



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

INCORPORACIÓN DE LA PARAMETRIZACIÓN DE LAS FUNCIONES DE COSTOS DE LOS SISTEMAS DE TRANSPORTE DE RAJO ABIERTO EN LA PLANIFICACIÓN MINERA ESTRATÉGICA

IGNACIA JOSÉ DÍAZ MATURANA

Tesis para optar al grado de
Magíster en Ciencias de la Ingeniería

Profesor Supervisor:
ANGELINA KONADU ANANI
JUAN IGNACIO GUZMÁN BARROS

Santiago de Chile, Octubre, 2020

© 2020, Ignacia José Díaz Maturana



PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATOLICA DE CHILE
ESCUELA DE INGENIERIA

INCORPORACIÓN DE LA PARAMETRIZACIÓN DE LAS FUNCIONES DE COSTOS DE LOS SISTEMAS DE TRANSPORTE DE RAJO ABIERTO EN LA PLANIFICACIÓN MINERA ESTRATÉGICA

IGNACIA JOSÉ DÍAZ MATURANA

Tesis presentada a la Comisión integrada por los profesores:

ANGELINA ANANI 

JUAN IGNACIO GUZMÁN 

ÁLVARO VIDELA 

RAÚL CANCINO 

JAIME NAVÓI 

Para completar las exigencias del grado de
Magíster en Ciencias de la Ingeniería
Santiago de Chile, Octubre, 2020

A mis Padres, abuelos y profesores,
por su apoyo incondicional.

AGRADECIMIENTOS

En primer lugar, quiero agradecer al profesor Juan Ignacio Guzmán Barros por su constante apoyo durante el desarrollo de la presente tesis, además de la gestión realizada y la motivación entregada para poder cumplir mis objetivos.

Quiero agradecer también, al Departamento de Minería por las facilidades y espacios otorgados para realizar esta tesis.

ÍNDICE GENERAL

Pág.

DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS	iii
ÍNDICE DE TABLAS	vi
ÍNDICE DE FIGURAS	viii
RESUMEN.....	x
ABSTRACT	xi
1. INTRODUCCIÓN	1
1.1 Motivación.....	1
1.2 Planificación minera estratégica.....	3
1.3 Hipótesis.....	5
1.4 Revisión bibliográfica	6
1.4.1 Sistema de ferrocarril.....	6
1.4.2 Sistema de camiones no-autónomos	7
1.4.3 Sistema IPCC	9
1.4.4 Sistema AHS.....	14
2. OBJETIVOS	17
3. DEFINICIÓN DE LAS FUNCIONES DE COSTOS DE LOS SISTEMAS DE TRANSPORTE EVALUADOS	18
3.1 Parametrización de las funciones de costos de los sistemas de transporte evaluados	18
3.2 Validación y ajuste de las funciones de costos de los sistemas de transporte evaluados	22
4. CONSIDERACIONES DE DISEÑO DE LOS SISTEMAS DE TRANSPORTES EVALUADOS	42
4.1 Restricciones geométricas, de diseño y operacionales de los sistemas de transporte evaluados	42

4.2	Descripción del <i>software</i> DeepMine	45
4.3	Incorporación de la parametrización de las funciones de costos de los sistemas de transporte evaluados en la envolvente económica	48
5.	CASO DE ESTUDIO	51
5.1	Sistema IPCC	52
5.2	Sistema AHS	57
5.3	Sistema de camiones no-autónomos.....	61
6.	RESULTADOS CASO DE ESTUDIO	66
6.1	VAN resultantes utilizando funciones de costos	66
6.2	VAN resultantes utilizando costo de transporte constante	67
6.3	VAN resultantes utilizando costo de transporte promedio, horizontal y vertical	68
6.4	Cuantificación de la diferencia entre las envolventes económicas	70
7.	CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	76
	BIBLIOGRAFÍA.....	80
	A N E X O S.....	84
	Anexo A: Relaciones entre las variables del sistema de camiones no-autónomos	85
	Anexo B: Relaciones entre las variables del AHS	96
	Anexo C: Relaciones entre las variables del sistema IPCC	108
	Anexo D: <i>Layout</i> de la mina	113
	Anexo E: Parámetros económicos de mercado	114

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 3-1: Variables de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS	19
Tabla 3-2: Variables del sistema IPCC	20
Tabla 3-3: Costos de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS.....	21
Tabla 3-4: Costos del sistema IPCC	21
Tabla 3-5: Valor mantenimiento preventivo por camión.....	32
Tabla 3-6: Parametrización función de costos del sistema de camiones no-autónomos.....	39
Tabla 3-7: Parametrización función de costos del AHS	40
Tabla 3-8: Parametrización función de costos del sistema IPCC	41
Tabla 4-1: Parámetros de diseño de los sistemas de camiones	43
Tabla 4-2: Ancho de rampa de los sistemas de camiones	44
Tabla 5-1: Parámetros técnicos y económicos utilizados del sistema IPCC.....	53
Tabla 5-2: Composición de CAPEX del sistema IPCC	54
Tabla 5-3: Costo de transporte promedio por tonelada movida del sistema IPCC	55
Tabla 5-4: Composición del costo mina por tonelada movida del sistema IPCC	56
Tabla 5-5: Costo mina promedio por tonelada movida del sistema IPCC	56
Tabla 5-6: Parámetros técnicos y económicos utilizados del AHS.....	57
Tabla 5-7 Composición de CAPEX del AHS	58
Tabla 5-8: Costo de transporte promedio por tonelada movida del AHS	59

Tabla 5-9: Composición del costo mina por tonelada movida del AHS	60
Tabla 5-10: Costo mina promedio por tonelada movida del AHS.....	60
Tabla 5-11: Parámetros técnicos y económicos utilizados del sistema de camiones no-autónomos	61
Tabla 5-12: Composición de CAPEX del sistema de camiones no-autónomos	62
Tabla 5-13: Costo de transporte promedio por tonelada movida del sistema de camiones no-autónomos	63
Tabla 5-14: Composición del costo mina por tonelada movida del sistema de camiones no-autónomos	64
Tabla 5-15: Costo mina promedio por tonelada movida del sistema de camiones no- autónomos.....	64
Tabla 6-1: VAN resultantes utilizando funciones de costos	66
Tabla 6-2: VAN resultantes utilizando costo de transporte constante	67
Tabla 6-3: Costo de transporte promedio e incremental (por metro).....	69
Tabla 6-4: VAN resultantes utilizando costo de transporte promedio, horizontal y vertical	69
Tabla 6-5: Resultados obtenidos en términos de VAN.....	74
Tabla 6-6: Resultados obtenidos en términos de cobre fino	74

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1-1: Macrosecuencia de explotación en minería a rajo abierto	3
Figura 1-2: Ejemplo de sistema IPCC, correas (azul) y chancador móvil (negro)	9
Figura 1-3: Disposición de la correa <i>in pit</i> en el rajo de la mina	10
Figura 3-1: Aumento del costo combustible versus edad equipo	25
Figura 3-2: Velocidad del camión por trayecto.....	27
Figura 3-3: Aumento del costo lubricante versus edad equipo	28
Figura 3-4: Disponibilidad versus edad equipo	30
Figura 3-5: Aumento del costo mantenimiento correctivo versus edad equipo.....	34
Figura 3-6: Costos de reemplazos versus largo de correa.....	37
Figura 4-1: Visualización de las fases en DeepMine	47
Figura 4-2: Visualización del movimiento mina en DeepMine	47
Figura 4-3: Visualización de la función de productividad en DeepMine	50
Figura 5-1: Vistas del mineral en el yacimiento del caso de estudio	51
Figura 5-2: Costos de transporte (tonelada movida) por periodo del sistema IPCC..	55
Figura 5-3: Costos mina (tonelada movida) por periodo del sistema IPCC	56
Figura 5-4: Costos de transporte (tonelada movida) por periodo del AHS d.....	59
Figura 5-5: Costos mina (tonelada movida) por periodo del AHS	61
Figura 5-6: Costos de transporte (tonelada movida) por periodo del sistema de camiones no-autónomos	63

Figura 5-7: Costos mina (tonelada movida) por periodo del sistema de camiones no-autónomos.....	65
Figura 6-1: Diferencias en las fases del sistema IPCC	71
Figura 6-2: Diferencias en las fases del AHS	72
Figura 6-3: Diferencias en las fases del sistema de camiones no-autónomos.....	73

RESUMEN

En la presente tesis se incorpora en la planificación minera estratégica de minas a rajo abierto la modelación de las funciones de costos de los sistemas de transporte IPCC (*In Pit Crushing and Conveying*), AHS (*Autonomous Haulage System*) y camiones no-autónomos. Adicionalmente, se incorporan las restricciones geométricas, de diseño y operacionales que podrían implicar los sistemas de transporte en el diseño de la mina. Lo anterior, con el objetivo de determinar si la envolvente económica y el diseño estratégico de fases para la mina podrían ser distintos a la planificación minera estratégica que no toma en cuenta estas consideraciones.

Incorporar las funciones de costos de transporte parametrizadas tanto por tiempo como espacio, permite mejorar la precisión en las predicciones de los costos para los sistemas de transporte de minas a rajo abierto. Esto posibilita no sólo evaluar y seleccionar de manera óptima el sistema de transporte, sino que además determinar de mejor forma las reservas de la mina (tanto en su envolvente económica como en el programa estratégico asociado). Además, es posible generar una planificación estratégica optimizándola con un enfoque económico espacio-temporal y no sólo espacial, como se hace en la práctica común (ya que en el enfoque tradicional se busca minimizar los costos de transporte únicamente en función de las distancias).

Los resultados obtenidos muestran que la solución de la planificación minera estratégica incorporando las funciones de costos, los parámetros geométricos y de diseño del sistema de transporte, es diferente con respecto a la planificación minera estratégica que no incorpora estas consideraciones. La solución difiere también en el VAN, el LOM, en el diseño de las fases y la macrosecuencia de explotación de la mina.

Palabras Claves: Planificación minera estratégica, Minería rajo abierto, Sistemas de transporte, AHS, Sistema IPCC, Camiones no-autónomos.

ABSTRACT

In this thesis, the modeling of the cost functions of the transport systems IPCC (In Pit Crushing and Conveying), AHS (Autonomous Haulage System) and non-autonomous trucks is incorporated into the strategic mine planning for open pit mines. In addition, the geometric, design and operational constraints the transport system can carry to the design of the mines are also incorporated. The objective is to determine whether the ultimate pit limit and the strategic design for the different phases of mining could differ from the strategic mine planning that does not take transport cost modeling and the mentioned constraints into consideration.

The incorporation of transport cost functions parameterized by both time and space can improve accuracy in cost predictions for open pit mine transport systems. This incorporation not only allows to optimally evaluate and select the transportation system but also to determine in a better way the mineral reserves (in terms of its ultimate pit limit and the associated strategic program). In addition, the new incorporation of transport cost functions will allow us to generate a strategic mine planning that is optimized not just with a focus only on spatial economic approach, as it is commonly practiced, but also with a focus on a spatial-temporal (since the traditional approach only seeks to minimize transport costs based on distance).

The obtained results from this thesis show that the final solution for the strategic mine planning, incorporating the cost functions, design and geometric parameters of the transportation system is different from the final solution for a strategic mine planning that does not incorporate these considerations. The solutions also differ in terms of NPV, the LOM, in the design of the phases and the macrosequence of exploitation of the mine.

Keywords: Strategic mine planning, Open pit mining, Transportation systems, AHS, IPCC system, Non-autonomous trucks.

1. INTRODUCCIÓN

Actualmente, debido a las inversiones de capital, la demanda de producción y la dinámica del mercado, se ha vuelto imperativo en la planificación minera estratégica seleccionar el sistema de transporte que genere el mayor valor durante toda la vida útil de la operación. Es importante mencionar que el costo de transporte es un componente crítico en el costo de mina, ya que representa entre el 50% y 60% del costo total mina (Abbaspour y Drebenstedt, 2019).

Dada las condiciones económicas y técnicas actuales en la minería a rajo abierto, como el aumento de las profundidades, la disminución en las leyes y el aumento de los costos de combustibles, neumáticos y mano de obra, es un desafío para la industria disminuir los costos de transporte. Debido a esto, existe la necesidad de evaluar de manera más precisa los diferentes sistemas de transporte como IPCC (*In Pit Crushing and Conveying*), AHS (*Autonomous Haulage System*) y camiones no-autónomos, con el objetivo de seleccionar la alternativa que maximice el Valor Actual Neto (o VAN).

Es importante mencionar que la evaluación de los sistemas de transporte de camiones no-autónomos y AHS considera la implementación del sistema respectivo en la totalidad de la operación, es decir, solo puede operar un sistema de transporte a la vez.

1.1 Motivación

Actualmente, la incorporación de los sistemas de transportes en la planificación minera estratégica se realiza de forma muy simplificada. Por lo general, los costos de los sistemas de transporte son típicamente considerados como valores promedio constantes en el tiempo (Nehring et al., 2018). Al costo de transporte se le asocia un

valor fijo por tonelada de material extraído, el cual es incluido en el costo total mina (Elkington et al., 2013; Kloppers, 2015). Adicionalmente, no se incorporan en la práctica de la planificación minera estratégica otros aspectos fundamentales como los parámetros geométricos y de diseño de cada sistema de transporte. Esto genera una estimación poco precisa del sistema de transporte seleccionado, tomando en cuenta que los costos presentan componentes fijos y variables en el tiempo, que dependen de diferentes factores operacionales y de las características de la mina. Mejorar la precisión en las predicciones de los costos e incorporar los parámetros ya mencionados permitiría disminuir las variaciones en la estimación del VAN, y así, analizar correctamente los diferentes sistemas de transporte. Lo anterior, a su vez, posibilitaría tomar la mejor decisión para lograr los objetivos económicos y operativos de la mina.

Por otro lado, generalmente la selección y la configuración de los sistemas de transporte son evaluados por el VAN, sin embargo, sólo se consideran los impactos en los costos y no en la productividad. El diseño que generan estas alternativas en el proyecto impacta la productividad de la operación. Además, en las evaluaciones no se consideran todas las restricciones geométricas que podrían implicar los sistemas de transporte en el diseño de la mina (Askari y Awuah, 2009).

Otro aspecto a tomar en cuenta en la planificación minera estratégica tradicional, es que se está permanentemente buscando minimizar los costos de transporte en función de las distancias (Parhizkar, 2018), generando una optimización de un problema más bien espacial que económico.

1.2 Planificación minera estratégica

La planificación minera estratégica busca definir cinco grandes aspectos una vez transformado un espacio determinado en un modelo de bloques (Davis y Newman, 2008, Guzmán, 2015). En primer lugar, es necesario decidir qué recursos se explotarán. En segundo lugar, se define el método con el cual se explotará, el que puede ser a rajo abierto, subterráneo, etc. Lo tercero es definir las plantas de procesamiento del mineral que se ocuparán para procesar el recurso a explotar. Lo cuarto, radica en establecer la cantidad de material que se podrá extraer y procesar de un recurso en un instante dado de tiempo. Por último, habrá que definir la macrosecuencia de explotación (Figura 1-1). Una vez caracterizado el depósito, se debe identificar las fases y la macrosecuencia de explotación para obtener el máximo valor económico. De esta forma queda definida la envolvente económica, lo cual corresponde al material que económicamente conduce al mejor negocio productivo del recurso a explotar.

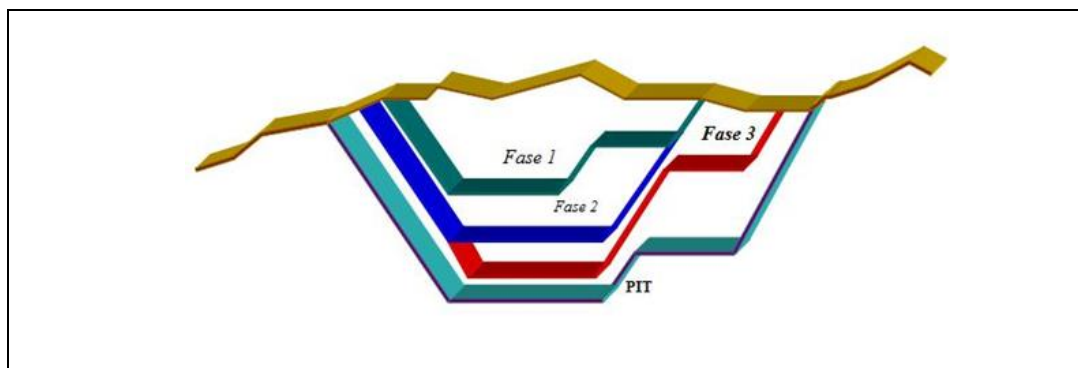


Figura 1-1: Macrosecuencia de explotación en minería a rajo abierto

Debido a que la planificación minera estratégica considera un plan de largo plazo, los cinco aspectos definidos no son estáticos, es decir, cambian con los años por diversos motivos (e.g., cambios en recursos minerales, tecnológicos o de mercado). Por lo anterior, se debe tener en consideración que las decisiones tomadas pueden sufrir cambios en el tiempo (Guzmán, 2015). Es importante mencionar que dichos cambios se deben considerar sólo cuando estos tienen efectos relevantes. Lo anterior, debido a que implementar modificaciones en estas decisiones conlleva un alto costo y gran cantidad de tiempo. Por último, la planificación minera estratégica no incluye la operativización.

Incorporar de forma más específica los sistemas de transporte de la minería a rajo abierto en la planificación minera estratégica, permitirá evaluar de mejor manera las alternativas y generar diseños más precisos y óptimos. Esto último, con el objetivo de maximizar el VAN de los proyectos. Lo anterior, implica incorporar funciones de costos más realistas, las restricciones geométricas y de diseño (e.g., ancho de caminos, ancho de carguío, proporción de *stripping*, etc.) que conlleva cada sistema. Estas restricciones inciden en el diseño de las fases, en la cantidad de material total a extraer y en el diseño de la mina, como por ejemplo, la macrosecuencia de explotación.

En los últimos años, la industria minera se ha vuelto más consciente de los beneficios de la planificación estratégica como un medio rentable para mejorar el valor del proyecto. Actualmente, la planificación minera estratégica presenta bastantes desafíos y una gran complejidad.

1.3 Hipótesis

La hipótesis de la presente tesis es que al incorporar en la planificación estratégica la modelación de las funciones de costos, las restricciones geométricas y operacionales de los sistemas de transporte, tanto la envolvente económica como el diseño estratégico de fases, y por tanto las reservas de la mina, podrían ser distintas con respecto a la planificación minera estratégica que no toma en cuenta estas consideraciones. Además, si el sistema de transporte es seleccionado por criterios económicos (VAN) y no únicamente por costos, es posible obtener la alternativa que realmente maximiza el valor de la mina a lo largo de su vida útil.

Con el objetivo de seleccionar el sistema de transporte óptimo, es primordial conocer los costos de cada sistema y entender cómo estos varían en el tiempo en función de las restricciones geométricas, la profundidad, el mantenimiento, los insumos, entre otros. En los costos de transporte, por lo general solo se evalúa el consumo energético en función de la distancia. No obstante, las mantenciones, repuestos y ciclo de vida de los equipos que inciden en los costos totales del sistema de transporte, no son considerados. Además, para el aumento anual de los costos se utiliza solo la tasa de inflación y no los factores operacionales que afectan directamente el incremento de los costos.

Es importante, además de incorporar las funciones de costos de cada sistema de transporte, agregar los requerimientos de diseño y las restricciones geométricas de cada sistema que comúnmente son ignoradas en la planificación estratégica. Los requisitos de diseño, como el acceso a la mina, el ancho y la continuidad de la

extracción, dependen del sistema de transporte y del equipo seleccionado. En las publicaciones académicas relacionadas con el diseño de mina, se enfatiza en maximizar el VAN bajo las restricciones de recursos, pero no se consideran las restricciones geométricas del sistema de transporte seleccionado.

1.4 Revisión bibliográfica

1.4.1 Sistema de ferrocarril

La minería a rajo abierto históricamente comenzó utilizando el sistema de transporte de ferrocarril (Darling, 2011). Este sistema está compuesto por vagones que transportan un solo tipo de material al mismo destino, desplazándose sin interrupción entre los puntos de carga y descarga. Lo anterior, da como resultado un tiempo y un costo de transporte más bajo.

El ferrocarril, en la década de 1950, se utilizó en todo el mundo para el transporte de carbón desde las minas hasta las centrales eléctricas (Darling, 2011). A fines del siglo XX, aproximadamente el 50% del carbón en Estados Unidos era transportado por este tipo de sistema, típicamente compuesto por 100 vagones. Otras cargas a granel transportadas por ferrocarril son cemento y minerales como el hierro. Cabe mencionar que el ferrocarril con mayor extensión del mundo estaba en Australia y transportaba hierro (Darling, 2011). Este estaba conformado por 682 vagones (7 kilómetros de largo en total) y transportaban más de 80.000 toneladas (ton) de mineral a lo largo de 275 kilómetros (km).

A modo de ejemplo, la mina de Chuquicamata operó con ferrocarril en sus inicios, de tal forma que las palas cargaban el mineral directamente sobre los carros del

ferrocarril. En el año 1915, los carros tenían una capacidad de 60 ton cada uno y cada ferrocarril estaba formado por 18 de ellos, con una capacidad total de 1.080 ton.

En ese entonces, se requería movilizar 10 trenes por día (Illanes, 1915). Sin embargo, este sistema de transporte requería operar con bajas pendientes, lo que limitaba el ángulo máximo global de talud de la mina, lo que a su vez, restringía las reservas explotables.

Si bien este sistema es capaz de transportar grandes tonelajes, por la restricción del ángulo de talud en el diseño de la mina y la inflexibilidad operacional, se reemplazó por los sistemas de camiones operados por choferes.

1.4.2 Sistema de camiones no-autónomos

Los camiones de alto tonelaje son una tecnología más nueva con respecto al ferrocarril. En la actualidad, la minería a rajo abierto ha utilizado más el sistema de camiones no-autónomos debido a su alta flexibilidad. Hoy en día, más del 80% de las minas a rajo abierto en el mundo utilizan este sistema (Osanloo y Paricheh, 2019). No obstante, el aumento considerable de los costos de este a medida que aumenta la profundidad, ha reducido su viabilidad económica.

Los camiones no-autónomo están especialmente diseñados para acarrear grandes tonelajes. Pueden transportar sobre 300 toneladas de material en cada ciclo, lo que genera un bajo costo de operación. Estos camiones poseen motores diésel de gran potencia y tienen capacidades nominales que van desde las 35 ton a más de 450 ton aproximadamente. Los camiones alcanzan velocidades de desplazamiento sobre los

50 km/h. Es usual que este sistema opere con rutas de varios kilómetros de largo. Además, los camiones pueden transportar el material desde la mina sin ninguna reducción de tamaño más allá de la tronadura (Darling, 2011) y presentan una vida útil en torno a los 15 años (COCHILCO, 2018a).

Entre las ventajas de este sistema destacan la alta flexibilidad, menor requerimientos de infraestructura y una menor inversión inicial que otros sistemas de transporte. Además, existe una gran variedad de modelos de camiones no-autónomos, lo que permite utilizar el que más se adapte a las condiciones en que debe desarrollarse la operación.

Las principales desventajas de este sistema es que la operación es altamente intensiva en energía, mano de obra y agua (Nehring et al., 2018). Por otro lado, presenta factores de riesgo para la salud, ya que produce en exceso polvo, vibraciones y ruido, además de que generan grandes emisiones de gases de efecto invernadero.

A medida que los rajos crecen y se vuelven más profundos, el material se debe transportar a distancias que se hacen cada vez mayores. Por consiguiente, la flexibilidad de los camiones se ve disminuida por el alto costo que conlleva cada tonelada métrica por kilómetro en distancias más largas. Por lo tanto, el número de camiones en uso debe incrementarse para alcanzar la tasa nominal de producción de la mina. Aumentar el número de camiones, incrementa no solo los requisitos de neumáticos y combustible, sino también, los requisitos de personal, el tamaño de las carreteras y el mantenimiento. Todos estos requisitos incrementan

exponencialmente los costos de transporte en más del 50% de los costos operativos y hace que los camiones sean menos rentables (Osanloo y Paricheh, 2019).

1.4.3 Sistema IPCC

Los sistemas de minería continua, como el sistema IPCC (*In Pit Crushing and Conveying*), aparecen como una alternativa que presenta oportunidades con respecto al sistema convencional de transporte por camiones no-autónomos.

El sistema IPCC presenta varias opciones para ser implementado en las minas a rajo abierto (Darling, 2011). La primera de estas opciones es utilizar un chancador móvil que acompaña a la pala en profundidad y el material se extrae desde el interior de la mina a través de un sistema de correas *in pit* por una rampa (Figura 1-2). Es importante mencionar que en la presente tesis la evaluación del sistema IPCC toma en consideración esta opción.

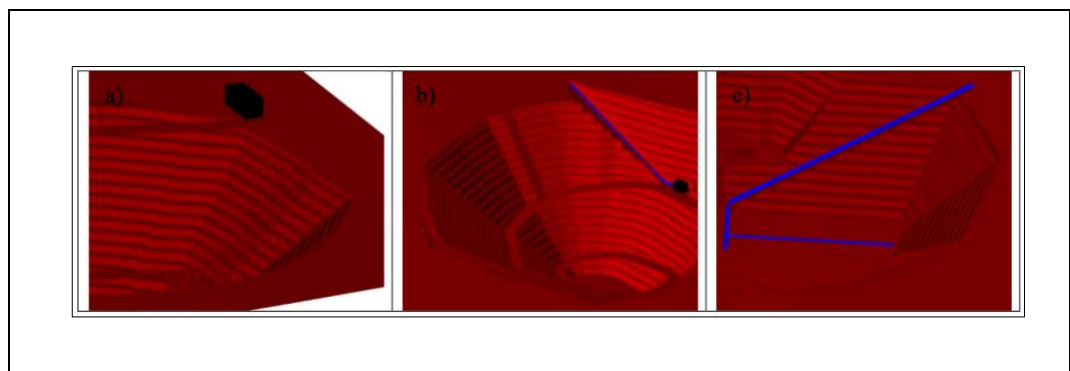


Figura 1-2: Ejemplo de sistema IPCC, correas (azul) y chancador móvil (negro)

La segunda opción es utilizar un chancador fijo o semi-móvil y extraer el material por correas de altas pendientes utilizando el talud de diseño de la mina. El ángulo de inclinación de la correa *in pit* (dentro del rajo de la mina) no afecta el ángulo global de talud de diseño de la mina. Lo anterior se debe a que la correa *in pit* se adapta al ángulo de talud global de la mina, como se puede observar en la Figura 1-3 (Abbaspour et al., 2019).

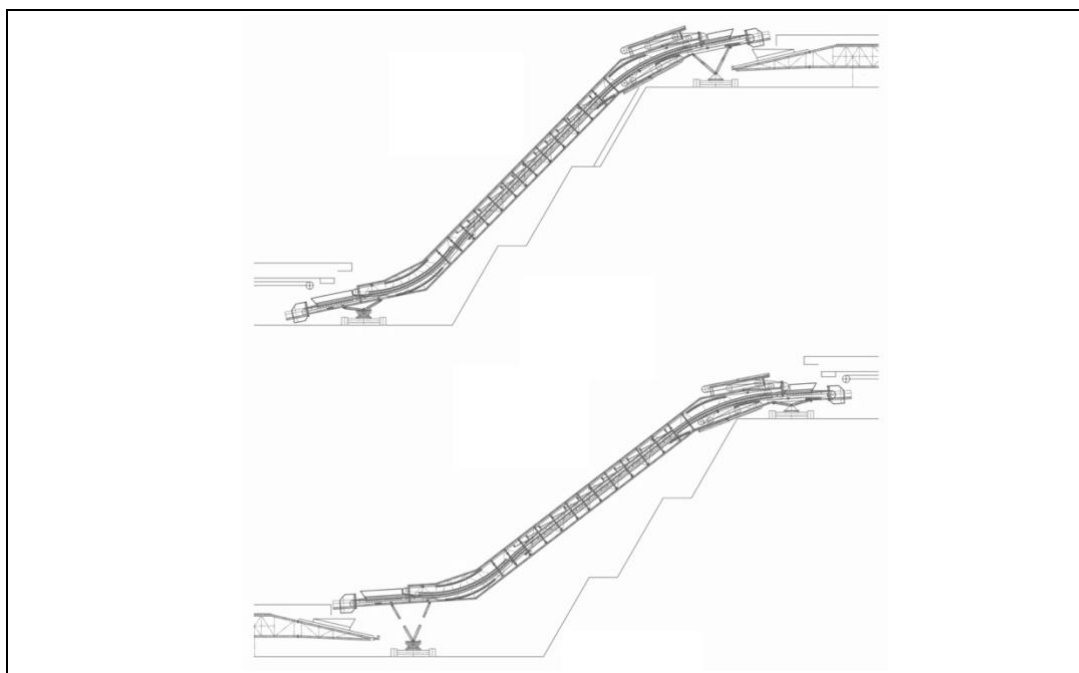


Figura 1-3: Disposición de la correa *in pit* en el rajo de la mina

La configuración de la correa más común es de goma, dobladas en forma de tubería con rodillos giratorios. Estas correas se pueden ajustar a curvas gracias a los rodillos que las sostienen. Además, es posible operar con altos ángulos de pendiente (Osanloo y Paricheh, 2019; Nourali y Osanloo, 2019) gracias a el diseño de

sandwich o el diseño de elevación de bolsillo. El primero, como el nombre sugiere, transporta el material entre dos correas sujetas por rodillos. En cambio, el diseño de elevación de bolsillo se basa en el material que se lleva en los bolsillos creados al arrugar el cinturón. Un sistema similar al transportador de tuberías también se puede utilizar para el transporte de material en correas con altos ángulos de pendiente, siempre que el material esté lo suficientemente confinado (Roumpos et al., 2014).

La tercera opción del sistema IPCC es usar un chancador fijo o semi-móvil en profundidad y extraer el material desde el interior de la mina a través de un sistema de correas *in pit* sobre una zanja de pendiente intermedia. Es decir, se excava una zanja dedicada exclusivamente para la correa en el ángulo deseado.

La última opción del sistema IPCC es utilizar un chancador fijo o semi-móvil en profundidad. Las correas se van configurando geométricamente dentro del banco y el mineral se extrae hacia fuera de la mina por una correa principal sobre una rampa. Esta opción requiere un diseño preciso que considere la interacción entre las tronaduras y el movimiento del sistema de correas en la operación.

El sistema IPCC se caracteriza por menores costos operativos, ya que permite un flujo de material continuo y una mayor eficiencia energética que el sistema de camiones no-autónomos (Masaki y Xia, 2017; Patterson et al., 2017). Los beneficios económicos del IPCC pueden compensar el mayor requerimiento de inversión para su instalación. Estos beneficios dependen del potencial para reducir de manera significativa las distancias de transporte. Tal caso resultaría en una importante reducción del consumo de combustible, los costos de mantenimiento y los requisitos de mano de obra (Abbaspour et al., 2018). Además, las operaciones que utiliza el

sistema IPCC no son propensas a la escasez de neumáticos, equipos auxiliares o mano de obra en comparación a los camiones. Otras ventajas sobre los sistemas de transporte de camiones no-autónomos o AHS es la menor emisión de carbono, ruido y polvo, además de presentar una mayor seguridad (Abbaspour y Drebenstedt, 2020).

Distintas publicaciones académicas postulan que para las operaciones mineras de mayor duración, el sistema IPCC será más económico cuando existan largas distancias de transporte y rajos profundos (Szalanski, 2010; Samavati et al., 2019a; Samavati et al., 2019b). Si bien estos sistemas están limitados en términos de flexibilidad, son soluciones atractivas donde hay grandes distancias. La viabilidad económica del sistema IPCC depende de los tonelajes de producción, la duración de la operación, la distancia de transporte y la elevación vertical. Como regla general, el sistema IPCC es viable económicamente (Darling, 2011) si se cumplen determinadas características en la mina. Si la producción es mayor a 100.000 t/d, teniendo distancias de transporte mayores a 5 km, o una elevación vertical mayor a 250 metros (m); y manteniéndose en funcionamiento durante al menos 7 años, entonces es viable económicamente.

Una de las desventajas es que al introducir el sistema IPCC en una mina a rajo abierto, se debe considerar que en la planificación estratégica se generan restricciones adicionales de secuenciamiento y expansión de la mina. Estas restricciones adicionales no surgen en los sistemas de camiones no-autónomos o AHS. Las restricciones son principalmente geométricas, debido a la ubicación de las correas transportadoras, lo cual restringe la secuencia original de extracción del

yacimiento. Por lo tanto, se debe generar un plan de extracción en función de la reubicación del sistema IPCC que maximice el valor de la mina. Del mismo modo, el diseño debe seguir la geometría de la mineralización en la mina. Otra desventaja, en el caso de usar un sistema IPCC con correas de altas pendientes, es que se debe fijar una pared del rajo por al menos 7 años.

Varias publicaciones académicas han realizado comparaciones económicas de los camiones no-autónomos con el sistema IPCC (Abbaspour y Drebenstedt, 2019; Nehring et al., 2018; Werk, 2016). Sin embargo, estas publicaciones no utilizan parametrizaciones adecuadas y/o realistas respecto a los costos de cada sistema (por ejemplo, porque se asume que los costos se mantienen constantes durante la vida útil de la operación para cada sistema). Como resultado de estas publicaciones, se obtiene que el VAN del sistema IPCC es mayor a largo plazo debido a los menores costos de transporte. Por el contrario, se genera un mayor VAN en los años iniciales utilizando el sistema de camiones no-autónomos.

A pesar de las ventajas del sistema IPCC y su viabilidad económica como una alternativa de sistema de transporte, algunas publicaciones académicas plantean que las empresas mineras, por lo general, no lo consideran realmente como una alternativa (Samavati et al., 2019a). Esto último, debido a la falta de un plan estratégico óptimo asociado al sistema IPCC. Adicionalmente, en la actualidad no existen publicaciones académicas con parametrizaciones precisas de los costos de este sistema ni consideración de las restricciones geométricas y operacionales del sistema.

El sistema IPCC se ha implementado preferentemente en minas de carbón y hierro con profundidades reducidas. Sin embargo, en los últimos años este sistema se ha implementado en minas de mayor profundidad. Un ejemplo de esto es la compañía minera Metalloinvest que actualmente se encuentra realizando la implementación del sistema IPCC en su operación de mineral de hierro Mikhailovsky GOK en Rusia (Moore, 2019). El ángulo de su correa *in pit* es de 37°, con un alcance de elevación de más de 215 m y una capacidad 35 millones de toneladas de mineral de hierro por año.

1.4.4 Sistema AHS

Existe otra alternativa en sistemas de transporte más reciente: el AHS (*Autonomous Haulage System*). El interés en la automatización se ha vuelto más importante en la industria minera, en particular, las empresas de primer nivel están incorporando tecnologías autónomas, para mejorar su desempeño a través del aumento en productividad y eficiencia. Por lo anterior, los fabricantes de equipos se han centrado en el desarrollo de sistemas de minería automatizados para estar alineados a las necesidades del mercado.

Los principales fabricantes de equipos de minería han estado desarrollando sus equipos autónomos y los sistemas de supervisión para garantizar la seguridad y el control completo de sus respectivas flotas autónomas. Las primeras pruebas de camiones autónomos se realizaron en Japón en el año 1990 en canteras y minas. Luego, en el año 1995 Komatsu llevó a cabo su primera prueba en una mina de carbón a gran escala en Australia (Fisher y Schnttger, 2012).

En el AHS cada camión presenta un sistema GPS de alta precisión, de manera que la posición de cada uno de los camiones es conocida y controlada por la sala de control en todo momento (Gölbaşı y Dagdelen, 2017). Además, el AHS tiene un sistema de red inalámbrica permitiendo mantener un flujo continuo de información con la sala de control e interactuar con los otros camiones. También cuenta con un sistema de detección de obstáculos, a través de sensores permite detectar la presencia de otros camiones, vehículos de servicios o personas en la mina, en cuyo caso el camión reducirá su velocidad o se detendrá. Este sistema permite a la flota de camiones operar de manera segura y autónoma durante el carguío, transporte y descarga de material.

El operador del AHS, trabajando en una sala de control puede controlar a uno, varios o todos los camiones de la flota, los cuales bajo cualquier emergencia se detienen automáticamente. El sistema permite intervenir para enviar a un camión a una mantención programada y a cargar combustible. Además, los camiones tienen la capacidad de dirigirse y definir una velocidad apropiada de manera autónoma.

Este sistema se caracteriza por presentar mayor seguridad (Lynas y Horberry, 2011) y aumentar la productividad en las operaciones. También, elimina el factor humano lo que posibilita optimizar de mejor manera la operación, tener un potencial de control y mejorar la toma de decisiones, además de reducir los costos operativos. Sin embargo, en las publicaciones académicas sobre el AHS por lo general el consumo de combustible (Rodvalho et al., 2016), el desgaste de neumáticos y el mantenimiento no son considerados en las inversiones ni en los costos. Del mismo

modo, no se incorpora en la planificación estratégica los requerimientos adicionales de diseño que se deben incorporar en una mina para implementar este sistema.

Por otro lado, los principales fabricantes de este sistema han optado por desarrollar camiones de tamaño mediano y grandes, con capacidades nominales desde 200 hasta 400 ton aproximadamente.

El AHS se ha implementado en operaciones de diferentes países, como por ejemplo Chile, Canadá, Estados Unidos y Australia (Gölbasi y Dagdelen, 2017). Las compañías mineras que actualmente utilizan este sistema son principalmente CODELCO, BHP, Rio Tinto y Fortescue.

Por último, la crisis sanitaria mundial ha hecho que el futuro inmediato de varias operaciones mineras en todo el mundo sea incierto. Actualmente, existe una mayor demanda de soluciones para reducir la fuerza laboral en las operaciones, por consiguiente, el AHS es una oportunidad para la industria minera (African Mining, 2020). Dependiendo de cuánto dure esta crisis, la industria podría cambiar hacia tecnologías mineras autónomas en un futuro no muy lejano.

2. OBJETIVOS

El primer objetivo de esta tesis es realizar la parametrización de las funciones de costos de los sistemas de transporte de camiones no-autónomos, IPCC y AHS, y su incorporación en la determinación de la envolvente económica y en la macrosecuencia de explotación. De esta forma, se busca mejorar la componente teórica de estimación de los costos de los sistemas de transporte. Adicionalmente, se incorporan las restricciones geométricas, de diseño y operacionales de cada sistema de transporte, las cuales comúnmente son ignoradas en la planificación minera estratégica tradicional.

Lo anterior permitiría evaluar y seleccionar de manera óptima el sistema de transporte, además de determinar la envolvente económica y el plan estratégico asociado al sistema de transporte. Incorporar las funciones de costos y las consideraciones de diseño de los sistemas de transporte, permitiría, asimismo, aumentar el potencial de la planificación minera estratégica. Esto último, favorece a obtener el máximo valor económico del yacimiento minero.

El segundo objetivo de esta tesis es reconocer en la planificación estratégica una optimización con un enfoque económico espacio-temporal y no solamente espacial (ya que en el enfoque tradicional se busca minimizar los costos de transporte en función únicamente de las distancias) (Guzmán, 2019).

3. DEFINICIÓN DE LAS FUNCIONES DE COSTOS DE LOS SISTEMAS DE TRANSPORTE EVALUADOS

3.1 Parametrización de las funciones de costos de los sistemas de transporte evaluados

Con el objetivo de modelar las funciones de costos de los sistemas de transporte e incorporar todos los aspectos que inciden en el costo de transporte, se determinó para cada sistema, las variables directas e indirectas que influyen en los costos por año.

Es importante mencionar que en el costo de un sistema de transporte inciden diferentes variables externas (como las características de la mina) e internas (propios del sistema de transporte). Al utilizar un costo simplificado en la planificación minera estratégica no se toman en consideración todas las variables que afectan el costo de transporte.

Las funciones de costos buscan incorporar todas las variables externas e internas que inciden en los costos de transporte y representar como estas varían a través del tiempo.

Por lo general, cuando la planificación minera estratégica utiliza un costo de transporte simplificado, se calcula en base a los salarios, el combustible, contratos y mantenciones (constantes en el tiempo). Sin embargo, no se consideran otras variables relevantes como por ejemplo; las características de la mina (la edad, profundidad, rampa, clima, etc.) y de los equipos (desgaste, disponibilidad

mecánica, etc.). Tampoco se consideran las variaciones en las mantenciones o en el consumo de combustible o energía en función de la edad de los equipos.

En la Tabla 3-1 se presentan las variables directas e indirectas de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, y en la Tabla 3-2 las variables del sistema IPCC.

Tabla 3-1: Variables de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS

Variables directas	
Año [#]	Consumo de energía [MWh/año]
Edad flota [#]	Consumo combustible camión cargado horizontal [l/h]
Vida útil neumático [h]	Consumo combustible camión descargado horizontal [l/h]
Vida útil llanta [h]	Consumo combustible camión cargado subiendo [l/h]
Vida útil tolva [h]	Consumo combustible camión descargado bajando [l/h]
Horas riego caminos [h/d]	Horas operativas camiones cargados horizontal [h/año]
Horas mantención caminos [h/d]	Horas operativas camiones descargados horizontal [h/año]
Nº camiones [# /año]	Horas operativas camiones cargados subiendo [h/año]
Nº operadores [# /año]	Horas operativas camiones descargados bajando [h/año]
Consumo lubricante camión [l/h]	Horas operativas camiones tiempos fijos [h/año]
Consumo lubricante componentes [kg/h]	Horas operativas totales camiones [h/año]
Consumo combustible equipo mantención caminos [l/h]	Capacidad nominal camión [ton]
Consumo combustible regador [l/h]	Material total [ton/año]
Distancia <i>in pit</i> [km]	Material planta [ton/año]
Distancia <i>out pit</i> planta [km]	Material botadero [ton/año]
Distancia <i>out pit</i> botadero [km]	Material <i>stockpile</i> [ton/año]
Distancia <i>out pit stockpile</i> [km]	Distancia <i>out pit</i> media [km]
Variables indirectas	
Factor de llenado camión [%]	Disponibilidad camión [%]
Rampa [°]	Velocidad camión cargado horizontal [km/h]
Meses verano [# /año]	Velocidad camión descargado horizontal [km/h]
Meses invierno [# /año]	Velocidad camión cargado subiendo [km/h]
Tiempo descarga camión [h]	Velocidad camión descargado bajando [km/h]
Tiempo carga camión [h]	Capacidad balde pala [m^3]
Tiempo cola camión [h]	Factor de llenado balde [%]
Densidad <i>in situ</i> [ton/m^3]	Tiempo palada [h]
Factor de esponjamiento [-]	Tiempo de ciclo [h]
Humedad [%]	Tiempo fijo camión [h]
Ton/baldada pala [ton]	Capacidad ajustada camión [ton]
Ciclo baldada [#]	Capacidad real camión [ton]
Rendimiento camión [ton/h]	Tasa incremento remuneración [%]

Tabla 3-2: Variables del sistema IPCC

Variables directas	
Largo correa <i>in pit</i> [km]	Ancho correa <i>overland</i> [cm]
Velocidad correa <i>in pit</i> [m/s]	Consumo energía correa <i>overland</i> [MWh/m]
Año [#]	Largo correa <i>overland</i> [km]
Capacidad correa <i>in pit</i> [ton/h]	Capacidad correa <i>overland</i> [ton/h]
Consumo energía correa <i>in pit</i> [MWh/m]	Altura banco [m]
Ancho correa <i>in pit</i> [cm]	Velocidad correa <i>overland</i> [m/s]
Material planta [ton/año]	
Variables indirectas	
Mantenimiento correctivo correa <i>in pit</i> [h/año]	Bancos por año [#]
Mantenimiento preventivo correa <i>in pit</i> [h/año]	Mantenimiento correctivo correa <i>overland</i> [h/año]
Bancos de cambio modular por año [#]	Mantenimiento preventivo correa <i>overland</i> [h/año]
Disponibilidad correa <i>in pit</i> [%]	Disponibilidad correa <i>overland</i> [%]
Tasa incremento remuneración [%]	

Las variables identificadas en los sistemas de transporten buscan reflejar de manera más precisa los costos de transporte. Además de tomar en consideración aspectos más específicos en términos operacionales, de mantenimiento y de insumos.

Estas variables ayudan a comprender que en la realidad los costos de transporte no son constantes en el tiempo, y que, a su vez, dependen de múltiples aspectos relacionados con las características de la mina y del sistema de transporte seleccionado.

Posteriormente, se definieron los costos fijos y variables de las funciones de costos de los sistemas de transporte por año, con el objetivo de entender el comportamiento de las funciones de costos en el tiempo.

En la Tabla 3-3 se presentan los costos fijos y variables para los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, y en la Tabla 3-4 los costos fijos y variables del sistema IPCC.

Tabla 3-3: Costos de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS

Costos fijos
Costo laboral planificador de transporte
Costo laboral gerentes de flota
Costo laboral supervisores de flota
Costo laboral superintendente de flota
Costo contrato de mantenimiento de neumáticos
Costo contrato de soporte y licencia (este ítem aplica solo al AHS)
Costos variables
Costo combustible
Costo lubricante camión
Costo lubricante componentes
Costo reemplazo neumáticos
Costo reemplazo tolvas
Costo reemplazo llantas
Costo contrato camiones
Costo riego caminos
Costo mantenimiento caminos
Costo laboral operadores
Costo mantenimiento preventivo
Costo mantenimiento correctivo
Costo energía

Tabla 3-4: Costos del sistema IPCC

Costos fijos
Costo contrato de soporte y mantenimiento
Costo reemplazo correa
Costo reemplazo rodillos
Costo reemplazo soporte
Costo reemplazo motor, transmisión, poleas, cojinetes y acoplamientos
Costo laboral reemplazos
Costos variables
Costo operacional correa <i>overland</i>
Costo energía correa <i>overland</i>
Costo laboral correa <i>overland</i>
Costo mantenimiento preventivo correa <i>overland</i>
Costo mantenimiento correctivo correa <i>overland</i>
Costo operacional correa <i>in pit</i>
Costo energía correa <i>in pit</i>
Costo laboral correa <i>in pit</i>
Costo mantenimiento preventivo correa <i>in pit</i>
Costo mantenimiento correctivo correa <i>in pit</i>
Costo cambio modular correa <i>in pit</i>

3.2 Validación y ajuste de las funciones de costos de los sistemas de transporte evaluados

Una vez identificadas todas las variables y definidos los diferentes costos que componen el costo de transporte de los sistemas de transporte, se derivaron las funciones de costos. Estas funciones están compuestas por las variables identificadas como directas e indirectas para cada sistema de transporte respectivo. Las funciones de costos buscan reflejar cómo estas variables cambian en función del tiempo, las características de la mina y del sistema de transporte respectivo.

El aporte de las funciones de costos es entregar valores más precisos y realistas para los sistemas de transporte evaluados. Reflejan cómo los costos cambian en función de diferentes parámetros, como por ejemplo la edad de los equipos, la profundidad, las características geométricas y los años de operación de la mina. Dichas funciones desarrolladas no son definitivas, es decir, se pueden mejorar y ser aún más específicas.

Es importante mencionar que las funciones de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS consideran una operación con carguío doble. Por otro lado, la función de costos del sistema IPCC considera solo el costo asociado al material enviado a la planta de procesamiento. Al implementar este sistema, el material con destino a botadero o *stockpile*, es transportado por camiones no-autónomos. Por esta razón, se utiliza la función de costos del sistema de camiones no-autónomos para estimar esta parte del costo total de transporte del sistema IPCC.

Adicionalmente, las funciones de costos de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS reflejan las principales diferencias entre estos dos sistemas.

El AHS se diferencia del sistema de camiones no-autónomos en el consumo de combustible y lubricantes (10% menos), en la vida útil de los neumáticos (50% más) y en la disponibilidad mecánica (5% más) (Meech y Parreira, 2011a). Adicionalmente, en el número de operadores y supervisores (80% y 50% menos respectivamente), en las velocidades (7% menos) por consideraciones de seguridad y en las mantenciones (7% más en preventivas y 8% menos en correctivas) (Meech y Parreira, 2011a). También, en la operación existe una mayor disciplina en el mantenimiento de caminos (15% más aproximadamente) y en el riego de caminos (10% más aproximadamente). Además, el AHS presenta un costo adicional de licencia y soporte (Meech y Parreira, 2011b).

Con el fin de explicar de manera simple la metodología utilizada para derivar las funciones de costos, esta se descompuso en los diferentes costos (US\$/ton) definidos para cada sistema respectivo. Por lo anterior, cada costo representa una parte de la función de costos.

En los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, las funciones de costos estimadas para los diferentes costos laborales se basaron en la cantidad de trabajadores requeridos por cada puesto (GEM, 2020). Adicionalmente, se incorporó en estas funciones una tasa de incremento en las remuneraciones por año. Lo anterior, para incorporar el aumento anual de las remuneraciones por ajustes económicos.

Las funciones de costos laborales de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS son las ecuaciones 3.2.1, 3.2.2 y 3.2.3. Existe una diferencia en el costo supervisor entre el sistema de camiones no-autónomos (ecuación 3.2.4) y AHS (ecuación 3.2.5).

$$\text{Planificador} = \frac{\text{Remuneración planificador} \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año})}{\text{Material total}} \quad (3.2.1)$$

$$\text{Gerente} = \frac{4 \cdot \text{Remuneración gerente} \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año})}{\text{Material total}} \quad (3.2.2)$$

$$\text{Superintendente} = \frac{\text{Remuneración superintendente} \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año})}{\text{Material total}} \quad (3.2.3)$$

$$\begin{aligned} \text{Supervisor del sistema de camiones no – autónomos} = \\ \frac{4 \cdot \text{Remuneración supervisor} \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año})}{\text{Material total}} \end{aligned} \quad (3.2.4)$$

$$\text{Supervisor del AHS} = \frac{2 \cdot \text{Remuneración supervisor} \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año})}{\text{Material total}} \quad (3.2.5)$$

La función de costos del contrato de mantenimiento de neumáticos (aplicado en el costo de transporte anual) es constante en el tiempo y no depende de otra variable (ecuación 3.2.6). El AHS presenta adicionalmente una función de costos para el soporte y licencia AHS (ecuación 3.2.7), la cual es constante en el tiempo, no depende de otra variable (GEM, 2020) y es aplicado sobre el costo de transporte anual.

$$\text{Contrato de mantenimiento de neumáticos} = 0,01 \quad (3.2.6)$$

$$\text{Soporte y licencia del AHS} = 0,0001 \quad (3.2.7)$$

En los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, la función de costos estimada para el costo asociado al combustible se basa en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). El número de horas operativas totales de los camiones multiplicado por el consumo y precio del combustible. Lo anterior, diferenciando si el camión está vacío o cargado y operando en subida o bajada. En

la planificación minera estratégica tradicional, por lo general, a este costo no se le incorpora el incremento en el consumo de combustible debido al aumento de la edad del camión. Por esta razón, se integra una relación matemática que lo aumenta dependiendo de la edad del equipo (Figura 3-1). Esta relación matemática (ecuación 3.2.8) se construye en base a datos del consumo de combustible versus la edad del equipo (Pascual, 2005). Para el caso del AHS (ecuación 3.2.9), se incorpora la diferencia porcentual del consumo de combustible (menor en un 10% con respecto al sistema de camiones no-autónomos) (Meech y Parreira, 2011a).

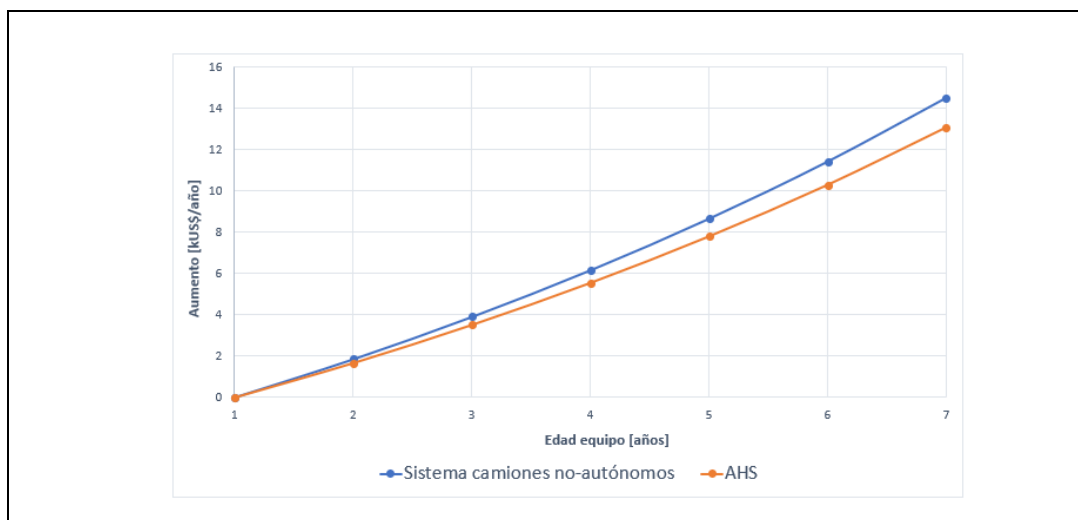


Figura 3-1: Aumento del costo combustible versus edad equipo (Pascual, 2005)

Combustible del sistema de camiones no – autónomos =

$$\frac{\begin{aligned} & \text{(Horas operativas camiones cargados horizontal * Consumo combustible camión cargado horizontal +} \\ & \text{Horas operativas camiones vacíos horizontal * Consumo combustible camión vacío horizontal +} \\ & \text{Horas operativas camiones cargados subiendo * Consumo combustible camión cargado subiendo +} \\ & \text{Horas operativas camiones vacíos bajando * Consumo combustible camión vacío bajando +} \\ & \text{Horas operativas camiones tiempos fijos * Consumo combustible camión vacío horizontal)} \end{aligned}}{\text{Material total}}$$

$$* \text{Precio combustible} + \frac{(0,1224 * \text{Edad flota}^2 + 1,431 * \text{Edad flota} - 1,5257) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (3.2.8)$$

Combustible del AHS =

$$\frac{\begin{aligned} & \text{(Horas operativas camiones cargados horizontal * Consumo combustible camión cargado horizontal +} \\ & \text{Horas operativas camiones vacíos horizontal * Consumo combustible camión vacío horizontal +} \\ & \text{Horas operativas camiones cargados subiendo * Consumo combustible camión cargado subiendo +} \\ & \text{Horas operativas camiones vacíos bajando * Consumo combustible camión vacío bajando +} \\ & \text{Horas operativas camiones tiempos fijos * Consumo combustible camión vacío horizontal)} \end{aligned}}{\text{Material total}}$$

$$* 0,9 * \text{Precio combustible} + \frac{(0,1224 * \text{Edad flota}^2 + 1,431 * \text{Edad flota} - 1,5257) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,9 \quad (3.2.9)$$

Las horas operativas totales de los camiones (ecuación 3.2.10) corresponde a la suma de las horas operativas de los camiones por trayecto; cargados horizontal, descargados horizontal, cargados subiendo, descargados bajando y los tiempos fijos (tiempo de carga, descarga y en cola). Las horas operativas se calculan en base a la distancia y velocidad diferenciada para cada trayecto especificado (ver Anexo A y B), por ejemplo las horas de los camiones cargados subiendo queda representado por la ecuación 3.2.11.

$$\text{Horas totales camiones} = \text{Horas cargados horizontal} + \text{Horas vacíos horizontal} + \text{Horas cargados subiendo} + \text{Horas vacíos bajando} + \text{Horas tiempos fijos} \quad (3.2.10)$$

$$\text{Horas cargados subiendo} = \frac{\text{Material total} * \left(\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión cargado subiendo}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}} \quad (3.2.11)$$

Las diferentes velocidades de los trayectos (Figura 3-2) dependen de los meses de verano e invierno, y en el caso de las velocidades de subida y bajada, dependen además de la pendiente de la rampa utilizada en la mina (GEM, 2020).

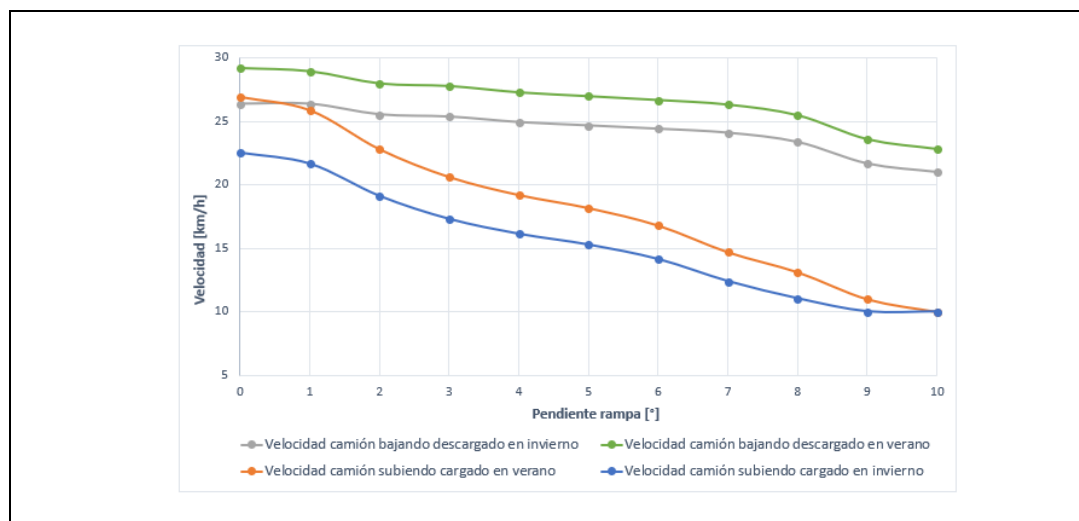


Figura 3-2: Velocidad del camión por trayecto (GEM, 2020)

Las funciones de costos estimadas para los costos asociados a lubricantes del camión y lubricantes de los diferentes componentes del camión se basan en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Esto es el número de horas operativas totales de los camiones multiplicado por el consumo y precio de los diferentes lubricantes. Por lo general, en la planificación minera estratégica en este costo no se incorpora el incremento en el consumo de lubricante debido al aumento de la edad del camión. Por esta razón, se incorpora una relación matemática que aumenta este costo dependiendo de la edad del equipo (Figura 3-3). Esta relación matemática se construye en base a datos del consumo de lubricante versus la edad del equipo (Pascual, 2005). Para el caso del AHS, se incorpora la diferencia porcentual del consumo lubricante (menor en un 10% con respecto al sistema de camiones no-autónomos) (Meech y Parreira, 2011a).

Las funciones de costos de lubricantes del camión son las ecuaciones 3.2.12 y 3.2.13 para el sistema de camiones no-autónomos y el AHS respectivamente.

La ecuación 3.2.14 representa para ambos sistemas el consumo de lubricantes de los componentes del camión.

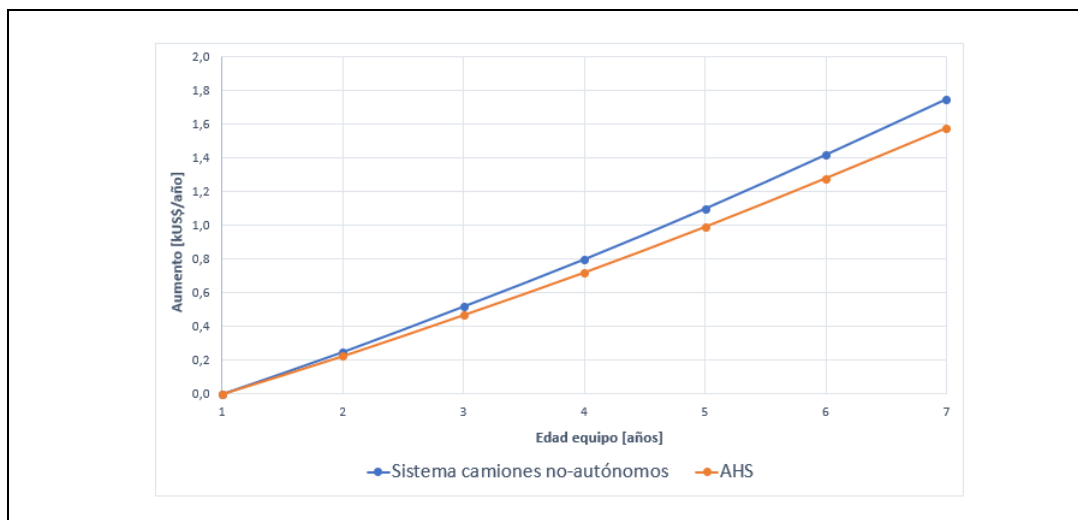


Figura 3-3: Aumento del costo lubricante versus edad equipo (Pascual, 2005)

Lubricantes del sistema de camiones no – autónomos =

$$\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante camión} * \text{Precio lubricante}}{\text{Material total}} + \frac{(0,0082 * \text{Edad flota}^2 + 0,2261 * \text{Edad flota} - 0,2343) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (3.2.12)$$

Lubricantes del AHS =

$$\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante camión} * \text{Precio lubricante}}{\text{Material total}} * 0,9 + \frac{(0,0082 * \text{Edad flota}^2 + 0,2261 * \text{Edad flota} - 0,2343) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,9 \quad (3.2.13)$$

Lubricantes componentes =

$$\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante componentes} * \text{Precio lubricante componentes}}{\text{Material total}} \quad (3.2.14)$$

Las funciones de costos estimadas para los costos asociados al reemplazo de neumáticos, tolvas y llantas, calculan el número de reemplazos requeridos por año,

lo cual es multiplicado por el precio unitario de estos insumos. Lo anterior, utilizando como base la vida útil de cada uno, la cantidad de camiones por año y las horas operativas totales de los camiones. Las funciones estimadas para el reemplazo de neumáticos, tolvas y llantas quedan representadas por las ecuaciones 3.2.15, 3.2.16 y 3.2.17, respectivamente.

$$\text{Neumáticos} = \frac{\left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{\text{N}^\circ \text{ camiones} \cdot \text{Vida útil neumático}} \right) * 4 * \text{Precio neumático} * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (3.2.15)$$

$$\text{Tolvas} = \frac{\left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{\text{N}^\circ \text{ camiones} \cdot \text{Vida útil tolva}} \right) * \text{Precio tolva} * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (3.2.16)$$

$$\text{Llantas} = \frac{\left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{\text{N}^\circ \text{ camiones} \cdot \text{Vida útil llanta}} \right) * 4 * \text{Precio llanta} * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (3.2.17)$$

La cantidad de camiones por año (ecuación 3.2.18) se derivó de la metodología definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Se calcula el rendimiento del camión (incorporando la disponibilidad mecánica) considerando la capacidad real del camión (estimada en base a la capacidad de la pala) y el tiempo de ciclo (ver Anexo A y B).

$$\text{N}^\circ \text{ camiones} = \frac{\text{Material total}}{\text{Rendimiento camión} * 24 * 365 * \text{Disponibilidad camión}} \quad (3.2.18)$$

Es importante mencionar que la disponibilidad mecánica de los camiones a lo largo del tiempo decae por el aumento de la edad del equipo. Por lo general, esto no se toma en consideración para la estimación de costos en la planificación minera tradicional. En base a datos de disponibilidad versus la edad del equipo, se determinó la relación matemática (ver Anexo A y B) entre estas dos variables (GEM, 2020). En la Figura 3-4 se presentan las disponibilidades mecánicas y la edad del equipo para los sistemas de camiones no-autónomos y AHS. Considerando para el AHS una disponibilidad mayor en un 5% con respecto al sistema de camiones no-autónomos

(Meech y Parreira, 2011a). La disponibilidad queda representada por la ecuación 3.2.19 y 3.2.20 para los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente.

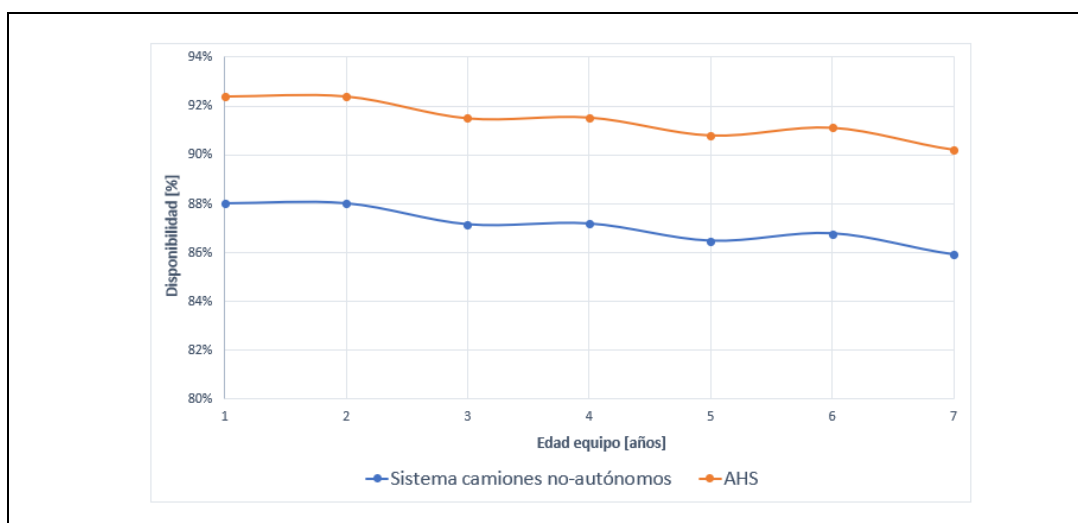


Figura 3-4: Disponibilidad versus edad equipo (GEM, 2020)

Disponibilidad del sistema de camiones no – autónomos =

$$0,00002 * Edad\ flota^2 - 0,0044 * Edad\ flota + 0,8373 \quad (3.2.19)$$

$$Disponibilidad\ del\ AHS = 0,00002 * Edad\ flota^2 - 0,0046 * Edad\ flota + 0,9316 \quad (3.2.20)$$

La función de costos para el contrato de camiones (ecuación 3.2.21) depende directamente de la cantidad de camiones multiplicado por el valor del contrato por camión (GEM, 2020).

$$Contrato\ camiones = \frac{N^{\circ}\ camiones * Valor\ contrato}{Material\ total} \quad (3.2.21)$$

Las funciones de costos estimadas para los costos asociados al riesgo y mantenimiento de caminos se basan en la relación matemática definidas en la

literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Las horas operativas multiplicadas por el consumo de ambos equipos respectivamente y el precio del combustible. Para el sistema de camiones no autónomos esto queda representado con las ecuaciones 3.2.22 y 3.2.23. Para el AHS las ecuaciones son 3.2.24 y 3.2.25 considerando un aumento de 10% y 15% en el riego y mantenimiento de caminos, respectivamente con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

$$\begin{aligned} & \text{Riego caminos del sistema de camiones no – autónomos} = \\ & \frac{\text{Horas riego caminos} \cdot 365 \cdot \text{Consumo combustible regador} \cdot \text{Precio combustible}}{\text{Material total}} \end{aligned} \quad (3.2.22)$$

$$\begin{aligned} & \text{Mantenimiento caminos del sistema de camiones no – autónomos} = \\ & \frac{\text{Consumo combustible equipo mantención caminos} \cdot \text{Precio combustible} \cdot \text{Horas mantención caminos} \cdot 365}{\text{Material total}} \end{aligned} \quad (3.2.23)$$

$$\begin{aligned} & \text{Riego caminos del AHS} = \\ & \frac{\text{Horas riego caminos} \cdot 365 \cdot \text{Consumo combustible regador} \cdot \text{Precio combustible}}{\text{Material total}} \cdot 1,1 \end{aligned} \quad (3.2.24)$$

$$\begin{aligned} & \text{Mantenimiento caminos del AHS} = \\ & \frac{\text{Consumo combustible equipo mantención caminos} \cdot \text{Precio combustible} \cdot \text{Horas mantención caminos} \cdot 365}{\text{Material total}} \cdot 1,15 \end{aligned} \quad (3.2.25)$$

En los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, la función de costos estimada para el costo laboral de los operadores se basó en la cantidad requerida de trabajadores para los camiones (que, a su vez, depende de la cantidad de camiones) para cada sistema correspondiente (GEM, 2020). Adicionalmente, se incorpora la tasa de incremento en las remuneraciones por año. Este costo queda representado por la ecuación 3.2.26.

$$\text{Laboral Operadores} = \frac{\text{Nº operadores} \cdot \text{Remuneración operador} \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año})}{\text{Material total}} \quad (3.2.26)$$

En los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, la función de costos estimada para el costo de mantenimiento preventivo se calcula en base a el valor de la

mantención por hora operativa de cada camión (considerando un camión de 300 ton). Este monto depende directamente de la edad del equipo, como se observa en la Tabla 3-5 (GEM, 2020) y queda representando por la ecuación 3.2.27 y 3.2.28 para el sistema de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente. El AHS incorpora un aumento del 7% con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

Tabla 3-5: Valor mantenimiento preventivo por camión (GEM, 2020)

Edad equipo [h]	Valor [US\$/hora operativa]
0 - 6.000	98
6.000 - 12.000	106
12.000 - 18.000	112
18.000 - 24.000	119
24.000 - 30.000	120
30.000 - 36.000	121
36.000 - 42.000	122
42.000 - 48.000	123
48.000 - 54.000	124
54.000 - 60.000	125
60.000 - 66.000	131
66.000 - 72.000	134
72.000 - 78.000	136
78.000 - 84.000	139
84.000 - 90.000	141
90.000 - 96.000	144
96.000 - 102.000	146
102.000 - 108.000	149
108.000 - 114.000	151
114.000 - 120.000	154

Mantenimiento preventivo del sistema de camiones no – autónomos =

$$\left(\left(\frac{10^{-18} * \text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{N^{\circ} \text{ camiones}} \right)^2 + \left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{N^{\circ} \text{ camiones} * 5.000} \right) + 111 \right)$$

Material total

$$* \frac{\frac{\text{Capacidad nominal camión}}{300} * \text{Horas operativas totales camiones}}{\text{Material total}}$$

(3.2.27)

$$\begin{aligned}
& \text{Mantenimiento preventivo del AHS} = \\
& \frac{\left(\left(\frac{10^{-18} * \text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{N^{\circ} \text{ camiones}} \right)^2 + \left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{N^{\circ} \text{ camiones} * 5.000} + 111 \right) \right)}{\text{Material total}} \\
& * \frac{\frac{\text{Capacidad nominal camión}}{300} * \text{Horas operativas totales camiones}}{\text{Material total}} * 1,07 \quad (3.2.28)
\end{aligned}$$

En los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, la función de costos estimada para el costo de mantenimiento correctivo se calcula con el valor de hora de mantenimiento multiplicando por las horas requeridas por año (que depende de la cantidad de camiones). Esta relación matemática se construye en base a datos de mantenimiento correctivo (Pascual, 2005). Adicionalmente, se incorpora un incremento en el valor por hora del mantenimiento, debido al aumento de la edad del equipo (Pascual, 2005) como se puede observar en la Figura 3-5. Lo anterior, por lo general, no es considerado en la estimación de los costos de la planificación minera estratégica tradicional. El costo de mantenimiento correctivo queda representado por las ecuaciones 3.2.29 y 3.2.30 para el sistema de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente. El AHS incorpora una disminución del 8% con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

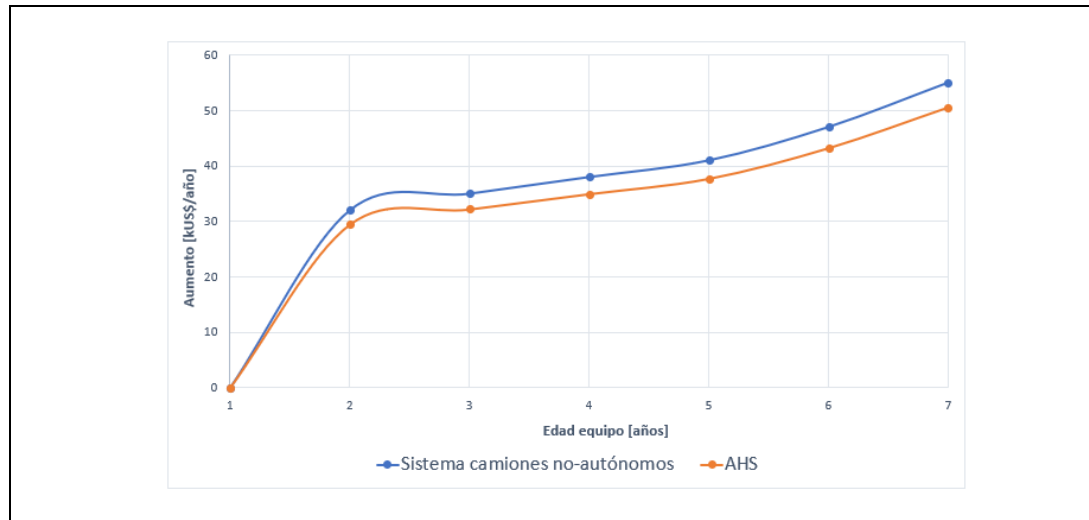


Figura 3-5: Aumento del costo mantenimiento correctivo versus edad equipo
(Pascual, 2005)

Mantenimiento correctivo del sistema de camiones no – autónomos =

$$\frac{(0,1 * \text{Capacidad nominal camión} + 72,8 + 26,2 * \text{LN}(\text{Edad flota}) + 4,3) * 365 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (3.2.29)$$

Mantenimiento correctivo del AHS =

$$\frac{(0,1 * \text{Capacidad nominal camión} + 72,8 + 26,2 * \text{LN}(\text{Edad flota}) + 4,3) * 365 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,92 \quad (3.2.30)$$

Adicionalmente, el costo de energía (ecuación 3.2.31) se calcula por la función que multiplica el consumo energético por año y el precio de la energía (Hustrulid et al., 2013).

$$\text{Energía} = \frac{\text{Consumo energía} * \text{Precio electricidad}}{\text{Material total}} \quad (3.2.31)$$

Con respecto al sistema IPCC, la función de costos del contrato y soporte del sistema IPCC es un valor directamente proporcional al largo de la correa *in pit* y *overland* (correa en superficie con destino a la planta de procesamiento) (Abbaspour y Drebenstedt, 2020). Esto queda representado por la ecuación 3.2.32.

$$\text{Soporte y mantenimiento} = \frac{32.000 * (\text{Largo correa in pit} + \text{Largo correa overland})}{\text{Material planta}} \quad (3.2.32)$$

Por otro lado, el largo de la correa *in pit* (ecuación 3.2.33) depende de su profundidad e inclinación.

$$\text{Largo correa in pit} = \frac{(\text{Bancos por año} * \text{Altura banco})}{\text{Seno}(\text{Inclinación correa in pit}) * 1.000} \quad (3.2.33)$$

La estimación del costo laboral, operacional y de energía, para ambas correas, se basa en lo definido por la literatura académica (Werk et al., 2016) para un sistema IPCC y una correa *overland*.

En el sistema IPCC, el costo operacional de la correa *in pit* y *overland* (ecuación 3.2.34 y 3.2.35, respectivamente) queda representado por la función que relaciona el largo, la capacidad y la disponibilidad de las correas respectivas.

$$\text{Operacional correa in pit} = \frac{52,9 * \text{Largo correa in pit}}{0,6 * \text{Capacidad correa in pit} * \text{Disponibilidad correa in pit} * \text{Material planta}} \quad (3.2.34)$$

$$\text{Operacional correa overland} = \frac{109,2 * \text{Largo correa overland}}{1,6 * \text{Capacidad correa overland} * \text{Disponibilidad correa overland} * \text{Material planta}} \quad (3.2.35)$$

Por otro lado, el costo de energía de la correa *in pit* y *overland* (ecuación 3.2.36 y 3.2.37, respectivamente) se representa por una función que relaciona el precio de la electricidad, consumo, largo, capacidad y disponibilidad de las correas respectivas.

$$\text{Energía correa in pit} = \text{Precio electricidad} * \left(\frac{\text{Consumo energía correa in pit} * \text{Largo correa in pit}}{0,6 * \text{Capacidad correa in pit} * \text{Disponibilidad correa in pit} * \text{Material planta}} \right) \quad (3.2.36)$$

$$\begin{aligned} \text{Energía correa overland} &= \text{Precio electricidad} * \\ &\left(\frac{\text{Consumo energía correa overland} * \text{Largo correa overland}}{1,6 * \text{Capacidad correa overland} * \text{Disponibilidad correa overland} * \text{Material planta}} \right) \end{aligned} \quad (3.2.37)$$

Por último, el costo laboral de la correa *in pit* y *overland* (ecuación 3.2.38 y 3.2.39, respectivamente) se deriva de la función en base a largo, la disponibilidad y la capacidad de las correas correspondientes. Se incorpora en ambas ecuaciones la tasa de incremento en las remuneraciones por año.

$$Laboral\ correia\ in\ pit = \frac{75,49*(1+Tasa\ incremento\ remuneración*Año)*Largo\ correia\ in\ pit}{0,6*Capacidad\ correia\ in\ pit*Disponibilidad\ correia\ in\ pit*Material\ planta} \quad (3.2.38)$$

$$Laboral\ correia\ overland = \frac{143,09*(1+Tasa\ incremento\ remuneración*Año)*Largo\ correia\ overland}{1,6*Capacidad\ correia\ overland*Disponibilidad\ correia\ overland*Material\ planta} \quad (3.2.39)$$

La capacidad de la correa *in pit* y *overland* (ecuación 3.2.40 y 3.2.41, respectivamente) se deriva en función del ancho y la velocidad de cada correa respectiva (ver Anexo C). Lo anterior, en base a diferentes datos disponibles en la literatura académica (Vogel y Roberts, 2010).

$$Capacidad\ correia\ in\ pit = \frac{(-0,0068*Ancho\ correia\ in\ pit^2 + 5*Ancho\ correia\ in\ pit - 103)*Velocidad\ correia\ in\ pit}{0,508} \quad (3.2.40)$$

$$Capacidad\ correia\ overland = \frac{(-0,006*Ancho\ correia\ overland^2 + 5*Ancho\ correia\ overland - 103)*Velocidad\ correia\ overland}{0,508} \quad (3.2.41)$$

Con respecto a los costos de reemplazo de la correa, los rodillos, el soporte, el motor, los cojinetes, los acoplamientos y el costo laboral asociado a estos reemplazos, son funciones que relacionan el largo y ancho de la correa *in pit* y *overland*, respectivamente. Lo anterior, en base a diferentes datos disponibles (Figura 3-6) en la literatura académica (Vogel y Roberts, 2010). El costo de reemplazo de la correa, los rodillos, el soporte, otras piezas (motor, cojinetes y acoplamientos); y el costo laboral asociado a estos reemplazos queda representado por las ecuaciones 3.2.42, 3.2.43, 3.2.44, 3.2.45 y 3.2.46, respectivamente.

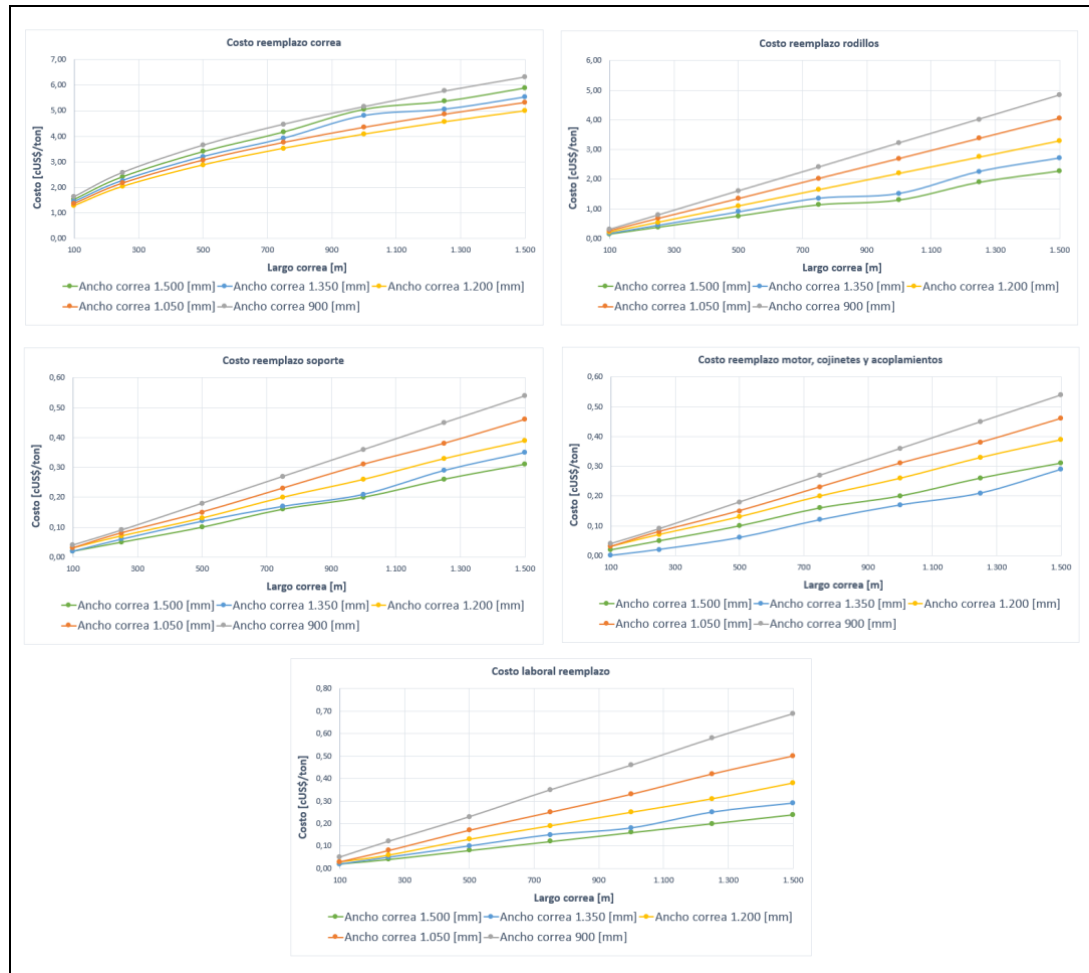


Figura 3-6: Costos de reemplazos versus largo de correa (Vogel y Roberts, 2010)

$$Reemplazo\ correa = \frac{(0,0031 \cdot ((Largo\ correa\ overland + Largo\ correa\ in\ pit) \cdot 1,000) + 1,6303)}{100} \quad (3.2.42)$$

$$Reemplazo\ rodillos = \frac{(0,0015 \cdot (Largo\ correa\ overland \cdot 1,000) - 0,0077) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ overland \cdot 1,000} + \frac{(0,0015 \cdot (Largo\ correa\ in\ pit \cdot 1,000) - 0,0077) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ in\ pit \cdot 1,000} \quad (3.2.43)$$

$$Reemplazo\ soporte = \frac{(0,0002 \cdot (Largo\ correa\ overland \cdot 1,000) - 0,0014) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ overland \cdot 1,000} + \frac{(0,0002 \cdot (Largo\ correa\ in\ pit \cdot 1,000) - 0,0014) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ in\ pit \cdot 1,000} \quad (3.2.44)$$

$$Reemplazo\ otras\ piezas = \frac{(0,0003 \cdot (Largo\ correa\ overland \cdot 1,000) - 0,0016) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ overland \cdot 1,000} + \frac{(0,0003 \cdot (Largo\ correa\ in\ pit \cdot 1,000) - 0,0016) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ in\ pit \cdot 1,000} \quad (3.2.45)$$

$$Laboral\ reemplazos = \frac{(0,0002 \cdot (Largo\ correa\ overland \cdot 1,000) + 0,0018) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ overland \cdot 10} + \frac{(0,0002 \cdot (Largo\ correa\ in\ pit \cdot 1,000) + 0,0018) \cdot 1,500}{Ancho\ correa\ in\ pit \cdot 10} \quad (3.2.46)$$

Respecto a los costos de mantenimiento correctivo y preventivo de la correa *in pit* y *overland* (ecuaciones 3.2.47, 3.2.48 y 3.2.49, 3.2.50, respectivamente), estos son estimados en base a las horas de mantenimiento requeridas, el valor del mantenimiento y el largo de cada correa correspondiente (Werk et al., 2016).

$$\text{Mantenimiento correctivo correa in pit} = \frac{\text{Mantenimiento correctivo correa in pit} \cdot 6 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa in pit}}{\text{Material planta}} \quad (3.2.47)$$

$$\text{Mantenimiento preventivo correa in pit} = \frac{\text{Mantenimiento preventivo correa in pit} \cdot 5 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa in pit}}{\text{Material planta}} \quad (3.2.48)$$

$$\begin{aligned} \text{Mantenimiento correctivo correa overland} = \\ \frac{\text{Mantenimiento correctivo correa overland} \cdot 6 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa overland}}{\text{Material planta}} \end{aligned} \quad (3.2.49)$$

$$\begin{aligned} \text{Mantenimiento preventivo correa overland} = \\ \frac{\text{Mantenimiento preventivo correa overland} \cdot 5 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa overland}}{\text{Material planta}} \end{aligned} \quad (3.2.50)$$

Por último, el costo de la reubicación de la correa *in pit* (cambio modular) queda representado por la ecuación 3.2.51. Este costo se obtiene de la multiplicación entre el valor del cambio de la correa (considerado por cada metro vertical) y la profundidad a la cual se ubica la correa *in pit* (Abbaspour y Drebenstedt, 2020).

$$\text{Cambio modular correa in pit} = \frac{1.000 \cdot \text{Altura banco} \cdot \text{Bancos de cambio modular por año}}{\text{Material planta}} \quad (3.2.51)$$

En la Tabla 3-6, Tabla 3-7 y Tabla 3-8 se presenta la parametrización de las funciones de costos de los sistemas de camiones no-autónomos, AHS e IPCC, respectivamente.

Tabla 3-6: Parametrización función de costos del sistema de camiones
no-autónomos

Costo fijo anual [US\$/ton]	Función
Laboral planificador de transporte	$f = \frac{\text{Remuneración planificador} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Laboral gerente de flota	$f = \frac{4 * \text{Remuneración gerente} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Laboral supervisor de flota	$f = \frac{4 * \text{Remuneración supervisor} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Laboral superintendente de flota	$f = \frac{\text{Remuneración superintendente} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Contrato de mantenimiento de neumáticos	$f = 0,01$
Costo variable anual [US\$/ton]	Función
Combustible	$f = \frac{(\text{Horas operativas camiones cargados horizontal} * \text{Consumo combustible camión cargado horizontal} + \text{Horas operativas camiones vacíos horizontal} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal} + \text{Horas operativas camiones cargados subiendo} * \text{Consumo combustible camión cargado subiendo} + \text{Horas operativas camiones vacíos bajando} * \text{Consumo combustible camión vacío bajando} + \text{Horas operativas camiones tiempos fijos} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal})}{\text{Material total}} + \frac{(0,1224 * \text{Edad flota}^2 + 1,431 * \text{Edad flota} - 1,5257) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Lubricante camión	$f = \frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante camión} * \text{Precio lubricante}}{\text{Material total}} + \frac{(0,0082 * \text{Edad flota}^2 + 0,2261 * \text{Edad flota} - 0,2343) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Lubricante componentes	$f = \frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante componentes} * \text{Precio lubricante componentes}}{\text{Material total}}$
Reemplazos neumáticos	$f = \frac{(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{N^{\circ} \text{ camiones} * \text{Vida útil neumático}}) * 4 * \text{Precio neumático} * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Reemplazos tolvas	$f = \frac{(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{N^{\circ} \text{ camiones} * \text{Vida útil tolva}}) * \text{Precio tolva} * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Reemplazos llantas	$f = \frac{(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{N^{\circ} \text{ camiones} * \text{Vida útil llanta}}) * 4 * \text{Precio llanta} * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Contrato camiones	$f = \frac{N^{\circ} \text{ camiones} * \text{Valor contrato}}{\text{Material total}}$
Riego caminos	$f = \frac{\text{Horas riego caminos} * 365 * \text{Consumo combustible regador} * \text{Precio combustible}}{\text{Material total}}$
Mantenimiento caminos	$f = \frac{\text{Consumo combustible equipo mantención caminos} * \text{Precio combustible} * \text{Horas mantención caminos} * 365}{\text{Material total}}$
Laboral operadores	$f = \frac{N^{\circ} \text{ operadores} * \text{Remuneración operador} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Mantenimiento preventivo	$f = \frac{\left(\left(\frac{10^{-18} * \text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{N^{\circ} \text{ camiones}} \right)^2 + \left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{N^{\circ} \text{ camiones} * 5.000} \right) + 111 \right)}{\text{Material total}} + \frac{\frac{\text{Capacidad nominal camión}}{300} * \text{Horas operativas totales camiones}}{\text{Material total}}$
Mantenimiento correctivo	$f = \frac{(0,16 * \text{Capacidad nominal camión} + 72,84 + 26,21 * \text{LN}(\text{Edad flota}) + 4,37) * 365 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Energía	$f = \frac{\text{Consumo energía} * \text{Precio electricidad}}{\text{Material total}}$

Tabla 3-7: Parametrización función de costos del AHS

Costo fijo anual [US\$/ton]	Función
Laboral planificador de transporte	$f = \frac{\text{Remuneración planificador} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Laboral gerente de flota	$f = \frac{4 * \text{Remuneración gerente} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Laboral supervisor de flota	$f = \frac{2 * \text{Remuneración supervisor} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Laboral superintendente de flota	$f = \frac{\text{Remuneración superintendente} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Contrato de mantenimiento de neumáticos	$f = 0,01$
Soporte y licencia AHS	$f = 0,0001$
Costo variable anual [US\$/ton]	Función
Combustible	$f = \frac{(\text{Horas operativas camiones cargados horizontal} * \text{Consumo combustible camión cargado horizontal} + \text{Horas operativas camiones vacíos horizontal} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal} + \text{Horas operativas camiones cargados subiendo} * \text{Consumo combustible camión cargado subiendo} + \text{Horas operativas camiones vacíos bajando} * \text{Consumo combustible camión vacío bajando} + \text{Horas operativas camiones tiempos fijos} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal})}{\text{Material total}} * 0,9 + \frac{(0,1224 * \text{Edad flota}^2 + 1,431 * \text{Edad flota} - 1,5257) * 1.000 * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,9$
Lubricante camión	$f = \frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante camión} * \text{Precio lubricante}}{\text{Material total}} * 0,9 + \frac{(0,0082 * \text{Edad flota}^2 + 0,2261 * \text{Edad flota} - 0,2343) * 1.000 * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,9$
Lubricante componentes	$f = \frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante componentes} * \text{Precio lubricante componentes}}{\text{Material total}}$
Reemplazos neumáticos	$f = \frac{(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{\text{N}^\circ \text{ camiones} * \text{Vida útil neumático}}) * 4 * \text{Precio neumático} * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Reemplazos tolvas	$f = \frac{(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{\text{N}^\circ \text{ camiones} * \text{Vida útil tolva}}) * \text{Precio tolva} * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Reemplazos llantas	$f = \frac{(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{\text{N}^\circ \text{ camiones} * \text{Vida útil llanta}}) * 4 * \text{Precio llanta} * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}}$
Contrato camiones	$f = \frac{\text{N}^\circ \text{ camiones} * \text{Valor contrato}}{\text{Material total}}$
Riego caminos	$f = \frac{\text{Horas riego caminos} * 365 * \text{Consumo combustible regador} * \text{Precio combustible}}{\text{Material total}} * 1,1$
Mantenimiento caminos	$f = \frac{\text{Consumo combustible equipo mantención caminos} * \text{Precio combustible} * \text{Horas mantención caminos} * 365}{\text{Material total}} * 1,15$
Laboral operadores	$f = \frac{\text{N}^\circ \text{ operadores} * \text{Remuneración operador} * (1 + \text{Tasa incremento remuneración} * \text{Año})}{\text{Material total}}$
Mantenimiento preventivo	$f = \frac{\left(\left(\frac{10^{-18} * \text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{\text{N}^\circ \text{ camiones}} \right)^2 + \left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{\text{N}^\circ \text{ camiones} * 5.000} \right) + 111 \right)}{\text{Material total}} * \frac{\text{Capacidad nominal camión}}{300} * \text{Horas operativas totales camiones} * 1,07$
Mantenimiento correctivo	$f = \frac{(0,16 * \text{Capacidad nominal camión} + 72,84 + 26,21 * \text{LN}(\text{Edad flota}) + 4,37) * 365 * \text{N}^\circ \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,92$
Energía	$f = \frac{\text{Consumo energía} * \text{Precio electricidad}}{\text{Material total}}$

Tabla 3-8: Parametrización función de costos del sistema IPCC

Costo fijo anual [US\$/ton]	Función
Contrato de soporte y mantenimiento	$f = \frac{32.000 * (Largo\ correa\ in\ pit + Largo\ correa\ overland)}{Material\ planta}$
Reemplazo correa	$f = \frac{(0,0031 * ((Largo\ correa\ overland + Largo\ correa\ in\ pit) * 1.000) + 1,6303)}{100}$
Reemplazo rodillos	$f = \frac{(0,0015 * (Largo\ correa\ overland * 1.000) - 0,0077) * 1.500}{Ancho\ correa\ overland * 1.000} + \frac{(0,0015 * (Largo\ correa\ in\ pit * 1.000) - 0,0077) * 1.500}{Ancho\ correa\ in\ pit * 1.000}$
Reemplazo soporte	$f = \frac{(0,0002 * (Largo\ correa\ overland * 1.000) - 0,0014) * 1.500}{Ancho\ correa\ overland * 1.000} + \frac{(0,0002 * (Largo\ correa\ in\ pit * 1.000) - 0,0014) * 1.500}{Ancho\ correa\ in\ pit * 1.000}$
Reemplazo motor, cojinetes y acoplamientos	$f = \frac{(0,0003 * (Largo\ correa\ overland * 1.000) - 0,0016) * 1.500}{Ancho\ correa\ overland * 1.000} + \frac{(0,0003 * (Largo\ correa\ in\ pit * 1.000) - 0,0016) * 1.500}{Ancho\ correa\ in\ pit * 1.000}$
Laboral reemplazos	$f = \frac{(0,0002 * (Largo\ correa\ overland * 1.000) + 0,0018) * 1.500}{Ancho\ correa\ overland * 10} + \frac{(0,0002 * (Largo\ correa\ in\ pit * 1.000) + 0,0018) * 1.500}{Ancho\ correa\ in\ pit * 10}$
Costo variable anual [US\$/ton]	Función
Operacional correa overland	$f = \frac{109,29 * Largo\ correa\ overland}{1,61 * Capacidad\ correa\ overland * Disponibilidad\ correa\ overland * Material\ planta}$
Energía correa overland	$f = Precio\ electricidad * \left(\frac{Consumo\ energia\ correa\ overland * Largo\ correa\ overland}{1,61 * Capacidad\ correa\ overland * Disponibilidad\ correa\ overland * Material\ planta} \right)$
Laboral correa overland	$f = \frac{143,09 * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año) * Largo\ correa\ overland}{1,61 * Capacidad\ correa\ overland * Disponibilidad\ correa\ overland * Material\ planta}$
Mantenimiento preventivo correa overland	$f = \frac{Mantenimiento\ preventivo\ correa\ overland * 5,89 * 1.000 * Largo\ correa\ overland}{Material\ planta}$
Mantenimiento correctivo correa overland	$f = \frac{Mantenimiento\ correctivo\ correa\ overland * 6,41 * 1.000 * Largo\ correa\ overland}{Material\ planta}$
Operacional correa in pit	$f = \frac{52,95 * Largo\ correa\ in\ pit}{0,61 * Capacidad\ correa\ in\ pit * Disponibilidad\ correa\ in\ pit * Material\ planta}$
Energía correa in pit	$f = Precio\ electricidad * \left(\frac{Consumo\ energia\ correa\ in\ pit * Largo\ correa\ in\ pit}{0,61 * Capacidad\ correa\ in\ pit * Disponibilidad\ correa\ in\ pit * Material\ planta} \right)$
Laboral correa in pit	$f = \frac{75,49 * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año) * Largo\ correa\ in\ pit}{0,61 * Capacidad\ correa\ in\ pit * Disponibilidad\ correa\ in\ pit * Material\ planta}$
Mantenimiento preventivo correa in pit	$f = \frac{Mantenimiento\ preventivo\ correa\ in\ pit * 5,89 * 1.000 * Largo\ correa\ in\ pit}{Material\ planta}$
Mantenimiento correctivo correa in pit	$f = \frac{Mantenimiento\ correctivo\ correa\ in\ pit * 6,41 * 1.000 * Largo\ correa\ in\ pit}{Material\ planta}$
Cambio modular correa in pit	$f = \frac{1.000 * Altura\ banco * Bancos\ de\ cambio\ modular\ por\ año}{Material\ planta}$

4. CONSIDERACIONES DE DISEÑO DE LOS SISTEMAS DE TRANSPORTES EVALUADOS

4.1 Restricciones geométricas, de diseño y operacionales de los sistemas de transporte evaluados

Generalmente, la selección y la configuración de los sistemas de transporte son evaluados por el VAN considerando los impactos en los costos, sin embargo, se excluyen los impactos en la productividad generados por el diseño de estas alternativas.

Específicamente, las evaluaciones no incorporan las restricciones geométricas de los sistemas de transporte, los cuales podrían implicar cambios en el diseño de la mina y en ámbitos operacionales.

Para el caso de estudio, en la generación del diseño de la mina se incorporarán las restricciones geométricas y operacionales del sistema de transporte respectivo, para así realizar la macrosecuencia de explotación. Lo anterior, permitirá determinar el efecto de incluir estos aspectos en la planificación minera estratégica, para cada sistema de transporte respectivo.

En el caso de una mina a rajo abierto los parámetros geométricos que pueden variar al implementar el AHS son: el radio de curvatura, el ángulo global, ancho de rampa y distancia de seguridad (Magri, 2014).

Una consideración de diseño es que la operación de los camiones del AHS presenta dificultad y limitación cuando están operando en ciertas zonas muy cercanas a la pared del rajo. Esto se debe a que el ángulo del talud no permite una óptima

comunicación entre los satélites y los camiones, haciendo que estos se detengan. Por esta razón, se debe considerar un mayor radio de curvatura, además de una mayor distancia de seguridad y un mayor ancho de carguío mínimo para implementar el AHS.

El sistema AHS debe presentar un aumento de 28% en el radio de curvatura, un aumento de 30% en la distancia de seguridad y un aumento de 16% en el ancho de carguío mínimo con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Parreira, 2013). Es importante mencionar, que para simplificar el caso de estudio solo se considerará la diferencia de la distancia de seguridad entre estos dos sistemas.

En la Tabla 4-1 se encuentran los valores de diseño que se utilizarán en el caso de estudio construido para la evaluación de ambos sistemas de transporte (Hustrulid et al., 2013) considerando como referencia un camión Komatsu 930E.

Tabla 4-1: Parámetros de diseño de los sistemas de camiones

Parámetro	Sistema de camiones no-autónomos	AHS
Distancia de seguridad [m]	12,90	16,80
Berma [m]	6,41	6,41
Zanja [m]	2,00	2,00
Ancho camión [m]	8,69	8,69

Se calculó el valor del ancho de rampa utilizando los parámetros de diseño de cada sistema respectivo mediante la ecuación 4.1.1 (Hustrulid et al., 2013), este valor se presenta en la Tabla 4-2.

$$\text{Ancho rampa} = \text{Distancia de seguridad} + \text{Berma} + \text{Zanja} + 2 * \text{Ancho camión} \quad (4.1.1)$$

Tabla 4-2: Ancho de rampa de los sistemas de camiones

Parámetro	Sistema de camiones no-autónomos	AHS
Ancho rampa [m]	38,69	42,59

Existe un aumento del 10% en el ancho de rampa del AHS con respecto al sistema de camiones no-autónomos. Por consiguiente, en el caso de estudio se considerará para el AHS un aumento de 10% en el costo de ingeniería mina que conforma el costo mina total.

Por otro lado, al introducir el sistema IPCC en una mina a rajo abierto, se debe tomar en consideración en la planificación estratégica las restricciones adicionales de secuenciamiento y expansión del rajo, que no se requieren en los sistemas tradicionales de camiones. Estas restricciones son principalmente geométricas, debido a la ubicación de las correas transportadoras en el rajo (Abbaspour et al., 2019), lo cual restringe la secuencia original de extracción del yacimiento. Por lo tanto, se debe generar un plan de extracción en función de la reubicación del sistema IPCC que maximice el valor de la mina (Dean et al., 2015).

Entre las restricciones operacionales del sistema IPCC se encuentra el ángulo máximo de inclinación de la correa *in pit* de 37° y el cambio modular en función de la profundidad. El ángulo de inclinación de la correa *in pit* incide directamente en el largo de la correa requerida. Por otro lado, el cambio modular vertical y horizontal se cuantifican por el costo de cambio de la correa *in pit* en función de la profundidad. El costo de reubicación de la correa es de 1.000 US\$/m (Abbaspour y Drebenstedt, 2020).

4.2 Descripción del *software* DeepMine

La elección del *software* DeepMine se debe a que es una herramienta de planificación estratégica para minas a rajo abierto que permite incorporar las funciones de costos en el plan minero. Además, DeepMine dispone de criterios de diseño, lo que posibilita generar fases de extracción en base a ciertas variables de diseño ingresados por el usuario. Cabe mencionar que en el mercado existen pocos *softwares* de planificación minera estratégica disponibles.

DeepMine permite evaluar y encontrar la mejor estrategia para un depósito mineral, creando un plan minero directamente a partir de un modelo de bloque geológico, sin la necesidad de fases prediseñadas. Puede ser utilizado para cualquiera de las etapas de un proyecto minero, desde los primeros estudios de exploración y prefactibilidad de las operaciones actuales, hasta el final de la vida útil de la mina.

Este *software* posee el motor de cálculo más avanzado del mercado, un potente sistema de visualización, y es capaz de generar planes mineros flexibles y robustos frente a la materialización de incertidumbres económicas. El motor de vanguardia de este *software* se basa en la programación dinámica aproximada, la que permite explorar múltiples posibilidades para crear el mejor resultado para cada configuración posible de la mina. Este enfoque maximiza el valor de la operación teniendo en cuenta el valor temporal del dinero y los costos de oportunidad existentes, garantizando al mismo tiempo la viabilidad operativa de la mina.

DeepMine no asume que los *pits* anidados de Lerchs-Grossman son una secuencia factible en la práctica. Tampoco requiere fases operativas prediseñadas, ya que el

software las genera automáticamente. Estas pueden ser utilizadas como una guía fuerte para el diseño de la mina, haciendo el proceso más fácil y evitando los compromisos tempranos que podrían deteriorar el valor de la operación.

Otra característica de DeepMine es que puede incorporar la incertidumbre, creando planes mineros estratégicos bajo escenarios económicos estocásticos. Esto permite introducir flexibilidad en la estrategia minera, utilizando Opciones Reales para aumentar el valor potencial de la mina.

En DeepMine los bloques se caracterizan por sus coordenadas de posición, lo que significa que solo existe un bloque por posición. Cada bloque contiene información sobre su peso, tipo de roca, ley de los diferentes minerales, zonas a las que pertenece, así como una serie de variables definidas por el usuario.

Una vez generadas las fases y su plan de extracción, se puede visualizar el avance de la mina año a año, como se observa en la Figura 4-1. Para cada fase y año se puede visualizar el destino y el valor económico de cada bloque.

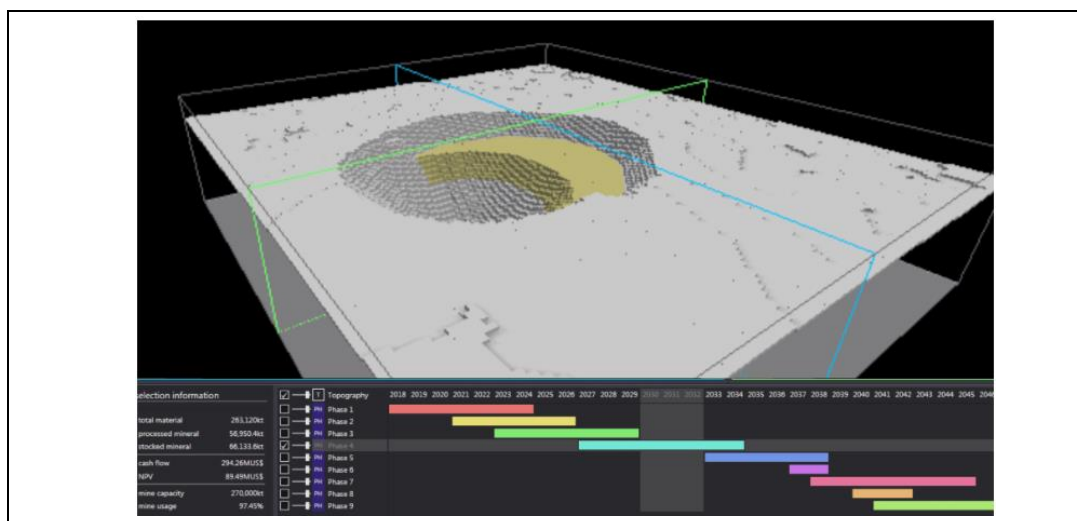


Figura 4-1: Visualización de las fases en DeepMine

Para el plan minero asociado al mejor conjunto de fases encontrado (Figura 4-2), también se puede visualizar el movimiento mina, movimiento planta, la evolución de *stock*, el flujo de caja y curva tonelaje-ley según fase-banco.

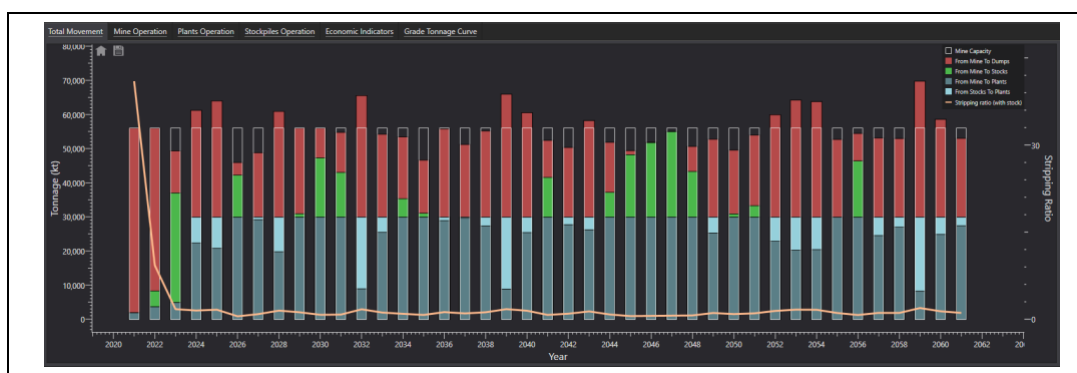


Figura 4-2: Visualización del movimiento mina en DeepMine

4.3 Incorporación de la parametrización de las funciones de costos de los sistemas de transporte evaluados en la envolvente económica

La parametrización de las funciones de costos de los sistemas de transporte se incorporará en la determinación de la envolvente económica y en el secuenciamiento de las fases de extracción, utilizando un caso de estudio. Por consiguiente, se identificaron algunas de las restricciones geométricas y de diseño de cada sistema de transporte para ser incorporadas en la planificación minera estratégica. Cada sistema es valorado con su respectiva función de costos con el objetivo de evaluar un modelo de bloques en el *software* DeepMine y realizando una macrosecuencia de explotación considerando las limitantes de cada sistema. Por lo anterior, la función de costos de cada sistema de transporte se incorpora específicamente en el costo mina.

Con el fin de cuantificar la diferencia de la envolvente económica incorporando las funciones de costos y las restricciones geométricas con respecto a la planificación tradicional, se evaluarán los tres sistemas de transporte con un costo de transporte constante en el tiempo. Dicho valor constante (incorporado en el costo mina) por utilizar es el promedio de las funciones de costo obtenidas de cada sistema respectivamente.

Por último, el *software* DeepMine permite definir los costos de transporte en términos de un costo promedio, costo horizontal y costo vertical. DeepMine utiliza esta información para calcular los costos de transporte entre el origen de un bloque y su destino, donde cada bloque tiene definido un destino.

El costo de transportar un bloque (por tonelada) es calculado como el costo promedio más el incremento horizontal multiplicado por la distancia horizontal; y el incremento vertical multiplicado por la distancia vertical. Donde, la distancia horizontal queda definida por la componente horizontal de línea recta entre bloque y destino. En cambio, la distancia vertical se define por la componente vertical de línea recta entre bloque y destino. Esto último solo se considera si el destino se encuentra a mayor altura que el bloque.

Con el objetivo de cuantificar la diferencia de la envolvente económica incorporando las funciones de costos con respecto a la planificación considerando un costo de transporte en términos de un costo promedio, costo horizontal y costo vertical, se evaluarán los tres sistemas de transporte con esta última metodología. Este costo de transporte se incorpora a un costo mina.

A las metodologías antes mencionadas, se les agrega además una evaluación, incorporando la productividad de extracción en función del área de operación, por medio del uso de una herramienta del *software* DeepMine. Es importante mencionar que lo anterior aplica solo para los sistemas de camiones no-autónomos y AHS.

Esto se hace definiendo una función de productividad, que proporciona una tasa de extracción en términos de unidades de flujo de material (e.g., kilotoneladas por año) para cada posible área de banco. Con esta función, el motor de DeepMine determinará cuánto tiempo tarda cada banco en extraerse y calculará el descenso máximo en consecuencia. Lo anterior, permite dar cuenta de los diferentes tipos de equipos, su productividad y otras limitaciones que pueden limitar la rapidez con que pueden descender las fases.

La función de productividad es una función polinómica que puede definirse por sus coeficientes o derivarse automáticamente por DeepMine en función de los datos reales de productividad del equipo. Si se deriva la función, se deben proporcionar puntos de datos de área y productividad, luego DeepMine generará el polinomio del grado más bajo posible que pase por los puntos de datos definidos, utilizando el método de ajuste de mínimos cuadrados. La tolerancia al error para este procedimiento es tal que el valor mínimo para el R cuadrado es 0,995. En la Figura 4-3 se presenta la visualización en DeepMine de la definición de la tasa de hundimiento utilizando puntos de datos de productividad.

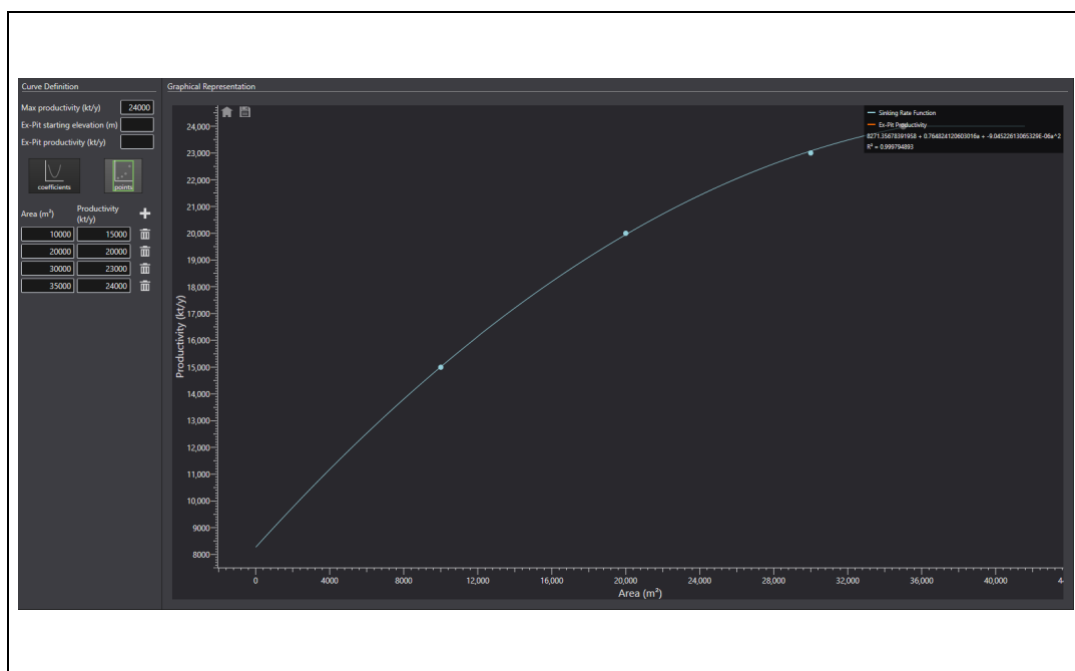


Figura 4-3: Visualización de la función de productividad en DeepMine

5. CASO DE ESTUDIO

En el *software* DeepMine se construyeron y diseñaron los planes mineros completos en base a un modelo de bloques ficticio. Este representa un yacimiento de cobre (Cu) y molibdeno (Mo), que será utilizado como caso de estudio para la evaluación de esta tesis. El modelo de bloques está formado por 870.000 bloques, cada uno de los cuales presenta un tamaño de 20 m al este, 20 m al oeste y 10 m de elevación. Este modelo presenta una ley media de Cu de 0,9% y una ley media de Mo de 80 ppm (partes por millón). El material total del modelo de bloques es de 7.565.168 kilotoneladas (kt). En la Figura 5-1 se observa la distribución de mineral (Cu) en el modelo de bloques.

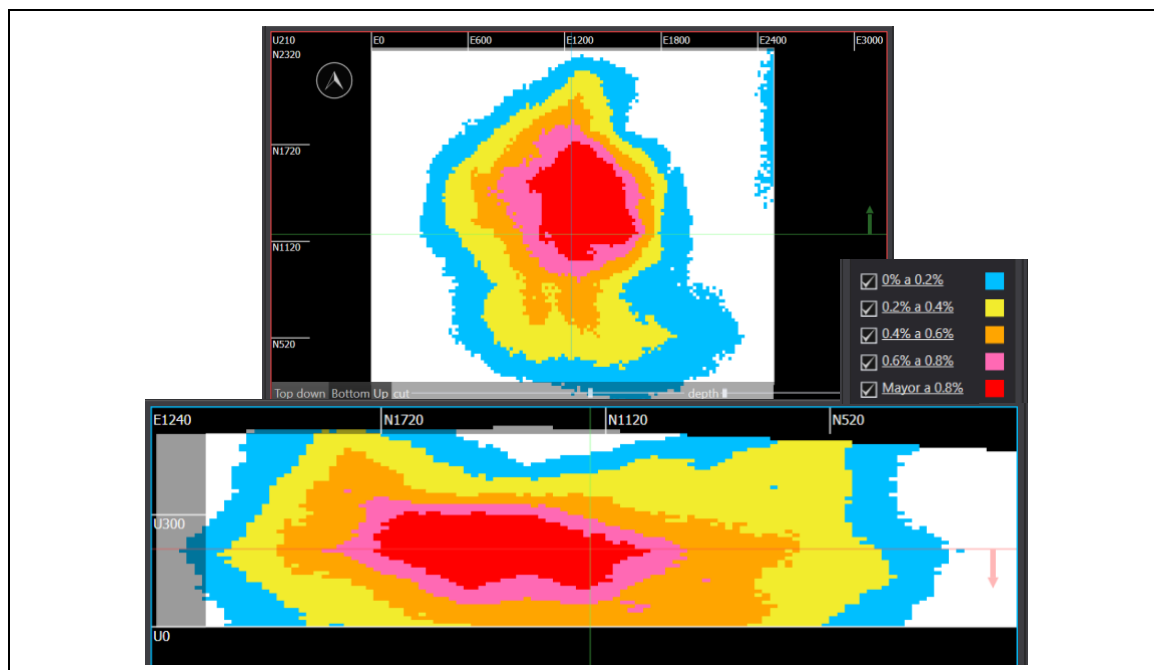


Figura 5-1: Vistas del mineral en el yacimiento del caso de estudio

Se seleccionó una capacidad mina anual de 56.000 kilotoneladas (kt) y una planta de procesamiento del mineral con capacidad anual de 30.000 kilotoneladas (kt).

Para la determinación del *layout*, se consideró la instalación de una planta de procesamiento del mineral, un botadero y un *stockpile*. Estas instalaciones se ubicaron utilizando las pendientes favorables de la topografía y en zonas lejanas al crecimiento del *pit* (ver Anexo D). La planta se ubicó en la dirección oeste de la mina, en la cota E-W: -500 m y N-S: 1.320 m y a una distancia aproximada de 800 m de la mina. El *stockpile* se ubicó en la dirección suroeste de la mina, en la cota E-W: -500 m y N-S: 920 m y a una distancia aproximada de 800 m de la mina. Con respecto al botadero, se determinó su ubicación aproximadamente a 800 m en dirección suroeste de la mina, en la cota E-W: -500 m y N-S: 520 m.

5.1 Sistema IPCC

Los parámetros técnicos y económicos para la evaluación de los recursos de este yacimiento se basaron en un *benchmark*. En la Tabla 5-1 se presentan los principales valores utilizados para la evaluación del yacimiento utilizando el sistema IPCC.

Tabla 5-1: Parámetros técnicos y económicos utilizados del sistema
IPCC

Parámetro	Valor
Precio Cu [US\$/lb]	2,91
Precio Mo [US\$/lb]	11,23
Precio venta Cu [US\$/lb]	0,32
Altura banco [m]	10
Recuperación Cu [%]	88
Recuperación Mo [%]	60
Ángulo de talud global [°]	45
Costo mina [US\$/ton]	1,88
Costo planta [US\$/ton]	8
Tasa de descuento [%]	8

El sistema IPCC a implementar está formado por una correa *in pit*, una correa *overland* (con destino a la planta de procesamiento) y una flota de 20 camiones no-autónomos que transportan el material que no es enviado a la planta de procesamiento. Los camiones no-autónomos tienen una capacidad nominal de 300 ton (Komatsu 930E). La correa *in pit* operan a una velocidad de 3,2 m/s con un ancho de 2.000 mm y un largo de correa aproximado de 2.100 m. El ángulo de la correa *in pit* es de 10° y presenta una capacidad de 4.028 ton/h. La correa *overland* opera a una velocidad de 4 m/s con un ancho de 1.500 mm, un largo de correa aproximado de 800 m y una capacidad de 4.100 ton/h.

Una vez definida la configuración del sistema de transporte, se estimó el CAPEX en base a valores obtenidos de un *benchmark* y actualizados al año 2020.

El CAPEX del sistema IPCC está formado por las inversiones asociadas a la correa *overland* y a la correa *in pit*, que transportan el material a planta. Para la totalidad de las correas se considera una vida útil de 10 años y el set de piezas de la cinta con

un recambio de 3 veces durante el LOM (*Life Of Mine*). Además, está incorporada la inversión de la flota de 20 camiones no-autónomos Komatsu 930E.

En la Tabla 5-2 se presentan los valores de las inversiones para el sistema IPCC, donde la mayor inversión corresponde a la correa *in pit* por un valor de 356 MMUS\$ (Abbaspour y Drebenstedt, 2020) y los camiones por un valor total de 151 MMUS\$, considerando un valor de 3,67 MMUS\$ por unidad (COCHILCO, 2018a). La vida útil de los camiones es de 20 años, considerando un *overhaul* cada 10 años de 1,5 MMUS\$ durante el LOM.

Tabla 5-2: Composición de CAPEX del sistema IPCC

Inversión	Valor [MMUS\$]
Correa <i>in pit</i>	356
Cinta transportadora <i>in pit</i>	0,7
Set de piezas correa <i>in pit</i>	0,04
Correa <i>overland</i>	1,6
Cinta transportadora <i>overland</i>	0,4
Set de piezas correa <i>overland</i>	0,03
Camiones no-autónomos	151
Total	510

Utilizando las funciones de costos y los parámetros económicos de mercado (valores obtenidos de un *benchmark* y actualizados al año 2020, ver Anexo E), se calculó el costo de transporte del sistema IPCC. En la Tabla 5-3 se presenta el valor promedio del costo de transporte obtenido de la función de costos para este sistema. En la Figura 5-2 se observa el costo de transporte por periodo de tiempo.

Tabla 5-3: Costo de transporte promedio por tonelada movida del sistema IPCC

Costo transporte	Valor [US\$/ton]
Sistema IPCC	1,068

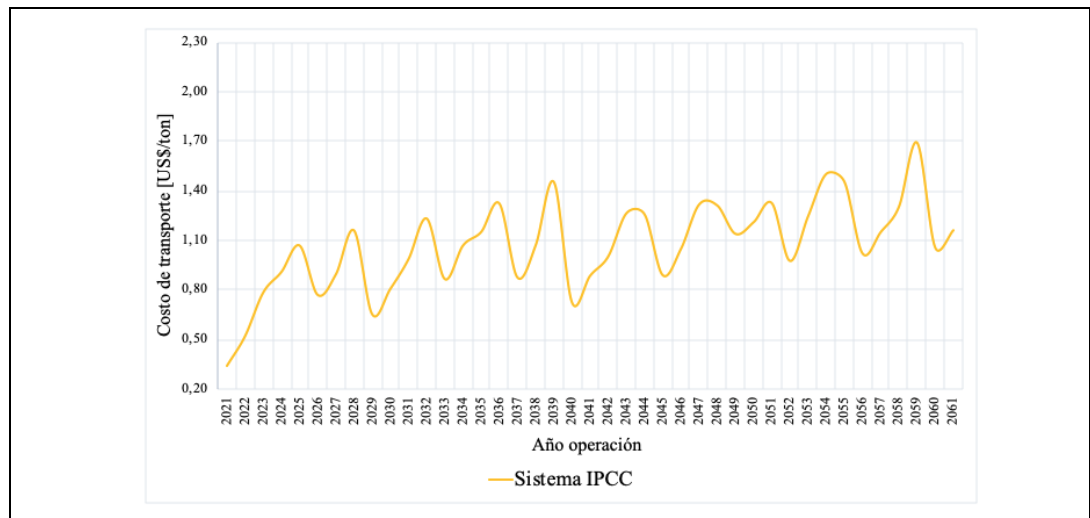


Figura 5-2: Costos de transporte (tonelada movida) por periodo del sistema IPCC

Una vez obtenido el costo de transporte, se calculó el costo mina de este sistema de transporte. Dicho valor está compuesto por el costo de transporte, costo de tronadura, costo de carguío, costo de perforación y costo ingeniería mina. Los valores (COCHILCO, 2018b) de estos últimos cuatro costos (0,82 US\$/ton en total) se presentan en la Tabla 5-4.

Tabla 5-4: Composición del costo mina por tonelada movida del sistema IPCC

Composición	Valor [US\$/ton]
Costo perforación	0,15
Costo tronadura	0,30
Costo carguío	0,20
Costo ingeniería mina	0,17

En la Tabla 5-5 se presenta el valor promedio del costo mina obtenido a partir de los costos de la Tabla 5-3 y Tabla 5-4 para el sistema de transporte IPCC. En la Figura 5-3 se observa el costo mina por periodo de tiempo. En el sistema IPCC el costo de transporte equivale al 56% del costo mina en promedio.

Tabla 5-5: Costo mina promedio por tonelada movida del sistema IPCC

Costo mina	Valor [US\$/ton]
Sistema IPCC	1,888

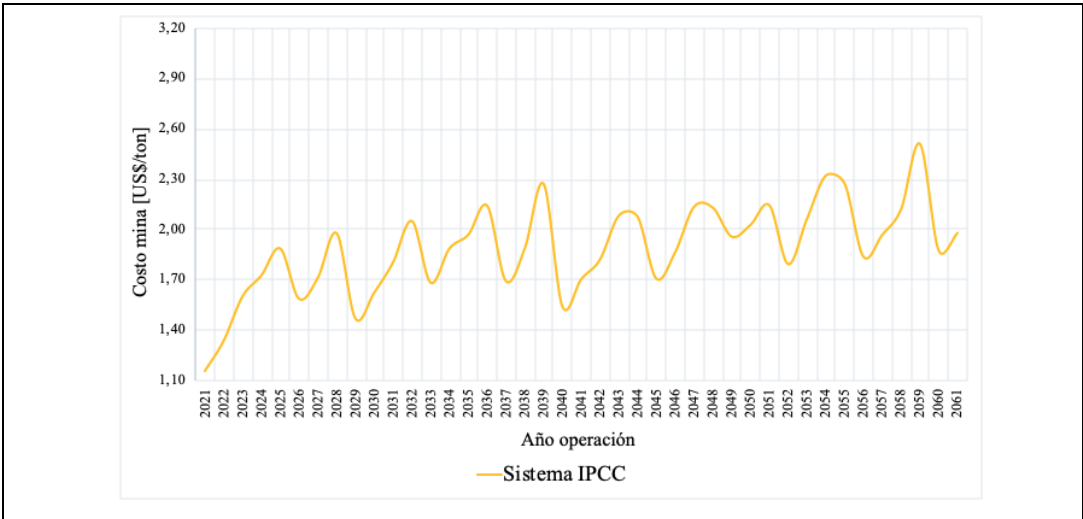


Figura 5-3: Costos mina (tonelada movida) por periodo del sistema IPCC

Luego, en el *software* DeepMine se realizaron diferentes envolventes económicas, evaluando el beneficio generado por cada bloque en el yacimiento. De lo anterior, se selecciona la envolvente o *pit* final bajo el criterio de un precio conservador de largo plazo (2,47 US\$/lb). El *pit* final presenta un total de material de 2.596.474 kilotoneladas (kt) con una ley media de cobre de 0,44%.

5.2 Sistema AHS

Los parámetros técnicos y económicos para la evaluación de los recursos del yacimiento se basaron en un *benchmark*. En la Tabla 5-6 se presentan los principales valores utilizados para la evaluación del yacimiento implementando el AHS.

Tabla 5-6: Parámetros técnicos y económicos utilizados del AHS

Parámetro	Valor
Precio Cu [US\$/lb]	2,91
Precio Mo [US\$/lb]	11,23
Precio venta Cu [US\$/lb]	0,32
Altura banco [m]	10
Recuperación Cu [%]	88
Recuperación Mo [%]	60
Ángulo de talud global [°]	45
Costo mina [US\$/ton]	2,06
Costo planta [US\$/ton]	8
Tasa de descuento [%]	8

El AHS es una flota de 31 camiones de capacidad nominal de 300 ton (Komatsu 930E). Para cada año de operación se calcula la cantidad de camiones en función de las distancias. Luego, la cantidad de camiones requeridos en la flota queda definida por el valor promedio de camiones por año.

Una vez definida la configuración del AHS, se estimó el CAPEX en base a valores obtenidos de un *benchmark* y actualizados al año 2020.

El CAPEX del AHS se compone por la cantidad de camiones en la flota (31 unidades) con una vida útil de 20 años (considerando un *overhaul* cada 10 años de 1,5 MMUS\$) por un valor de 4,67 MMUS\$ la unidad. El costo capital de un camión autónomo es en promedio mayor en 1 MMUS\$ con respecto a un camión no-autónomo (Parreira, 2013). Además, existe una inversión adicional de 14 MMUS\$ asociado a la implementación del AHS y la infraestructura requerida en la mina. Específicamente, las estaciones de transmisión, servidores, adaptación de palas, *routers*, instalación del sistema AHS, capacitación, sistema de energía, entre otros (Parreira, 2013). En la Tabla 5-7 se presentan los valores de las inversiones para el AHS.

Tabla 5-7 Composición de CAPEX del AHS

Inversión	Valor [MMUS\$]
AHS	294
Inversión adicional	14
Total	308

Utilizando las funciones de costos y los parámetros económicos de mercado (valores obtenidos de un *benchmark* y actualizados al año 2020, ver Anexo E), se calculó el costo de transporte del AHS. En la Tabla 5-8 se presenta el valor promedio del costo de transporte obtenido de la función de costos para este sistema. En la Figura 5-4 se observa el costo de transporte por periodo de tiempo.

Tabla 5-8: Costo de transporte promedio por tonelada movida del AHS

Costo transporte	Valor [US\$/ton]
AHS	1,247

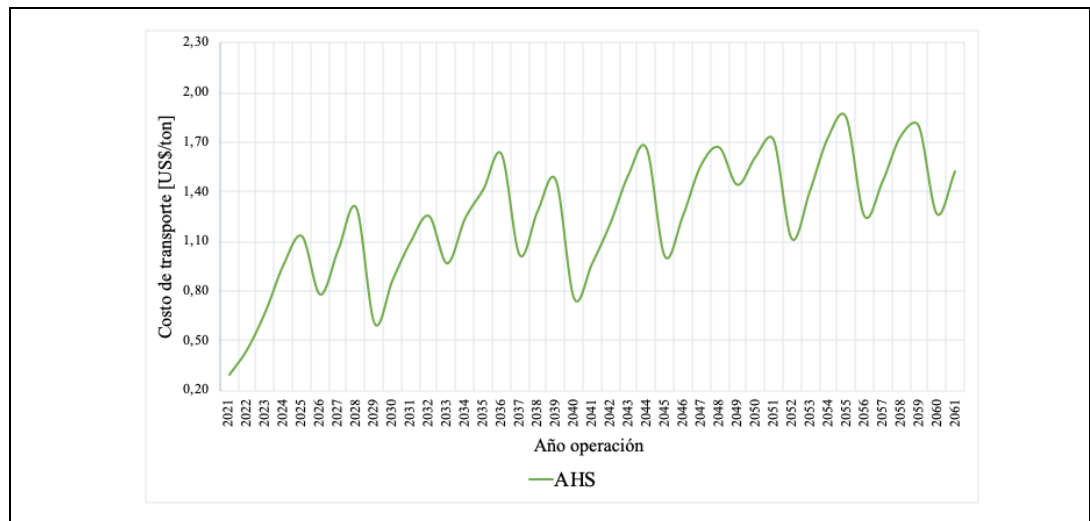


Figura 5-4: Costos de transporte (tonelada movida) por periodo del AHS

Una vez obtenido el costo de transporte, se calculó el costo mina del AHS. El que está compuesto por el costo de transporte, costo de tronadura, costo de carguío, costo de perforación y costo ingeniería mina. Los valores (COCHILCO, 2018b) de estos últimos cuatro costos se presentan en la Tabla 5-9. Es importante mencionar que el costo ingeniería mina del AHS presenta un aumento del 10% con respecto al valor presentado en la Tabla 5-9. Lo anterior, por la restricción geométrica asociada al ancho de rampa requerido por este sistema con respecto al sistema de camiones no-autónomos.

Tabla 5-9: Composición del costo mina por tonelada movida del AHS

Composición	Valor [US\$/ton]
Costo perforación	0,15
Costo tronadura	0,30
Costo carguío	0,20
Costo ingeniería mina	0,17

En la Tabla 5-10 se presenta el valor promedio del costo mina obtenido al tener en cuenta los valores de la Tabla 5-8 y Tabla 5-9 para el AHS. En la Figura 5-5 se observa el costo mina por periodo de tiempo. En el AHS el costo de transporte equivale al 59% del costo mina en promedio.

Tabla 5-10: Costo mina promedio por tonelada movida del AHS

Costo mina	Valor [US\$/ton]
AHS	2,067

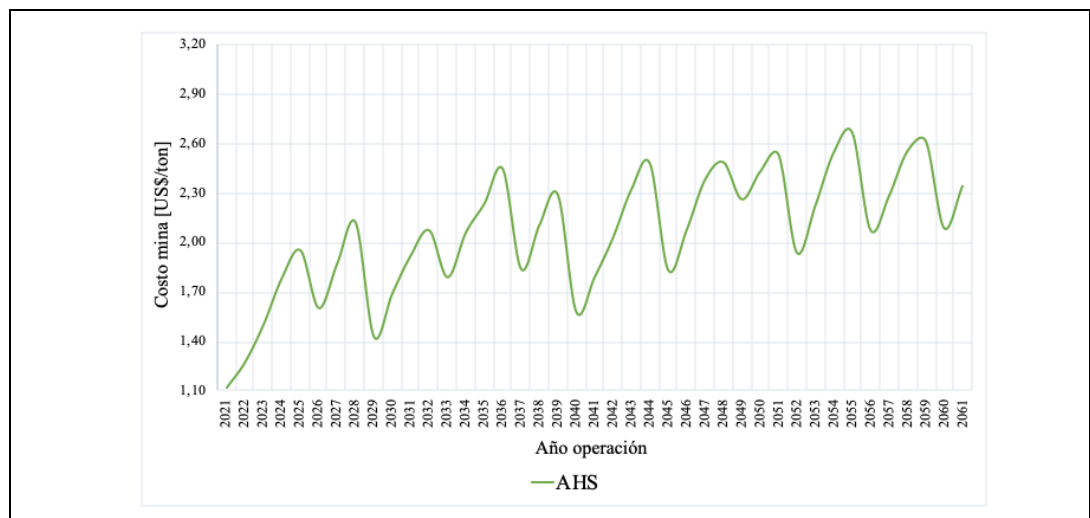


Figura 5-5: Costos mina (tonelada movida) por periodo del AHS

Luego, en el *software* DeepMine se realizaron diferentes envolventes económicas, evaluando el beneficio generado por cada bloque en el yacimiento. De lo anterior, se selecciona la envolvente o *pit* final bajo el criterio de un precio conservador de largo plazo (2,47 US\$/lb). El *pit* final presenta un total de material de 2.401.984 kilotoneladas (kt) con una ley media de cobre de 0,42%.

5.3 Sistema de camiones no-autónomos

Los parámetros técnicos y económicos para la evaluación de los recursos del yacimiento se basaron en un *benchmark*. En la Tabla 5-11 se presentan los principales valores utilizados para la evaluación del yacimiento implementando el sistema de camiones no-autónomos.

Tabla 5-11: Parámetros técnicos y económicos utilizados del sistema de camiones no-autónomos

Parámetro	Valor
Precio Cu [US\$/lb]	2,91
Precio Mo [US\$/lb]	11,23
Precio venta Cu [US\$/lb]	0,32
Altura banco [m]	10
Recuperación Cu [%]	88
Recuperación Mo [%]	60
Ángulo de talud global [°]	45
Costo mina [US\$/ton]	2,29
Costo planta [US\$/ton]	8
Tasa de descuento [%]	8

El sistema de camiones no-autónomos está formado por una flota de 32 unidades con capacidad nominal de 300 ton (Komatsu 930E). Para cada año de operación se calcula la cantidad de camiones en función de las distancias. Por consiguiente, la

cantidad de camiones requeridos en la flota queda definida por el valor promedio de camiones por año.

Una vez definida la configuración de este sistema de transporte, se estimó el CAPEX en base a valores obtenidos de un *benchmark* y actualizados al año 2020.

El CAPEX del sistema de camiones no-autónomos se compone por la cantidad de camiones en la flota (32 unidades) con una vida útil de 20 años (considerando un *overhaul* cada 10 años de 1,5 MMUS\$) por un valor de 3,67 MMUS\$ la unidad (COCHILCO, 2018a). En la Tabla 5-12 se presenta la inversión total del sistema de camiones no-autónomos.

Tabla 5-12: Composición de CAPEX del sistema de camiones no-autónomos

Inversión	Valor [MMUS\$]
Camiones no-autónomos	239
Total	239

Utilizando las funciones de costos y los parámetros económicos de mercado (valores obtenidos de un *benchmark* y actualizados al año 2020, ver Anexo E), se calculó el costo de transporte del sistema de camiones no-autónomos. En la Tabla 5-13 se presenta el valor promedio del costo de transporte obtenido. En la Figura 5-6 se observa el costo de transporte por periodo de tiempo.

Tabla 5-13: Costo de transporte promedio por tonelada movida del sistema de camiones no-autónomos

Costo transporte	Valor [US\$/ton]
Sistema de camiones no-autónomos	1,475

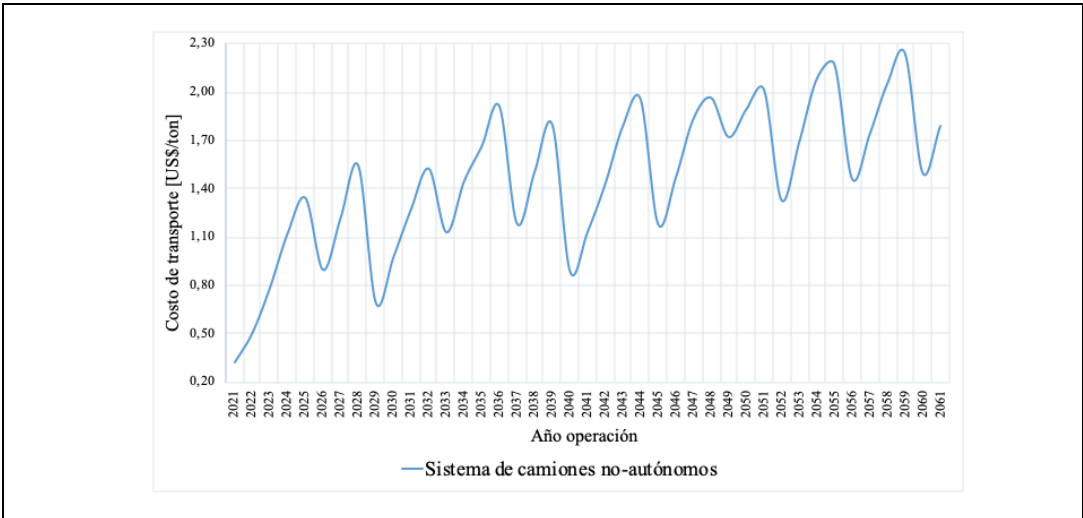


Figura 5-6: Costos de transporte (tonelada movida) por periodo del sistema de camiones no-autónomos

Una vez obtenido el costo de transporte, se calculó el costo mina correspondiente al sistema de camiones no-autónomos. Este está compuesto por el costo de transporte, costo de tronadura, costo de carguío, costo de perforación y costo ingeniería mina. Los valores (COCHILCO, 2018b) de estos últimos cuatro costos (0,82 US\$/ton en total) se presentan en la Tabla 5-14.

Tabla 5-14: Composición del costo mina por tonelada movida del sistema de camiones no-autónomos

Composición	Valor [US\$/ton]
Costo perforación	0,15
Costo tronadura	0,30
Costo carguío	0,20
Costo ingeniería mina	0,17

En la Tabla 5-15 se presenta el valor promedio del costo mina obtenido a partir de los costos de la Tabla 5-13 y Tabla 5-14 para el sistema de transporte de camiones no-autónomos. En la Figura 5-7 se observa el costo mina por periodo de tiempo. En este sistema el costo de transporte equivale al 63% del costo mina en promedio.

Tabla 5-15: Costo mina promedio por tonelada movida del sistema de camiones no-autónomos

Costo mina	Valor [US\$/ton]
Sistema de camiones no-autónomos	2,295

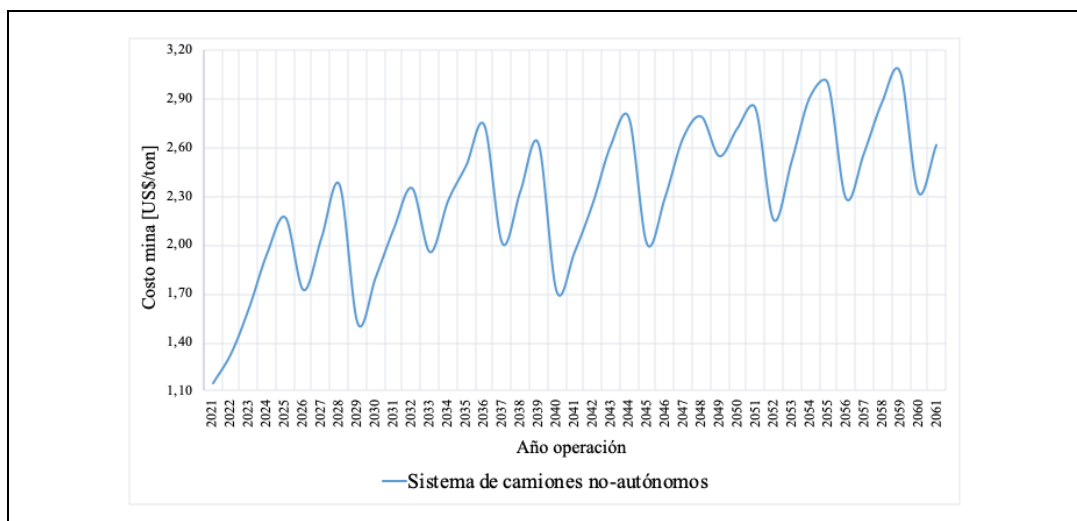


Figura 5-7: Costos mina (tonelada movida) por periodo del sistema de camiones no-autónomos

Luego, en el *software* DeepMine se realizaron diferentes envolventes económicas, evaluando el beneficio generado por cada bloque en el yacimiento. De lo anterior, se seleccionó la envolvente o *pit* final bajo el criterio de un precio conservador de largo plazo (2,47 US\$/lb). El *pit* final presenta un total de material de 2.320.271 kilotoneladas (kt) con una ley media de cobre de 0,41%.

6. RESULTADOS CASO DE ESTUDIO

Para comparar los resultados utilizando las funciones de costos versus costos de transporte simplificados en la planificación minera estratégica, todos los planes mineros utilizan un costo mina sin transporte idéntico. El costo mina sin transporte del caso de estudio es de 0,82 US\$/ton y está compuesto por el valor del costo perforación, tronadura, carguío e ingeniería mina presentados en la sección anterior.

6.1 VAN resultantes utilizando funciones de costos

Se obtuvieron los planes mineros de los sistemas de transporte utilizando las funciones de costos definidas para cada sistema y el costo mina definido para el caso de estudio. Además, se obtuvieron los planes mineros incorporando la productividad de extracción en función del área de operación. Lo anterior aplica solo para los sistemas de camiones no-autónomos y AHS. En la Tabla 6-1 se presentan los resultados obtenidos en términos de VAN (incorporando el CAPEX) de los sistemas de transporte.

Tabla 6-1: VAN resultantes utilizando funciones de costos

VAN	Valor [MMUS\$] sin efectos en productividad	Valor [MMUS\$] con efectos en productividad
Sistema IPCC	3.129	3.129
AHS	3.020	2.732
Sistema de camiones no-autónomos	2.845	2.555

En el caso de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, los VAN disminuyen en promedio 289 MMUS\$ al considerar los efectos de la productividad.

El VAN del sistema IPCC es mayor en 284 MMUS\$ y 109 MMUS\$ con respecto a los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente. Esto, sin considerar los efectos de la productividad.

Por otro lado, el VAN del sistema IPCC es mayor en 574 MMUS\$ y 397 MMUS\$ con respecto a los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente, considerando los efectos de la productividad.

El VAN del AHS es mayor en 175 MMUS\$ y 177 MMUS\$ con respecto al sistema de camiones no-autónomos sin y con efectos de la productividad, respectivamente.

6.2 VAN resultantes utilizando costo de transporte constante

Para cuantificar la diferencia de la envolvente económica incorporando las funciones de costos con respecto a utilizar un costo de transporte simplificado, se obtuvo adicionalmente, un segundo plan minero para cada sistema de transporte. Lo anterior, considerando un costo de transporte constante en el tiempo (valor promedio de la función de costos respectivo de cada sistema) y el costo mina definido para el caso de estudio. Además, se obtuvieron los planes mineros incorporando la productividad para los sistemas de camiones no-autónomos y AHS. En la Tabla 6-2 se presenta los resultados obtenidos en términos de VAN (incorporando el CAPEX) de los sistemas de transporte.

Tabla 6-2: VAN resultantes utilizando costo de transporte constante

VAN	Valor [MMUS\$] sin efectos en productividad	Valor [MMUS\$] con efectos en productividad
Sistema IPCC	3.029	3.029
AHS	2.865	2.579
Sistema de camiones no-autónomos	2.650	2.366

En el caso de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, los VAN disminuyen en promedio 285 MMUS\$ al considerar los efectos de la productividad.

El VAN del sistema IPCC es mayor en 379 MMUS\$ y 164 MMUS\$ con respecto a los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente. Esto, sin considerar los efectos de la productividad.

En cambio, el VAN del sistema IPCC es mayor en 663 MMUS\$ y 450 MMUS\$ con respecto a los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente, considerando los efectos de la productividad.

El VAN del AHS es mayor en 215 MMUS\$ y 213 MMUS\$ con respecto al sistema de camiones no-autónomos sin y con los efectos de la productividad, respectivamente.

6.3 VAN resultantes utilizando costo de transporte promedio, horizontal y vertical

Para cuantificar la diferencia de la envolvente económica incorporando las funciones de costos con respecto a utilizar un costo de transporte simplificado, se obtuvo adicionalmente, un tercer plan minero para cada sistema de transporte. Lo anterior, considerando un costo de transporte descompuesto en un costo promedio, horizontal y vertical, además del costo mina definido para el caso de estudio.

Los costos de transporte promedio e incrementales utilizados para cada sistema de transporte respectivo se presentan en la Tabla 6-3.

Tabla 6-3: Costo de transporte promedio e incremental (por metro)

Costo	Costo transporte promedio [US\$/ton]	Costo incremental horizontal	Costo incremental vertical
Sistema IPCC	0,217	0,00038	0,00194
AHS	0,253	0,00039	0,00197
Sistema de camiones no-autónomos	0,300	0,00040	0,00200

Además, se obtuvieron los planes mineros incorporando el efecto de la productividad para los sistemas de camiones no-autónomos y AHS. En la Tabla 6-4 se presenta los resultados obtenidos en términos de VAN (incorporando el CAPEX) de los sistemas de transporte.

Tabla 6-4: VAN resultantes utilizando costo de transporte promedio, horizontal y vertical

VAN	Valor [MMUS\$] sin efectos en productividad	Valor [MMUS\$] con efectos en productividad
Sistema IPCC	2.842	2.842
AHS	2.746	2.460
Sistema de camiones no-autónomos	2.549	2.259

En el caso de los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, los VAN disminuyen en promedio 288 MMUS\$ al considerar los efectos de la productividad.

El VAN del sistema IPCC es mayor en 293 MMUS\$ y 96 MMUS\$ con respecto a los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente, sin considerar los efectos de la productividad.

Por otro lado, el VAN del sistema IPCC es mayor en 583 MMUS\$ y 382 MMUS\$ con respecto a los sistemas de camiones no-autónomos y AHS, respectivamente, considerando los efectos de la productividad.

El AHS presenta un VAN mayor en 197 MMUS\$ sin los efectos de la productividad, y 201 MMUS\$ con efectos de la productividad, respecto al sistema de camiones no-autónomos.

6.4 Cuantificación de la diferencia entre las envolventes económicas

Los resultados obtenidos del caso de estudio demuestran diferencias en la solución de la planificación minera estratégica que considera un costo de transporte constantes o con variaciones incrementales con respecto a una que incorpora las funciones de costos. Estas diferencias son en términos de LOM, la cantidad de material total a extraer, en el diseño de las fases y la macrosecuencia de explotación de la mina.

En la Figura 6-1 se presentan las diferencias entre los resultados del sistema IPCC. Como se observa, existe una diferencia de hasta 2 años en el LOM, variaciones de hasta 395.006 kilotoneladas (kt) en el material total a extraer, diferencias en las fases y la macrosecuencia de explotación de la mina.

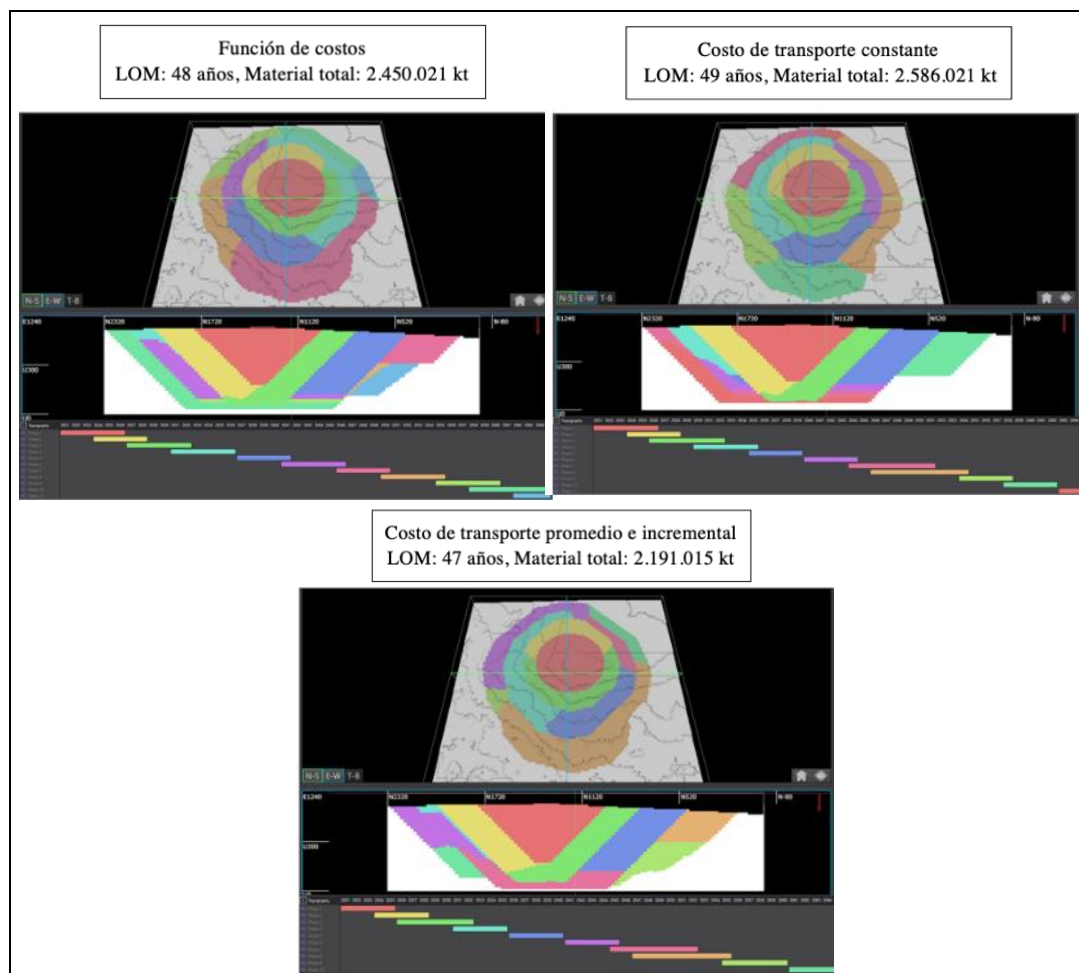


Figura 6-1: Diferencias en las fases del sistema IPCC

Por otro lado, en la Figura 6-2 se presentan las diferencias entre los resultados del AHS. Se puede observar que existe una diferencia de hasta 3 años en el LOM, variaciones de hasta 69.022 kilotoneladas (kt) en el material total a extraer, diferencias en las fases y la macrosecuencia de explotación de la mina.

Por último, en la Figura 6-3 se presentan las diferencias entre los resultados del sistema de camiones no-autónomos. Existe una diferencia de hasta 6 años en el LOM, variaciones de hasta 328.458 kilotoneladas (kt) en el material total a extraer,

como también, diferencias en las fases y la macrosecuencia de explotación de la mina.

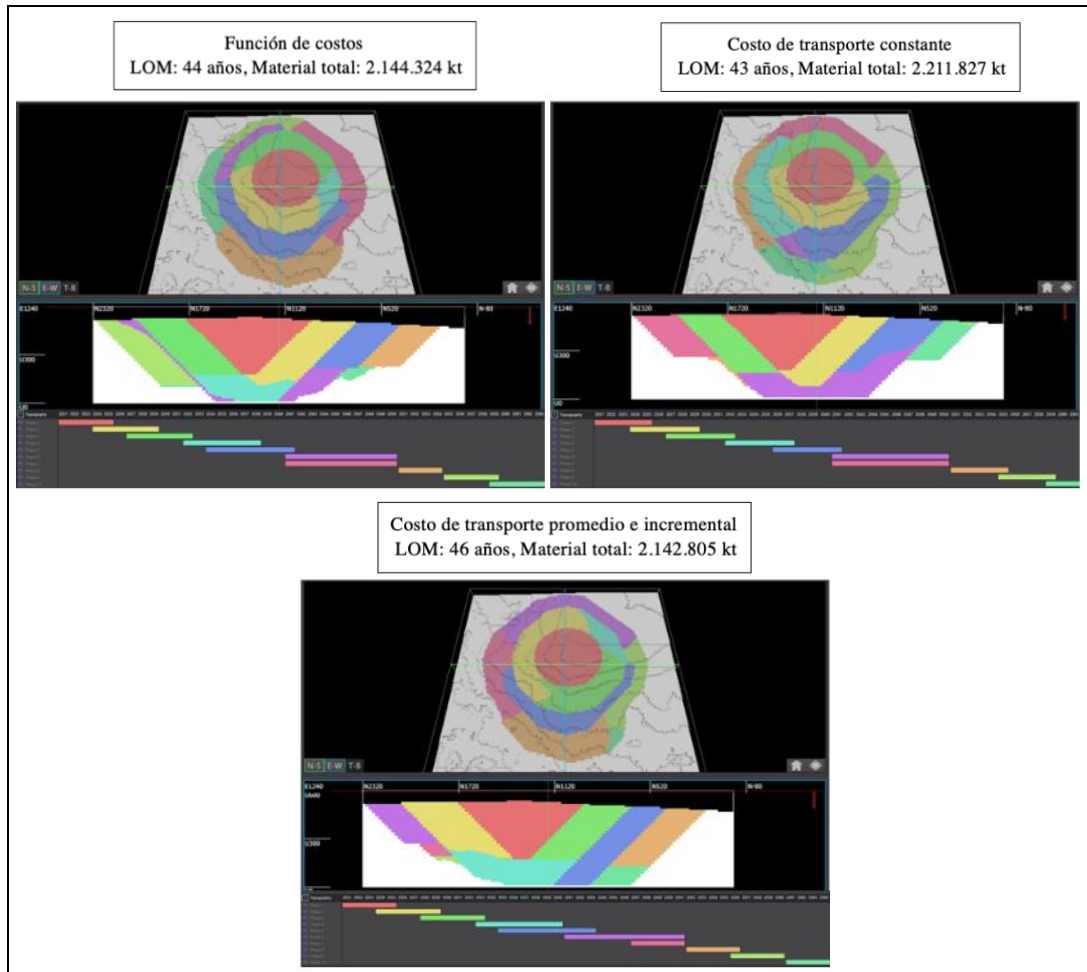


Figura 6-2: Diferencias en las fases del AHS

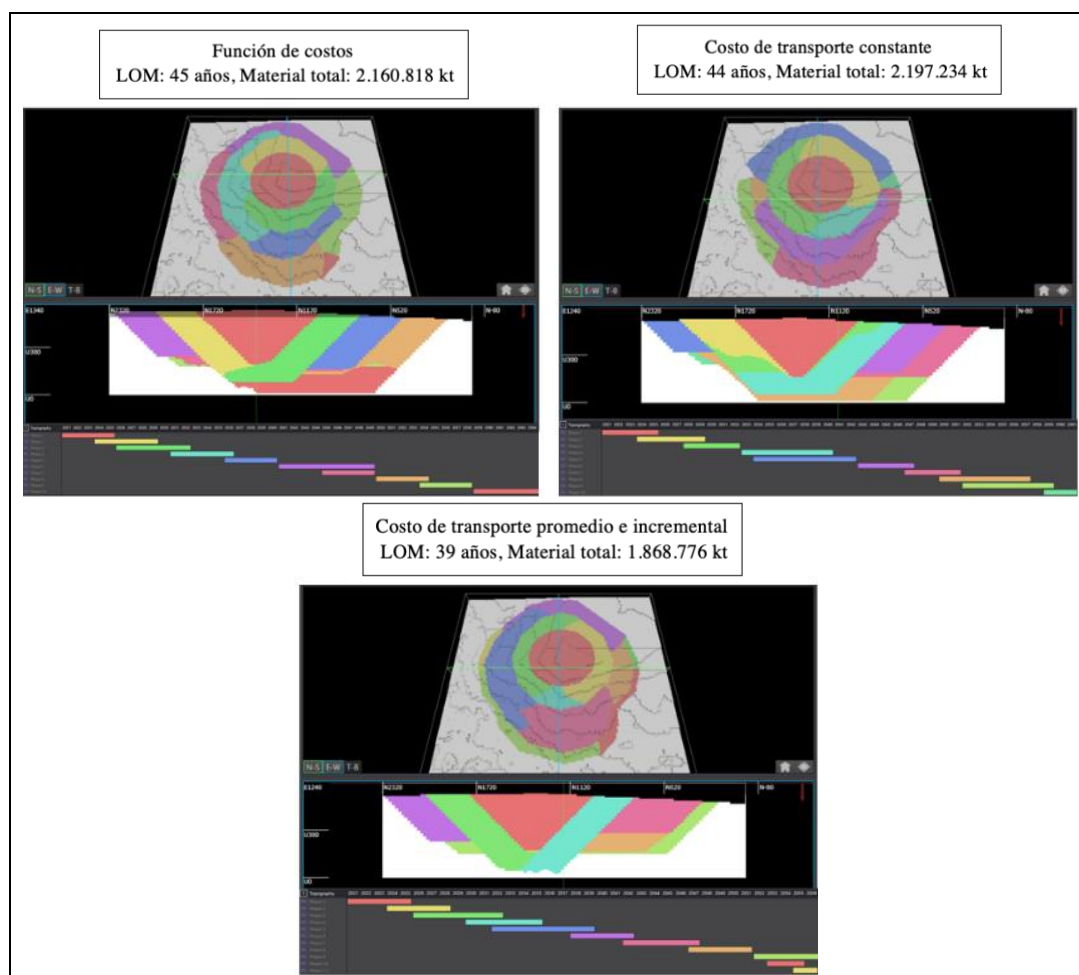


Figura 6-3: Diferencias en las fases del sistema de camiones no-autónomos

En la Tabla 6-5 se presentan los resultados obtenidos en términos de VAN de las diferentes evaluaciones realizadas a modo de resumen para cada sistema de transporte respectivo.

La Tabla 6-6 presenta los resultados obtenidos en términos de cobre fino para el ejercicio sin efectos en productividad de las diferentes evaluaciones realizadas para cada sistema de transporte respectivo.

Tabla 6-5: Resultados obtenidos en términos de VAN

VAN	Función de costos		Costo de transporte constante		Costo de transporte promedio, horizontal y vertical	
	Valor [MMUS\$] sin efectos en productividad	Valor [MMUS\$] con efectos en productividad	Valor [MMUS\$] sin efectos en productividad	Valor [MMUS\$] con efectos en productividad	Valor [MMUS\$] sin efectos en productividad	Valor [MMUS\$] con efectos en productividad
Sistema IPCC	3.129	3.129	3.029	3.029	2.842	2.842
AHS	3.020	2.732	2.865	2.579	2.746	2.460
Sistema de camiones no-autónomos	2.845	2.555	2.650	2.366	2.549	2.259

Tabla 6-6: Resultados obtenidos en términos de cobre fino

Cu fino	Función de costos	Costo de transporte constante	Costo de transporte promedio, horizontal y vertical
	Valor [kt] sin efectos en productividad	Valor [kt] sin efectos en productividad	Valor [kt] sin efectos en productividad
Sistema IPCC	4.913	5.164	4.943
AHS	4.353	4.154	4.409
Sistema de camiones no-autónomos	4.335	4.411	4.388

De los resultados obtenidos la planificación estratégica tradicional subestima los VAN en el caso de estudio al considerar los costos de transporte constantes en el tiempo o con variaciones incrementales en función de la distancia (costo promedio, horizontal y vertical). Lo anterior, con respecto a una planificación estratégica que incorpora las funciones de costos y las restricciones geométricas de los sistemas de transporte.

El VAN del sistema IPCC que incorpora la función de costos es mayor en un 3,20% y 9,17% con respecto a usar un costo de transporte constante en el tiempo y con variaciones incrementales, respectivamente.

El VAN del AHS que incorpora la función de costos es mayor en un 5,13% y 9,07% con respecto a utilizar un costo de transporte constante en el tiempo y con variaciones incrementales, respectivamente (sin considerar efectos de la productividad). Por último, el VAN del sistema de camiones no-autónomos que incorpora la función de costos es mayor en un 6,86% con respecto a usar un costo de transporte constante en el tiempo, y en un 10,41% usando variaciones incrementales, sin considerar efectos de la productividad en ambos.

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Actualmente, la incorporación de los sistemas de transportes en la planificación minera estratégica se realiza de manera muy simplificada. Por lo general, los costos de los sistemas de transporte son típicamente considerados como valores unitarios constantes promedios en el tiempo. Sin embargo, en la realidad los costos presentan componentes fijos y variables en el tiempo que dependen de diferentes factores operacionales y de las características de la mina. Además, por lo general, en la planificación minera estratégica no se incorporan otros aspectos fundamentales en la evaluación como los parámetros de diseño y geométricos de los sistemas de transporte.

Mejorar la precisión en las predicciones de los costos e incorporar los parámetros geométricos y de diseño, permiten disminuir las variaciones en la estimación del VAN, y de esta forma, analizar correctamente el valor agregado por los diferentes sistemas de transporte. Estas acciones posibilitan tomar la mejor decisión para lograr los objetivos económicos y operativos de la mina.

Del caso de estudio se puede concluir que los resultados de la planificación minera estratégica son diferentes al utilizar una función de costos versus utilizar un costo simplificado de transporte para un determinado sistema de transporte. La planificación estratégica, al considerar un costo medio de transporte constante en el tiempo o con variaciones incrementales por profundidad solamente, subestiman el valor de los recursos (VAN) con respecto a utilizar las verdaderas funciones de costos de los sistemas de transporte. Para los distintos sistemas de transporte evaluados, en el caso de estudio, en promedio, los VAN que utilizan un costo de transporte constante son menores en un 6%

y utilizando un costo de transporte incremental son menores en un 10% con respecto a los VAN que utilizan las funciones de costos. Adicionalmente, el caso de estudio demuestra que existen diferencias en el diseño de las fases, la macrosecuencia de explotación de la mina y en el LOM.

De los resultados obtenidos se establece que realizar la planificación minera estratégica con las funciones de costos considerando un costo de transporte variable en el tiempo, los parámetros de diseño y geométricos del sistema de transporte respectivo, genera diferencias en la solución. Lo anterior, con respecto a una planificación que solo considerar un costo medio de transporte constantes en el tiempo o con variaciones incrementales (horizontal y vertical; lo que corresponde a una variación únicamente espacial). Las diferencias en la solución son en términos de VAN, el LOM, en el diseño de las fases y la macrosecuencia de explotación de la mina.

Se debe reforzar la evaluación e incorporación de los sistemas de transporte en la planificación minera estratégica, utilizando funciones de costos más realistas, los parámetros geométricos y de diseño de cada sistema de transporte respectivo. En efecto, tomar en cuenta estas consideraciones modifica la solución de la planificación minera estratégica.

Por todo lo anterior, se recomienda incorporar las funciones de costos de transporte parametrizadas tanto por tiempo como espacio, ya que permiten aumentar la precisión en las predicciones de los costos para los sistemas de transporte de minas a rajo abierto. Con esto, se mejoraría la componente teórica de estimación de los costos de los sistemas de transporte, considerando, además, las restricciones geométricas y de diseño de cada sistema. Esto permite evaluar y seleccionar de manera óptima el sistema de transporte,

como determinar la envolvente económica y el plan estratégico asociado al sistema de transporte.

Incorporar las funciones de costos de los sistemas de transporte permite también aumentar el potencial de la planificación minera estratégica, que a su vez, favorece a obtener el máximo valor del yacimiento minero. De esta forma, se realiza una planificación estratégica con un enfoque económico espacio-temporal y no meramente espacial (tradicionalmente se busca minimizar los costos de transporte en función únicamente de las distancias), como se enfatiza en Guzmán (2019).

Existen tres principales limitantes en la planificación minera estratégica relacionadas a utilizar las funciones de costos e incorporación de los parámetros de diseño y las restricciones geométricas de los sistemas de transporte. La primera, es la baja disponibilidad en el mercado de *softwares* que permitan incorporar tanto las funciones de costos como los parámetros de diseño y restricciones. La segunda limitante es el déficit de profesionales dedicados a derivar las funciones de costos en las áreas de planificación minera estratégica. Por último, la tercera limitante es la variabilidad y el grado de confianza de las funciones de costos estimadas.

Existe el desafío actual de desarrollar más *softwares* y herramientas que permitan incorporar funciones de costos, parámetros de diseño y restricciones geométricas en la planificación minera estratégica. Además, es importante seguir expandiendo las consideraciones de diseño tanto en las herramientas como en la planificación.

Por otro lado, las funciones de costos realistas no son triviales de obtener, ya que hay que derivarlas y desarrollarlas detalladamente. Por esta razón, en la planificación minera estratégica, por lo general, solo se usan simplificaciones para los costos, como por

ejemplo, utilizar un costo constante en el tiempo. Por ende, la industria minera tiene como desafío realizar un trabajo interdisciplinario que incluya profesionales del área de finanzas, ingeniería industrial o ingeniería comercial en los equipos de planificación minera estratégica. De esta forma se puede potenciar el desarrollo de las funciones de costos en la planificación minera estratégica.

Finalmente, para investigaciones futuras se propone estudiar la incorporación de incertidumbre en el caso de algunos parámetros de las funciones de costos de transporte, como lo es el precio de los insumos. También, estudiar la parametrización de la función de costos de otros procesos unitarios en la mina, tales como perforación, tronadura o carguío.

Del análisis efectuado en esta tesis, se visualiza incorporar el impacto de las parametrizaciones de costos en espacio y tiempo para otros métodos de explotación (e.g., subterráneo, cantera, etc.). Y, estudiar sistemas de transportes alternativos al sistema IPCC y de camiones, como por ejemplo, la incorporación de ferrocarriles en minas a rajo abierto. Por último, estudiar combinaciones de los sistemas de transportes. Por ejemplo, utilizar en zonas superficiales de la mina (con mayor cantidad de lastre) el sistema de camiones no-autónomos, en zonas más profundas (con mayor cantidad de mineral) el AHS y en la zona intermedia un sistema IPCC con correas de altas pendientes para extraer el mineral.

BIBLIOGRAFÍA

Abbaspour, H. y Drebenstedt, C. (2020). Determination of transition time from truck-shovel to an IPCC system considering economic viewpoint by system dynamics modelling. *International symposium on mine planning & equipment selection*, 28(1), 289–295.

Abbaspour, H. y Drebenstedt, C. (2019). IPCC systems as a bulk material handling method in mines: a review regarding the technical, economic, environmental, safety and social factors. *VIII international symposium of young researchers*, 8(1), 785-706.

Abbaspour, H., Drebenstedt, C. y Dindarloo, S. (2018). Evaluation of safety and social indexes in the selection of transportation system alternatives (truck-shovel and IPCC) in open pit mine. *Safety science*, 108(1), 1-12.

Abbaspour, H., Drebenstedt, C., Paricheh, M. y Ritter, R. (2019). Optimum location and relocation plan of semi- mobile in-pit crushing and conveying systems in open-pit mines by transportation problem. *International journal of mining, reclamation and environment*, 33(5), 297-317.

African Mining. (2020). The impact of Covid-19 on the mining sector. Africa: Interact Media Defined.

Askari, H. y Awuah, K. (2009). Open pit optimisation using discounted economic block values. *Mining technology*, 118(1), 2-11.

Bai, X., Marcotte, D., Gamache, M., Gregory, D. y Lapworth, A. (2018). Automatic generation of feasible mining pushbacks for open pit strategic planning. *The journal of the Southern African institute of mining and metallurgy*, 118(1), 515-530.

Bellamy, D. y Pravica, L. (2011). Assessing the impact of driverless haul trucks in Australian surface mining. *Resources policy*, 36(2), 149-58.

COCHILCO. (2018a). Análisis del mercado de insumos críticos en la minería del cobre. Recuperado de:
<https://www.cochilco.cl/Mercado%20de%20Metales/Analisis%20Mercado%20de%20los%20Insumos%20Cr%C3%ADticos%202019vf2.pdf>

COCHILCO. (2018b). Observatorio de costos cash cost COCHILCO. Recuperado de:
[https://www.cochilco.cl/listado%20temtico/observatorio%20de%20costos%20\(presentaci%C3%B3n\)%20enero%202019.pdf](https://www.cochilco.cl/listado%20temtico/observatorio%20de%20costos%20(presentaci%C3%B3n)%20enero%202019.pdf)

Darling, P. (2011). SME Mining Engineering Handbook. United States of America: SME.

Davis, G. y Newman, A. (2008). Modern Strategic Mine Planning. Working Paper, Colorado School of Mines.

Dean, M., Knights, P., Kizil, M. y Nehring, M. (2015). Selection and planning of fully mobile in-pit crusher and conveyor systems for deep open pit metalliferous applications. *Third international future mining conference*, 4(6), 219-225.

Dowd, P., Xu, C. y Coward, S. (2016). Strategic mine planning and design: some challenges and strategies for addressing them. *Mining technology*, 125(1), 22-34.

Elkington, T. y Durham, R. (2013). Open pit optimisation – modelling time and opportunity costs. *Mining technology*, 118(1), 25-32.

Fisher, B. y Schnittger, S. (2012). Autonomous and Remote Operation Technologies in the Mining Industry: Benefits and Costs. BAE Research Report.

GEM. (2020). Documentos Internos Confidenciales. Gestión y Economía Minera Ltda.

Gölbaşı, O. y Dagdelen, K. (2017). Equipment replacement analysis of manual trucks with autonomous truck technology in open pit mines. *Proceedings of the 38th international symposium on the application of computers and operations research in the mineral industry*, 31(1), 9-20.

Guzmán, J. (2015). Apuntes del curso planificación minera estratégica. Departamento de Ingeniería de Minería. Pontificia Universidad Católica de Chile.

Guzmán, J. (2019). Fundamentos de Economía Minera. España: Editorial Reverté.

Hustrulid, W., Kuchta, M. y Martin, R. (2013). Open pit mine planning & design. United States of America: Taylor & Francis Group.

Illanes, G. (1915). Mineral de Chuquicamata de la Chile Exploration Company. La Biblioteca del Congreso Nacional de Chile.

Kloppers, B., Horn, C. y Visser, J. (2015). Strategic and tactical requirements of a mining long-term plan. *The journal of the Southern African institute of mining and metallurgy*, 115(1), 515-521.

Lynas, D. y Horberry, T. (2011). Human factors issues with automated mining equipment. Minerals industry safety and health centre. *Sustainable minerals institute*, 4(1), 74-80.

Magri, J. (2014). Efectos de la incorporación de tecnologías autónomas en el diseño y la planificación minera. Recuperado de: <http://repositorio.uchile.cl/handle/2250/131395>

- Masaki, M. y Xia, X. (2017). A comparative study on the cost-effective belt conveyors for bulk the 15th international symposium on district heating. *9th international conference on applied energy*, 142(1), 2754-2760.
- Meech, J. y Parreira, J. (2011a). An interactive simulation model of human drivers to study autonomous haulage trucks. *Procedia computer science*, 6(1), 118-123.
- Meech, J. y Parreira, J. (2011b). Autonomous haulage systems – justification and opportunity. *Autonomous and intelligent systems*, 6752(1), 63-72.
- Moore P. (2019). Metalloinvest Mikhailovsky iron ore mine in-pit crushing & high angle conveyor system nears completion. International Mining. Recuperado de: <https://im-mining.com/2019/06/19/metalloinvest-mikhailovsky-iron-ore-mine-pit-crushing-high-angle-conveyor-system-nears-completion/>
- Nehring, M., Knights, P., Kizil, M. y Hay, E. (2018). A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems. *International journal of mining science and technology*, 28(2), 205-213.
- Nourali, H. y Osanloo, M. (2019). A new cost model for estimation of open pit copper mine capital expenditure. *International journal of engineering*, 32(2), 184-191.
- Osanloo, M. y Paricheh, M. (2019). In-pit crushing and conveying technology in open-pit mining operations: a literature review and research agenda. *International journal of mining, reclamation and environment*, 33(3), 2-23.
- Parhizkar, A. (2018). Location theory applied to optimize the position of road exit(s) in open pit mining (case study). *Arabian journal of geosciences*, 11(769), 1-6.
- Paricheh, M. y Osanloo, M. (2016). Determination of the optimum in-pit crusher location in open-pit mining under production and operating cost uncertainties. *16th international conference on computer applications in the mineral industries*, 5(7), 1-7.
- Paricheh, M., Osanloo, M. y Rahmanpour, M. (2018). A heuristic approach for in-pit crusher and conveyor system's time and location problem in large open-pit mining. *International journal of mining, reclamation and environment*, 32(1), 35-55.
- Parreira, J. (2013). An interactive simulation model to compare an autonomous haulage truck system with a manually-operated system. Vancouver: University of British Columbia.
- Pascual, R. (2005). El Arte de Mantener. Universidad de Chile.
- Patterson, R., Kozan, E. y Hyland, P. (2017). Energy efficient scheduling of open-pit coal mine trucks. *European journal of operational research*, 262(1), 759-770.

Rodvalho, E., Lima, H. y Tomi, G. (2016). New approach for reduction of diesel consumption by comparing different mining haulage configurations. *Journal of environmental management*, 172(1), 177-185.

Roumpos, C., Partsinevelos, P., Agioutantis, Z., Makantasis, M. y Vlachou, A. (2014). The optimal location of the distribution point of the belt conveyor system in continuous surface mining operations. *Simulation modelling practice and theory*, 47(1), 19-27.

Samavati, M., Essam, D., Nehring, M. y Sarker, R. (2019a). A new methodology for the open-pit mine production scheduling problem. *Omega*, 81(1), 169-182.

Samavati, M., Essam, D., Nehring, M. y Sarker, R. (2019b). Production planning and scheduling in mining scenarios under IPCC mining systems. *Computers and operations research*, 105(1), 1-17.

Szalanski, S. (2010). ¿Reducing IPCC removal costs – is IPCC the answer?. *International journal of mining, reclamation and environment*, 1(3), 14-29.

Vogel, R. y Roberts, P. (2010). Operating and maintenance costs of colliery conveyors. *Rand Mines*.

Werk, M., Ozdemir, B., Ragoub, B., Dunbrack, T. y Kumral, M. (2016). Cost analysis of material handling systems in open pit mining: case study on an iron ore prefeasibility study. *The engineering economist*, 62(4), 369-386.

ANEXOS

ANEXO A: RELACIONES ENTRE LAS VARIABLES DEL SISTEMA DE CAMIONES NO-AUTÓNOMOS

Variable	Fórmula
Velocidad camión cargado horizontal [km/h]	$\frac{46 * \text{Meses verano} + 43,2 * \text{Meses invierno}}{12}$
Velocidad camión descargado horizontal [km/h]	$\frac{47 * \text{Meses verano} + 44,2 * \text{Meses invierno}}{12}$
Velocidad camión cargado subiendo [km/h]	$\frac{(870.194 * \text{Rampa}^4 - 207.543 * \text{Rampa}^3 + 16.952 * \text{Rampa}^2 - 705 * \text{Rampa} + 31) * \text{Meses verano} + (0,0091 * \text{Rampa}^4 - 0,203 * \text{Rampa}^3 + 1,5723 * \text{Rampa}^2 - 6,18 * \text{Rampa} + 26) * \text{Meses invierno}}{12}$
Velocidad camión descargado bajando [km/h]	$\frac{(0,0027 * \text{Rampa}^4 - 0,074 * \text{Rampa}^3 + 0,636 * \text{Rampa}^2 - 2,36 * \text{Rampa} + 30) * \text{Meses verano} + (0,0024 * \text{Rampa}^4 - 0,0662 * \text{Rampa}^3 + 0,562 * \text{Rampa}^2 + 2,08 * \text{Rampa} + 27) * \text{Meses invierno}}{12}$
Material total [ton/año]	$\text{Material planta} + \text{Material botadero} + \text{Material stockpile}$
Disponibilidad camión [%]	$0,00002 * \text{Edad flota}^2 - 0,0044 * \text{Edad flota} + 0,8373$
Ton/baldada pala [ton]	$\text{Capacidad balde pala} * \text{Factor de llenado balde} * \frac{\text{Densidad in situ}}{\text{Factor de esponjamiento}} * (1 - \text{Humedad})$
Capacidad ajustada camión [ton]	$\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}$
Ciclo baldada [#]	$\frac{\text{Capacidad ajustada camión}}{\text{Ton/baldada pala}}$
Capacidad real camión [ton]	$\text{Ciclo baldada} * \text{Ton/baldada pala}$
Tiempo carga camión [h]	$\text{Ciclo baldada} * \text{Tiempo palada}$
Tiempo fijo camión [h]	$\text{Tiempo carga camión} + \text{Tiempo descarga camión} + \text{Tiempo cola camión}$
Distancia out pit media [km]	$\frac{\text{Distancia out pit planta} * \text{Material planta} + \text{Distancia out pit botadero} * \text{Material botadero} + \text{Distancia out pit stockpile} * \text{Material stockpile}}{\text{Material total}}$
Tiempo de ciclo [h]	$\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión cargado subiendo}} + \frac{\text{Distancia out pit media}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} + \frac{\text{Distancia out pit media}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} + \frac{\text{Distancia out pit media}}{\text{Velocidad camión vacío bajando}} + \text{Tiempo fijo camión}$
Rendimiento camión [ton/h]	$\frac{\text{Capacidad real camión}}{\text{Tiempo de ciclo}}$
Nº camiones [# /año]	$\frac{\text{Material total}}{\text{Rendimiento camión} * 24 * 365 * \text{Disponibilidad camión}}$
Nº operadores [# /año]	$-0,0002 * \text{Nº camiones}^2 + 4,1766 * \text{Nº camiones} - 2,6529$
Horas operativas camiones cargados horizontal [h/año]	$\frac{\text{Material planta} * \left(\frac{\text{Distancia out pit planta}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}} + \frac{\text{Material botadero} * \left(\frac{\text{Distancia out pit botadero}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}} + \frac{\text{Material stockpile} * \left(\frac{\text{Distancia out pit stockpile}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}$
Horas operativas camiones descargados horizontal [h/año]	$\frac{\text{Material planta} * \left(\frac{\text{Distancia out pit planta}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}} + \frac{\text{Material botadero} * \left(\frac{\text{Distancia out pit botadero}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}} + \frac{\text{Material stockpile} * \left(\frac{\text{Distancia out pit stockpile}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}$
Horas operativas camiones cargados subiendo [h/año]	$\frac{\text{Material total} * \left(\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión cargado subiendo}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}$
Horas operativas camiones descargados bajando [h/año]	$\frac{\text{Material total} * \left(\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión vacío bajando}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}$
Horas operativas camiones tiempos fijos [h/año]	$\frac{\text{Material total} * \text{Tiempo fijo camión}}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}$
Horas operativas totales camiones [h/año]	$\text{Horas operativas camiones cargados horizontal} + \text{Horas operativas camiones vacíos horizontal} + \text{Horas operativas camiones cargados subiendo} + \text{Horas operativas camiones vacíos bajando} + \text{Horas operativas camiones tiempos fijos}$

La función de costos del sistema de camiones no-autónomos está formada por los costos anuales fijos y variables. Entre los costos fijos anuales están los gastos de personal (planificadores, gerentes, supervisores y superintendentes) y el contrato de mantenimiento de los neumáticos. Los costos variables anuales son el combustible, lubricante del camión, lubricante de los componentes, reemplazos (tolvas, neumáticos y llantas), contratos de camiones, riego de caminos, mantenimiento de caminos, operadores, mantenimiento (preventivo y correctivo) y la energía.

- La función de costos laboral asociada al planificador (ecuación A.1) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de planificadores por año (1 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor de la remuneración por ajustes de mercado, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Planificador = \frac{Remuneración\ planificador * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.1)$$

- La función de costos laboral asociada al gerente (ecuación A.2) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de gerentes por año (4 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor de la remuneración, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Gerente = \frac{4 * Remuneración\ gerente * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.2)$$

- La función de costos laboral asociada al superintendente (ecuación A.3) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de superintendentes por año (1 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor de la

remuneración por ajustes de mercado, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Superintendente = \frac{Remuneración\ superintendente * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.3)$$

- La función de costos laboral asociada al supervisor (ecuación A.4) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de supervisores por año (4 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor de la remuneración por ajustes de mercado, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Supervisor = \frac{4 * Remuneración\ supervisor * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.4)$$

- La función de costos del contrato de mantenimiento de neumáticos (aplicado en el costo de transporte anual) es constante en el tiempo y no depende de otra variable (ecuación A.5). Este valor se obtiene de datos de un estudio (GEM, 2020).

$$Contrato\ de\ mantenimiento\ de\ neumáticos = 0,01 \quad (A.5)$$

- La función de costos estimada para el costo asociado al combustible se basa en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). El número de horas operativas totales de los camiones multiplicado por el consumo y precio del combustible (primera parte de la ecuación A.6). Lo anterior, diferenciando si el camión está vacío o cargado y operando en subida o bajada. Adicionalmente, se integra una relación matemática que lo aumenta dependiendo de la edad del equipo (segunda parte de la ecuación A.6). Esta relación matemática se construye en base a datos del consumo de combustible versus la edad del equipo (Pascual, 2005), a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-1). Lo

anterior, se multiplica por 1.000 (para dejar en US\$ el valor) y por el número de camiones de la flota.

$$\begin{aligned}
 & \text{Combustible} = \\
 & \frac{(\text{Horas operativas camiones cargados horizontal} * \text{Consumo combustible camión cargado horizontal} + \\
 & \quad \text{Horas operativas camiones vacíos horizontal} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal} + \\
 & \quad \text{Horas operativas camiones cargados subiendo} * \text{Consumo combustible camión cargado subiendo} + \\
 & \quad \text{Horas operativas camiones vacíos bajando} * \text{Consumo combustible camión vacío bajando} + \\
 & \quad \text{Horas operativas camiones tiempos fijos} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal})}{\text{Material total}} \\
 & * \text{Precio combustible} + \frac{(0,1224 * \text{Edad flota}^2 + 1,431 * \text{Edad flota} - 1,5257) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (\text{A.6})
 \end{aligned}$$

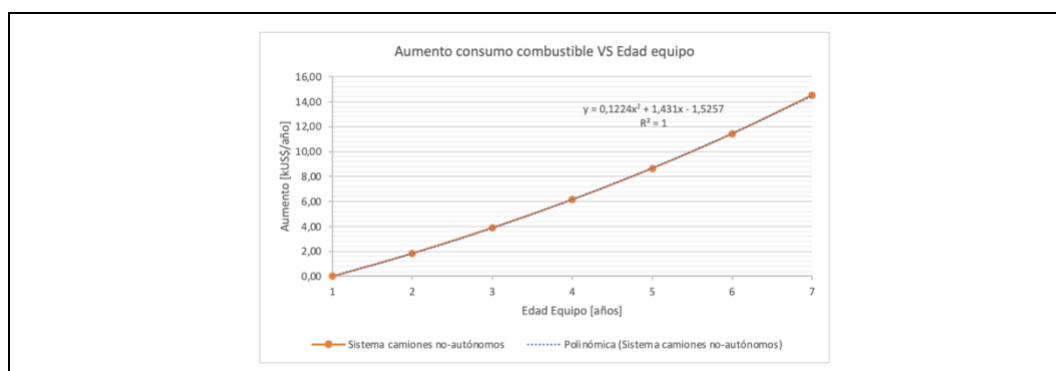


Figura A-1: Aumento consumo combustible

- Las funciones de costos estimadas para los costos asociados a lubricantes del camión y lubricantes de los diferentes componentes del camión se basan en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Esto es el número de horas operativas totales de los camiones multiplicado por el consumo y precio de los diferentes lubricantes (primera parte de la ecuación A.7). Adicionalmente, se incorpora una relación matemática (segunda parte de la ecuación A.7) que aumenta este costo dependiendo de la edad del equipo. Esta relación matemática se construye en base a datos del consumo de lubricante versus

la edad del equipo (Pascual, 2005), a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-2). Lo anterior, se pondera por 1.000 (para dejar en US\$ el valor) y por el número de camiones de la flota.

$$Lubricantes = \frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante camión} * \text{Precio lubricante}}{\text{Material total}} + \frac{(0,0082 * \text{Edad flota}^2 + 0,2261 * \text{Edad flota} - 0,2343) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (\text{A.7})$$

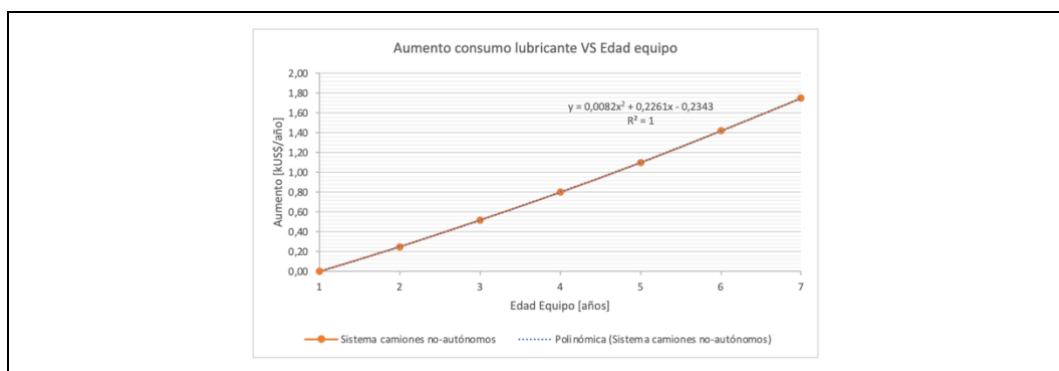


Figura A-2: Aumento consumo lubricante

En la ecuación anterior, las horas operativas totales de los camiones (ecuación A.8) corresponde a la suma de las horas operativas de los camiones por trayecto; cargados horizontal, descargados horizontal, cargados subiendo, descargados bajando y los tiempos fijos (tiempo de carga, descarga y en cola). Las horas operativas se calculan en base a la distancia y velocidad diferenciada para cada trayecto especificado, por ejemplo las horas de los camiones cargados subiendo queda representado por la ecuación A.9. Estas ecuaciones se basan en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013).

$$\text{Horas totales camiones} = \text{Horas cargados horizontal} + \text{Horas vacíos horizontal}$$

$$+ \text{Horas cargados subiendo} + \text{Horas vacíos bajando} + \text{Horas tiempos fijos} \quad (\text{A.8})$$

$$\text{Horas cargados subiendo} = \frac{\text{Material total} \cdot \left(\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{velocidad camión cargado subiendo}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} \cdot \text{Factor de llenado camión}} \quad (\text{A.9})$$

La velocidad del camión cargado subiendo y la velocidad del camión descargado bajando quedan representadas por las ecuaciones A.10 y A.11, respectivamente.

La ecuación A.10 pondera la cantidad de meses de verano e invierno por año con las respectivas fórmulas de velocidad del camión cargado subiendo, estas última obtenidas de datos (GEM; 2020) a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-3). Lo anterior, ya que las velocidades difieren en los meses de verano e invierno.

$$\text{Velocidad camión cargado subiendo} = \frac{(870.194 \cdot \text{Rampa}^4 - 207.543 \cdot \text{Rampa}^3 + 16.952 \cdot \text{Rampa}^2 - 705 \cdot \text{Rampa} + 31) \cdot \text{Meses verano} + (0.0091 \cdot \text{Rampa}^4 - 0.203 \cdot \text{Rampa}^3 + 1.5723 \cdot \text{Rampa}^2 - 6.18 \cdot \text{Rampa} + 26) \cdot \text{Meses invierno}}{12} \quad (\text{A.10})$$

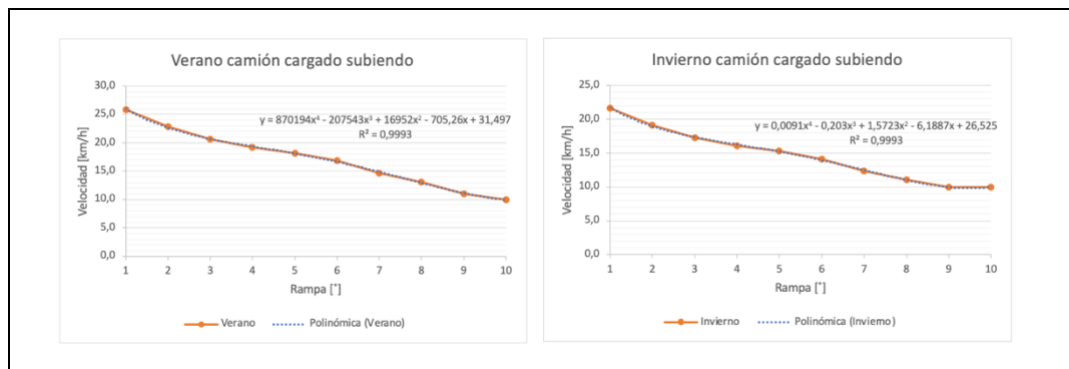


Figura A-3: Velocidades camión cargado subiendo

La ecuación A.11 pondera la cantidad de meses de verano e invierno por año con las respectivas fórmulas de velocidad del camión descargado bajando, estas última obtenidas de datos (GEM; 2020) a los cuales se les ajustó una línea de tendencia

(Figura A-4). Lo anterior, ya que las velocidades difieren en los meses de verano e invierno.

$$Velocidad\ camión\ descargado\ bajando = \frac{(0,0027 \cdot Rampa^4 - 0,07492 \cdot Rampa^3 + 0,6366 \cdot Rampa^2 - 2,36 \cdot Rampa + 30) \cdot Meses\ verano + (0,0024 \cdot Rampa^4 - 0,0662 \cdot Rampa^3 + 0,5625 \cdot Rampa^2 + 2,08 \cdot Rampa + 27) \cdot Meses\ invierno}{12} \quad (A.11)$$

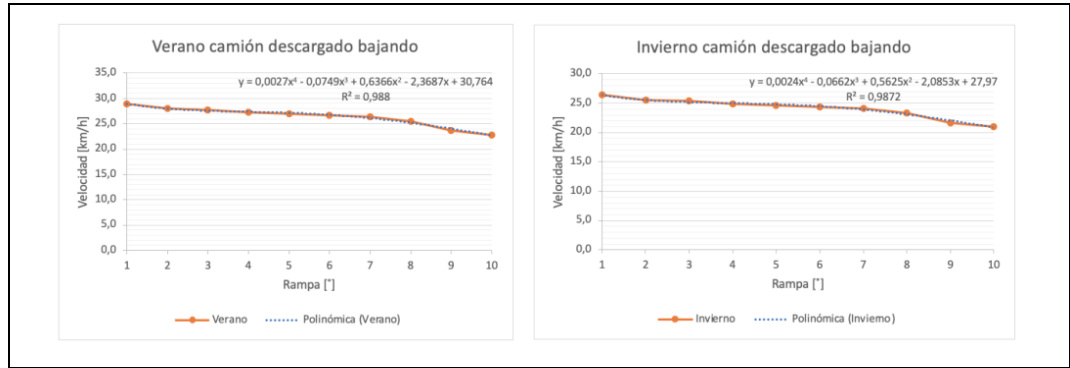


Figura A-4: Velocidades camión descargado bajando

- Las funciones de costos estimadas para los costos asociados al reemplazo de neumáticos, tolvas y llantas, calculan el número de reemplazos requeridos por año, lo cual es multiplicado por el precio unitario de estos insumos. Lo anterior, utilizando como base la vida útil de cada uno, la cantidad de camiones por año y las horas operativas totales de los camiones. Las funciones estimadas para al reemplazo de neumáticos, tolvas y llantas quedan representadas por las ecuaciones A.12, A.13 y A.14, respectivamente. Estas ecuaciones se basan en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Para el caso de los neumáticos y llantas, el número de repuestos se pondera por 4 dado que cada camión está compuesto por 4 de estas piezas.

$$Neumáticos = \frac{\left(\frac{Horas\ operativas\ totales\ camiones}{N^{\circ}\ camiones \cdot Vida\ útil\ neumático} \right) * 4 * Precio\ neumático * N^{\circ}\ camiones}{Material\ total} \quad (A.12)$$

$$Tolvas = \frac{\left(\frac{Horas\ operativas\ totales\ camiones}{N^{\circ}\ camiones \cdot Vida\ útil\ tolva} \right) * Precio\ tolva * N^{\circ}\ camiones}{Material\ total} \quad (A.13)$$

$$Llantas = \frac{\left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones}}{N^{\circ} \text{ camiones} * \text{Vida útil llanta}}\right) * 4 * \text{Precio llanta} * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} \quad (\text{A.14})$$

- La función de costos de la cantidad de camiones por año (ecuación A.15) se derivó de la metodología definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Se calcula el rendimiento del camión (incorporando la disponibilidad mecánica) considerando la capacidad real del camión (estimada en base a la capacidad de la pala) y el tiempo de ciclo.

$$N^{\circ} \text{ camiones} = \frac{\text{Material total}}{\text{Rendimiento camión} * 24 * 365 * \text{Disponibilidad camión}} \quad (\text{A.15})$$

Donde el rendimiento del camión y la capacidad real camión quedan representados por las ecuaciones A.16 y A.17, respectivamente.

$$\text{Rendimiento camión} = \frac{\text{Capacidad real camión}}{\text{Tiempo de ciclo}} \quad (\text{A.16})$$

$$\text{Capacidad real camión} = \text{Ciclo baldada} * \text{Ton/baldada pala} \quad (\text{A.17})$$

En las ecuaciones anteriores, el ciclo baldada y las ton/baldada pala quedan representados por las ecuaciones A.18 y A.19, respectivamente. Es importante mencionar que el valor del ciclo baldada debe ser redondeado al entero inferior.

$$\text{Ciclo baldada} = \frac{\text{Capacidad ajustada camión}}{\text{Ton/baldada pala}} \quad (\text{A.18})$$

$$\text{Ton/baldada pala} = \text{Capacidad balde pala} * \text{Factor de llenado balde} * \frac{\text{Densidad in situ}}{\text{Factor de esponjamiento}} * (1 - \text{Humedad}) \quad (\text{A.19})$$

Por otro lado, la disponibilidad del camión (ecuación A.20) es calculada en base a datos de disponibilidad versus la edad del equipo, se determinó la relación matemática entre estas dos variables (GEM, 2020). Esto último, se obtuvo al realizar un ajuste de una línea de tendencia a los datos (Figura A-5).

$$\text{Disponibilidad} = 0,00002 * \text{Edad flota}^2 - 0,0044 * \text{Edad flota} + 0,8373 \quad (\text{A.20})$$

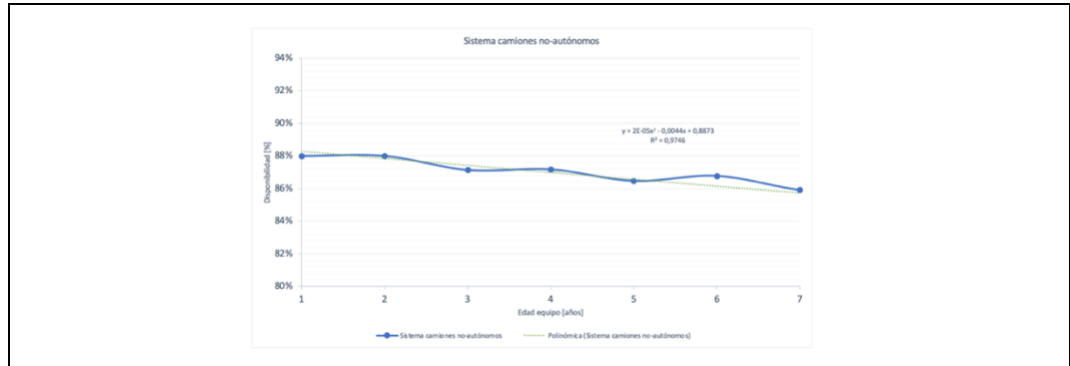


Figura A-5: Disponibilidad

- La función de costos para el contrato de camiones (ecuación A.21) depende directamente de la cantidad de camiones multiplicado por el valor del contrato por camión (GEM, 2020).

$$\text{Contrato camiones} = \frac{N^{\circ} \text{ camiones} \cdot \text{Valor contrato}}{\text{Material total}} \quad (\text{A.21})$$

- Las funciones de costos estimadas para los costos asociados al riego y mantenimiento de caminos se basan en la relación matemática definidas en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Las horas operativas multiplicadas por el consumo de ambos equipos respectivamente y el precio del combustible.

$$\text{Riego caminos} = \frac{\text{Horas riego caminos} \cdot 365 \cdot \text{Consumo combustible regador} \cdot \text{Precio combustible}}{\text{Material total}} \quad (\text{A.22})$$

$$\text{Mantenimiento caminos} = \frac{\text{Consumo combustible equipo mantención caminos} \cdot \text{Precio combustible} \cdot \text{Horas mantención caminos} \cdot 365}{\text{Material total}} \quad (\text{A.23})$$

- La función de costos estimada para el costo laboral de los operadores se basó en la cantidad requerida de trabajadores para los camiones (que, a su vez, depende de la cantidad de camiones) (GEM, 2020). Adicionalmente, se incorpora la tasa de incremento en las remuneraciones por año. Este costo queda representado por la ecuación A.24.

$$\text{Laboral Operadores} = \frac{N^{\circ} \text{ operadores} \cdot \text{Remuneración operador} \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año})}{\text{Material total}} \quad (\text{A.24})$$

- La función de costos estimada para el costo de mantenimiento preventivo se calcula en base a el valor de la mantención por hora operativa de cada camión (considerando un camión de 300 ton) en función de la edad del equipo. Esta ecuación se obtiene de los datos presentados en la Tabla 3-5 del capítulo 3 (GEM, 2020) a los cuales se les ajustó una línea de tendencia, la cual queda representada por la ecuación A.25.

$$\begin{aligned}
 \text{Mantenimiento preventivo} = & \frac{\left(\frac{(10^{-18} * \text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año})^2}{\text{Nº camiones}} + \left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{\text{Nº camiones} * 5.000} \right) + 111 \right)}{\text{Material total}} \\
 & * \frac{\frac{\text{Capacidad nominal camión}}{300} * \text{Horas operativas totales camiones}}{\text{Material total}} \quad (\text{A.25})
 \end{aligned}$$

- La función de costos estimada para el costo de mantenimiento correctivo (ecuación A.26) se calcula con el valor de hora de mantenimiento multiplicando por las horas requeridas por año (que depende de la cantidad de camiones). Esta relación se basa en la fórmula de mantenimiento correctivo (Pascual, 2005). Adicionalmente, se incorpora un incremento en el valor por hora del mantenimiento (representado por la fórmula $26,2 * LN(\text{Edad flota}) + 4,3$ incorporada en la ecuación A.26), debido al aumento de la edad del equipo (Pascual, 2005). Esta fórmula se obtiene de la línea de tendencia ajustada a los datos disponibles de la Figura A-6.

$$\text{Mantenimiento correctivo} = \frac{(0,1 * \text{Capacidad nominal camión} + 72,8 + 26,2 * LN(\text{Edad flota}) + 4,3) * 365 * \text{Nº camiones}}{\text{Material total}} \quad (\text{A.26})$$

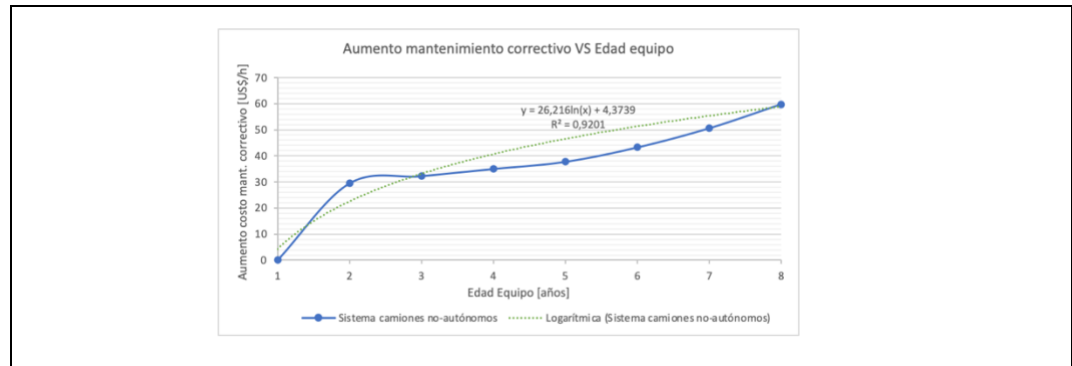


Figura A-6: Mantenimiento correctivo

- La función de costos de la energía (ecuación A.27) se calcula por la función que multiplica el consumo energético por año y el precio de la energía (Hustrulid et al., 2013).

$$Energía = \frac{\text{Consumo energía} \cdot \text{Precio electricidad}}{\text{Material total}} \quad (A.27)$$

ANEXO B: RELACIONES ENTRE LAS VARIABLES DEL AHS

Variable	Fórmula
Velocidad camión cargado horizontal [km/h]	$\frac{46 * \text{Meses verano} + 43,2 * \text{Meses invierno}}{12} * 0,93$
Velocidad camión descargado horizontal [km/h]	$\frac{47 * \text{Meses verano} + 44,2 * \text{Meses invierno}}{12} * 0,93$
Velocidad camión cargado subiendo [km/h]	$\frac{(870.194 * \text{Rampa}^4 - 207.543 * \text{Rampa}^3 + 16.952 * \text{Rampa}^2 - 705 * \text{Rampa} + 31) * \text{Meses verano} + (0,0091 * \text{Rampa}^4 - 0,203 * \text{Rampa}^3 + 1,5723 * \text{Rampa}^2 - 6,18 * \text{Rampa} + 26) * \text{Meses invierno}}{12} * 0,93$
Velocidad camión descargado bajando [km/h]	$\frac{(0,0027 * \text{Rampa}^4 - 0,074 * \text{Rampa}^3 + 0,636 * \text{Rampa}^2 - 2,36 * \text{Rampa} + 30) * \text{Meses verano} + (0,0024 * \text{Rampa}^4 - 0,0662 * \text{Rampa}^3 + 0,562 * \text{Rampa}^2 + 2,08 * \text{Rampa} + 27) * \text{Meses invierno}}{12} * 0,93$
Material total [ton/año]	<i>Material planta + Material botadero + Material stockpile</i>
Disponibilidad camión [%]	$0,00002 * \text{Edad flota}^2 - 0,0046 * \text{Edad flota} + 0,9316$
Ton/baldada pala [ton]	$\frac{\text{Capacidad balde pala} * \text{Factor de llenado balde} * \text{Densidad in situ}}{\text{Factor de esponjamiento}} * (1 - \text{Humedad})$
Capacidad ajustada camión [ton]	<i>Capacidad nominal camión * Factor de llenado camión</i>
Ciclo baldada [#]	$\frac{\text{Capacidad ajustada camión}}{\text{Ton/baldada pala}}$
Capacidad real camión [ton]	<i>Ciclo baldada * Ton/baldada pala</i>
Tiempo carga camión [h]	<i>Ciclo baldada * Tiempo palada</i>
Tiempo fijo camión [h]	<i>Tiempo carga camión + Tiempo descarga camión + Tiempo cola camión</i>
Distancia out pit media [km]	$\frac{\text{Distancia out pit planta} * \text{Material planta} + \text{Distancia out pit botadero} * \text{Material botadero} + \text{Distancia out pit stockpile} * \text{Material stockpile}}{\text{Material total}}$
Tiempo de ciclo [h]	$\frac{\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión cargado subiendo}} + \frac{\text{Distancia out pit media}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} + \frac{\text{Distancia out pit media}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} + \frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión vacío bajando}} + \text{Tiempo fijo camión}}{2}$
Rendimiento camión [ton/h]	$\frac{\text{Capacidad real camión}}{\text{Tiempo de ciclo}}$
Nº camiones [# /año]	$\frac{\text{Rendimiento camión} * 24 * 365 * \text{Disponibilidad camión}}{\text{Material total}}$
Nº operadores [# /año]	$f = 0,4482 * \text{Nº camiones}$
Horas operativas camiones cargados horizontal [h/año]	$\frac{\text{Material planta} * \left(\frac{\text{Distancia out pit planta}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión} + \text{Material botadero} * \left(\frac{\text{Distancia out pit botadero}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión} + \text{Material stockpile} * \left(\frac{\text{Distancia out pit stockpile}}{\text{Velocidad camión cargado horizontal}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}{2}$
Horas operativas camiones descargados horizontal [h/año]	$\frac{\text{Material planta} * \left(\frac{\text{Distancia out pit planta}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión} + \text{Material botadero} * \left(\frac{\text{Distancia out pit botadero}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión} + \text{Material stockpile} * \left(\frac{\text{Distancia out pit stockpile}}{\text{Velocidad camión vacío horizontal}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}{2}$
Horas operativas camiones cargados subiendo [h/año]	$\frac{\text{Material total} * \left(\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión cargado subiendo}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}{2}$
Horas operativas camiones descargados bajando [h/año]	$\frac{\text{Material total} * \left(\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión vacío bajando}} \right) + \text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}{2}$
Horas operativas camiones tiempos fijos [h/año]	$\frac{\text{Material total} * \text{Tiempo fijo camión}}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}}$
Horas operativas totales camiones [h/año]	<i>Horas operativas camiones cargados horizontal + Horas operativas camiones vacíos horizontal + Horas operativas camiones cargados subiendo + Horas operativas camiones vacíos bajando + Horas operativas camiones tiempos fijos</i>

La función de costos del AHS está formada por los costos anuales fijos y variables. Entre los costos fijos anuales están los gastos de personal (planificadores, gerentes, supervisores y superintendentes), el contrato de mantenimiento de los neumáticos, el soporte y licencia del AHS. Los costos variables anuales son el combustible, lubricante del camión, lubricante de los componentes, reemplazos (tolvas, neumáticos y llantas), contratos de camiones, riego de caminos, mantenimiento de caminos, operadores, mantenimiento (preventivo y correctivo) y la energía.

- La función de costos laboral asociada al planificador (ecuación A.28) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de planificadores por año (1 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor de la remuneración por ajustes de mercado, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Planificador = \frac{Remuneración\ planificador * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.28)$$

- La función de costos laboral asociada al gerente (ecuación A.29) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de gerentes por año (4 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor de la remuneración, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Gerente = \frac{4 * Remuneración\ gerente * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.29)$$

- La función de costos laboral asociada al superintendente (ecuación A.30) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de superintendentes por año (1 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor

de la remuneración por ajustes de mercado, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Superintendente = \frac{Remuneración\ superintendente * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.30)$$

- La función de costos laboral asociada al supervisor (ecuación A.31) se calcula de la multiplicación entre la cantidad de supervisores por año (2 por año; GEM, 2020), por el valor de la remuneración y un incremento anual al valor de la remuneración por ajustes de mercado, lo anterior dividido en el material total por año.

$$Supervisor = \frac{2 * Remuneración\ supervisor * (1 + Tasa\ incremento\ remuneración * Año)}{Material\ total} \quad (A.31)$$

- La función de costos del contrato de mantenimiento de neumáticos (aplicado en el costo de transporte anual) es constante en el tiempo y no depende de otra variable (ecuación A.32). Este valor se obtiene de datos de un estudio (GEM, 2020).

$$Contrato\ de\ mantenimiento\ de\ neumáticos = 0,01 \quad (A.32)$$

- La función de costos para el soporte y licencia AHS es la ecuación A.33, la cual es constante en el tiempo, no depende de otra variable y es aplicado sobre el costo de transporte anual. Este valor se obtiene de datos de un estudio (GEM, 2020).

$$Soporte\ y\ licencia\ del\ AHS = 0,0001 \quad (A.33)$$

- La función de costos estimada para el costo asociado al combustible se basa en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). El número de horas operativas totales de los camiones multiplicado por el consumo y precio del combustible (primera parte de la ecuación A.34). Lo anterior, diferenciando si el camión está vacío o cargado y operando en subida o bajada.

Adicionalmente, se integra una relación matemática que lo aumenta dependiendo de la edad del equipo (segunda parte de la ecuación A.34). Esta relación matemática se construye en base a datos del consumo de combustible versus la edad del equipo (Pascual, 2005), a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-7). Lo anterior, se multiplica por 1.000 (para dejar en US\$ el valor) y por el número de camiones de la flota. Adicionalmente, se multiplica por el factor 0,9 dado que el AHS presenta un menor consumo de combustible (10% menos) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

Combustible =

$$\begin{aligned}
 & \frac{(\text{Horas operativas camiones cargados horizontal} * \text{Consumo combustible camión cargado horizontal} + \\
 & \text{Horas operativas camiones vacíos horizontal} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal} + \\
 & \text{Horas operativas camiones cargados subiendo} * \text{Consumo combustible camión cargado subiendo} + \\
 & \text{Horas operativas camiones vacíos bajando} * \text{Consumo combustible camión vacío bajando} + \\
 & \text{Horas operativas camiones tiempos fijos} * \text{Consumo combustible camión vacío horizontal})}{\text{Material total}} \\
 & * \text{Precio combustible} * 0,9 + \frac{(0,1224 * \text{Edad flota}^2 + 1,431 * \text{Edad flota} - 1,5257) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,9 \quad (\text{A.34})
 \end{aligned}$$

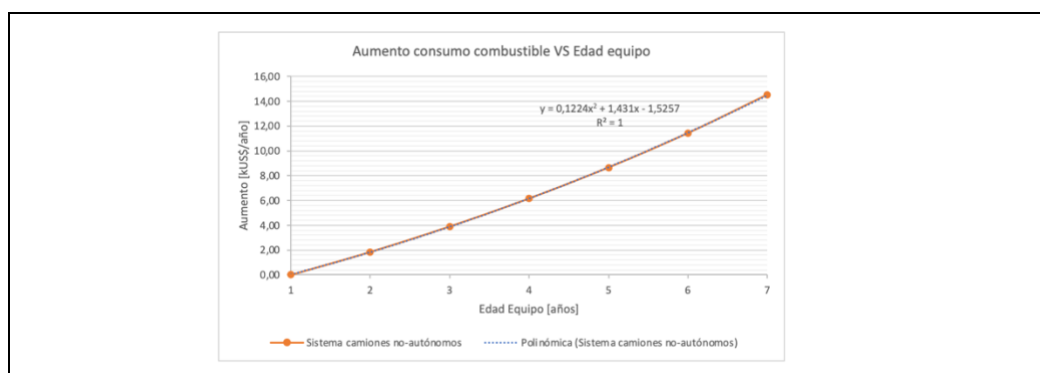


Figura A-7: Aumento consumo combustible

- Las funciones de costos estimadas para los costos asociados a lubricantes del camión y lubricantes de los diferentes componentes del camión se basan en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013).

Esto es el número de horas operativas totales de los camiones multiplicado por el consumo y precio de los diferentes lubricantes (primera parte de la ecuación A.35). Adicionalmente, se incorpora una relación matemática (segunda parte de la ecuación A.35) que aumenta este costo dependiendo de la edad del equipo. Esta relación matemática se construye en base a datos del consumo de lubricante versus la edad del equipo (Pascual, 2005), a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-8). Lo anterior, se pondera por 1.000 (para dejar en US\$ el valor) y por el número de camiones de la flota. Adicionalmente, se multiplica por el factor 0,9 ya que el AHS presenta un menor consumo de lubricante (10% menos) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

$$\text{Lubricantes} = \frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Consumo lubricante camión} * \text{Precio lubricante}}{\text{Material total}} * 0,9 + \frac{(0,0082 * \text{Edad flota}^2 + 0,2261 * \text{Edad flota} - 0,2343) * 1.000 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,9 \quad (\text{A.35})$$

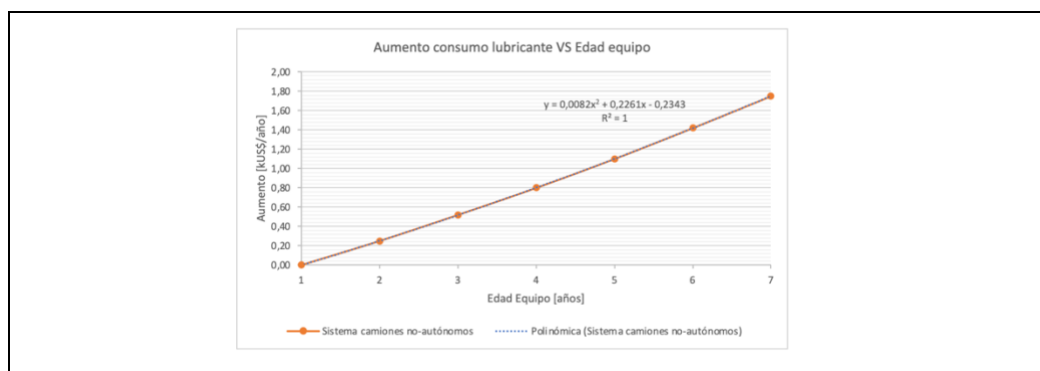


Figura A-8: Aumento consumo lubricante

En la ecuación anterior, las horas operativas totales de los camiones (ecuación A.36) corresponde a la suma de las horas operativas de los camiones por trayecto;

cargados horizontal, descargados horizontal, cargados subiendo, descargados bajando y los tiempos fijos (tiempo de carga, descarga y en cola). Las horas operativas se calculan en base a la distancia y velocidad diferenciada para cada trayecto especificado, por ejemplo las horas de los camiones cargados subiendo queda representado por la ecuación A.37. Estas ecuaciones se basan en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013).

$$\begin{aligned} \text{Horas totales camiones} = & \text{Horas cargados horizontal} + \text{Horas vacíos horizonta} \\ & + \text{Horas cargados subiendo} + \text{Horas vacíos bajando} + \text{Horas tiempos fijos} \end{aligned} \quad (\text{A.36})$$

$$\text{Horas cargados subiendo} = \frac{\text{Material total} * \left(\frac{\text{Distancia in pit}}{\text{Velocidad camión cargado subiendo}} \right)}{\text{Capacidad nominal camión} * \text{Factor de llenado camión}} \quad (\text{A.37})$$

La velocidad del camión cargado subiendo y la velocidad del camión descargado bajando quedan representadas por las ecuaciones A.38 y A.39, respectivamente.

La ecuación A.38 pondera la cantidad de meses de verano e invierno por año con las respectivas fórmulas de velocidad del camión cargado subiendo, estas última obtenidas de datos (GEM; 2020) a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-9). Lo anterior, ya que las velocidades difieren en los meses de verano e invierno. Adicionalmente, se multiplica por el factor 0,93 ya que el AHS presenta una menor velocidad (7% menos) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

$$\text{Velocidad camión cargado subiendo} = \frac{(870.194 * \text{Rampa}^4 - 207.543 * \text{Rampa}^3 + 16.952 * \text{Rampa}^2 - 705 * \text{Rampa} + 31) * \text{Meses verano} + (0.0091 * \text{Rampa}^4 - 0.203 * \text{Rampa}^3 + 1.5723 * \text{Rampa}^2 - 6.18 * \text{Rampa} + 26) * \text{Meses invierno}}{12} * 0,93 \quad (\text{A.38})$$

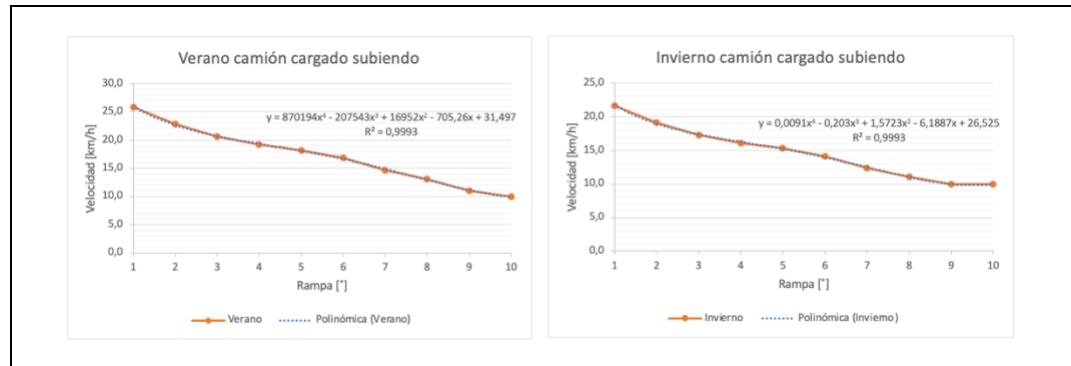


Figura A-9: Velocidades camión cargado subiendo

La ecuación A.39 pondera la cantidad de meses de verano e invierno por año con las respectivas fórmulas de velocidad del camión descargado bajando, estas última obtenidas de datos (GEM; 2020) a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-10). Lo anterior, ya que las velocidades difieren en los meses de verano e invierno. Adicionalmente, se multiplica por el factor 0,93 ya que el AHS presenta una menor velocidad (7% menos) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

$$\text{Velocidad camión descargado bajando} = \frac{(0,0027 \cdot \text{Rampa}^4 - 0,07492 \cdot \text{Rampa}^3 + 0,6366 \cdot \text{Rampa}^2 - 2,36 \cdot \text{Rampa} + 30) \cdot \text{Meses verano} + (0,0024 \cdot \text{Rampa}^4 - 0,0662 \cdot \text{Rampa}^3 + 0,5625 \cdot \text{Rampa}^2 + 2,08 \cdot \text{Rampa} + 27) \cdot \text{Meses invierno}}{12} * 0,93 \quad (\text{A.39})$$

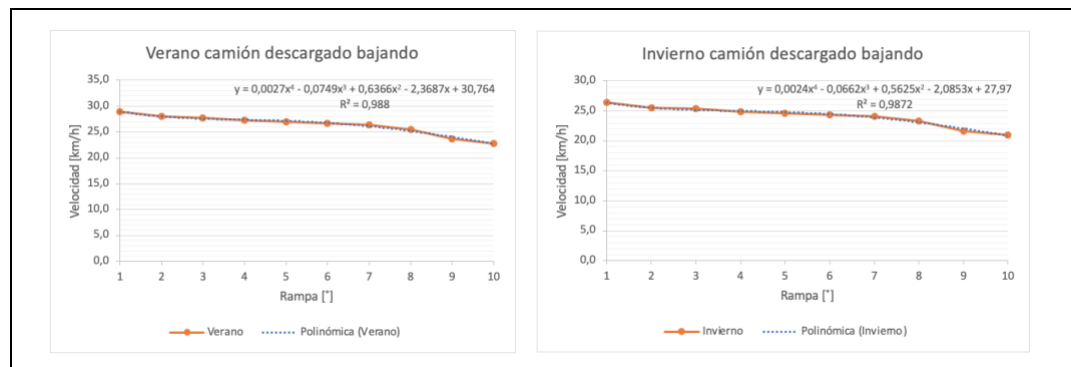


Figura A-10: Velocidades camión descargado bajando

- Las funciones de costos estimadas para los costos asociados al reemplazo de neumáticos, tolvas y llantas, calculan el número de reemplazos requeridos por año, lo cual es multiplicado por el precio unitario de estos insumos. Lo anterior, utilizando como base la vida útil de cada uno, la cantidad de camiones por año y las horas operativas totales de los camiones. Las funciones estimadas para al reemplazo de neumáticos, tolvas y llantas quedan representadas por las ecuaciones A.40, A.41 y A.42, respectivamente. Estas ecuaciones se basan en la relación matemática definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Para el caso de los neumáticos y llantas, el número de repuestos se pondera por 4 dado que cada camión está compuesto por 4 de estas piezas.

$$Neumáticos = \frac{\left(\frac{Horas\ operativas\ totales\ camiones}{N^{\circ}\ camiones * Vida\ útil\ neumático}\right) * 4 * Precio\ neumático * N^{\circ}\ camiones}{Material\ total} \quad (A.40)$$

$$Tolvas = \frac{\left(\frac{Horas\ operativas\ totales\ camiones}{N^{\circ}\ camiones * Vida\ útil\ tolva}\right) * Precio\ tolva * N^{\circ}\ camiones}{Material\ total} \quad (A.41)$$

$$Llantas = \frac{\left(\frac{Horas\ operativas\ totales\ camiones}{N^{\circ}\ camiones * Vida\ útil\ llanta}\right) * 4 * Precio\ llanta * N^{\circ}\ camiones}{Material\ total} \quad (A.42)$$

- La función de costos de la cantidad de camiones por año (ecuación A.43) se derivó de la metodología definida en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Se calcula el rendimiento del camión (incorporando la disponibilidad mecánica) considerando la capacidad real del camión (estimada en base a la capacidad de la pala) y el tiempo de ciclo.

$$N^{\circ}\ camiones = \frac{Material\ total}{Rendimiento\ camión * 24 * 365 * Disponibilidad\ camión} \quad (A.43)$$

Donde el rendimiento del camión y la capacidad real camión quedan representados por las ecuaciones A.44 y A.45, respectivamente.

$$Rendimiento\ camión = \frac{Capacidad\ real\ camión}{Tiempo\ de\ ciclo} \quad (A.44)$$

$$Capacidad\ real\ camión = Ciclo\ baldada * Ton/baldada\ pala \quad (A.45)$$

En las ecuaciones anteriores el ciclo baldada y ton/baldada pala quedan representados por las ecuaciones A.46 y A.47, respectivamente. Es importante mencionar que el valor del ciclo baldada debe ser redondeado al entero inferior.

$$Ciclo\ baldada = \frac{Capacidad\ ajustada\ camión}{Ton/baldada\ pala} \quad (A.46)$$

$$Ton/baldada\ pala = Capacidad\ balde\ pala * Factor\ de\ llenado\ balde * \frac{Densidad\ in\ situ}{Factor\ de\ esponjamiento} * (1 - Humedad) \quad (A.47)$$

Por otro lado, la disponibilidad del camión (ecuación A.48) es calculada en base a datos de disponibilidad versus la edad del equipo, se determinó la relación matemática entre estas dos variables (GEM, 2020). Esto último, se obtuvo al realizar un ajuste de una línea de tendencia a los datos (Figura A-11).

$$Disponibilidad = 0,00002 * Edad\ flota^2 - 0,0046 * Edad\ flota + 0,9316 \quad (A.48)$$

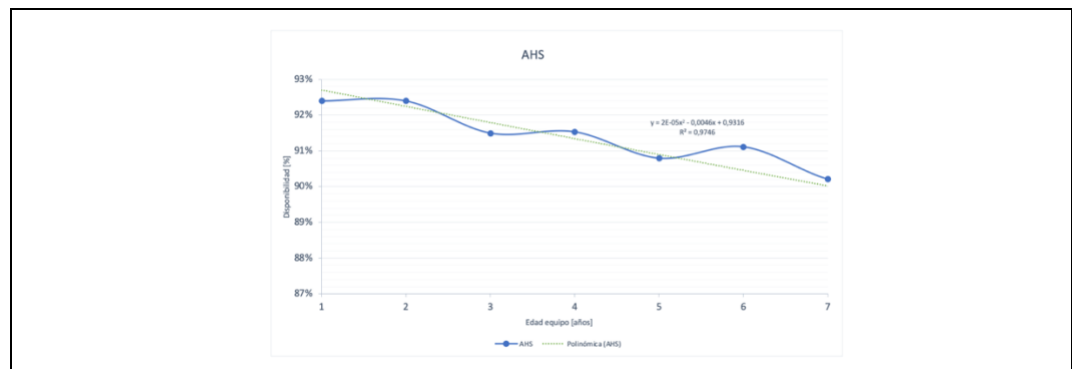


Figura A-11: Disponibilidad

- La función de costos para el contrato de camiones (ecuación A.49) depende directamente de la cantidad de camiones multiplicado por el valor del contrato por camión (GEM, 2020).

$$Contrato\ camiones = \frac{N^{\circ}\ camiones * Valor\ contrato}{Material\ total} \quad (A.49)$$

- Las funciones de costos estimadas para los costos asociados al riego y mantenimiento de caminos se basan en la relación matemática definidas en la literatura académica (Hustrulid et al., 2013). Las horas operativas multiplicadas por el consumo de ambos equipos respectivamente y el precio del combustible. La ecuación A.50 se multiplica por el factor 1,1 dado que el AHS presenta un mayor gasto en riego de caminos (10% más) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a). La ecuación A.51 se multiplica por el factor 1,15 ya que el AHS presenta un mayor gasto en mantenimiento de caminos (15% más) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

$$\text{Riego caminos} = \frac{\text{Horas riego caminos} \times 365 \times \text{Consumo combustible regador} \times \text{Precio combustible}}{\text{Material total}} * 1,1 \quad (\text{A.50})$$

$$\text{Mantenimiento caminos} =$$

$$\frac{\text{Consumo combustible equipo mantención caminos} \times \text{Precio combustible} \times \text{Horas mantención caminos} \times 365}{\text{Material total}} * 1,15 \quad (\text{A.51})$$

- La función de costos estimada para el costo laboral de los operadores se basó en la cantidad requerida de trabajadores para los camiones (que, a su vez, depende de la cantidad de camiones) (GEM, 2020). Adicionalmente, se incorpora la tasa de incremento en las remuneraciones por año. Este costo queda representado por la ecuación A.52.

$$\text{Laboral Operadores} = \frac{\text{Nº operadores} \times \text{Remuneración operador} \times (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \times \text{Año})}{\text{Material total}} \quad (\text{A.52})$$

- La función de costos estimada para el costo de mantenimiento preventivo se calcula en base a el valor de la mantención por hora operativa de cada camión (considerando un camión de 300 ton) en función de la edad del equipo. Esta ecuación se obtiene de los datos presentados en la Tabla 3-5 del capítulo 3 (GEM,

2020) a los cuales se les ajustó una línea de tendencia, la cual queda representada por la ecuación A.53. Esta ecuación se multiplica por el factor 1,07 dado que el AHS presenta un mayor gasto en mantenimiento preventivo (7% más) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

$$\text{Mantenimiento preventivo} = \frac{\left(\frac{(10^{-18} * \text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año})^2}{N^{\circ} \text{ camiones}} + \left(\frac{\text{Horas operativas totales camiones} * \text{Año}}{N^{\circ} \text{ camiones} * 5.000} \right) + 111 \right)}{\text{Material total}} * \frac{\frac{\text{Capacidad nominal camión}}{300} * \text{Horas operativas totales camiones}}{\text{Material total}} * 1,07 \quad (\text{A.53})$$

- La función de costos estimada para el costo de mantenimiento correctivo (ecuación A.54) se calcula con el valor de hora de mantenimiento multiplicando por las horas requeridas por año (que depende de la cantidad de camiones). Esta relación se basa en la fórmula de mantenimiento correctivo (Pascual, 2005). Adicionalmente, se incorpora un incremento en el valor por hora del mantenimiento (representado por la fórmula $26,2 * LN(\text{Edad flota}) + 4,3$ incorporada en la ecuación A.54), debido al aumento de la edad del equipo (Pascual, 2005). Esta fórmula se obtiene de la línea de tendencia ajustada a los datos disponibles de la Figura A-12. Adicionalmente, la ecuación A.54 se multiplica por el factor 0,92 ya que el AHS presenta un menor gasto en mantenimiento correctivo (8% menos) con respecto al sistema de camiones no-autónomos (Meech y Parreira, 2011a).

$$\text{Mantenimiento correctivo} = \frac{(0,1 * \text{Capacidad nominal camión} + 72,8 + 26,2 * LN(\text{Edad flota}) + 4,3) * 365 * N^{\circ} \text{ camiones}}{\text{Material total}} * 0,92 \quad (\text{A.54})$$

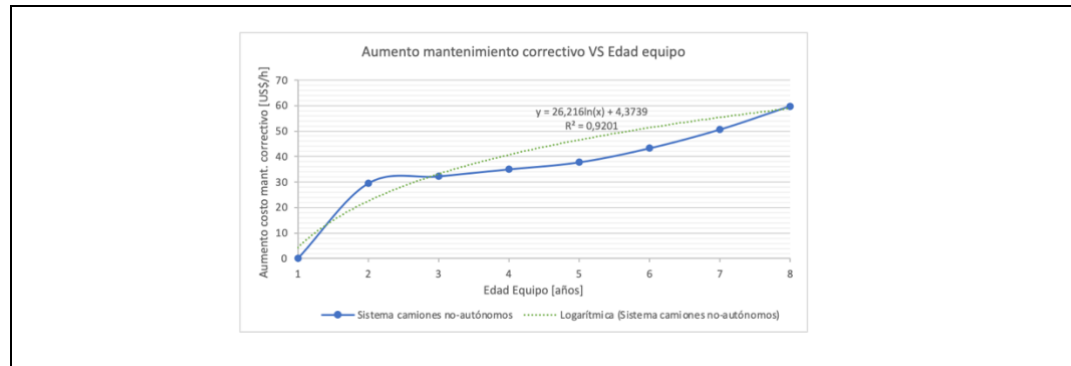


Figura A-12: Mantenimiento correctivo

- La función de costos de la energía (ecuación A.55) se calcula por la función que multiplica el consumo energético por año y el precio de la energía (Hustrulid et al., 2013).

$$Energía = \frac{\text{Consumo energía} \cdot \text{Precio electricidad}}{\text{Material total}} \quad (A.55)$$

ANEXO C: RELACIONES ENTRE LAS VARIABLES DEL SISTEMA IPCC

Variable	Fórmula
Largo correa <i>in pit</i> [km]	$\frac{(\text{Bancos por año} * \text{Altura banco})}{\text{Seno}(\text{Inclinación correa in pit}) * 1.000}$
Capacidad correa <i>in pit</i> [ton/h]	$\frac{(-0,0068 * \text{Ancho correa in pit}^2 + 5,054 * \text{Ancho correa in pit} - 103) * \text{Velocidad correa in pit}}{0,508}$
Capacidad correa <i>overland</i> [ton/h]	$\frac{(-0,0068 * \text{Ancho correa overland}^2 + 5,054 * \text{Ancho correa overland} - 103) * \text{Velocidad correa overland}}{0,508}$

La función de costos del sistema IPCC está formada por los costos anuales fijos y variables. Entre los costos fijos anuales está el contrato de soporte y mantenimiento, y los reemplazos de piezas (correa, rodillos, soporte, etc.). Los costos variables anuales son el costo operacional, laboral, y de energía de las correas *in pit* y *overland*. Adicionalmente, los costos de mantenimiento correctivo y preventivo de las correas *in pit* y *overland*, y el cambio modular de la correa *in pit*.

- La función de costos del contrato y soporte del sistema IPCC es un valor directamente proporcional al largo de la correa *in pit* y *overland* (correa en superficie con destino a la planta de procesamiento). Esto queda representado por la ecuación A.56 disponible en la bibliografía (Abbaspour y Drebenstedt, 2020).

$$\text{Soporte y mantenimiento} = \frac{32.000 * (\text{Largo correa in pit} + \text{Largo correa overland})}{\text{Material planta}} \quad (\text{A.56})$$

- Las funciones de los costos de reemplazo de la correa, los rodillos, el soporte, el motor, los cojinetes, los acoplamientos y el costo laboral asociado a estos reemplazos, son funciones que relacionan el largo y ancho de la correa *in pit* y *overland*, respectivamente. Lo anterior, en base a ecuaciones disponibles en la literatura académica (Vogel y Roberts, 2010).

El costo de reemplazo de la correa, los rodillos, el soporte, otras piezas (motor, cojinetes y acoplamientos); y el costo laboral asociado a estos reemplazos queda representado por las ecuaciones A.57, A.58, A.59, A.60 y A.61, respectivamente.

$$\text{Reemplazo correa} = \frac{(0,0031 * (\text{Largo correa overland} + \text{Largo correa in pit}) * 1,000) + 1,6303}{100} \quad (\text{A.57})$$

$$\text{Reemplazo rodillos} = \frac{(0,0015 * (\text{Largo correa overland} * 1,000) - 0,0077) * 1,500}{\text{Ancho correa overland} * 1,000} + \frac{(0,0015 * (\text{Largo correa in pit} * 1,000) - 0,0077) * 1,500}{\text{Ancho correa in pit} * 1,000} \quad (\text{A.58})$$

$$\text{Reemplazo soporte} = \frac{(0,0002 * (\text{Largo correa overland} * 1,000) - 0,0014) * 1,500}{\text{Ancho correa overland} * 1,000} + \frac{(0,0002 * (\text{Largo correa in pit} * 1,000) - 0,0014) * 1,500}{\text{Ancho correa in pit} * 1,000} \quad (\text{A.59})$$

$$\text{Reemplazo otras piezas} = \frac{(0,0003 \cdot (\text{Largo correa overland} \cdot 1.000) - 0,0016) \cdot 1.500}{\text{Ancho correa overland} \cdot 1.000} + \frac{(0,0003 \cdot (\text{Largo correa in pit} \cdot 1.000) - 0,0016) \cdot 1.500}{\text{Ancho correa in pit} \cdot 1.000} \quad (\text{A.60})$$

$$\text{Laboral reemplazos} = \frac{(0,0002 \cdot (\text{Largo correa overland} \cdot 1.000) + 0,0018) \cdot 1.500}{\text{Ancho correa overland} \cdot 10} + \frac{(0,0002 \cdot (\text{Largo correa in pit} \cdot 1.000) + 0,0018) \cdot 1.500}{\text{Ancho correa in pit} \cdot 10} \quad (\text{A.61})$$

- La función de costos operacional de la correa *in pit* y *overland* (ecuación A.62 y A.63, respectivamente) queda representada por la función que relaciona el largo, la capacidad y la disponibilidad de las correas respectivas. Estas ecuaciones están disponibles en la literatura académica (Werk et al., 2016).

$$\text{Operacional correa in pit} = \frac{52,9 \cdot \text{Largo correa in pit}}{0,6 \cdot \text{Capacidad correa in pit} \cdot \text{Disponibilidad correa in pit} \cdot \text{Material planta}} \quad (\text{A.62})$$

$$\text{Operacional correa overland} = \frac{109,2 \cdot \text{Largo correa overland}}{1,6 \cdot \text{Capacidad correa overland} \cdot \text{Disponibilidad correa overland} \cdot \text{Material planta}} \quad (\text{A.63})$$

- La función de costos de energía de la correa *in pit* y *overland* (ecuación A.64 y A.65, respectivamente) se representa por una función que relaciona el precio de la electricidad, consumo, largo, capacidad y disponibilidad de las correas respectivas. Estas ecuaciones están disponibles en la literatura académica (Werk et al., 2016).

$$\text{Energía correa in pit} = \text{Precio electricidad} * \left(\frac{\text{Consumo energía correa in pit} \cdot \text{Largo correa in pit}}{0,6 \cdot \text{Capacidad correa in pit} \cdot \text{Disponibilidad correa in pit} \cdot \text{Material planta}} \right) \quad (\text{A.64})$$

$$\text{Energía correa overland} = \text{Precio electricidad} * \left(\frac{\text{Consumo energía correa overland} \cdot \text{Largo correa overland}}{1,6 \cdot \text{Capacidad correa overland} \cdot \text{Disponibilidad correa overland} \cdot \text{Material planta}} \right) \quad (\text{A.65})$$

- La función de costos laboral de la correa *in pit* y *overland* (ecuación A.66 y A.67, respectivamente) se deriva de la función en base a largo, la disponibilidad y la capacidad de las correas correspondientes. Estas ecuaciones están disponibles en la literatura académica (Werk et al., 2016). Se incorpora en ambas ecuaciones la tasa de incremento en las remuneraciones por año.

$$\text{Laboral correa in pit} = \frac{75,49 \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año}) \cdot \text{Largo correa in pit}}{0,6 \cdot \text{Capacidad correa in pit} \cdot \text{Disponibilidad correa in pit} \cdot \text{Material planta}} \quad (\text{A.66})$$

$$\text{Laboral correa overland} = \frac{143,09 \cdot (1 + \text{Tasa incremento remuneración} \cdot \text{Año}) \cdot \text{Largo correa overland}}{1,6 \cdot \text{Capacidad correa overland} \cdot \text{Disponibilidad correa overland} \cdot \text{Material planta}} \quad (\text{A.67})$$

En las ecuaciones anteriores, la capacidad de la correa *in pit* y *overland* (ecuación A.68 y A.69, respectivamente) se derivan en función del ancho y la velocidad de cada correa respectiva. Lo anterior, en base a diferentes datos disponibles en la literatura académica (Vogel y Roberts, 2010) que relacionan el ancho de la correa con la capacidad y a los cuales se les ajustó una línea de tendencia (Figura A-13). Lo anterior ponderado por el factor de la velocidad (Werk et al., 2016).

$$\text{Capacidad correa in pit} = \frac{(-0,0068 \cdot \text{Ancho correa in pit}^2 + 5 \cdot \text{Ancho correa in pit} - 103) \cdot \text{Velocidad correa in pit}}{0,508} \quad (\text{A.68})$$

$$\text{Capacidad correa overland} = \frac{(-0,006 \cdot \text{Ancho correa overland}^2 + 5 \cdot \text{Ancho correa overland} - 103) \cdot \text{Velocidad correa overland}}{0,508} \quad (\text{A.69})$$

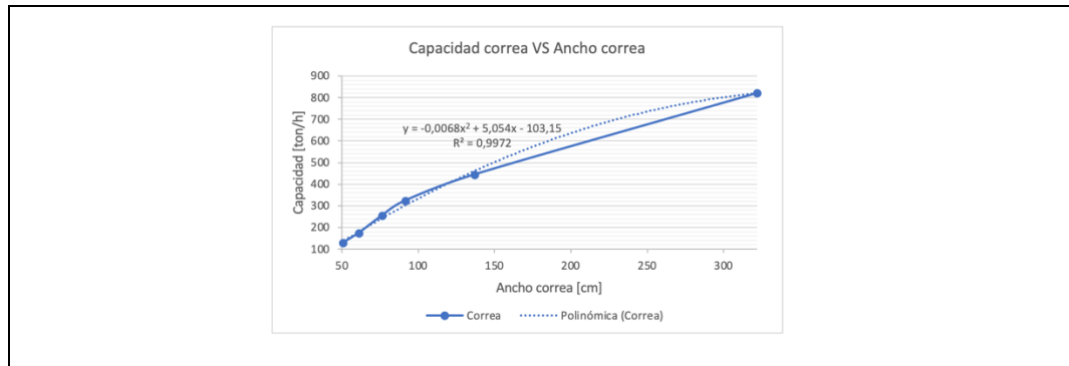


Figura A-13: Capacidad correa

- Las funciones de los costos de mantenimiento correctivo y preventivo de la correa *in pit* y *overland* (ecuaciones A.70, A.71 y A.72, A.73, respectivamente) son estimadas en base a las horas de mantenimiento requeridas, el valor del mantenimiento y el largo de cada correa correspondiente. Estas ecuaciones están disponibles en la literatura académica (Werk et al., 2016).

$$\text{Mantenimiento correctivo correa in pit} = \frac{\text{Mantenimiento correctivo correa in pit} \cdot 6 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa in pit}}{\text{Material planta}} \quad (\text{A.70})$$

$$\text{Mantenimiento preventivo correa in pit} = \frac{\text{Mantenimiento preventivo correa in pit} \cdot 5 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa in pit}}{\text{Material planta}} \quad (\text{A.71})$$

$$\text{Mantenimiento correctivo correa overland} = \frac{\text{Mantenimiento correctivo correa overland} \cdot 6 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa overland}}{\text{Material planta}} \quad (\text{A.72})$$

$$\text{Mantenimiento preventivo correa overland} = \frac{\text{Mantenimiento preventivo correa overland} \cdot 5 \cdot 1.000 \cdot \text{Largo correa overland}}{\text{Material planta}} \quad (\text{A.73})$$

- La función de costos de la reubicación de la correa *in pit* (cambio modular) queda representado por la ecuación A.74. Este costo se obtiene de la multiplicación entre el valor del cambio de la correa (considerado por cada metro vertical) y la profundidad a la cual se ubica la correa *in pit*. Esta ecuación esta disponibles en la literatura académica (Abbaspour y Drebenstedt, 2020).

$$\text{Cambio modular correa in pit} = \frac{1.000 \cdot \text{Altura banco} \cdot \text{Bancos de cambio modular por año}}{\text{Material planta}} \quad (\text{A.74})$$

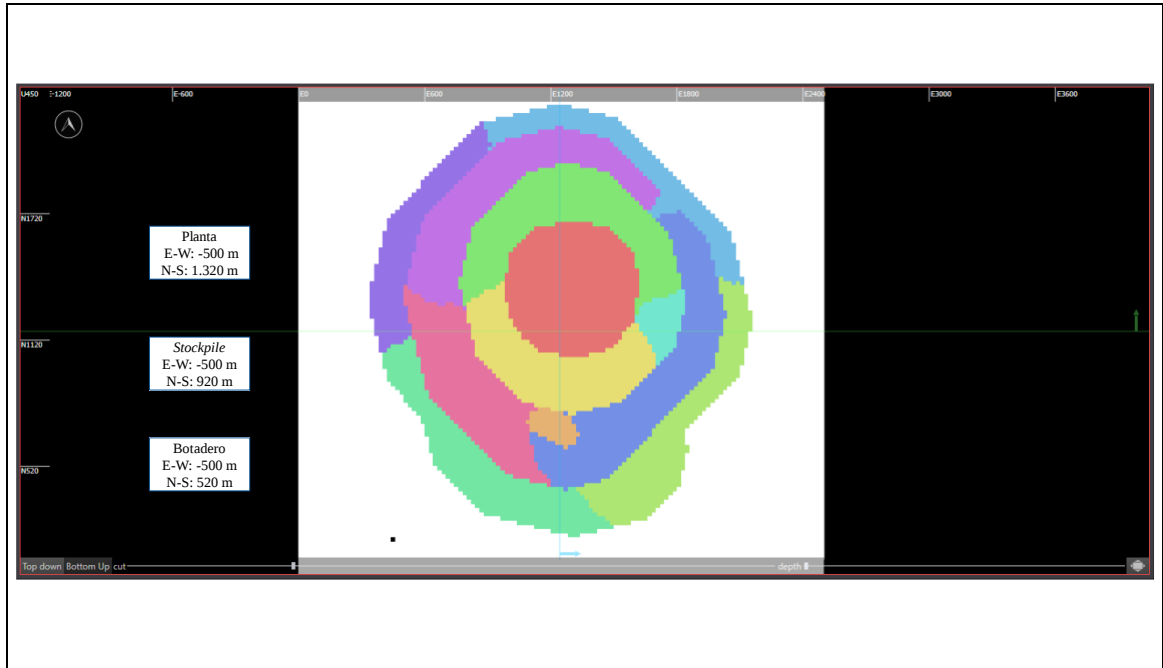
ANEXO D: LAYOUT DE LA MINA

Figura A-14: Vista en planta de las fases de extracción del caso de estudio

ANEXO E: PARÁMETROS ECONÓMICOS DE MERCADO

Sistema de camiones no-autónomos – AHS	
Precio combustible [US\$/l]	0,61
Precio electricidad [US\$/MWh]	113,5
Precio lubricante [US\$/l]	1,73
Precio lubricante de componentes [US\$/kg]	3,93
Remuneración operador [US\$/año]	80.000
Remuneración supervisor [US\$/año]	100.000
Contrato de mantenimiento por camión [US\$/año]	284.758
Precio neumático [US\$/unidad]	39.700
Precio llanta [US\$/unidad]	20.000
Precio tolva [US\$/unidad]	120.000
Precio Cu [US\$/lb]	2,91
Precio Mo [US\$/lb]	11,23
Sistema IPCC	
Precio electricidad [US\$/MWh]	113,50
Remuneración correa <i>in pit</i> [US\$/h]	75,49
Remuneración correa <i>overland</i> [US\$/h]	143,09
Precio Cu [US\$/lb]	2,91
Precio Mo [US\$/lb]	11,23