



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

**EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA DE TRANSPORTE DE MINERAL DESDE
STOCK DONOSO A CHANCADO EN MINA LOS BRONCES**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERA CIVIL DE MINAS

KASANDRA LORETO PAVEZ SALAZAR

PROFESOR GUÍA:
JORGE PALMA VILLAGRÁN

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
ALDO CASALI BACELLI
JUAN YARMUCH GUZMÁN

SANTIAGO DE CHILE
2015

RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR AL

TÍTULO DE: Ingeniero Civil de Minas.

POR: Kasandra Loreto Pavez Salazar.

FECHA: Marzo, 2015.

PROFESOR GUÍA: Jorge Palma.

EVALUACIÓN TÉCNICO-ECONÓMICA DE TRANSPORTE DE MINERAL DESDE STOCK DONOSO A CHANCADO EN MINA LOS BRONCES

La faena Los Bronces se encuentra en plena cordillera de Los Andes a aproximadamente 3.600 m.s.n.m. La operación de la mina se ve afectada por las difíciles condiciones climáticas y geográficas que disminuyen la productividad de ésta.

El objetivo principal de esta memoria consiste en plantear sistemas de transporte alternativos al actual (pala/camión) que permitan una continuidad operacional en la faena para un circuito Stock (ROM)/Chancado y su evaluación técnica y económica.

La metodología para cumplir con lo anterior consistió en el análisis de 3 escenarios: simulación del caso base, factibilidad técnica y simulación de camiones autónomos y diseño de un sistema de transporte por correas.

Los resultados de la simulación del caso base indican que se necesitan 2 camiones operando en este circuito para cumplir con el movimiento diario requerido por plan.

Para los camiones autónomos en cambio se obtuvo que el cumplimiento del movimiento diario depende del número de veces que se detiene el camión en el circuito y se presentan otros problemas técnicos para su implementación al requerir un área cerrada para la operación de estos. Sin embargo, pese a lo anterior operar el circuito con 2 camiones autónomos en condiciones de mal tiempo (28 días al año) y el resto del año con operación manual sí genera un beneficio adicional, pero este sólo es un 8% mayor al del caso base en el mejor caso que es no detenerse nunca en el circuito.

Por último, para el sistema de correas se tiene que se genera un VAN mayor en un 22% que el del caso base. Esto se debe a que los costos de operación son casi 5 veces menores en relación con los costos de operación del sistema pala/camión.

Dado lo anterior, se concluye que un sistema de correas es una alternativa de transporte mejor que el sistema actual, sobre todo si se piensa en tener un sistema confiable que asegure la continuidad operacional. La elección y configuración del sistema de correas definitivo debe ser determinado en un estudio de factibilidad realizado por la empresa en cuestión, ya que este estudio sólo es a nivel conceptual.

*“A mis padres quienes
son mi máximo orgullo y mi
principal motivación”*

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, agradezco a Dios quién ha estado y siempre estará conmigo sin importar lo que pase, por darme fuerzas cuando siento que ya no puedo más y por levantarme en mis días más grises.

A mis padres que son ejemplo de esfuerzo y perseverancia. Gracias por todos sus cuidados, por entenderme y apoyarme en cada desafío que he querido emprender, por enseñarme lo más importante que se puede tener en la vida que es creer en Dios y creer en mí misma, porque siempre me instaron a más y nunca cortaron mis alas, por enseñarme que con esfuerzo todo es posible.

A mis hermanos: Elizabeth, Paola y Carlos que siempre confiaron en mí, desde el momento en que elegí un colegio en 6to básico y quienes levantaron mi ánimo en los momentos difíciles, gracias por apoyarme en cada decisión a pesar que eso implicara estar más lejos.

Hoy termino con alegría un camino largo. No todo fue color de rosa, pero aprendí muchas cosas tanto en lo personal como en lo profesional y hoy me siento una persona mucho más completa que la que entró a esta Universidad. Si bien es cierto que me da un poco de miedo el futuro sé que tengo todas las herramientas para enfrentarlo y como siempre lo enfrentaré con la cabeza en alto.

"Lo que sufrimos en esta vida es cosa ligera, que pronto pasa; pero nos trae como resultado una gloria eterna mucho más grande y abundante. Porque no nos fijamos en lo que se ve, ya que las cosas que se ven son pasajeras pero las que no se ven son eternas".

TABLA DE CONTENIDO

1. Introducción.....	1
1.1. Motivación.....	1
1.2. Objetivos.....	3
1.2.1. Objetivo general.....	3
1.2.2. Objetivos específicos.....	3
1.3. Alcances.....	3
2. Antecedentes.....	4
2.1. Antecedentes generales.....	4
2.1.1. Descripción de la faena.....	4
2.1.2. Ubicación geográfica y accesos.....	4
2.1.3. Clima y meteorología.....	5
2.1.4. Geología del yacimiento.....	5
2.2. Explotación del yacimiento.....	9
2.2.1. Parámetros de diseño y operación.....	10
2.2.2. Perforación.....	11
2.2.3. Tronadura.....	12
2.2.4. Transporte.....	12
2.2.5. Carguío.....	14
2.3. Antecedentes específicos.....	16
2.3.1. Sistema de transporte por correas.....	16
2.3.2. Sistema de transporte por camiones autónomos.....	21
2.3.3. Simulación de sistemas.....	32
3. Metodología.....	38
3.1. Recopilación de datos.....	38
3.2. Visita a Mina Gabriela Mistral.....	39
3.3. Caso Base: Simulación de camiones manuales.....	39
3.4. Factibilidad técnica de uso de camiones autónomos.....	39
3.5. Sistema de correas.....	39
3.6. Evaluación económica.....	40
4. Desarrollo.....	41
4.1. Factibilidad técnica del uso de camiones autónomos en mina los bronces.....	41
4.1.1. Sistema autónomo o AHS (Autonomous Haulage System).....	41
4.1.2. Camión autónomo o AHT (Autonomous Haulage Truck).....	46
4.1.3. Sistemas de seguridad.....	47
4.1.4. Funcionamiento del sistema.....	54
4.1.5. Mantenimiento y diseño de la mina.....	58
4.2. Caso Base: Simulación de camiones manuales.....	60
4.2.1. Elementos de simulación de eventos discretos.....	61
4.2.2. Distancias entre locaciones.....	63

4.2.3. Criterios físicos	64
4.2.4. Criterios de decisión	64
4.2.5. Criterios de operación	64
4.2.6. Parámetros de entrada	65
4.2.7. Parámetros de salida	65
4.3. Simulación de camiones autónomos	66
4.4. Sistema de correas	67
4.4.1. Consideraciones Trazado (1)	71
4.4.2. Consideraciones Trazado (2)	71
4.5. Evaluación económica	72
5. Resultados	73
5.1. Caso Base: Simulación de camiones manuales	73
5.1.1. Determinación del número de corridas de la simulación	74
5.1.2. Validación de la simulación	75
5.2. Factibilidad técnica del uso de camiones autónomos en mina los bronces	77
5.2.1. Restricción de equipos	77
5.2.2. Adaptación de una operación manual a operación autónoma	78
5.2.3. Salidas de rutas por resbalamiento lateral	78
5.2.4. Rendimientos y detección de obstáculos	79
5.2.5. Disponibilidad de satélites y rapidez de comunicación radial	79
5.2.6. Factibilidad técnica de aplicación	79
5.3. Simulación de camiones autónomos	81
5.4. Sistema de correas	84
5.4.1. Trazado (1)	84
5.4.2. Trazado (2)	90
5.5. Evaluación económica	95
5.5.1. Evaluación económica caso base	95
5.5.2. Evaluación económica camiones autónomos	96
5.5.3. Evaluación económica sistema de correas	98
5.5.4. Comparación de alternativas	104
6. Conclusiones	106
Bibliografía	108
ANEXO A	110
A.1. Dimensionamiento de correas transportadoras	110
A.1.1. Ancho	110
A.1.2. Velocidad	110
A.1.3. Ángulo de acanalamiento	110
A.1.4. Configuración de polines	111
A.1.5. Densidad aparente del material y ángulo de sobrecarga	112
A.1.6. Capacidad	112
A.1.7. Tensión y potencia	114

ANEXO B.....	117
B.1. Diseño de silos con altura parte cilíndrica igual a la base.....	117
B.2. Diseño de silos con altura parte cilíndrica igual a dos veces la base.....	119
ANEXO C.....	123
C.1. Diseño de acopios.....	123
ANEXO D (Cálculos).....	125
D.1. Dimensionamiento correas.....	125
D.1.1. Ancho.....	125
D.1.2. Velocidad.....	125
D.1.3. Capacidad.....	126
D.2. Sistema de correas con silos.....	127
D.2.1. Correa alimentadora silos.....	127
D.2.2. Correa alimentadora correa móvil.....	127
D.2.3. Correa alimentadora chancado post silos.....	128
D.2.4. Diseño de silos.....	129
D.3. Sistema de correas con acopio.....	130
D.3.1. Correa alimentadora stockpile.....	130
D.3.2. Correa alimentadora correa móvil desde el acopio.....	131
D.3.3. Correa alimentadora chancado.....	132
D.3.4. Diseño de Stockpile.....	133
ANEXO E.....	135
E.1. Distribución tiempos de carguío.....	135
E.2. Distribución tiempos espera en chancado.....	136
E.3. Distribución tiempos entre fallas pala.....	136
E.4. Distribución tiempos de reparación pala.....	137
E.5. Distribución tiempos entre fallas camiones.....	137
E.6. Distribución tiempos de reparación camiones.....	138

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Dominios estructurales Los Bronces. (Díaz, 2014).....	8
Tabla 2: Parámetros de diseño y operación.....	11
Tabla 3: Características equipos de transporte.....	13
Tabla 4: Ventajas y desventajas de las correas transportadoras.....	21
Tabla 5: Ventajas y desventajas de la simulación.....	35
Tabla 6: Distancias Path Network.....	63
Tabla 7: Distribuciones de probabilidad para simulación del caso base.....	65
Tabla 8: Distribuciones de probabilidad para simulación de camiones autónomos.....	66
Tabla 9: Datos evaluación económica.....	72
Tabla 10: Resultados validación.....	76
Tabla 11: Número de detenciones camiones autónomos.....	81

Tabla 12: Producción circuito de 2 camiones según porcentaje de detenciones.....	84
Tabla 13: Parámetros stockpile.....	89
Tabla 14: Parámetros correas circuito Correa-Stockpile-Correa.....	90
Tabla 15: Costos remanejo Caso Base.....	95
Tabla 16: Factor de uso equipos Caso Base.....	96
Tabla 17: Costo inversión camión.....	96
Tabla 18: Inversiones Caso Base.....	96
Tabla 19: Depreciación equipos Caso Base.....	96
Tabla 20: Tonelaje extra anual camiones autónomos.....	97
Tabla 21: Factor de uso equipos para circuito con camiones autónomos.....	97
Tabla 22: Inversiones del circuito autónomo.....	98
Tabla 23: Depreciación de equipos del sistema autónomo.....	98
Tabla 24: Tonelajes Sistema Correa-Acopio.....	99
Tabla 25: Costos Sistema Correa-Acopio.....	99
Tabla 26: Factor de uso cargadores Sistema Correa-Acopio.....	100
Tabla 27: Inversión cargadores Sistema Correa-Acopio.....	100
Tabla 28: Inversiones Sistema Correa-Acopio.....	101
Tabla 29: Tonelajes Sistema de correas Trazado 2.....	102
Tabla 30: Costos Sistema de correas Trazado 2.....	102
Tabla 31: Factor de uso cargadores Sistema de correas Trazado 2.....	103
Tabla 32: Inversión cargadores Sistema de correas Trazado 2.....	103
Tabla 33: Inversiones Sistema de corras Trazado 2.....	104
Tabla 34: Tamaño máximo recomendado para el ancho de correa. (Fenner Dunlop, 2009).....	111
Tabla 35: Velocidades típicas de correa en uso general [m/s]. (Fenner Dunlop, 2009).....	112
Tabla 36: Factor de capacidad para configuración con 3 polines iguales. (Fenner Dunlop, 2009)	113
Tabla 37: Capacidad para correa de 3 polines de igual longitud, densidad aparente de 1000kg/m ³ , sobrecarga de 20° y acanalamiento de 35°. (Fenner Dunlop, 2009).....	114
Tabla 38: Factor Fx.....	115
Tabla 39: Peso partes móviles W[lb/ft].....	115
Tabla 40: Características diseño de 2 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a la base.....	118
Tabla 41: Características diseño de 3 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a la base.....	119
Tabla 42: Características diseño de 4 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a la base.....	119
Tabla 43: Características diseño de 2 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base.....	121
Tabla 44: Características diseño de 3 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base.....	121

Tabla 45: Características diseño de 4 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base.....	122
Tabla 46: Diseño de acopios para mineral con densidad 1.6 [t/m ³].....	123
Tabla 47: Relación entre tonelaje total y carga viva del acopio.....	124
Tabla 48: Anchos posibles de correa.....	125
Tabla 49: Velocidades según anchos posibles.....	126
Tabla 50: Capacidades para las posibles correas.....	126
Tabla 51: Correa alimentadora silos.....	127
Tabla 52: Correa alimentadora chancado post silos.....	128
Tabla 53: Correa alimentadora chancado post silos.....	129
Tabla 54: Diseño de silos con altura de la parte cilíndrica igual a la base.....	130
Tabla 55: Diseño de silos con altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base.....	130
Tabla 56: Correa alimentadora stockpile.....	131
Tabla 57: Correa alimentadora acopio.....	132
Tabla 58: Correa alimentadora acopio.....	133
Tabla 59: Dimensionamiento Stockpile.....	134

ÍNDICE DE ILUSTRACIONES

Ilustración 1: Mapa ubicación Los Bronces. (Díaz, 2014).....	5
Ilustración 2: Planta unidades litológicas Los Bronces. (Díaz, 2014).....	6
Ilustración 3: Planta dominios estructurales rajo Los Bronces. (Díaz, 2014).....	9
Ilustración 4: Planta pit Los Bronces 2014. (Geomecánica Los Bronces).....	10
Ilustración 5: Parámetros de diseño principales. (Yarmuch, 2013).....	11
Ilustración 6: Componentes de la correa transportadora. (Gómez, 2013).....	19
Ilustración 7: Historia de la automatización en la minería. (López, 2014).....	23
Ilustración 8: Sistema de transporte autónomo de Komatsu. (Meech, 2013).....	24
Ilustración 9: Sistema camión autónomo. (Meech, 2013).....	25
Ilustración 10: Sistema de detección de obstáculos. (Meech, 2013).....	25
Ilustración 11: Evolución de la planificación de la mina por AHS (Sistema de transporte autónomo). (Kim & Navarrete, 2013).....	26
Ilustración 12: Diagrama de flujo simplificado de la Planificación de la mina. (Navarrete, 2013).....	27
Ilustración 13: Secuencia de la mina y ruta de transporte. (Kim & Navarrete, 2013).....	28
Ilustración 14: Base de datos cargada en la plataforma de AHS. (Kim & Navarrete, 2013).....	28
Ilustración 15: Sistema operativo de rutas de transporte. (Navarrete, 2013).....	29
Ilustración 16: Modelos de simulación. (López, 2014).....	34
Ilustración 17: Procesos en Promodel. (Palma, 2013).....	37
Ilustración 18: Área AT.....	41
Ilustración 19: Pit patroller en vehículo EMV.....	43

Ilustración 20: Vehículo EMV	44
Ilustración 21: Consola gráfica de color	45
Ilustración 22: Spot.....	45
Ilustración 23: Nodos de descarga.....	46
Ilustración 24: Camión autónomo.	46
Ilustración 25: Sobre de seguridad.	47
Ilustración 26: Sistema de permisos.	48
Ilustración 27: Sistema de detección de colisión.....	48
Ilustración 28: Modo interacción manual tránsito.....	49
Ilustración 29: Modo interacción manual paso.....	49
Ilustración 30: Modo interacción manual estacionar.....	50
Ilustración 31: Escolta de seguridad con EMV.	50
Ilustración 32: Sistema de detección de obstáculos.....	51
Ilustración 33: Zona de recorte.	51
Ilustración 34: Modo falla detección de obstáculos.	52
Ilustración 35: Sistema de detección de obstáculos ciego por topografía.	52
Ilustración 36: Falsas alarmas por sensibilidad de radares.....	53
Ilustración 37: Luces o balizas.	54
Ilustración 38: Botón de parada de emergencia.....	54
Ilustración 39: Cursos definidos para camiones.	55
Ilustración 40: Zona de carguío camiones autónomos.	56
Ilustración 41: Nodos de descarga.....	56
Ilustración 42: Botaderos de borde.	57
Ilustración 43: Descarga a piso.....	57
Ilustración 44: Ancho de huella.....	58
Ilustración 45: Layout circuito stock/chancado.....	60
Ilustración 46: Secuencia de eventos en el modelo.	61
Ilustración 47: Locaciones en Promodel.	62
Ilustración 48: Nodos path network.....	64
Ilustración 49: Martillo chancador 1.	67
Ilustración 50: Puerta 1 chancador 1.	68
Ilustración 51: Puerta 2 chancador 1.	68
Ilustración 52: Plano puerta 1 chancador 1.	69
Ilustración 53: Opciones de trazado correa fija.	70
Ilustración 54: Área AT circuito stock-chancado.....	77
Ilustración 55: Vista isométrica Sistema Correas-Silos-Correas.....	85
Ilustración 56: Vista en planta Sistema Correas-Silos-Correas.....	85
Ilustración 57: Vista en planta Sistema Correas-Silos-Correas sector chancador.....	86
Ilustración 58: Funcionamiento del sistema Correa-Stockpile-Correa.....	87
Ilustración 59: Programa de operación.	87
Ilustración 60: Componentes del sistema Correa-Stockpile-Correa. Vista isométrica.	88

Ilustración 61: Vista en planta sistema Correa-Stockpile-Correa.....	89
Ilustración 62: Vista en perfil para el sector del chancado-acopio.....	89
Ilustración 63: Funcionamiento del sistema de correas Trazado 2.....	91
Ilustración 64: Programa de operación Trazado 2.....	91
Ilustración 65: Vista en planta sistema de correas Trazado 2.....	92
Ilustración 66: Stacker en operación.....	93
Ilustración 67: Ejemplo stacker de un proyecto de Sandvik 2014.....	94
Ilustración 68: Correa transportadora con configuración de 3 rodillos. (Fenner Dunlop, 2009)	111
Ilustración 69: Silo de base cuadrada y altura parte cilíndrica igual a la base.....	117
Ilustración 70: Silo de base cuadrada y altura parte cilíndrica igual a dos veces la base.....	119
Ilustración 71: Acopio cónico.....	124
Ilustración 72: Distribución tiempos de carguío.....	135
Ilustración 73: Distribución tiempos de espera en chancado.....	136
Ilustración 74: Distribución tiempo entre fallas pala.....	136
Ilustración 75: Distribución tiempos de reparación pala.....	137
Ilustración 76: Distribución tiempo entre fallas camiones.....	137
Ilustración 77: Distribución tiempos de reparación camiones.....	138

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: Costos operacionales típicos en minería a cielo abierto. (Meech, 2013).....	1
Gráfico 2: Data histórica nevadas. (Área de Gestión Los Bronces).....	2
Gráfico 3: KPI's Equipos de perforación. (Vicuña, 2014).....	12
Gráfico 4: Disponibilidad equipos de transporte. (Vicuña, 2014).....	13
Gráfico 5: KPI's Equipos de transporte. (Vicuña, 2014).....	14
Gráfico 6: KPI's Equipos de carguío. (Vicuña, 2014).....	15
Gráfico 7: Horas operativas camiones manuales.....	73
Gráfico 8: Productividad camiones manuales.....	74
Gráfico 9: Productividad camiones autónomos.....	82
Gráfico 10: Horas operativas camiones autónomos.....	83
Gráfico 11: Distribución de costos de remanejo en el Caso Base.....	95
Gráfico 12: VAN Camiones autónomos.....	98
Gráfico 13: OPEX Sistema Correa-Acopio.....	100
Gráfico 14: CAPEX Sistema Correa-Acopio.....	101
Gráfico 15: OPEX Sistema de correas trazado 2.....	103
Gráfico 16: CAPEX Sistema de correas trazado 2.....	104
Gráfico 17: Resultados evaluación económica.....	105

1. INTRODUCCIÓN

Las empresas de la gran minería están constantemente tratando de mejorar la eficiencia de sus procesos para tener mayores utilidades. La tendencia actual apunta a la investigación y desarrollo de nuevas tecnologías que permitan disminuir los costos y aumentar la capacidad de producción de los principales procesos en una operación minera. El objetivo de esta innovación tecnológica es ocupar los recursos con la mayor eficiencia posible logrando con esto continuidad operacional, menores costos de operación y mejorar la seguridad de los trabajadores.

Dentro de las operaciones unitarias que se realizan en minería a cielo abierto el transporte de minerales es uno de los que presenta los mayores costos, esto debido a que no es un sistema continuo y está afectado por distintos factores tales como: clima, disponibilidad mecánica, disponibilidad de operadores capacitados, detenciones por tronadura, falta de palas para carguío, etc. Además, el transporte de material es uno de los aspectos más importantes en una operación minera a cielo abierto, llegando a representar alrededor del 50% de los costos operacionales e incluso el 60% según algunos autores (Alarie & Gamache, 2002). A continuación se puede apreciar los costos típicos de las operaciones unitarias en minería de cielo abierto:

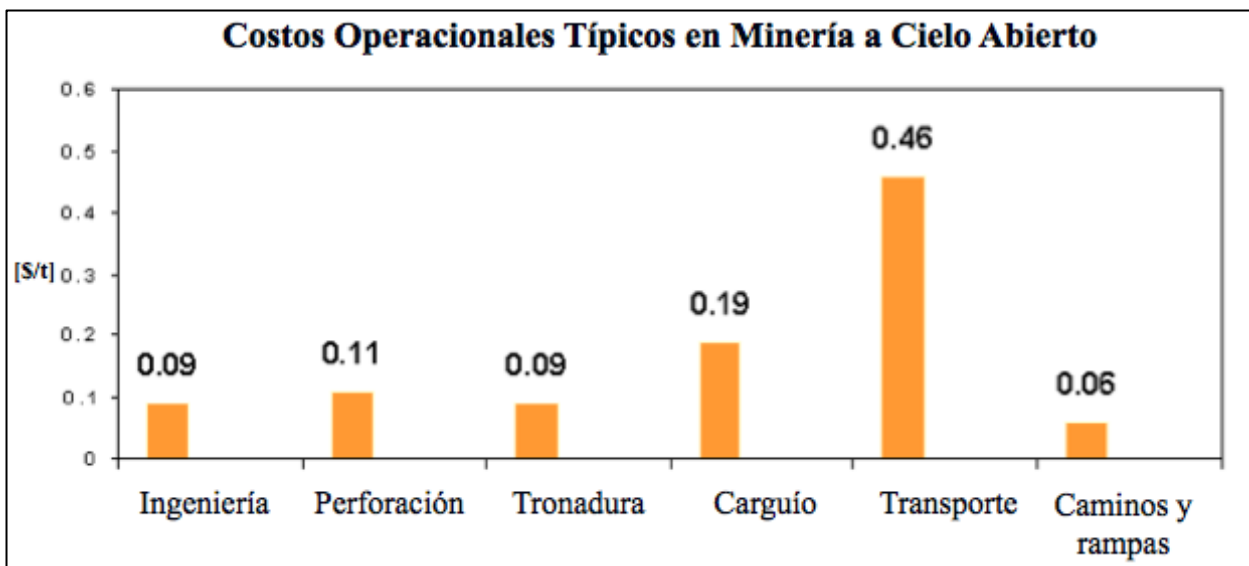


Gráfico 1: Costos operacionales típicos en minería a cielo abierto. (Meech, 2013)

1.1. MOTIVACIÓN

La faena Los Bronces se encuentra en plena cordillera de Los Andes a aproximadamente 3.600 m.s.n.m. La operación de la mina se ve afectada por las difíciles condiciones climáticas y geográficas que presenta la faena, lo que influye en la productividad de esta en los meses de invierno. En el Gráfico 2 se puede observar la data histórica de nevadas que han ocurrido.

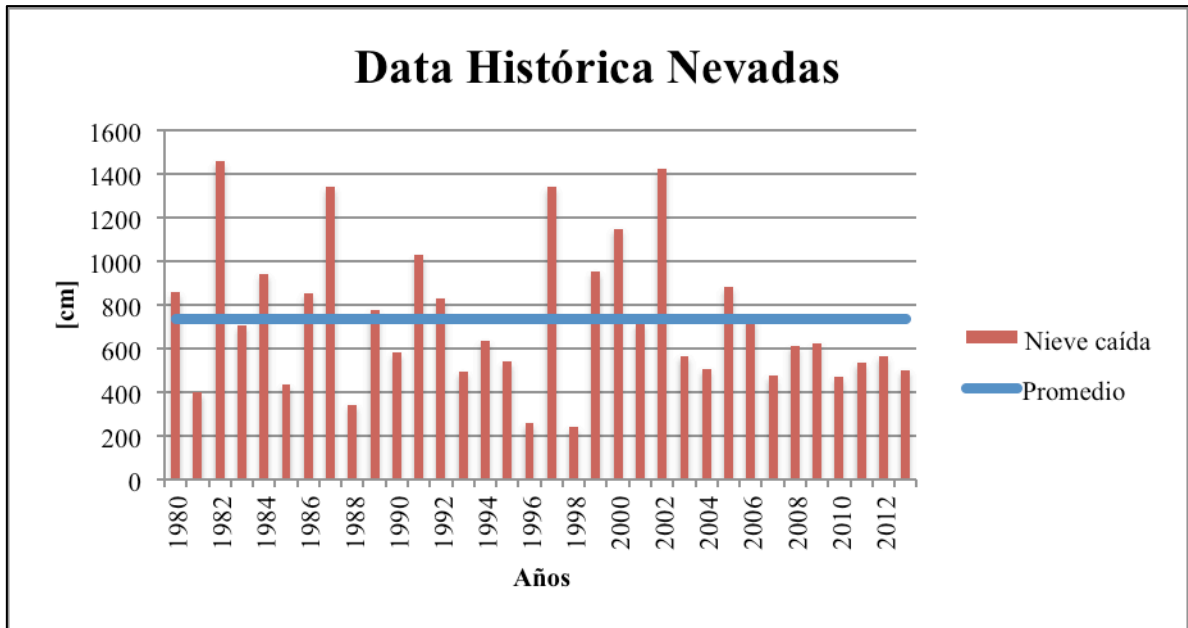


Gráfico 2: Data histórica nevadas. (Área de Gestión Los Bronces)

En los últimos años la cantidad de nieve caída ha estado por debajo de la media, lo que no ha generado mayores inconvenientes desde el punto de vista operativo, sin embargo, desde el año 2013 empezaron problemas de visibilidad por viento blanco ya que ha cambiado la geometría de la mina, en estas condiciones se cierran las fases de la mina y la alimentación a chancado se realiza solamente desde los stocks de la mina (principalmente stock Donoso). Si las condiciones de viento blanco se volvieran más críticas de manera tal que no fuera seguro operar con camiones manuales desde el stock (ROM), no sólo la mina debería parar completamente sus operaciones sino también la planta lo que es el peor escenario para una empresa minera ya que disminuyen sus utilidades. Es por esta razón que surge la necesidad de innovar en los sistemas de transporte actuales que posee la mina para lograr continuidad operacional.

Se plantearán dos sistemas de transporte de material cuyo objetivo sea lograr continuidad operacional para el circuito Stock/Chancado, uno de los sistemas consistirá en el uso de camiones autónomos y el otro en transporte por correas, de los cuales cada uno presenta ventajas y desventajas. Se pretende evaluar la factibilidad técnica y económica de la implementación de cada uno de los sistemas propuestos.

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. *Objetivo general*

Evaluar alternativas de transporte de mineral en Mina Los Bronces en un circuito Stock (ROM)/Chancado.

1.2.2. *Objetivos específicos*

- Evaluar factibilidad técnica de un sistema de camiones autónomos en condiciones de nieve y viento blanco.
- Calcular la productividad de camiones autónomos en un circuito de transporte de mineral desde stock Donoso a chancado.
- Dimensionar un sistema de correas para transporte de mineral desde Stock Donoso a chancado.
- Definir costos e inversiones para evaluar económicamente cada sistema de transporte propuesto.
- Presentar ventajas y desventajas de las alternativas propuestas.

1.3. ALCANCES

- El trabajo realizado se limita a un estudio a nivel conceptual de los sistemas propuestos.
- Para la evaluación económica se utilizan los datos del Área de Gestión de Los Bronces.
- Para el cálculo de productividad de camiones autónomos se realizan simulaciones en el software PROMODEL.
- Para el dimensionamiento del sistema de transporte por correas se utiliza el manual “Conveyor Handbook” de Fenner Dunlop.
- Para los fines del estudio se consideran los parámetros de Camiones autónomos provista por Gaby y la información obtenida de la revisión bibliográfica.

2. ANTECEDENTES

En esta sección se presentan todos los antecedentes recopilados durante la revisión bibliográfica. Estos abarcan desde la descripción de aspectos relevantes de la faena hasta la descripción de los distintos sistemas de transporte utilizados para el estudio.

2.1. ANTECEDENTES GENERALES

A continuación se presentan antecedentes relacionados con la descripción de la faena, ubicación, clima y geología, los que sirven para conocer de manera general el contexto de la operación en estudio.

2.1.1. Descripción de la faena

Los Bronces es una mina de cobre y molibdeno que se explota a rajo abierto. El mineral que se extrae es molido y transportado por un mineroducto de 56 kilómetros a la planta de flotación Las Tórtolas que se ubica en la comuna de Colina en Santiago. Los productos comercializables de la mina son concentrados de cobre y molibdeno procesados en Las Tórtolas y cátodos de cobre producidos en la mina.

La producción de la mina en el 2013 fue de 416.300 toneladas de cobre fino, un 14% más que en el 2012, debido a un mejoramiento en su desempeño operacional. La reducción de la congestión en la mina y la eliminación de cuellos de botella en los chancadores primarios mejoraron la continuidad de las dos plantas de procesamiento. Además, las mejoras implementadas en la molienda de la planta confluencia y en los procesos de flotación también generaron mayores recuperaciones (Minería chilena, 2014).

2.1.2. Ubicación geográfica y accesos

La mina Los Bronces se encuentra ubicada en la Región Metropolitana, a unos 65 kilómetros al noreste de la ciudad de Santiago y a 3.600 m.s.n.m. entre las coordenadas geográficas 33° 08' latitud sur y 70° 15' longitud oeste y coordenadas UTM 6.330.000.0N – 6.334.000.0N y 381.000.0E – 383.000.0E.

La ruta principal de acceso hacia la mina es el camino Santiago – Farellones (G-21) hasta aproximadamente Corral Quemado (kilómetro 17), donde comienza el camino hacia Paso Marchant y Los Bronces (G-245).

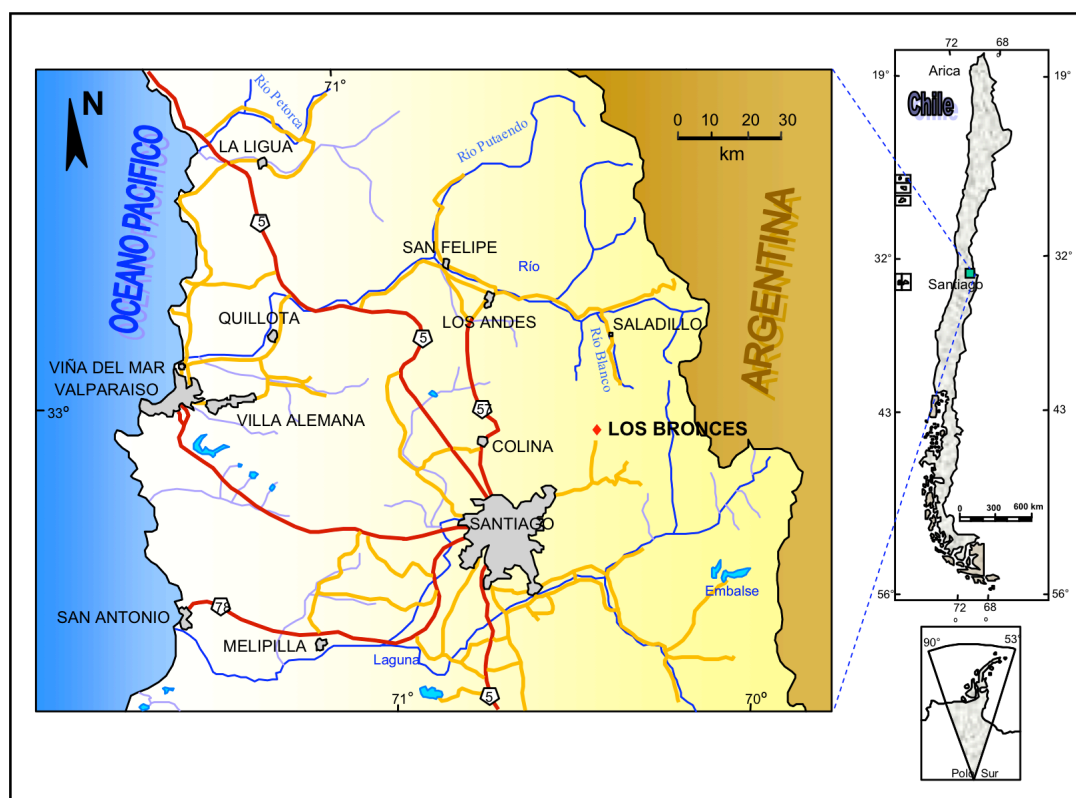


Ilustración 1: Mapa ubicación Los Bronces. (Díaz, 2014)

2.1.3. *Clima y meteorología*

El clima en la mina Los Bronces es el típico de los Andes Cordilleranos. Según los registros de la Estación Los Bronces, el régimen hídrico de esta área se caracteriza por precipitaciones nivales concentradas entre los meses de abril y septiembre, mostrando una media anual de 736,6 cm de nieve. El régimen térmico se caracteriza por temperaturas medias anuales de 2,9 °C, con una media mensual máxima de 13,9°C en febrero y una media mensual mínima de -5,9 °C en julio. La humedad relativa media anual es de 41%. El régimen de vientos se caracteriza por una predominancia de la dirección Noreste (NE) durante gran parte del año (estación de otoño e invierno) y en lo que respecta a la estación de verano (enero 2005), el área se caracteriza por presentar un predominio de viento con dirección Suroeste/Noreste (SW/NE).

2.1.4. *Geología del yacimiento*

El yacimiento Los Bronces corresponde a un complejo de brechas de turmalina sobreimpuesto en el sector Oeste de un sistema pórfido cuprífero, que hacia el margen oriental incluye el yacimiento Río Blanco formado en el flanco Este del batolito San Francisco.

Se diferencian 9 tipos de brechas, clasificadas y diferenciadas entre sí por la composición de la matriz, tipos de clastos y la relación en volumen matriz-clastos. La turmalina es el principal componente de la matriz y en general los clastos tienen una composición similar a la de las rocas

de caja. El complejo de brechas conforma un cuerpo con forma elíptica de aproximadamente 2,0 km de largo, 0,7 km de ancho y de extensión reconocida mayor a 1,0 km de profundidad.

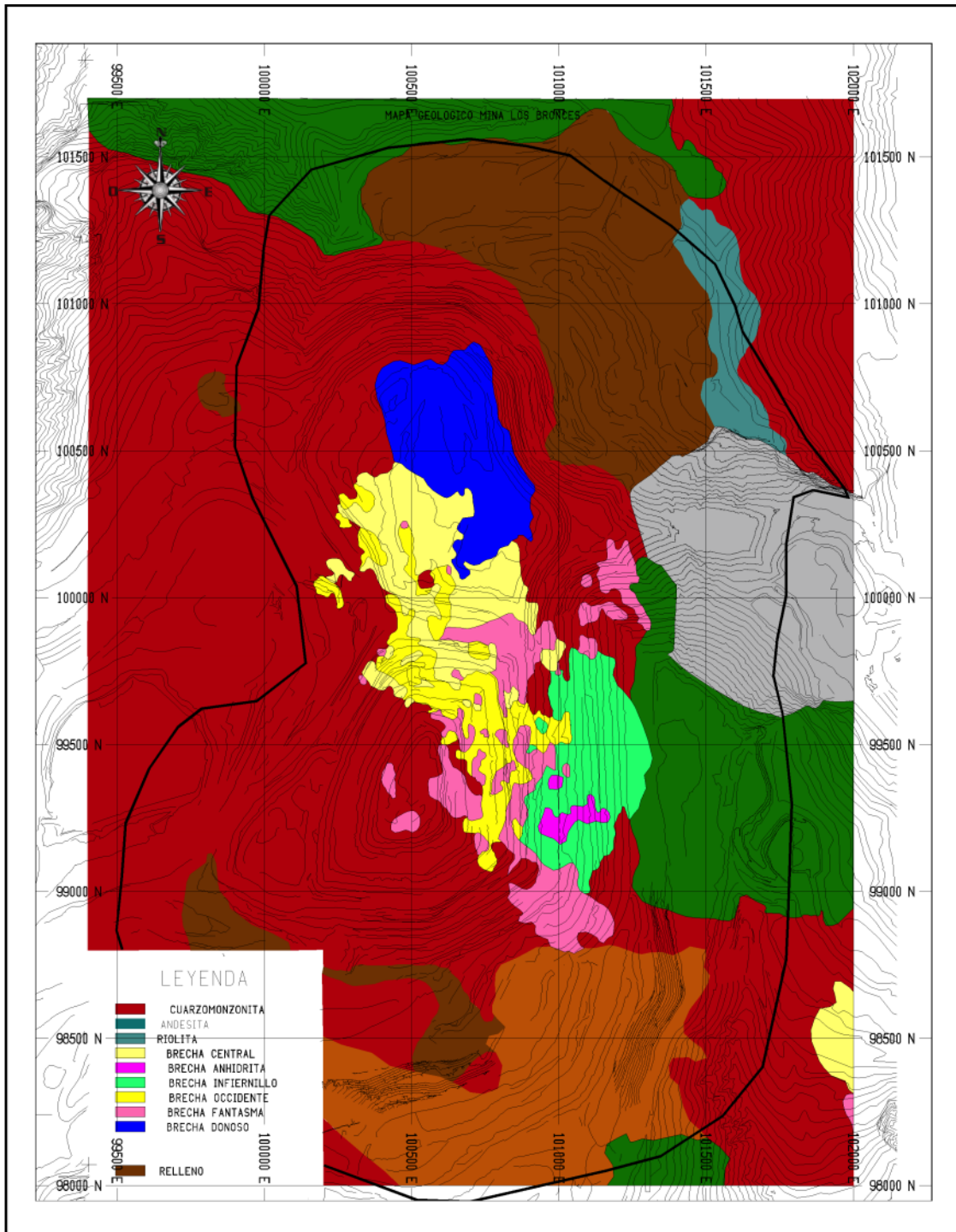


Ilustración 2: Planta unidades litológicas Los Bronces. (Díaz, 2014)

2.1.4.1. Mineralización

La mineralización de interés económico es del tipo sulfuros y está alojada aproximadamente en un 60% en las brechas, principalmente en la matriz. El 40 % restante de la mineralización se encuentra en las rocas de caja en forma diseminada y stockwork. Los principales sulfuros son calcopirita (mayoritaria), calcosina, covelina, bornita y molibdenita. La razón promedio de pirita a sulfuros de cobre es 2:1.

Otras características de la mineralización son las siguientes:

- El cuerpo mineral de Los Bronces se compone de sulfuros hipógenos de cobre-molibdeno que han sido subsecuentemente afectados por procesos supérgenos.
- La mineralización de sulfuros hipógenos de cobre muestra una estrecha relación con cuerpos intrusivos porfídicos, desarrollando zonas de alteración, vetas y el emplazamiento de brechas.
- La primera mineralización económicamente significativa se observa en cuarzo monzonitas con alteración potásica y asociada a brechas biotita-magnetita.
- El cobre y molibdeno se encuentra hospedado en intrusivos porfídicos desarrollando cuerpos de alta ley en brechas.
- La mineralización hipógena se encuentra caracterizada por pirita-calcopirita-molibdenita con menos bornita.
- El cobre lixiviado por procesos supérgenos fue depositado como sulfuros de cobre secundarios, principalmente calcosina con menor covelina.

2.1.4.2. Geología estructural

Una de las características más importantes de las estructuras mayores, es que están orientadas en el rango N50°E a EO. En general se observa que en la parte sur del yacimiento predomina la orientación NE; mientras que hacia el sector norte, se va acentuando el predominio EW.

Las estructuras menores se presentan indistintamente afectando todas las unidades litológicas del área, aunque su número disminuye proporcionalmente cada vez que se relacionan con las unidades más jóvenes. De esta manera, la andesita representa la unidad más fracturada, en cambio, la riolita constituye la unidad con menor fracturamiento. Otro rasgo importante de las estructuras menores, consiste en que un gran número de éstas, posee una dirección uniforme (N50°E) y están asociadas a algunas estructuras mayores, formando una estructura mayor denominada “zona de falla”.

Otra de las orientaciones predominantes en el área de Los Bronces es NNW, ya que un importante porcentaje de las estructuras posee un rumbo que fluctúa entre N10°W y N30°W. Esta

tendencia está asociada a diques, vetas y pórfidos tardíos. En general estas estructuras se encuentran mineralizadas y afectan a todas las litologías del sector.

Los dominios estructurales de la mina Los Bronces se resumen a continuación:

DOMINIO ESTRUCTURAL	FALLAS					JOINTS				
	SET	DIP (°)	DIP DIR (°)	P. O. (%)	N° Polos	SET	DIP (°)	DIP DIR (°)	P. O. (%)	N° Polos
1	F1	83 ± 7	172 ± 15	44%	114	J1	83 ± 7	166 ± 15	49%	4566
	F2	31 ± 4	296 ± 8	6%	17					
	F3	79 ± 3	128 ± 7	6%	16					
2	F1	89 ± 6	173 ± 13	24%	21	J1	87 ± 5	343 ± 10	15%	1066
	F2	54 ± 5	166 ± 11	28%	24	J2	21 ± 7	277 ± 14	29%	2136
	F3	21 ± 3	217 ± 6	6%	5					
	F4	87 ± 3	129 ± 6	5%	4					
3	F1	81 ± 6	337 ± 13	37%	35	J1	88 ± 5	318 ± 10	13%	1825
	F2	84 ± 5	217 ± 10	16%	15	J2	38 ± 6	276 ± 12	19%	2571
	F3	49 ± 4	24 ± 7	9%	8	J3	77 ± 4	350 ± 7	6%	801
4	F1	31 ± 4	42 ± 8	20%	40	J1	79 ± 4	155 ± 8	6%	174
	F2	73 ± 4	42 ± 8	9%	17	J2	42 ± 8	44 ± 16	31%	941
	F3	81 ± 5	148 ± 10	7%	13	J3	77 ± 6	31 ± 13	13%	379
						J4	61 ± 6	220 ± 13	7%	211
						J5	74 ± 4	342 ± 7	5%	157
5	F1	85 ± 5	116 ± 9	22%	32	J1	87 ± 4	113 ± 8	17%	22
	F2	86 ± 5	150 ± 10	28%	41	J2	75 ± 3	88 ± 6	5%	6
	F3	86 ± 4	197 ± 9	20%	29	J3	20 ± 5	313 ± 10	10%	13
	F4	32 ± 6	328 ± 11	7%	11	J4	24 ± 3	124 ± 7	5%	6
	F5	76 ± 4	87 ± 8	5%	7					

Dip : Manteo. Dip Dir : Dirección de Manteo. P. O. : Probabilidad de Ocurrencia de la estructura.

Tabla 1: Dominios estructurales Los Bronces. (Díaz, 2014)

La distribución de estos dominios en el rajo se puede observar en la Ilustración 3.

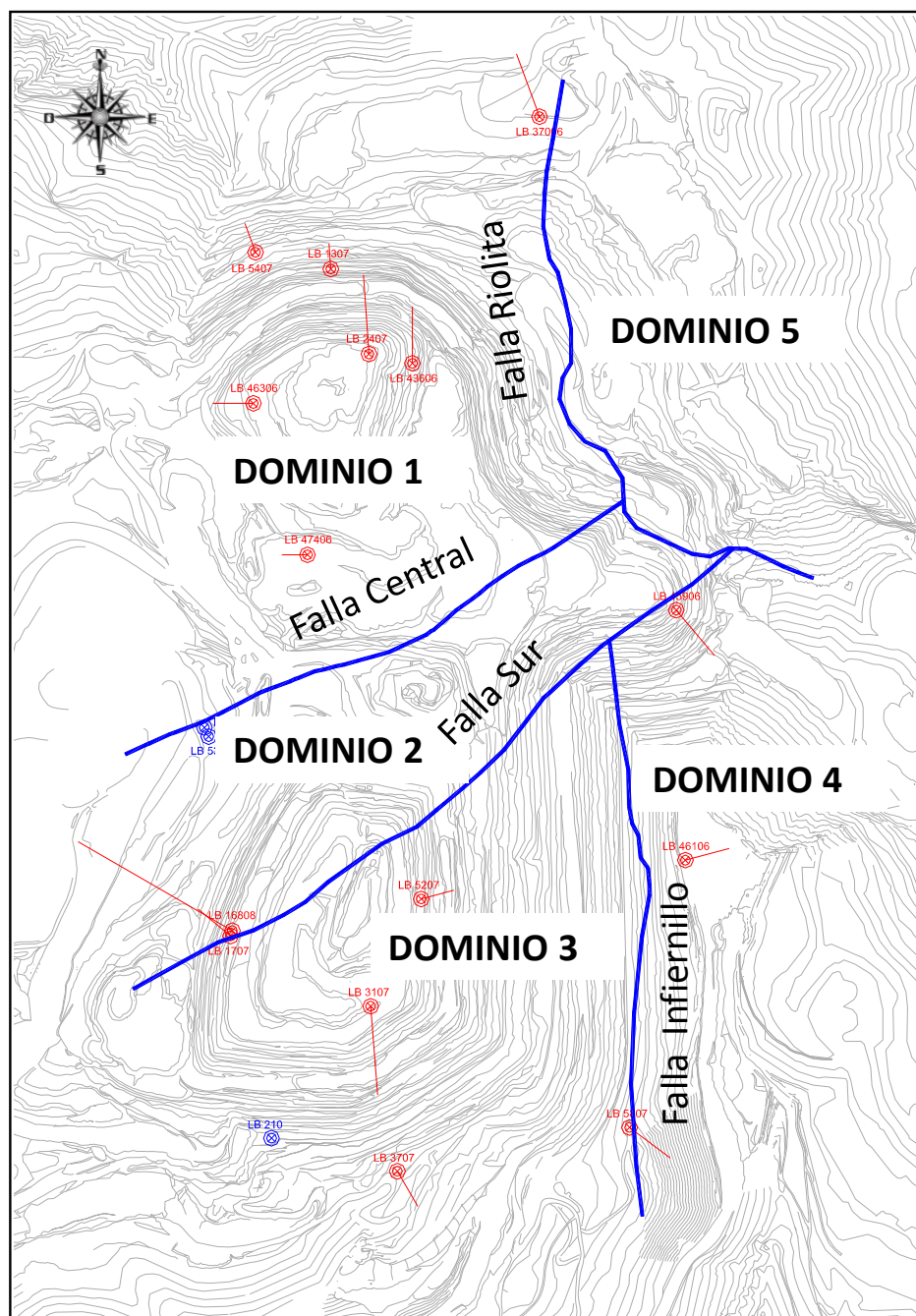


Ilustración 3: Planta dominios estructurales rajo Los Bronces. (Díaz, 2014)

2.2. EXPLOTACIÓN DEL YACIMIENTO

La explotación del yacimiento se hace mediante el método de cielo abierto. El rajo actual en explotación presenta una extensión de 3.500 metros en su eje norte-sur y de 1.600 metros en su eje este-oeste y considera el desarrollo de tres fases mineras. En el sector norte del yacimiento se encuentra emplazada la fase Donoso 1, y en el sector sur se encuentran emplazadas las fases Infiernillo 5 y Casino 2.

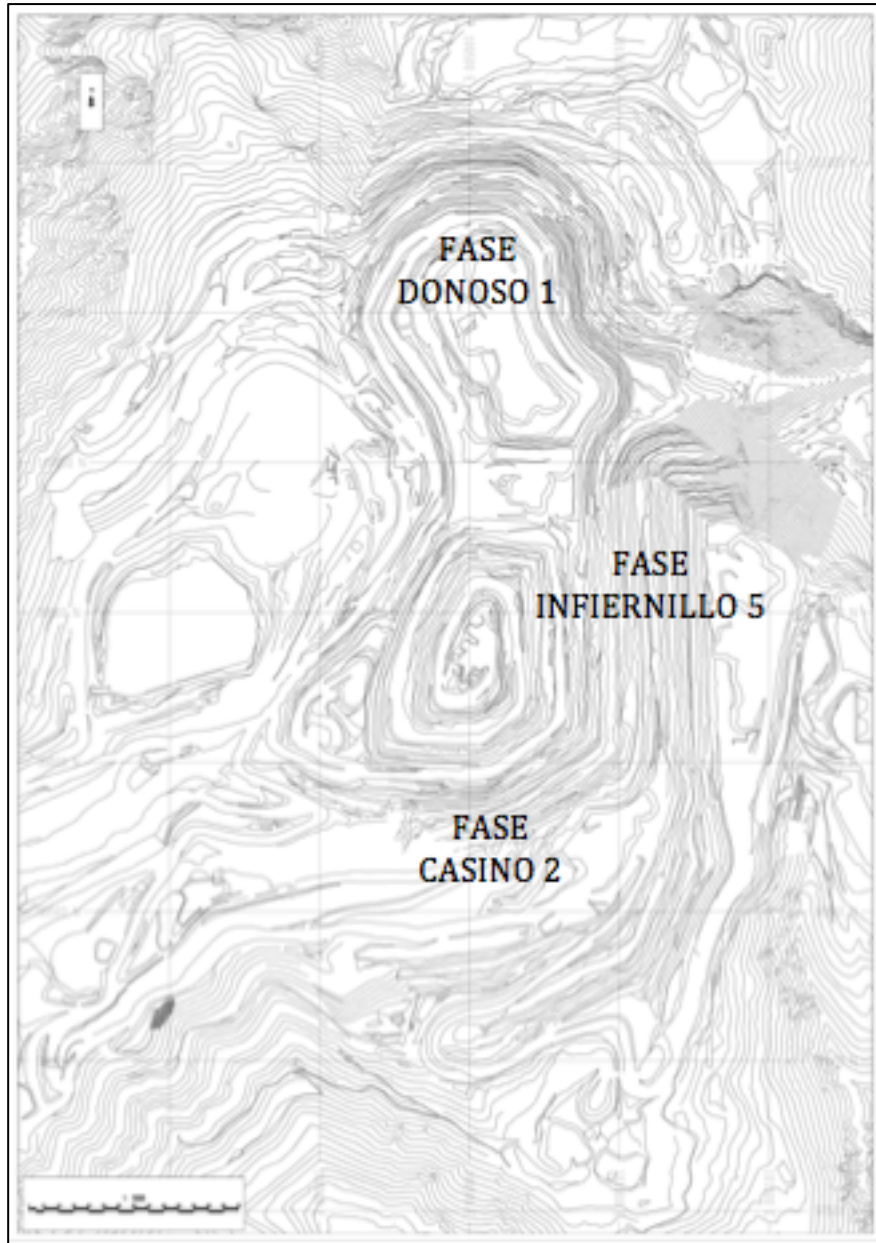


Ilustración 4: Planta pit Los Bronces 2014. (Geomecánica Los Bronces)

El movimiento de roca total es de aproximadamente 440.000 toneladas por día de material desde el rajo y canchas de acopio, de las cuales 196 ktpd son de estéril, 74 ktpd son de mineral de baja ley que es depositado en botaderos lixiviables y 170 ktpd corresponden a mineral enviado a las 2 plantas de molienda (Los Bronces y Confluencia).

2.2.1. *Parámetros de diseño y operación*

Los parámetros de diseño de las fases operativas y otras infraestructuras fueron definidos en función de los equipos de carguío y transporte. Estos parámetros se indican a continuación.

Parámetro	Valor	Unidad
Altura de banco	15	m
Método de banqueo (Banco doble)	30	m
Altura de banco en pared final	30	m
Ángulo cara banco	90	°
Ángulo inter-rampa	50-57	°
Ancho de rampa	38	m
Ancho de berma	8	m
Ancho de berma banco doble	19,5-25,2	m
Pendiente máxima de rampas	8	%
Ancho mínimo de fases	70	m
Ancho promedio de fases	120-250	m
Largo promedio de fases	500-1000	m
Radio mínimo de giro de camiones	50	m
Ángulo de reposo del material suelto	37	°
Distancia de seguridad a cráter	120	m
Andina		

Tabla 2: Parámetros de diseño y operación.

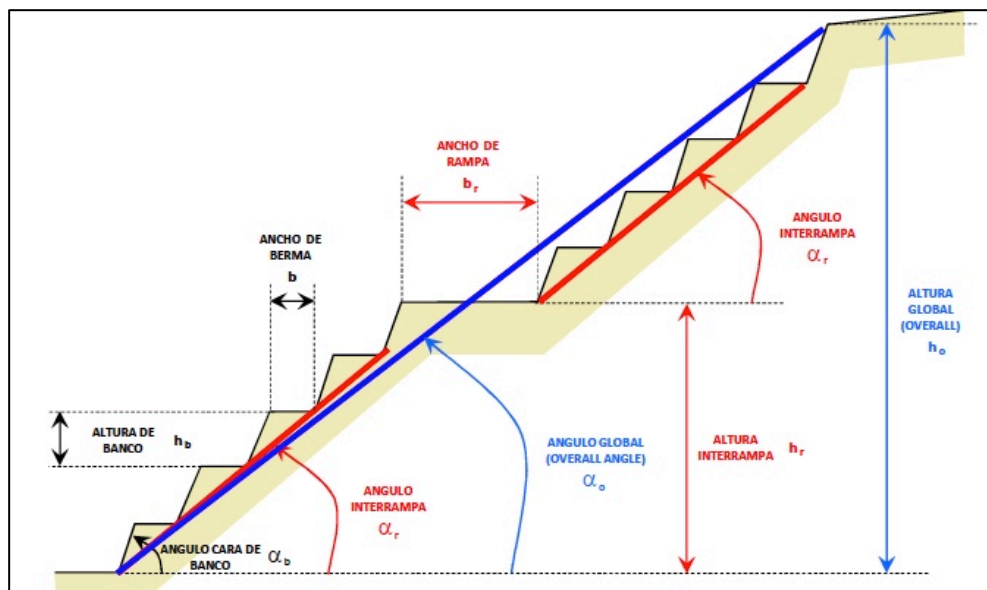


Ilustración 5: Parámetros de diseño principales. (Yarmuch, 2013)

2.2.2. Perforación

La perforación de producción es realizada con personal y equipos propios, utilizando cuatro perforadoras eléctricas marca Bucyrus Erie, modelo 49R11 y seis perforadoras diesel-hidráulicas marca Atlas Copco, modelos PV 271 y PV 351. El diámetro de perforación es de 10 5/8 pulgadas y en total se perforan aproximadamente 85.000 metros por mes. Adicionalmente, se trabaja con una empresa contratista para realizar la perforación de precorte en los límites finales

de fase, que cuentan con tres perforadoras diesel, marca Atlas Copco modelo ROCK L8, para perforación en 6½” de diámetro.

Los KPI's para los equipos de perforación se observan a continuación:

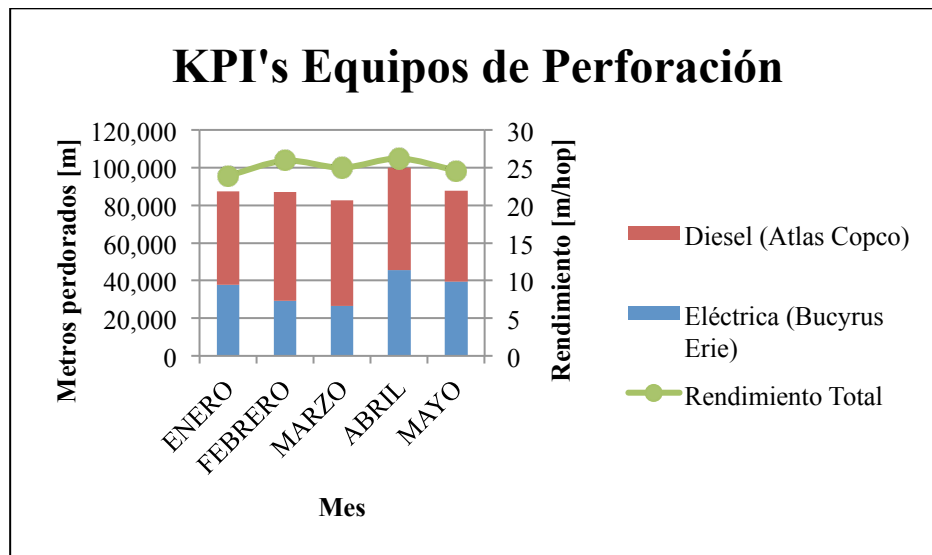


Gráfico 3: KPI's Equipos de perforación. (Vicuña, 2014)

2.2.3. Tronadura

La tronadura es realizada por la empresa colaboradora ENAEX S.A. especialista en explosivos, encargada de la fabricación del explosivo, colocación en los pozos de tronadura y posterior detonación; así mismo, tiene a cargo todo el almacenamiento de materiales explosivos de alto poder detonante en polvorines de propiedad de la compañía, ubicados fuera de los recintos de la faena. Los explosivos principales usados en tronadura son del tipo explosivos a granel ANFO, ANFO aluminizado y Emulsiones en base una matriz acuosa mezclada con Nitrato de Amonio, denominada Blendex50 y Blendex80.

2.2.4. Transporte

El mineral y estéril es transportado en camiones mineros de alto tonelaje hacia el destino final que puede ser la planta de chancado primario o botadero dependiendo de su ley. Todos los camiones son de accionamiento diesel eléctricos. Las características de la flota se observan en la Tabla 3.

Equipo	Parámetro	Valor	Unidad
KOMATSU 830 EM	Nº Equipos	8	-
	Capacidad tolva	230	t
	Distancia media recorrida	2,8	km
	Disponibilidad	80,3	%
	Uso de la disponibilidad	48,6	%
KOMATSU 930 E	Nº Equipos	44	-
	Capacidad tolva	295	t
	Distancia media recorrida	4,8	km
	Disponibilidad	86,2	%
	Uso de la disponibilidad	82,2	%
KOMATSU 960 E	Nº Equipos	2	-
	Capacidad tolva	330	t
	Distancia media recorrida	6,4	km
	Disponibilidad	84,1	%
	Uso de la disponibilidad	77,4	%
CATERPILLAR 795	Nº Equipos	11	-
	Capacidad tolva	345	t
	Distancia media recorrida	6,5	km
	Disponibilidad	80,6	%
	Uso de la disponibilidad	86,3	%

Tabla 3: Características equipos de transporte.

La disponibilidad de los equipos de transporte para los meses de Enero a Mayo de 2014 se puede apreciar a continuación:

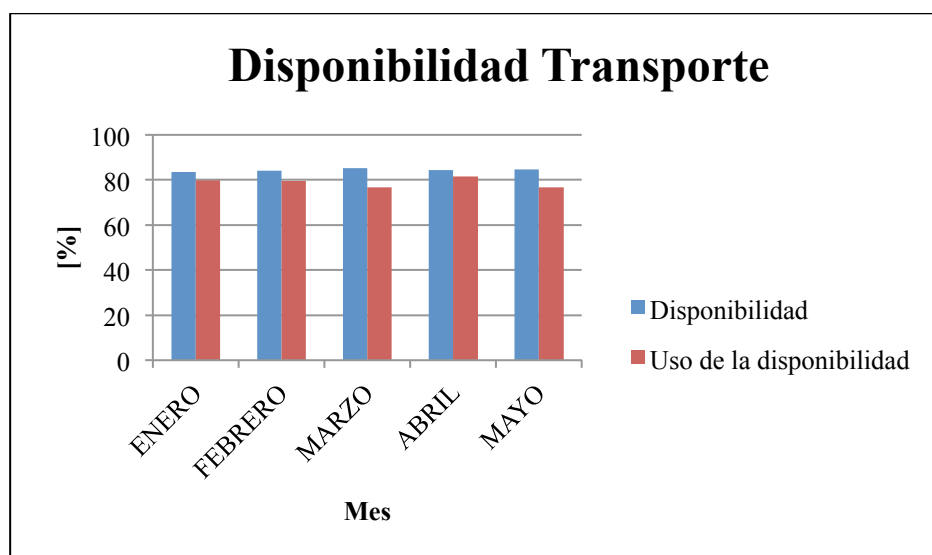


Gráfico 4: Disponibilidad equipos de transporte. (Vicuña, 2014)

La disponibilidad y uso de la disponibilidad se definen de la siguiente manera:

$$\text{Disponibilidad [\%]} = \frac{\text{Horas disponibles}}{\text{Horas nominales}} * 100$$

Ecuación 1: Disponibilidad.

$$\text{Uso de la disponibilidad [\%]} = \frac{\text{Horas operativas}}{\text{Horas disponibles}} * 100$$

Ecuación 2: Uso de la disponibilidad.

Donde:

- Horas nominales: 24 horas.
- Horas disponibles: Horas nominales menos las mantenciones programadas, detenciones operacionales y mantenimientos imprevistos.
- Horas operativas: Horas efectivas en que se está operando un equipo.

Los KPI's para los equipos de transporte se muestran en el Gráfico 5.

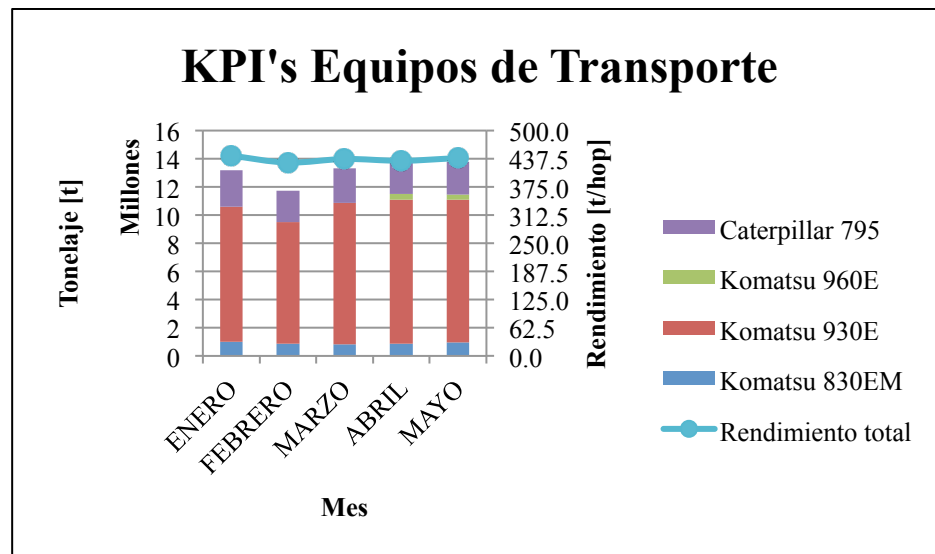


Gráfico 5: KPI's Equipos de transporte. (Vicuña, 2014)

2.2.5. Carguío

El proceso de carguío es realizado con personal y equipos propios. Para esto se utilizan tres tipos de maquinaria:

- Palas de cables, accionadas eléctricamente, montadas sobre orugas.
- Palas hidráulicas, accionadas por un motor diesel, montadas sobre orugas.
- Cargadores frontales, accionados por motor diesel, montados sobre neumáticos.

Preferencialmente el material estéril es cargado por palas eléctricas de gran capacidad de balde y el mineral con palas eléctricas, hidráulicas y cargadores frontales de menor capacidad, esto debido a que la cantidad de estéril a remover es mayor que la cantidad de mineral.

La flota de palas de cables está compuesta por siete unidades marca Bucyrus & Erie, modelos 495BI, 495 BII y 495 HR, con capacidad de carga de hasta 90 toneladas efectivas de carguío por balde. La flota de cargadores está compuesta de dos unidades marca Marathon Le Torneau, modelos L1400 y L1850 con baldes de 26 y 31 yd³ de capacidad. La flota de palas hidráulicas está compuesta de tres unidades, marca KOMATSU, modelo PC5500, con un balde de 37 yd³.

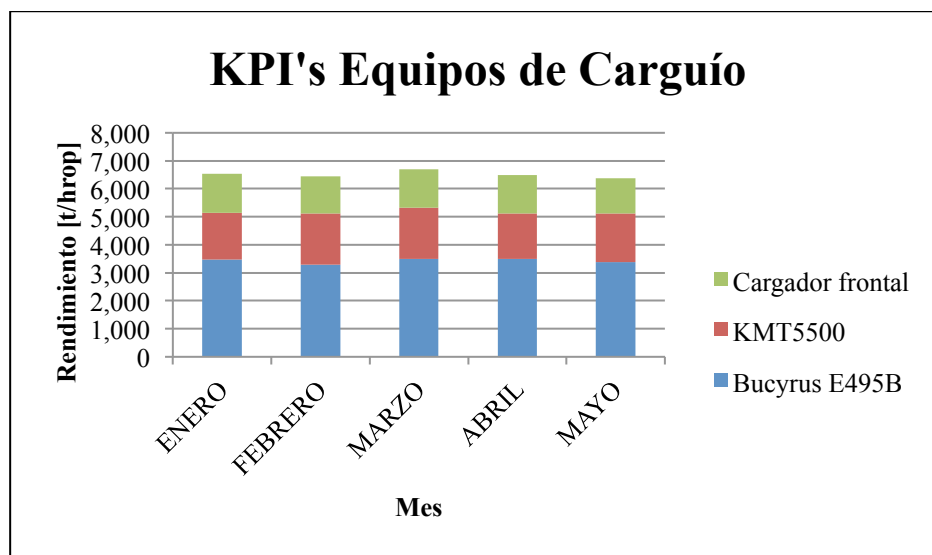


Gráfico 6: KPI's Equipos de carguío. (Vicuña, 2014)

2.3. ANTECEDENTES ESPECÍFICOS

En esta sección se abarcan las descripciones de los sistemas de transporte utilizados en el estudio; es decir, transporte por correas y transporte por camiones autónomos. Aquí se puede conocer con detalle el funcionamiento de estos y aspectos técnicos relevantes de su operación. Además, se muestran tablas comparativas de ventajas y desventajas de cada uno de ellos.

Al final de la sección se habla sobre distintos sistemas de simulación y en particular sobre la simulación en el software PROMODEL que es el que se utiliza en este estudio.

2.3.1. *Sistema de transporte por correas*

Las correas transportadoras se definen como un sistema de transporte continuo de material fragmentado y consisten en una cinta de material sintético que avanza por medio de una tensión que le entrega un cabezal motriz. En el contexto de la minería del cobre se utilizan principalmente en planta. Aquí se traslada el mineral fragmentado del chancado primario al chancado secundario, del chancado secundario al chancado terciario, del chancado terciario a la molienda convencional o del chancado primario a la molienda SAG (Semi-autógena).

En general, entre el chancado primario y secundario o entre el chancado primario y la molienda SAG se encuentran pilas de acopio y, en consecuencia, existen correas transportadoras que provienen tanto del chancado primario como de las pilas de acopio. Adicionalmente, las correas transportadoras se emplean en la recirculación de mineral fragmentado que no cumpla con la granulometría requerida en el chancado secundario y terciario, en el traslado de bolas de acero a los molinos y en el tratamiento de pebbles y gravilla en la molienda SAG.

Finalmente, las correas transportadoras también se utilizan en las pilas de lixiviación, en el manejo de relaves y en el traslado de concentrado de cobre en el puerto.

Los componentes principales del sistema de correas se definen a continuación y estos se pueden observar en la Ilustración 6.

- **Estructura:** La estructura es la parte de la correa que tiene como finalidad soportar el peso vertical de la cinta y la carga que se encuentre sobre ella. Está hecha de acero pudiendo ser fija o móvil. La estructura descansa sobre una base constituida por durmientes de concreto, los que están colocados sobre una base de material estabilizado. En general presenta los siguientes componentes:
 - **Chute de traspaso:** Embudo que sostiene y conduce el material fragmentado en las transferencias de correa o al momento de carga para evitar daños en la correa.

- **Soporte:** Son perfiles metálicos (angulares o tubulares) fijados a torres estructurales que sostienen los polines, las poleas (de forma directa), la banda y el material fragmentado (indirectamente).
- **Sistema móvil:** Sub-sistema de la correa transportadora que tiene como función principal girar de forma solidaria con la banda (con bajo deslizamiento entre sus componentes y la banda y con mínimo roce en sus ejes). En general, presenta los siguientes componentes:
 - **Polines:** Son rodillos de acero que hacen girar la banda y sobre los cuales descansa la correa. Contribuyen a la limpieza y al centrado de la correa y pueden ser cilíndricos o cónicos y estar instalados en forma simple, en V o triples, dependiendo de la forma que se le quiera dar a la correa. Se distinguen los siguientes tipos de polines:
 - **Polines de carga:** Son los que soportan el peso de la correa cargada; curvando transversalmente la banda para evitar derrames.
 - **Polines de retorno:** Son los que soportan la correa vacía. Pueden estar recubiertos de goma (lisa, con discos o helicoidal) con el propósito de limpiar la banda.
 - **Polines de impacto:** Cumplen la misma función que los polines de carga pero además amortiguan los golpes provenientes de la descarga del material en la banda gracias a su recubierta de goma con discos.
 - **Polines centradores:** Su función es alinear la banda ante diversas perturbaciones.
 - **Poleas:** Son cilindros de acero (de mayor diámetro en comparación con los polines) que hacen girar la banda y contribuyen con su tensado. Se distinguen los siguientes tipos de poleas:
 - **Polea motriz:** Entrega energía mecánica a la banda a partir del torque proporcionado por el motor eléctrico.
 - **Polea de cola:** Permite el retorno de la banda.
 - **Poleas de inflexión:** Aumentan el área de contacto entre la banda y las poleas motriz y de inflexión para mejorar su tensado.
- **Banda:** Está compuesta por una serie de capas o telas y su función principal es soportar la tensión de arrastre a la que está sometida la correa. Entre sus características más importantes destacan la flexibilidad que debe tener (tanto longitudinalmente, para el avance y retorno de ésta, como transversalmente, para ser curvada por los polines). Está constituida por las siguientes capas:

- **Carcasa:** Puede estar compuesta de tejido de algodón, poliéster o poliamida. Además, pueden incluir cables de acero como refuerzo para situaciones de grandes tensiones.
- **Recubrimiento:** Es la capa más externa y la que se encuentra en contacto con el mineral. Suele ser de goma y sus funciones son amortiguar el impacto de la descarga en el punto de alimentación, manejar materiales calientes, abrasivos, corrosivos, etc.
- **Empalmes:** Uniones vulcanizadas entre diferentes segmentos de banda.
- **Cabezal de retorno:** Corresponde al tambor ubicado en el extremo opuesto de la correa y su función es servir como punto de retorno de la correa. Además, da la tensión a la correa usando para esto contrapeso y poleas tensoras.
- **Sistema de potencia:** Sub-sistema de la correa que tiene como función principal entregar energía mecánica a la polea motriz y en consecuencia, a la banda, al resto del sistema móvil y al material fragmentado. Los componentes de este sistema se detallan a continuación.
 - **Acoplamiento:** Reducen tanto las vibraciones como las sobrecargas para permitir el arranque progresivo. Además, separan mecánicamente al eje de la polea motriz del eje de salida del reductor y al eje de entrada del reductor del eje del motor eléctrico.
 - **Reductor:** Multiplica el torque del eje del motor eléctrico mediante engranajes, proporcionando al eje de la polea motriz el torque requerido.
 - **Empalmes:** Uniones vulcanizadas entre diferentes segmentos de banda.
 - **Mecanismo anti-retorno:** Retiene el material fragmentado impidiendo que regrese por la correa. Sólo se utiliza en correas con pendiente ascendente.
 - **Freno:** Detiene el movimiento de la correa mediante la conversión de energía cinética en energía calórica. El más usado es el tipo disco.
 - **Motor eléctrico:** Proporciona torque a la polea motriz mediante la conversión de energía eléctrica en mecánica.
- **Sistema de tensado:** Sub-sistema que mantiene el tensado requerido entre la banda y la polea motriz y compensa las variaciones de longitud de la banda.

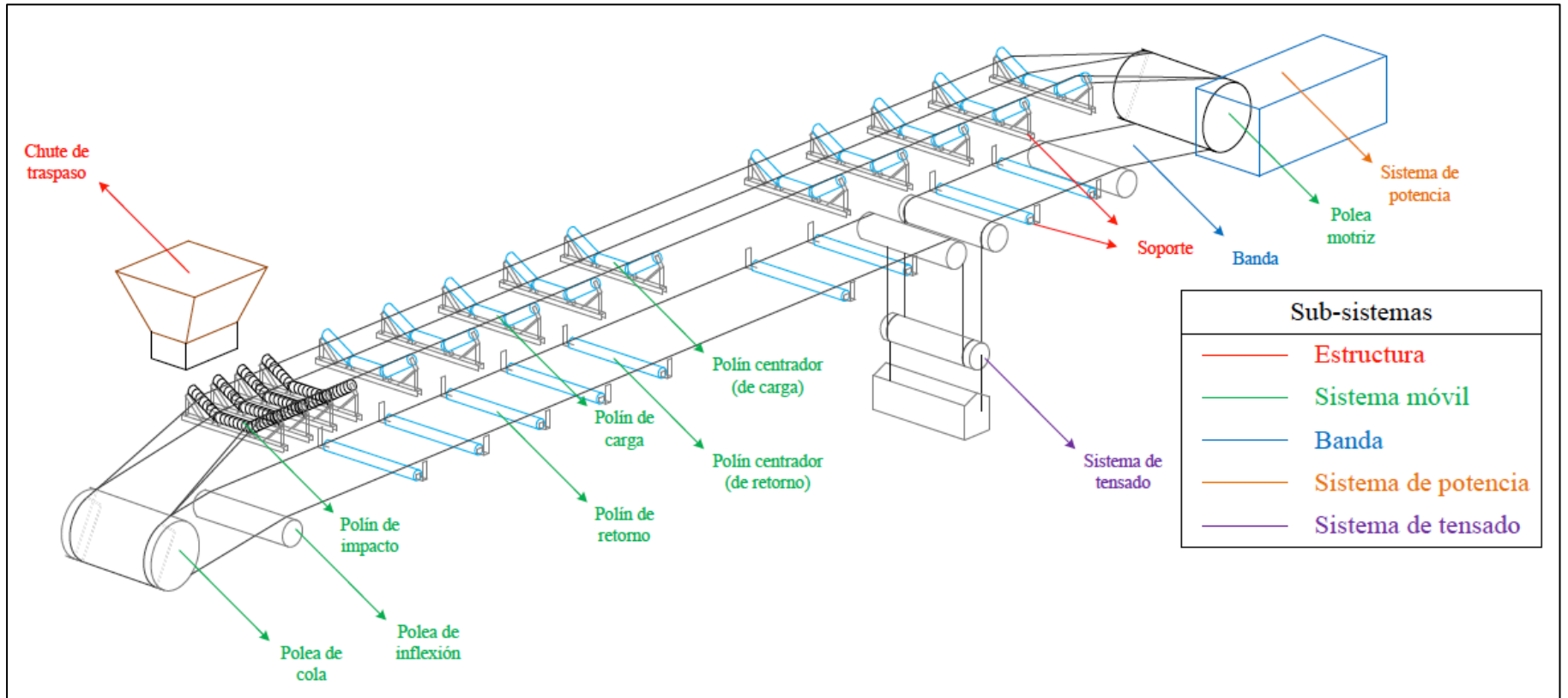


Ilustración 6: Componentes de la correa transportadora. (Gómez, 2013)

2.3.1.1. Instrumentación de las correas transportadoras

Las correas transportadoras comúnmente presentan interruptores de atollo en el chute de traspaso; sensores de corte longitudinal, de desalineamiento y de peso en la banda; sensores de temperatura, vibración y velocidad en las poleas; sensores de estado (activado o desactivado) y desgaste en el freno de disco; sensores de temperatura, vibración y nivel en el reductor; y sensores de temperatura, vibración y velocidad en el motor eléctrico.

2.3.1.2. Modos de operación de las correas transportadoras

En la operación normal de las correas transportadoras se distingue la partida, el régimen permanente y el frenado. Durante la partida, la velocidad angular del motor eléctrico aumenta desde el reposo hasta que ingresa al rango asociado a su valor nominal mediante su variador de frecuencia. En régimen permanente la velocidad angular del motor eléctrico se regula, dada la variación de carga (la distribución del material fragmentado no es uniforme) y por otra parte se supervisa el desalineamiento entre la banda y los polines. Finalmente, en el frenado el motor eléctrico se apaga y se activa el freno quedando la correa detenida.

2.3.1.3. Restricciones

Todas las correas tienen restricciones de acuerdo a sus características de diseño. Las principales restricciones que se deben tener en cuenta son las siguientes:

- No deben operarse en pendientes pronunciadas (máxima pendiente 25°), esto se debe a que la tensión aumenta fuertemente en función del ángulo de la pendiente. Además, la pendiente no debe exceder el ángulo de reposo del material transportado para evitar que éste escurra.
- La cinta no debe ser sometida a una tensión mayor a la que fue diseñada, ni debe bajar a un nivel tal que haga que la correa patine o que el hundimiento que experimenta por el peso de la carga haga que ésta se golpee contra la superficie de los polines dañando la correa y reduciendo su vida útil.
- El módulo de elasticidad normalmente debe ser 1,3% de la longitud total. Esto es importante para las correas de gran longitud o tensión, en este caso se recomienda el uso de correas con alma de acero cuyo módulo es 0,21% de la longitud total.
- La potencia que entrega el motor debe ser lo suficientemente alta para sacar la correa cargada del reposo. Además, el diseño de la caja de reducción y las piezas de transmisión deben soportar este esfuerzo.

2.3.1.4. *Ventajas y desventajas*

Si se compara el sistema de transporte por correas con el transporte por camiones mineros se tienen las siguientes ventajas y desventajas:

Ventajas	Desventajas
Mayor vida útil debido a sus componentes fijos. Entre 4-5 veces la vida útil de un camión	Mayor inversión inicial
Menor costo operacional y mantenimiento debido a que se requieren menos trabajadores y calificación profesional. Entre un 60-85% en comparación con transporte por camiones	Menor flexibilidad por lo que la planificación del emplazamiento debe ser cuidadosa
Mayor eficiencia energética. Eficiencia de un 75% frente a un 45% en los camiones	
Menor emisión de ruido y polvo	

Tabla 4: Ventajas y desventajas de las correas transportadoras.

2.3.2. *Sistema de transporte por camiones autónomos*

Esta sección describe aspectos generales sobre el funcionamiento de camiones autónomos. Además, se señalan sus componentes principales, sus beneficios, los proyectos que existen en el mundo y su implementación en Chile.

2.3.2.1. *Historia de la automatización en la minería*

En las últimas décadas, la minería ha ido perdiendo terreno en avances tecnológicos en comparación con otros sectores como la informática, medicina, industria, etc. Mientras otros sectores se encuentran constantemente innovando la minería ha optado por mejorar el tamaño de los distintos equipos mineros para mejorar la eficiencia del sistema.

Entre las principales causas de esta falta de innovación tecnológica se tienen:

- El tiempo requerido en el cual las nuevas tecnologías pueden ser desarrolladas y comercializadas. En la industria minera los plazos de ejecución para desarrollar y comercializar nuevos equipos van del orden de 7 a 10 años (Bartos, 2006).
- Generalmente se suele confundir la optimización de procesos con innovación tecnológica.
- Escaso personal dedicado a la investigación e innovación tecnológica. Existen muy pocas empresas mineras con centros de investigación e innovación.

Sin embargo, frente a todos estos inconvenientes el avance gradual de la automatización en la minería empezó en la década de 1960. Konyukh (2002) identifica 3 etapas de la

automatización en minería. En 1967, entraron en producción los primeros carros de ferrocarriles no tripulados en la mina General Blumenthal en Alemania. Esta tecnología sin conductor se puso en marcha en la época de los 70 en minas de Europa y Estados Unidos donde también se desarrolló la perforación automatizada.

La segunda etapa de automatización que involucra máquinas de extracción por control remoto en minería subterránea ocurrió a mediados de los 70. Estas máquinas extraían delgadas capas de carbón a control remoto. Los operadores controlaban esto en superficie con la ayuda de dos cámaras. De esta forma se retira a los operadores de la frente de minas de carbón subterráneas que son propensas a derrumbes debido a la baja competencia de rocas sedimentarias.

La tercera etapa llegó a mediados de la década de 1990, cuando las grandes faenas especializadas en la minería del cobre se vieron forzadas a implementar algunas técnicas desarrolladas para la minería del carbón, principalmente por el agotamiento de roca secundaria. Sin embargo, estas máquinas todavía eran dependientes de un operador humano, por lo que una verdadera automatización estaba fuera del alcance.

Desde el año 2000 varias nuevas innovaciones han sido introducidas en minería subterránea. Una tarea automatizada que hoy es aplicada ampliamente en la operación remota de máquinas de carguío y transporte (LHD) que utilizan láser de barrido para ver las paredes del túnel y se puede navegar de forma autónoma desde la frente del mineral a un camión de transporte (Nebot, 2007).

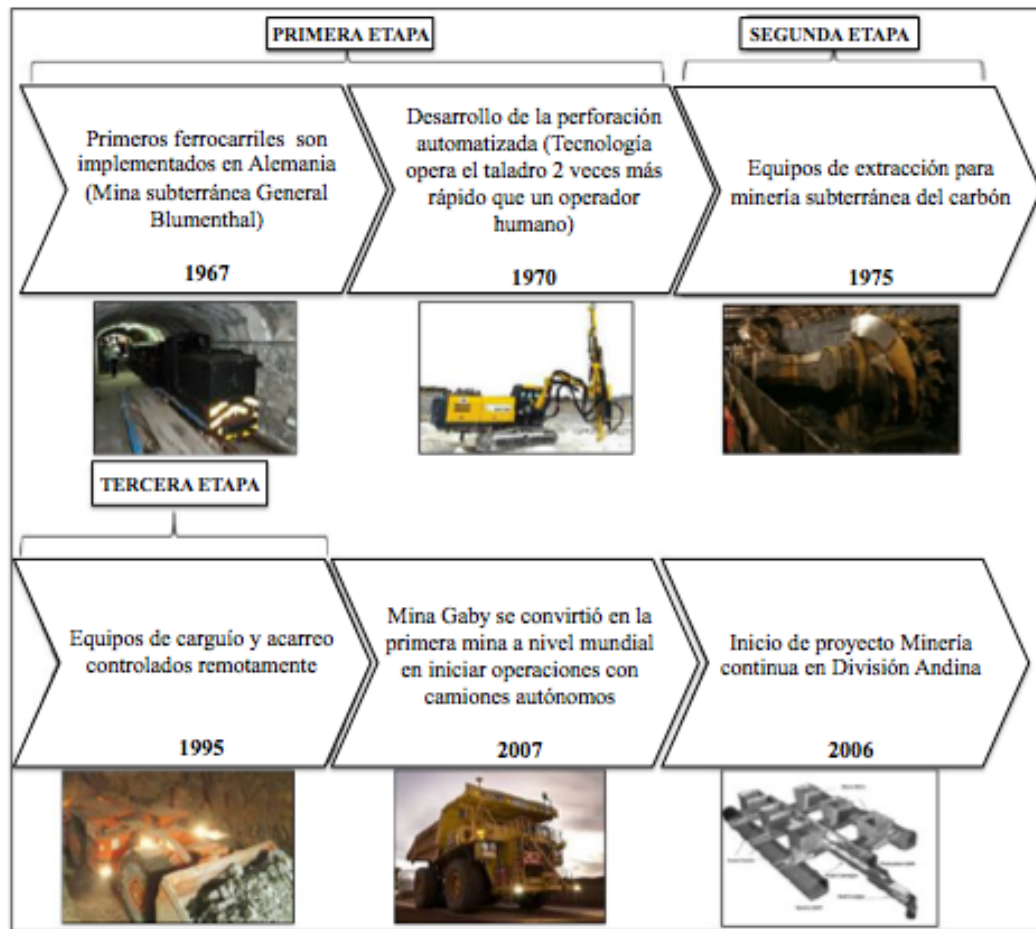


Ilustración 7: Historia de la automatización en la minería. (López, 2014)

2.3.2.2. Camiones autónomos

Un sistema de transporte por camiones autónomos en minería a cielo abierto puede ser adaptado a un sistema robótico. La tecnología de camiones autónomos es un sistema informático y satelital desarrollado que se adapta a un vehículo minero y que utiliza una señal GPS (Global Positioning System) junto a otras señales de apoyo en tierra, tales como posicionamiento y navegación, que le permiten desplazarse y transportar cargas de manera independiente; es decir, sin la necesidad de operadores o de un tele comando remoto (López, 2014).

El sistema requiere los siguientes componentes entre otros elementos (Parreira, 2013):

- Una red de comunicación inalámbrica.
- Sensores que proporcionen mediciones para la navegación y evasión de obstáculos.
- Hardware de computación local a bordo de cada camión para procesar la información del sensor para el control de los elementos finales en el vehículo (aceleración, dirección y freno).
- Dispositivos controladores para regular el elemento final de control.

- Un sistema de procesamiento central para coordinar todas las comunicaciones entre los diferentes equipos y proporcionar la supervisión de los vehículos.
- Un sistema GPS con precisión menor a 10 cm para proporcionar la localización en todas las partes del pit.
- Un software capaz de control local y de supervisión.

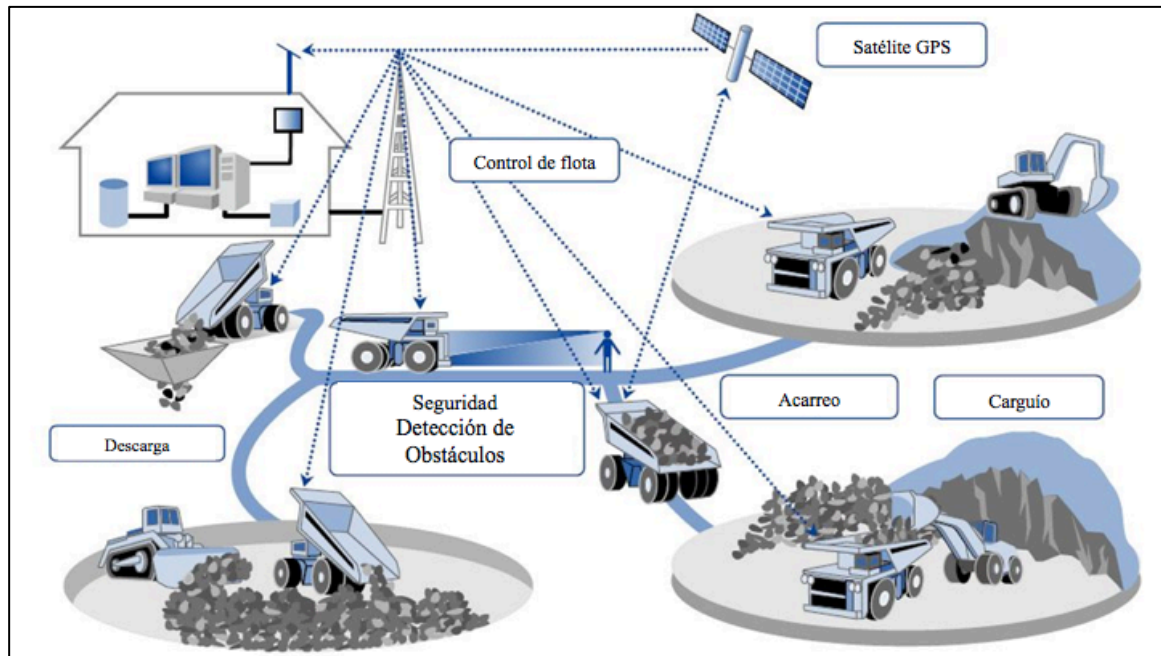


Ilustración 8: Sistema de transporte autónomo de Komatsu. (Meech, 2013)

Además, este tipo de camiones poseen diferentes sub sistemas que hacen que el camión funcione por su cuenta (Meech, 2013):

- **Gabinete de control autónomo:** Los controles hidráulicos sellados en el lado izquierdo, controles electrónicos y la interface del camión en el lado derecho para un fácil acceso. Incluye PLM III que consiste en un sistema de control de carga útil que proporciona al operador el peso exacto, los tiempos de ciclo y el peso del vehículo vacío.
- **Luces de estado autónomas:** Montadas en todos los lados del camión para mostrar el estado de funcionamiento del camión de forma segura.
- **Guía para el borde del camino:** Un sistema de guía láser mide la distancia a la berma de la carretera para proporcionar precisión de navegación adicional.
- **Sensores de velocidad de la rueda:** Sensores de velocidad de la rueda y el giroscopio de anillo láser se combinan para producir el control de navegación precisa.
- **Sensores de ángulo de dirección:** El ángulo de giro de la rueda se mide en el brazo de control.

- **GPS:** La tecnología GPS es combinada con el sistema Masterlink de Modular Mining's para un seguimiento preciso de la localización de los vehículos.
- **Masterlink:** Modular Mining's monitorea cada vehículo en el sistema.
- **Sistema de detección de obstáculos:** El sistema se enfoca sólo en la ruta. Percibe un humano a 100 m de distancia.

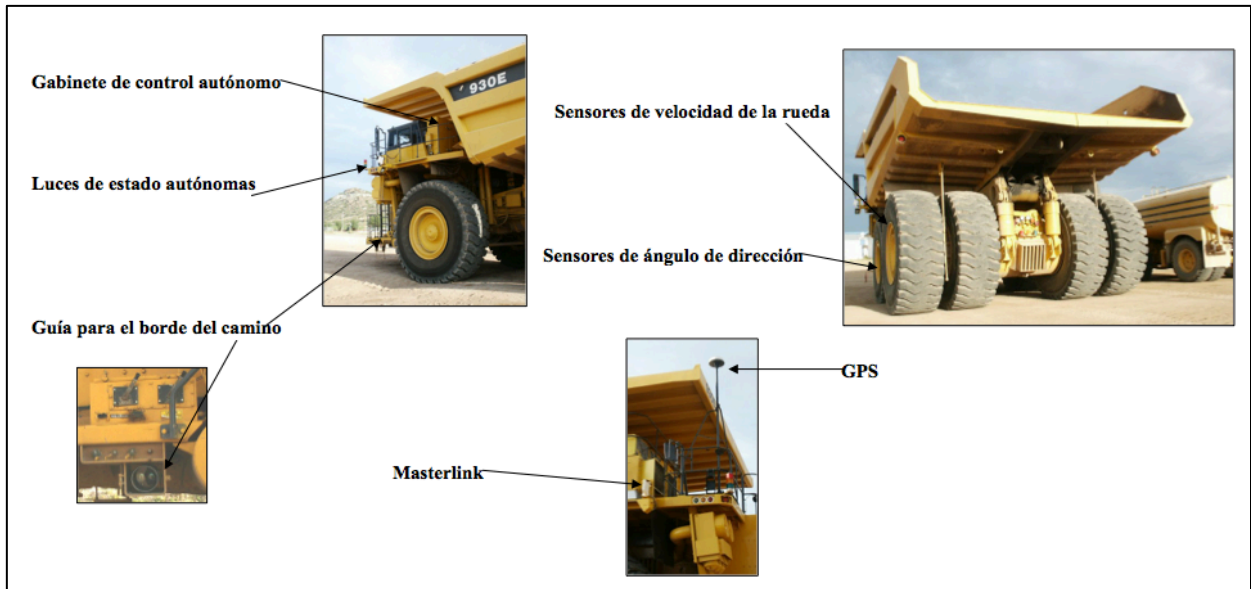


Ilustración 9: Sistema camión autónomo. (Meech, 2013)

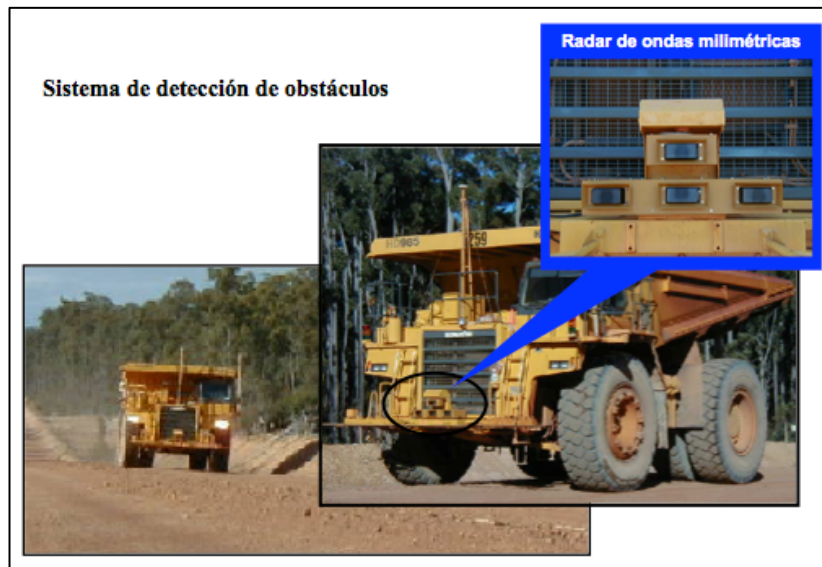


Ilustración 10: Sistema de detección de obstáculos. (Meech, 2013)

2.3.2.3. Operación de camiones autónomos

Komatsu describe su sistema de acarreo autónomo como tecnologías que involucran información y comunicación tales como RTK-GPS de alta precisión y tecnología de determinación de ubicación para su sistema de navegación, un sistema de detección de obstáculos, una red de comunicación inalámbrica y un sistema de gestión de flotas para controlar los camiones. La información acerca de la velocidad y ruta de acarreo es enviada inalámbricamente desde el sistema de gestión de flotas hacia los camiones en el traslado, mientras estos establecen su posición usando información del GPS.

Para el carguío, el sistema de gestión de flotas guía a los camiones hacia el sitio de carga, basado en la posición del cucharón del GPS instalado, de la excavadora hidráulica operada por una persona o del cargador con ruedas. Después de cargar el sistema dirige al camión al botadero para su descarga.

Usando GPS y la red inalámbrica, el sistema de gestión de flotas controla todos los equipos y vehículos operados por personas, para evitar colisiones si el sistema de detección de obstáculos detecta otro vehículo o persona dentro del área de acarreo durante la operación autónoma, los camiones se detienen inmediatamente (Walker, 2014).

2.3.2.4. Planificación de la operación de camiones autónomos

La planificación de la operación de camiones de transporte autónomo (AHT) y su interacción con el resto de operaciones unitarias de la mina debe incorporar variables de tecnología y rendimiento. La evolución conceptual entre la planificación y evolución del transporte autónomo se muestra en el siguiente diagrama

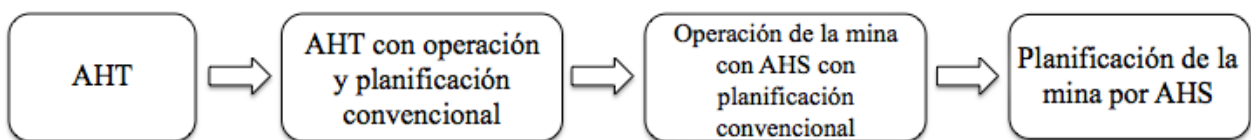


Ilustración 11: Evolución de la planificación de la mina por AHS (Sistema de transporte autónomo). (Kim & Navarrete, 2013)

En el tercer paso el AHT es integrado exitosamente con el resto de los equipos y los procesos de la mina en la operación del AHS. El siguiente paso integra la planificación del AHS en los procesos de la mina.

Las diversas etapas de planificación y operación de los camiones autónomos pueden ser resumidas de la siguiente manera (Kim & Navarrete, 2013):

1. Implementación de la tecnología que comienza a testear la operación del camión y recolección de datos para las características iniciales de diseño.

2. Operación del camión autónomo en una mina diseñada y preparada para una operación convencional.
3. Aprendizaje y mejoras en el diseño de la mina para optimizar la operación del AHT y recopilación de información operacional del AHT para análisis de datos.
4. Planificación minera integrando la operación del AHT, diseño de la mina y la interacción con equipos auxiliares, creando el AHS para el DGM (Planificación de la producción en forma determinística).

La planificación de los camiones autónomos se lleva a cabo usando inputs determinísticos que son: disponibilidad, demoras, rendimiento y velocidades que tiene una gran variedad de formas de cálculo. Estos se evalúan semanalmente de acuerdo con el layout planificado para el transporte de materiales, debido a que el rendimiento del camión está directamente relacionado al circuito de la mina y su implementación en el campo (Navarrete, 2013).

La siguiente figura muestra un diagrama de flujo simplificado del proceso de planificación de la mina.

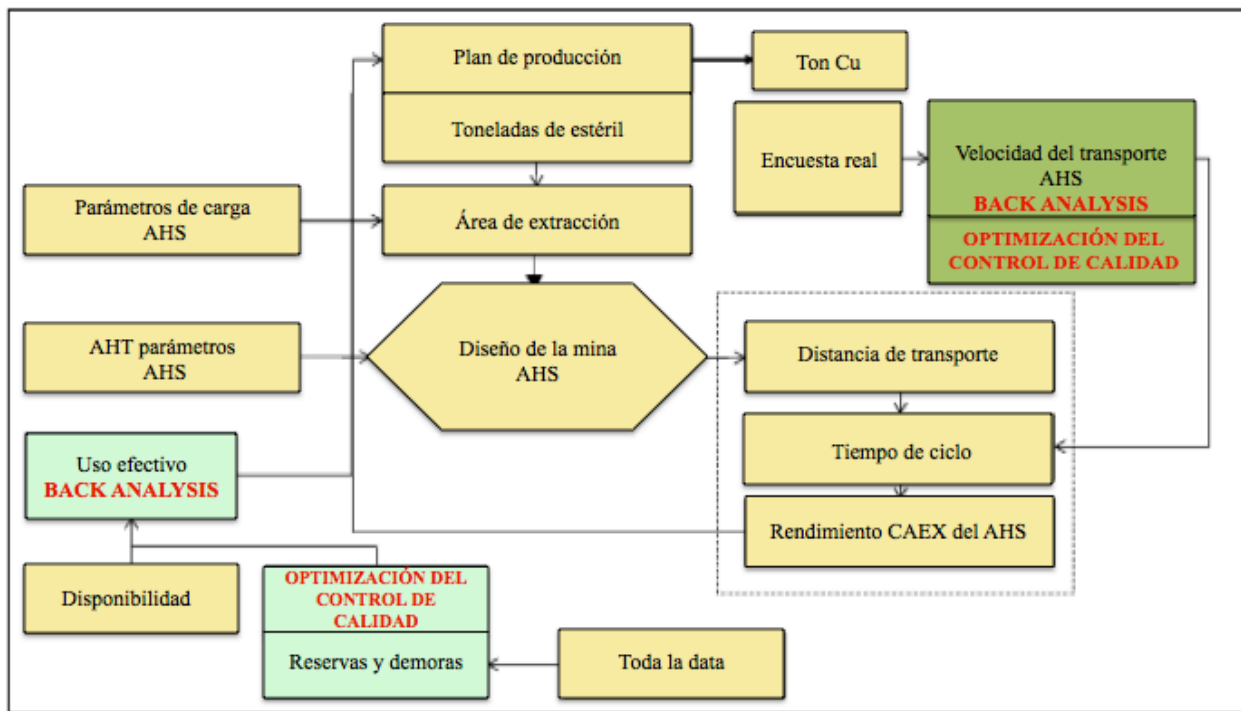


Ilustración 12: Diagrama de flujo simplificado de la Planificación de la mina. (Navarrete, 2013)

Una incorporación óptima de encuestas de diseño, el cumplimiento de las especificaciones técnicas tales como la zona de carguío con anchos operativos, han permitido un rendimiento óptimo del sistema de transporte.

Las Ilustraciones 13, 14 y 15 muestran la etapa de planificación de la ruta de transporte de los camiones autónomos con parámetros de diseño que garanticen una operación óptima del AHS.

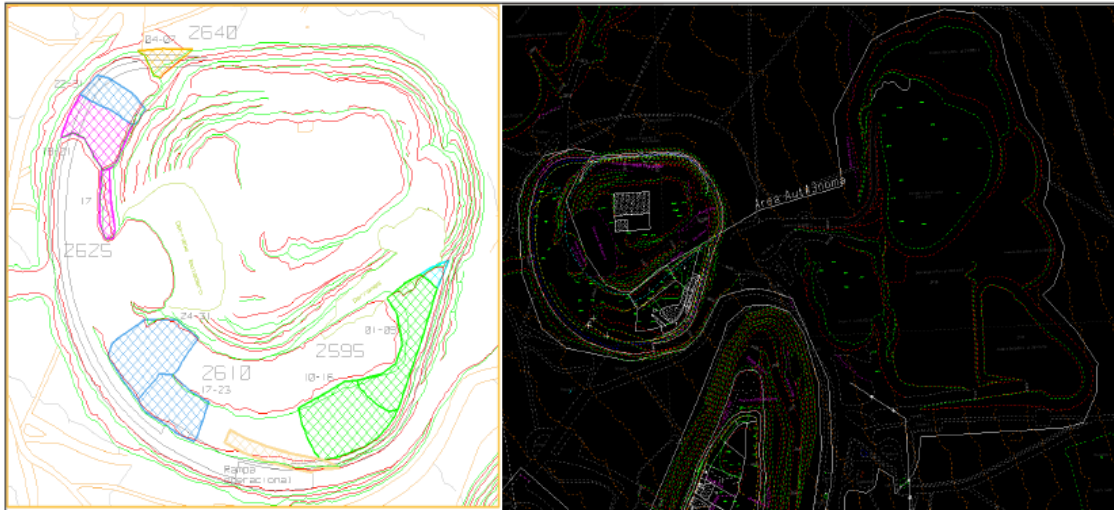


Ilustración 13: Secuencia de la mina y ruta de transporte. (Kim & Navarrete, 2013)

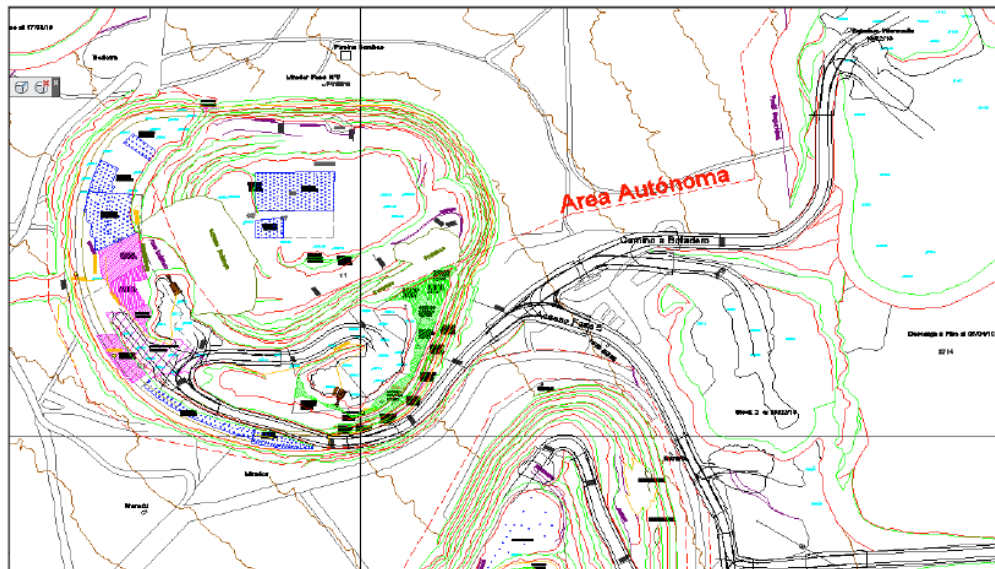


Ilustración 14: Base de datos cargada en la plataforma de AHS. (Kim & Navarrete, 2013)

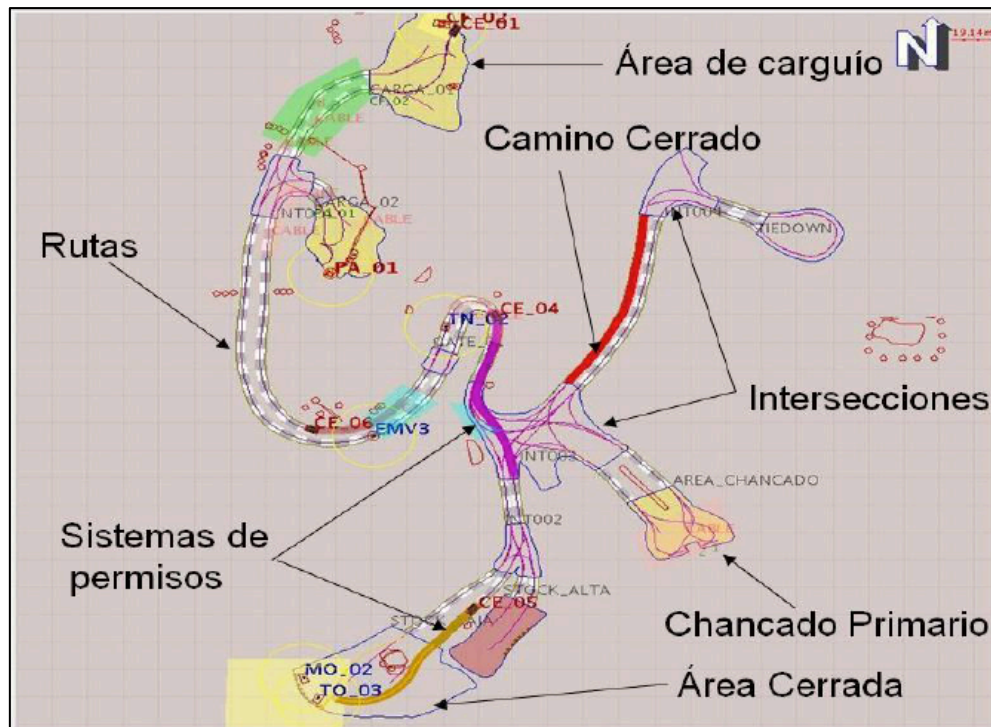


Ilustración 15: Sistema operativo de rutas de transporte. (Navarrete, 2013)

2.3.2.5. Beneficios

Entre los principales impulsores detrás de la irrupción del acarreo autónomo en minas de cielo abierto está la seguridad, ya que es menos probable que los sistemas automatizados experimenten errores impredecibles comparados con sus contrapartes accionadas manualmente (Walker, 2014). La introducción de máquinas automatizadas reducen el error humano, eliminando conductas de conducción pobres debido a trabajadores cansados y con poca concentración al final de un turno de 12 horas (Parreira, 2013). Meech indicó que en todo el mundo, normalmente dos o tres operadores mueren cada año debido a incidentes resultantes de un error humano (Walker, 2014). El ambiente hostil y cambiante de una mina afecta el comportamiento de los conductores. Drory estudió a los conductores de camiones de alto tonelaje en una mina a cielo abierto con turnos de 8 horas. Conductores y supervisores describieron la tarea como aburrida y monótona sugiriendo que la duración, intensidad y la naturaleza repetitiva de este trabajo con su falta de variación mental son sus principales características. De acuerdo a Modular Mining hasta un 65% de los accidentes de transporte por camión son causados por fatiga del operador (Meech & Parreira, 2011).

La segunda ventaja es que las minas pueden lograr mayor eficiencia al tener una operación planificada y estable, con menos variabilidad causada por frenadas, cambios de turno y rotación por descanso. La operación se vuelve precisa, repetible y predecible, con una mayor utilización y menores costos operacionales ya que no hay costos directos ni indirectos por uso del chofer (Walker, 2014). Bellamy y Pravica (2011) señalan que en un año un camión permanece

inactivo aproximadamente 30,4 días por actividades humanas (cambio de turno, colación e idas al baño) sin considerar los 22,8 días al año perdidos por carga de combustible.

Además, desde un punto de vista ambiental no sólo hay menos emisiones de carbono debido a un menor consumo de combustible, sino que los costos por eliminación de neumáticos son menores ya que estos duran más (Walker, 2014).

John Meech ha puesto cifras a estos beneficios mediante comparación de los KPI's (Indicadores claves de rendimiento) de camiones autónomos y camiones operados manualmente. Su visión es que el transporte de camiones autónomos puede generar mejoras de producción y productividad del 15% - 20%, mientras que la reducción de consumo de combustible es del orden de 10% - 15%. Las tasas de desgaste de neumáticos se reducen en un 5% - 15%, mientras que la utilización aumenta en un 10% - 20%. Y, con mejores prácticas de conducción los costos de mantención bajan en un 8%. Sin embargo, hay que señalar que el costo de inversión de un camión autónomo es entre un 20% - 30% mayor que un camión convencional, pero este costo debiera ser compensado con las mejoras en los KPI's señaladas anteriormente (Meech, 2012).

2.3.2.6. Proyectos con camiones autónomos

Komatsu y Caterpillar son dos empresas de fabricación y suministro de equipos que están trabajando en el desarrollo del transporte por camiones autónomos. Hitachi ha anunciado recientemente el desarrollo de camiones autónomos (Parreira, 2013). En abril del 2013 Hitachi confirmó que el objetivo es entregar soluciones AHS optimizadas a los clientes, basadas en el sistema de volquetes con accionamiento AC que Hitachi ha probado en colaboración con los últimos productos de Wenco International Mining Systems Ltd (Walker, 2014).

En el 2008 Komatsu comenzó utilizando esta tecnología en la mina West Angelas de Rio Tinto (una mina de mineral de hierro en Australia), la implementación de esta tecnología se encuentra bajo el programa "Mina del Futuro". El objetivo principal del programa es automatizar toda la mina. Con el fin de lograr este objetivo Rio Tinto ha desarrollado un centro para la automatización de minas en Sidney en colaboración con la Universidad de Sidney (Parreira, 2013). En los primeros 24 meses se utilizaron 5 camiones que transportaron 42 Mt en una distancia de acarreo de 1,5 km (Meech, 2012).

En diciembre de 2008, la flota FrontRunner AHS de Komatsu inició ensayos en la mina Radomiro Tomic después de probar un sistema de 5 camiones durante un período de 2 años. Toda la navegación de los camiones se controló desde una sala de control central mediante señales GPS para determinar la posición y la velocidad. Durante este ensayo, un incidente obligó a la mina Radomiro Tomic reemplazar temporalmente sus AHS con camiones manuales, después de que un AHS golpeó un cargador y lo deslizó por un botadero. Después de este ensayo, la tecnología se trasladó a la mina Gabriela Mistral y en la actualidad el sistema está funcionando con 17 camiones (Parreira, 2013).

El proyecto de Caterpillar AHS fue puesto en marcha en el 2007 en dos minas de BHP-Billiton. El plan a largo plazo era diseñar un proyecto de expansión de la mina principal a cielo abierto en el sur de Australia en 2020 con una flota de 150 camiones. Debido a la crisis económica de 2008/2009, el proyecto fue puesto en espera, aunque algunos ensayos iniciales se ejecutaron en la Mina de carbón Navajo cerca de Farmington, Nuevo México en 2011 y 2012 (Parreira, 2013). Además, desde el 2007 se están realizando ensayos en la Mina de níquel Mt. Keith en Australia (Meech, 2012).

En Abril del 2013, Rio Tinto anunció que los sistemas de camiones autónomos en sus minas de hierro Pilbara habían alcanzado el importante hito de movilizar un acumulado de 100 Mt de roca. El total incluyó a West Angelas, Yandicoogina, que entonces tenía una flota sólida de 13 camiones autónomos, y a Nammuldi, donde seis camiones habían comenzado a trabajar el mes anterior y ya habían movilizado más de 2 millones de toneladas. La compañía también está poniendo en servicio otros 19 camiones Komatsu 930E-AT en Hope Downs y 4 durante el período 2013/2014.

Entre tanto, las exitosas pruebas de Caterpillar en Command para acarreo autónomo en Nuevo México, han impulsado un proyecto más grande con BHP Billiton, el lanzamiento de una flota de 12 camiones autónomos 793F en su mina de hierro Jimblebar, también en Pilbara. La introducción de los camiones en Jimblebar siguió al acuerdo de Caterpillar en el 2012 con el actor más importante en Pilbara Fortescue Metals Group, para suministrar un sistema MineStar completo para el proyecto Solomon de Fortescue. Una flota inicial de seis camiones 793F aumentará a 45 para fines del 2015 (Walker, 2014).

2.3.2.7. Implementación de camiones autónomos en Chile

En Chile la operación de estos camiones se inició en el año 2006 en Radomiro Tomic de Codelco, con una flota de 5 camiones, en que los camiones eran cargados por un cargador frontal y cuyo propósito era mover material desde la mina al botadero. Al ver la interacción positiva con el sistema establecido Codelco y Komatsu confirmaron que los camiones funcionaban.

En el año 2007, por lo apretado en términos económicos del Proyecto Gabriela Mistral (Gaby) se toma la decisión de operar la mina con camiones autónomos. La operación comenzó el año 2007 con 11 camiones, a diferencia de lo que se realizó en Radomiro Tomic se utilizó un sistema completo con perforadoras, palas y cargadores en los circuitos de botadero y chancado primario.

Entre los años 2007 y 2010, la gente de Gaby ratificó que los resultados mostrados por los camiones de Radomiro Tomic no eran lo suficientemente aptos para ser aplicados en su faena, y en consecuencia el desarrollo de la mina se fue retrasando. Entre las razones de este retraso se tenían falencias desde el punto de vista operativo, pues se estaba operando para el camión

autónomo y no planificando para el camión. Debido a estos inconvenientes habían días en donde los camiones autónomos se cambiaban a modalidad manual para cumplir con el plan de producción de finos y tonelaje. Las razones principales de realizar este cambio eran que los camiones podían circular a velocidades mayores y que también podían elegir zonas con mejores leyes a la hora de cargar los camiones.

En base a lo anterior se realizó un estudio interno en donde se detectaron algunas falencias en el sistema, entre estas destacan:

- Los camiones tenían problemas en su sistema de radares, ya que los camiones se detenían bruscamente por alguna roca u obstáculo en el camión.
- En la interacción con vehículos no automatizados (principalmente palas), los camiones no operaban de la forma más eficiente.
- El camión disminuía su velocidad en trayectos aptos topográficamente para una velocidad mayor.
- Los camiones se detenían en las rampas principales debido a que estas eran muy angostas para el sistema de detección de obstáculos, provocando en algunas ocasiones detenciones por el cruce de camiones, por lo que el diseño de rampas se modificó.

En el año 2011, la implementación de las mejoras al software de los camiones trajo como resultados la continuidad operacional que se buscaba; sin embargo, la productividad del camión fue menor dado que el factor de rendimiento por las horas efectivas era menor a lo que se esperaba, lográndose un porcentaje de utilización de 85% (López, 2014).

En el 2012, se aumenta la flota de camiones en 6 camiones. Además, nuevas mejoras tecnológicas al software permitieron una mejor performance, rendimiento y seguridad. Dentro de las características de esta nueva versión se destaca que permite a los camiones alcanzar mejores estándares de velocidad, el sistema se robustece con más capas de seguridad y permite una gestión de la información más flexible (Diario El América, 2012).

2.3.3. Simulación de sistemas

Se refiere a la construcción de un modelo abstracto que representa algún sistema de la vida real. Un sistema se caracteriza por ser un conjunto de elementos dinámicamente relacionados que forman una actividad para alcanzar un objetivo, y operan sobre datos, energía o materia para proveer información, energía o materia.

Robert Shannon define simulación como: “el proceso de diseñar y desarrollar un modelo computarizado de un sistema o proceso y conducir experimentos, con el propósito de entender el comportamiento del sistema o evaluar varias estrategias con las cuales se puede operar el sistema”.

Entre las razones para experimentar con un modelo en lugar de con el sistema real se tiene:

- El sistema aún no existe.
- Experimentar con el sistema es costoso.
- Experimentar con el sistema es inapropiado (por ejemplo riesgoso).

2.3.3.1. Tipos de modelos

Existen distintos modelos que permiten representar el sistema a simular. Estos pueden ser clasificados en modelos físicos y modelos matemáticos.

Los modelos físicos son aquellos que representan físicamente un sistema a escala, por ejemplo: maquetas, prototipos, diseños pilotos, etc. Los modelos matemáticos en cambio representan un sistema en términos lógicos y relaciones cuantitativas que son programadas coherentemente para conocer cómo reacciona el modelo bajo distintos escenarios.

Un modelo matemático representa un sistema en términos lógicos y relaciones cuantitativas que son programadas coherentemente para conocer cómo reacciona el modelo bajo 2 perspectivas: la solución analítica o la simulación.

Las soluciones analíticas son modelos cuyos niveles de complejidad van desde la resolución con el uso de papel y lápiz hasta el requerimiento de herramientas más avanzadas para encontrar la solución, para lo cual se necesitarán simulaciones a través de recursos computarizados. Los modelos de simulación se clasifican en 3 aristas:

- En función del tiempo:
 - Estático: Modelos de un sistema en un instante de tiempo en particular.
 - Dinámico: Modelos en los que el estado del sistema que se está analizando cambia respecto al tiempo.
- En función de la aleatoriedad de los datos
 - Determinístico: No usan variables aleatorias. Para cada conjunto de datos de entrada existirá sólo una respuesta.
 - Estocástico: Utilizan distribuciones de probabilidad de una o más variables aleatorias. En este escenario sólo se puede estimar la respuesta.
- En función de las variables de estado del sistema
 - Discreto: Modelos en los cuales el comportamiento del sistema puede ser representado mediante ecuaciones evaluadas en un punto determinado.

- Continuo: Son los modelos en los cuales las variables de estado cambian continuamente respecto al tiempo. Su comportamiento se encuentra definido por medio de ecuaciones diferenciales.

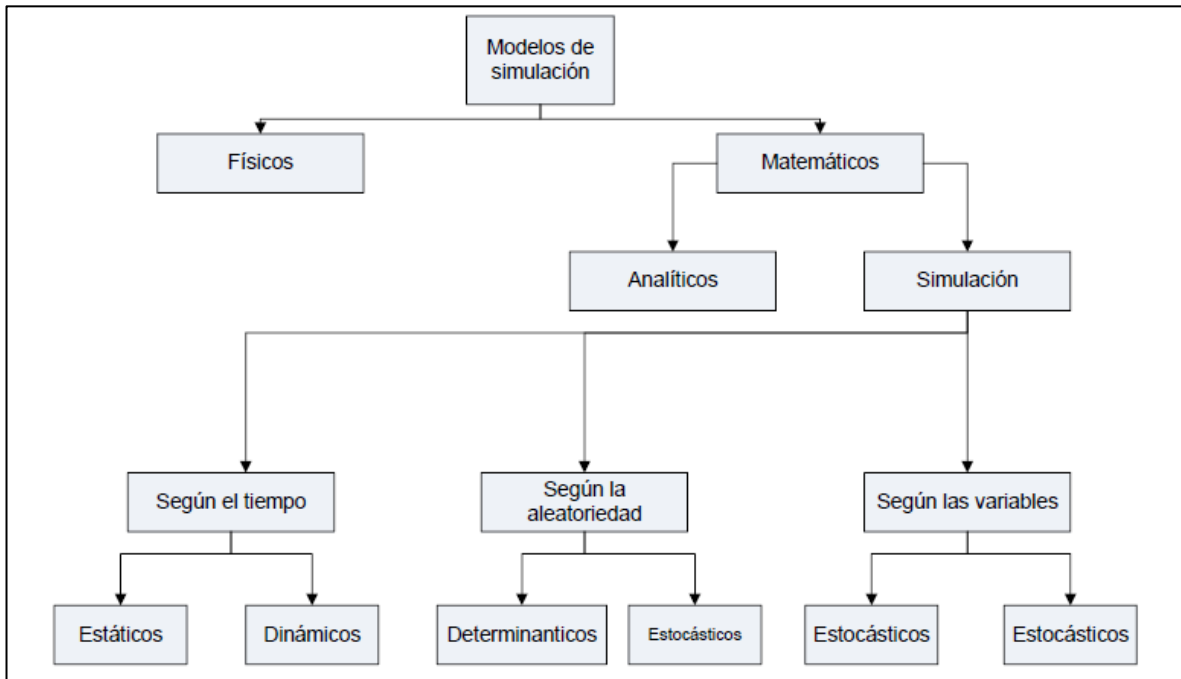


Ilustración 16: Modelos de simulación. (López, 2014)

2.3.3.2. *Ventajas y desventajas de la simulación*

Dentro de las ventajas y desventajas más comunes que ofrece la simulación se pueden destacar las siguientes:

Ventajas	Desventajas
Es un método directo y flexible. Además, existe un amplio abanico de programas y lenguajes destinados a simular	Una buena simulación puede resultar muy complicada debido al gran número de variables a considerar
Cuando el modelo matemático es muy complicado la simulación permite obtener una aproximación, incluso resolviendo problemas que no tienen solución analítica	La simulación no genera soluciones óptimas globales. No es una herramienta de optimización
Permite formular condiciones extremas sin ningún riesgo para el sistema	No proporciona la decisión a tomar sino que resuelve el problema mediante aproximación para las condiciones iniciales
Permite estudiar la interacción entre las diferentes variables del problema, prediciendo las consecuencias que tendrá una decisión determinada	Cada simulación es única
Los paquetes de softwares para simulación tienden a ser sencillos lo que facilita su aplicación	La solución de un modelo de simulación puede dar al análisis un falso sentido de seguridad
Es más económico realizar un estudio de simulación que hacer muchos cambios en los procesos reales	
No es necesario interrumpir las operaciones de la compañía	

Tabla 5: Ventajas y desventajas de la simulación.

2.3.3.3. *Simulación con Promodel*

La simulación en Promodel es del tipo Simulación de evento discreto (SED), que se refiere a sistemas que pueden ser representados por una secuencia o serie de eventos.

La simulación describe cada evento discreto moviéndose de uno a otro, a medida que el tiempo transcurre.

El primer paso para construir un modelo de simulación es la realización de un modelo conceptual. Este modelo sirve como plano para levantar los procesos a modelar, de manera de ser una guía de construcción para el codificador.

Los elementos que contiene este modelo son los siguientes:

- **Objetivos:** Deben ser SMART (specific, measurable, achievable, realistic and time-bound) y estar relacionados a lo que se espera del estudio de simulación.
- **Alcance:** Hace mención al nivel de detalle. Por lo tanto, se debe dejar claro cuáles son los elementos que utilizará como base el sistema y cuáles no.
- **Límite de batería:** Proporciona desde donde comienza el sistema modelado y donde termina.
- **Locaciones:** Son los lugares físicos del modelo por donde van a transitar las entidades, incluyendo características de tiempos de espera, procesos de multiplicación o generación de nuevas entidades.
- **Entidades:** Por lo general son partes o piezas que se procesan en las locaciones. Se mueven a través del sistema mediante los recursos.
- **Recursos:** Son los equipos a utilizar. Estos deben incluir sus características principales, incluyendo parámetros tales como capacidad y/o velocidad.
- **Criterios:**
 - **Físicos:** Son los criterios con que funcionan diferentes equipos o lugares dentro de un sistema. Además, delimitan el tránsito de entidades.
 - **De decisión:** Son los criterios con que se toman decisiones dentro de un sistema, normalmente son decisiones humanas las cuales se deben modelar pensando en un modelo de simulación.
 - **De operación:** Están asociados a los criterios de detenciones operacionales tales como: cambios de turno, colación, tronaduras, etc.
- **Parámetros de entrada:** Son los valores (números o distribuciones de probabilidad) relevantes para los equipos y/o sistema en general. Los más relevantes, por lo general, se definen fuera del código con el objetivo de sustituirlos con facilidad en la etapa de generación de escenarios de producción.
- **Variables de salida:** Se utilizan para medir diferentes indicadores del sistema, por ejemplo: medir desempeño del sistema en general, medir desempeño de equipos, entregar indicadores para validar, etc.

Este modelo debe contener el nivel de detalle suficiente para que la persona que va a codificar el sistema pueda construir un modelo en un software, utilizando el modelo conceptual como guía.

Otros elementos que se deben definir en para simular en Promodel son los siguientes:

- **Arribos:** Son las llegadas o entradas al sistema. Estos pueden ser definidos mediante 6 preguntas:
 - ¿Qué arriba o llega?
 - ¿Dónde arriba?
 - ¿En qué cantidad arriba?
 - ¿Cuándo ocurre el primer arribo?
 - ¿Cuántos son los arribos?
 - ¿Cuál es la frecuencia de los arribos?
- **Procesos:** Los procesos describen las operaciones que toman lugar en una locación, la cantidad de tiempo que la entidad pasa ahí, los recursos necesarios para completar el proceso y el destino que sigue la entidad.

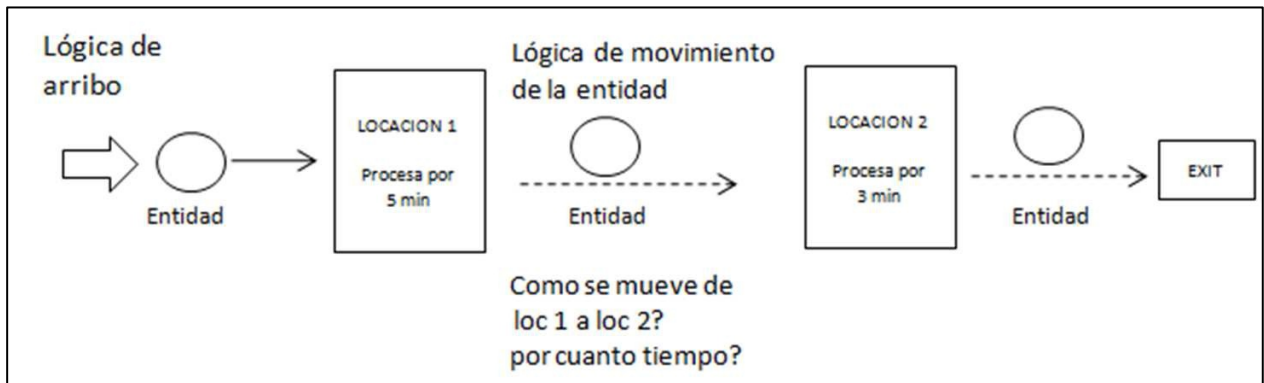


Ilustración 17: Procesos en Promodel. (Palma, 2013)

3. METODOLOGÍA

Una vez conocida la problemática se plantean distintas alternativas para su solución. Se definen 3 escenarios de estudio, que consisten en: caso base (seguir con el sistema de transporte actual), factibilidad técnica de implementación de camiones autónomos y transporte de material mediante un sistema de correas.

En primer lugar, se recopilan los datos necesarios para estudiar cada uno de los escenarios definidos. Posterior a esto se realiza una visita a la Mina Gabriela Mistral. El objetivo de la visita es conocer los distintos parámetros involucrados en una operación autónoma, además conocer cuáles son las distintas dificultades operacionales que se presentan.

Una vez recopilados los datos y realizada la visita se desarrolla cada uno de los escenarios planteados. En esta etapa se definen cuáles son los componentes de cada sistema propuesto, modo de operación, ventajas y desventajas.

Por último, se realiza la evaluación económica de cada sistema y se realiza una comparación de estos. El objetivo de esto es determinar cuál es el sistema más conveniente desde el punto de vista económico.

3.1. RECOPIACIÓN DE DATOS

Una vez definidos los escenarios lo primero que se hace es recopilar la información necesaria para trabajar en cada uno de ellos. Para esto se solicita ayuda al Área de gestión de Los Bronces, desde donde se obtienen los siguientes datos:

- Planos de la mina
- Distancias entre locaciones
- Tiempos de ciclo
- Velocidades
- Capacidades de equipos
- Tiempos entre fallas
- Tiempos medios de reparación

Una vez recopilada la información se realizan análisis estadísticos para obtener las distribuciones de probabilidad necesarias para realizar las distintas simulaciones.

Además, con la información del Plan LOM de la mina (life of mine) se define un supuesto importante: *“la cantidad de mineral total a remanear por año será la misma para todos los escenarios, sin embargo, el tonelaje diario quedará determinado por la cantidad de días*

operativos que tiene cada uno de los sistemas”. Es decir, un sistema que puede operar 365 días al año tendrá un tonelaje diario menor ya que tiene más días para cumplir con la producción que otro que opera menos días al año.

3.2. VISITA A MINA GABRIELA MISTRAL

El día 13 de Agosto de 2014 se visita la Mina Gabriela Mistral. El objetivo principal de esta visita es obtener datos técnicos de operación y ver en terreno el funcionamiento de camiones autónomos.

A partir de esta experiencia se detectan las principales dificultades de implementación de un sistema autónomo en Los Bronces. Además, se levantan las restricciones principales que debe tener el circuito para su simulación en PROMODEL.

3.3. CASO BASE: SIMULACIÓN DE CAMIONES MANUALES

El caso base consiste en seguir operando tal y como se hace actualmente, considerando que al año existen 28 días inoperativos por mal tiempo.

Para el análisis de este escenario se construye un modelo de simulación. Este modelo utiliza distribuciones de probabilidad de los tiempos de operación y de fallas de equipos para el circuito stock/chancado. El modelo entrega como resultado el número de horas operativas y la productividad anual para el circuito al ir variando el número de camiones operativos en este.

3.4. FACTIBILIDAD TÉCNICA DE USO DE CAMIONES AUTÓNOMOS

Para desarrollar este escenario se utilizan los datos obtenidos de la sección 3.2. Aquí se analizan detalladamente todos los componentes del sistema, considerando: elementos que componen un camión autónomo, funcionamiento de este, interacciones con otros equipos, consideraciones de diseño, consideraciones operacionales, etc. Además, se realiza una simulación para determinar la productividad esperada de este sistema considerando que pueden operar los 365 días del año y no existen detenciones por cambios de turno ni relevos.

Finalmente, se plantean las posibles dificultades de la implementación de este escenario en la faena Los Bronces y se concluye si es factible o no su aplicación.

3.5. SISTEMA DE CORREAS

Para esta alternativa se considera el siguiente supuesto : *“la correa puede operar incluso en condiciones de mal tiempo, por lo tanto el sistema funciona los 365 días del año teniendo más tiempo para mover el tonelaje requerido”*.

En primer lugar, se analiza la posibilidad de la instalación de una correa fija hasta el chancador. Sin embargo, dado que las instalaciones no permiten lo anterior se define que el sistema considerará la instalación de un sistema de correas que en su parte inicial es fija pero en su parte final es móvil, descargando esta última en una de las puertas del chancado.

Es importante señalar que la correa móvil debe ser trasladada de lugar cuando no se encuentra operativa y que las capacidades de cada una de las correas dependerán de las horas de operación de cada una.

3.6. EVALUACIÓN ECONÓMICA

Una vez desarrolladas todas las alternativas se definen los costos de operación e inversiones de cada uno de los sistemas propuestos.

Con lo anterior se realizan las evaluaciones económicas correspondientes y se comparan los distintos escenarios de manera de concluir cuál es el más conveniente desde el punto de vista económico.

4. DESARROLLO

En este capítulo se describen con detalle los distintos escenarios estudiados, se entregan parámetros para los modelos de simulación y los supuestos considerados.

4.1. FACTIBILIDAD TÉCNICA DEL USO DE CAMIONES AUTÓNOMOS EN MINA LOS BRONCES

En esta sección se detallará la revisión bibliográfica de los elementos que componen un sistema autónomo. Parte de la información se obtuvo de la visita a la Mina Gabriela Mistral de Codelco y la otra parte de fuentes que no pueden ser reveladas por temas de confidencialidad.

4.1.1. Sistema autónomo o AHS (*Autonomous Haulage System*)

La tecnología de camiones autónomos es un sistema informático y satelital desarrollado que se adapta a un vehículo minero y utiliza una señal GPS, junto a otras señales en tierra (posicionamiento y navegación) que le permiten desplazarse y transportar cargas de manera independiente.

Este sistema está compuesto por una serie de elementos que deben ser descritos para un mejor entendimiento de su funcionamiento. Estos elementos se detallan a continuación.

4.1.1.1. Área AT

Es el circuito de operación de los camiones autónomos. Es una zona aislada del resto de la mina y sólo pueden ingresar a esta los vehículos equipados con el sistema AHS.

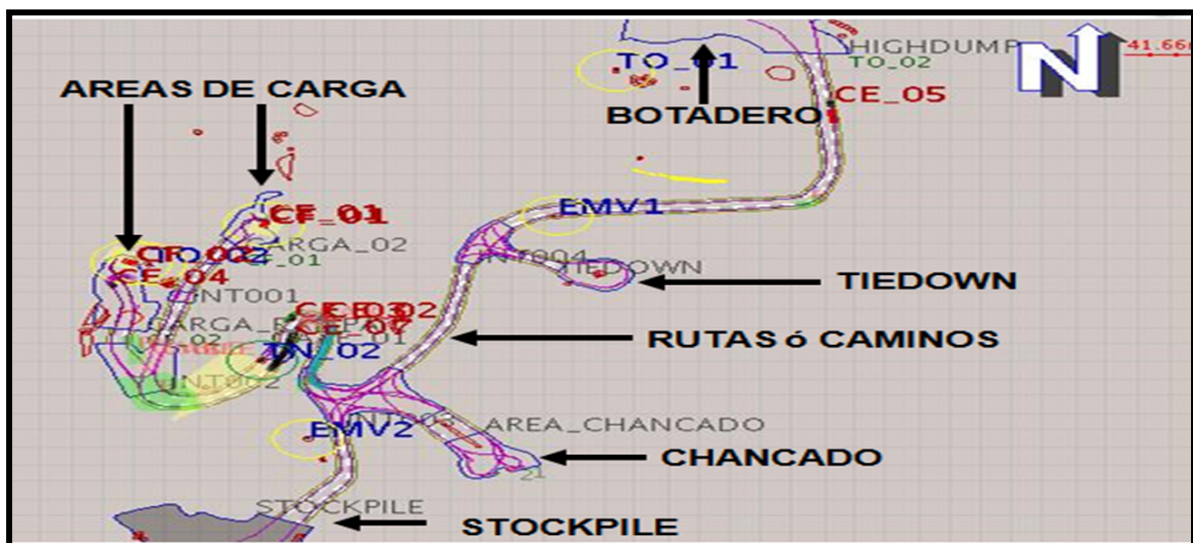


Ilustración 18: Área AT.

4.1.1.2. Locaciones

Son las zonas de trabajo en la mina o circuito. Por ejemplo: áreas de carga, botaderos, stock, tiedown, chancado, etc.

4.1.1.3. Tiedown

Es la zona de descanso o de detención de camiones autónomos. Los camiones son enviados a esta zona cuando es necesario sacarlos del circuito ya sea por falla, mantención o petróleo.

4.1.1.4. Equipos de apoyo

Son aquellos que realizan labores de apoyo en la mina. Estos equipos son operados manualmente, por lo que para ingresar al circuito deben estar equipados con el sistema AHS para de esta forma poder interactuar de manera segura con los camiones autónomos.

Los principales equipos de apoyo son:

- Bulldozers
- Motoniveladoras
- Wheelloaders
- Camiones aljibe
- Excavadoras
- Cargadores

4.1.1.5. FrontRunner

Es el software que utiliza el sistema AHS para la operación de camiones autónomos. En este se definen las rutas de operación, zonas de carga, descarga, etc.

4.1.1.6. Central controller u operador central

Es la persona a cargo de la supervisión y control de la flota de camiones autónomos. Tiene a cargo una serie de labores que debe realizar entre las que destacan:

- Validación de inicio de modo autónomo en camiones, previa entrega por parte del personal de operaciones.
- Supervisión constante en sistemas AHS, identificando y/o evaluando condiciones de: comunicación, cobertura y condiciones GPS entre los equipos y la central para la completa funcionalidad del sistema.
- Validación de status en equipos al interior de la zona AT.

- Reinicio autorizado de camiones que han arrojado alguna excepción y/o detención.
- Generar las condiciones por parte del sistema de acuerdo a las necesidades del personal de operaciones.

4.1.1.7. Pit patroller

También se conoce como “operador de campo”. Cumple las funciones de jefe de turno y es quien supervisa en terreno la operación del sistema.

Para realizar sus tareas se mueve a bordo de un vehículo equipado o EMV. Además, debe estar constantemente recorriendo el área AT identificando diversas situaciones. Sus principales funciones son:

- Supervisar las condiciones operativas en los camiones (fugas, desgastes, condiciones de terreno, componentes del sistema), suspender, trasladar, apagar.
- Realizar nuevas redefiniciones en zonas de carga y descarga.
- Realizar escoltas para el ingreso de equipos sin sistema al área AT.
- Chequeos previos a ciertos sectores donde los camiones arrojan alguna excepción y/o detención debido a condiciones del terreno o bien a componentes asociados al sistema.
- Generar las condiciones para el personal de operaciones de manera de contribuir en el desarrollo de la operación.



Ilustración 19: Pit patroller en vehículo EMV.

4.1.1.8. EMV

Son vehículos patrulleros conducidos por el pit patroller. Requieren una serie de componentes de hardware para operar en el área AT los cuales son:

- Unidad central Master Link.
- Radio de espectro ensanchado: Permite comunicación entre la EMV y la central.
- Antena de pértiga de 2,4 GHz: Permite que el sistema rastree de cerca la ubicación del vehículo patrullero en todo momento.
- Antena GPS L1/L2 GLONASS: Permite que el sistema rastree de cerca la ubicación del vehículo patrullero en todo momento.
- Consola gráfica de color (CGC): Permite interactuar con el sistema FrontRunner.
- Botón de parada de emergencia: Detiene instantáneamente a toda la flota de camiones ante una emergencia.



Ilustración 20: Vehículo EMV.

4.1.1.9. Máquina central

Es el equipo computacional que sustenta las aplicaciones que permiten operar al sistema FrontRunner. En esta el central controller realiza todas las operaciones sobre los camiones.

4.1.1.10. Consola gráfica de color (CGC)

Es una pantalla táctil que permite que los operadores de EMV, equipos de apoyo, chancador u otros, interactúen con el sistema FrontRunner. Se encuentra ubicada ergonómicamente en las cabinas para que sea operada en todo momento.



Ilustración 21: Consola gráfica de color.

4.1.1.11.Spot

Es el curso de acuatamiento que adopta un camión para lograr la posición de carguío requerida por el operador del equipo de carguío o bulldozer

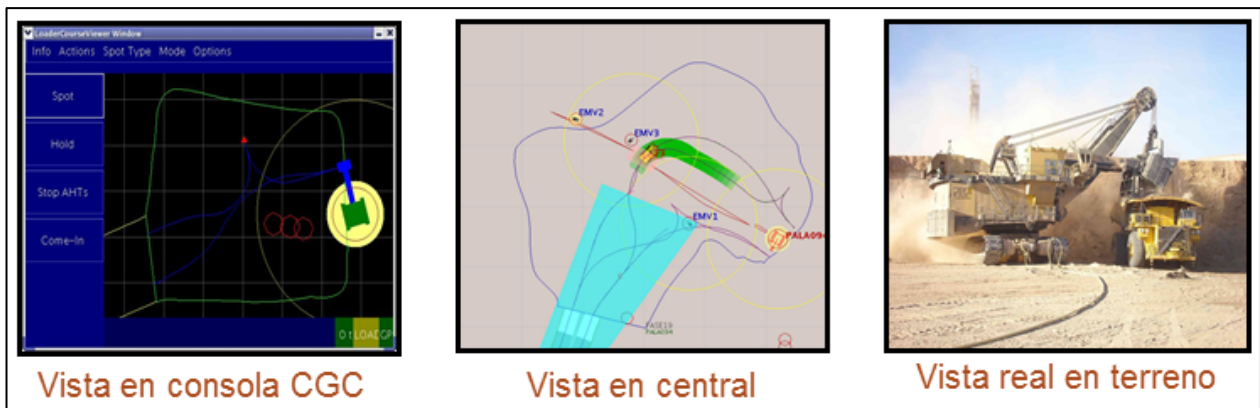


Ilustración 22: Spot.

4.1.1.12.Nodos de descarga

Son puntos físicos definidos por el sistema para que el camión autónomo descargue el material transportado. En pantalla se representan por círculos de distintos colores según si está vacío u ocupado.

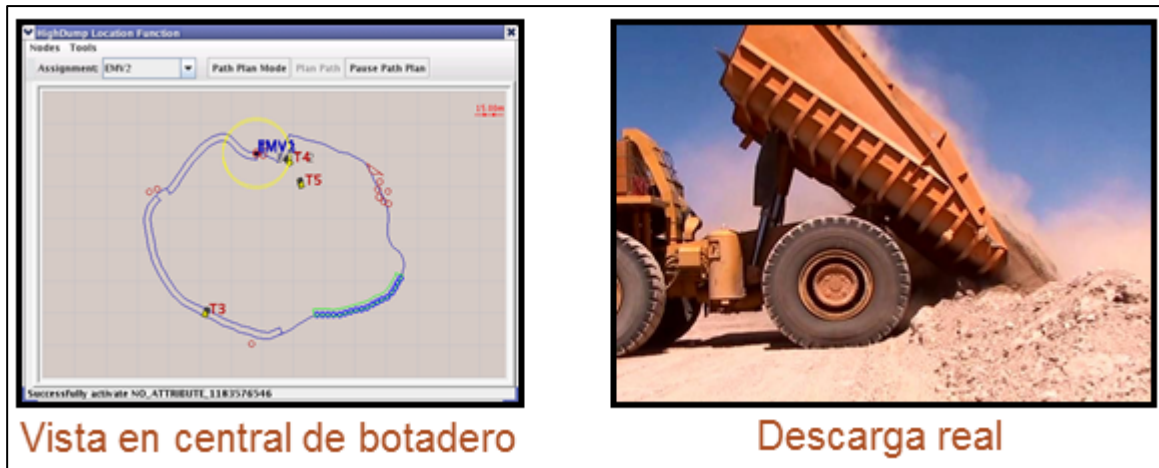


Ilustración 23: Nodos de descarga.

4.1.2. Camión autónomo o AHT (Autonomous Haulage Truck)

Es un camión de transporte estándar de marca Komatsu, modelo 930E-4 que tiene instalado componentes hidráulicos y eléctricos que hacen que funcione de manera autónoma.

La ventaja de este camión es que puede operar de manera continua las 24 horas del día viajando por cursos definidos entre las distintas locaciones del área AT. Las velocidades del camión son controladas por el sistema FrontRunner de acuerdo a las condiciones de operación (pendientes, proximidad a otros equipos, zonas de curva, etc.), por lo tanto ante una situación de peligro el camión reducirá su velocidad o se detendrá de manera de evitar accidentes.



Ilustración 24: Camión autónomo.

Los componentes del camión fueron descritos en la sección 2.3, ya que a diferencia de los otros elementos descritos en esta sección se encontraban disponibles al momento de realizar la revisión bibliográfica.

4.1.3. *Sistemas de seguridad*

En esta sección se explican los distintos conceptos en cuanto a sistemas de seguridad para un circuito autónomo.

4.1.3.1. *Sobre de seguridad*

Su finalidad es proteger a los equipos con sistema AHS que se encuentran al interior de la zona AT. Este sobre rodea y cubre a todos los equipos auxiliares, EMV y camiones y cada vez que toca los permisos del camión se acciona el sistema de colisión CDS deteniendo el camión.

Existen de 2 tipos:

- **Rectangulares:** Para equipos con 2 antenas GPS (motoniveladora, bulldozer, pala, cargador)
- **Circulares:** Para equipos con 1 antena GPS (camiones y EMV)

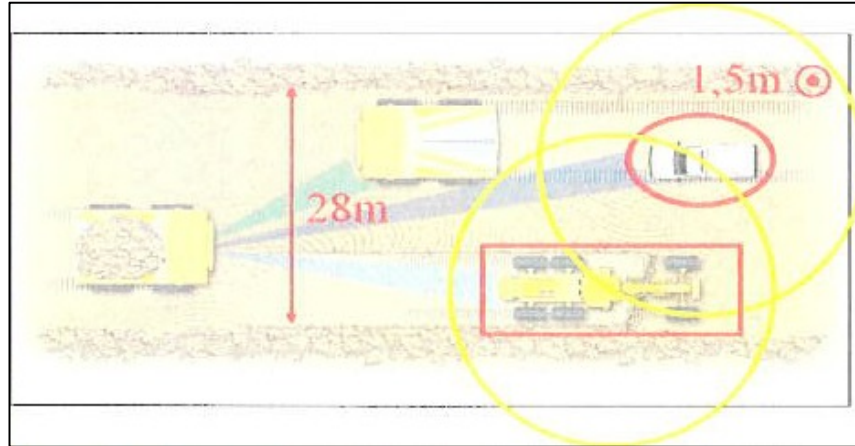


Ilustración 25: Sobre de seguridad.

4.1.3.2. *Sistema de permisos*

Es un área de avance que toma el camión para evitar colisiones. Cuando un camión detecta que un equipo de apoyo se acerca demasiado este envía un pitido en la consola gráfica de color del equipo móvil para alertar al conductor de su proximidad.

El sistema asigna el largo del permiso de acuerdo a la zona y velocidad a la que se mueven los camiones. Si un camión se encuentra con un permiso de otro camión en su trayectoria

y los permisos de ambos chocan, el camión se detendrá hasta que el otro camión haya atravesado la ruta y sus permisos no se topen.

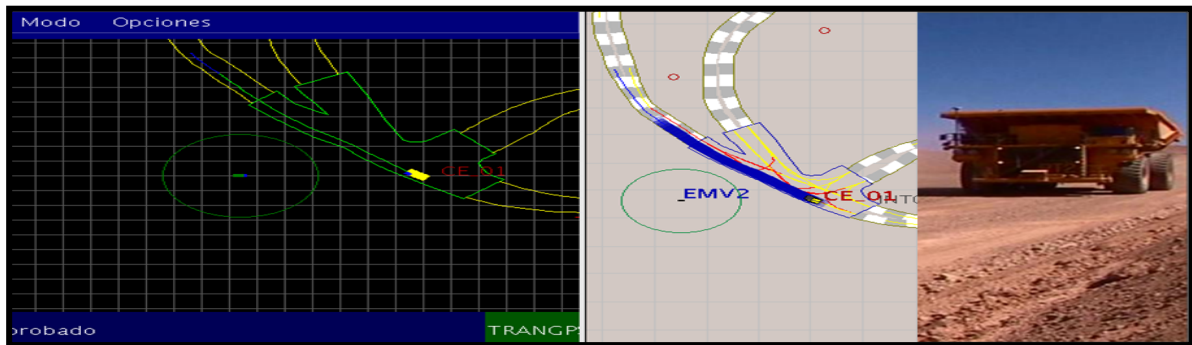


Ilustración 26: Sistema de permisos.

4.1.3.3. Sistema de detección de colisión (CDS)

Este sistema utiliza el sobre de seguridad junto con los permisos del camión para determinar si hay riesgo de colisión entre el camión autónomo y otros equipos con sistema AHS. Cuando el permiso del camión sobrepasa la envolvente de seguridad de otro equipo el camión se detiene evitando así accidentes.

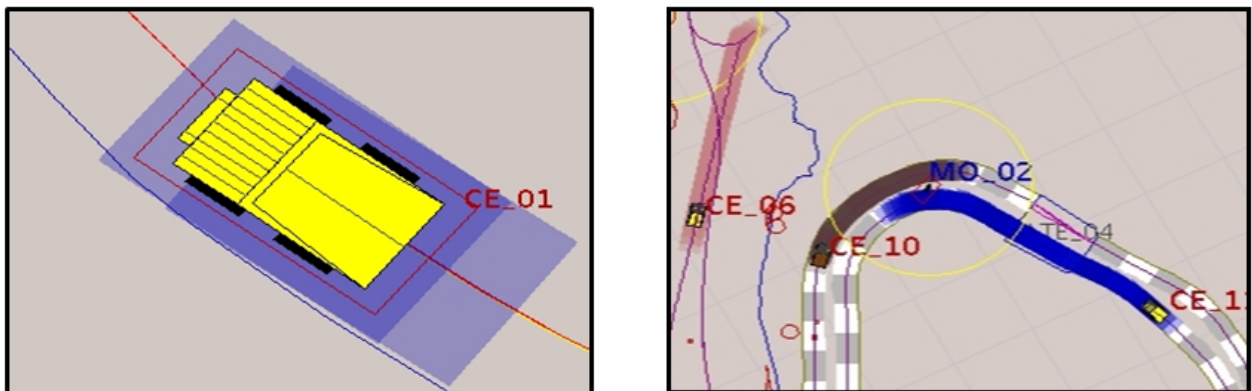


Ilustración 27: Sistema de detección de colisión.

4.1.3.4. Sistema de interacción manual

Este sistema permite interactuar de forma segura a los camiones autónomos con los equipos de apoyo y camionetas EMV

Existen 3 modos básicos:

- Tránsito
- Paso
- Estacionar

Modo tránsito: Permite viajar con seguridad en la zona AT con plena protección ante camiones autónomos en modo autónomo. Cuando las camionetas EMV están en modo tránsito estas están rodeadas de una burbuja de seguridad de tránsito de color verde. Al acercarse a la burbuja de tránsito el camión frena y se detiene antes de entrar en contacto con la burbuja.

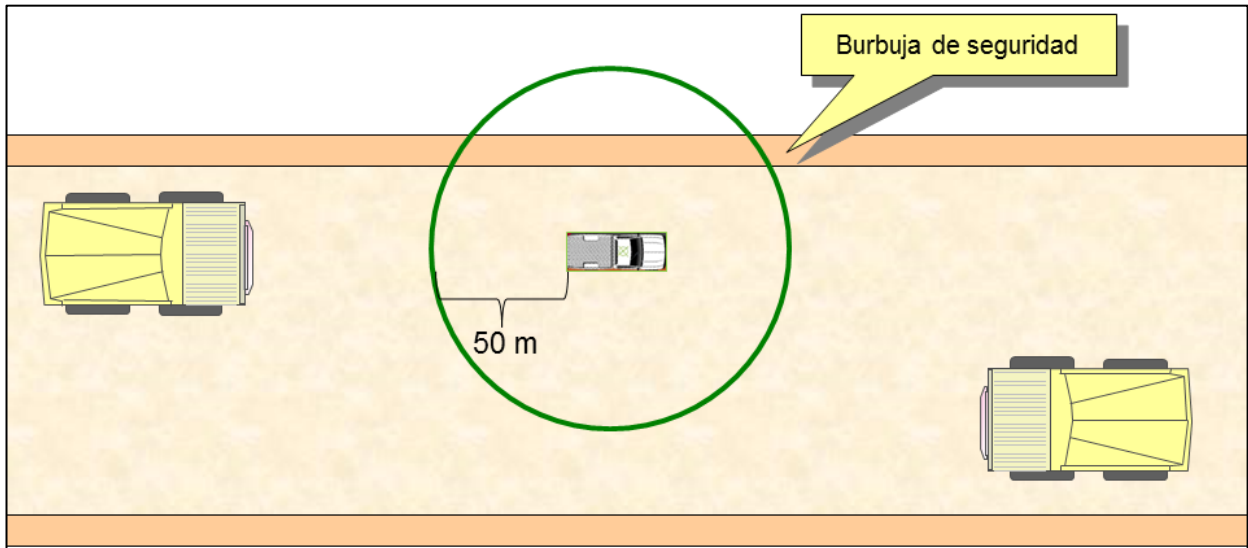


Ilustración 28: Modo interacción manual tránsito.

Modo paso: Permite que la EMV se mueva cerca de camiones autónomos sin detenerlos. En este modo los camiones pueden ingresar a la burbuja de paso de color amarillo a una velocidad reducida dependiendo de la zona de traslado (plano, cargado, pendientes, etc.) por lo que la operación permanece continua.

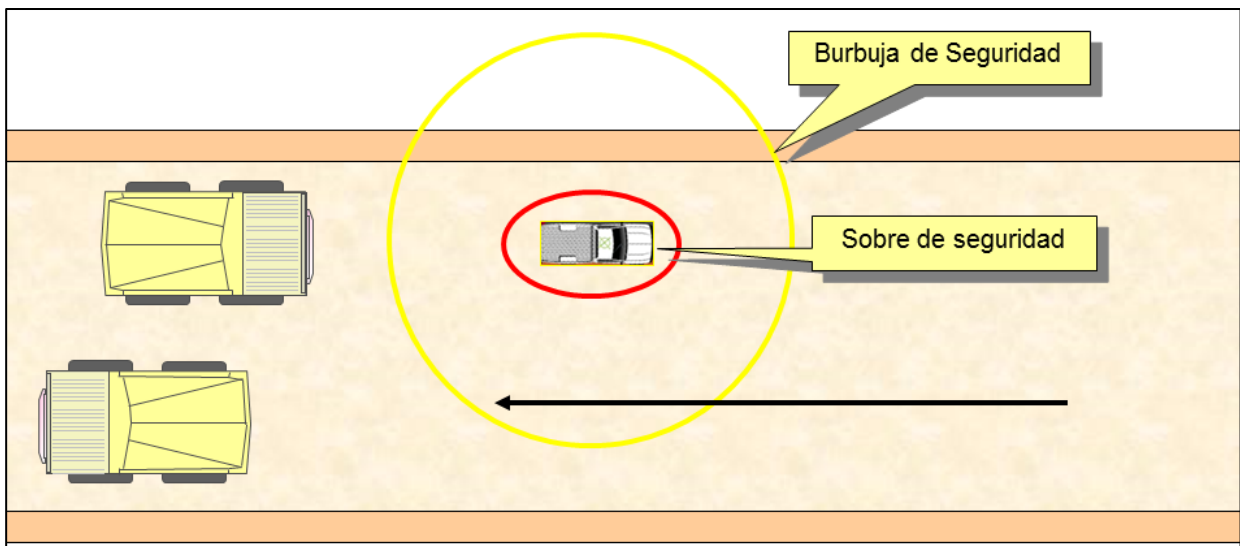


Ilustración 29: Modo interacción manual paso.

Modo estacionar: En este modo se crea una burbuja de seguridad de color rojo para proteger una EMV o un equipo de apoyo que esté estacionado en el área AT. Al aproximarse a la burbuja de

estacionamiento el camión se detendrá siempre que esté en el curso de navegación de los camiones, sino el camión seguirá su curso.

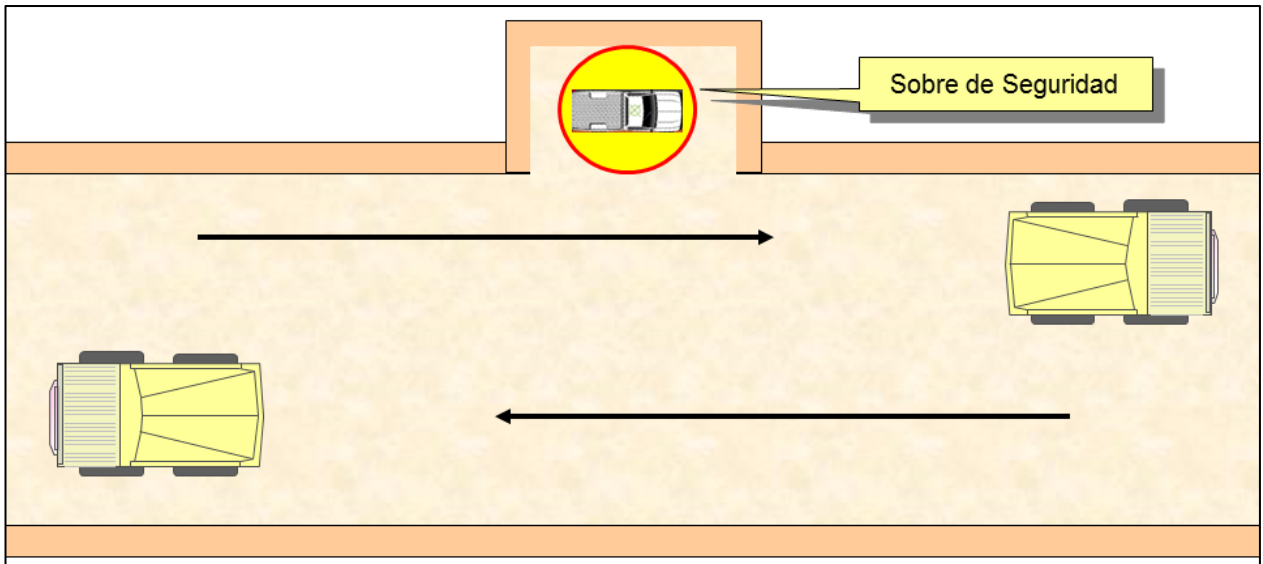


Ilustración 30: Modo interacción manual estacionar.

4.1.3.5. Escolta de seguridad con EMV

Los vehículos que ingresan ocasionalmente al área AT y que no tienen sistema AHS (equipos para reparación, camionetas de mantenedores, etc.) deben ser escoltados.

La escolta de estos equipos debe realizarse usando “burbujas escolta” las que pueden proteger al equipo varios metros. Estas burbujas generan un área de influencia que al entrar en contacto o al ser detectada por un camión autónomo hace que este disminuya su velocidad hasta detenerse completamente. Una vez que la escolta se aleja del camión este prosigue su curso con normalidad.

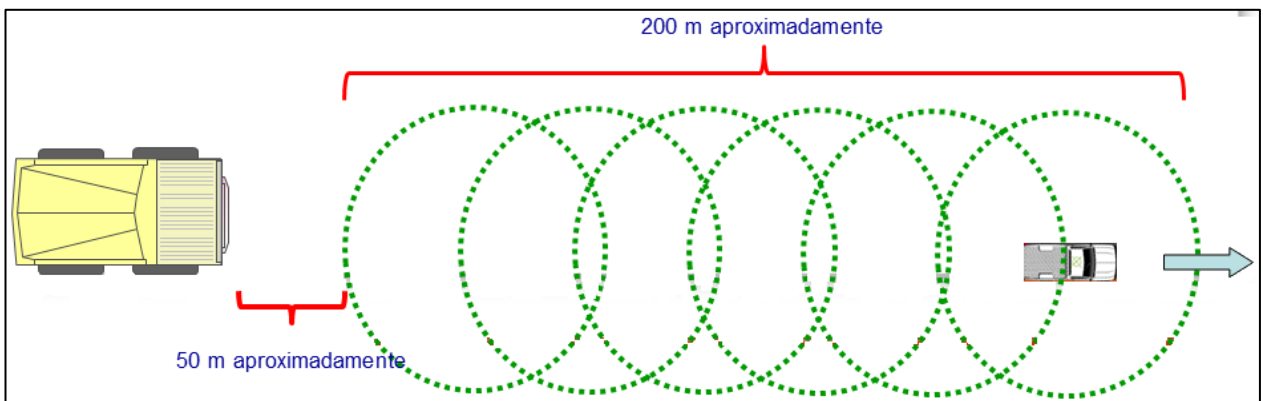


Ilustración 31: Escolta de seguridad con EMV.

4.1.3.6. Sistema de detección de obstáculos

Este sistema está diseñado para detectar obstáculos físicos. Se compone de un sistema de radares que detectan y miden distancias vías ondas de radio usando ondas electromagnéticas reflejadas para detectar objetos estáticos o móviles.

Cuando el sistema detecta un obstáculo en la ruta del camión este se detiene inmediatamente y no se mueve hasta que el obstáculo sea removido y el pit patroller indique la orden a la central.

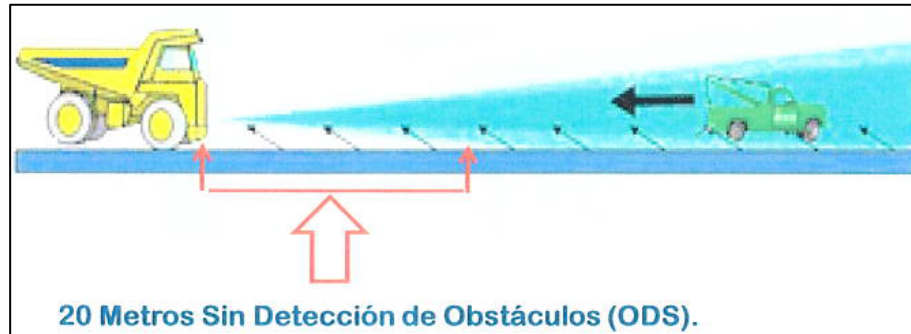


Ilustración 32: Sistema de detección de obstáculos.

Este sistema define un área rectangular a lo largo de la trayectoria como el corte de la zona (rectángulo rojo) y los radares se centran sólo en el interior de esa área de recorte. Si el escaneo de la carretera está muy cerca de la berma el sistema verá la berma como un obstáculo y generará una excepción.

La distancia del área de recorte es hasta el final del perfil de velocidad o 100 m y el ancho es de 11 m en caminos normales y 9 m en caminos angostos. La zona de recorte generada por el sistema de detección de obstáculos se puede observar a continuación:

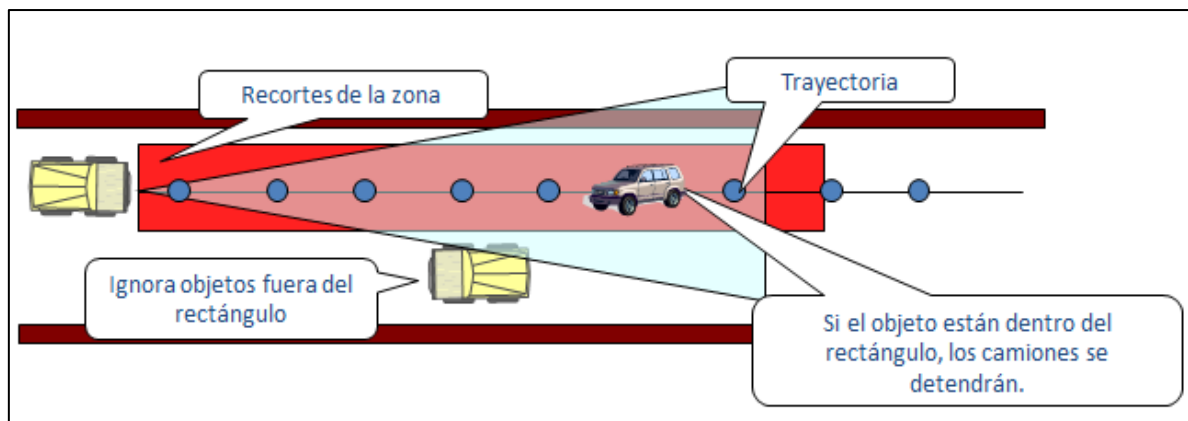


Ilustración 33: Zona de recorte.

Después de detectar un obstáculo el camión queda en modo de falla y se marca en rojo el objeto detectado. Luego, personal de operaciones debe verificar y confirmar con la central la

existencia del obstáculo, despejar el camino y dar reinicio del camión. Para lo anterior la EMV debe posicionarse a 30 m del camión con una burbuja de tránsito.

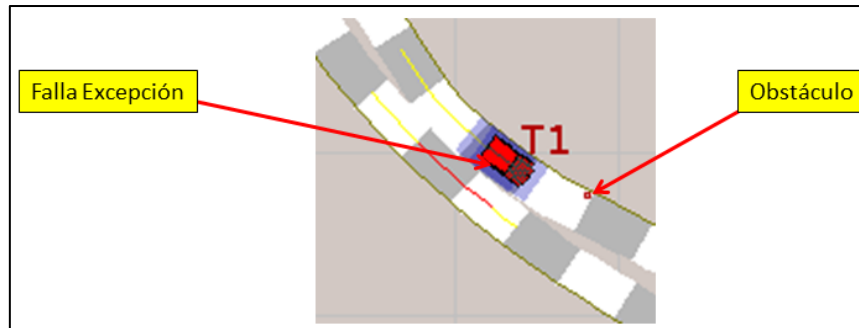


Ilustración 34: Modo falla detección de obstáculos.

Existen situaciones donde el sistema de detección de obstáculos puede quedar ciego debido a la topografía del terreno, por lo que es muy importante que el diseño de la mina sea el adecuado para poder operar.

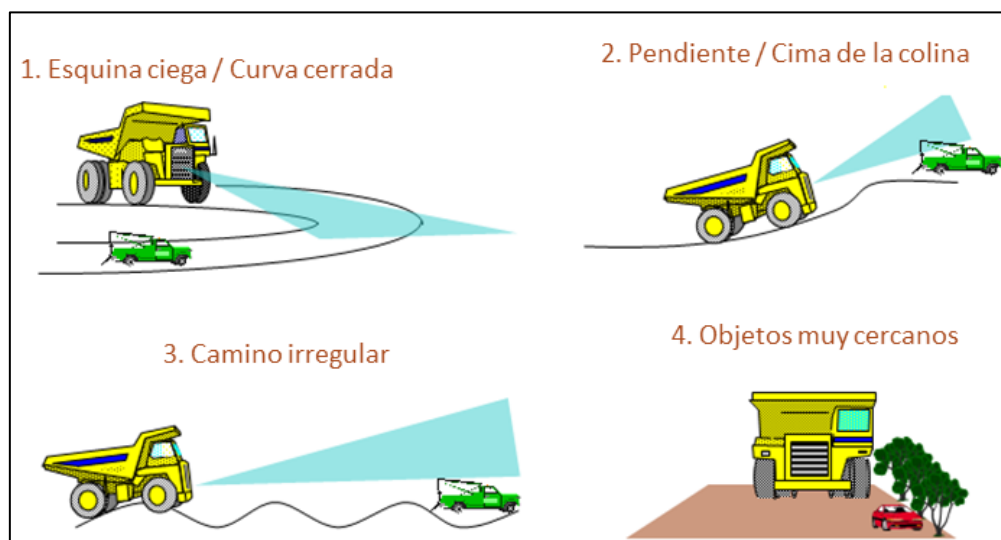


Ilustración 35: Sistema de detección de obstáculos ciego por topografía.

También hay casos donde la sensibilidad de los radares genera falsas alarmas por lo que se debe tener en consideración lo siguiente:

- Para evitar falsas alarmas:
 - Mantener limpia la superficie de las pistas
 - Mantener altura de bermas
 - Mantener distancias entre camión y berma
 - Ángulos y pendientes suaves
 - Alineación y calibración exacta de radares

- Para obtener mayor detección:
 - Minimizar los puntos ciegos en las esquinas
 - Ángulos de pendientes suaves

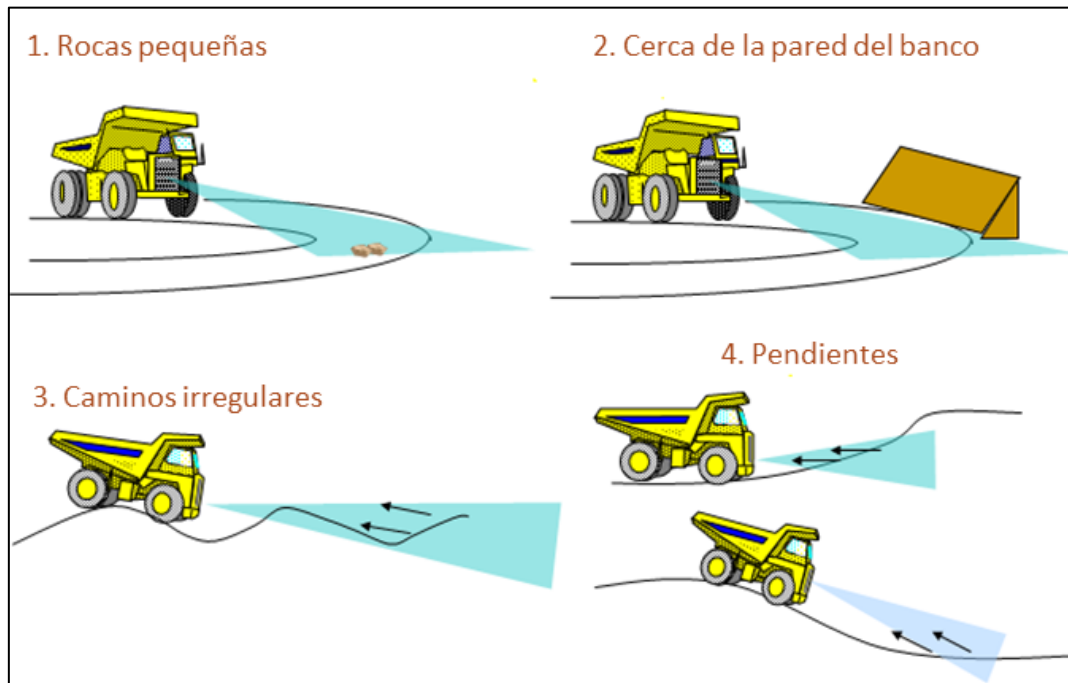


Ilustración 36: Falsas alarmas por sensibilidad de radares.

4.1.3.7. Luces o balizas

Indican el estado de operación del camión autónomo. Existen 5 modos de operación:

- **Autónomo (Amarillo):** El camión se mueve continuamente entre los puntos de carga y descarga.
- **Manual (Verde):** Requiere un operador. El sistema no tiene control sobre el equipo.
- **Excepción (Rojo):** Detención no programada por falla o condición reportada por camión.
- **Suspender (todas las luces encendidas):** El camión autónomo está en un modo de transición segura entre modo autónomo y manual.
- **Aislado (luces apagadas):** Ocurre cuando se apaga a un camión en el área AT. El sistema crea un área de aislamiento para evitar choques con otros camiones.

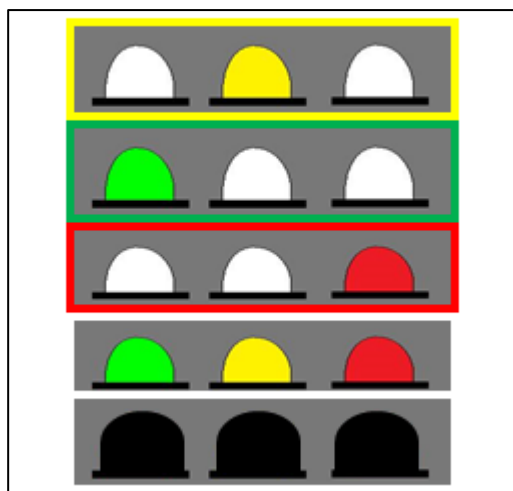


Ilustración 37: Luces o balizas.

4.1.3.8. Botón de parada de emergencia

Todos los equipos operativos del sistema AHS incluyendo los camiones y la central poseen este dispositivo de seguridad. Al presionar el botón de emergencia se activa un comando general que aplicará todos los frenos hidráulicos deteniendo en forma instantánea todos los AHS y funcionará siempre, incluso si alguien inicia sesión fuera de la zona AT.



Ilustración 38: Botón de parada de emergencia.

4.1.4. Funcionamiento del sistema

Los camiones autónomos navegan en el área AT usando el software AHS que contiene los datos de curso y asignación fijas, sistemas de comunicación para reporte y control de tareas y sistemas de posicionamiento GPS para monitoreo y control de posición.

Un curso es una colección de puntos de datos GPS que definen el punto central del camión autónomo y su velocidad en un camino o ruta dada, o en cualquier área de carga o

ubicación de descarga. Además, le hacen saber al camión autónomo en forma precisa dónde debe parar, cargar y descargar.

Los datos de curso se almacenan en la base de datos de la computadora central y son enviados continuamente a los camiones autónomos por medio de un enlace radial para dirigir sus actividades.

El camión autónomo compara constantemente su posición y velocidad en tiempo real con el curso y ajusta su dirección y frenos para mantenerse en la posición correcta.

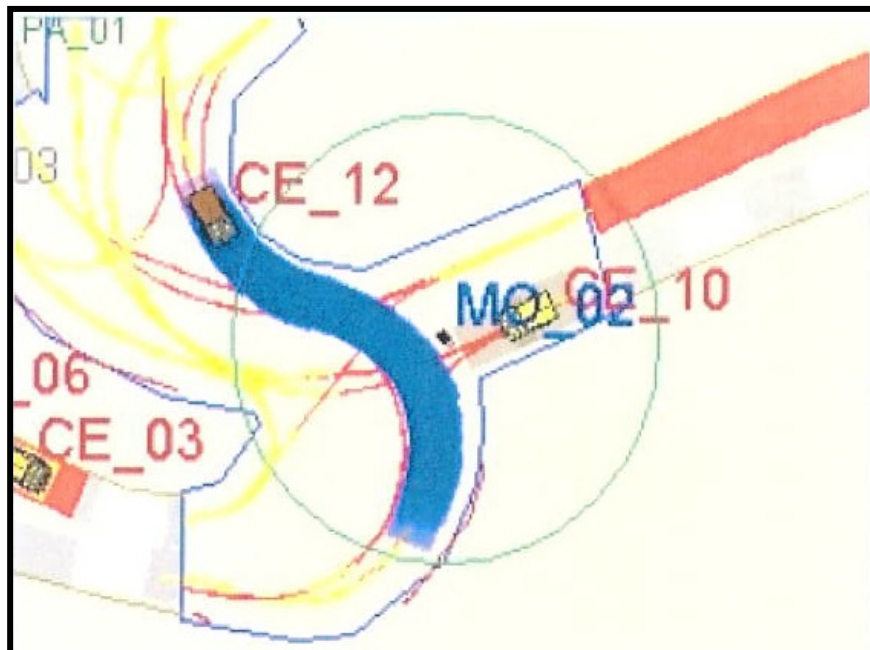


Ilustración 39: Cursos definidos para camiones.

4.1.4.1. Carguío

Para realizar el carguío de los camiones se define en primer lugar un punto de detención fuera de la zona de carga. Luego, el operador de la pala posiciona el balde en el punto de carga del camión e indica un punto dentro de la zona de carga para generar el spot. El algoritmo genera el curso de aculatamiento más óptimo. Una vez que el camión entra a la zona de carga se genera un permiso para que otro camión no pueda entrar.

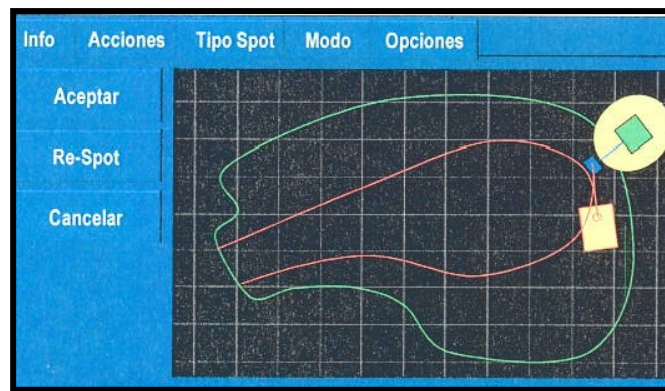


Ilustración 40: Zona de carguío camiones autónomos.

4.1.4.2. Descarga en botaderos

Los camiones autónomos pueden realizar la descarga en botaderos de borde o a piso. Independiente de qué botadero se trate cada vez que el camión vaya a realizar una descarga se debe redefinir la topografía del área.

El pit patroller es el encargado de redefinir la locación de descarga con la EMV, esto genera una serie de nodos de descarga donde el sistema genera un curso de aculatamiento para cada nodo.

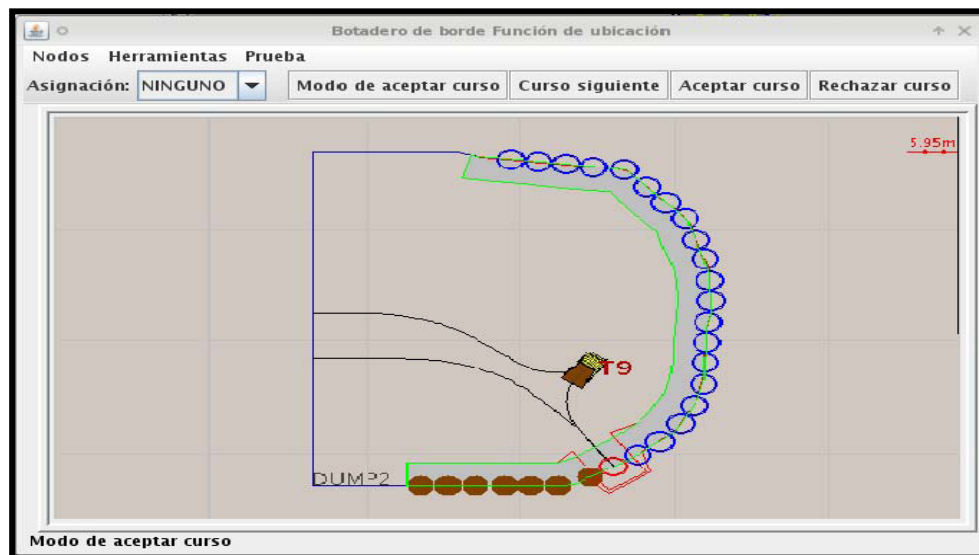


Ilustración 41: Nodos de descarga

Los nodos café indican aquellos que han sido descargados y por lo tanto no pueden ocuparse nuevamente. Los nodos rojos indican el próximo nodo asignado para descarga y los azules indican los nodos disponibles.

Botaderos de borde: Para la descarga en estos botaderos se deben considerar los siguientes aspectos operacionales:

- Altura del pretil de contención debe ser de 1,5 m y de buena calidad para resistir el rodado de los camiones.
- La pendiente de descarga debe ser +/- 2% ya que esta permite que el camión realice la descarga, de lo contrario genera daños futuros en el sistema de levante.

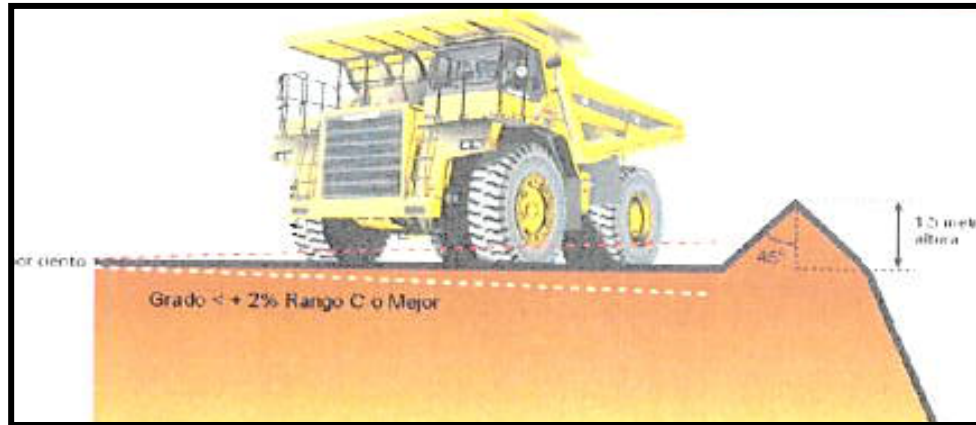


Ilustración 42: Botaderos de borde.

Botadero de baja altura o descarga a piso: Son aquellos donde los camiones descargan en un sector de área total del botadero, en un sector que se determine o en todo el botadero. Los nodos se crean en forma automática una vez que se delimita la zona de descarga.

Los aspectos operacionales a considerar son:

- Redefinición del área dejando fuera posibles obstáculos y zonas en mal estado.
- Se debe revisar y confinar todo tipo de obstáculo de la locación.

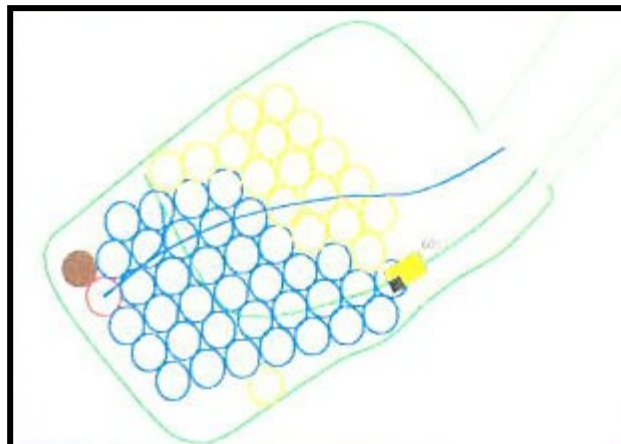


Ilustración 43: Descarga a piso.

4.1.5. *Mantenimiento y diseño de la mina*

El uso de camiones autónomos requiere ciertas condiciones operacionales y de diseño de la mina para un mejor funcionamiento. Las condiciones principales requeridas se describen a continuación.

4.1.5.1. *Ancho de la huella*

El ancho de la huella se refiere al ancho que debe tener la pista para que los camiones puedan circular sin problemas por el área AT. Mientras más ancha es la pista los camiones pueden circular con total independencia y a velocidades mayores en comparación con pistas más angostas.

En la faena Gabriela Mistral se determinó que el ancho óptimo de la huella son 30 m, pudiendo circular en pistas de menor ancho pero generándose las siguientes restricciones:

- **26 a 28 metros:** Puede generar independencia entre camiones al cruzarse (permisos), pero se debe definir como ruta a baja velocidad.
- **28 metros:** Genera independencia entre camiones al cruzarse y se define como ruta de velocidad normal. Sin embargo, al zonas en que el camión reduce su velocidad, por ejemplo en curvas.
- **Sobre 28 metros:** General total independencia entre camiones al cruzarse (permisos) y se puede definir como ruta de máxima velocidad.

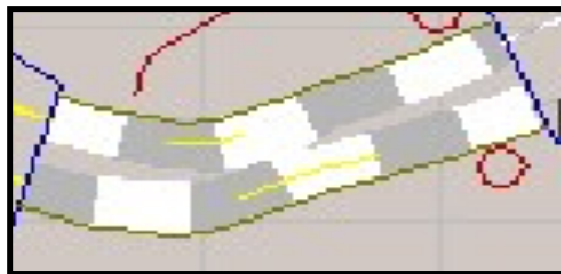


Ilustración 44: Ancho de huella.

4.1.5.2. *Pendientes*

Las pendientes de las rutas es un punto importante a considerar para el diseño de circuitos autónomos, ya que a pendientes elevadas los radares detectan la ruta como obstáculo y se detienen. Se distinguen los siguientes rangos de valores para las pendientes:

- **Menor a 10°:** Valor óptimo que no genera problemas en la operatividad mecánica y navegación del camión.

- **10°:** Camiones pueden operar pero a velocidad mínima (10 km/h en subida). Se debe tener precaución con la carga de camiones ante eventos de interacción manual y/o detención que genere derrames.
- **Sobre 10°:** Valor por sobre la norma. Esto puede ocasionar derrames lo que obliga a tener trabajos de limpieza constantes en la ruta aumentando las detenciones. Además, se generan excepciones en los radares ante zonas de alta pendiente detectando la pendiente como un obstáculo. También, hay daño gradual de los componentes mecánicos del camión por sobreesfuerzo

4.1.5.3. *Calidad de superficies*

Los radares de los camiones son muy sensibles a cualquier objeto que se encuentre en las pistas, por lo tanto se requiere limpieza constante de pistas por parte de los equipos de apoyo para evitar que los derrames producidos detengan al camión. Además, para evitar otros tipos de problemas como puntos ciegos o detecciones falsas se requiere que las pistas sean lo más planas posibles.

4.1.5.4. *Diseño de intersecciones y rutas a locaciones*

El diseño de las intersecciones es un factor importante ya que son las zonas más críticas desde el punto de vista de seguridad. Se deben tener en cuenta las siguientes consideraciones en el diseño de estas:

- El tamaño de las intersecciones dependerá de las uniones a realizar para diferentes rutas.
- Evitar curvas cerradas (puntos ciegos).
- Las rutas a locaciones deben poseer un largo mínimo para la espera de un camión (los camiones se detienen a 50 m).

4.1.5.5. *Áreas de carga*

El camión requiere de un área mínima para poder cargar, y dependiendo del ancho disponible la pala podrá cargar por uno o ambos lados. Las áreas de carguío necesarias son las siguientes:

- Mínima: 30 m x 30 m. Asegura spot parcial en cargador y pala.
- Medio: Sobre 50 m x 50 m. Asegura spot en cargador y pala.
- Doble spot: 70 m x 70 m. Asegura carguío por ambos lados en la pala.

4.2. CASO BASE: SIMULACIÓN DE CAMIONES MANUALES

El análisis de este escenario tiene como objetivo desarrollar un modelo de simulación del sistema de carguío y transporte de mineral en un circuito stock/chancado considerando las condiciones actuales de la mina.

Este modelo de simulación permite integrar los procesos de carguío, transporte y vaciado de mineral como un sólo sistema complejo, considerando las demoras y eventos que afectan al sistema de transporte mediante distribuciones de probabilidad y simulación de eventos discretos. El resultado de este modelo entrega la productividad de este sistema a partir de la información de operación actual de la faena.

Para la construcción del modelo se considera el siguiente circuito:

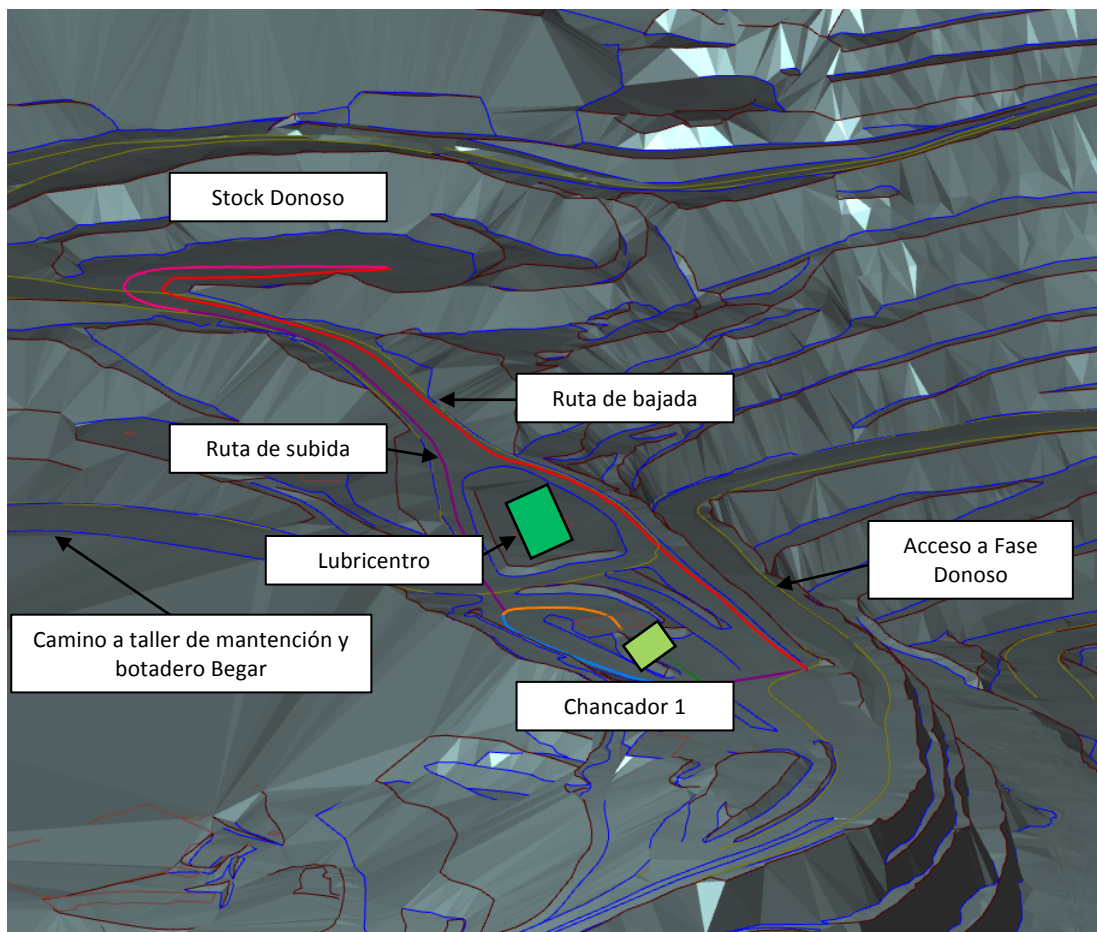


Ilustración 45: Layout circuito stock/chancado.

Se debe considerar que la distancia de bajada son 985,7 m mientras que la distancia de subida es de 818,5 m. Además, la secuencia de procesos que ocurren en el sistema se explica a continuación:

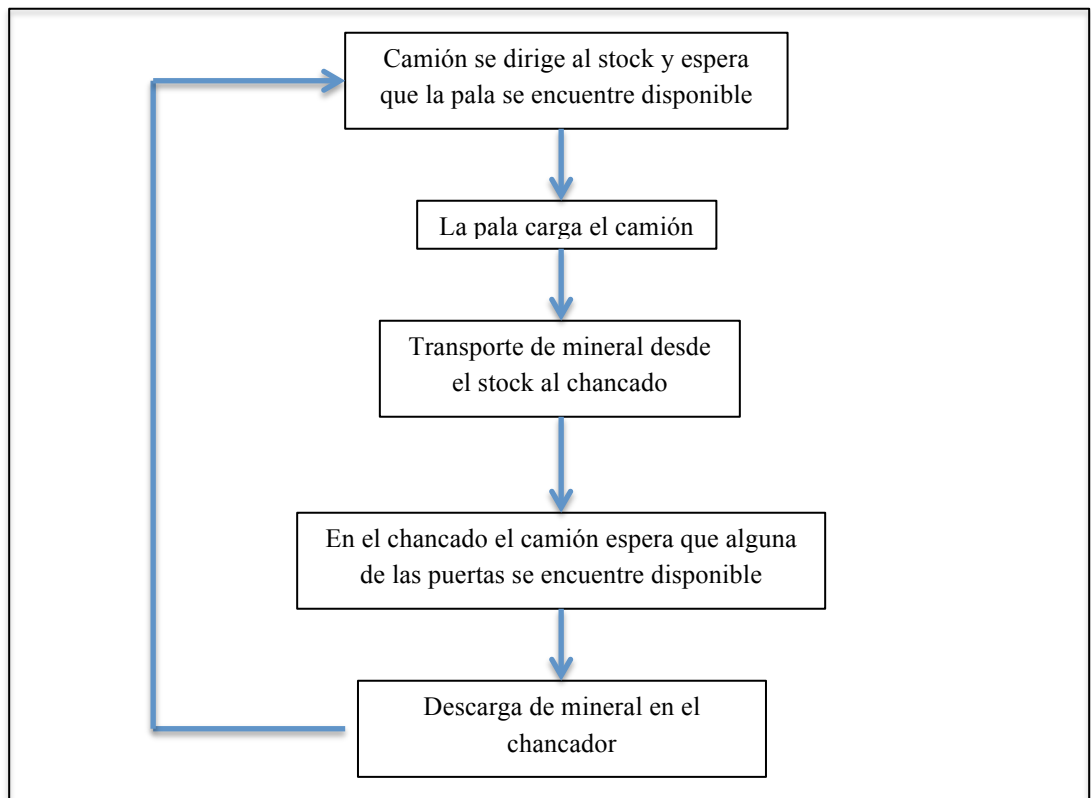


Ilustración 46: Secuencia de eventos en el modelo.

4.2.1. Elementos de simulación de eventos discretos

4.2.1.1. Locaciones

El modelo considera las siguientes locaciones:

- Stock Donoso (Pala) (1)
- Chancador capaz de procesar 5.000 tph (2)
- Cola en pala (3)
- Cola en chancado (4)
- Taller de mantención (5)
- Estacionamiento (6)

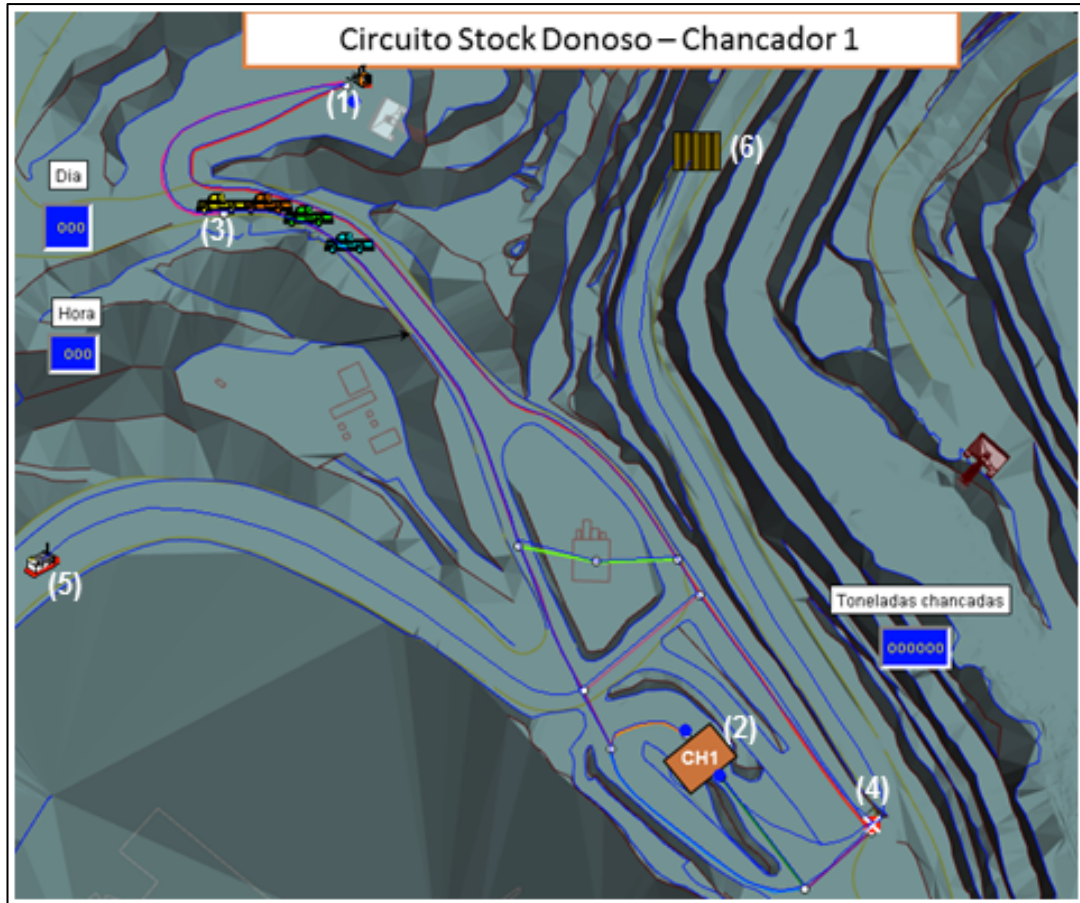


Ilustración 47: Locaciones en Promodel.

4.2.1.2. Entidades

La entidad del sistema será el mineral que se encuentra en el stock. Este es cargado en la locación y luego es transportado por un recurso para salir del sistema en el chancador.

4.2.1.3. Recursos

Los recursos son elementos que actúan como restricciones en las actividades de las entidades. En este caso los recursos usados son móviles, es decir, son tomados por la entidad y la transportan de una locación a otra dentro de un camino llamado path network.

Para el modelo en cuestión se definen los camiones como recursos. Los camiones son ocupados por las entidades en el stock y son liberados cuando estas salen del sistema en el chancador, quedando disponibles para ser ocupados nuevamente por una entidad.

Las características de los camiones utilizados son las siguientes:

- Marca Komatsu
- Modelo 930E

- Capacidad: 320 t
- Velocidad cargado: 13,7 km/h
- Velocidad vacío: 19,7 km/h

Es importante señalar que las velocidades utilizadas corresponden a velocidades medias de los camiones en el circuito en cuestión y no a las velocidades máximas de los equipos por catálogo. Las velocidades operativas son menores a las máximas debido a que es una faena ubicada en altura y hay presencia de nieve y agua, lo que restringe las condiciones de operación.

4.2.2. Distancias entre locaciones

El path network define las rutas por donde se moverán los recursos desde una locación a otra. Las distancias en cuestión se detallan a continuación:

Distancia	Valor	Unidad
N1-N2	552,8	m
N2-N3	26,3	m
N3-N4	192,2	m
N4-N5	146,4	m
N5-N6	92,1	m
N4-N6	56	m
N6-N7	164,9	m
N7-N8	58,9	m
N7-N9	36,9	m
N9-N3	102,7	m
N9-N13	1800	m
N9-N10	103,9	m
N10-N11	49,9	m
N11-N2	56,3	m
N10-N12	318,5	m
N12-N1	198,3	m
N4-N14	2.600	m

Tabla 6: Distancias Path Network.

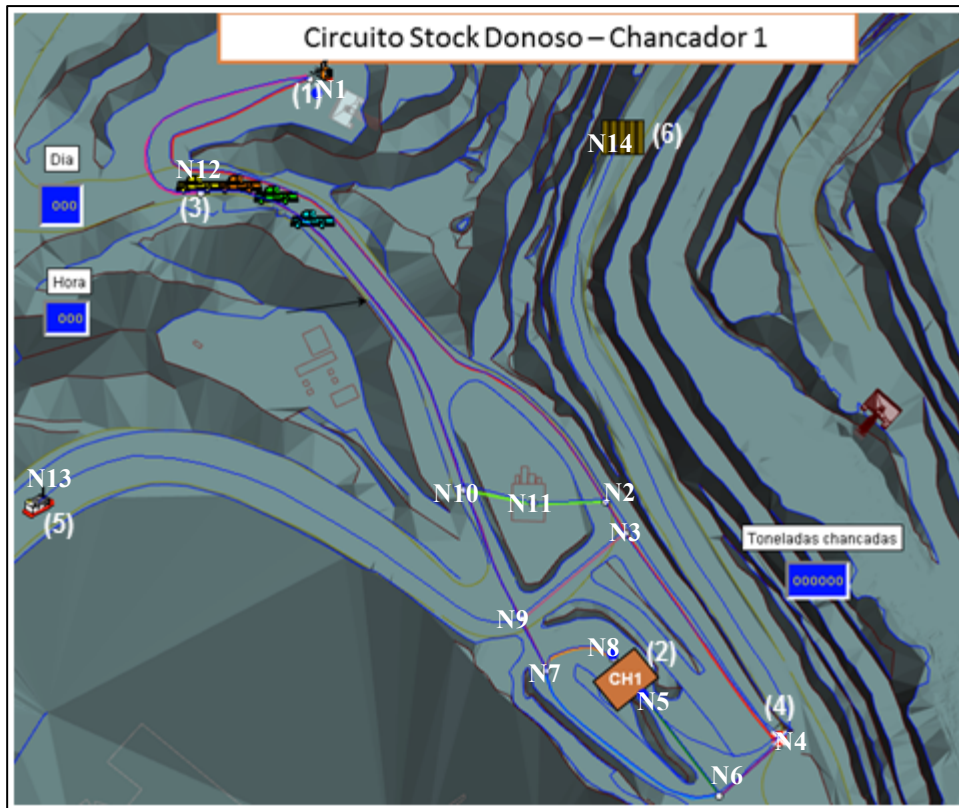


Ilustración 48: Nodos path network.

4.2.3. Criterios físicos

Los criterios físicos utilizados consideran:

- Fallas de la pala
- Falla de los camiones

Cuando la pala falla es reparada en el mismo sitio sin ser trasladada de lugar, mientras que cuando un camión falla este es llevado al taller de mantención para su reparación.

4.2.4. Criterios de decisión

Para el modelo simulado no existen criterios de decisión ya que la ruta asignada es fija. Los camiones cargan en la pala ubicada en el stock y descargan en una de las dos puertas que se encuentran en el chancado.

4.2.5. Criterios de operación

Estos criterios están asociados a criterios de detenciones operacionales. Para el modelo se considera que los camiones se detienen 2 veces en cada turno.

La primera detención se hace en el cambio de turno y la segunda a la hora 6 del turno. En ambos casos el camión se detiene una hora y se estaciona en un sector de la Fase Donoso.

4.2.6. *Parámetros de entrada*

Los parámetros de entrada utilizados en la simulación son los siguientes:

- Velocidades de camiones (cargado y vacío)
- Distancias entre locaciones
- Producción diaria: 30.500 tpd
- Días operativos: 337
- Distribuciones de probabilidad:

Ítem	Unidad	Distribución	Parámetros
Tiempo de carguío pala	min	Gaussiana inversa	(2,34 ; 1,12 ; 0,81)
Tiempo de espera en chancado	min	Weibull	(9,59e-002 ; 1,05 ; 4,27)
Tiempo de descarga camiones	min	Media aritmética	2,2
Tiempo entre fallas pala	min	Weibull	(1,4 ; 0,762 ; 1,12e+003)
Tiempo de reparación pala	min	Pearson 6	(0,3 ; 25,6 ; 1,74 ; 1,03)
Tiempo entre falla camiones	horas	Pearson 6	(7,11 ; 29,6 ; 5,44 ; 4,07)
Tiempo de reparación camiones	horas	Pearson 5	(0,111 ; 3,22 ; 4,73)
Tonelaje cargado	t	Triangular	(290 ; 295 ; 298)

Tabla 7: Distribuciones de probabilidad para simulación del caso base.

4.2.7. *Parámetros de salida*

El modelo busca como resultado obtener la productividad de los camiones en el caso base. Por lo tanto, el parámetro de salida principal es la producción diaria obtenida mediante el transporte por camiones durante 337 días que corresponde a un año operativo. Además, el modelo también entrega las horas operativas que el camión se encuentra funcionando en el circuito en estudio.

4.3. SIMULACIÓN DE CAMIONES AUTÓNOMOS

Para la simulación de la productividad esperada de los camiones autónomos se utilizan las mismas locaciones, entidades, recursos, path networks y criterios. Lo único que cambia son los parámetros de entrada y los criterios de operación ya que el camión puede operar los 365 días del año y no se detiene por cambios de turnos ni relevos por colación.

Los parámetros de entrada utilizados en la simulación son los siguientes:

- Velocidades de camiones (cargado y vacío): 13,7 km/h y 19,7 km/h
- Distancias entre locaciones
- Producción diaria: 28.000 tpd
- Días operativos: 365
- Detenciones programadas:
 - Cada 8 horas por carga de combustible
- Distribuciones de probabilidad:

Ítem	Unidad	Distribución	Parámetros
Tiempo de carguío pala	min	Gaussiana inversa	(2,34 ; 1,12 ; 0,81)
Tiempo de espera en detenciones	min	Triangular	(10 ; 15 ; 20)
Tiempo de descarga camiones	min	Media aritmética	2,2
Tiempo entre fallas pala	min	Weibull	(1,4 ; 0,762 ; 1,12e+003)
Tiempo de reparación pala	min	Pearson 6	(0,3 ; 25,6 ; 1,74 ; 1,03)
Tiempo entre falla camiones	horas	Pearson 6	(7,11 ; 29,6 ; 5,44 ; 4,07)
Tiempo de reparación camiones	horas	Pearson 5	(0,111 ; 3,22 ; 4,73)
Tonelaje cargado	t	Triangular	(260 ; 280 ; 290)
Tiempo de espera al cargar combustible	min	Triangular	(5 ; 13 ; 27)

Tabla 8: Distribuciones de probabilidad para simulación de camiones autónomos.

Es importante destacar que en este caso el área autónoma es un área cerrada, por lo tanto no se considera el parámetro de distribución de espera en chancado como en el caso de los camiones manuales, ya que no pueden ingresar al circuito camiones que provengan de circuitos distintos.

La distribución de carga del camión también es distinta ya que en el caso de los camiones autónomos se deben evitar los derrames pues generan interferencias al tener que estar limpiando constantemente las pistas, esto se evita aplicando un factor de llenado menor.

Las distribuciones de tiempo de espera en detenciones, tonelaje cargado y tiempo de espera al cargar combustible se obtuvieron de la Tesis de Doctorado de Juliana Parreira titulada “An interactive simulation model to compare an autonomous haulage truck system with a manually-operated system”, en la cual se simula un circuito de camiones autónomos. Para el caso de las detenciones de los camiones lo que se hizo fue variar el número de ciclos para los cuales el camión se detiene, variando los valores entre 1 y 120. Para detenciones cada un ciclo el camión

se detiene 1 vez en cada ciclo, en cambio en 120 ciclos el camión no se detiene ya que el número de ciclos que realiza antes de completar el tonelaje requerido es menor.

4.4. SISTEMA DE CORREAS

Este escenario considera la posibilidad de operar incluso en condiciones de mal tiempo, por lo tanto, se tiene más tiempo para mover el tonelaje requerido en comparación con el caso base que sólo puede operar 337 días al año. Dado lo anterior se tiene que el requerimiento de tonelaje diario a mover son 28.000 tpd versus los 30.500 tpd del caso base.

Para el diseño de este circuito se analiza la posibilidad de la instalación de una correa fija con su parte inicial en el stock y su parte final en el chancador. Para lo anterior, se visita el chancador 1, que es el que se encuentra más cerca del stock. En esta visita se tomaron fotografías y se inspeccionaron las instalaciones de manera de determinar si existe el espacio suficiente para que sea factible entrar con una correa fija al chancador. A continuación, se pueden observar algunas fotografías tomadas en dicha visita.



Ilustración 49: Martillo chancador 1.



Ilustración 50: Puerta 1 chancador 1.



Ilustración 51: Puerta 2 chancador 1.

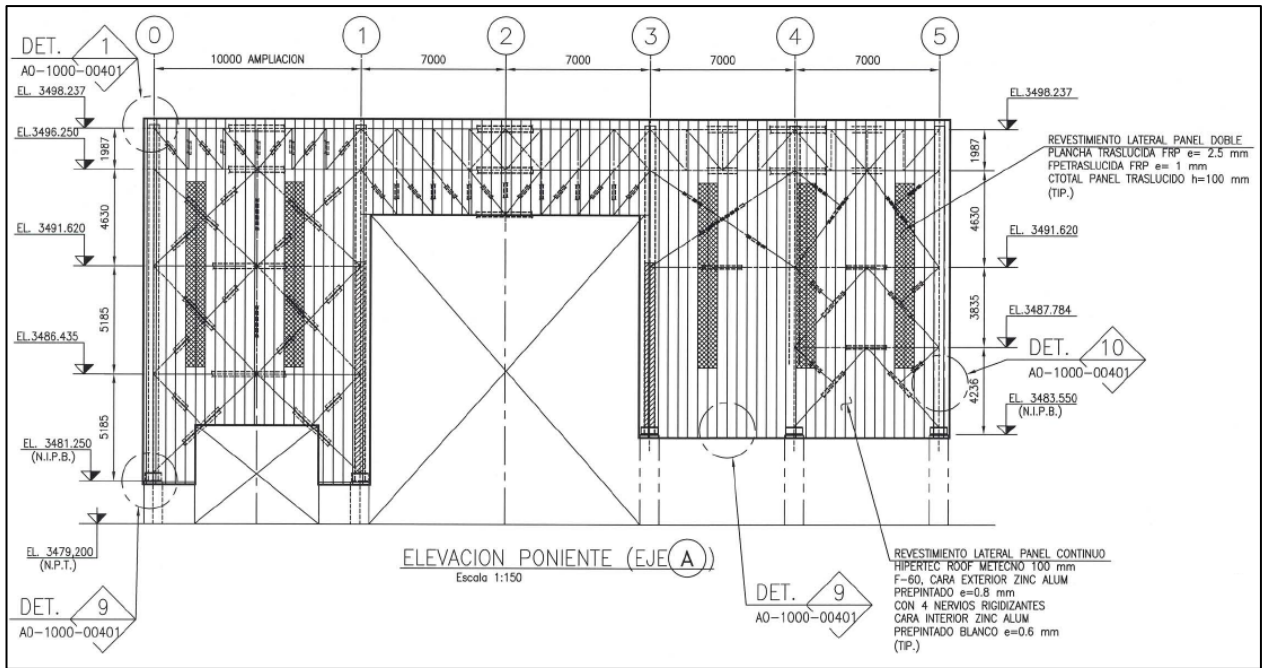


Ilustración 52: Plano puerta 1 chancador 1.

Como se aprecia en las imágenes, el chancador 1 tiene dos puertas para descarga de camiones. La puerta 1 es la que se encuentra más cerca del stock donoso y se considera que este sector de la instalación es el más conveniente para definir la llegada de la correa. Sin embargo, en la Ilustración 50 se puede apreciar que no existen los espacios suficientes para esto, ya que ese sector cuenta con instalaciones que son necesarias para la mantención del martillo. Por otra parte, tampoco es factible llegar por el otro lado de la puerta ya que se encuentra la cabina del operador del chancado y no existe espacio suficiente para trasladarla. Además, en la parte superior de la instalación se encuentra un puente grúa que se mueve a lo largo de todo el edificio y que interferiría con la operación de la correa.

Dado lo anterior, la descarga de la correa deberá realizarse en la puerta 1 del chancador. Sin embargo, al ocupar esta puerta para la descarga se genera una interferencia en la operación normal del chancado ya que los camiones no tendrían espacio suficiente para la descarga. Por lo anterior, se define que la correa que descarga en el chancado será una correa móvil, que se encontrará operativa sólo en ciertas horas del día

Se eligen como horas operativas las horas en que se generan pérdidas en el chancado, las que ocurren por alta disponibilidad del chancado pero bajo uso por falta de camiones que descarguen. Haciendo un análisis de las toneladas procesadas por hora en el chancador 1 se observa que existe una baja de la productividad en las horas 1 y 12 que corresponden a los cambios de turno y en las horas 5, 6 y 7 que corresponden a los relevos por colación. Estas últimas son las que generan la llamada “gaviota”, la que se produce por falta de operadores que puedan relevar lo que ocasiona la detención de camiones. Se considera entonces que lo óptimo es que la correa móvil opere entre 3-4 horas por turno para no interferir con las operaciones

normales del chancado y dependiendo de las horas de operación se definirá el tonelaje que debe transportar por hora.

A continuación, se procede a trazar el circuito de la correa fija y la correa móvil. Existen 2 opciones: construir una tolva frente al sector del stock que llegue al chancador por la ruta de subida de camiones (1) o construir la tolva en el stock de manera que la correa llegue al chancador por la ruta de bajada de camiones (2). Estas opciones se pueden ver a continuación:

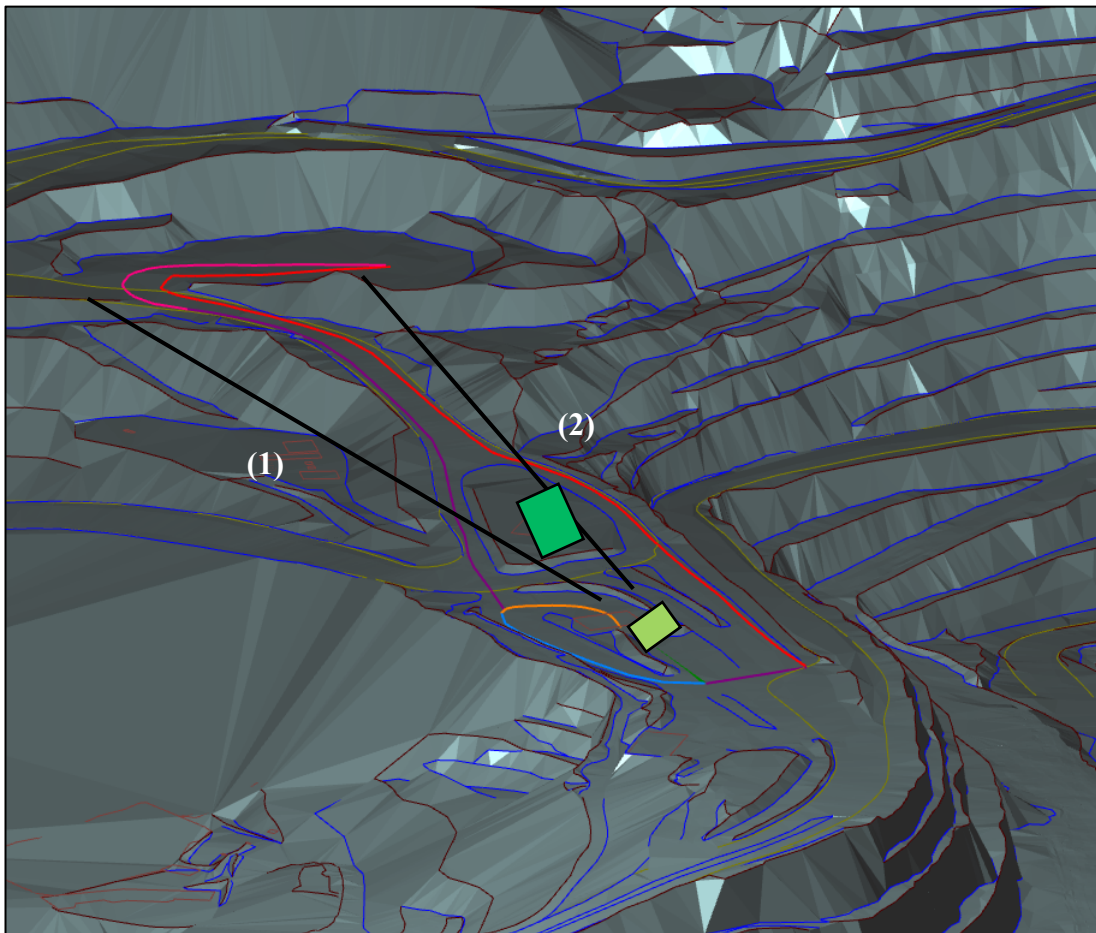


Ilustración 53: Opciones de trazado correa fija.

La ruta (1) cuenta con la ventaja de interferir menos con la infraestructura existente en el sector, sin embargo, tiene 2 grandes desventajas: los cargadores (que alimentarán el circuito) deben recorrer una distancia de acarreo mayor para descargar en la tolva y atraviesan la ruta de subida y bajada de los camiones que rellenan el stock, lo cual es inseguro desde el punto de vista operacional.

La ruta (2) es más segura ya que la tolva se encuentra dentro del stock y no hay otros equipos operando en el área. Además, los cargadores recorren una menor distancia para alimentar el sistema lo que aumenta el rendimiento de estos y disminuye la cantidad de equipos requeridos.

Sin embargo, no se puede trazar una ruta directa desde el stock, teniendo que generar puntos de transferencias para no interferir ni con los caminos ni con las instalaciones.

Se planteará un sistema de correas para cada trazado pero se tomarán consideraciones distintas.

4.4.1. Consideraciones Trazado (1)

- Se carga con cargadores en el stock.
- Se descarga en una tolva de transferencia ubicada frente al sector del stock.
- La tolva descarga a un sistema de correa fijo que llega hasta el sector del chancado/lubricentro.
- Se tiene un sistema que almacene el tonelaje requerido según las horas de operación de la correa móvil, esto para asegurar la alimentación en caso de tener problemas con la correa fija. Las alternativas para este sistema son: stockpile o silos.
- Correa móvil que transporta el material desde el sistema descrito en el punto anterior hasta el chancador.

4.4.2. Consideraciones Trazado (2)

- Se carga con cargadores en el stock.
- Se descarga en una tolva ubicada en el stock.
- La tolva descarga a un sistema de correas fijo que presenta transferencias hasta llegar al sector del chancado/lubricentro.
- Correa móvil que transporte el material desde el sistema de correas fijo.

4.5. EVALUACIÓN ECONÓMICA

La evaluación económica se realizó para las 3 opciones analizadas: Caso base, Camiones autónomos y Transporte por correas. Para lo anterior, se consideraron los siguientes datos:

ITEM	UNIDAD	VALOR
Precio Cu	US\$/lb	3,04
Precio Molibdeno	US\$/lb	12,40
Costo Mina	US\$/t	3,10
Costo Planta	US\$/t	8,93
Cu pagable	%	96,40
Pérdidas de transporte	%	1,00
Humedad del concentrado	%	8,00
Costo de transporte-Tierra	US\$/wmt	29,40
Costo de transporte-Mar	US\$/wmt	66,15
Costo Refinación RC	US\$/lb	0,097
Costo de tratamiento concentrado	US\$/dmt	96,60
Penalizaciones concentrado	US\$/dmt	10,00
Royalty	%	4,00
Impuestos	%	35,00

Tabla 9: Datos evaluación económica.

Los datos anteriores se usaron para calcular los ingresos, costos de venta, costo mina, costo planta y para el descuento por impuestos. Los datos de la Tabla 9 son iguales en todos los casos evaluados, pero el flujo de caja obtenido dependerá del tonelaje a tratar, de los costos adicionales de cada sistema y de las inversiones.

Las inversiones dependerán de los sistemas de transporte elegidos y de los resultados de las simulaciones, es por esto que aquellos datos se incluyen en el capítulo de resultados.

5. RESULTADOS

En este capítulo se muestran los resultados y análisis para cada uno de los sistemas propuestos. Además, se detallan los resultados de la evaluación económica y su comparación entre ellos.

5.1. CASO BASE: SIMULACIÓN DE CAMIONES MANUALES

Lo que se buscaba con esta simulación era encontrar el número de camiones necesarios en el circuito para cumplir con la producción diaria requerida que son 30.500 t. Lo que se hizo entonces fue variar el número de camiones operando en el circuito y como variable de salida se tiene la producción día y la cantidad de horas que los camiones deben estar operando para cumplir con el requerimiento.

Se simuló para 1, 2, 3, 4, 5 y 6 camiones en el circuito y se obtuvieron los siguientes resultados:

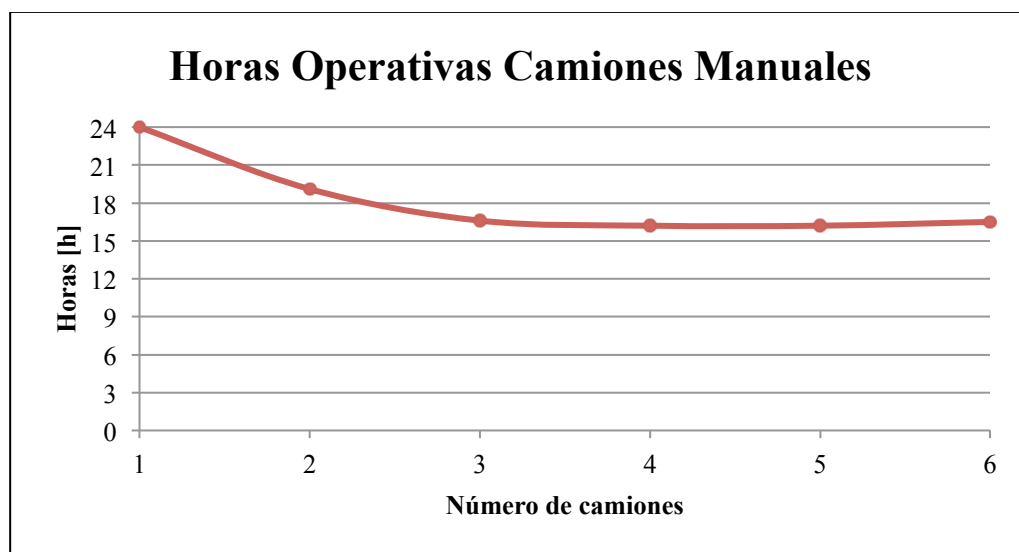


Gráfico 7: Horas operativas camiones manuales.

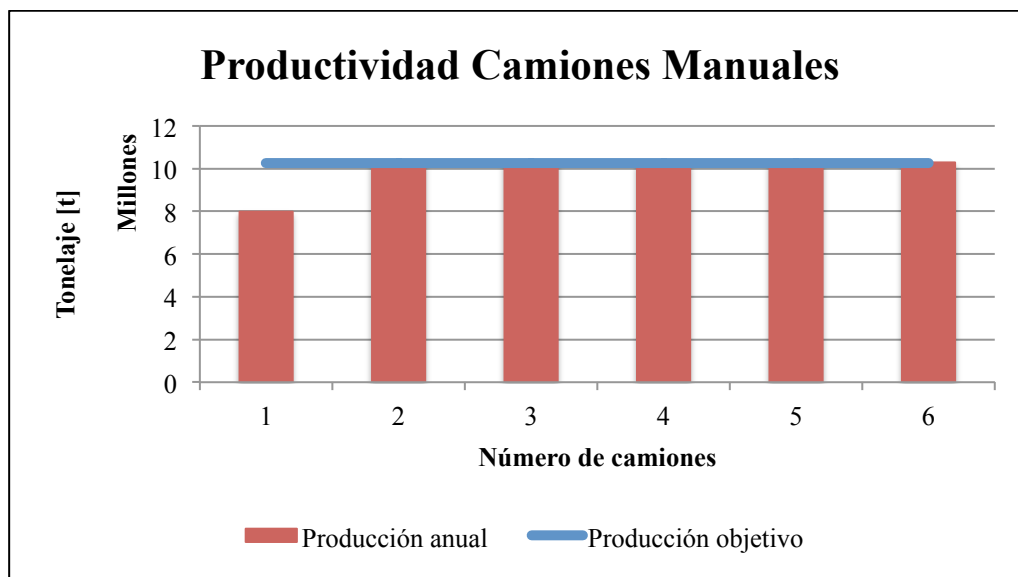


Gráfico 8: Productividad camiones manuales.

Como se puede apreciar un camión no es suficiente para cumplir el requerimiento ya que incluso trabajando 24 horas al día en el mismo circuito no logra la producción objetivo anual. Por otra parte se observa que 2 camiones sí son capaces de cumplir el requerimiento y deben operar 19,1 horas al día para lograr este objetivo. Luego, al agregar un tercer camión al circuito se reduce el tiempo de operación a 16,6 horas. Si se siguen agregando camiones al circuito se observa que no hay gran disminución en el tiempo de operación, que sigue estando por sobre las 16 horas, y ya para 6 camiones hay un punto de inflexión en la curva y comienza a aumentar el tiempo de operación. Esto se debe a que al agregar más camiones al circuito los tiempos de ciclo comienzan a aumentar porque las esperas de los camiones en la pala y en la descarga en el chancador son cada vez mayores.

Una vez conocidos los resultados anteriores se debe elegir el número de camiones óptimos para operar en el circuito. Dado lo anterior se debe elegir entre 2 y 3 camiones, esto debido a que a partir de 4 camiones el beneficio de reducción de horas operativas no es significativo. Por otro lado, agregar un tercer camión a un circuito de 2 camiones reduce sólo en 2,5 horas la operación de los camiones, lo que se considera no es suficiente para justificar la compra de un tercer camión y se decide operar el circuito con 2 camiones que estén dedicados a operar solamente este circuito.

5.1.1. Determinación del número de corridas de la simulación

Para lograr una buena representatividad de una simulación terminante (que es este caso), se debe resolver cuántas corridas se necesitan para lograr que los resultados sean creíbles. Para esto se deben realizar corridas de prueba del modelo de simulación que pueden ser desde 5 corridas o más. Luego, se elige una variable de respuesta sobre la cual se realizará este análisis, a partir de esta variable se generan datos donde se deberá calcular la media y la desviación estándar los que se deben sustituir en la siguiente ecuación:

$$N = \left[\frac{\sigma * Z}{Error * X} \right]^2$$

Ecuación 3: Número de corridas de simulación. (Palma, 2013)

Donde:

N: Número de corridas

σ : Desviación estándar de la variable de respuesta a analizar

Z: Estadístico normal estándar que depende del nivel de confianza y el número de corridas

Error: Porcentaje de error aceptado

X: Promedio de la variable de respuesta a analizar

La variable de respuesta a analizar fue el tonelaje diario procesado y el número de corridas de prueba fueron 12, que corresponde a 1 simulación por cada mes del año. Se acepta un error de 5% y un nivel de confianza de 95% con lo que se tiene:

$$N = \left[\frac{111 * 1,65}{0,05 * 30.578} \right]^2 = 0,014$$

Como el número de corridas obtenido en la fórmula se cubrió con el número de corridas preliminares ya no es necesario hacer más corridas. Si el número de corridas calculado hubiera sido mayor al que se consideró de manera preliminar entonces se deberían haber realizado las corridas que fueran necesarias.

5.1.2. Validación de la simulación

Se considera que un estudio de simulación tiene éxito cuando produce una solución suficientemente creíble como para ser aceptada y utilizada por los responsables de la toma de decisiones. Para aumentar la probabilidad de éxito y conseguir esa credibilidad debe existir una garantía de calidad de la simulación, esto se puede hacer mediante la verificación y la validación.

Verificar el modelo consiste en cerciorarse de que el modelo haga lo que debe hacer y esta se lleva a cabo a medida que se construye el modelo y se codifica.

La validación es el proceso de determinar si un modelo de simulación es una representación fiable del sistema para los objetivos particulares de estudio. Consiste entonces en determinar el grado en el que un modelo es una representación fiable del mundo real desde la perspectiva del uso esperado del modelo.

Para validar el modelo de simulación se debe responder a las siguientes preguntas:

- ¿Es el modelo de computadora una representación válida del sistema real?
- ¿Puede el computador replicar las prestaciones del sistema real?
- ¿Tiene la salida del modelo de computadora credibilidad para los expertos y los responsables de decisiones?

Para lo anterior se realizarán pruebas de hipótesis sobre los tiempos de ciclo que entrega el modelo versus los tiempos de ciclo obtenidos por dispatch para el mismo circuito. Se elige este parámetro y no la producción dado que actualmente no hay una producción diaria determinada de mineral desde stock al chancado y esta varía dependiendo de las necesidades de la mina, sin embargo en un comienzo se definió que el tonelaje anual se dividiría en los días operativos para hacer más fácil el estudio.

El test de hipótesis dice lo siguiente: *“El valor p es la probabilidad de obtener un conjunto de datos, si H_0 es cierta, que esté más a favor de H_1 que el que se obtuvo, así si el valor de p es muy pequeño, el lector está indicando que es muy difícil obtener información que se encuentre más a favor de H_1 , que la información que ya tiene en su conjunto de datos, así la evidencia para H_1 es fuerte. Cuando el P-value está más cercano a cero se dice que “se rechaza la hipótesis”. En cambio, cuando P-value es alto (0,3 para una cola y 0,6 para dos colas) “se asume que no existe evidencias para rechazar H_0 ”.*

Para este caso en particular se realizó el análisis de datos para los tiempos de ciclos suponiendo desigual varianza para 2 muestras. Los resultados obtenidos se muestran a continuación:

t-Test: Two-Sample Assuming Unequal Variances		
	<i>Variable 1</i>	<i>Variable 2</i>
Mean	16,89	16,82
Variance	29,32	37,10
Observations	284	353
Hypothesized Mean Difference	0	
df	629	
t Stat	0,15	
P(T<=t) one-tail	0,44	
t Critical one-tail	1,65	
P(T<=t) two-tail	0,88	
t Critical two-tail	1,96	

Tabla 10: Resultados validación.

Como se puede observar el valor del P-value es de 0,88, lo que es mayor al 0,6 requerido. Por lo tanto, se considera que el modelo de simulación representa de manera confiable el sistema real y se acepta como creíble.

5.2. FACTIBILIDAD TÉCNICA DEL USO DE CAMIONES AUTÓNOMOS EN MINA LOS BRONCES

Al analizar las características técnicas sobre el funcionamiento de camiones autónomos, que fueron descritas en la sección 4.1, se concluyó que existen ciertas dificultades operacionales al aplicar este sistema en la Mina Los Bronces.

En esta sección se detallarán los principales factores operativos a tener en cuenta para definir si es factible o no esta alternativa.

5.2.1. Restricción de equipos

El sistema autónomo requiere que el área de operación de los camiones sea una zona aislada cuyo acceso está restringido a equipos con sistema AHS.

A continuación, se observa el área AT para el circuito estudiado.

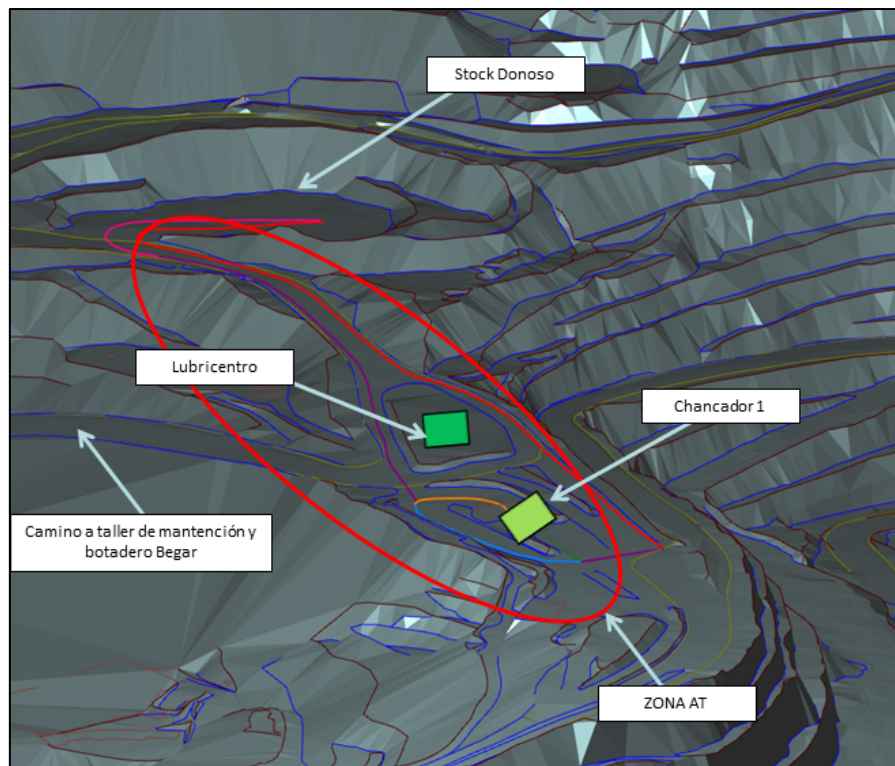


Ilustración 54: Área AT circuito stock-chancado.

Como se aprecia en la imagen para el circuito estudiado la zona autónoma incluye el lubricentro y el camino al taller de mantención de los camiones, los que deberían ser reubicados en el caso de utilizar camiones autónomos, pues equipos que operan en otros sectores de la mina no podrían ingresar a esta área al no tener instalado el sistema AHS. Además, los camiones que deben rellenar el stock tampoco podrían ingresar a este circuito y se debería considerar la construcción de un nuevo acceso.

Por otra parte, la descarga de camiones en el chancador 1 quedaría limitada a los camiones autónomos y no podrían descargar camiones que operan en otros sectores, lo que ocasionaría un atochamiento en el chancador 2 y una baja en la producción, ya que la cantidad de mineral que procesaría el chancador estaría muy por debajo de la capacidad de este.

Para evitar la baja en la productividad podría considerarse la operación de camiones a ciertas horas del día, por ejemplo cambios de turno o relevos para almuerzo, sin embargo, sigue existiendo la restricción de accesos a ciertos caminos (taller de mantención, botadero begar, descarga en stock, lubricentro).

5.2.2. Adaptación de una operación manual a operación autónoma

Para implementar el sistema autónomo se debe considerar un rediseño de la mina ya que se tienen condiciones operacionales distintas. Entre las consideraciones a tener en cuenta se tiene:

1. Se deben estandarizar las pistas del área AT. Las pistas unidireccionales deben tener un ancho mayor a 15 m y en el caso de pistas dobles estas deben ser de un ancho mayor o igual a 30 m y no tener camellón central.
2. Se debe considerar segregación de pistas para vehículos livianos de servicio, esto con el fin de evitar que los camiones se detengan o reduzcan su velocidad cuando se realiza el procedimiento de escolta.
3. Deben prepararse áreas especiales de chequeo y abastecimiento de combustible que sean aledañas a las pistas de acarreo.
4. Los pretilos deben tener una altura de 1,8 m y ser de un material homogéneo, de baja granulometría, para evitar que el camión considere el pretil como un obstáculo.
5. Se tendrían que rediseñar las siguientes rutas que intersectan el área AT:
 - Camino a taller de mantención y botadero begar
 - Camino para relleno de stock

5.2.3. Salidas de rutas por resbalamiento lateral

El exceso de agua en las pistas hace que los camiones resbalen lateralmente. Cuando el resbalamiento es mayor a 0,5 m el camión se detiene, pues se sale de su ruta y se requiere que una persona tome el equipo de manera manual y lo vuelva a colocar en la ruta predefinida.

En la Mina Gabriela Mistral se genera resbalamiento por el agua que riega el camión aljibe y no se tienen tantas detenciones por esta causa, sin embargo, en la Mina Los Bronces se generarían muchos problemas de este tipo, ya que en el invierno se presentan nevadas que congelan las pistas y generan acumulación de agua en estas. Se piensa entonces que este es uno de los principales aspectos que hacen inviable la operación de un sistema autónomo.

5.2.4. Rendimientos y detección de obstáculos

Una de las grandes ventajas de una operación autónoma es que genera mayores KPI's en consumo de combustible, rendimiento de neumáticos y disponibilidad de camiones entre otros. Además, otorga la ventaja de una operación uniforme al operar con velocidades constantes y al ser continua (no existen detenciones por cambio de turno o colación). Sin embargo, a pesar de lo anterior los resultados de la Mina Gabriela Mistral en cuanto a productividad son menores en comparación con la operación manual, esto debido principalmente a que los camiones se detienen al encontrar cualquier obstáculo en el trayecto.

También se mencionó la importancia de tener pistas libres de obstáculos para evitar detenciones. Sin embargo, un estudio estadístico de los datos de operación de Los Bronces del mes de Agosto de 2014 señaló que el tiempo entre detenciones de camiones por obstáculos en las pistas fue en promedio de 27 min y la detención duró en promedio 4 min. Para el caso del sistema autónomo los camiones tienen un tiempo de detención mayor que sigue una Distribución Triangular (10, 15, 20) (Parreira, 2012), esto debido a que cada vez que el camión se detiene por un obstáculo en ruta el Pit Patroller debe ir a corroborar que efectivamente existe el obstáculo o si fue una falla del radar, ya que el camión no tiene una cámara que permita detectar de manera más rápida la causa de la detención.

5.2.5. Disponibilidad de satélites y rapidez de comunicación radial

Uno de los aspectos más importantes del sistema AHS es que es un sistema de alta precisión y requiere alta disponibilidad de satélites (mínimo 7) y rapidez en la comunicación radial. Esto se debe a que si se interrumpe la comunicación con algún equipo este desaparece de la pantalla del controlador y no es detectado por los camiones que circulan por la ruta pudiendo ocasionar accidentes.

Gabriela Mistral es una mina que se encuentra en pleno Desierto de Atacama, por lo tanto no se generan obstrucciones satelitales por la topografía, pero si existen algunas zonas del rajo que son puntos ciegos, donde deben colocarse satélites terrestres que ayuden con la triangulación correcta del GPS. Por el contrario, Los Bronces presenta una topografía abrupta que genera zonas con puntos ciegos y además, la disponibilidad de satélites depende del momento del día teniéndose en ciertas ocasiones alta disponibilidad y en otras muy baja (menor a lo requerido). Esto ocasionaría el requerimiento de radares terrestres que sean capaces de cubrir los momentos en que la disponibilidad es baja, pero aumentaría la inversión y los costos del sistema.

5.2.6. Factibilidad técnica de aplicación

Al analizar los distintos elementos del sistema AHS y las principales dificultades operacionales encontradas al estudiar su aplicación a la mina Los Bronces, se concluye que no es factible implementar un sistema autónomo, por lo tanto se descarta este escenario como una alternativa al sistema de transporte de mineral actual desde stock a chancado.

Entre las principales razones que motivan esta decisión se destacan las siguientes:

- El sistema aún se encuentra en desarrollo y para poder ser implementado en Los Bronces debe existir un mayor conocimiento de este.
- Existen limitaciones de cobertura satelital y alteraciones propias del sistema que aún no han sido solucionadas, tales como el fenómeno del “centelleo” (tormentas solares) que ha ocasionado la detención del sistema autónomo en varias ocasiones en la mina Gabriela Mistral. A pesar de que este fenómeno afectaría solo la zona norte del país no se tiene la certeza de que no se tendrían problemas de este tipo.
- La topografía de la mina no permite tener la cantidad de satélites necesarios debido a obstrucciones, las que generan puntos ciegos dentro de la mina y hace necesario el uso de satélites terrestres.
- Los camiones autónomos están pensados para circuitos largos y tediosos, principalmente en rutas hacia botaderos a distancias mayores a 2 km y en caminos planos, donde la fatiga podría ocasionar accidentes. Sin embargo, el circuito considerado tiene 1,8 km por lo que se piensa que el rendimiento sería aún más bajo porque las interferencias en el sistemas serían mayores.
- Las condiciones de pistas no permiten la implementación de este sistema, ya que la nieve y el barro impedirían el funcionamiento normal de los camiones provocando detenciones de estos al detectar obstáculos en el camino. Por lo anterior, se requeriría un uso exhaustivo de equipos de apoyo, pero a mayor número de equipos en el área AT se generan mayores interferencias disminuyendo el rendimiento de los camiones.

5.3. SIMULACIÓN DE CAMIONES AUTÓNOMOS

En la sección anterior se concluyó que técnicamente no es factible la implementación de un circuito de camiones autónomos en la faena Los Bronces. Sin embargo, la no factibilidad de esta implementación tenía razones principalmente cualitativas, por lo que se decidió analizar desde un punto de vista cuantitativo la implementación de este sistema.

Para lograr lo anterior se simuló la producción de los camiones autónomos en el circuito Stock-Chancado. Para esto se varió tanto el número de camiones en el circuito como el número de ciclos que tenían que pasar para que el camión se detuviera (debido a que no existen datos reales de detención de camiones autónomos). A medida que se aumentaba el número de ciclos que debía realizar el camión para detenerse las detenciones eran cada vez menores llegando a encontrar que recién a los 120 ciclos el camión no se detenía. Como variables de salida se tiene la producción de los camiones y las horas que deben estar operativos para cumplir la producción requerida que en este caso corresponde a 28.000 t ya que en teoría el camión puede operar los 365 días del año.

A continuación se tiene una tabla que muestra el número de detenciones según el número de ciclos que deben pasar para que el camión se detenga. Como se puede apreciar a partir de los 6 ciclos el número de detenciones es la misma independiente de la cantidad de camiones en el circuito.

# ciclos	1 camión [# detenciones]	2 camiones [# detenciones]	3 camiones [# detenciones]	4 camiones [# detenciones]	5 camiones [# detenciones]
1	52	85	91	94	94
2	37	50	51	51	51
3	29	34	34	34	34
4	23	25	25	25	25
5	19	20	20	20	20
6	17	17	17	17	17
7	14	14	14	14	14
8	12	12	12	12	12
9	11	11	11	11	11
10	10	10	10	10	10
11	9	9	9	9	9
12	8	8	8	8	8
13	7	7	7	7	7
15	6	6	6	6	6
18	5	5	5	5	5
25	4	4	4	4	4
30	3	3	3	3	3
35	2	2	2	2	2
60	1	1	1	1	1
120	0	0	0	0	0

Tabla 11: Número de detenciones camiones autónomos.

El número de detenciones que se produzcan tendrá un impacto en la producción de los camiones, ya que a medida que se tengan más detenciones la producción será menor y aumentarán las horas de operación necesarias para lograr la producción objetivo.

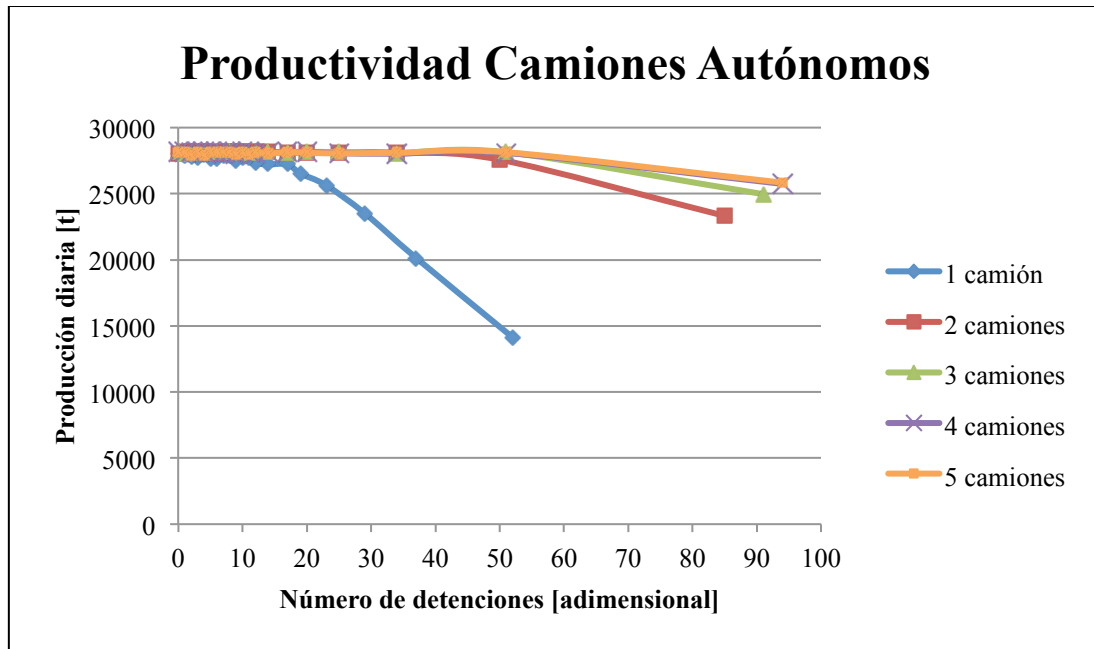


Gráfico 9: Productividad camiones autónomos.

Del gráfico de productividad de camiones autónomos se observa que 1 camión en el circuito es capaz de cumplir el requerimiento de producción sólo cuando no se detiene nunca en el circuito. Por otra parte, para los circuitos con 2 camiones o más no se cumple la meta de producción solamente cuando las detenciones totales en el día son mayores a 50, por lo que el número de detenciones no afecta tanto en la productividad. Sin embargo, las diferencias se tendrán en el número de horas operativas que deban realizar los camiones para cumplir la producción, ya que a medida que los camiones se detienen más el número de horas operativas también comienza a aumentar. El gráfico a continuación muestra este efecto.

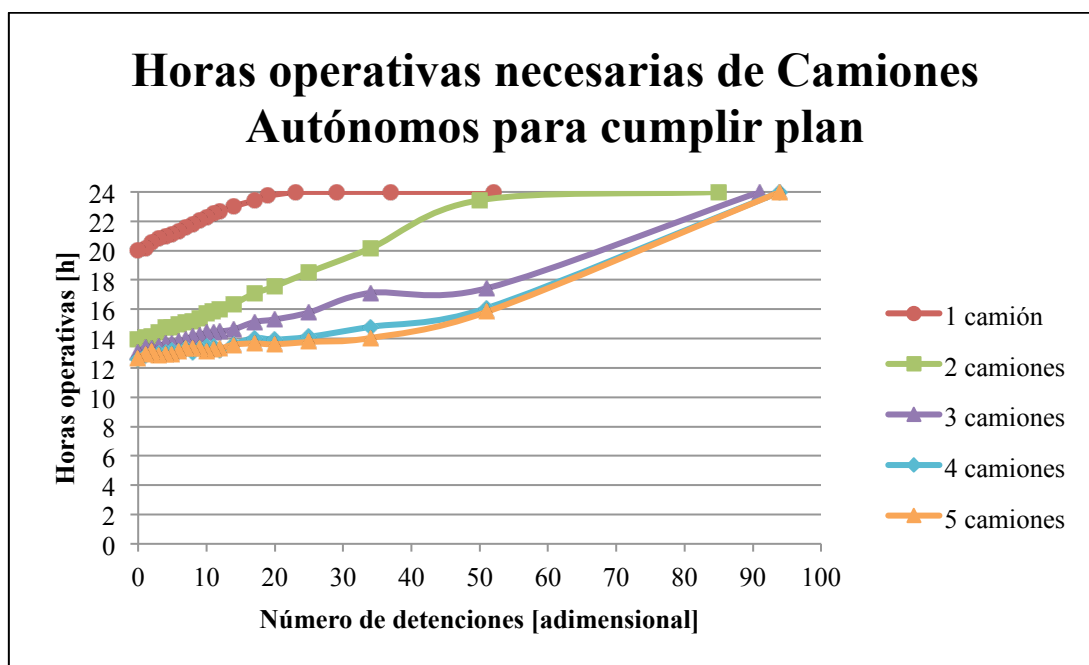


Gráfico 10: Horas operativas camiones autónomos.

Se puede apreciar que si los camiones no se detuvieran nunca en el circuito las horas operativas estarían entre 14 y 12,5 para el circuito con 2 y 5 camiones. Si se compara con las horas necesarias para cumplir la producción en el caso se los camiones manuales se tiene que este caso es mucho más favorable, ya que un circuito con 5 camiones manuales demora aproximadamente 16 horas en cumplir la producción. Del gráfico también se deduce que la tendencia es más o menos lineal a medida que aumenta el número de detenciones.

Dado que el circuito autónomo es un circuito cerrado se debe tratar de minimizar las horas operativas de los camiones en el circuito, pues si los camiones se encuentran operando en modo autónomo los camiones manuales provenientes de otros sectores de la mina no tendrán la posibilidad de utilizar el chancador 1 para la descarga de mineral. Además, se tendrían que cerrar caminos para acceder a otros sectores de la mina tales como: Taller de mantenimiento y Stock Donoso.

Se puede concluir que el número de horas operativas es muy sensible a la cantidad de detenciones que se tengan. Por otra parte, tener operando un sistema autónomo en el caso más favorable (12 horas) complicaría en gran manera el transporte de material (tanto estéril como mineral) dentro de la Faena, por lo que utilizar un camión autónomo los 365 días del año no es factible. A pesar de lo anterior, existen 28 días en que no se tendrían problemas respecto a cerrar el área autónoma ya que esos días la mina se encuentra detenida por problemas de clima, y se podría operar sin problemas, por lo tanto se decidió analizar el tonelaje extra de esos 28 días. Se simuló para 2 camiones, ya que del caso base se concluyó que esta era la mejor opción. Los resultados obtenidos fueron los siguientes:

Producción [t/día]	Número de detenciones	Porcentaje de detenciones
23.551	86	100%
34.338	42	50%
46.857	17	20%
49.734	13	15%
50.926	9	10%
53.566	4	5%
54.821	0	0%

Tabla 12: Producción circuito de 2 camiones según porcentaje de detenciones.

Con esta opción se opera 337 días con camiones de forma manual (Caso Base) y 28 días con camiones autónomos.

5.4. SISTEMA DE CORREAS

En la sección 4.4 se señaló que se estudiarían dos rutas de trazado del sistema de correas. Los resultados de cada una de las alternativas se describen a continuación.

5.4.1. Trazado (1)

Para esta alternativa se diseñaron dos sistemas de transporte por correa cuya diferencia principal es el almacenamiento del mineral, el que en un caso es silo y en el otro stockpile.

5.4.1.1. Sistema con silos

Para el diseño de silos se hicieron las siguientes consideraciones:

- Tonelaje a almacenar: 14.000 t.
- Ángulo con respecto a la vertical: 20°.
- Base cuadrada.
- Altura parte cilíndrica: Igual a la base o máximo 2 veces el tamaño de la base.
- Alimentación a chancado: 4.700 t/h.
- Horas operativas: 3 horas por turno.

A partir de las consideraciones anteriores y las ecuaciones del ANEXO B se obtuvieron los siguientes resultados:

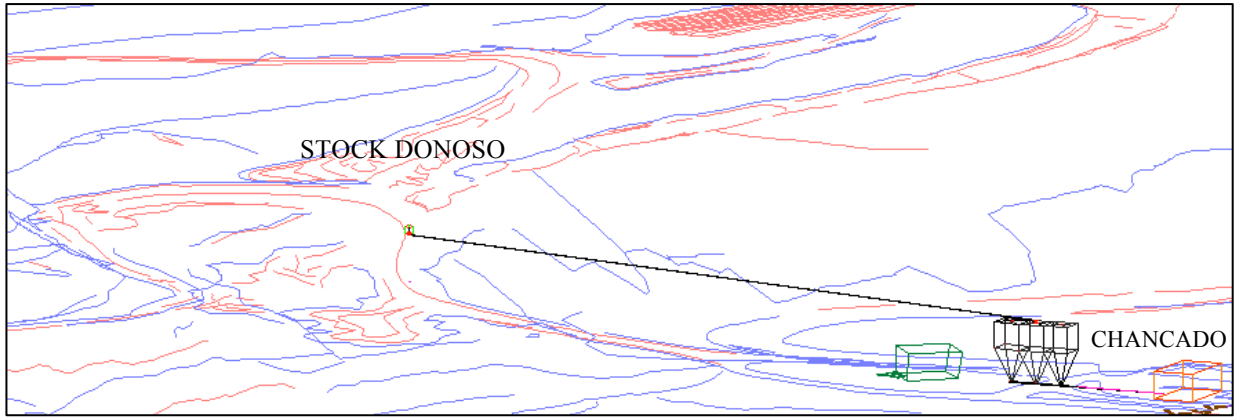


Ilustración 55: Vista isométrica Sistema Correas-Silos-Correas.

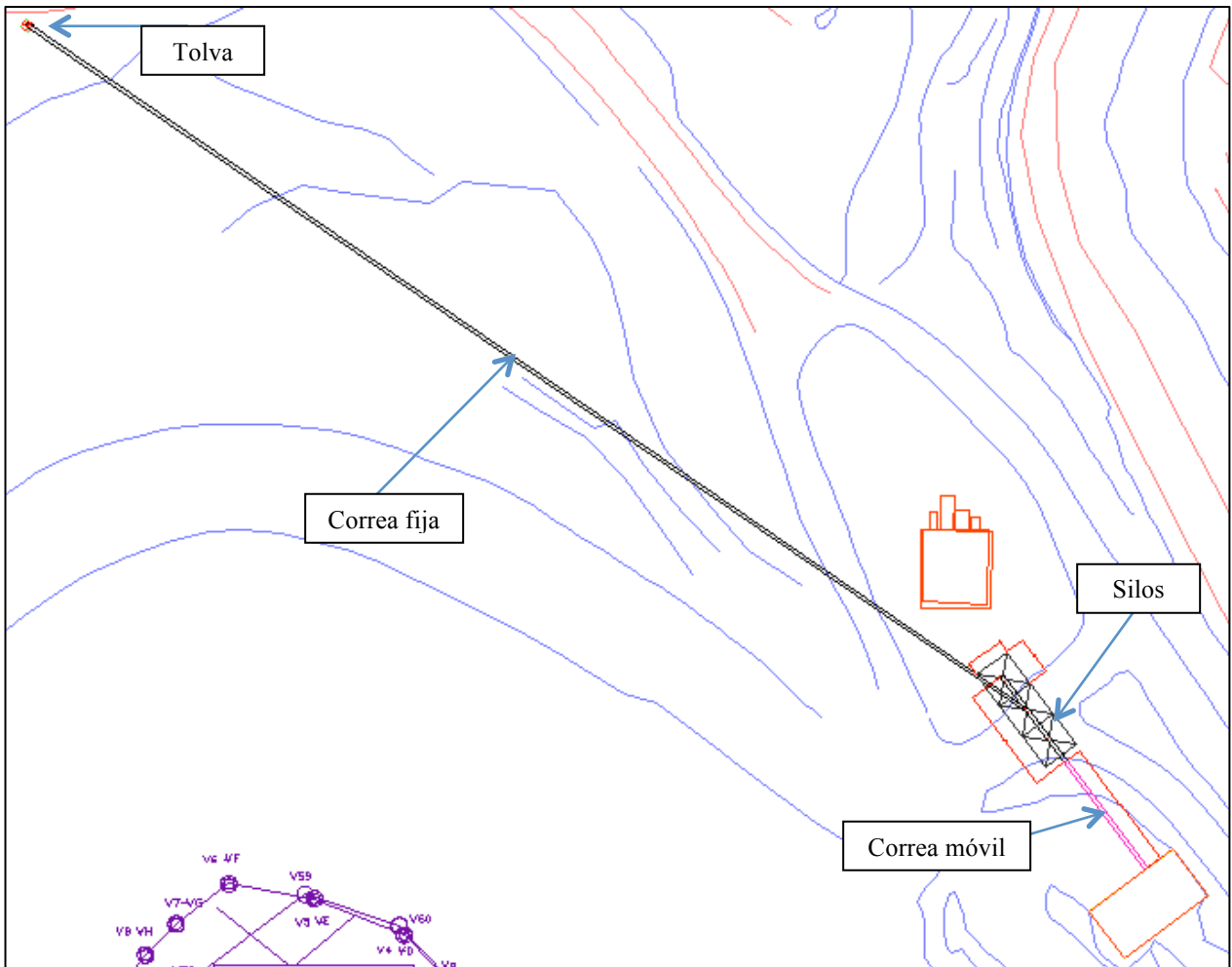


Ilustración 56: Vista en planta Sistema Correas-Silos-Correas.

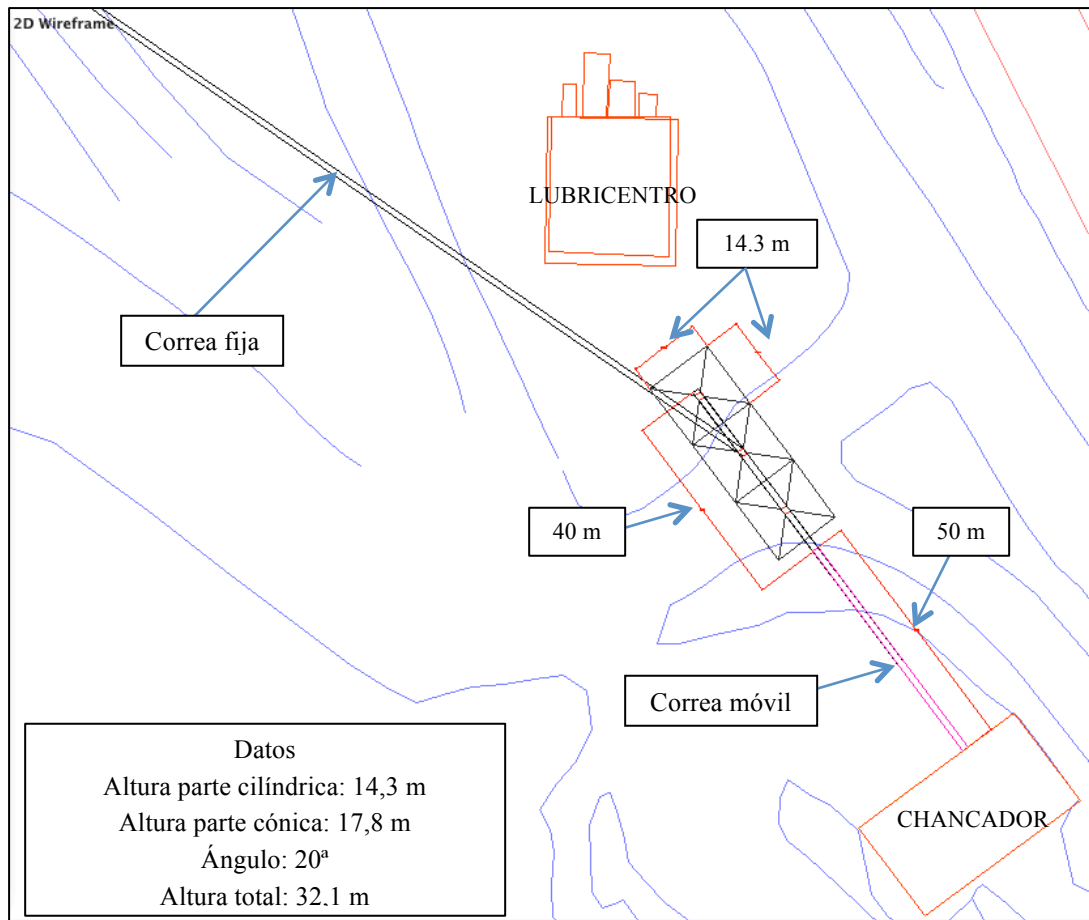


Ilustración 57: Vista en planta Sistema Correas-Silos-Correas sector chancador.

Para elegir la cantidad de silos se privilegió que fueran la menor cantidad posible pero que la altura no fuera extremadamente grande, por lo que se eligió el diseño de 3 silos de base cuadrada, con altura de la parte cilíndrica igual a la base.

Como se puede apreciar la cantidad de silos necesarios es muy alta, esto debido a que se requiere almacenar una gran cantidad de tonelaje. Además, un sistema de silos presenta algunas complicaciones operacionales, entre las que destacan:

- Inversión alta por alto requerimiento de acero.
- Problemas de formación de arcos que impiden el flujo normal de material dentro del silo.
- Requiere un sistema de aire comprimido para destrabar las salidas en caso de atochamiento.

Por lo anterior, se considera que la aplicación de un sistema Correa-Silo-Correa tendría una inversión muy alta y problemas operacionales que no harían factible su aplicación, por lo que se decide no analizar esta opción en una etapa posterior.

5.4.1.2. Sistema con stockpile

Para este sistema se tienen los siguientes requerimientos:

- Alimentación a chancado: 28.000 t/día.
- La correa que alimenta el chancado debe operar sólo en horas de relevo y cambio de turno (4 horas por turno, 8 horas al día) y ser móvil.
- La carga viva del acopio equivale a 3 horas de operación para mantener continuidad operacional (10.500 t).
- La alimentación al sistema se realiza mediante cargadores frontales que cargan el mineral en el stock y lo descargan en una tolva de traspaso.
- Se considera la construcción de un galpón de protección para el acopio, de manera de evitar pérdidas de mineral por viento.
- Las correas de los tramos fijos se encuentran encapsuladas.

El funcionamiento del sistema se aprecia en el siguiente diagrama:

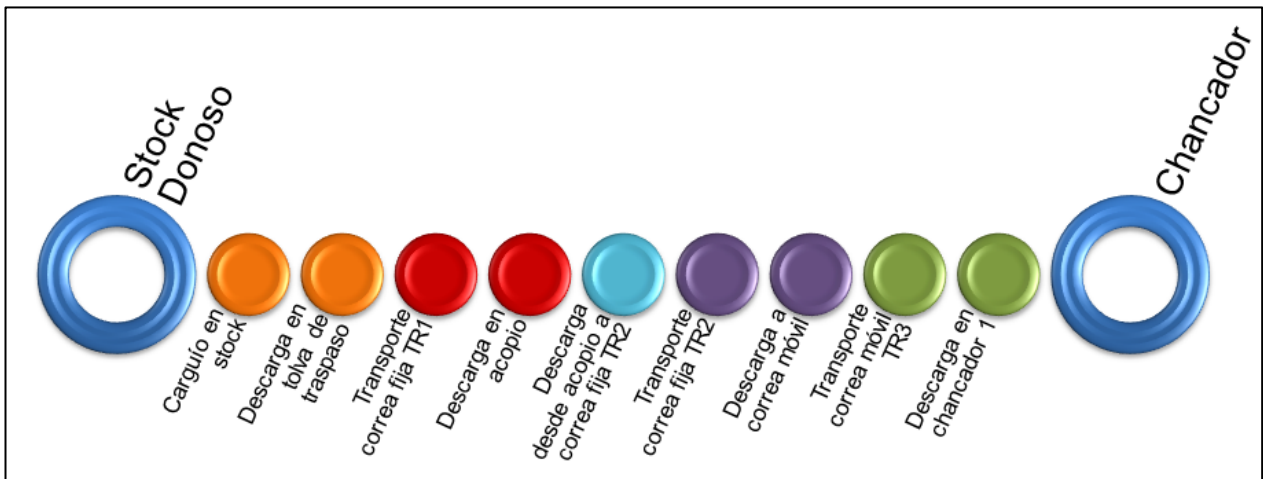


Ilustración 58: Funcionamiento del sistema Correa-Stockpile-Correa.

El plan de operación de los distintos tramos de correas se observa en la siguiente imagen:

Actividad	Hora del turno											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Operación correa móvil TR3												
Operación correa fija TR2												
Operación correa fija TR1												

Ilustración 59: Programa de operación.

Se decide no operar el Tramo 1 de la correa en los cambios de turno ni en los relevos para que no existan problemas al relevar los operadores de los cargadores frontales.

A continuación, se puede apreciar una vista isométrica de los componentes del sistema.

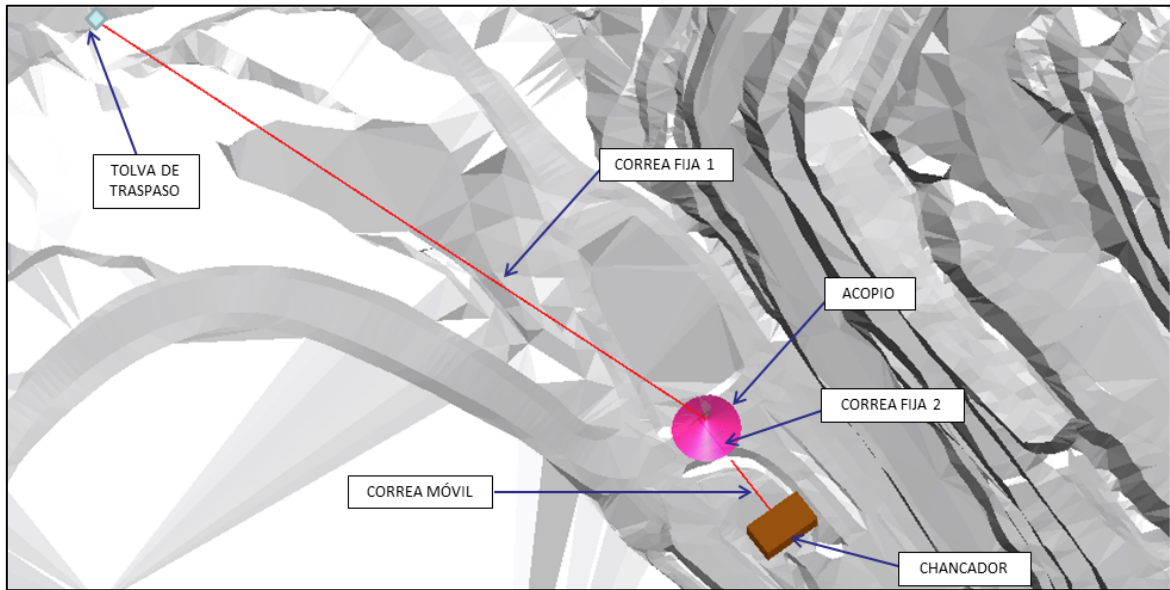


Ilustración 60: Componentes del sistema Correa-Stockpile-Correa. Vista isométrica.

En la imagen anterior la correa fija 1 corresponde al tramo TR1, la correa fija 2 corresponde al tramo TR2, este tramo se encuentra fijo bajo el stockpile y es la correa que recibe el mineral desde el acopio a través de 4 alimentadores (apron feeders), y la correa móvil corresponde al tramo TR3. Este último tramo consiste en una correa móvil montada sobre orugas que es trasladada de lugar una vez que no se encuentra operativa.

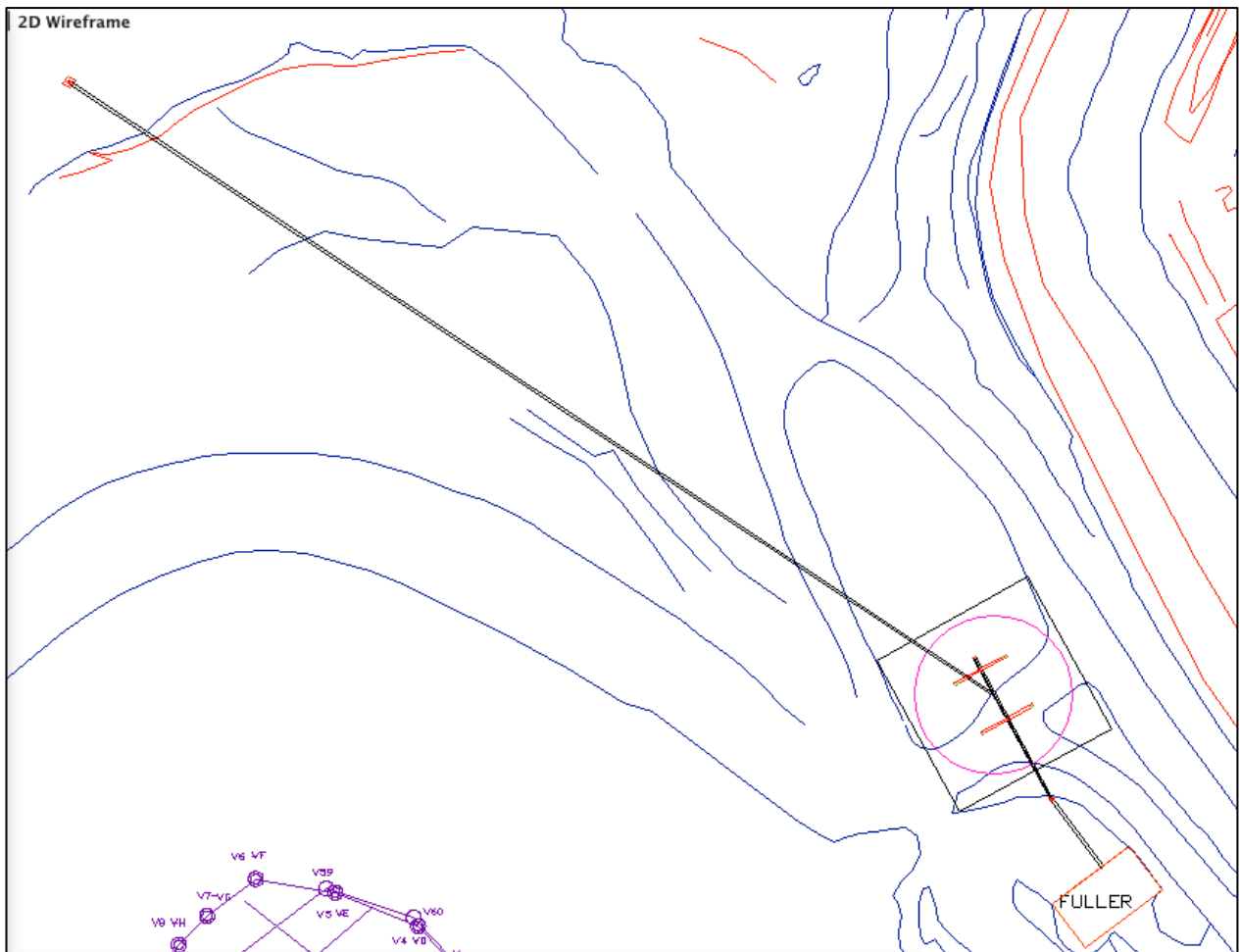


Ilustración 61: Vista en planta sistema Correa-Stockpile-Correa.

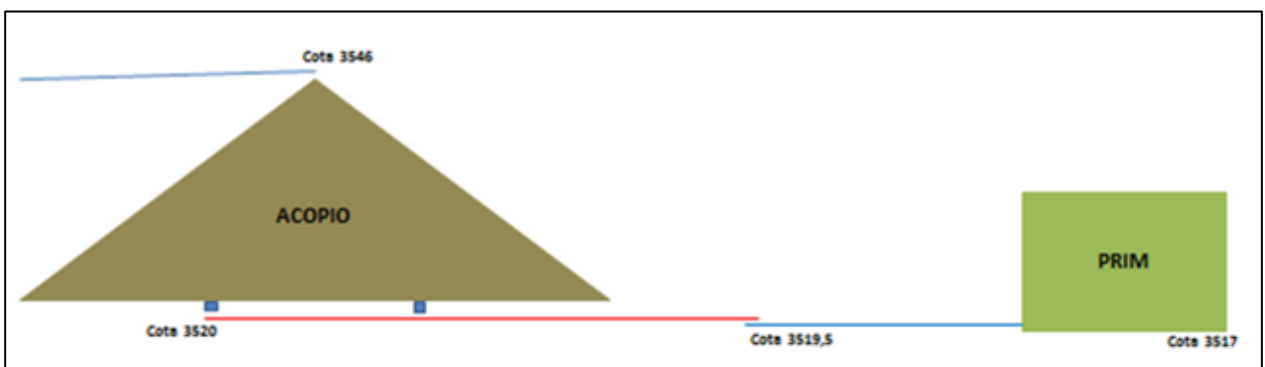


Ilustración 62: Vista en perfil para el sector del chancado-acopio.

DATOS STOCKPILE		
Parámetro	Valor	Unidad
Tonelaje carga viva	10.500	t
H	24	m
D	64	m

Tabla 13: Parámetros stockpile.

Las características principales de cada una de estas correas se detallan a continuación. Para el dimensionamiento de correas se utilizó el Manual Conveyor Handbook de Fenner Dunlop (ANEXO A) y para el dimensionamiento del acopio los apuntes del curso “Ingeniería del procesamiento de minerales” (ANEXO C). El detalle de los cálculos se muestra en el ANEXO D.

PARÁMETROS CORREAS				
Parámetro	TR1	TR2	TR3	Unidad
Ancho	1,2	1,2	1,2	m
Largo	447	65	35	m
Capacidad real	2.624	3.583	3.583	t/h
Tonelaje transportado	2.100	3.500	3.500	t/h
Desnivel	1,8	0	0	m
Potencia del motor	206	51	28	HP

Tabla 14: Parámetros correas circuito Correa-Stockpile-Correa.

Por último, el sistema completo posee las siguientes características:

- Equipos de carguío: 2 cargadores frontales Marca Caterpillar, Modelo 994F. Rendimiento 1.060 t/h.
- 1 tolva de traspaso con capacidad de 43 m³ (3,5 m x 3,5 m x 3,5 m). En su parte superior se encuentra una parrilla con rejillas cuadradas de 0,3 m x 0,3 m para separar el sobretamaño.
- 4 salidas de descarga desde el acopio. Estas son de base cuadrada de 1,2 m x 1,2 m y cada una tiene un chute de traspaso.
- 4 alimentadores de correas (Apron Feeders: alimentadores de placa) de 1,2 m de ancho.
- Una vez finalizada la operación la correa móvil se traslada de lugar. De esta forma la puerta del chancado queda disponible para la descarga de camiones.

5.4.2. Trazado (2)

Para esta alternativa se diseñó un sólo sistema de transporte por correa donde no se considera almacenamiento de mineral. Las características del sistema son las siguientes:

- El material es cargado en el stock por 3 cargadores frontales Marca Le Torneau, modelo 1850, los que descargan a 3 tolvas de traspaso. El rendimiento de los cargadores es de 1.333 t/h.
- Cada cargador descarga el material en una tolva de traspaso ubicada dentro del mismo stock.
- El material sale de la tolva mediante un alimentador de placa (FH-001/002&03) y es descargado a una correa de sacrificio (CV-001), que transferirá el material a la correa principal (CV-002) a una tasa de 4.000 t/h.

- La correa principal (CV-002) lleva el material hasta una correa de transferencia (CV-003). Esta correa tiene 2 módulos: CV-002a y CV-002b y una torre de transferencia ubicada en el sector del lubricentro. Esta torre de transferencia permite que los camiones circulen debajo de esta con la altura suficiente.
- La correa de transferencia (CV-003) alimenta un Stacker o correa móvil (ST-001). Este Stacker posee dos módulos (ST-001a y ST-001b, horizontal e inclinado respectivamente) y es el que alimentará el chancador primario. El módulo ST-001a tiene dos posiciones: atrás, cuando está fuera de operación y adelante, cuando está en funcionamiento. El movimiento lineal se realiza mediante dos orugas que acercan el Stacker al chancador cuando el tráfico de camiones está detenido.

El funcionamiento del sistema se aprecia en el siguiente diagrama:

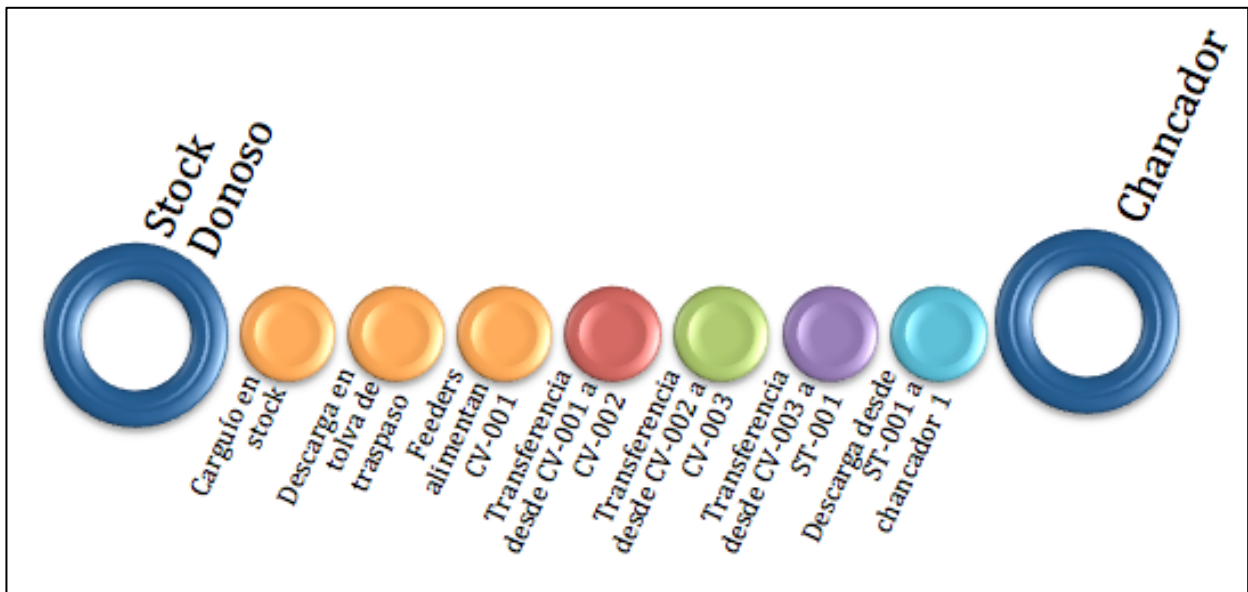


Ilustración 63: Funcionamiento del sistema de correas Trazado 2.

El plan de operación de los distintos tramos de correas se observa en la siguiente imagen:

Actividad	Hora del turno											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Operación CV-001												
Operación CV-002												
Operación CV-003												
Operación ST-001												

Ilustración 64: Programa de operación Trazado 2.

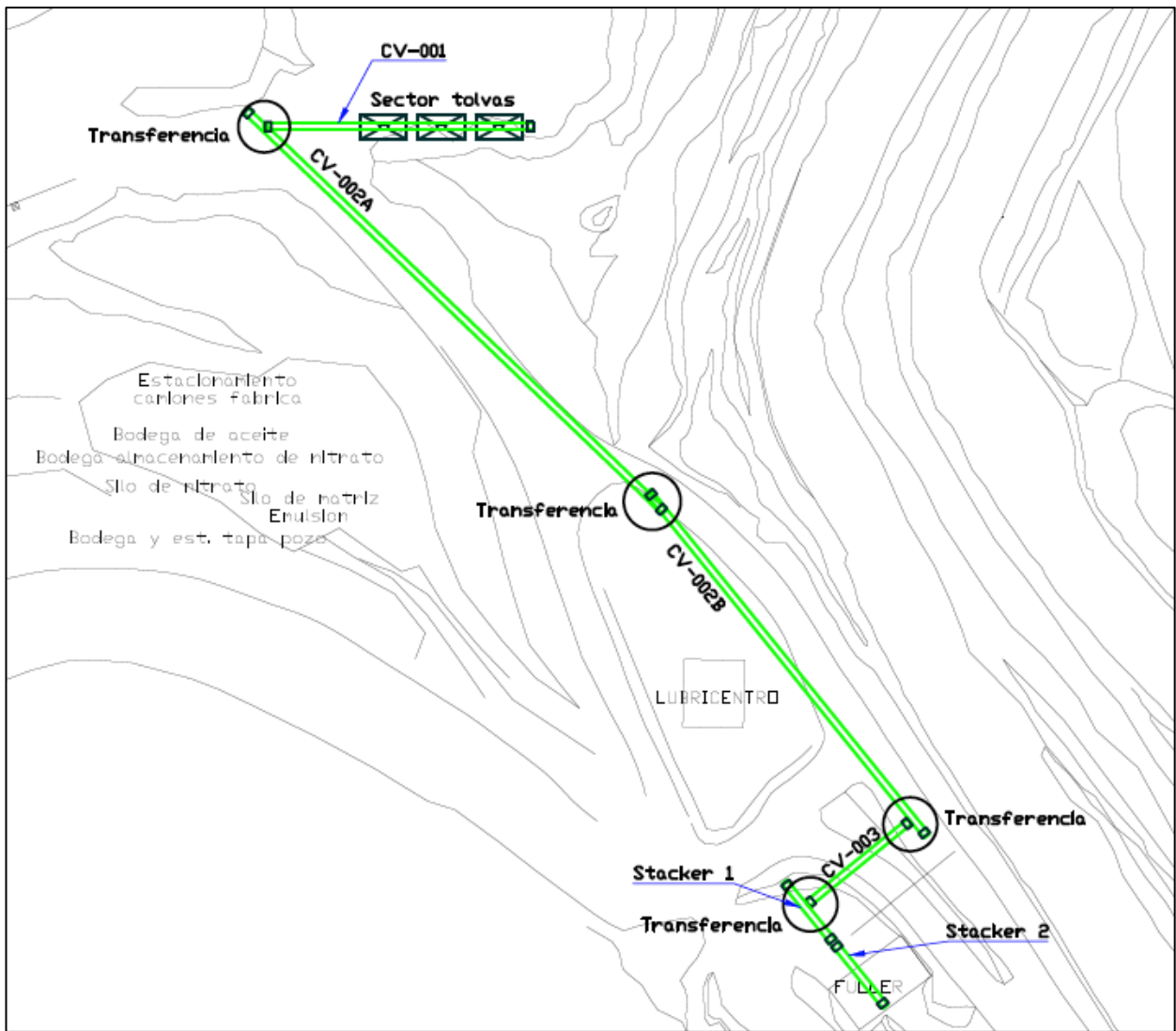


Ilustración 65: Vista en planta sistema de correas Trazado 2.



Ilustración 66: Stacker en operación.

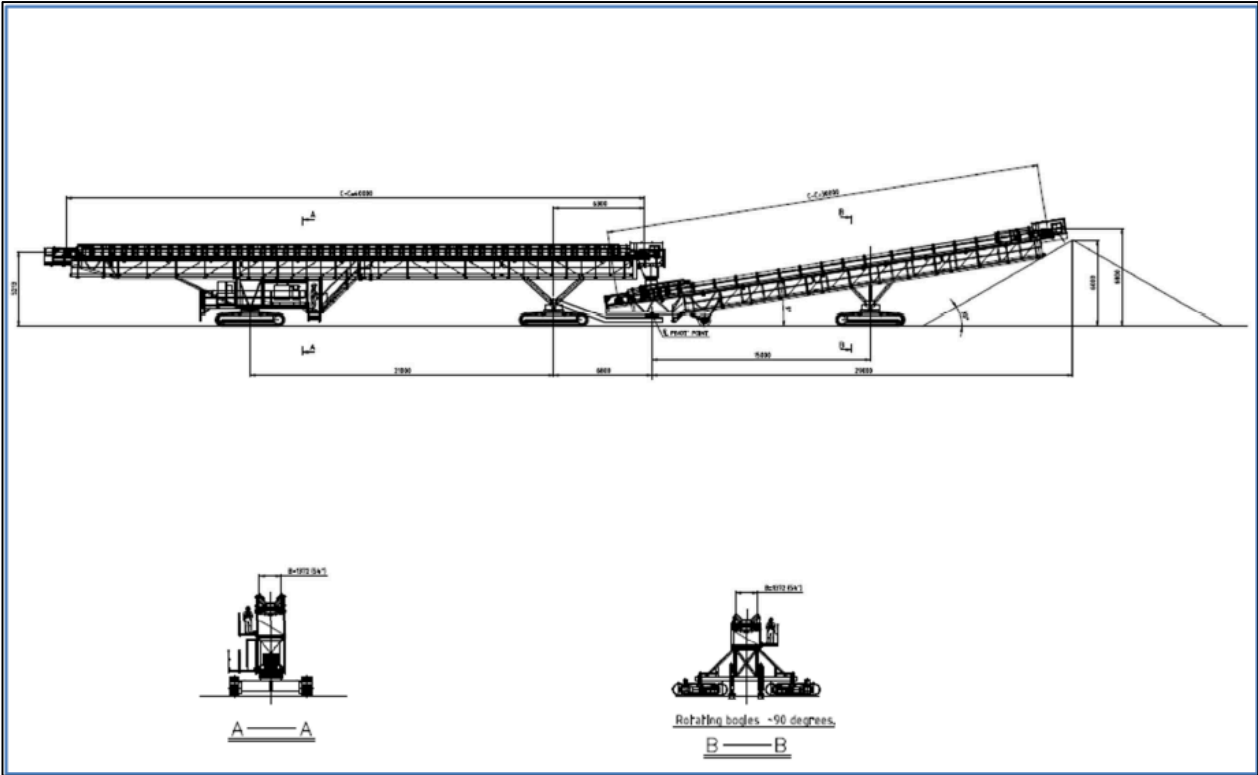


Ilustración 67: Ejemplo stacker de un proyecto de Sandvik 2014.

5.5. EVALUACIÓN ECONÓMICA

A continuación se muestran los resultados de la evaluación económica de cada uno de las soluciones propuestas.

5.5.1. Evaluación económica caso base

Para la evaluación económica del caso base se consideró el plan de producción LOM de la mina, donde se remanejan como máximo 10.251 kt por año. Por otra parte, a los costos de venta, mina y planta se le agregan los costos de remanejo, que consideran los costos de operación y mantenimiento de los camiones y de la pala. Estos costos son los siguientes:

ÍTEM	VALOR	UNIDAD
CAMIONES		
Costo Ton - Operación	0,85	US\$/t
Costo Ton - Mantenimiento	0,39	US\$/t
PALA		
Costo Ton - Operación	0,20	US\$/t
Costo Ton - Mantenimiento	0,49	US\$/t

Tabla 15: Costos remanejo Caso Base.

La distribución de los costos de remanejo se pueden apreciar en el siguiente gráfico. Es importante destacar que el costo de mano de obra está incluido en el costo de operación.

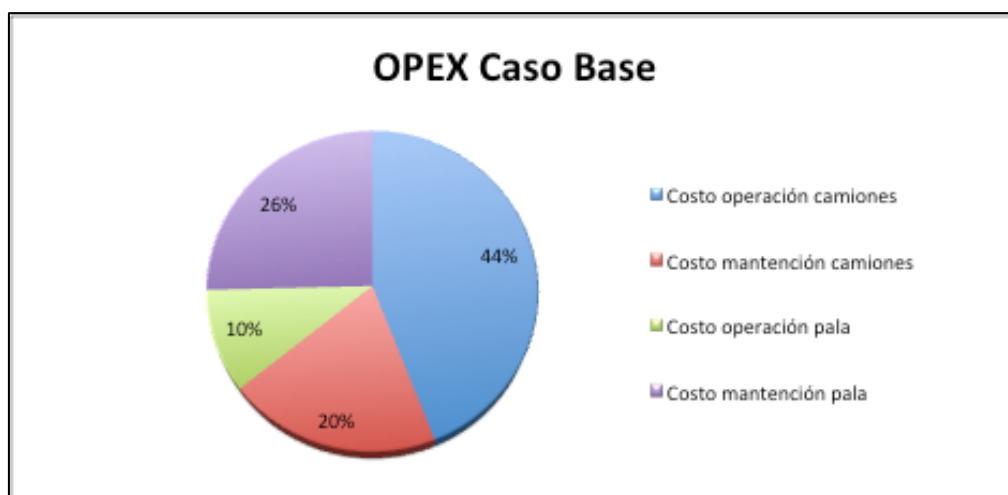


Gráfico 11: Distribución de costos de remanejo en el Caso Base.

Para el cálculo de las inversiones se consideró un factor de uso. Este factor representa el porcentaje del tiempo que el equipo está operando en el circuito considerado (lo que se obtuvo de la simulación del caso base), y el resto del tiempo se encuentra realizando labores en otros sectores de la mina y genera beneficios que no tienen relación con esta evaluación, por lo que se asocia la parte de la inversión del circuito en sí. Los datos de las inversiones se detallan a continuación.

FACTOR DE USO CAMIONES CASO BASE		
Ítem	Valor	Observaciones
Hrs año	8.760	Horas del año
Hrs operativas	6436,7	Horas camión en circuito
Factor	0,73	73%

Tabla 16: Factor de uso equipos Caso Base.

INVERSIÓN CAMIÓN			
Ítem	Precio [MUS\$]	Cantidad	Total [MUS\$]
Camión	4,3	1	4,3
Neumáticos	0,043	6	0,258
TOTAL			4,6

Tabla 17: Costo inversión camión.

INVERSIONES REALES CASO BASE				
Inversiones	Cantidad	Costo de inversión [MUS\$/equipo]	Factor de uso	Inversión Real [MUS\$]
Pala	1	13,4	1,0	13,4
Camiones	2	4,6	0,7	6,7
Inversión total Caso Base [MUS\$]				20,1

Tabla 18: Inversiones Caso Base.

DEPRECIACIÓN				
Equipo	Depreciación [años]	Depreciación anual [MUS\$]	Valor residual	Valor residual
Pala	15	0,893	30%	4,02
Camión	10	0,672	30%	2,02

Tabla 19: Depreciación equipos Caso Base.

Considerando lo anterior y utilizando una tasa de descuento de 8% para un periodo que va desde el 2017 al 2047 se tiene un VAN de **1.038 MUS\$**.

5.5.2. Evaluación económica camiones autónomos

Para el caso de los camiones autónomos se decidió analizar la sensibilidad del VAN respecto del número de detenciones que tiene el camión en el circuito.

En esta opción los camiones son operados de manera manual 337 días al año, por lo que la producción de esos 337 días corresponde a la del plan LOM. Además, se tiene un delta de producción extra que dependerá del número de detenciones. Debido a lo anterior se debe construir nuevamente el LOM ya que se adelanta el movimiento de mineral y cambian las leyes.

A continuación, se muestra una tabla con el tonelaje extra anual que se remaneja debido a la operación de camiones autónomos en 28 días de mal clima.

Porcentaje de detenciones	Tonelaje extra anual [kt]
100%	1.535
50%	1.500
20%	1.426
15%	1.393
10%	1.312
5%	961
0%	659

Tabla 20: Tonelaje extra anual camiones autónomos.

Para los costos de remanejo de los camiones autónomos se consideró los mismos que en el caso base, esto debido a que no existe bibliografía respecto al costo de transporte para camiones autónomos. Además, los estudios respecto a camiones autónomos muestran que los costos de operación son menores respecto a la operación de camiones manuales, por lo que al evaluar con estos costos se estaría en el peor caso.

Al igual que en el caso base el cálculo de las inversiones consideró un factor de uso de los equipos. El factor de uso de la pala sigue siendo 1 porque la pala se opera sólo en el circuito stock-chancado. Sin embargo, a las horas de operación del caso base se le suman las horas operativas de los camiones en los 28 días de mal tiempo.

FACTOR DE USO AUTÓNOMOS		
Ítem	Valor	Observaciones
Hrs año	8.760	Horas del año
Hrs operativas	6436,7	Horas camión caso base
Horas operativas AT	672	Horas en circuito AT
Factor	0,81	81%

Tabla 21: Factor de uso equipos para circuito con camiones autónomos.

Luego, para las inversiones se tiene que el costo de inversión de un camión es de 4,6 MUS\$ y de la visita a Gabriela Mistral se sabe que un camión autónomo vale 0,5 MUS\$ más que un camión no autónomo. Por lo tanto, para el cálculo de la inversión de un camión se utilizó el factor de uso sobre el costo de inversión total y se sumó 0,5 MUS\$ por cada camión. Esto dado que el camión autónomo es parte sólo de este circuito y no se utilizará en modo autónomo en ningún otro sector de la mina.

INVERSIONES REALES CAMIONES AUTÓNOMOS				
Inversiones	Cantidad	Costo de inversión [MUS\$/equipo]	Factor de uso	Inversión Real [MUS\$]
Pala	1	13,4	1,0	13,4
Camiones	2	4,6	0,8	8,4
Inversión total Caso Base [MUS\$]				21,82

Tabla 22: Inversiones del circuito autónomo.

DEPRECIACIÓN				
Equipo	Depreciación [años]	Depreciación anual [MUS\$]	Valor residual	Valor residual
Pala	15	0,893	30%	4,02
Camión	10	0,842	30%	2,53

Tabla 23: Depreciación de equipos del sistema autónomo.

Se evalúa con una tasa de descuento de 8% y se obtiene lo siguiente:

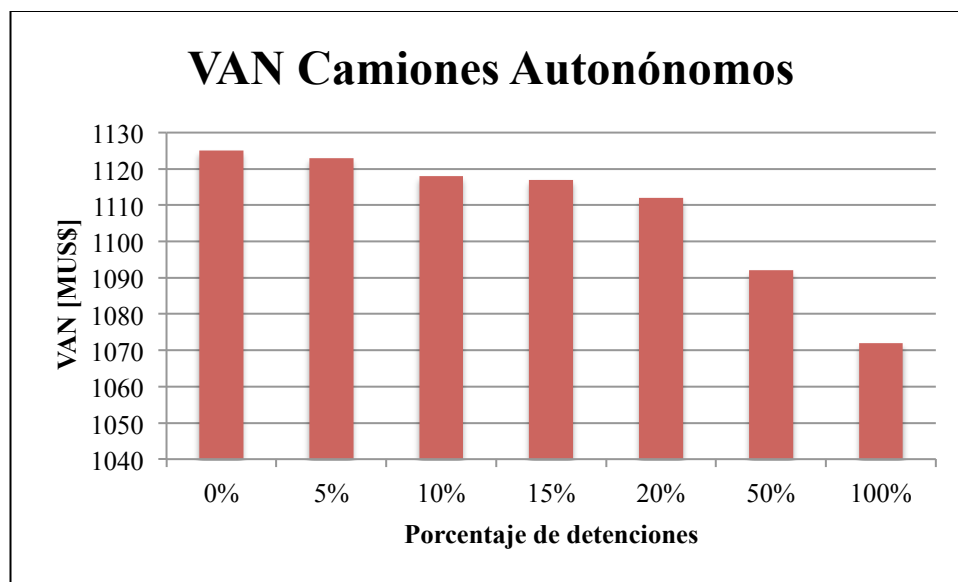


Gráfico 12: VAN Camiones autónomos.

Para las opciones de detenciones de 0, 5, 10 y 15% se hizo la evaluación para el período 2017-2043, mientras que para las últimas 3 para el período 2017-2043. Esto se debe a que si el tonelaje extra remanejado es mayor se deben adelantar los movimientos del stock y el material se agota antes.

5.5.3. Evaluación económica sistema de correas

Para la evaluación económica del sistema de correas se consideran las opciones de Trazado 1 y 2. Sin embargo, para el Trazado 1 se considera sólo la opción del sistema de correas con acopio.

5.5.3.1. Sistema Correa-Acopio

El tonelaje a mover por este sistema está dado por la capacidad del sistema de correas, la disponibilidad y las horas operativas. Existen 337 días en que la correa opera 8 h/día y los 28 días de mal clima puede operar 24 días pero no a capacidad máxima, ya que la capacidad del sistema está restringida por la correa que alimenta el stock y el rendimiento de los cargadores.

Los datos de tonelajes a mover por año se muestran a continuación:

SISTEMA CORREA-ACOPIO		
Ítem	Valor	Unidad
Capacidad correa alimentadora chancado	3.500	t/h
Horas operativas	4	h/turno
Tonelaje movido	28.000	tpd
Factor disponibilidad	100	%
Tonelaje real movido sin nieve	28.000	tpd
Tonelaje real movido con nieve	50.880	tpd
Días sin nieve	337	días
Días con nieve	28	días
Tonelaje sin nieve	9.436	kt
Tonelaje con nieve	1.425	kt
Tonelaje movido total	10.861	kt

Tabla 24: Tonelajes Sistema Correa-Acopio.

Para el sistema de correas se consideraron los siguientes costos: Energía, Mano de obra, Mantenimiento y reparación correa, costo de operación del cargador y costo de mantenimiento del cargador. El costo de mantenimiento y reparación corresponde a un 15% de la inversión de las correas. Por otra parte, el costo de operación del cargador corresponde a 0,22 US\$/t mientras que el de mantenimiento es de 0,40 US\$/t. El resumen de estos costos se detalla a continuación:

COSTOS SISTEMA CORREA-ACOPIO		
ÍTEM	VALOR	UNIDAD
Energía	0,1	MUS\$/año
Mano de obra	0,4	MUS\$/año
Mantenimiento y reparación correa	3,4	MUS\$/año
Costo operación cargador	2,4	MUS\$/año
Costo mantenimiento cargador	4,3	MUS\$/año
TOTAL	10,7	MUS\$/año

Tabla 25: Costos Sistema Correa-Acopio.

El costo por tonelada del sistema de correas es de 0,37 US\$.

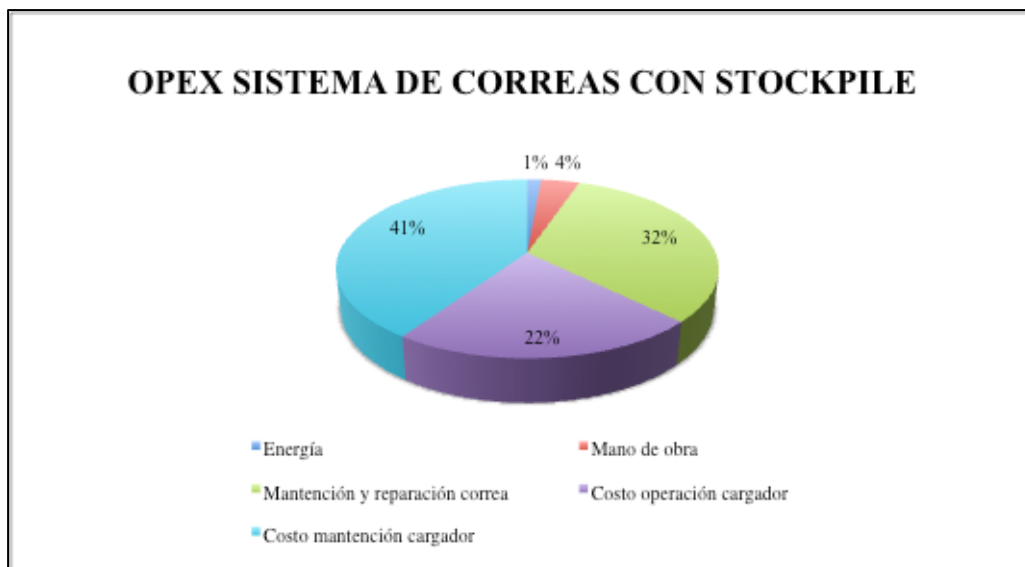


Gráfico 13: OPEX Sistema Correa-Acopia.

Para las inversiones se consideran los equipos de carguío (cargadores), transporte (correas) y del sistema de almacenamiento (acopio). En el cálculo de inversión de los cargadores se utiliza un factor de uso, al igual que en el caso de la evaluación económica de los camiones.

FACTOR DE USO CARGADORES SISTEMA CORREA-ACOPIO		
Ítem	Valor	Observaciones
Hrs año	8.760	Horas del año
Hrs operativas sin nieve	5.392	337 días – 16 h/día
Horas operativas con nieve	672	28 días - 24 h/día
Factor	0,69	69%

Tabla 26: Factor de uso cargadores Sistema Correa-Acopia.

INVERSIONES REALES CARGADORES SISTEMA CORREA-ACOPIO				
Inversiones	Cantidad	Costo de inversión [MUS\$/equipo]	Factor de uso	Inversión Real [MUS\$]
Cargador	2	5,06	0,70	7,01
Inversión total Caso Base [MUS\$]				7,01

Tabla 27: Inversión cargadores Sistema Correa-Acopia.

Para el cálculo de las inversiones de las correas se consideró un precio de 8.000 US\$/m, este se utilizó para las correas de los tramos TR1 y TR2. Para la correa móvil se consideró un precio de 4 MUS\$, ya que es un sistema que debe mandarse a diseñar a medida pues no existen correas móviles estándar de tales características.

Se consideró que las inversiones en las correas y alimentadores corresponden al 40% del total del proyecto EPC (Engineering, Procurement and Construction). El otro 60% corresponde a construcciones (cepas, entubado, etc.), montaje, etc. Estos datos se obtuvieron de un benchmarking de proyectos de Sandvik, al igual que el precio de las correas. El costo de

inversión del acopio también se obtuvo de un benchmarking de proyectos con similares características y considera toda la infraestructura necesaria.

Con lo anterior, se tiene que las inversiones del Sistema Correa-Acopio son las siguientes:

Descripción	Cantidad	VALOR UNITARIO [MUS\$]	Valor Subtotal	TOTAL [MUS\$]
I.-Suministro				9,2
CV-TR1	1	3,6	3,6	
Feeders	5	0,2	1,1	
CV-TR2	1	0,5	0,5	
ST-TR3	1	4,0	4,0	
II.-Otros elementos EPC				13,8
Construcciones, montaje, etc.	1	13,8	13,8	
Total Sistema de correas				23,0
III.-Stockpile				10
Construcción	1	10	10	
IV. Carguío				7,0
Cargadores	2	3,5	7,0	
INVERSIÓN TOTAL SISTEMA DE CORREAS			40,0	

Tabla 28: Inversiones Sistema Correa-Acopio.

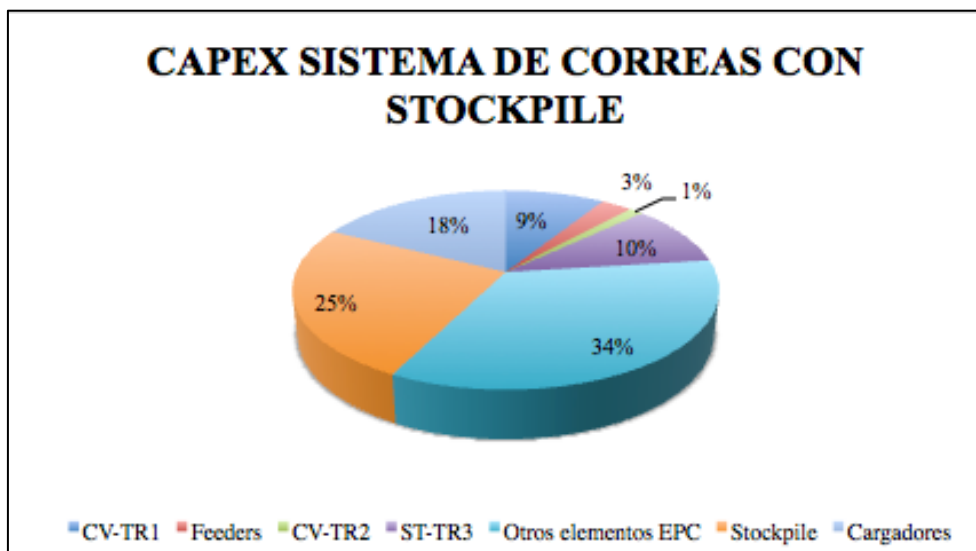


Gráfico 14: CAPEX Sistema Correa-Acopio.

Finalmente, utilizando una tasa de descuento de 8% y evaluando para el período 2017-2044 se tiene un VAN de **1.149 MUS\$**.

5.5.3.2. Sistema Correa Trazado 2

Para este sistema los datos de tonelajes a mover por año son los siguientes:

SISTEMA CORREA TRAZADO 2		
Ítem	Valor	Unidad
Capacidad correa alimentadora chancado	4.000	t/h
Horas operativas	4	h/turno
Tonelaje movido	32.000	tpd
Factor disponibilidad	95	%
Tonelaje real movido sin nieve	30.400	tpd
Tonelaje real movido con nieve	91.200	tpd
Días sin nieve	337	días
Días con nieve	28	días
Tonelaje sin nieve	10.245	kt
Tonelaje con nieve	2.554	kt
Tonelaje movido total	12.798	kt

Tabla 29: Tonelajes Sistema de correas Trazado 2.

Este sistema considera un movimiento diario mayor al promedio requerido por año, esto se hizo para poder tener la capacidad de compensar una posible disminución de alimentación a chancado desde las fases de la mina a causa de algún imprevisto.

Las consideraciones de los costos son las mismas que para el Sistema Correa-Acopio, se tiene entonces que los costos son:

COSTOS SISTEMA CORREAS TRAZADO 2		
ÍTEM	VALOR	UNIDAD
Energía	0,2	MUS\$/año
Mano de obra	0,4	MUS\$/año
Mantenimiento y reparación correa	4,3	MUS\$/año
Costo operación cargador	2,8	MUS\$/año
Costo mantención cargador	5,1	MUS\$/año
TOTAL	12,9	MUS\$/año

Tabla 30: Costos Sistema de correas Trazado 2.

El costo por tonelada del sistema de correas es de 0,39 US\$.



Gráfico 15: OPEX Sistema de correas trazado 2.

Para las inversiones de los cargadores se considera lo siguiente:

FACTOR DE USO CARGADORES TRAZADO 2		
Ítem	Valor	Observaciones
Hrs año	8.760	Horas del año
Hrs operativas sin nieve	2.696	337 días – 8 h/día
Horas operativas con nieve	672	28 días - 24 h/día
Factor	0,38	38%

Tabla 31: Factor de uso cargadores Sistema de correas Trazado 2.

INVERSIONES REALES CARGADORES SISTEMA CORREA-ACOPIO				
Inversiones	Cantidad	Costo de inversión [MUS\$/equipo]	Factor de uso	Inversión Real [MUS\$]
Cargador	3	5,06	0,40	5,84
Inversión total Caso Base [MUS\$]				5,84

Tabla 32: Inversión cargadores Sistema de correas Trazado 2.

Es importante señalar que el factor de uso de estos cargadores es mucho menor en comparación con el sistema anterior debido a que los cargadores operan simultáneamente con todo el sistema de correas, por lo que son utilizados en este circuito sólo 8 horas al día. En el caso del stockpile los cargadores deben operar el doble del tiempo ya que deben llenar el acopio.

Al igual que en caso anterior se utilizó un costo de 8.000 US\$/m para las correas, y la distribución del 40% y 60%. Las inversiones para el sistema de correas del Trazado 2 son las siguientes:

Descripción	Cantidad	VALOR UNITARIO [MUS\$]	Valor subtotal	TOTAL [MUS\$]
I.-Suministro				11,5
CV-001	1	0,4	0,4	
FH-001/002/003/004	4	0,2	0,9	
CV-002	1	3,2	3,2	
CV-003	1	3,0	3,0	
ST-001	1	4,0	4,0	
II.-Otros elementos EPC				17,2
Construcciones, montaje, etc.	1	17,2	17,2	
Total Sistema de correas				28,7
III. Carguío				5,8
Cargadores	3	1,9	5,8	
INVERSIÓN TOTAL SISTEMA DE CORREAS				34,5

Tabla 33: Inversiones Sistema de correas Trazado 2.

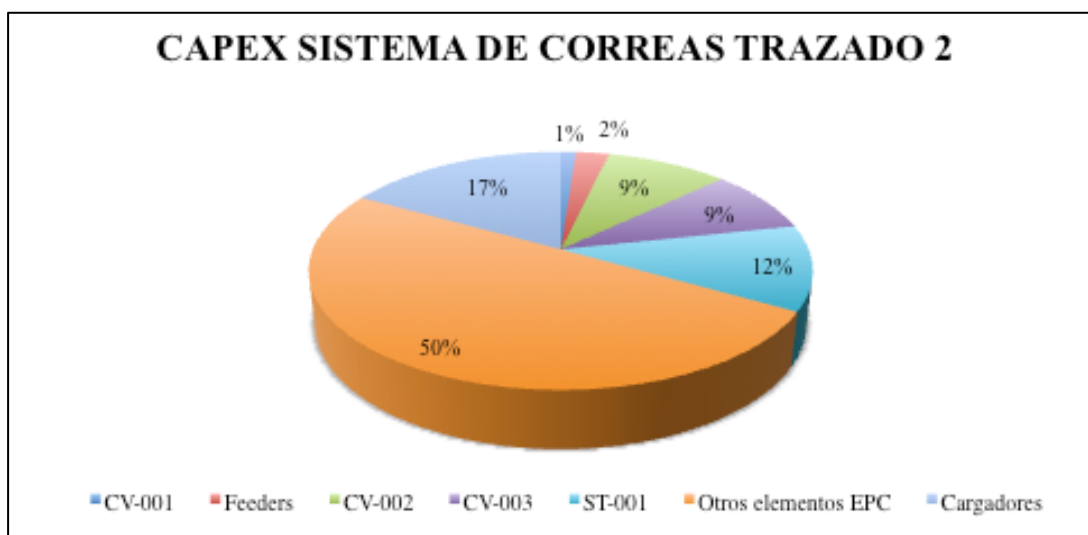


Gráfico 16: CAPEX Sistema de correas trazado 2.

Finalmente, utilizando una tasa de descuento de 8% y evaluando para el período 2017-2040 se tiene un VAN de **1.264 MUS\$**.

5.5.4. Comparación de alternativas

Comparando la evaluación económica de todos los sistemas de transporte analizados se tiene lo siguiente:

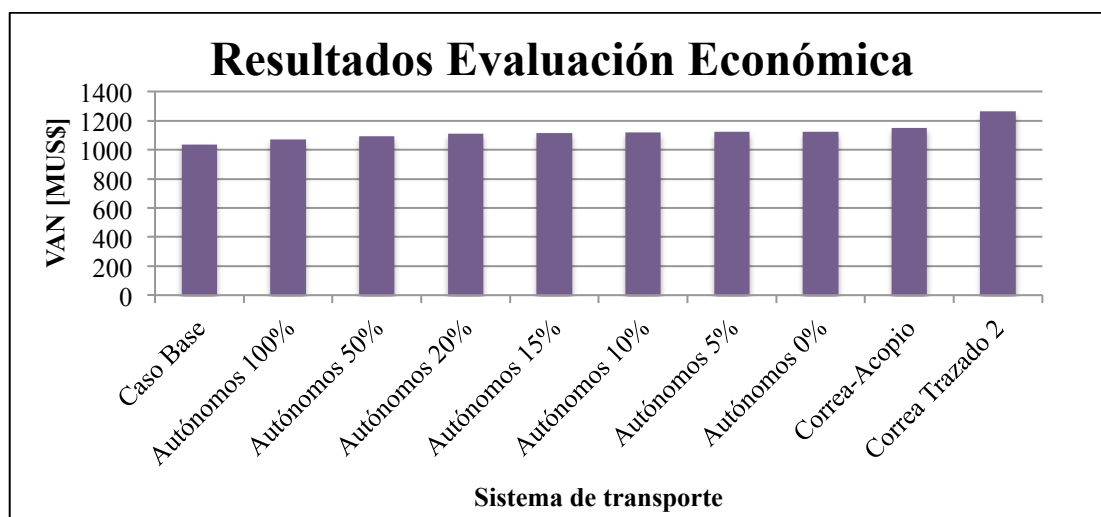


Gráfico 17: Resultados evaluación económica.

A pesar de su alta inversión inicial los sistemas de correas son los que tienen mayor VAN. Para el caso más favorable que es el Trazado 2 se tienen 226 MUS\$ más de VAN que para el Caso Base, que corresponde a un incremento de 21,8%.

Además, incluso para el peor caso de los camiones autónomos (detenerse una vez en cada ciclo) se tiene que el VAN es mejor al del caso base, sin embargo, este es mayor sólo en un 3,3%. Para el mejor caso (no detenerse nunca en el sistema) se tiene un incremento del VAN de un 8,4%.

6. CONCLUSIONES

De las simulaciones realizadas para el caso base se determinó que la mejor opción es operar con 2 camiones que estén dedicados solamente al circuito stock/chancado, ya que no se justifica la compra de un tercer camión pues reduce sólo en 2,5 horas el tiempo de operación total.

Para el caso de los camiones autónomos, luego del análisis de la factibilidad técnica se concluye que es muy compleja su implementación. Lo anterior se debe principalmente a que existirían problemas de cobertura satelital, baja productividad por obstáculos en la ruta, salida de ruta por agua y nieve y cierre de caminos por delimitación de área autónoma que dificultan una correcta operación.

En el caso que fuese factible la implementación de un sistema autónomo, los resultados de las simulaciones y la evaluación económica indican que sí es beneficioso operar de manera autónoma 28 días del año y el resto de manera convencional. Pero se debe tener en cuenta que este resultado cambia dependiendo del número de detenciones que tenga el camión en el circuito, ya que si se detiene más veces la productividad de este es menor reduciendo así el tonelaje de material extra a mover por año. Para el mejor caso que corresponde a no detenerse nunca en el circuito el VAN es sólo un 8% mayor al del caso base.

Para el caso de las correas se tienen 2 soluciones posibles, las que generan un VAN positivo y mayor al del caso base. Sin embargo, de estas dos el trazado 2 es el que presenta mayores ventajas ya que no requiere de otro stock intermedio para su funcionamiento y sería la mejor alternativa.

Los resultados obtenidos para todas las opciones analizadas indican que el mayor beneficio se genera al utilizar correas para el transporte de mineral. Si bien la inversión de un sistema de correas es casi el doble en comparación con el uso de camiones el costo de operación es 5 veces menor, lo que compensa esta diferencia en la evaluación económica final. Además, gran parte de la inversión de un sistema de correas está dada en su construcción (60%), que consta de estructuras que fácilmente pueden utilizarse por 20 años o más, y donde sólo se incurre en un costo de mantención anual que en este caso corresponde a un 15% de las inversiones de las correas, mientras que los camiones se deprecian con facilidad y con refacciones sólo duran alrededor de 10 años como máximo.

Si bien es cierto que un sistema de correas puede generar un VAN mayor en un 22% respecto al caso base, se debe considerar que este implica un adelantamiento de los movimientos del stock por lo que su vida útil disminuye, lo que podría afectar los resultados globales del negocio, por lo que no se debe tomar una decisión sólo en base a este valor sino que se deben considerar las estrategias de la empresa.

De todas maneras aunque la decisión no debe basarse sólo en base a números, se piensa que es ventajoso tener un sistema que funcione los 365 días del año y que sea capaz de mover el tonelaje estipulado en el LOM incluso frente a condiciones de nevazones, sobre todo considerando la importancia que tiene el tonelaje alimentado a chancado desde el stock que corresponde aproximadamente a un 24% del total.

Dado lo anterior, se concluye que un sistema de correas es una mejor alternativa de transporte que el sistema actual, sobre todo si se piensa en tener un sistema confiable que asegure la continuidad operacional.

Por último, la elección y configuración del sistema de correas definitivo debe ser determinado en un estudio de factibilidad realizado por la empresa en cuestión, ya que este estudio sólo es a nivel conceptual. Este estudio debe considerar los adelantamientos de movimientos y cambios de ley que se producen al tener un sistema de correas, la elección definitiva del trazado de correas y horas de operación. Además, debe considerar la pérdida de alimentación de camiones al utilizar una de las puertas del chancado mientras el sistema de correa se encuentre operativo.

BIBLIOGRAFÍA

- [1] Navarrete, Marcelo. 2013. “Simulación de productividad para camiones autónomos”. Presentación curso de extensión sobre simulación de camiones autónomos, Universidad de Chile.
- [2] Alarie & Gamache. 2002. “Overview of solution strategies used in truck dispatching systems for open pit mines. International Journal of Surface Mining, Reclamation and Environment.
- [3] Meech, John. 2013. “Autonomous Haulage Trucks”. Engineering Case Studies. Automation in Mining. Presentation.
- [4] Díaz, Danko. 2014. “Situación geomecánica y los planes de acción para la interacción entre el cráter de subsidencia Andina y el rajo Los Bronces”. Tesis de magíster. Universidad de Los Andes.
- [5] Minería Chilena. Febrero 2014. “Anglo American aumenta en 17% su producción de cobre fino en 2013”. [En línea] <<http://www.mch.cl/2014/02/14/anglo-american-aumenta-su-produccion-de-cobre-fino-un-17-en-2013/>> [Consulta: Julio, 2014].
- [6] Yarmuch, Juan. 2013. “Diseño de minas a cielo abierto”. Presentación del curso Planificación minera. Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- [7] Vicuña, Juan. 2014. “Gerencia mina – División Los Bronces”. Presentación Área de Ingeniería de procesos y control de gestión mina.
- [8] Gómez, Máximo. 2013. “Análisis de fallas en maquinaria minera”. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil Electricista. Universidad de Chile.
- [9] Solís, Jonathan. 2004. “Manejo de estéril con correas en mina Los Bronces”. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Chile.
- [10] Bartos, Paul. 2006. “Is mining a high-tech industry? Investigations into innovation and productivity advance”.
- [11] Konyukh, Vladimir. 2002. “Robotics for mining”.
- [12] Nebot, Eduardo. 2007. “Surface Mining: Main Research Issues for Autonomous Operations”. Robotics Research, STAR Publication N° 28.
- [13] López, Guillermo. 2014. “Simulación de transporte autónomo”. Memoria para optar al título de Ingeniero Civil de Minas. Universidad de Chile.

- [14] Parreira, Juliana. 2013. "An interactive simulation model to compare an autonomous haulage truck system with a manually-operated system". Thesis for the degree of Doctor of Philosophy in The Faculty of the graduate studies (Mining Engineering). The University of British Columbia.
- [15] Walker, Simon. Marzo 2014. "La autonomía toma impulso gradualmente". Revista Equipo Minero.
- [16] Kim, Chang Ja & Navarrete, Marcelo. 2013. "Mine planning for Autonomous Haulage System". Mine Planning.
- [17] Navarrete, Marcelo. 2013. "Mine planning for Autonomous Haulage System". Presentation Mine Planning.
- [18] Meech, John & Parreira, Juliana. 2011. "An interactive simulation model of human drivers to study autonomous haulage trucks". Complex Adaptative Systems. Conference Organized by Missouri University of Science and Technology.
- [19] Bellamy, Drew & Pravica, Luka. 2011. "Assesing the impact of driverless haul trucks in Australian surface mining". Resources Policy Journal N°36.
- [20] Meech, John. 2012. "Autonomous Haulage Trucks". Automining 2012. 3rd International Congress on Automation in the Mining Industry.
- [21] Diario El América. Abril 2012. "Mina Gaby aumenta flota de camiones autónomos y se consolida como la mayor del mundo". [En línea] <<http://elamerica.cl/portal/?p=9896>> [Consulta: Julio, 2014].
- [22] Palma, Jorge. 2013. "Presentaciones del curso Simulación de procesos mineros". Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- [23] Casali, Aldo. 2011. "Apunte del curso Fundamentos de procesos mineralúrgicos". Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.
- [24] FENNER DUNLOP. 2009. "Conveyor handbook".
- [25] Casali, Aldo. 2011. "Apunte del curso Ingeniería del procesamiento de minerales". Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Universidad de Chile.

ANEXO A

A.1. DIMENSIONAMIENTO DE CORREAS TRANSPORTADORAS

Las correas transportadoras se diseñan en función de la geometría del lugar (elevación y distancia), del tonelaje a transportar y de variables características del mineral. Las variables de diseño más importantes son (Casali, 2011):

- Ancho de la correa
- Velocidad
- Ángulo de acanalamiento
- Tensión
- Potencia del motor

Las variables del mineral más importantes son:

- Densidad aparente
- Ángulo de sobrecarga = Ángulo de reposo -15°
- Granulometría (d100 y ancho de la distribución de tamaños)

A.1.1. Ancho

Para elegir el ancho de la correa se debe conocer el tamaño máximo del material a transportar y la distribución granulométrica de éste. Los tamaños máximos recomendados dependiendo de si la granulometría es uniforme o presenta un alto porcentaje de finos se indican en la Tabla 34.

A.1.2. Velocidad

La velocidad de la correa está influenciada por varios factores tales como: carga, descarga y transferencia de material, estándares de mantenimiento, tamaño de colpas, etc. Las velocidades máximas recomendadas según el tipo de material se muestran en la Tabla 35.

A.1.3. Ángulo de acanalamiento

Para correas estándar con 3 polines el ángulo de acanalamiento más común es 35° pero el rango de diseño va desde 20° a 45°. Ángulos más pronunciados aumentan la capacidad de la correa pero pueden tener consecuencias para las curvas cóncavas y convexas y en zonas de transición.

Ancho correa mm	Uniforme mm	Mixta con aprox 80% de finos mm
400	75	125
450	100	150
500	100	175
600	125	200
650	125	250
750	150	300
800	150	300
900	175	325
1000	200	375
1050	200	375
1200	300	450
1350	300	500
1400	300	600
1500	350	600
1600	375	600
1800	450	600
2000	450	600
2200	475	650

Tabla 34: Tamaño máximo recomendado para el ancho de correa. (Fenner Dunlop, 2009)

A.1.4. Configuración de polines

La configuración más típica para los polines son 3 rodillos de igual longitud. Esta configuración se observa en la Ilustración 68. Otras configuraciones de 5 polines de distinta longitud son a veces usadas, esto se hace generalmente en correas anchas (entre 1400mm y 2200mm) y pueden tener ángulos de acanalamiento de 45°, 55° o 60°.

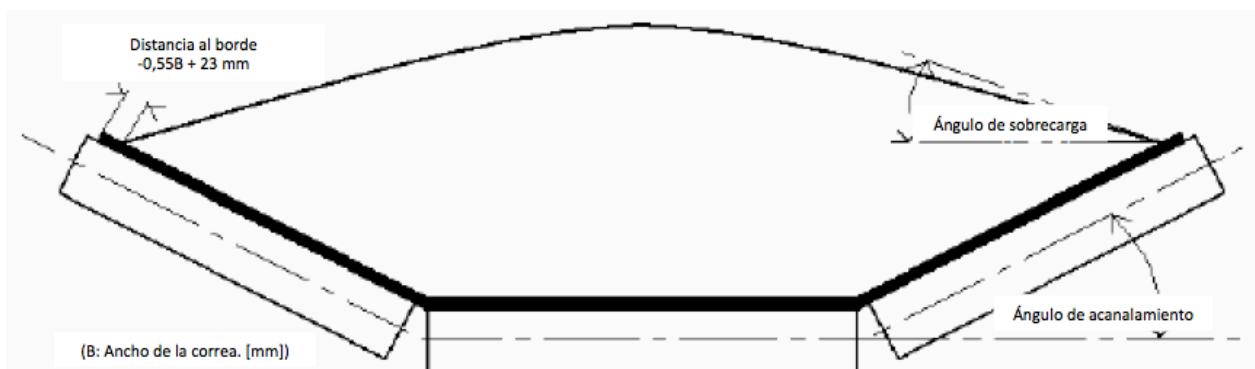


Ilustración 68: Correa transportadora con configuración de 3 rodillos. (Fenner Dunlop, 2009)

Ancho correa mm	Gravilla o materiales de flujo libre	Run of mine, carbón triturado y tierra	Minerales duros y piedra
400	2,0	1,5	-
450	2,5	2,25	1,75
500	3,0	2,25	1,75
600	3,0	2,5	2,25
650	3,25	2,75	2,5
750	3,5	3,0 – 3,5	2,75
800	3,75	3,0 – 3,5	2,75
900	4,0	3,0 – 3,5	3,0
1000	4,0	3,0 – 3,5	3,0
1050	4,0	3,0 – 3,5	3,0
1200	4,0	3,25 – 4,0	3,0 – 3,5
1350	4,5	3,25 – 4,0	3,0 – 3,5
1400	4,5	3,25 – 4,0	3,0 – 3,5
1500	4,5	3,25 – 4,0	3,0 – 3,5
1600	5,0	3,75 – 4,25	3,25 – 4,0
1800	5,0	3,75 – 4,25	3,25 – 4,0
2000	-	3,75 – 4,25	3,25 – 4,0
2200	-	3,75 – 4,25	-

Tabla 35: Velocidades típicas de correa en uso general [m/s]. (Fenner Dunlop, 2009)

A.1.5. Densidad aparente del material y ángulo de sobrecarga

Debido a las ondulaciones de la correa al pasar sobre los polines el ángulo natural de reposo se reduce. Este ángulo disminuido se conoce como ángulo de sobrecarga y es una de las características más importantes para determinar la capacidad de carga ya que regula directamente el área de la sección transversal y por lo tanto el volumen transportado.

A.1.6. Capacidad

La fórmula general para capacidad es:

$$\text{Capacidad} \left[\frac{t}{h} \right] = 3,6 * \text{Área sección transversal de carga} [m^2] * \text{Velocidad} \left[\frac{m}{s} \right] * \rho_{ap} \left[\frac{kg}{m^3} \right]$$

Ecuación 4: Capacidad correa transportadora.

Sin embargo, para configuraciones comunes la capacidad puede ser determinada usando tablas. La Tabla 37 es una referencia rápida de las capacidades de correas de ancho desde 400 mm a 2200 mm, se asume una configuración de 3 polines de igual longitud, ángulo de acanalamiento de 35°, ángulo de sobrecarga de 20° y densidad aparente de 1.000 [kg/m³]. Para otros ángulos de acanalamiento y sobrecarga se debe multiplicar la capacidad mostrada en la Tabla 37 por un *Factor de Capacidad* que se obtiene de la Tabla 36.

La capacidad total para una configuración de 3 polines de igual longitud se calcula según la siguiente ecuación:

$$Capacidad \left[\frac{t}{h} \right] = \frac{Capacidad \text{ (Tabla 37)} * \rho_{ap} \left[\frac{kg}{m^3} \right] * Factor \text{ de capacidad (Tabla 36)} * Velocidad \left[\frac{m}{s} \right]}{1000 * Velocidad \text{ (Tabla 37)}}$$

Ecuación 5: Capacidad real correa considerando velocidad.

Ángulo de sobrecarga	Ángulo de acanalamiento				
	20°	25°	30°	35°	45°
0°	0,43	0,53	0,61	0,69	0,81
5°	0,52	0,61	0,69	0,77	0,88
10°	0,61	0,70	0,77	0,84	0,94
15°	0,70	0,78	0,86	0,92	1,04
20°	0,79	0,87	0,94	1,00	1,08
25°	0,88	0,96	1,03	1,08	1,15

Tabla 36: Factor de capacidad para configuración con 3 polines iguales. (Fenner Dunlop, 2009)

Ancho mm	Velocidad [m/s]											
	0,5	0,75	1	1,25	1,5	2	2,5	3	3,5	4	4,5	5
400	26	39	52	65	78	104	130	156	182	209	235	261
450	34	51	69	86	103	137	172	206	240	274	309	343
500	44	65	87	109	131	175	218	262	306	349	393	437
600	66	99	131	164	197	263	329	394	460	526	592	657
650	78	118	157	196	235	314	392	471	549	628	706	785
750	107	161	215	268	322	429	536	644	751	858	965	1073
800	123	185	247	308	370	493	617	740	863	987	1110	1233
900	159	238	318	397	477	635	794	953	1112	1271	1430	1589
1000	199	298	398	497	597	795	994	1193	1392	1591	1790	1989
1050	221	331	441	551	662	882	1103	1323	1544	1764	1985	2206
1200	292	438	585	731	877	1169	1462	1754	2046	2339	2631	2923
1350	374	561	748	936	1123	1497	1871	2245	2619	2994	3368	3742
1400	404	606	807	1009	1211	1615	2019	2422	2826	3230	3634	4037
1500	466	699	932	1165	1398	1865	2331	2797	3263	3729	4195	4662
1600	533	800	1066	1333	1599	2132	2665	3198	3731	4265	4798	5331
1800	680	1020	1361	1701	2041	2721	3402	4082	4762	5443	6123	6803
2000	846	1268	1691	2114	2537	3382	4228	5073	5919	6764	7610	8455
2200	1029	1543	2057	2572	3086	4115	5143	6172	7201	8229	9258	10287

Tabla 37: Capacidad para correa de 3 polines de igual longitud, densidad aparente de 1000kg/m³, sobrecarga de 20° y acanalamiento de 35°. (Fenner Dunlop, 2009)

A.1.7. Tensión y potencia

La correas transportadoras tienen tensión en los tres ejes “x”, “y” y “z”. Lo que representa cada una de estas tensiones y el cálculo de ellas se detalla en las siguientes ecuaciones (Casali, 2011).

9.1.7.1. T_x : Tensión para mover la correa vacía

$$T_x = F_x L_c W$$

Ecuación 6: Tensión T_x .

Donde:

F_x : Coeficiente adimensional que depende de la temperatura ambiente

L_c : Longitud entre centros [ft]

W : Peso partes móviles (correa, polines) [lb/ft]

T [F°]	F _x
< 0	0,06
0 - 20	0,05
20 - 45	0,04
> 45	0,03

Tabla 38: Factor F_x.

ANCHO ["]	TRABAJO MEDIO ∅- Polines = 5"	TRABAJO PESADO ∅ - Polines = 6"
24	20	30
30	24	38
36	30	47
42	36	55
48	42	64
54	48	72
60	60	81

Tabla 39: Peso partes móviles W[lb/ft].

9.1.7.2. T_y : Tensión para mover horizontalmente la carga

$$T_y = 0,04L_cQ$$

Ecuación 7: Tensión T_y .

Donde:

L_c : Longitud entre centros [ft]

Q : Peso mineral [lb/ft]

$$Q = \frac{33,3G_s}{v}$$

Ecuación 8: Peso del mineral [lb/ft].

Con:

G_s : Flujo de mineral transportado [tc/h]

v : Velocidad de la correa [ft/min]

9.1.7.3. T_z : Tensión para subir o bajar la carga

$$T_z = HQ$$

Ecuación 9: Tensión T_z .

Donde:

H : Desnivel correa [ft]

Q : Peso mineral [lb/ft]

9.1.7.4. Tensión efectiva

La tensión efectiva de la correa está dada por la suma de las tensiones en los distintos ejes y una tensión de roce debido a baberos, accesorios, etc. Además, dependiendo de si la correa debe subir o bajar el mineral esta tensión se suma o se resta respectivamente.

$$T_E = T_x + T_y \pm T_z + T_{roce}$$

Ecuación 10: Tensión efectiva [lb]

$$T_{roce} = 5\%(T_x + T_y + T_z)$$

Ecuación 11: Tensión de roce [lb].

9.1.7.5. Potencia

Una vez que se conoce la tensión efectiva de la correa es posible calcular la potencia requerida para poder mover el sistema, la que está dada por la siguiente ecuación:

$$Potencia = \frac{T_E v}{33.000}$$

Ecuación 12: Potencia requerida [HP].

Con:

T_E : Tensión efectiva [lb]

v : Velocidad de la correa [ft/min]

Luego, se debe considerar la eficiencia del motor dependiendo de si está nuevo o no. Se tiene entonces que la se calcula según lo siguiente:

$$P_M = \frac{Potencia}{\eta}$$

Ecuación 13: Potencia del motor [HP].

Con:

P_M : Potencia del motor [HP]

$Potencia$: Potencia requerida para mover el sistema [HP]

η : Eficiencia del motor. 70 – 95%

ANEXO B

B.1. DISEÑO DE SILOS CON ALTURA PARTE CILÍNDRICA IGUAL A LA BASE

Un silo de base cuadrada con altura igual a la base tiene la siguiente geometría:

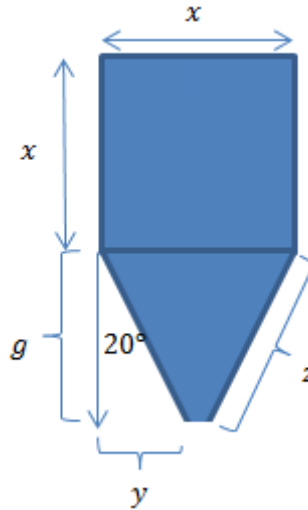


Ilustración 69: Silo de base cuadrada y altura parte cilíndrica igual a la base

A partir de la geometría se tienen las siguientes relaciones:

$$\begin{aligned}\sin(20^\circ) &= \frac{y}{z} \rightarrow z = \frac{y}{0,342} \\ \cos(20^\circ) &= \frac{g}{z} \rightarrow g = 0,94z \\ g &= 2,747y\end{aligned}$$

El ancho de la descarga corresponde al ancho de la correa, que fue calculada a partir del catálogo Fenner Dunlop y corresponde a 1,35 m. De lo anterior, se deducen las siguientes ecuaciones:

$$\begin{aligned}y &= \frac{x}{2} - 0,675 \\ g &= 2,747 \left(\frac{x}{2} - 0,675 \right)\end{aligned}$$

Además, se conocen los volúmenes para un cubo y una pirámide de base cuadrada:

$$\begin{aligned}V_{cubo} &= x^3 \\ V_{pirámide} &= \frac{g}{3} x^2\end{aligned}$$

Relacionando ambos términos se obtiene el volumen total del silo.

$$V_{silo} = x^3 + \frac{g}{3}x^2$$

Reemplazando por los valores obtenidos anteriormente se tiene:

$$V_{silo} = 1,458x^3 - 0,618x^2$$

Luego, como se conoce la densidad del mineral en su forma aparente y el tonelaje a almacenar se calcula el volumen que ocupará el mineral en el silo multiplicando su densidad (ρ) por el tonelaje (M).

$$V_{mineral} = \rho * M$$

Además, se considera que 2/3 del silo corresponden a mineral y un tercio se encuentra vacío por lo que:

$$V_{silo} = \frac{3}{2}V_{mineral}$$

Como el volumen de mineral es conocido (depende de la densidad y el tonelaje) se tiene la siguiente ecuación:

$$\frac{3}{2}V_{mineral} = 1,458x^3 - 0,618x^2$$

Resolviendo la ecuación se pueden obtener las dimensiones para la base, altura de la parte cilíndrica y altura de la parte cónica.

Si las dimensiones descritas anteriores son muy grandes se va dividiendo el volumen total según el número de silos que se quiera tener, los que se colocan uno al lado de otro compartiendo una pared. Para este caso se diseñó con 2, 3 y 4 silos, obteniéndose los siguientes resultados:

2 SILOS		
Volumen total	12.441	m3
Número de silos	2	
Volumen silo	6.221	m3
Base	16,4	m
Altura cuadrado	16,4	m
Altura parte cónica	20,7	m
Altura Total	37,1	m

Tabla 40: Características diseño de 2 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a la base.

3 SILOS		
Volumen total	12.441	m ³
Número de silos	3	
Volumen silo	4.147	m ³
Base	14,3	m
Altura cuadrado	14,3	m
Altura parte cónica	17,8	m
Altura Total	32,1	m

Tabla 41: Características diseño de 3 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a la base.

4 SILOS		
Volumen total	12.441	m ³
Número de silos	4	
Volumen silo	3.110	m ³
Base	13,0	m
Altura cuadrado	13,0	m
Altura parte cónica	16,0	m
Altura Total	29,0	m

Tabla 42: Características diseño de 4 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a la base.

B.2. DISEÑO DE SILOS CON ALTURA PARTE CILÍNDRICA IGUAL A DOS VECES LA BASE

Un silo de base cuadrada con altura igual a dos veces la base tiene la siguiente geometría:

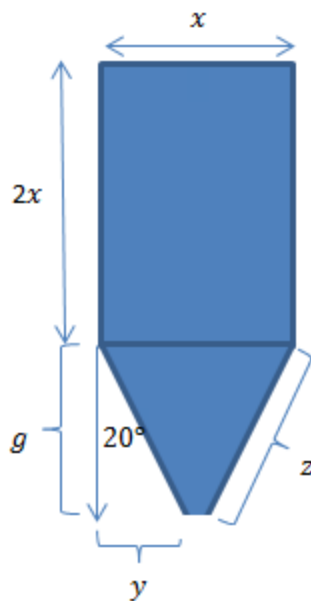


Ilustración 70: Silo de base cuadrada y altura parte cilíndrica igual a dos veces la base.

A partir de la geometría se tienen las siguientes relaciones:

$$\begin{aligned}\sin(20^\circ) &= \frac{y}{z} \rightarrow z = \frac{y}{0,342} \\ \cos(20^\circ) &= \frac{g}{z} \rightarrow g = 0,94z \\ g &= 2,747y\end{aligned}$$

El ancho de la descarga corresponde al ancho de la correa, que fue calculada a partir del catálogo Fenner Dunlop y corresponde a 1,35 m. De lo anterior, se deducen las siguientes ecuaciones:

$$\begin{aligned}y &= \frac{x}{2} - 0,675 \\ g &= 2,747 \left(\frac{x}{2} - 0,675 \right)\end{aligned}$$

Además, se conocen los volúmenes para un cubo y una pirámide de base cuadrada:

$$\begin{aligned}V_{cubo} &= 2x^3 \\ V_{pirámide} &= \frac{g}{3}x^2\end{aligned}$$

Relacionando ambos términos se obtiene el volumen total del silo.

$$V_{silo} = 2x^3 + \frac{g}{3}x^2$$

Reemplazando por los valores obtenidos anteriormente se tiene:

$$V_{silo} = 2,458x^3 - 0,618x^2$$

Luego, como se conoce la densidad del mineral en su forma aparente y el tonelaje a almacenar se calcula el volumen que ocupará el mineral en el silo multiplicando su densidad (ρ) por el tonelaje (M).

$$V_{mineral} = \rho * M$$

Además, se considera que 2/3 del silo corresponden a mineral y un tercio se encuentra vacío por lo que:

$$V_{silo} = \frac{3}{2}V_{mineral}$$

Como el volumen de mineral es conocido (depende de la densidad y el tonelaje) se tiene la siguiente ecuación:

$$\frac{3}{2}V_{\text{mineral}} = 2,458x^3 - 0,618x^2$$

Resolviendo la ecuación se pueden obtener las dimensiones para la base, altura de la parte cilíndrica y altura de la parte cónica.

Si las dimensiones descritas anteriores son muy grandes se va dividiendo el volumen total según el número de silos que se quiera tener, los que se colocan uno al lado de otro compartiendo una pared. Para este caso se diseñó con 2, 3 y 4 silos, obteniéndose los siguientes resultados:

2 SILOS		
Volumen total	12.441	m ³
Número de silos	2	
Volumen silo	6.221	m ³
Base	13,7	m
Altura rectángulo	27,4	m
Altura parte cónica	17,0	m
Altura Total	44,4	m

Tabla 43: Características diseño de 2 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base.

3 SILOS		
Volumen total	12.441	m ³
Número de silos	3	
Volumen silo	4.147	m ³
Base	12,0	m
Altura rectángulo	24,0	m
Altura parte cónica	14,6	m
Altura Total	38,6	m

Tabla 44: Características diseño de 3 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base.

4 SILOS		
Volumen total	12.441	m3
Número de silos	4	
Volumen silo	3.110	m3
Base	10,9	m
Altura rectángulo	21,8	m
Altura parte cónica	13,1	m
Altura Total	34,9	m

Tabla 45: Características diseño de 4 silos con base cuadrada y altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base

ANEXO C

C.1. DISEÑO DE ACOPIOS

Los parámetros que se deben considerar en el diseño de un acopio son la altura y el tonelaje vivo o carga viva, que es el mineral del acopio que está en constante movimiento en dirección al proceso posterior al acopio (generalmente chancado secundario). La carga viva se definirá según las horas de operación del proceso posterior, generalmente corresponde a un día de operación, pero para este caso corresponderá a las horas operativas consecutivas de la correa móvil, ya que el acopio puede rellenarse en las horas en que esta última no se encuentra operativo. La carga viva entonces corresponderá a 3 horas de operación, que es el tiempo máximo que la correa móvil alimenta el chancador de manera continua.

Una vez conocida la carga viva del acopio se puede obtener una relación entre la altura del acopio y la carga viva, para un mineral con densidad 1,6 t/m³, de la siguiente tabla:

Altura [ft]	Radio [ft]	Total Acopio [tc]	Carga viva [tc]
10	13,3	92	23
20	26,5	737	185
30	39,8	2.489	623
40	53,1	5.901	1.477
50	66,3	11.526	2.886
60	79,5	19.916	4.986
70	92,8	31.626	7.918
80	106,2	47.208	11.820
90	119,4	66.217	16.829
100	132,7	92.205	23.085

Tabla 46: Diseño de acopios para mineral con densidad 1.6 [t/m³].

Además, se deben considerar las siguientes relaciones:

$$Carga\ viva = Carga\ viva\ tabla \frac{Densidad\ aparente [\frac{t}{m^3}]}{1,6 [\frac{t}{m^3}]}$$

Ecuación 14: Relación entre carga viva y carga viva tabla diseño de acopios.

$$\frac{Volumen\ acopio}{h^3} = Cte$$

Ecuación 15: Relación entre la altura y el volumen del acopio.

Usando las relaciones anteriores se tienen las siguientes relaciones para la Tabla 47:

Radio/Altura	Ton total/Carga viva	Constante
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05
1,3	4	0,05

Tabla 47: Relación entre tonelaje total y carga viva del acopio

Conociendo la carga viva y la densidad aparente del mineral (1,7 [t/m³]) se calcula la carga viva tabla con la ecuación 14. Luego, de la Tabla 47 se deduce que la carga total del acopio corresponde a 4 veces la carga viva tabla.

$$Carga_{total} = 4Carga\ viva_{tabla}$$

Ecuación 16: Carga total acopio

Una vez conocido el tonelaje total del acopio se puede calcular el volumen del acopio dividiendo el tonelaje por la densidad aparente del mineral y de la Ecuación 15 se sabe que la relación entre el volumen del acopio y su altura al cubo es constante, cuyo valor es 0,05 según la Tabla 47. De esta tabla también se deduce que el radio es 1,3 veces la altura del acopio.

De esta forma se pueden calcular todos los parámetros requeridos para un acopio cónico como el que se muestra a continuación.

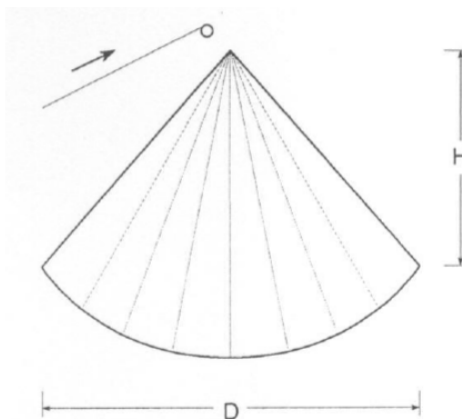


Ilustración 71: Acopio cónico

ANEXO D (CÁLCULOS)

D.1. DIMENSIONAMIENTO CORREAS

D.1.1. Ancho

El ancho de la correa está determinado por el tamaño máximo de roca del material que transporta la correa, por lo tanto se puede determinar de igual forma independiente del sistema propuesto. Dado que el tamaño máximo de partícula son 300 mm y la distribución es uniforme se tiene que los posibles anchos son 1200, 1350 o 1400 mm.

Ancho correa mm	Uniforme mm	Mixta con aprox 80% de finos mm
400	75	125
450	100	150
500	100	175
600	125	200
650	125	250
750	150	300
800	150	300
900	175	325
1000	200	375
1050	200	375
1200	300	450
1350	300	500
1400	300	600
1500	350	600
1600	375	600
1800	450	600
2000	450	600
2200	475	650

Tabla 48: Anchos posibles de correa

D.1.2. Velocidad

La velocidad de la correa está dada por el ancho. Considerando que el mineral viene de la mina y se trata de un mineral duro, las velocidades están en el rango 3 – 3,5 m/s

Ancho correa mm	Gravilla o materiales de flujo libre	Run of mine, carbón triturado y tierra	Minerales duros y piedra
400	2,0	1,5	-
450	2,5	2,25	1,75
500	3,0	2,25	1,75
600	3,0	2,5	2,25
650	3,25	2,75	2,5
750	3,5	3,0 - 3,5	2,75
800	3,75	3,0 - 3,5	2,75
900	4,0	3,0 - 3,5	3,0
1000	4,0	3,0 - 3,5	3,0
1050	4,0	3,0 - 3,5	3,0
1200	4,0	3,25 - 4,0	3,0 - 3,5
1350	4,5	3,25 - 4,0	3,0 - 3,5
1400	4,5	3,25 - 4,0	3,0 - 3,5
1500	4,5	3,25 - 4,0	3,0 - 3,5
1600	5,0	3,75 - 4,25	3,25 - 4,0
1800	5,0	3,75 - 4,25	3,25 - 4,0
2000	-	3,75 - 4,25	3,25 - 4,0
2200	-	3,75 - 4,25	-

Tabla 49: Velocidades según anchos posibles

D.1.3. Capacidad

Para el cálculo de capacidad de las posibles correas se considera un ángulo de reposo de 40°, con lo que el ángulo de sobrecarga será de 25°. Luego, con estos datos y las ecuaciones y tablas del ANEXO A se puede obtener la capacidad de la correa para distintos anchos, velocidades y ángulos de acanalamiento.

CAPACIDAD REAL [t/h]						
Velocidad [m/s]	Ancho Correa [mm]	Ángulo de acanalamiento				
		20°	25°	30°	35°	45°
3,0	1200	2624	2863	3071	3220	3429
	1350	3359	3664	3931	4122	4389
	1400	3623	3953	4241	4447	4735
3,5	1200	3061	3339	3583	3756	4000
	1350	3918	4274	4586	4808	5120
	1400	4228	4612	4948	5189	5525
4,0	1200	3499	3817	4096	4294	4573
	1350	4479	4886	5242	5497	5853
	1400	4832	5271	5656	5930	6315

Tabla 50: Capacidades para las posibles correas

D.2. SISTEMA DE CORREAS CON SILOS

D.2.1. Correa alimentadora silos

Esta correa debe transportar 1.570 t/h cuando se encuentre operativa. Según la Tabla 50 una correa de ancho 1200 mm con ángulo de acanalamiento de 20°, moviéndose a una velocidad de 3 m/s es suficiente para el flujo requerido.

Las características de esta correa son las siguientes:

Correa alimentadora silos		
Parámetro	Valor	Unidad
Ancho correa	1.200	mm
Ancho correa	47	"
Largo correa (Lc)	453	m
Largo correa (Lc)	1.486	ft
Fx (Viscosidad aceite por T°)	0,06	
W (Peso partes móviles)	64	*Trabajo pesado
Velocidad operativa	1,8	m/s
Velocidad	227,5	ft/min
Capacidad (Gs)	1.727	tc/h
H (Desnivel)	5,3	m
H (Desnivel)	17,5	ft *en subida
Q (Peso mineral)	252,8	lb/ft
Tx	5707,1	lb
Ty	15028,8	lb
Tz	4426,5	lb
T roce	1258,1	lb
T efectiva	26420,5	lb
T efectiva	11984,1	kg
Potencia requerida	182,1	HP
Eficiencia	90	%
Pmotor	202,4	HP
Pmotor	150,9	kW

Tabla 51: Correa alimentadora silos

D.2.2. Correa alimentadora correa móvil

Esta correa debe transportar 4.700 t/h cuando se encuentre operativa. Según la Tabla 50 una correa de ancho 1400 mm con ángulo de acanalamiento de 45°, moviéndose a una velocidad de 3 m/s es suficiente para el flujo requerido. Sin embargo, la capacidad queda muy justa (capacidad máxima 4.735 t/h) y se decide optar por una correa de ancho 1350 mm, con velocidad máxima 3,5 m/s y ángulo de acanalamiento de 35° que es capaz de transportar 4.800 t/h

Las características de esta correa son las siguientes:

Correa alimentadora correa móvil		
Parámetro	Valor	Unidad
Ancho correa	1.350	mm
Ancho correa	53	"
Largo correa (Lc)	50	m
Largo correa (Lc)	164	ft
Fx (Viscosidad aceite por T°)	0,06	
W (Peso partes móviles)	72	*Trabajo pesado
Velocidad operativa	3,4	m/s
Velocidad	434,5	ft/min
Capacidad (Gs)	5.181	tc/h
H (Desnivel)	0	m
H (Desnivel)	0	ft
Q (Peso mineral)	397,1	lb/ft
Tx	708,7	lb
Ty	2605,5	lb
Tz	0	lb
T roce	165,7	lb
T efectiva	3479,9	lb
T efectiva	1578,5	kg
Potencia requerida	45,8	HP
Eficiencia	90	%
Pmotor	50,9	HP
Pmotor	38	kW

Tabla 52: Correa alimentadora chancado post silos

D.2.3. Correa alimentadora chancado post silos

Se tienen las mismas consideraciones que la correa que la alimenta pues debe transportar el mismo flujo de mineral.

Las características de esta correa son las siguientes:

Correa alimentadora chancado post silos		
Parámetro	Valor	Unidad
Ancho correa	1.350	mm
Ancho correa	53	"
Largo correa (Lc)	40	m
Largo correa (Lc)	131	ft
Fx (Viscosidad aceite por T°)	0,06	
W (Peso partes móviles)	72	*Trabajo pesado
Velocidad operativa	3,4	m/s
Velocidad	434,5	ft/min
Capacidad (Gs)	5.181	tc/h
H (Desnivel)	0	m
H (Desnivel)	0	ft
Q (Peso mineral)	397,1	lb/ft
Tx	566,9	lb
Ty	2084,4	lb
Tz	0	lb
T roce	132,6	lb
T efectiva	2783,9	lb
T efectiva	1262,8	kg
Potencia requerida	36,7	HP
Eficiencia	90	%
Pmotor	40,7	HP
Pmotor	30,4	kW

Tabla 53: Correa alimentadora chancado post silos

D.2.4. Diseño de silos

Para el dimensionamiento de silos se tienen los siguientes parámetros de entrada:

- Ancho correa: 1.350 mm
- Densidad aparente mineral: 1,7 t/m³
- Capacidad correa móvil: 4.700 t/h
- Horas continuas de operación correa móvil: 3 horas
- Tonelaje a almacenar en silo 14.100 t
- Volumen mineral: 8.294 m³
- Volumen silo: 12.441 m³

Dados los datos anteriores, se determinó que dada la capacidad a almacenar de silo no es posible construir un solo silo, por lo tanto se diseñó para 2, 3 y 4 silos, considerando que estos son de base cuadrada. El diseño se realizó según las especificaciones del ANEXO B.

PARÁMETROS SILOS DE ALTURA DE LA PARTE CILÍNDRICA IGUAL A LA BASE				
Parámetro	# 2 silos	# 3 silos	# 4 silos	Unidad
Volumen silo	6.221	4.147	3.110	m ³
Base	16,4	14,3	13	m
Altura parte cilíndrica	16,4	14,3	13	m
Altura parte cónica	20,7	17,8	16	m
Altura total	37,1	32,1	29	m

Tabla 54: Diseño de silos con altura de la parte cilíndrica igual a la base.

PARÁMETROS SILOS DE ALTURA DE LA PARTE CILÍNDRICA IGUAL A DOS VECES LA BASE				
Parámetro	# 2 silos	# 3 silos	# 4 silos	Unidad
Volumen silo	6.221	4.147	3.110	m ³
Base	13,7	12,0	10,9	m
Altura parte cilíndrica	27,4	24,0	21,8	m
Altura parte cónica	17,0	14,6	13,1	m
Altura total	44,4	38,6	34,9	m

Tabla 55: Diseño de silos con altura de la parte cilíndrica igual a dos veces la base.

D.3. SISTEMA DE CORREAS CON ACOPIO

D.3.1. Correa alimentadora stockpile

Esta correa debe transportar un tonelaje de 2.100 t/h en las horas 8-9-10-11 y 12 de cada turno. Según la Tabla 50 una correa de ancho 1200 mm con ángulo de acanalamiento de 20°, moviéndose a una velocidad de 3 m/s es suficiente para el flujo requerido.

Las características de esta correa son las siguientes:

Correa alimentadora stockpile		
Parámetro	Valor	Unidad
Ancho correa	1.200	mm
Ancho correa	47	"
Largo correa (Lc)	447	m
Largo correa (Lc)	1.467	ft
Fx (Viscosidad aceite por T°)	0,06	
W (Peso partes móviles)	64	*Trabajo pesado
Velocidad operativa	2.4	m/s
Velocidad	304,9	ft/min
Capacidad (Gs)	2.315	tc/h
H (Desnivel)	1,8	m
H (Desnivel)	5,8	ft
Q (Peso mineral)	252,8	lb/ft
Tx	5631,5	lb
Ty	14829,7	lb
Tz	1461,4	lb
T roce	1096,1	lb
T efectiva	20095,9	lb
T efectiva	9115,4	kg
Potencia requerida	185,7	HP
Eficiencia	90	%
Pmotor	206	HP
Pmotor	154	kW

Tabla 56: Correa alimentadora stockpile

D.3.2. Correa alimentadora correa móvil desde el acopio

Esta correa debe transportar un tonelaje de 3.500 t/h en las horas 1, 5, 6 y 7 de cada turno. Según la Tabla 50 una correa de ancho 1200 mm con ángulo de acanalamiento de 30°, moviéndose a una velocidad de 3,5 m/s es suficiente para el flujo requerido.

Las características de esta correa son las siguientes:

Correa alimentadora correa móvil		
Parámetro	Valor	Unidad
Ancho correa	1.200	mm
Ancho correa	47	"
Largo correa (Lc)	65	m
Largo correa (Lc)	213	ft
Fx (Viscosidad aceite por T°)	0,06	
W (Peso partes móviles)	64	*Trabajo pesado
Velocidad operativa	3,4	m/s
Velocidad	434,3	ft/min
Capacidad (Gs)	3.858	tc/h
H (Desnivel)	0	m
H (Desnivel)	0	ft
Q (Peso mineral)	295,8	lb/ft
Tx	818,9	lb
Ty	2523,6	lb
Tz	0	lb
T roce	167,1	lb
T efectiva	3509,6	lb
T efectiva	1591,9	kg
Potencia requerida	46,2	HP
Eficiencia	90	%
Pmotor	51	HP
Pmotor	38	kW

Tabla 57: Correa alimentadora acopio

D.3.3. Correa alimentadora chancado

Esta correa debe transportar un tonelaje de 3.500 t/h en las horas 1, 5, 6 y 7 de cada turno. Según la Tabla 48 una correa de ancho 1200 mm con ángulo de acanalamiento de 30°, moviéndose a una velocidad de 3,5 m/s es suficiente para el flujo requerido.

Las características de esta correa son las siguientes:

Correa alimentadora chancado		
Parámetro	Valor	Unidad
Ancho correa	1.200	mm
Ancho correa	47	"
Largo correa (Lc)	35	m
Largo correa (Lc)	115	ft
Fx (Viscosidad aceite por T°)	0,06	
W (Peso partes móviles)	64	*Trabajo pesado
Velocidad operativa	3,4	m/s
Velocidad	434,3	ft/min
Capacidad (Gs)	3.858	tc/h
H (Desnivel)	0	m
H (Desnivel)	0	ft
Q (Peso mineral)	295,8	lb/ft
Tx	440,9	lb
Ty	1358,9	lb
Tz	0	lb
T roce	90	lb
T efectiva	1889,8	lb
T efectiva	857,2	kg
Potencia requerida	24,9	HP
Eficiencia	90	%
Pmotor	28	HP
Pmotor	21	kW

Tabla 58: Correa alimentadora acopio

D.3.4. Diseño de Stockpile

Para el cálculo del Stockpile se utilizó la información dada en el ANEXO C. Los resultados obtenidos son los siguientes:

Dimensionamiento de Stockpile		
Parámetro	Valor	Unidad
Carga viva	10.500	ton
Carga viva	11.574	tc
Densidad aparente	1,7	t/m3
Carga viva Tabla	10.893	tc
Relación Ton Total/Carga viva	4	
Constante	0,05	
Tonelaje total	43.573	tc
Tonelaje total	39.529	t
Volumen Acopio	25.631	ft3
H3	473.623	ft3
H	78	ft
H	23,8	m
R	104	ft
R	31,6	m
Volumen Total Acopio	24.844	m3

Tabla 59: Dimensionamiento Stockpile

ANEXO E

En este anexo se mostrarán los gráficos de las distribuciones de probabilidad utilizadas para la simulación.

E.1. DISTRIBUCIÓN TIEMPOS DE CARGUÍO

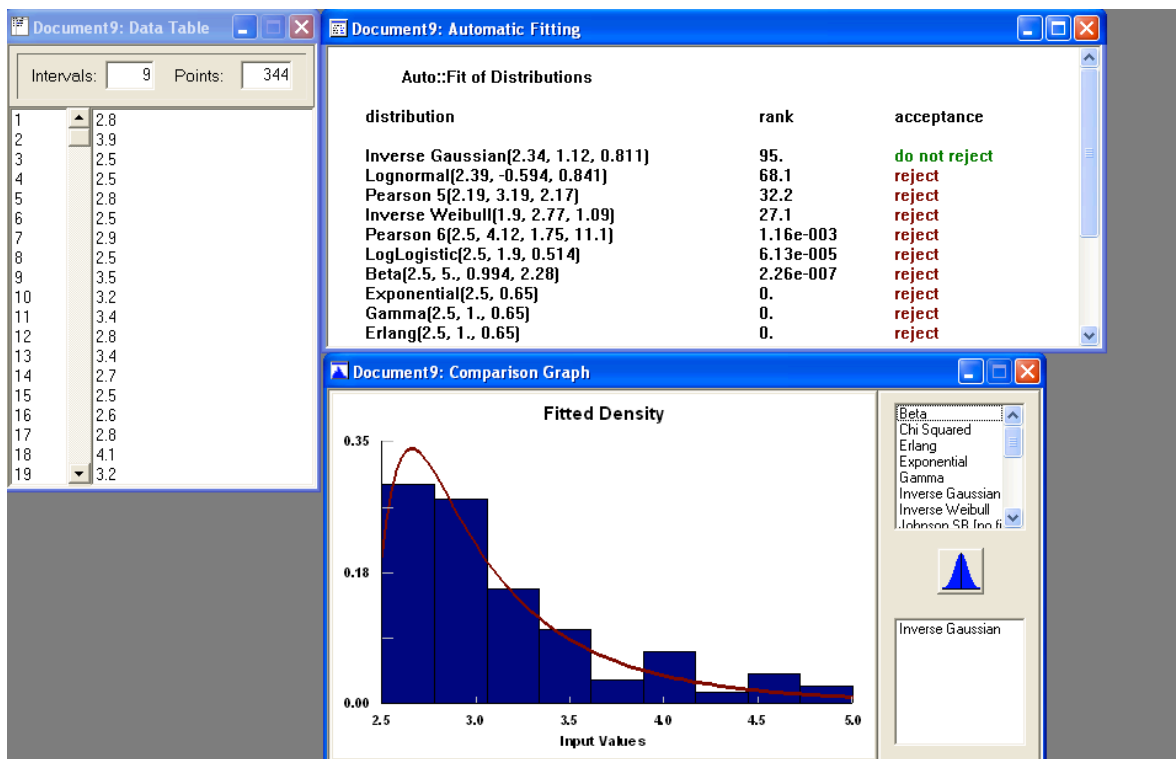


Ilustración 72: Distribución tiempos de carguío.

E.2. DISTRIBUCIÓN TIEMPOS ESPERA EN CHANCADO

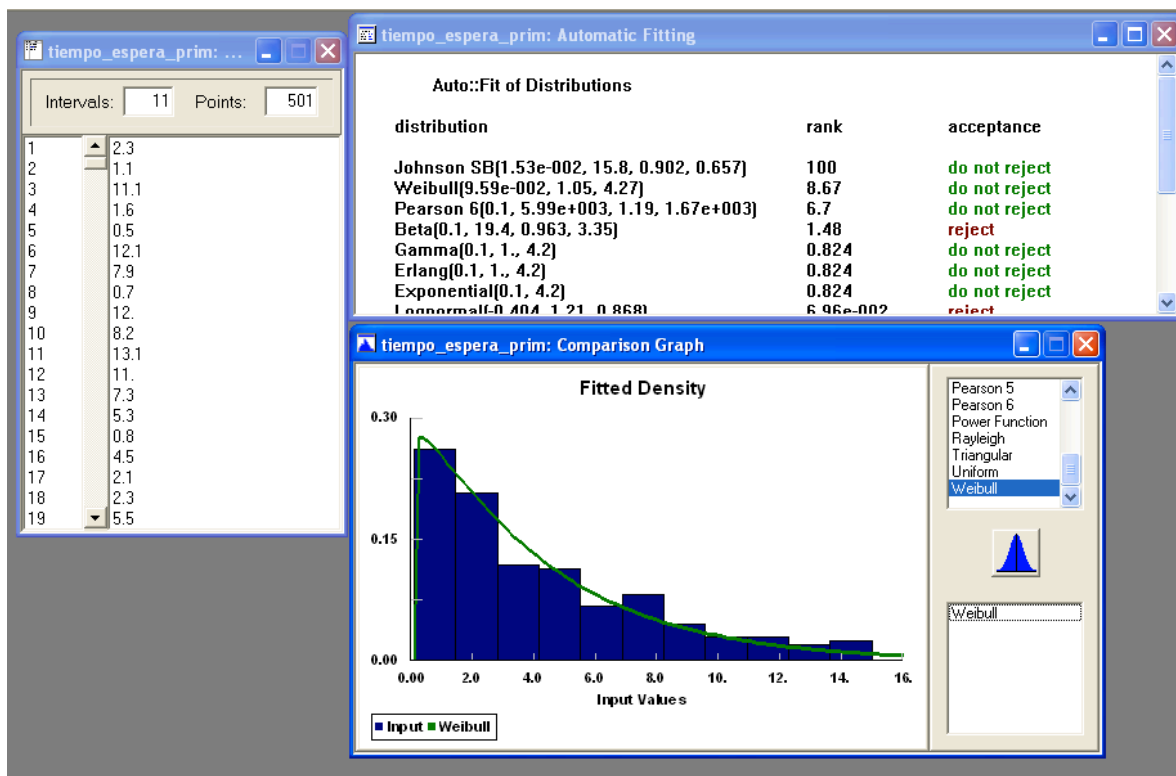


Ilustración 73: Distribución tiempos de espera en chancado.

E.3. DISTRIBUCIÓN TIEMPOS ENTRE FALLAS PALA

Auto::Fit of Distributions		
distribution	rank	acceptance
Johnson SB[-18.3, 1.54e+004, 2.14, 0.69]	100	do not reject
Weibull[1.4, 0.762, 1.12e+003]	79.5	do not reject
Lognormal[-28.4, 6.47, 1.31]	49.3	do not reject
Pearson 6[1.4, 1.97e+003, 0.937, 2.36]	41.3	do not reject
Inverse Gaussian[-97.9, 669, 1.41e+003]	37.5	do not reject
Gamma[1.4, 0.706, 1.86e+003]	32.1	do not reject
Inverse Weibull[-202, 1.24, 1.66e-003]	17.3	do not reject
Pearson 5[-105, 0.925, 434]	5.44	do not reject
Exponential[1.4, 1.31e+003]	1.48e-003	reject
Erlang[1.4, 1., 1.86e+003]	0.	reject
Triangular[-30.1, 1.19e+004, 0.123]	0.	reject
Pareto[1.4, 0.167]	0.	reject
Beta[1.4, 2.1e+004, 0.322, 5.82]	0.	reject
LogLogistic[-2.49e+003, 5.41, 3.49e+003]	0.	reject
Rayleigh[-1.12e+003, 2.12e+003]	0.	reject
Uniform[1.4, 1.18e+004]	0.	reject
Power Function[1.4, 1.32e+004, 0.309]	0.	reject
Chi Squared	no fit	reject

Ilustración 74: Distribución tiempo entre fallas pala.

E.4. DISTRIBUCIÓN TIEMPOS DE REPARACIÓN PALA

Auto::Fit of Distributions		
distribution	rank	acceptance
Inverse Weibull[-5.88, 0.952, 2.7e-002]	40.8	do not reject
Pearson 5[-6.18, 0.938, 34.6]	40.2	do not reject
LogLogistic[0.3, 1.19, 50.8]	37.6	do not reject
Pearson 6[0.3, 25.6, 1.74, 1.03]	31.5	do not reject
Lognormal[-8.54e-002, 4.01, 1.56]	0.439	reject
Inverse Gaussian[-2.93, 33., 264]	0.107	reject
Exponential[0.3, 261]	0.	reject
Gamma[0.3, 0.421, 621]	0.	reject
Beta[0.3, 7.43e+003, 0.258, 1.21]	0.	reject
Erlang[0.3, 0., 621]	0.	reject
Triangular[-15.3, 6.86e+003, 0.613]	0.	reject
Pareto[0.3, 0.192]	0.	reject
Weibull[0.3, 0.557, 123]	0.	reject
Power Function[0.3, 7.7e+003, 0.2]	0.	reject
Rayleigh[-717, 900]	0.	reject
Uniform[0.3, 6.83e+003]	0.	reject
Chi Squared	no fit	reject
Johnson SB	no fit	reject

Ilustración 75: Distribución tiempos de reparación pala.

E.5. DISTRIBUCIÓN TIEMPOS ENTRE FALLAS CAMIONES

Document1: Automatic Fitting		
Auto::Fit of Distributions		
distribution	rank	acceptance
LogLogistic[7.11, 2.61, 40.9]	100	do not reject
Inverse Weibull[-43., 3.98, 1.2e-002]	79.6	do not reject
Pearson 6[7.11, 29.6, 5.44, 4.07]	39.1	do not reject
Pearson 5[-7.33, 4.42, 225]	38.5	do not reject
Lognormal[1.7, 3.86, 0.606]	11.9	do not reject
Inverse Gaussian[-0.694, 150, 60.]	2.63	do not reject
Erlang[6.47, 2., 26.4]	1.23e-002	reject
Gamma[6.47, 2.17, 24.3]	1.23e-002	reject
Beta[7.11, 583, 2.13, 21.9]	9.97e-003	reject
Exponential[7.11, 52.2]	0.	reject
Triangular[4.8, 585, 17.6]	0.	reject
Pareto[7.11, 0.516]	0.	reject
Weibull[7.01, 1.36, 57.6]	0.	reject
Power Function[7.1, 583, 0.375]	0.	reject
Rayleigh[-5.45, 56.3]	0.	reject
Uniform[7.11, 583]	0.	reject
Chi Squared[-1.02e+003, 1.08e+003]	0.	reject
Johnson SB	no fit	reject

Ilustración 76: Distribución tiempo entre fallas camiones.

E.6. DISTRIBUCIÓN TIEMPOS DE REPARACIÓN CAMIONES

Document2: Automatic Fitting		
Auto::Fit of Distributions		
distribution	rank	acceptance
LogLogistic(0.51, 2.25, 1.23)	100	do not reject
Inverse Weibull(-0.451, 2.76, 0.521)	53.7	do not reject
Pearson 5(0.111, 3.22, 4.73)	18.5	do not reject
Pearson 6(0.51, 1.2, 3.42, 3.34)	5.2	do not reject
Lognormal(0.401, 0.319, 0.759)	0.893	do not reject
Inverse Gaussian(0.335, 2.68, 2.02)	2.25e-003	reject
Exponential(0.51, 1.85)	0.	reject
Gamma(0.507, 1.34, 1.38)	0.	reject
Beta(0.51, 112, 1.32, 76.7)	0.	reject
Erlang(0.507, 1., 1.85)	0.	reject
Triangular(0.506, 39.1, 0.509)	0.	reject
Pareto(0.51, 0.772)	0.	reject
Weibull(0.51, 1.03, 1.88)	0.	reject
Power Function(0.51, 62.2, 0.254)	0.	reject
Rayleigh(-1.13, 3.18)	0.	reject
Uniform(0.51, 39.)	0.	reject
Chi Squared(0.51, 2.12)	0.	reject
Johnson SB	no fit	reject

Ilustración 77: Distribución tiempos de reparación camiones.