_4	4	374	-	-	374	149.6	151.3	1.00
LF1_Strt4_4	4	374	374	-	-	149.6	151.3	1.00
LF2_Strt4_3	4	374	-	-	374	149.6	151.3	1.00
LF1_Strt4_3	4	374	374	-	-	149.6	151.3	1.00
LF2_Strt4_2	4	374	-	-	374	149.6	151.3	1.00
LF1_Strt4_2	4	374	-	374	-	149.6	151.3	1.00
LF1_Strt4_1	4	374	-	-	374	149.6	151.3	1.00
LF2_Strt5_13	5	374	178	178	178	148.2	147.6	0.48

LF2_Strt5_14	5	374	121	121	-	88.5	87.6	0.32
LF2_Strt5_12	5	374	247	-	247	131.9	138.2	0.66
LF1_Strt5_12	5	374	-	121	121	84.4	87.5	0.32
LF2_Strt5_11	5	374	-	258	-	77.5	78.4	0.69
LF1_Strt5_11	5	374	152	152	152	121.5	120.2	0.41
LF2_Strt5_10	5	374	-	-	374	74.8	78.4	1.00
LF1_Strt5_10	5	374	186	186	-	154.7	155.8	0.50
LF2_Strt5_9	5	374	-	-	374	74.8	78.4	1.00
LF1_Strt5_9	5	374	231	231	-	200.4	203.6	0.62
LF2_Strt5_8	5	374	-	-	-	62.3	78.4	1.00
LF1_Strt5_8	5	374	256	-	-	76.8	78.4	0.68
LF2_Strt5_7	5	374	-	-	374	74.8	78.4	1.00
LF1_Strt5_7	5	374	374	-	-	74.8	78.4	1.00
LF2_Strt5_6	5	374	-	374	-	74.8	78.4	1.00
LF1_Strt5_6	5	374	-	-	-	74.8	78.4	1.00
LF2_Strt5_5	5	374	-	-	374	74.8	78.4	1.00
LF1_Strt5_5	5	374	-	374	-	87.3	78.4	1.00
LF2_Strt5_4	5	374	374	-	374	137.1	138.2	1.00
LF1_Strt5_4	5	374	-	-	374	137.1	138.1	1.00
LF2_Strt5_3	5	374	374	374	-	137.1	138.1	1.00
LF1_Strt5_3	5	374	-	-	-	124.7	138.2	1.00
LF1_Strt5_2	5	374	374	-	-	137.1	138.1	1.00
LF1_Strt5_1	5	374	-	-	-	124.7	138.2	1.00
LF2_Strt6_13	6	374	-	-	-	112.2	118.9	1.00
LF1_Strt6_13	6	374	178	178	178	142.3	147.6	0.48
LF2_Strt6_14	6	374	-	-	240	120.0	118.9	0.64
LF1_Strt6_14	6	374	121	121	121	80.4	87.5	0.32
LF2_Strt6_15	6	374	-	193	193	160.9	164.2	0.52
LF2_Strt6_16	6	374	125	125	-	91.7	92.2	0.33
LF2_Strt6_12	6	374	-	-	374	112.2	118.9	1.00
LF1_Strt6_12	6	374	-	248	-	115.8	118.9	0.66
LF2_Strt6_11	6	374	-	-	374	62.3	63.1	1.00
LF1_Strt6_11	6	374	-	-	-	59.6	63.1	0.68
LF2_Strt6_10	6	374	374	-	-	62.3	63.1	1.00
LF1_Strt6_10	6	374	-	-	-	62.3	63.1	1.00
LF2_Strt6_9	6	374	-	-	374	62.3	63.1	1.00
LF1_Strt6_9	6	374	-	374	-	62.3	63.1	1.00
LF2_Strt6_8	6	374	374	-	374	62.3	63.1	1.00
LF1_Strt6_8	6	374	-	374	-	62.3	63.1	1.00
LF2_Strt6_7	6	374	374	-	-	62.3	63.1	1.00
LF1_Strt6_7	6	374	-	-	374	62.3	63.1	1.00
LF2_Strt6_6	6	374	-	-	-	62.3	63.1	1.00
LF1_Strt6_6	6	374	374	374	-	62.3	63.1	1.00
LF2_Strt6_5	6	374	-	-	374	62.3	63.1	1.00
LF1_Strt6_5	6	374	-	374	-	62.3	63.1	1.00
LF2_Strt6_4	6	374	374	-	-	112.2	118.9	1.00

LF1_Strt6_4	6	374	-	374	-	112.2	118.9	1.00
LF1_Strt6_3	6	374	374	-	-	112.2	118.9	1.00
LF1_Strt6_2	6	374	-	-	-	112.2	118.9	1.00
LF1_Strt6_1	6	374	-	-	-	112.2	118.9	1.00
LF2_Strt7_13	7	374	-	-	374	112.2	111.9	1.00
LF1_Strt7_13	7	374	374	-	-	112.2	111.9	1.00
LF2_Strt7_14	7	374	-	374	-	112.2	111.9	1.00
LF1_Strt7_14	7	374	-	240	-	112.0	111.9	0.64
LF2_Strt7_15	7	374	374	-	-	112.2	111.9	1.00
LF1_Strt7_15	7	374	195	195	195	162.2	165.5	0.52
LF2_Strt7_16	7	374	-	-	248	107.4	111.9	0.66
LF1_Strt7_16	7	374	-	125	125	91.7	92.2	0.33
LF2_Strt7_17	7	374	185	185	185	148.4	155.8	0.50
LF2_Strt7_18	7	374	130	-	130	90.9	97.3	0.35
LF2_Strt7_12	7	374	-	-	-	112.2	111.9	1.00
LF1_Strt7_12	7	374	374	-	374	112.2	111.9	1.00
LF2_Strt7_11	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_11	7	374	374	-	-	62.3	59.4	1.00
LF2_Strt7_10	7	374	374	-	374	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_10	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF2_Strt7_9	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_9	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF2_Strt7_8	7	374	-	374	-	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_8	7	374	-	374	-	62.3	59.4	1.00
LF2_Strt7_7	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_7	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF2_Strt7_6	7	374	-	-	374	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_6	7	374	374	-	374	62.3	59.4	1.00
LF2_Strt7_5	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_5	7	374	-	-	-	62.3	59.4	1.00
LF1_Strt7_4	7	374	-	374	-	112.2	111.9	1.00
LF1_Strt7_3	7	374	-	374	-	112.2	111.9	1.00
LF2_Strt8_13	8	374	374	374	374	99.7	97.3	1.00
LF1_Strt8_13	8	374	374	-	374	99.7	97.3	1.00
LF2_Strt8_14	8	374	-	374	-	99.7	97.3	1.00
LF1_Strt8_14	8	374	-	-	-	99.7	97.3	1.00
LF2_Strt8_15	8	374	-	-	-	99.7	97.3	1.00
LF1_Strt8_15	8	374	-	-	-	99.7	97.3	1.00
LF2_Strt8_16	8	374	-	-	-	99.7	97.3	1.00
LF1_Strt8_16	8	374	-	-	-	98.9	97.3	0.66
LF2_Strt8_17	8	374	374	374	374	99.7	97.3	1.00
LF1_Strt8_17	8	374	185	185	-	154.2	155.5	0.49
LF2_Strt8_18	8	374	194	-	194	161.7	164.7	0.52
LF1_Strt8_18	8	374	130	130	130	95.1	97.0	0.35
LF2_Strt8_19	8	374	-	130	130	95.0	96.9	0.35
LF2_Strt8_12	8	374	374	-	-	99.7	97.3	1.00

LF1_Strt8_12	8	374	-	-	-	99.7	97.3	1.00
LF2_Strt8_11	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_11	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF2_Strt8_10	8	374	-	-	374	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_10	8	374	-	-	374	62.3	63.5	1.00
LF2_Strt8_9	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_9	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF2_Strt8_8	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_8	8	374	-	374	-	62.3	63.5	1.00
LF2_Strt8_7	8	374	374	-	-	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_7	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF2_Strt8_6	8	374	-	374	-	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_6	8	374	-	374	-	62.3	63.5	1.00
LF2_Strt8_5	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_5	8	374	-	-	-	62.3	63.5	1.00
LF1_Strt8_4	8	374	374	-	374	112.2	119.6	1.00
LF2_Strt9_13	9	374	-	-	374	87.3	84.6	1.00
LF1_Strt9_13	9	374	-	-	374	87.3	84.6	1.00
LF2_Strt9_14	9	374	374	-	-	74.8	84.6	1.00
LF1_Strt9_14	9	374	374	-	-	87.3	84.6	1.00
LF2_Strt9_15	9	374	-	-	-	87.3	84.6	1.00
LF1_Strt9_15	9	374	-	-	-	87.3	84.6	1.00
LF2_Strt9_16	9	374	-	374	-	87.3	84.6	1.00
LF1_Strt9_16	9	374	-	-	374	87.3	84.6	1.00
LF2_Strt9_17	9	374	-	-	374	87.3	84.6	1.00
LF1_Strt9_17	9	374	-	-	-	87.3	84.6	1.00
LF2_Strt9_18	9	374	-	374	-	87.3	84.6	1.00
LF1_Strt9_18	9	374	194	194	-	168.2	164.7	0.52
LF2_Strt9_19	9	374	202	202	202	175.1	173.1	0.54
LF1_Strt9_19	9	374	130	130	130	99.5	97.1	0.35
LF2_Strt9_20	9	374	135	-	135	98.9	102.5	0.36
LF2_Strt9_12	9	374	-	374	-	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_12	9	374	-	374	-	87.3	84.6	1.00
LF2_Strt9_11	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_11	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF2_Strt9_10	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_10	9	374	374	-	-	62.3	60.4	1.00
LF2_Strt9_9	9	374	374	-	374	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_9	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF2_Strt9_8	9	374	-	374	-	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_8	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF2_Strt9_7	9	374	-	374	-	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_7	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF2_Strt9_6	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_6	9	374	-	-	-	62.3	60.4	1.00
LF1_Strt9_5	9	374	-	-	374	62.3	60.4	1.00

LF1_Strt9_4	9	374	374	-	-	112.2	113.8	1.00
LF2_Strt10_13	10	374	-	374	-	74.8	80.6	1.00
LF1_Strt10_13	10	374	-	-	-	87.3	80.6	1.00
LF2_Strt10_14	10	374	-	374	-	87.3	80.6	1.00
LF1_Strt10_14	10	374	-	-	-	74.8	80.6	1.00
LF2_Strt10_15	10	374	-	-	-	74.8	80.6	1.00
LF1_Strt10_15	10	374	374	-	-	74.8	80.6	1.00
LF2_Strt10_16	10	374	-	-	-	74.8	80.6	1.00
LF1_Strt10_16	10	374	-	-	374	87.3	80.6	1.00
LF2_Strt10_17	10	374	-	-	374	87.3	80.6	1.00
LF1_Strt10_17	10	374	-	-	374	87.3	80.6	1.00
LF2_Strt10_18	10	374	374	-	-	87.3	80.6	1.00
LF1_Strt10_18	10	374	-	-	-	87.3	80.6	1.00
LF2_Strt10_19	10	374	250	250	250	108.5	102.5	0.67
LF1_Strt10_19	10	374	202	202	-	175.1	173.1	0.54
LF2_Strt10_20	10	374	-	158	158	131.7	126.8	0.42
LF1_Strt10_20	10	374	-	135	135	103.3	102.4	0.36
LF2_Strt10_12	10	374	374	-	-	49.9	54.4	1.00
LF1_Strt10_12	10	374	-	-	374	49.9	54.4	1.00
LF2_Strt10_11	10	374	-	374	-	49.9	54.4	1.00
LF1_Strt10_11	10	374	-	-	-	49.9	54.4	1.00
LF2_Strt10_10	10	374	-	374	-	62.3	54.4	1.00
LF1_Strt10_10	10	374	-	-	-	62.3	54.4	1.00
LF2_Strt10_9	10	374	-	-	-	49.9	54.4	1.00
LF1_Strt10_9	10	374	-	374	-	49.9	54.4	1.00
LF2_Strt10_8	10	374	-	-	-	49.9	54.4	1.00
LF1_Strt10_8	10	374	-	-	-	49.9	54.4	1.00
LF2_Strt10_7	10	374	-	-	-	62.3	54.4	1.00
LF1_Strt10_7	10	374	-	-	-	62.3	54.4	1.00
LF2_Strt10_6	10	374	374	-	-	62.3	54.4	1.00
LF1_Strt10_6	10	374	-	-	-	62.3	54.4	1.00
LF2_Strt10_5	10	374	-	-	-	49.9	45.4	1.00
LF1_Strt10_5	10	374	-	-	374	99.7	102.5	1.00
LF1_Strt10_4	10	374	374	-	-	99.7	102.5	1.00
LF2_Strt11_13	11	374	-	374	-	87.3	91.0	1.00
LF1_Strt11_13	11	374	-	-	-	87.3	91.0	1.00
LF2_Strt11_14	11	374	-	-	374	99.7	91.0	1.00
LF1_Strt11_14	11	374	-	-	374	99.7	91.0	1.00
LF2_Strt11_15	11	374	-	-	-	99.7	91.0	1.00
LF1_Strt11_15	11	374	-	-	-	99.7	91.0	1.00
LF2_Strt11_16	11	374	374	374	-	87.3	91.0	1.00
LF1_Strt11_16	11	374	-	-	-	87.3	91.0	1.00
LF2_Strt11_17	11	374	374	-	-	87.3	91.0	1.00
LF1_Strt11_17	11	374	374	-	374	87.3	91.0	1.00
LF2_Strt11_18	11	374	374	374	374	99.7	91.0	1.00
LF1_Strt11_18	11	374	-	-	-	87.3	91.0	1.00

LF2_Strt11_19	11	374	-	374	-	112.2	115.7	1.00
LF1_Strt11_19	11	374	255	-	-	118.9	115.7	0.68
LF2_Strt11_20	11	374	213	-	-	177.1	184.1	0.57
LF1_Strt11_20	11	374	-	158	158	126.5	126.8	0.42
LF2_Strt11_21	11	374	135	135	-	103.5	102.7	0.36
LF2_Strt11_12	11	374	-	-	-	49.9	61.4	1.00
LF1_Strt11_12	11	374	-	-	-	49.9	61.4	1.00
LF2_Strt11_11	11	374	-	-	-	62.3	61.4	1.00
LF1_Strt11_11	11	374	-	-	-	62.3	61.4	1.00
LF2_Strt11_10	11	374	-	-	-	62.3	61.4	1.00
LF1_Strt11_10	11	374	-	-	-	62.3	61.4	1.00
LF2_Strt11_9	11	374	-	-	-	62.3	61.4	1.00
LF1_Strt11_9	11	374	-	-	-	62.3	61.4	1.00
LF2_Strt11_8	11	374	374	-	-	62.3	61.4	1.00
LF1_Strt11_8	11	374	374	-	-	62.3	61.4	1.00
LF2_Strt11_7	11	374	-	-	374	74.8	61.4	1.00
LF1_Strt11_7	11	374	-	374	374	74.8	61.4	1.00
LF2_Strt11_6	11	374	-	-	-	62.3	61.4	1.00
LF1_Strt11_6	11	374	-	374	-	62.3	61.4	1.00
LF2_Strt12_13	12	374	-	-	-	87.3	86.0	1.00
LF1_Strt12_13	12	374	-	-	-	87.3	86.0	1.00
LF2_Strt12_14	12	374	374	-	-	87.3	86.0	1.00
LF1_Strt12_14	12	374	-	-	-	87.3	86.0	1.00
LF2_Strt12_15	12	374	-	-	-	87.3	86.0	1.00
LF1_Strt12_15	12	374	-	-	-	87.3	86.0	1.00
LF2_Strt12_16	12	374	-	-	-	87.3	86.0	1.00
LF1_Strt12_16	12	374	-	374	-	87.3	86.0	1.00
LF2_Strt12_17	12	374	-	374	-	87.3	86.0	1.00
LF1_Strt12_17	12	374	374	-	374	87.3	86.0	1.00
LF2_Strt12_18	12	374	-	-	-	87.3	86.0	1.00
LF1_Strt12_18	12	374	-	374	-	87.3	86.0	1.00
LF2_Strt12_19	12	374	-	-	374	112.2	109.4	1.00
LF1_Strt12_19	12	374	-	-	-	112.2	109.4	1.00
LF2_Strt12_20	12	374	-	-	-	110.7	109.4	0.68
LF1_Strt12_20	12	374	213	-	213	177.1	184.1	0.57
LF2_Strt12_21	12	374	-	163	163	130.6	132.4	0.44
LF1_Strt12_21	12	374	-	135	-	103.5	102.7	0.36
LF2_Strt12_12	12	374	-	-	-	49.9	60.3	1.00
LF1_Strt12_12	12	374	-	-	-	62.3	60.3	1.00
LF2_Strt12_11	12	374	374	374	374	74.8	60.3	1.00
LF1_Strt12_11	12	374	-	-	-	62.3	60.3	1.00
LF2_Strt12_10	12	374	-	-	374	62.3	60.3	1.00
LF1_Strt12_10	12	374	-	-	374	62.3	60.3	1.00
LF2_Strt12_9	12	374	374	-	-	62.3	60.3	1.00
LF1_Strt12_9	12	374	-	374	-	62.3	60.3	1.00
LF2_Strt12_8	12	374	374	-	-	62.3	60.3	1.00

LF1_Strt12_8	12	374	-	-	-	62.3	60.3	1.00
LF2_Strt12_7	12	374	-	-	-	62.3	60.3	1.00
LF1_Strt12_7	12	374	-	-	-	62.3	60.3	1.00
LF2_Strt12_6	12	374	374	374	-	62.3	60.3	1.00
LF1_Strt12_6	12	374	-	-	-	62.3	60.3	1.00
LF2_Strt13_13	13	374	-	-	-	87.3	81.7	1.00
LF1_Strt13_13	13	374	-	-	-	87.3	81.7	1.00
LF2_Strt13_14	13	374	-	374	-	87.3	81.7	1.00
LF1_Strt13_14	13	374	-	-	-	87.3	81.7	1.00
LF2_Strt13_15	13	374	-	-	-	87.3	81.7	1.00
LF1_Strt13_15	13	374	374	374	374	87.3	81.7	1.00
LF2_Strt13_16	13	374	-	-	-	74.8	81.7	1.00
LF1_Strt13_16	13	374	-	-	374	74.8	81.7	1.00
LF2_Strt13_17	13	374	-	-	374	87.3	81.7	1.00
LF1_Strt13_17	13	374	374	374	-	74.8	81.7	1.00
LF2_Strt13_18	13	374	-	-	-	74.8	81.7	1.00
LF1_Strt13_18	13	374	-	-	-	74.8	81.7	1.00
LF2_Strt13_19	13	374	-	374	-	99.7	103.8	1.00
LF1_Strt13_19	13	374	-	-	-	99.7	103.8	1.00
LF2_Strt13_20	13	374	-	374	-	99.7	103.8	1.00
LF1_Strt13_20	13	374	261	-	261	104.3	103.8	0.70
LF2_Strt13_21	13	374	212	-	212	176.4	182.4	0.57
LF1_Strt13_21	13	374	-	-	-	131.7	133.9	0.44
LF2_Strt13_22	13	374	-	140	140	107.6	108.1	0.38
LF2_Strt13_12	13	374	-	-	-	62.3	64.3	1.00
LF1_Strt13_12	13	374	-	-	-	62.3	64.3	1.00
LF2_Strt13_11	13	374	-	-	-	74.8	64.3	1.00
LF1_Strt13_11	13	374	-	374	-	62.3	64.3	1.00
LF2_Strt13_10	13	374	374	-	-	49.9	64.3	1.00
LF1_Strt13_10	13	374	-	-	-	62.3	64.3	1.00
LF2_Strt13_9	13	374	-	-	-	62.3	64.3	1.00
LF1_Strt13_9	13	374	374	-	-	62.3	64.3	1.00
LF2_Strt13_8	13	374	-	-	-	62.3	64.3	1.00
LF1_Strt13_8	13	374	-	-	-	62.3	64.3	1.00
LF1_Strt13_7	13	374	-	374	-	62.3	64.3	1.00
LF1_Strt13_6	13	374	374	-	374	62.3	64.3	1.00
LF2_Strt14_13	14	374	-	374	-	74.8	73.9	1.00
LF1_Strt14_13	14	374	-	-	-	74.8	73.9	1.00
LF2_Strt14_14	14	374	374	-	374	74.8	73.9	1.00
LF1_Strt14_14	14	374	-	374	-	74.8	73.9	1.00
LF2_Strt14_15	14	374	-	-	-	74.8	73.9	1.00
LF1_Strt14_15	14	374	-	-	-	74.8	73.9	1.00
LF2_Strt14_16	14	374	-	374	-	74.8	73.9	1.00
LF1_Strt14_16	14	374	-	-	-	74.8	73.9	1.00
LF2_Strt14_17	14	374	-	374	374	74.8	73.9	1.00
LF1_Strt14_17	14	374	374	-	-	74.8	73.9	1.00

LF2_Strt14_18	14	374	-	374	-	74.8	73.9	1.00
LF1_Strt14_18	14	374	-	-	-	74.8	73.9	1.00
LF2_Strt14_19	14	374	-	-	-	74.8	73.9	1.00
LF1_Strt14_19	14	374	-	-	374	112.2	101.8	1.00
LF2_Strt14_20	14	374	-	-	-	99.7	101.8	1.00
LF1_Strt14_20	14	374	-	-	-	99.7	101.8	1.00
LF2_Strt14_21	14	374	-	-	256	110.8	101.8	0.68
LF1_Strt14_21	14	374	-	212	212	184.1	184.1	0.57
LF2_Strt14_22	14	374	159	-	-	116.8	114.5	0.43
LF1_Strt14_22	14	374	-	-	140	107.4	107.8	0.37
LF2_Strt14_12	14	374	-	-	-	74.8	70.4	1.00
LF1_Strt14_12	14	374	-	-	-	74.8	70.4	1.00
LF2_Strt14_11	14	374	-	-	-	74.8	70.4	1.00
LF1_Strt14_11	14	374	374	-	-	74.8	70.4	1.00
LF2_Strt14_10	14	374	-	-	-	74.8	70.4	1.00
LF1_Strt14_10	14	374	-	-	-	74.8	70.4	1.00
LF2_Strt14_9	14	374	-	-	-	74.8	70.4	1.00
LF1_Strt14_9	14	374	374	374	-	74.8	70.4	1.00
LF2_Strt14_8	14	374	-	-	374	74.8	70.4	1.00
LF1_Strt14_8	14	374	-	-	-	74.8	70.4	1.00
LF1_Strt14_7	14	374	374	-	-	74.8	70.4	1.00
LF2_Strt15_13	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_13	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF2_Strt15_14	15	374	374	-	-	74.8	77.7	1.00
LF1_Strt15_14	15	374	-	-	374	74.8	77.7	1.00
LF2_Strt15_15	15	374	-	374	374	74.8	77.7	1.00
LF1_Strt15_15	15	374	-	-	-	74.8	77.7	1.00
LF2_Strt15_16	15	374	-	-	-	74.8	77.7	1.00
LF1_Strt15_16	15	374	-	374	-	74.8	77.7	1.00
LF2_Strt15_17	15	374	-	-	-	74.8	77.7	1.00
LF1_Strt15_17	15	374	-	-	-	74.8	77.7	1.00
LF2_Strt15_18	15	374	374	-	-	74.8	77.7	1.00
LF1_Strt15_18	15	374	-	-	374	74.8	77.7	1.00
LF2_Strt15_19	15	374	-	374	-	74.8	77.7	1.00
LF1_Strt15_19	15	374	-	-	-	74.8	77.7	1.00
LF2_Strt15_20	15	374	374	-	374	99.7	98.9	1.00
LF1_Strt15_20	15	374	-	374	-	99.7	98.9	1.00
LF2_Strt15_21	15	374	-	-	-	99.7	98.9	1.00
LF1_Strt15_21	15	374	239	-	239	175.3	177.5	0.64
LF2_Strt15_22	15	374	-	-	-	151.8	148.7	0.58
LF1_Strt15_22	15	374	-	-	158	116.2	114.4	0.42
LF2_Strt15_23	15	374	147	-	147	103.1	102.1	0.39
LF2_Strt15_12	15	374	374	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_12	15	374	-	374	-	49.9	49.5	1.00
LF2_Strt15_11	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_11	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00

LF2_Strt15_10	15	374	-	374	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_10	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF2_Strt15_9	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_9	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF2_Strt15_8	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_8	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF2_Strt15_7	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_7	15	374	-	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt15_6	15	374	374	-	-	49.9	49.5	1.00
LF1_Strt16_19	16	374	374	-	-	249.3	249.9	1.00
LF1_Strt16_20	16	374	-	374	-	249.3	249.9	1.00
LF1_Strt16_21	16	374	374	374	374	249.3	249.9	1.00
LF1_Strt16_22	16	374	-	-	215	150.7	147.7	0.58
LF1_Strt16_23	16	374	146	-	146	102.2	101.7	0.39
Total // Media (Vel. Extr)			35,019	35,005	35,057	35,013	35,015	0.89