



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

**METODOLOGÍA DE PLANIFICACIÓN A CIELO ABIERTO CONSIDERANDO
INCORPORACIÓN DE IN PIT CRUSHER AND CONVEYORS**

TESIS PARA OPTAR AL GRADO DE MAGÍSTER EN MINERÍA

WALTER CESAR LOLI MORALES

**PROFESOR GUÍA:
NELSON MORALES VARELA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
XAVIER EMERY
MARCELO VARGAS VERGARA
ANDRES PARRA RETI**

SANTIAGO DE CHILE

2016

Resumen

La minería a cielo abierto se caracteriza por sus grandes volúmenes de producción, los cuales hacen posible la operación de minas con bajas leyes, altos costos de inversión, crecientes costos operativos y la reducción de la productividad debido a la profundidad de los rajos; a todo esto se suma la complejidad para administrar grandes flotas de camiones de alto tonelaje. Es por ello que en la actualidad se hace determinante el uso de tecnologías correctas en las actividades de mayor incidencia en el costo mina.

El principal objetivo de este trabajo es el desarrollo de una metodología adaptable al mundo minero polimetálico usando In-Pit Crushing and Conveyors (IPCC), ya que ofrece diversas configuraciones para su aplicabilidad, convirtiéndola en una opción atractiva.

Se inició con un estudio pormenorizado del transporte de materiales, sintetizando sus variables más influyentes, como es el costo del combustible. Posteriormente se avaluó la evolución del costo mina en función de la profundidad. Ésta fue desarrollada en base a simulación del sistema tradicional de carguío y transporte, considerando el consumo de combustible para la flota de camiones. Luego para el modelamiento del costo mina se partió de la premisa que el costo de combustible representa un 25% del costo mina, para proseguir con la optimización, agentamiento y evaluación de cada escenario.

Dentro de los resultados obtenidos se puede apreciar variaciones en el material a remover tanto en mineral como en desmonte. El costo de capital mayor del IPCC es abatido por la vida útil del mismo y los menores costos operativos asociados a su uso. Es por ello que en el caso de los chancadores semi-móviles y especialmente en los semi-fijos es de suma importancia su ubicación óptima dentro del yacimiento y no solo a partir de una evaluación de costos, sino también en base a una evaluación de VAN. Según sea el caso hay la posibilidad de un reemplazo total de la flota de camiones por las correas transportadoras y los chancadores móviles. Todo esto conduce a una reducción significativa del costo mina según la configuración del IPCC, también queda susceptible a la coyuntura actual de precios del petróleo, la fuente y suministro energético del país.

Finalizamos recomendando el uso de los gráficos como referencia para evaluaciones relacionadas al uso de esta metodología, además de realizar estudios más profundos.

Abstract

Open pit mining is characterized by high production volumes, which make possible the operation of mines with low grades, high investment costs, increased operating costs and reduced productivity due to the depth of the pits; all this complexity to manage large fleets of heavy trucks adds. That is why today is determining the correct use of technologies in the activities of greatest impact on the cost mine.

The main objective of this work is the development of a suitable methodology to polymetallic mining world using In-Pit Crushing and Conveyors (IPCC), offering various configurations obligatory, making it an attractive option.

It began with a detailed study of the transport of materials, summarizing its most influential variables, such as the cost of fuel. Later developments mine cost depending on the depth was valued. It was developed based on simulation of the traditional system of loading and transportation, considering the fuel for the fleet of trucks. Then for the modeling of the mine cost we started from the premise that fuel costs represent 25% of the cost mine, to continue with the optimization, scheduling and evaluation of each scenario.

Among the results obtained can be seen variations in material remove both mineral and disassemble. The cost of major capital IPCC is dejected by the useful life and lower operating costs associated with their use. That is why in the case of semi-mobile crushers and especially in semi-fixed is of utmost importance optimal location within the site and not only from a cost assessment, but also based on an assessment of VAN. As the case there is the possibility of a total replacement of the fleet of trucks by conveyor belts and mobile crushers. All this leads to a significant reduction in cost depending on the configuration mine IPCC, it is also susceptible to the current situation of oil prices, supply and energy supply of the country.

We end by recommending the use of graphics as a reference for related to the use of this methodology, in addition to further study assessments.

Agradecimientos

A Dios por todas sus bendiciones, a Teodosio y Marcela mis padres por todo su sacrificio, mis hermanos Erick, John, José (desde el cielo), Raúl y Pilar por su apoyo incondicional y familiares en general.

Al estado Peruano por su confianza en mi persona a través de la Beca de Excelencia Presidente de la Republica, a mi Alma Mater Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo.

Gracias a la Universidad de Chile por su acogida, al Departamento de Ingeniería de Minas, al Laboratorio de Planificación Minera DELPHOS, a todos quienes me brindaron su apoyo desinteresado como el profesor Nelson Morales, compañeros del laboratorio y AMTC.

Al “Advanced Mining Technology Center AMTC” (Proyecto Basal FB0809).

Finalmente quiero agradecer a todos los amigos de distintas nacionalidades, con quienes he tenido el gusto de compartir reuniones y conocimientos durante mi permanencia en este país que nos acogió.

Abril 2016

TABLA DE CONTENIDO

1	INTRODUCCION	13
1.1	Descripción del Problema	14
1.2	Objetivos	15
1.2.1	Objetivo General.....	15
1.2.2	Objetivos Específicos	15
1.3	Alcances.....	16
2	ANTECEDENTES	17
2.1	Enfoque Convencional de la Planificación Minera	17
2.1.1	Planificación Estratégica.....	17
2.1.2	Planificación a Largo Plazo.	19
2.1.3	Planificación a Mediano Plazo.....	20
2.1.4	Planificación a Corto Plazo.....	20
2.2	Operaciones Unitarias.....	21
2.2.1	Perforación.	22
2.2.2	Tronadura.....	23
2.2.3	Carguío.....	24
2.2.4	Transporte.....	25
	Ventajas y Desventajas del Transporte Usando Camiones.....	27
2.3	Modelo de Costos	29
2.3.1	Diferencia de los Costos Reales Respecto a los Estimados	30
2.3.2	Tipos de Estimación de Costos	31
2.4	In Pit Crushing and Conveyors (IPCC).....	32
2.5	Importancia del In-Pit Crushing and Conveying	34
2.6	Criterios de Selección de un IPCC.....	35
2.7	Factores a considerar al Implementar el IPCC.....	36
2.8	Planificación Minera Usando IPCC	39
2.9	Criterios de Planificación Minera Usando IPCC	41

2.10	Configuraciones del IPCC.....	42
2.10.1	Sistema IPCC con Chancador Fijo.....	43
2.10.2	Sistema IPCC con Chancador Semi-fijo.....	43
2.10.3	Sistema IPCC con Chancador Semi-móvil.....	44
2.10.4	Sistema IPCC con Chancador Móvil.....	45
2.11	Restricciones al Incorporar el IPCC.....	48
2.12	Estimación de Precios del Cobre.....	53
2.13	Riesgo e Incertidumbre.....	56
3	METODOLOGIA DE RESOLUCION.....	58
3.1	Metodología.....	58
3.2	Determinación de los Modelos Ideales.....	60
3.3	Selección de los Modelos Ideales.....	61
3.4	Modelo de Estimación de Costos Mediante Simulaciones.....	62
3.5	Simulación de Transporte de Materiales.....	62
3.5.1	Determinación de la Capacidad Máxima de Acarreo por Flota.....	64
3.5.1	Cuota de Producción.....	65
3.5.2	Requerimiento de Camiones en Función de la Profundidad del Rajo.....	66
3.6	Simulación del Consumo de Combustible por Flota.....	67
3.6.1	Variables más Influyentes.....	69
3.6.2	Costeo del Consumo de Combustible.....	70
3.7	Determinación de OPEX en Función del Consumo de Combustible.....	71
3.8	Modelamiento del OPEX del sistema tradicional.....	72
4	METODOLOGÍA DE PLANIFICACIÓN MINERA, CONSIDERANDO INCORPORACIÓN DE IN-PIT CRUSHING AND CONVEYORS.....	74
4.1	Estimación de Costos de Capital y Operación (CAPEX y OPEX).....	74
4.2	Modelamiento de Costos de Operación.....	75
4.3	Optimización de Pit Final.....	80
4.4	Determinación de Fases y Secuencia de Explotación.....	82
4.5	Determinación de Fases y Secuencia de Explotación para el Caso IPCC.....	83
4.6	Evaluación de Envoltentes y Reservas.....	84

4.7	Elección de las Configuraciones más Favorables	87
4.8	Plan de Minado	88
4.9	Cálculo de Flota por Modelo en función de la Profundidad	90
4.10	Evaluación de Riesgo y Probabilidad de Cumplimiento	92
4.11	Elección del Mejor Plan de Producción	96
5	Conclusiones.....	98
6	Trabajos Futuros	100
7	Bibliografía	102
8	Anexos	106
8.1	Anexo 01: Capacidad de acarreo en función de la profundidad de cada modelo para los casos base.....	106
8.2	Anexo 02: Requerimiento de flota por modelo en función de la profundidad para los casos base.....	107
8.3	Anexo 03: Consumo de combustible en función de la profundidad para los casos base.	108
8.4	Anexo 04: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad para los casos base.	109
8.5	Anexo 05: Modelamiento de OPEX por cada configuración en función de la profundidad para todos los modelos y escenarios.....	110
8.6	Anexo 06: Vistas de planta y perfil de las fases de explotación de los distintos modelos.....	112
8.7	Anexo 07: Detalle de variación de los modelos según la configuración de IPCC.	113
8.8	Anexo 08: Plan minero de los escenarios más favorables al IPCC.....	116
8.9	Anexo 09: Requerimiento de flota en función de la profundidad según la configuración del IPCC.....	122
8.10	Anexo 10: Evaluación de riesgo de los mejores escenarios.....	123

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Evolución de la productividad de los camiones en función de distancia de transporte y capacidad. (Zimmermann E., Kruse W., (2006))	26
Figura 2: Reducción de productividad de la flota de camiones, según su modelo en función de la profundidad (Elaboración propia).....	26
Figura 3: Comparativo de Costos Unitarios, entre un Sistema Continuo y el convencional de Pala y Camión. (Zimmermann E., Kruse W., (2006))	28
Figura 4: Estimación de costos de transporte en función de la profundidad del rajo. (Fuente: “Impacts of IPCC on Pit Shell Optimization SP - IIMC”, (M. Johnson, Deswik mining Consultants, (2015))	29
Figura 5: Acceso con desnivel para instalación de una chancadora. (Cooper A., (2008))	40
Figura 6: Diagrama Referencial para la selección y diseño del IPCC. (Knights et al. (2015))	42
Figura 7: Chancador Fijo, (Cooper A., Turnbull D. (2008)).....	43
Figura 8: Chancador Semi-fijo, (Cooper A., Turnbull D. (2008)).....	44
Figura 9: Chancador Semi-móvil. (Cooper A., Turnbull D. (2008)).....	45
Figura 10: Chancador Móvil, (Atchison T., Morrison D., (2011))	46
Figura 11: Competencia de la roca versus rendimiento de los chancadores. (Turnbull D. y Cooper A.)	48
Figura 12: Pit final y ubicación tentativa de la correa transportadora.	49
Figura 13: Proceso de diseño de las rampas en Switchback. (Hustrulid W. et al. (2013)).	50
Figura 14: Metodología de trabajo (Elaboración propia).	58
Figura 15: Modelos de bloques ideales en estudio.	61
Figura 16: Vista de la simulación del acarreo para el modelo Manto 1000x200m.....	64
Figura 17: Curva de productividad de la flota.	65
Figura 18: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción.	66
Figura 19: Flota necesaria en función de la profundidad.....	67
Figura 20: Consumo de combustible en función de la profundidad.....	68

Figura 21: Consumo de combustible en función de la flota a una profundidad constante.	69
Figura 22: Comportamiento del OPEX en función de la profundidad.	71
Figura 23: OPEX en función de la flota a una profundidad constante.	72
Figura 24: Perfil de OPEX de los distintos sistemas y esquemas más representativas.	72
Figura 25: Esquema de costos, (Parra A. [24]).	75
Figura 26: Modelamiento de OPEX para las distintas configuraciones para el Manto 1000x200m.	76
Figura 27: Modelamiento del OPEX para un chancador semifijo cada 200 m. de profundidad versus uno convencional T&S de palas y camiones del Manto 1000x200m.	77
Figura 28: Modelamiento de OPEX para configuraciones alternativas del sistema IPCC y T&S (pala y camión) para el Manto 1000x200m.	78
Figura 29: Variación del VAN según la capacidad por fase sin AM y con AM (AM: Ancho de Minado).	79
Figura 30: Variación del pit final según la configuración del IPCC, corte transversal.	80
Figura 31: Variación del pit final según la configuración del IPCC, corte longitudinal.	81
Figura 32: Variación del pit final según la configuración del IPCC, Vista en planta.	81
Figura 33: Vista de las fases tanto en perfil como en planta.	82
Figura 34: Vista en planta de las fases con ancho de minado de 250 m. para una chancadora móvil.	83
Figura 35: Vista en perfil de las fases con ancho de mina de 250 m. para una chancadora móvil.	84
Figura 36: Pit final para cada escenario.	86
Figura 37: movimiento de material para cada escenario.	86
Figura 38: Recuperación de finos por cada escenario.	87
Figura 39: Mineral por periodo y fases.	89
Figura 40: Flujo de caja descontado.	89
Figura 41: Programa de producción de mineral y desmonte.	90
Figura 42: Programa de producción de mineral por periodo y nivel.	90
Figura 43: Perfil de requerimiento de camiones en función de la profundidad.	91

Figura 44: Perfil de requerimiento de camiones en función de la profundidad usando IPCC fijo a 350m.....	91
Figura 45: Iteraciones para la determinación del precio del Cobre.	92
Figura 46: Estimación del Precio del Cobre.	93
Figura 47: Evaluación del riesgo asociado al plan del Manto 1000x200_cada_100m_60mll_am.	95
Figura 48: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción Manto 500x250m.	106
Figura 49: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción Manto 1000x200m.....	106
Figura 50: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción Manto Perturbado.	106
Figura 51: Requerimiento de flota para el Manto 500x250m.....	107
Figura 52: Requerimiento de flota para el Manto 1000x200m.....	107
Figura 53: Requerimiento de flota para el Manto Perturbado.....	107
Figura 54: Consumo de combustible para el Modelo 500x250m.....	108
Figura 55: Consumo de combustible para el Modelo 1000x200m.....	108
Figura 56: Consumo de combustible para el Modelo Manto Perturbado.....	108
Figura 57: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto 500x250m.	109
Figura 58: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto 500x250m.	109
Figura 59: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto Perturbado.	110
Figura 60: Modelamiento del OPEX para cada configuración Manto 500x250m.	110
Figura 61: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto 1000x200m.	111
Figura 62: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto Perturbado.	111
Figura 63: Vista en planta y sección del Modelo 500x250m_cada_300m_40mll_am. .	112
Figura 64: Vista en planta y sección del Modelo 1000x200m_cada_100m_40mll_am.	112
Figura 65: Vista en planta y sección del Modelo_Perturbado_cada_200m_60mll_am.	112
Figura 66: Detalle de la variabilidad del modelo 500x250m según la configuración del IPCC.....	113

Figura 67: Detalle de la variabilidad del modelo 1000x200m según la configuración del IPCC.....	114
Figura 68: Detalle de la variabilidad del modelo Manto Perturbado según la configuración del IPCC.....	115
Figura 69: Plan minero Manto 500x250_cada_50_25mll.	116
Figura 70: Plan minero Manto 500x250_cada_300_25mll_am.	117
Figura 71: Plan minero Manto 1000x200_cada_50_60mll.	118
Figura 72: Plan minero Manto 1000x200_cada_100_60mll_am.	119
Figura 73: Plan minero Manto Manto_Perturbado_cada_200_40mll.	120
Figura 74: Plan minero Manto Manto_Perturbado_cada_300_60mll_am.	121
Figura 75: Curvas para estimar el requerimiento de flota por cada tramo recorrida durante el uso del IPCC.	122
Figura 76: Manto 500x250_Caso_Base_25mll.....	123
Figura 77: Manto 500x250_cada_50_25mll.	123
Figura 78: Manto 500x250_cada_300_25mll_am.	124
Figura 79: Manto 1000x200_caso_base_60mll.....	124
Figura 80: Manto 1000x200_cada_50m_60mll.	125
Figura 81: Manto 1000x200_cada_100m_60mll_am.	125
Figura 82: Manto_Perturbado_caso_base_40mll.....	126
Figura 83: Manto_Perturbado_cada_200m_40mll.	126
Figura 84: Manto_Perturbado_cada_300m_60mll_am.	127

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Algunos datos referenciales sobre los diversos tipos de estimación de costos. (Franco G., (1998)).....	32
Tabla 2: Valores referenciales para la elección de palas y capacidades de Hopper, (Chadwick J., (2010))	46
Tabla 3: Capacidad anual nominal para un sistema SMIPCC, (P. Morris (2008)).....	47
Tabla 4: Capacidad anual nominal para un sistema FMIPCC. (Morris P (2008)).	47
Tabla 5: Matriz de evaluación de aplicabilidad de sistemas alternativos de manejo de materiales, (Parra A. [24]).	62
Tabla 6: Modelo de camión de acarreo y características.	70
Tabla 7: Velocidades y consumo de combustible usados en la simulación.	70
Tabla 8: Resumen de los escenarios con mayor Flujo Descontado (FD) versus el caso base.	85
Tabla 9: Escenarios con Flujos Descontados (FD) dentro del 20% superior.	88
Tabla 10: Precio del cobre estimado mediante simulación para un LOM específico.....	93
Tabla 11: Resumen de VAN y TIR sin sensibilizar y sin incertidumbre.	94
Tabla 12: Resumen de VAN y TIR con sensibilización de indicadores.	96
Tabla 13: Configuraciones más favorables por modelo.	97

1 INTRODUCCION

La explotación de yacimientos por el método de cielo abierto encierra muchas complejidades, que según el horizonte de evaluación irán acrecentándose. Es por ello que hoy en día, se exige a los planificadores tener un conocimiento pleno respecto al tema, más aun cuando se trata del manejo de costos de alta incidencia como es el de transporte de materiales. En la actualidad se le ha prestado muy poca atención, todo esto basados en la concepción convencional del trabajo con palas y camiones. Es por ello la apuesta por tecnologías y métodos poco desarrollados y difundidas, ya que en estas radica un gran valor no aprovechado en la actualidad, debido a la costumbre de trabajar sobre la experiencia y el limitado conocimiento respecto al tema, lo cual se evidencia en el mínimo desarrollo de herramientas relacionadas a sistemas alternativos de manejo de materiales.

En la etapa de planificación, antes de determinar la metodología correcta de manejo de materiales con sus estructuras de costos asociada, éstas serán evaluadas para optar por una que nos minimice el costo mina, con la finalidad de obtener envoltentes mayores, incrementando la cantidad de mineral contenido. Es por ello que la decisión de optar o no por cierto sistema de manejo de materiales es crucial, ya que a partir de este punto se puede agregar valor adicional al proyecto volviéndolo más atractivo y ventajoso respecto al resto, todo esto previo un riguroso análisis, comparación con otros métodos y planificación en base al elegido.

El costo de transporte con el transcurrir de los años y la madurez de los rajos va en aumento, debido al incremento de los costos de los consumibles, como son: los combustibles, lubricantes, repuestos, neumáticos, etc. Es por ello que urge el estudio, mejora e implementación de metodologías existentes pero dejadas al desuso por la costumbre, limitados conocimientos, o en el peor de los casos conocimientos errados respecto al tema.

Las implicancias del uso de métodos y tecnología de punta en el manejo de materiales, son diversas y ampliamente ventajosas, sin embargo no se encuentran exentas de ciertas

limitaciones y desventajas, las cuales se pueden controlar en base a un buen conocimiento de planificación de minas usando *In-Pit Crushing and Conveyors*.

El resultado del proceso de elección del método correcto de manejo de materiales será aquella que provea un costo actualizado menor respecto al resto, y una rentabilidad mayor priorizando la segunda. Además de una implicancia sustancial en todos los procesos de evaluación aguas abajo del proyecto.

Todo esto se basa en un estudio minucioso y pormenorizado del método tradicional, prosiguiendo con la metodología propuesta, realizando una comparación en función de costos, VAN y como estas influyen en los diseños, en la operación de la mina, etc.

1.1 Descripción del Problema

Desde hace varias décadas (Radlowski K. [27]), se viene discutiendo la manera de afrontar la madurez de los rajes (profundidad), sin la necesidad de acelerar una transición a subterránea. La tendencia alcista de los años anteriores del precio del petróleo, las bajas leyes de los nuevos yacimientos, condicionan la necesidad de echarle un ojo a las variables de mayor influencia en el costo mina. Es por ello que mediante un estudio de benchmarking se determinó, que dicha variable es el costo del combustible, la cual se acrecienta con la profundidad, limitando de esta manera el desarrollo de las minas a rajo abierto (Tutton D. [36]). La incertidumbre que encierra en la actualidad este costo es fundamental al momento de realizar planes mineros. Conjuntamente con el precio de los *commodities*, estas son las principales fuentes de incertidumbre.

Por todo lo mencionado en el párrafo anterior, es que se pensó en un sistema alternativo de manejo de materiales que pueda abatir dichos costos, al menos en parte con la finalidad de entregarle cierta holgura al sistema de transporte de materiales, de esta manera ampliar nuestro abanico de opciones hacia yacimientos menos atractivos en la actualidad o en su defecto pensar en ampliaciones o al menos mitigar los efectos de la caída del precio de los metales, en nuestro caso en *In-Pit Crushing and Conveyors* (IPCC), que bien puede sustituir en su totalidad la flota de camiones o al menos disminuir el número de estos con la reducción de los ciclos de acarreo.

Como también ya se mencionó, a esto se suma la incertidumbre inherente al yacimiento y de mercado, tanto de los metales como del petróleo. Es por ello que nace la necesidad de entregar una metodología consistente al mundo minero y que de la mano con el desarrollo tecnológico de la actualidad pueda entregar una alternativa ante el complicado entorno minero de nuestros días. No está de más mencionar que todo esto estará sujeto a la naturaleza de las fuentes energéticas y el país donde se desarrolle el proyecto, ya que las condiciones son muy variables de país en país y éstas pueden ser determinantes en el desarrollo de esta tecnología.

El IPCC como alternativa conlleva sus propias complejidades como restricciones, limitantes y ventajas. Es por ello que no debe ser abordado de manera similar al sistema tradicional de planificación minera, de esta manera conseguir un procedimiento consistente y robusto acorde a la industria.

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo General

Diseñar e implementar una metodología genérica que permita realizar la planificación de largo plazo, considerando *In-Pit Crusher and Conveyors* como una alternativa para el manejo de materiales.

1.2.2 Objetivos Específicos

En base al objetivo general tenemos los siguientes objetivos específicos:

1. Desarrollar un modelo base, sobre el sistema de acarreo convencional consistente en camiones y medir su influencia en las variables económicas, geométricas del *pit* final.
2. Cálculo de flota y comparación con la metodología propuesta, así como estimación de los costos asociados a cada método.
3. Estudiar la influencia del IPCC en el desarrollo de los *pits* anidados, fases y su variabilidad respecto al método convencional de acarreo de materiales.
4. Desarrollo del IPCC como modelo de manejo de materiales bajo distintos escenarios, midiendo su implicancia en el diseño y secuenciación de los rajos, también cuantificación de la variación de la envolvente final.

5. Evaluación y análisis económico del método convencional versus el IPCC.

1.3 Alcances

El presente se enmarca en el contexto de los siguientes alcances:

- La estructura de costos fue desarrollada en base a la simulación de transporte, benchmarking y otros.
- Planificación minera a cielo abierto con grandes movimientos de materiales, por encima de los 25 millones de toneladas al año.
- En base a modelos de bloques conceptuales con la finalidad de variarlos en forma y tamaño.
- Parámetros geométricos de diseño, acordes a los necesarios para operar una mina usando la metodología propuesta, distinta a los usados convencionalmente con el método de pala y camión.
- Las restricciones geométricas y de capacidad están dadas dependiendo del modelo de yacimiento.
- La capacidad de transporte de materiales es variable, según el modelo de yacimiento asociado, así como la variante del método de manejo de materiales usado, limitadas por la capacidad de la chancadora.

2 ANTECEDENTES

2.1 Enfoque Convencional de la Planificación Minera

La planificación y diseño de minas a cielo abierto es un proceso de toma de decisiones que conduce a un plan realista y alcanzable para la explotación de manera rentable de los recursos minerales (Whittle D. [42]). Con ligeras variaciones en las estrategias perseguidas por cada compañía, como maximizar los flujos en el corto plazo, maximizar la recuperación minera o en su defecto como sucede con las empresas mineras estatales, muchas veces la de maximizar la generación de empleo, sin descuidar la maximización del valor a partir de la extracción del recurso mineral (Newman A., Davis G. [23]). El plan minero factible es aquel que satisface todas las restricciones, las cuales pueden ser de origen regulatorio y sociales que varían dependiendo de la zona donde se desarrollará el proyecto minero, así también existen las restricciones tecnológicas donde se verifica si se cuenta con los equipos necesarios, no solo para la extracción del mineral, sino también para su respectivo procesamiento, las restricciones geométricas, como son las precedencias de minado, áreas mínimas de trabajo y para terminar, las restricciones sobre la forma y disponibilidad de capital, todos estos por mencionar algunas, como ya se dijo se podrán incluir otras restricciones dependiendo de la ubicación geográfica y gubernamental del yacimiento minero.

En la planificación minera, interactúan diversas áreas, las cuales aportan con restricciones y objetivos, de los que podemos mencionar, a la geotecnia, planta, operaciones, etc. Está influenciada por los objetivos corporativos y limitados por los requisitos reglamentarios, ya que los planificadores son los que manejan y miden el dinero en función de límites como la ley de corte, viendo la manera más conveniente de explotar el yacimiento minero según los objetivos corporativos de la compañía.

2.1.1 Planificación Estratégica.

En esta instancia se busca desarrollar la mejor manera de explotar un yacimiento, con el objetivo de maximizar el VAN o algún otro perseguido por la compañía. El desarrollo de un plan estratégico puede representar la totalidad de la planificación en la fase conceptual o de perfil de la planificación minera.

La planificación estratégica debería realizarse durante toda la vida de la mina desde el estudio de perfil hasta el cierre de la mina, ya que con el transcurrir del tiempo, todos los modelos tendrán que ajustarse según los escenarios y políticas cambiantes.

La planificación estratégica establece el valor potencial del proyecto sobre la base de:

- Identificar y determinar qué material se extraerá a través del análisis de la envolvente final, decidiendo la forma y el tamaño del *pit* final.
- También se define la secuencia de minado óptima, determinando el orden en la que se extraerán los materiales.
- Establecer el destino final de cada material (Planta, botadero, pila, stock, etc), las cuales se encuentran sujetas a restricciones de ley, que definen su destino que podría ser la planta si se trata de mineral económico o el botadero si se trata de desmonte u otro según sea el caso.
- También se determina el ritmo de explotación del depósito y la capacidad de procesamiento de la planta, de esta manera se define la vida útil de la mina.

En los últimos años se ha dado mucha importancia al medio ambiente y la planificación no ha estado exenta de esta tendencia. Es por ello que la planificación estratégica considera los impactos medioambientales asociados a los depósitos, como el desmonte y los relaves, todo esto como resultado del desarrollo de la mina y tratamiento del mineral.

La planificación estratégica requiere como mínimo, la definición de los objetivos del estudio, un modelo de bloques conteniendo información sobre la ley, densidad, la recuperación, litología, etc. la comprensión de las limitaciones geotécnicas como los ángulos de talud ya sea de cara de banco, inter-rampa y global; las estimaciones de precios de los productos de venta, estas son muy delicadas ya que la volatilidad de cada *commodity* es distinta y su estimación no siempre es la mejor; los costos de minado, de procesamiento y de capital; todos ellos de muy difícil estimación debido a la variabilidad en el precio de los consumibles e insumos, por lo tanto muy susceptibles a variaciones y ajustes en el tiempo.

2.1.2 Planificación a Largo Plazo.

Este estudio se inicia con los estudios de pre-factibilidad y continúa durante toda la vida de la mina. El objetivo seguirá siendo la maximización del VAN, pero las limitaciones prácticas en estas instancias son examinadas y evaluadas a un mayor detalle. Incorpora y promueve las actividades de planificación estratégica, se identifica y evalúa a mayor detalle los escenarios de planificación de alternativas para el desarrollo de la mina. La cantidad de datos respecto a leyes, costos, cantidad, aumentan con los estudios de preproducción más detallados.

Desafortunadamente, las decisiones clave relacionadas con la secuencia minera, las tasas de procesamiento y leyes de corte se deben hacer sobre la base de información y análisis limitado durante los estudios conceptual y de pre-factibilidad temprana. Estas decisiones son a menudo aceptadas como robustas y no fueron reexaminadas para la idoneidad del progreso de la planificación y el ingreso de más información disponible.

Éstos (tasas y leyes) son los principales ingresos y la planificación de actividades asociadas a la optimización deben de ser revisados, como los planes refinados según la información adicional disponible del proyecto.

La planificación a largo plazo entrega una vida de la mina (LOM). La toma de decisiones tácticas comienza durante la planificación a largo plazo. La información relacionada con respecto al tipo de equipo a ser usado, el tamaño y la cantidad son un resultado de la planificación a largo plazo, la cual se realiza sobre la base de periodos de tiempo anuales (programación, equipo, mano de obra, etc.) en pequeñas duraciones (0 a 5 años). La planificación de producción se realizara trimestralmente y en largas duraciones (20 a 30 años). Esta planificación puede hacerse en base a 5 años, además cabe destacar que normalmente se genera un nuevo LOM en una base de producción anual. Todo esto indica que estará susceptible a las características inherentes de cada proyecto a medida que se vaya desarrollando (Thorley U. [34]).

La recopilación de información en este horizonte de planificación se realiza de la siguiente manera:

- Volúmenes de materiales expresados en triangulaciones o sólidos, de fase-banco disponibles para el período de acuerdo al plan de largo plazo.

- Diseño de fase-banco involucradas en el período, con el cual se obtiene la ubicación de la rampa de acceso a cada fase y específicamente el punto de ingreso a cada banco.
- Modelo de bloques, que contiene la información básica y necesaria para realizar el plan minero. La visualización del modelo de bloques permite identificar el comportamiento de las variables geometalúrgicas dentro de un banco, a través de una leyenda de visualización en un software de diseño (Vargas M. [22]).

2.1.3 Planificación a Mediano Plazo.

Permite retroalimentar la planificación a largo plazo, asegura el presupuesto de las operaciones en un horizonte de planificación que puede ir desde el anual hasta los tres años (susceptible a la envergadura del proyecto), donde se producen planes de producción orientados a obtener las metas productivas en el corto plazo que fueron definidas en el largo plazo (Vargas M. [39]).

Dependiendo de la magnitud de los proyectos mineros, estará susceptible la existencia de este horizonte de planificación.

La recopilación de información en este horizonte de planificación se realiza de la siguiente manera:

- Se puede decir que a este nivel de recopilación de datos, la incertidumbre es mucho menor, ya que se contará con datos más confiables y mayores en cantidad, de los pozos de tronadura y de los mapeos geológicos, los que servirán para la actualización del modelo bloques, de esta manera poder contrastar y potenciar la información existente.
- Secuencia de perforación de la fase-banco. Si bien no es un input directo para el plan de extracción, sí debe ser considerado en los desarrollos de la mina ya que se debe generar los espacios para las áreas de perforación y el camino de servicios que necesita este proceso (Vargas M. [39]).

2.1.4 Planificación a Corto Plazo.

Conocido también como plan de producción, es la etapa donde se desarrolla e implementan más las tácticas o medios específicos, mediante el cual se logra el plan a mediano y largo plazo. La planificación a corto plazo es limitada en términos del grado de

influencia que tiene en la determinación del valor del proyecto, es usual también que reciba muy poca atención en la literatura de planificación minera. Sin embargo las decisiones tácticas hechas durante las actividades en este horizonte de planificación, pueden causar un daño significativo al valor de un proyecto si éstas no son consistentes con la planificación a mediano y largo plazo (Vargas M. [39]).

Como objetivo normalmente tiene la de satisfacer la demanda prevista de la planta, que se traduce en tonelaje, ley y otras características determinadas previamente, respetando el plan de largo plazo. Los planificadores de corto plazo deben resistir la tentación de tomar decisiones estratégicas aisladas que pueden impactar negativamente en el valor total del proyecto. Todo lo desarrollado en este horizonte debe realizarse con miras a cumplir las metas comprometidas en el largo plazo, una decisión aislada de beneficio en el corto plazo podría afectar de sobremanera el largo plazo.

La planificación a corto plazo implica operaciones detalladas de planificación para un periodo de doce a dieciocho meses consecutivos, normalmente sobre una base diaria, semanal o quincenal, mensual y trimestral. Estos planes especifican claramente los objetivos de producción, las actividades de mantenimiento de los equipos, lo que se va usar y cuanto de esto se va a usar, donde se encuentra el material, el rendimiento de cada equipo, etc. Además las consideraciones claves deberían especificar el *blending* para la entrega a la planta de proceso, la planificación del avance del botadero, asegurando su correcto manejo con la finalidad de no generar drenaje ácido, mantener la relación de estéril y mineral en apoyo a la planificación a largo plazo y asegurando el adecuado inventario de minerales (Thorley U. [34]).

La planificación a corto plazo es la única en la cual se podría hablar de lapsos específicos, ya que los otros horizontes son susceptibles a la duración del proyecto. No es lo mismo hablar de planificación a largo plazo en un proyecto de 35 años que en otro con un LOM de 10 años, por lo tanto los lapsos mencionados en dichos horizontes de planificación son solo referenciales.

2.2 Operaciones Unitarias.

Las operaciones unitarias son procesos productivos individuales llevados a cabo en una mina a cielo abierto como es nuestro caso. Estos se desarrollan de manera secuencial

pudiendo variar dependiendo de las necesidades propias de la explotación. La objetivo de revisar estas actividades, es la de definir el origen del modelo de costos y cómo influyen en el costo mina. Estos son:

2.2.1 Perforación.

La finalidad de esta operación, es la de crear un espacio o una cavidad en la roca, mediante equipos de perforación, especialmente en cielo abierto se cuenta con una gran gama de estos. La ubicación y características geométricas de tamaño, longitud, dirección, etc. son pre determinadas, bajo un diseño ingenieril, donde pueda alojar el explosivo que sirva para poder fracturar la roca, así posteriormente moverla con mayor facilidad; se cuenta con cierto procedimiento para el desarrollo de esta actividad, lo cual puede ser usado de manera referencial dependiendo del proyecto (Le-Feaux R. [17]).

1. Planificación de la perforación, determinando la ubicación espacial y distribución geométrica de los taladros en el área a perforar.
2. Posteriormente se eligen los aceros de perforación, en dimensión dependiendo del diseño previo y según las características geológicas y geomecánicas de la roca a perforar.
3. Se prepara la zona de trabajo con una limpieza y nivelación para facilitar el paso de la perforadora, posteriormente el área de topografía procederá al marcado de la malla de perforación. En su defecto equipos modernos incluyen sistemas de posicionamiento automático, los cuales se eximen del uso de equipo topográfico, ya que pueden ser alimentados de manera remota con las coordenadas necesarias.
4. Proceden los equipos a posicionarse en las áreas de perforación, en los puntos designados como inicio de actividad.
5. Se realiza la perforación propiamente dicha.
6. El área de geología procede a muestrear los detritos entregados por la perforadora, con la finalidad de controlar las leyes asociadas al polígono, así como la competencia de la roca para proceder de mejor manera al momento de cargar los explosivos.

7. Luego se verifica la calidad de los taladros, midiendo su longitud real, las condiciones de las paredes así como la presencia de agua y otras características geológicas de rápida verificación.
8. Se procede a retirar el equipo y se acordona la zona a espera del siguiente proceso productivo.

2.2.2 Tronadura.

La finalidad de este proceso, es la de fracturar la roca mediante el uso de explosivos, para hacerla manejable usando los equipos de carguío, estas deben de tener cierta granulometría, uniforme y sin formaciones de sobre tamaño, lo cual dificultaría su manejo. Por tal motivo tanto el diseño de perforación como el de tronadura deben de realizarse con sumo cuidado, ya que estos procesos en si encierran un gran costo que al no ser manejado de la manera correcta podrían complicar los procesos aguas abajo. El procedimiento referencial a seguir sería el siguiente (Le-Feaux R. [17]):

1. Preparación de la zona de trabajo, lo cual incluye el aislamiento del sector, donde nadie puede ingresar sin previa solicitud al encargado de la tronadura, por tratarse de explosivos esta zona es catalogada como de muy alto riesgo.
2. Posicionamiento del equipo de carguío de explosivos.
3. Ubicación de los accesorios en los taladros respectivos e introducción del agente explosivo según los requerimientos del macizo rocoso.
4. El control de calidad del agente explosivo se llevará a cabo aleatoriamente en distintos momentos del proceso de carguío.
5. Se procederá a tapar los taladros con roca chancada, teniendo mucho cuidado en los accesorios de voladura en superficie.
6. Se procede al amarre, siguiendo la secuencia de detonación diseñada.
7. Se realiza una revisión del sector e inspección del sistema, ya sea pirotécnico o electrónico.
8. Se procede con los avisos de voladura y despeje de las áreas de influencia, tanto para equipos, instalaciones y personas.
9. Chispeo o polvorazo.

10. Luego de la ventilación del sector se procede a realizar una inspección visual de la misma con la finalidad de corroborar que todos los taladros se hayan iniciado de manera correcta.
11. Se realiza la voladura secundaria según los procedimientos asociados de ser el caso.
12. Se autoriza el ingreso de los equipos de carguío al área tronada.

2.2.3 Carguío.

Es uno de los procesos productivos clave, ya que la producción está sujeta al rendimiento de los equipos asociados a esta actividad, que por tratarse de equipos en menor cantidad que los de transporte, la parada de uno de ellos afectará de manera significativa a la producción, motivo por el cual la disponibilidad de los mismos siempre tiene que encontrarse muy por encima del resto. El objetivo principal de estas unidades es la de retirar el material roto por la tronadura y cargar los camiones. Estos equipos dependiendo de su tipo y tamaño, requerirán de equipos auxiliares, esto también es muy susceptible a la calidad de la tronadura. El procedimiento referencial a seguir sería el siguiente (Le-Feaux R. [17]):

1. Luego del permiso otorgado por el área de tronadura, los equipos auxiliares preparan la zona para el ingreso de las palas, cuando se trata de cargadores frontales, estas también colaboran en la preparación del área. Como preparación se entiende la limpieza de rocas de la zona donde se emplazara la pala o el cargador frontal.
2. Posteriormente la pala se traslada al frente de carguío y el personal de piso conjuntamente con los equipos auxiliares preparan los cruces e instalaciones eléctricas, para que de esta manera no exista riesgo de abolladura de los cables por el rodamiento de los camiones y posteriores interferencias.
3. Luego procede al carguío de los camiones.

Es propicio mencionar que el correcto aprovechamiento de los equipos de carguío se da saturándolos de camiones. Sin embargo dicha saturación tiene un límite, de esta manera evitamos las pérdidas excesivas por tiempos en cola de los camiones. Es allí donde se puede sacar mayor provecho con una chancadora móvil, ya que este al tener un

rendimiento igual o superior a la pala siempre la mantendrá ocupada, minimizando las pérdidas por espera.

2.2.4 Transporte.

Esta operación representa la mayor incidencia en el costo mina (Tutton D. [36] revisar también Zimmermann E., Kruse W. [43]), lo cual nos motivó estudiar métodos alternativos que bajen dicha incidencia. Esta operación es muy susceptible a los cambios en las distancias de transporte, ya que por tratarse de camiones con capacidades fijas, estas se incrementan en número a medida que las distancias de acarreo aumentan. A nivel mundial el método de transporte más común es el de camiones, que con el transcurrir de los años han ido incrementando sus capacidades de transporte. El procedimiento referencial a seguir sería el siguiente:

1. Posicionamiento del equipo para la descarga de la pala.
2. El destino del material será fijado por un sistema comúnmente usado Dispatch, el cual define el destino final de la carga según el polígono de producción asociado.
3. Los camiones transitan a velocidades según las pendientes, manteniendo siempre ciertos límites de velocidad dependiendo de las zonas de tránsito.
4. Los principales destinos son, planta para mineral, botadero para desmonte y stock pile para mineral.
5. Descarga del material considerando parámetros de seguridad, independientemente del destino.
6. Retorno al origen según la designación del sistema.
7. Cola en las palas a espera del carguío.

Una operación no muy difundida en los libros pero de muy alta relevancia es los servicios mina, que se encargan de mantener y facilitar las operaciones ya mencionadas. En el presente trabajo su incidencia es constante respecto al sistema tradicional de palas y camiones (Le-Feaux R. [17]).

Desde los principios de la mecanización de la actividad minera, el sistema de manejo de materiales usando camiones es el más utilizado alrededor del mundo, las cuales fueron adaptándose a distintas realidades con el transcurrir de los años, variando no solo sus capacidades de transporte, sino también su eficiencia en el uso de combustibles, también

migrando hacia lo que son los camiones operados bajo sistema *trolley* y posteriormente a automatizar los camiones. Sin embargo debido a la profundización de las minas este sistema está rozando su límite superior en lo que a productividad se refiere, ya que por la exigencia de los yacimientos estos se han visto limitados por las distancias de transporte y tonelaje requerido.

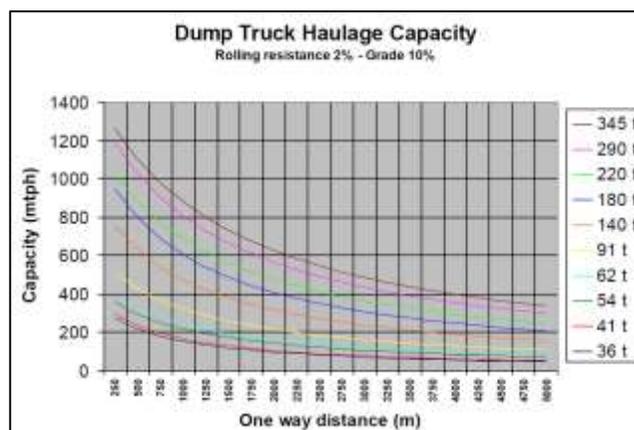


Figura 1: Evolución de la productividad de los camiones en función de distancia de transporte y capacidad. (Zimmermann E., Kruse W., (2006))

Un comportamiento esperado, es el que se muestra a continuación, desarrollado por el autor, donde se puede apreciar claramente como es la reducción de la productividad de la flota de camiones en función de la profundidad. Esto se agudiza los primeros metros de profundidad, debido a que los camiones desarrollan una velocidad muy inferior a la del horizontal cuando se encuentran en pendiente, en este caso una rampa.

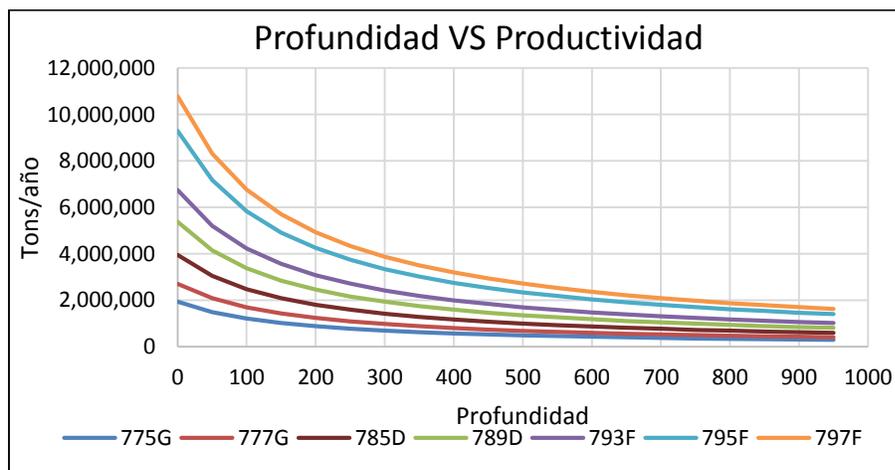


Figura 2: Reducción de productividad de la flota de camiones, según su modelo en función de la profundidad (Elaboración propia).

Ventajas y Desventajas del Transporte Usando Camiones

Dentro de sus ventajas podemos mencionar:

- Alta flexibilidad de las operaciones, especialmente cuando se trata de minas pequeñas y de explotación selectiva, los equipos pueden ser transferidos a zonas de preferencia fácil y rápidamente, sin la necesidad de acumular demasiados tiempos improductivos.
- Por su dinamismo, estos pueden trabajar en distintos niveles, facilitando el *blending* del mineral y así cumplir la entrega en tonelaje y ley.
- Los camiones pueden ser reubicados de frentes de mineral a frentes de estéril de una manera rápida, sin la necesidad de tener paradas prolongadas.
- Facilita la contratación de personal calificado, ya que por ser el método de mayor uso, el mercado ofrece personal altamente capacitado, aún más en tiempos de crisis de los *commodities*.
- El tiempo de puesta en marcha es reducido, ya que el camión es transportado en partes a la mina, donde puede ser ensamblado rápidamente. Sin embargo existe la posibilidad de trasladarlos completos, según la capacidad del camión y las distancias de recorrido.
- Su uso empieza tan pronto como culmina su ensamble.
- Las operaciones no se interrumpen cuando se detiene un camión, debido a que se cuenta con toda una flota trabajando.
- La producción no se detiene incluso cuando la planta para, debido a que existen los stocks piles, donde se puede almacenar el mineral.
- La conjugación de repuestos y partes como son los neumáticos, ayudan a que estos se ajusten a cargadores o palas.
- Se tiene una mayor agilidad al momento de evacuar los equipos de las zonas de alto riesgo.

También cuenta con desventajas muy marcadas que limitan su uso, dentro de los cuales podemos mencionar:

- Tiene una baja eficiencia energética ya que dependiendo del tamaño del camión este usa más de la mitad de la energía solo para el traslado de su propio peso, además tiene un alto tiempo de recorrido sin carga.
- Las rampas de transporte, especialmente dentro del *pit* son largas debido a la limitación en la pendiente de la rampa, recomendándose un máximo de 10%.
- Alto costo para la apertura y mantenimiento de la carpeta de rodado, así como el ancho que debe de ser entre 3 y 3.5 veces el ancho del camión o según los estándares establecidos por la compañía.
- Reducción y en ocasiones detenimiento de la producción debido a condiciones climáticas, como la lluvia, tormentas eléctricas, nieblas, los que provocan el aumento en los ciclos de transporte debido a la visibilidad y la estabilidad del camión.
- El uso de equipos auxiliares para el mantenimiento y mejora de las condiciones de transporte, como son las cisternas para el regado de las vías y de esta manera suprimir los polvos provocados por el rodamiento de los camiones, mejorando la visibilidad y disminuyendo el impacto al medio ambiente.
- Un aumento en la distancia de transporte implica un incremento en la flota, en su defecto un cambio en la capacidad de transporte por camión, lo cual significa costos crecientes acelerados a medida que se amplía la rampa y se profundiza la mina (Raimundo J. [17]).

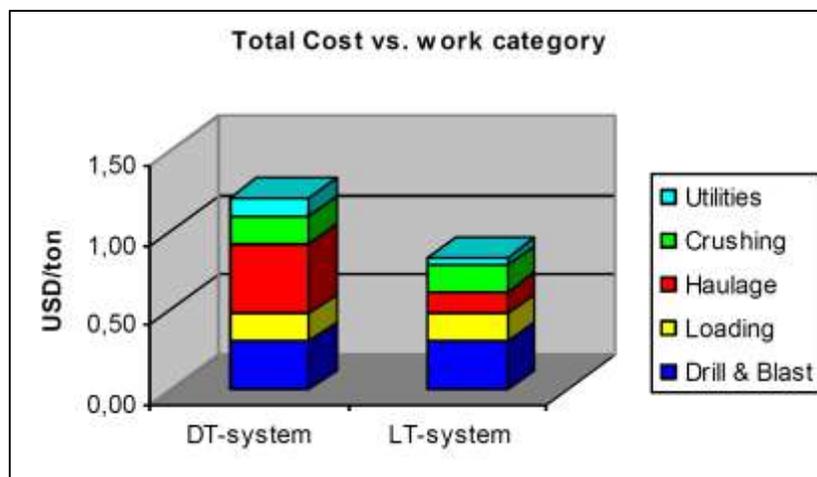


Figura 3: Comparativo de Costos Unitarios, entre un Sistema Continuo y el convencional de Pala y Camión. (Zimmermann E., Kruse W., (2006))

El comportamiento lineal del costo mina en función de la profundidad es refrendado por M. Johnson (2015), en su trabajo sobre los impactos del IPCC en la optimización del pit final, tal como se muestra en la Figura 4. Es por ello que tendrá sustento suficiente el escalar nuestros costo mina a partir del consumo de combustible de la flota de camiones, por lo tanto estaremos hablando de una aproximación muy cercana al verdadero comportamiento del OPEX mina a medida que se profundiza con la explotación del yacimiento.

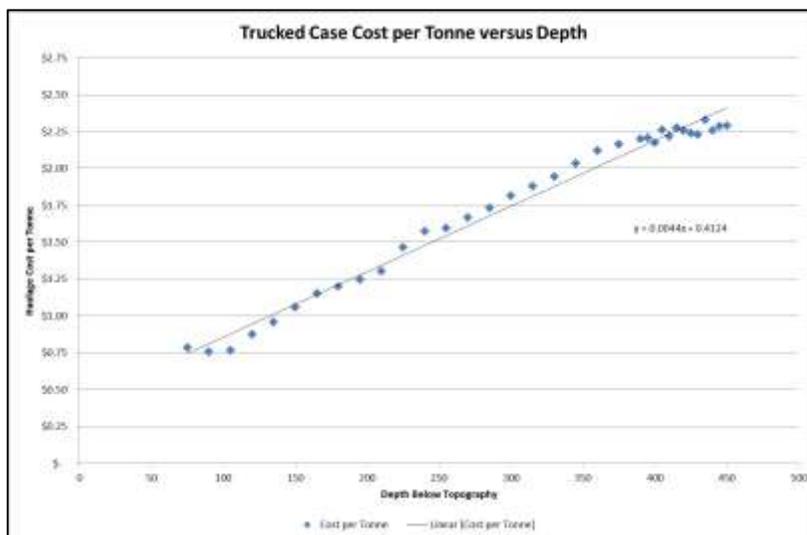


Figura 4: Estimación de costos de transporte en función de la profundidad del rajo. (Fuente: “Impacts of IPCC on Pit Shell Optimization SP - IIMC”, (M. Johnson, Deswik mining Consultants, (2015))

2.3 Modelo de Costos

Es una parte compleja del desarrollo de los proyectos mineros, por ello las compañías confían este trabajo a todo un equipo multidisciplinario con conocimiento pleno del negocio minero. El líder de dicho equipo normalmente es un ingeniero experimentado capaz de procesar las opiniones de especialistas de distintas áreas, con la finalidad de estimar costos consistentes y precisos. Una mala estimación puede conllevar a resultados catastróficos para la compañía.

Existen muchas maneras de estimar los costos de explotación, debido a la falta de un enfoque estandarizado los evaluadores estiman los costos de la manera que mejor les convenga, creyendo que es la mejor para cierta realidad. Por lo que casi todo el mundo utiliza un método diferente. Ya que un método estandarizado que se adapte a cada

situación sería extremadamente difícil de desarrollar dado que cada mina es única y sus condiciones operativas muy variables (Stebbins S., Leinart J. [32]).

El costo de algunos artículos puede diferir muy poco de mina a mina y se conocen de forma fiable y detallada, otros pueden ser únicos y de difícil estimación. En general la estimación del costo de capital y operación se remonta a la precisión en cantidades, citas fiables o precios unitarios y la provisión adecuada para los elementos indirectos o generales. Estos últimos tienden a formar una carga cada vez mayor, por esa razón deben ser detalladas y estimadas directamente siempre que sea posible y no se pueden ocultar o asignar a otras partidas de costos directos (Hustrulid W. et al. [10]).

2.3.1 Diferencia de los Costos Reales Respecto a los Estimados

La variabilidad del costo de los principales consumibles e insumos en el tiempo, hace que estimar costos sea un trabajo sumamente delicado y técnico. Ningún individuo, consultora, técnica, metodología, etc. puede anticipar el futuro, siempre existirán limitaciones de diversa índole. Es por ello que las diferencias obtenidas entre los valores reales y los estimados serán función de cinco factores importantes.

- **Riesgo.** Una estimación probabilística conocida, nos puede dar una idea del riesgo asociado al proyecto, el cual puede ser estimado de manera subjetiva u objetiva.
- **Incertidumbre.** Se entiende por incertidumbre una situación en la cual no se conoce completamente la probabilidad de que ocurra un determinado evento, como por ejemplo no es posible hacer estimaciones precisas de la inflación o no es posible conocer con certeza el retorno asociado a cierto proyecto, los costos variaran con modificaciones impredecibles en las condiciones de operación. Por lo tanto la estimación de los costos involucra un rango de incertidumbre el cual aumentará con el horizonte de proyección.
- **La calidad y la cantidad de los datos,** dará la precisión de estimación, por ello se hace necesaria el estudio exploratorio de datos, estas pueden ir variando a medida que se aumente la cantidad y la calidad de los datos, posteriormente realizar la estimación de los costos y precios asociados al proyecto.

- Certidumbre o cuasi certidumbre, indican datos más concretos, definidos en el corto plazo, las cuales por su procedencia nos dan cierta confiabilidad de su cumplimiento.
- Errores, se deben muchas veces a la mala interpretación de los datos y definiciones asociadas. Es por ello que los negocios mineros son muy variables entre regiones en el mundo ya que la particularidad de cada zona implica un costo asociado. No siempre un yacimiento con buenas condiciones mineralógicas es rentable, ya que influye de sobremanera el área geográfica de su ubicación. Los errores pueden ser de distinta índole, es por ello que se siguen ciertos procedimientos y estándares con la finalidad de minimizarlos (Franco G. [7]).

2.3.2 Tipos de Estimación de Costos

En el mercado existen cuatro tipos de estimación de costos.

1. Estimación de orden de magnitud: estas estimaciones sirven para conseguir ciertos desembolsos para la continuidad de los estudios. Sin embargo no tienen relevancia alguna para la aceptación de un proyecto ya que se necesitan estimaciones más detalladas para dicho caso. Normalmente se basan en experiencias de operaciones cercanas o similares arrojando estimaciones gruesas. Algo de la información que puede precisarse es la ubicación del yacimiento, reservas, métodos de explotación, método metalúrgico, la tasa de producción y algunos probables equipos a ser usados.
2. Estimaciones Preliminares: se realizan para refinar las estimaciones de orden de magnitud, también para mejorarlas. Estas sirven para indicar la viabilidad de un proyecto y para elaborar un modelo económico de flujo de fondos del mismo. En esta etapa la información sobre las reservas es más confiable, ya que se han avanzado en los trabajos de investigación del yacimiento.
3. Estimación definitiva: se realizan para la obtención de fondos, de esta manera establecer un precio de contrato. Será la base para el control de costos del proyecto, también como formato para ayudar a la contabilidad y proporcionar información sobre los costos actuales, para su uso en futuras estimaciones y para mejorar los métodos de cálculo existentes.

4. Estimación detallada: como su nombre mismo lo indica, son estimaciones detalladas basadas en diseños estructurales completos, con especificaciones y condiciones del lugar. Se usan como base para la puesta en marcha del proyecto, toda la información requerida se da en la ingeniería de detalle y ofertas de los contratistas y fabricantes asociados. Estas estimaciones no se llevaran a cabo si antes no se tiene el estudio de factibilidad del proyecto (Franco G. [6]).

Tabla 1: Algunos datos referenciales sobre los diversos tipos de estimación de costos. (Franco G., (1998))

Tipo de Estimación	Precisión (%)	Tiempo de Estimación (días)	Imprevistos (%)	Avance de Ingeniería (%)	Desembolso de Capital Inicial (%)
Orden de Magnitud	30 - 50	1 - 2	20 - 30	5	0.5
Preliminar	10 - 30	7 - 42	10 - 20	15 - 20	2 - 5
Definitiva	10	90 - 180	6 - 10	50 - 60	10 - 15
Detallada	5	60 - 270	4 - 7	90 - 100	50 - 60

Este cuadro es referencial, ya que dependerá mucho de las condiciones y magnitud del proyecto minero.

2.4 In Pit Crushing and Conveyors (IPCC)

Esta metodología fue desarrollada hace algunas décadas, como una alternativa en el manejo de materiales, de esta manera disminuir los costos asociados al transporte de material en las minas a cielo abierto, todo esto a causa del súbito incremento del precio del petróleo, que afectaba a toda la industria de entonces, así también minimizar la dependencia de dicho insumo y sus fluctuaciones (Radlowski K. [27]).

Esta es una alternativa para el transporte de materiales (mineral y/o desmonte) de la mina. Se puede usar una chancadora móvil, semi-móvil o fija, como chancador primario dentro del *pit*. El transporte de material en sí, se lleva a cabo mediante correas transportadoras hacia el botadero o planta de procesamiento, dependiendo del material movido. Cuando se trata de desmonte estas van acopladas a un *spreader* que se encarga de verter el material en los respectivos botaderos de residuos (Turnbull D. [35]).

Además, la caída en el precio de los *commodities* exige a las empresas desarrollar e implementar tecnologías con menores costos asociados, de allí que nace la necesidad del uso del IPCC, ya que tiene múltiples ventajas y bajo conocimientos bien desarrollados puede representar un gran ahorro en lo que a manejo de materiales se trata. Otro tema

importantísimo y poco resaltado de este método, es su baja agresividad con el medio ambiente, ya que en la actualidad por la coyuntura mundial de industrias social y medioambientalmente responsables, ésta representa de por sí un gran compromiso, ya que se minimiza las emisiones y las partículas en suspensión a cantidades realmente despreciables.

El IPCC ha estado sujeto a diversas evaluaciones, debido a las fluctuaciones en el precio de los equipos, los combustibles, la escasa mano de obra y la necesidad creciente de mover siempre la mayor cantidad de material; diversas compañías y vendedores individuales ofrecen una gama a veces confusa de sistemas de excavación, transporte y vertido del material (Atchison T. [1]).

Una de las alternativas para disminuir el costo de transporte, consiste en reducir las distancias de transporte, por lo que se hace necesario el uso de chancadoras que pueden ser fijas o móviles, lo cual disminuya el ciclo de acarreo; los efectos potenciales de la instalación de un chancador y correa transportadora en una mina a cielo abierto, trae consigo requisitos de planificación significativos; es por ello que *Independent Mining Consultants, Inc.* realizó una revisión de los efectos geométricos sufridos por el rajo a causa de la implementación de este sistema. La gran ventaja del estudio presentado por la empresa en mención, es que recoge diversas experiencias de grandes minas de metales base, los cuales también son usados en minas de carbón y canteras, no considera detalles sobre las instalaciones mecánicas como los anchos de correa, tensiones, tamaños de chancadoras, etc. ya que estos dependerán de las tasas de producción y de características inherentes a cada yacimiento en particular.

Es necesario mencionar que este sistema funciona mejor cuando se tiene que mover gran cantidad de material desde un origen hasta un solo destino, que obviamente se encuentra en un nivel superior. El movimiento continuo del transportador no favorece la productividad del mismo, ya que éste toma demasiado tiempo, sin embargo se pueden hacer movimientos finamente programados con la finalidad de disminuir tiempos improductivos (Independent Mining Consultants, INC. [11]).

Estudios realizados por la fabricante de maquinarias y equipo minero Sandvik y la consultora especializada en el tema Snowden, revelan ahorros entre 0.18 USD/ton a 0.82

USD/ton, en comparación con el sistema de transporte tradicional como es de camiones, debido al alto costo de la operación y mantenimiento de los mismos. Es sabido que los motores a diésel son menos eficientes y más aún cuando se trabaja a alturas considerables respecto al nivel del mar. En comparación a estos los motores eléctricos usados en las correas transportadoras son una alternativa de uso eficiente de la energía y a menor costo por tonelada movida. Un primer paso razonable en la evaluación de alternativas sería el análisis de las diferencias en los costos operativos y de capital entre un sistema con camiones versus el IPCC, además de determinar el tipo o sea la configuración de IPCC más adecuado para la aplicación en el proyecto en particular, de esta manera evaluar si es necesario un estudio de mayor detalle. El IPCC es un proceso probado que, con una mentalidad fresca, puede hacer una mejora significativa a las operaciones mineras (Turnbull D. [35]).

La costumbre de trabajo con el sistema convencional y la lenta transferencia de conocimientos y tecnología hacia la industria, limita de sobremanera su estudio e implementación, ya que por la coyuntura actual, sería una gran alternativa para muchos proyectos mineros postergados y muy sensibles a las fluctuaciones del petróleo. Está de más repetir sus bondades con respecto al medio ambiente, por ende su difusión y posterior aceptación del proyecto sería menos complicada.

2.5 Importancia del In-Pit Crushing and Conveying

Respecto a la importancia de este método hemos hablado algunos puntos en párrafos anteriores. Sin embargo es necesario mencionar otros factores de relevancia que incrementan el atractivo del IPCC como alternativa para el manejo de materiales.

- Incremento del costo de transporte en los rajes, debido a la madurez de las minas a cielo abierto, por ende mayores profundidades alcanzadas, además del incremento de las relaciones de estéril/mineral, debido a la profundidad, lo cual sugiere un mayor movimiento de material de desmonte para alcanzar una recuperación minera mayor.
- Si bien es cierto el costo del combustible en el corto plazo se mantiene estable dentro de valores bajos, en el largo plazo la tendencia es a una recuperación, por

ende se requerirá minimizar el costo con la finalidad de obtener mejores márgenes de utilidad.

- Los altos costos laborales y la escasez de mano de obra experimentada, es un punto a favor, para así poder preparar al personal en el uso de nuevas tecnologías.
- El IPCC tiene un alto potencial de simplificar su operación, en base a la automatización, la cual mantendrá los niveles de dotación de personal bajos, en comparación a una operación tradicional de camiones.
- Este método reduce significativamente la exposición del personal, por la limitada dotación y por la baja exposición a equipos en movimiento como son los camiones mineros, las cuales son los principales causantes de los accidentes con equipos móviles en las minas a cielo abierto.
- El perfil de baja emisión del IPCC, lo hace muy atractivo, ya que el impacto generado por la operación debido a las emisiones, será mínima.
- El uso eficiente de la energía y la búsqueda de una operación sustentable con el medio ambiente.
- Los cambios y mejoras en el diseño de los componentes del IPCC, han hecho de esta una operación más eficiente y confiable.

Sin embargo, el IPCC, para ser realmente competitivo, necesita de un suministro energético confiable, a la vez a un bajo costo. Por ello su evaluación deberá de realizarse con mucho cuidado en países donde dicho costo al menos en la actualidad se encuentra alto, considerando también el costo de los combustibles a la fecha (Turnbull D. [35]).

2.6 Criterios de Selección de un IPCC

Específicamente el sistema tiene que satisfacer dos requerimientos, los cuales compiten para hacer aún más apropiada la elección para una determinada operación. Estas son:

1. Ser capaz de entregar el material, ya sea mineral y/o desmote a algún tipo de sistema encargado del transporte fuera del *pit*, según sea el caso, todo esto con la capacidad requerida, ya sea por la planta o por el volumen de desmote programado.

2. Un menor costo respecto al sistema tradicional, ya que en esta radica su mayor potencial, debido a que los camiones entregan una mayor flexibilidad de trabajo y son muy buenos para distancias cortas de acarreo. Sin embargo como ya se mencionó a medida que se amplían los ciclos de transporte las fajas transportadoras cobran preponderancia, debido a un menor incremento del OPEX respecto a la profundización de la mina.

Además ha de evaluarse si el material a mover es el adecuado para el método propuesto, así como también se exige cierta regularidad y amplitud de los bancos, para que de esta manera no se tenga que usar muchos tramos de correa los cuales provocarían una disminución de la disponibilidad de todo el sistema de transporte de materiales (Ingmarsson K. [12]).

También es necesario tener en cuenta que todo el sistema aguas abajo es adecuado para recibir el material a partir de un sistema de transporte no tradicional, incidiendo en el nulo movimiento de las líneas principales de transporte, ya que dichos movimientos son excesivamente caros y podrían ser determinantes al momento de la evaluación.

Hay tres pasos principales en el diseño de una buena planta de chancado: primero es el diseño del proceso, segundo la selección del equipo y tercero el plan. El primero y el segundo son dictadas por las necesidades de producción y características de los materiales, pero el plan puede reflejar las entradas, las preferencias y la experiencia de un gran número de partes. Estos pueden incluir el personal de ingeniería del dueño, personal de operaciones y mantenimiento, fabricantes de equipos y especialmente los planificadores de la mina (Utley R. [38]).

Como ya mencionamos el suministro de energía a bajo costo y confiable, por todo lo mencionado atrás se puede evaluar la idoneidad del uso del IPCC, caso contrario será cuestionada desde un principio (Atchison T. [1]).

2.7 Factores a considerar al Implementar el IPCC

Dado que el sistema IPCC es poco usado y limitado a cierto tipo de yacimientos, es necesario realizar las siguientes acotaciones, con la finalidad de tener presente los principales factores influyentes en el desarrollo del sistema mencionado.

- La tasa de movimiento anual de material, es determinante ya que este sistema fue concebido con la finalidad de mover grandes tonelajes. Solo de esta manera se logrará abatir el alto CAPEX asociado. Este tonelaje debe de superar los 25 millones anuales como referencia (Cooper A. [6]).
- Este sistema solo será factible si logra reemplazar la suficiente cantidad de camiones que justifique su inversión inicial, si el ciclo de acarreo promedio de la flota de camiones es mayor a 25 min, una evaluación sobre la posibilidad de implementar un sistema IPCC deberá de ser considerada, todo esto con la finalidad de ahorrar en OPEX y de ser posible en CAPEX (Cooper A. [6]).
- Por tratarse de un sistema intensivo en capital, se requiere de minas con vida de operación prolongadas, con el fin de reducir el OPEX, todo esto ya que se requiere de 5 a 6 años de operación para la recuperación de la inversión inicial.
- Algo muy importante a tomar en cuenta y más aún ahora debido al bajo costo del petróleo, es el ratio del costo de electricidad respecto al diésel, lo cual deberá de ser bajo para que este sistema pueda ser competitivo, una buena proyección de precios ayudará a la robustez de la evaluación y posterior planificación.
- Otro factor determinante es la dureza del material a mover, lo cual requiere un modelo geomecánico robusto que represente lo más cercano posible la realidad del yacimiento en lo que a competencia, UCS, abrasividad, distribución de tamaños, dominios geológicos, etc. del material se refiere, de esta manera realizar la elección de la chancadora correcta para el proyecto. Un estudio errado del tema conllevaría a incurrir en costos excesivos para su corrección.
- La variabilidad del yacimiento: el éxito del IPCC se basa en una correcta planificación de las operaciones, las variaciones topográficas o geológicas del yacimiento pueden ser perjudiciales para la productividad del sistema.
- La dilución, el uso de equipos grandes sugiere pérdida de selectividad por lo tanto se introduce una alta dilución.
- Secuencia minera: el IPCC implica amplias fases, para de este manera mantener el avance vertical bajo y así reducir la recolocación de la chancadora, este sistema incrementa la capacidad de movimiento de material de la mina, pero reduce las fases activas por lo tanto disminuye la capacidad de *blending* de la ley de cabeza; solo un buen equilibrio entre estos parámetros puede dar lugar a una configuración

viable del IPCC. La planificación minera de IPCC requiere un esfuerzo adicional al tradicional. Cabe resaltar además que el IPCC no tolerará malas prácticas de planificación minera.

- Geometría del *pit*: algo de la cual tenemos que estar conscientes es que no existirán condiciones totalmente ideales, el sistema coexistirá con palas y camiones en áreas donde el sistema no es capaz de operar de manera eficiente, como son las zonas estrechas, irregulares o el fondo de fase o *pit* pequeño como para que se puede minar usando el IPCC. Además dependiendo del dominio geológico se pueden usar los chancadores full móviles en rocas blandas o de mediana dureza, así como la configuración semi-móvil puede ser usada para los dominios de roca dura, por ejemplo un chancador semi-móvil alimentada por camiones.
- Gasto adicional en el *pre-stripping*: antes de la producción regular, el IPCC requiere el corte de un área inicial necesario para la instalación de la estación de chancado y las correas de banco, lo cual dependerá mucho de las condiciones iniciales del proyecto. Este movimiento de material es significativo: a menudo requiere de la compra de equipo minero adicional, el IPCC requiere el diseño de desarrollo suficiente por delante de la producción. La falta de este avance puede causar un grave impacto en la producción minera debido a las interferencias operacionales usuales y propias de una mina en operación. El ancho necesario para la operación del IPCC dependiendo de la configuración puede ir desde los 100 hasta los 300 metros.
- Control operacional: el IPCC requerirá de un robusto sistema de control operacional, con personal altamente calificado. El IPCC es muy susceptible a la incertidumbre por lo tanto se debe de tener especial cuidado para establecer un sistema de control geológico, con la capacidad de anticiparse a los cambios de las propiedades de la roca que puedan comprometer la planificación y las operaciones de la mina. Es por ello que la geología, la planificación y supervisión de operaciones deben estar muy bien alineadas e integradas con los requerimientos del IPCC (Carter R. [4]).

- Número de destinos: este sistema trabaja de manera óptima, si es que el número de destinos es mínimo. De esta manera reducimos las reubicaciones y paradas operativas, maximizando la disponibilidad y utilización de las mismas.
- Ubicación inicial de la chancadora: la primera ubicación del chancador es importante, ya que ésta podría suponer un adelantamiento o no de cierta cantidad de material a mover, debido a que si se instala justo al empezar el rajo esta incrementa el OPEX del IPCC, sin embargo si se elige cualquier otra ubicación dentro del *pit* por debajo de la cota superior, ésta podría suponer un adelantamiento en el movimiento de material al menos de la primera fase. Esto se acrecienta cuando la idea es colocar el chancador en la pared final del rajo, donde se tiene que evaluar las ventajas de dicha ubicación, debido a que los volúmenes de movimiento de material antes, pueden ser altos.
- Baja flexibilidad en capacidad: una vez instalada a cierta capacidad de producción es inviable su modificación debido a los altos costos y paradas operativas que conlleva.
- Tamaño de material: es necesario que el material chancado a transportar este por debajo de los 250mm para que el traslado por la correa transportadora se realiza de manera correcta.
- La operación estará sujeta a la disponibilidad de las correas, los cuales están por encima del 95% pero a nivel del sistema dependerá de la configuración y número de tramos.
- Cuando se trate de chancadores semi móviles, y semi fijos el cambio de ubicación de éstas conlleva a incurrir en altos costos y paradas operativas de varios días (Tavakoli M. et al [33]).

2.8 Planificación Minera Usando IPCC

El primer paso para la evaluación de la potencial instalación de un IPCC, tiene por objeto establecer los requisitos geométricos necesarios para su implementación, tan simple como suena, estableciendo el tamaño, el tiempo, altura y ancho.

También ha de evaluarse el tipo de correa transportadora a ser usado, así como el ingeniero debe de entender la geometría del sistema y considerar cierta flexibilidad para la modificación de las instalaciones. Se requiere de una superficie desde donde se

alimentará, lo cual se encuentra un banco por encima del chancador, posteriormente el material es entregado a una correa transportadora un banco por debajo de la plataforma de descarga de los camiones. Otros sistemas son flexibles en esta cuestión ya que tanto la plataforma de alimentación como de entrega pueden encontrarse a un mismo nivel. En cualquier sistema es fundamental conocer la gama de ángulos horizontales que el alimentador puede entregar al chancador así como la gama de ángulos que el transportador puede recibir materiales del chancador. El área de volteo para el camión dependerá en sí del modelo y capacidad de los mismos que serán especificados por el fabricante, las disponibilidades y utilizaciones de los chancadores serán especificadas a medida que se vaya desarrollando el trabajo, así como las capacidades de las mismas, ya que por trabajar con modelos conceptuales diferentes se tendrá distintos ritmos de producción.

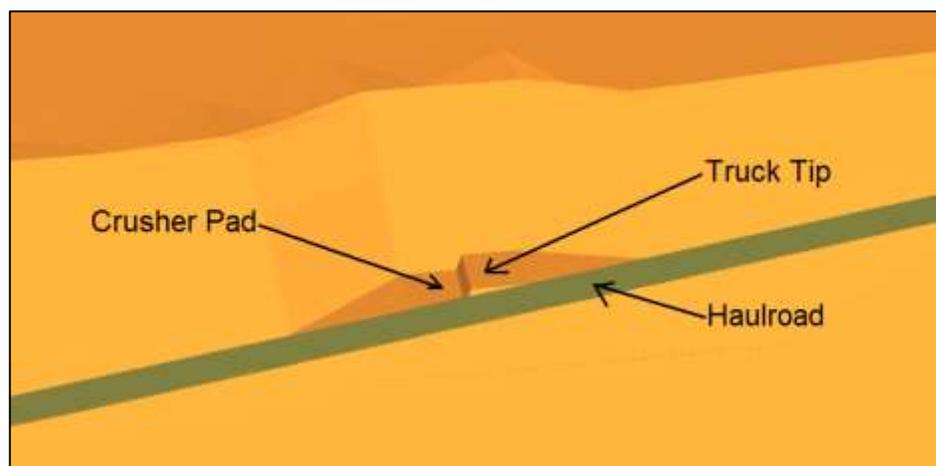


Figura 5: Acceso con desnivel para instalación de una chancadora. (Cooper A., (2008))

La correa transportadora puede ser diseñada con una capacidad mayor que la del chancador, para poder manejar los repentinos aumentos de chancado, debido a la variabilidad de la competencia de las rocas, sin mucho gasto adicional.

Los sistemas móviles o full-móviles, entregan directamente el material chancado a una correa transportadora en el mismo frente de carguío, transfiriéndose las fluctuaciones directamente entre la capacidad de carguío de la pala, la capacidad de almacenamiento del *Hopper* del chancador y el rendimiento del mismo ésta a su vez a la correa transportadora. La compensación de la capacidad de diseño en el sistema de transporte debe ser resuelta entre el minero y el ingeniero encargado del manejo de materiales.

Como regla general, el sistema de IPCC no debería de ser planificado de antemano sobre los mismos criterios y *layouts* del sistema tradicional de pala y camión (Independent Mining Consultants, INC. [11]).

2.9 Criterios de Planificación Minera Usando IPCC

Como ya lo hemos mencionado líneas atrás, por regla general el IPCC no debería ser planificado bajo los mismos criterios del sistema tradicional de pala y camión. Es por ello que en este punto se diferencia el porqué de dicha premisa.

- El avance del minado no debería de darse por encima de las correas transportadoras, ya que esta corre el riesgo de sufrir daños a causa de las tronaduras, a menos que se deje una berma de protección lo suficientemente confiable. Solo de esta manera se podría argumentar el minado en bancos que se encuentren por encima de las correas. Si se trata de realizar tronaduras controladas, estas incrementarían el costo del mismo y también se verá reducida en la velocidad de avance en vertical.
- Ya que el movimiento de los chancadores origina demasiados tiempos improductivos, los movimientos de los mismos deberán ser limitados a un máximo de dos reubicaciones por año, controlándose de esta manera el avance vertical, tratándose del sistema con chancadora semi-móvil, es decir un máximo de 8 bancos de 15 m estándar por año.
- Dependiendo de la configuración usada, el gasto por la compra del chancador se realizará solo una vez. Posterior a ello el gasto incurrido será únicamente por los cimientos y los costos asociados al movimiento e instalación del chancador.
- En esta etapa, el sistema necesita tener una rampa de acceso permanente e independiente a la fase para las correas transportadoras. En consecuencia los *pits* optimizados para IPCC, hacen uso de grandes fases en comparación con el del sistema tradicional de pala y camión ya que estos usan áreas más pequeñas por su versatilidad y tamaño, que denotan.
- Teóricamente fases más pequeñas generan un VAN superior, ya que tienen la ventaja de acceder al mineral más rápidamente. Dicho postulado no siempre se cumple, motivo por el cual se evaluarán las fases por capacidad y el proyecto variando el número de fases durante el LOM.

- La creencia de suponer que es correcto un diseño porque siempre se hizo así. Se asume que los costos y la productividad no cambiarán con el cambio de tamaño de las fases, por lo tanto no hay ahorro de costos para impulsar un cambio en la práctica del diseño.

Un marco referencial para la selección y diseño del *In-Pit Crusher and conveyor* sería el propuesto por Knights P. et al. (2015).

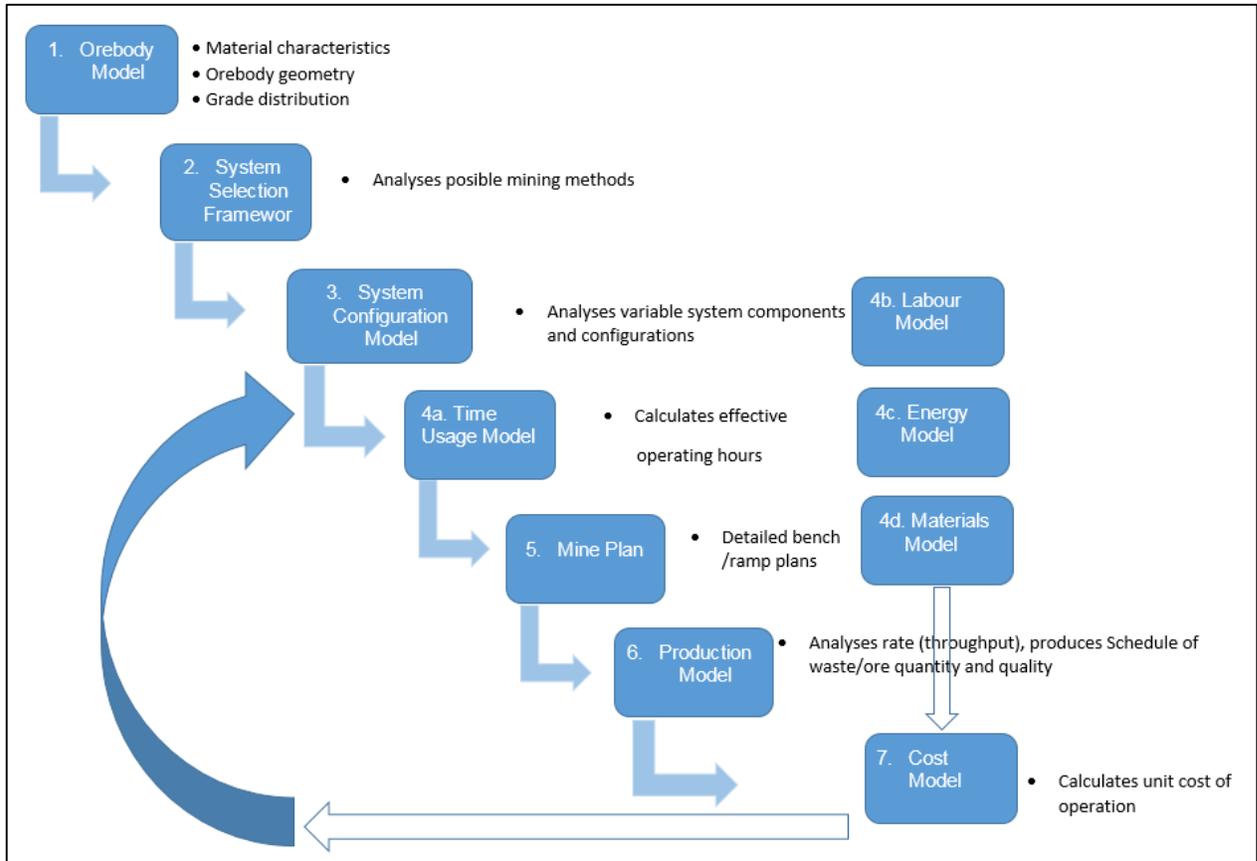


Figura 6: Diagrama Referencial para la selección y diseño del IPCC. (Knights et al. (2015))

2.10 Configuraciones del IPCC.

Los IPCC tienen distintas configuraciones, que según la particularidad, características propias de los yacimientos y sus requerimientos de producción, pueden ser usadas. A continuación detallaremos cada una de ellas resaltando sus ventajas y desventajas (M&A Research. [21]).

- Fijos.
- Semi-fijos.

- Semi-móvil.
- Móviles.

2.10.1 Sistema IPCC con Chancador Fijo.

Se trata de la configuración más usada y conocida a nivel mundial. En un principio fueron usados solo como chancador primario exclusivamente para mineral. Sin embargo con el transcurrir de los años estos son usados también para desmonte, alimentando de manera directa a las correas transportadoras hacia superficie. Muchas compañías optaron por este método hace muchos años atrás por las ventajas que ofrece. Sin embargo con el transcurrir del tiempo y la profundización de los rajos, estos se han vuelto a reevaluar, ya que las distancias de acarreo se han incrementado considerablemente.



Figura 7: Chancador Fijo, (Cooper A., Turnbull D. (2008))

Algunas de las características propias de este método son:

- Alta capacidad de chancado y por ende también de transporte.
- El chancador usualmente usado es el giratorio o en su defecto el de mandíbulas.
- Comúnmente estas están asociadas a un túnel de transporte, donde se emplaza la correa transportadora, la cual alimenta directamente a la planta, según sea el caso.

2.10.2 Sistema IPCC con Chancador Semi-fijo.

Como su nombre lo indica este sistema tiene cierta periodicidad en su emplazamiento, es decir permanecen por tiempos prolongados en un mismo lugar, para luego ser movilizadas hacia otro emplazamiento más conveniente al anterior. Estas chancadoras

son construidas y ensambladas de tal manera que faciliten su transporte en un momento determinado. Para dicho instante se realiza toda una planificación a detalle del movimiento del chancador, con la finalidad de minimizar los tiempos improductivos a causa de esta actividad (Utley R. [38]).



Figura 8: Chancador Semi-fijo, (Cooper A., Turnbull D. (2008))

Algunas de las características propias de este método son:

- Alta capacidad de chancado, ya que por su emplazamiento fijo por varios años, ésta es más robusta, por consiguiente productiva.
- Su recolocación se realiza en periodos de 3-5 años, lo que sugiere un periodo considerable antes de paradas por su cambio de ubicación.
- Típicamente se usan chancadores giratorios o de mandíbulas, éstos dos por su gran productividad cuando se trabaja con roca competente.
- Éstos pueden estar asociadas a un túnel como en el caso anterior, o también a líneas de correas transportadoras instaladas directamente en un ancho adicional de la rampa de transporte.

2.10.3 Sistema IPCC con Chancador Semi-móvil.

Estos chancadores son más versátiles respecto a las anteriores. Debido a su movilidad esporádica estos pueden ir adaptándose a los cambios en las operaciones. Sin embargo dichos movimientos generan tiempos improductivos, es por ello que se recomienda trabajar con varios de estos chancadores, de manera de suplir la producción de uno mientras se está movilizándolo otra (Utley R. [38]).

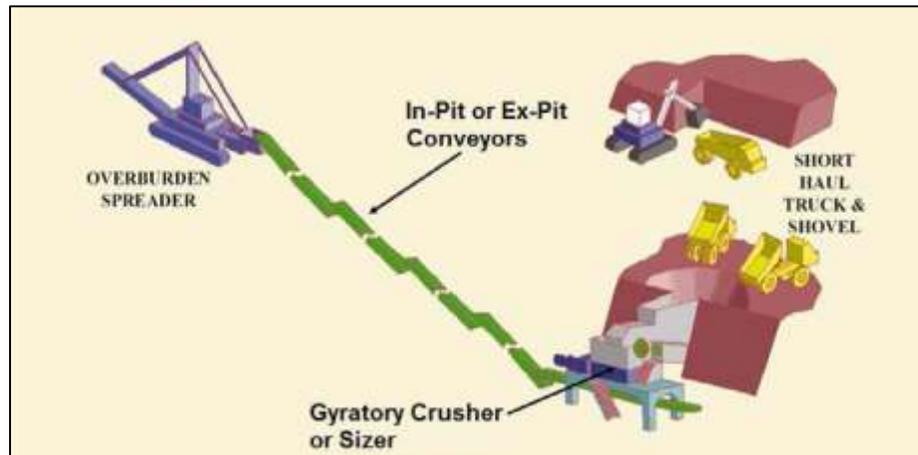


Figura 9: Chancador Semi-móvil. (Cooper A., Turnbull D. (2008))

Algunas de las características propias de este sistema son:

- Debido al constante movimiento, éstas tienen una capacidad de producción media.
- Típicamente está asociado a chancadores de doble rodillo y *sizers*. Estos se ven afectas a la competitividad de la roca, además de ser más compactas lo cual influye en su capacidad de chancado.
- Su reubicación se puede realizar cada 6-18 meses, de ahí la necesidad de ser chancadores compactos para facilitar su movimiento a través del *pit*.
- Una de las grandes fortalezas de este sistema es la capacidad de instalar varias estaciones de chancado, además de múltiples líneas de correas transportadoras y puntos de distribución. Esto entrega cierta flexibilidad en las operaciones.
- Este sistema no es de común uso en minas profundas de roca competente, ya que los chancadores asociados a este sistema tienen muy baja productividad en rocas de buena calidad. Por ello están más ligados a la producción de no metálicos como por ejemplo las minas de carbón.

2.10.4 Sistema IPCC con Chancador Móvil.

Tal y como lo indica su nombre, este sistema cuenta con un chancador móvil, el cual está montado sobre orugas y puede ser alimentado directamente por la pala, eliminando la flota de camiones en dicho frente de carguío. Su aplicabilidad mayormente se ha limitado a minas no metálicas, sin embargo a medida que se avanza con los desarrollos tecnológicos, empresas como *Metso Minerals* están apostando con chancadores móviles para minas de metales base. Se cuenta con poca experiencia en su aplicabilidad en

dichas minas, sin embargo ya se pueden encontrar algunas minas alrededor del mundo usando este método (Utley R. [38]).

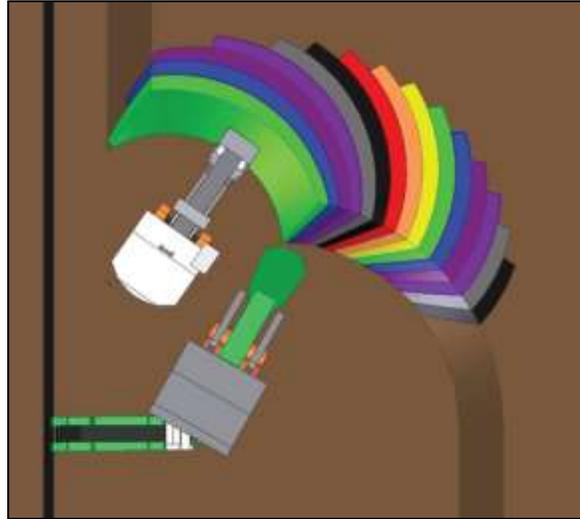


Figura 10: Chancador Móvil, (Atchison T., Morrison D., (2011))

Algunas de las características propias de este sistema son:

- La productividad de este sistema está limitada por el tipo de chancador que en este caso es el de mandíbulas, el cual a su vez se encuentra limitada por el *Hopper*. Por ello se hace necesario el uso de una pala que sea la correcta respecto a la capacidad de almacenaje del *Hopper* del chancador móvil. En general dicho equipo trata de ser lo más compacto posible, para su constante movilidad, es por ello que cuenta con una capacidad de producción de media a baja. Sin embargo esto se puede mejorar debido a que con este sistema se puede contar por cada frente de carguío con una chancadora móvil, entregando flexibilidad y mayor dinamismo al sistema.

Tabla 2: Valores referenciales para la elección de palas y capacidades de Hopper, (Chadwick J., (2010))

Características	Unidades				
Capacidad de la Pala	Toneladas	45	60	82.5	105
Productividad	Ton/hora	4500	6000	8250	10500
Capacidad del Hopper	Toneladas	125	165	225	290

- Típicamente usan chancadores de doble rollo y *sizers*, que por sus características son limitadas en capacidad para trabajos en roca competente.

- El chancador móvil se verá obligado a seguir siempre a una pala, para que se realice la alimentación directa, por ello que también se requieren anchos operativos grandes.
- El chancador alimenta a una correa de sacrificio móvil, que a su vez traspasa el material chancado a la correa de banco, que se encarga de transportar el material hacia superficie.
- Debido al uso de chancadores de mandíbulas y *sizers*, en la actualidad su uso no es aplicable en minas de roca competente.

Las siguientes tablas muestran una idea de cómo se comportan, los chancadores, según su tipo y capacidad frente a la competencia de las rocas, esto es muy importante debido a que se tiene que tener en cuenta estas variaciones al momento de planificar las minas considerando el IPCC como alternativa para el manejo de materiales.

Tabla 3: Capacidad anual nominal para un sistema SMIPCC, (P. Morris (2008))

SMIPCC Capacity					
10000 tph Nominal	Crusher Type	Instant tph	Average tph	Op. Hrs hrs	Annual mtpa
150 MPa	Gyratory	9000	8500	5697	48.42
100 MPa	Gyratory	10000	9500	5697	54.12
50 MPa	Gyratory	10500	10000	5697	56.97
50 MPa	Sizer	8500	8000	5697	45.58
25 MPa	Sizer	9500	9000	5697	51.27
Clay	Sizer	10000	9500	5697	54.12

Tabla 4: Capacidad anual nominal para un sistema FMIPCC. (Morris P (2008)).

FMIPCC Capacity					
7500 tph Nominal	Crusher Type	Instant tph	Average tph	Op. Hrs hrs	Annual mtpa
50 MPa	Sizer	6750	5500	5285	29.07
25 MPa	Sizer	7500	5500	5285	29.07
Clay	Sizer	7500	6000	5285	31.71

La siguiente figura resume la información mencionada respecto a los tipos de chancadores usados en las distintas configuraciones y el porqué de su uso. Cabe mencionar que la figura es referencial, sin embargo es un gran indicador.

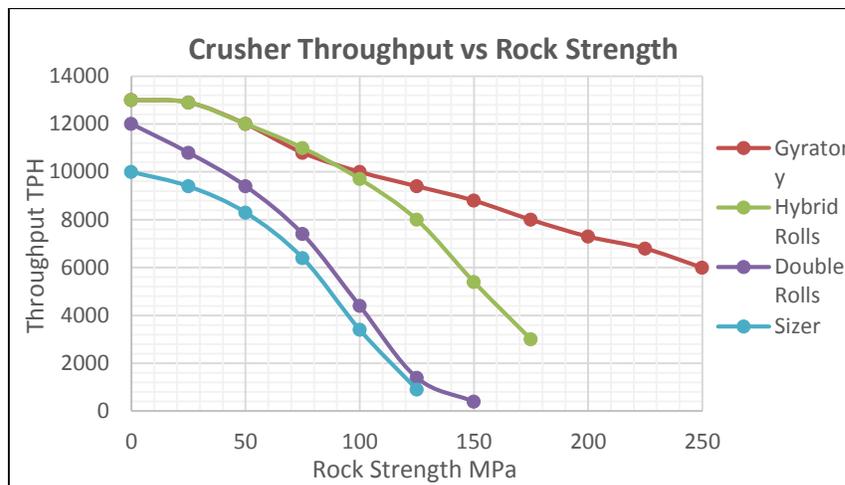


Figura 11: Competencia de la roca versus rendimiento de los chancadores. (Turnbull D. y Cooper A.)

2.11 Restricciones al Incorporar el IPCC

Este es un paso muy importante, ya que se detallan las principales restricciones a tener en cuenta, cuando se realice un estudio referente a este sistema. Además cabe mencionar que, adicional a las mencionadas líneas abajo, pueden existir restricciones inherentes a cada proyecto, motivo por el cual es necesario un conocimiento pleno de las características del proyecto (Ingmarsson K. [12]).

Horizontes de planificación: esto se debe realizar para toda la vida del proyecto, con la finalidad de realizar solo ajustes de baja incidencia en el curso de las operaciones. De esta manera aseguramos una planificación consistente y evitamos el término de flexibilidad en la planificación, ya que ésta se presta a corregir errores incurridos en estados tempranos y no específicamente a la facilidad del método.

Ancho de minado: dependiendo de la configuración usada, los anchos de minado serán indistintos. Sin embargo, estos son mayores a los anchos de minado considerados en el sistema tradicional. Para este caso en específico usamos 250 m. el cual asegura la operación de una chancadora full móvil, el uso de una correa de sacrificio y la correa de banco, sin ningún problema.

Dilución: es sabido que al incorporar este sistema, la dilución aumenta, motivo por el cual. Se puede considerar la ley mencionada, como una ley diluida. Sin embargo, en estricto rigor para el ejemplo ésta fue despreciada, ya que es un tema que puede ser visto en futuros estudios.

Número de tramos de la correa transportadora: cuando se piensa en un sistema de acarreo mediante el uso de correas transportadoras, éstas requerirán un trazado distinto al de los caminos asociados a los camiones. De esta manera se reduce el número de tramos a instalar del mismo y se garantiza una mayor disponibilidad del sistema, caso contrario el principal cuello de botella de nuestro sistema será dicha disponibilidad. Para este caso se está considerando una rampa independiente para su instalación y un trazado acorde a nuestras necesidades, tal como se puede apreciar en la Figura 12. Si bien es cierto que la rampa en *switchback* tiene múltiples desventajas (mantenimiento, visibilidad, reducción de velocidad) (Hustrulid W. et al. [10]). Éstas son muy útiles cuando se tienen marcadas diferencias en la calidad de los dominios rocosos y se requiere mantener alguna zona inalterable con otra finalidad como en este caso.

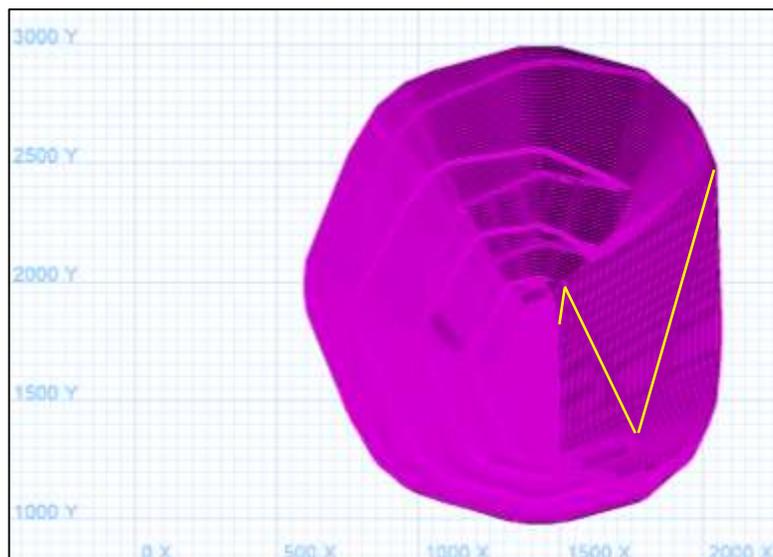


Figura 12: Pit final y ubicación tentativa de la correa transportadora.

Es sabido que a una mayor cantidad de tramos de las correas transportadoras, estas tendrán una disponibilidad mecánica muy baja respecto a su disponibilidad independiente. Es por ello que un diseño inteligente del sistema de transporte contempla minimizar el número de tramos, de manera de entregarle una mayor disponibilidad al sistema. Es por ello que en este caso se contempla la construcción de una rampa independiente para la correa transportadora, en la pared más uniforme del rajo, además de considerar un ángulo mayor, para que así se pueda ganar en profundidad. En este caso las dimensiones de la rampa son 10 m. el cual contempla

suficiente área para el mantenimiento de las correas, así mismo un gradiente de aproximadamente 30%, ésta no será limitante si los equipos de servicios a ser usados son con tracción 4x4 y/o montados sobre orugas.

Todo el proceso de diseño de las rampas en *switchback* puede apreciarse en la siguiente imagen

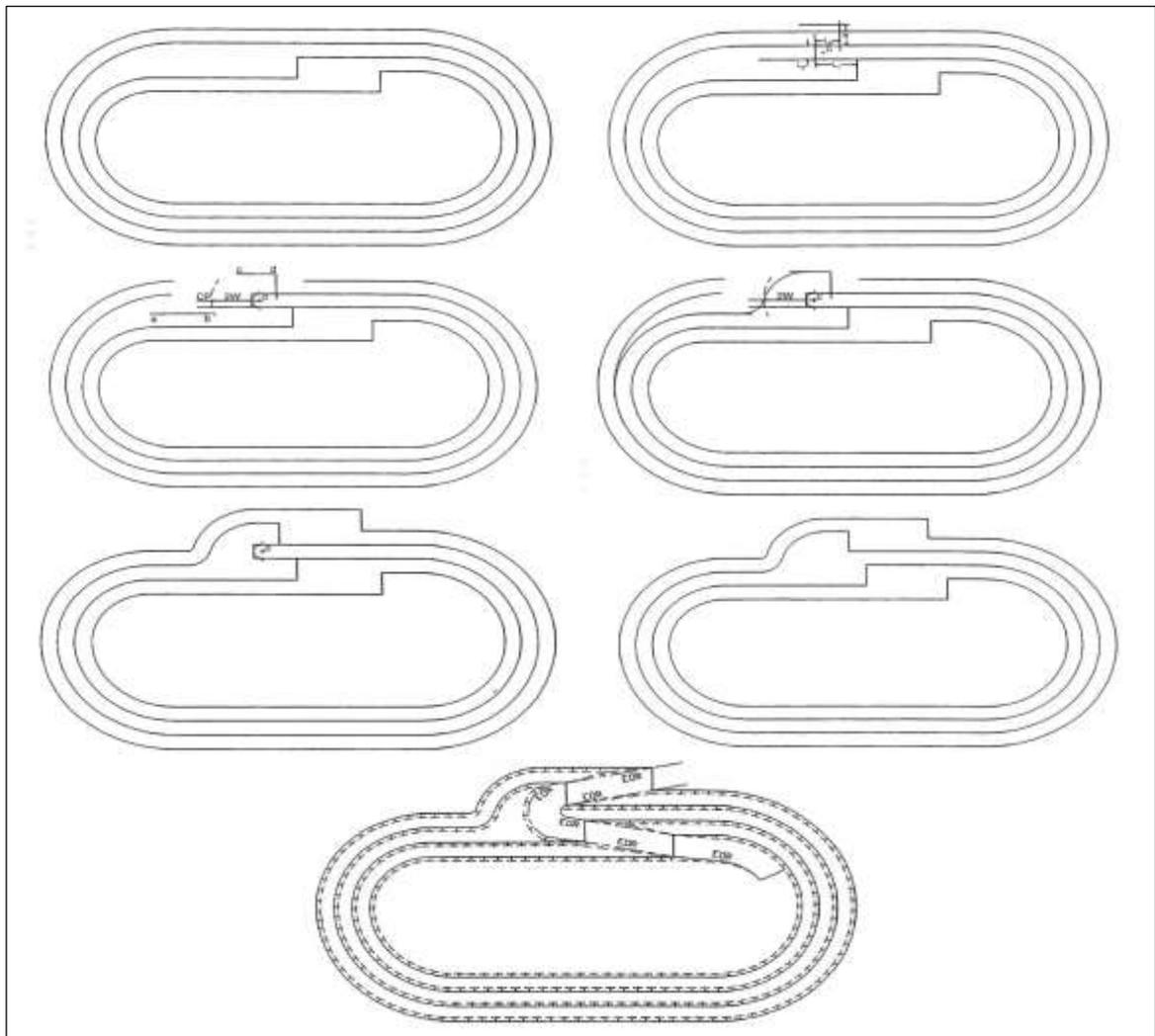


Figura 13: Proceso de diseño de las rampas en Switchback. (Hustrulid W. et al. (2013)).

Capacidad de chancado: ya sea el sistema mixto (pala camión e IPCC) o puramente el sistema IPCC, este se verá afectado por la capacidad y disponibilidad de los chancadores, las cuales serán las principales limitantes del sistema, ya que éstas alimentarán directamente a las correas transportadoras. Una buena performance de éstas garantiza el cumplimiento de los tonelajes asociados tanto de mineral como de desmonte.

La Figura 10 resume en gran manera de por qué la chancadora es una de las limitantes. Esta se da principalmente debido a la variabilidad de la dureza de la roca en la naturaleza y cómo se comporta nuestro equipo frente a esa variabilidad. En nuestro caso nos limitaremos al uso de los chancadores giratorias y los *hybrid rolls*, ya que por la naturaleza del cobre de nuestros yacimientos son las que más se ajustan.

Pendiente de instalación de las correas: una de las ventajas de usar correas transportadoras, será el aprovechamiento al máximo de la pendiente de instalación, en este caso de 18 grados o aproximadamente 30% de gradiente. Por ello se optó por una rampa independiente por la pared más uniforme y recta del tajo, con la finalidad de sacarle el mayor provecho a esta ventaja, de manera de ganar en profundidad, minimizando el número de tramos de la correa transportadora. Además todas las rampas fueron diseñadas fuera del contorno del contorno del *pit*, lo que denota que material adicional será removido, así como cabe la posibilidad que también material inicialmente considerado será dejado de lado (Hustrulid W. et al. [10]).

Capacidad de las correas transportadoras: otra de las restricciones marcadas que tiene este sistema, radica en la capacidad de transporte de las correas transportadoras. Es por ello que en el diseño de las mismas ha de considerarse un 20% adicional al calculado, de manera de entregarle algo de flexibilidad al sistema, debido principalmente a las fluctuaciones de chancado, por la dureza del material. Además cabe mencionar que dicho sistema, una vez instalado a cierta capacidad el cambio de la misma en dirección o ruta, conlleva al gasto de ingentes cantidades de dinero, lo cual sería perjudicial para toda la mina y podría determinar la rentabilidad o no del mismo a largo plazo.

Velocidad de avance constante: ésta estará sujeta a la configuración de IPCC con la que se trabaje, ya que la existencia o no de una flota de camiones hará la diferencia.

Restricciones de mezcla: si bien es cierto este sistema no soporta opciones de mezcla cuando se trabaja en la configuración full móvil, se puede flexibilizar en algo

en las otras configuraciones, ya que la alimentación a la chancadora estará a cargo de una flota de camiones. Los cuales podrían realizar dicha operación en cierta medida, siempre y cuando se tenga muy buena información de los polígonos de producción.

Restricciones por tronadura: una actividad de alto riesgo para este sistema en particular, es la tronadura, que dependiendo de la envergadura del proyecto puede llevarse a cabo, diariamente, motivo por el cual es necesaria la instalación de las correas lo suficientemente alejadas que no se vean afectadas por esta actividad. Las configuraciones de IPCC fijo, semi-fijo y semi-móvil, son los que mejor podrían adecuarse a los trabajos de tronadura, ya que siempre se contará con una flota de acarreo la cual asegura que las correas estén lo suficientemente alejadas de los frentes de tronadura, caso contrario sería incurrir en costos adicionales tanto en reubicar las líneas como en repararlas.

Vaciado en botadero: la disposición del desmonte en el botadero se realiza mediante el *Spreader*, de forma radial. Ésta minimiza el uso de equipo auxiliar en los botaderos, por tratarse de uno o dos frentes de descarga, ésta es más fácil de manejar y programar. Adicional a ello en la actualidad se están probando los *Spreader* telescópicos, que permiten ajustar el brazo de vaciado según nuestros requerimientos sin la necesidad de mover la base del mismo. Esto es una gran ventaja cuando se apila, se reubica o llena un botadero.

Escalamiento de Producción: el sistema IPCC siempre será evaluado en etapas tempranas del proyecto, debido a que toda la infraestructura a preparar y construir es desarrollado para proyectos en *greenfield*. Además esta infraestructura una vez instalada a cierta capacidad es muy difícil y costoso su modificación, motivo por el cual se sugiere un estudio al detalle sobre la capacidad de chancado y transporte del sistema ya que es muy poco probable el escalamiento de producción usando este sistema, entiéndase por escalamiento el incremento de la producción en algún o desde algún periodo de la vida de la mina.

2.12 Estimación de Precios del Cobre

Un ítem importante en la evaluación económica de los proyectos mineros es la correcta modelación de la variabilidad del precio del cobre en el tiempo y de los precios futuros transados en el mercado. Toma aún más relevancia ya que el horizonte de tiempo en la que se tranzan los contratos de futuros es muy corto en relación a los horizontes de desarrollo y producción de los proyectos mineros (Heimlich E. [9]).

A continuación se presentan algunos modelos del comportamiento de precios de recursos naturales y de la determinación de los precios futuros

Movimiento Geométrico Browniano (MGB)

Este modelo asume que el precio del cobre sigue un proceso geométrico browniano:

$$dS_t = \mu S_t dt + \sigma S_t dw_t \quad (1)$$

Donde μ es el retorno total del precio, σ es la volatilidad de los retornos del precio, y dw_t es el incremento de un proceso de Wiener, esto es, un movimiento browniano. Supuestos adicionales son necesarios para determinar el valor de un contrato de futuros de este proceso. En particular, como se señala en (Brennan M. et al [2]) es necesario suponer una tasa de interés libre de riesgo constante y un retorno por conveniencia proporcional al precio del cobre S .

Es posible demostrar que el precio futuro del cobre corresponde a:

$$F_t(S_t, T) = S_t e^{(r-\delta)T} \quad (2)$$

Donde r es la tasa libre de riesgo y δ es el retorno por conveniencia neto de los costos de almacenamiento.

Con los mismos supuestos en (Urzúa J. [27]) se muestra cómo puede obtenerse el proceso ajustado por riesgo a través de la elaboración de un portafolio de futuros de cobre y cobre físico:

$$dS_t^* = (r-\delta)S_t^* dt + \sigma S_t^* dw^* \quad (3)$$

En este caso el cobre físico es considerado un activo que se transa en el mercado y que puede formar parte de un portafolio de inversión. Cabe notar que en este caso, la

dinámica del proceso ajustado por riesgo es independiente del proceso original. Sin importar cuál sea la tendencia original del precio, el proceso ajustado por riesgo es el de la ecuación (3), en tanto la volatilidad del proceso se conserva tras el ajuste por riesgo.

Para los efectos de la evaluación de proyectos mediante simulación se requiere de la solución de la ecuación (3). Si se define $x_t = \log(S_t)$ la solución es la siguiente:

$$x_{\Delta t} = x_0 + (r - \delta - \frac{1}{2}\sigma^2)(\Delta t) + \sigma\sqrt{\Delta t}W_t \quad (4)$$

Con $W_t \sim i. i. d. \mathcal{N}(0,1)$. En este modelo de precios el proceso ajustado por riesgo tiene una tendencia definida por la tasa de interés y el retorno por conveniencia y, como se ha señalado, es independiente de la tasa de crecimiento del proceso original. La volatilidad de ambos procesos es la misma. Es un proceso no-estacionario sin reversión a la media, y por lo tanto el valor esperado del precio del cobre corresponde simplemente el precio actual ajustado por la tendencia (Heimlich E. [9]).

Modelo Reversión a la Media un Factor (RM1)

Para desarrollar el modelo de un factor primero se asume que el precio spot del *commodity* sigue un proceso estocástico (Schwartz [30]).

$$dS_t = k(\mu - \ln S_t)S_t dt + \sigma S_t dw_t \quad (5)$$

Definiendo $x = \ln S$ y aplicando Ito's Lemma, Este modelo incorpora reversión a la media en el proceso de precios del cobre. Para ello el logaritmo del precio del cobre se describe como un proceso de Ornstein-Uhlenbeck (Schwartz [30]).

$$dx_t = k(\alpha - x_t)dt + \sigma dw_t \quad (6)$$

$$\alpha = \mu - \sigma^2/2k \quad (7)$$

Para efectos de valoración de activos el proceso debe ajustarse por riesgo, para lo cual el proceso que se ajusta por el precio del mercado del riesgo, reemplazando α por $\alpha^* = \alpha - \lambda$. El precio de mercado del riesgo se considera constante y debe estimarse.

Donde λ es el precio de mercado del riesgo (asumida constante), generalmente se espera que el precio de mercado del riesgo debe estar relacionada con el ciclo económico y que se correlaciona con el nivel de inventarios (Schwartz [30]).

Para efectos de simulación se usa la siguiente aproximación del proceso del logaritmo del precio de la ecuación (6).

$$x_{\Delta t} = x_0 e^{-k\Delta t} + \alpha^*(1 - e^{-k\Delta t}) + \vartheta_t W_t \quad (8)$$

Donde $W_t \sim i. i. d. \mathcal{N}(0,1)$. Con $\vartheta_t^2 = \sigma^2/2k(1 - e^{-2k\Delta t})$.

En este modelo el precio de los futuros de cobre, que corresponde al valor esperado del precio ajustado por riesgo en un horizonte T (Heimlich E. [9]), es el siguiente:

$$F_t(S_t, T) = \exp(e^{-kt} \log(S_t) + (1 - e^{-kt}) \alpha^* + \sigma^2/4k (1 - e^{-2kt})) \quad (9)$$

Modelo Reversión a la Media de dos Factores (RM2)

El modelo de dos factores es basado en el desarrollo hecho Gibson y Schwartz (1990), el primer factor es el precio spot del *commodity* y el segundo es el retorno instantáneo por conveniencia (Gibson R. et al [8]).

Permite una mejor aproximación a la estructura de volatilidad de los futuros. Sigue un proceso aleatorio con reversión a la media, lo que induce reversión en el precio hacia un precio de equilibrio, que no es constante. En este caso el ajuste por riesgo del precio es equivalente al del modelo de Movimiento Geométrico Browniano (MGB), y en el caso del retorno por conveniencia, se asume que este factor posee un precio por riesgo de mercado (Heimlich E. [9]). Los procesos ajustados por riesgo son los siguientes.

$$\begin{aligned} dS_t^* &= (r - \delta)S_t^* dt + \sigma S_t^* dw^* \\ d\bar{\delta}_t^* &= [k(\alpha - \bar{\delta}) - \lambda] dt + \sigma_2 dw_2 \\ dw_1 dw_2 &= \rho dt \end{aligned} \quad (10)$$

Donde λ es el premio por riesgo asociado al retorno por conveniencia, α es el nivel de largo plazo de este factor, y ρ es la correlación de las innovaciones de los dos factores.

Para efectos de simulación se usa la siguiente discretización para el retorno por conveniencia:

$$\bar{\delta}_{\Delta t} = (1 - e^{-k\Delta t})(\alpha - \lambda/k) + e^{-k\Delta t}\bar{\delta}_0 + \vartheta_t dw_t^1 \quad (11)$$

Con $dw_t^1 \sim \mathcal{N}(0,1)$. Para la simulación del precio se usa la siguiente discretización (Urzúa J. [27]):

$$x_{\Delta t} = x_0 - \delta_t (1 - e^{-k\Delta t})/k + (r - \frac{1}{2}\sigma_1^2)\Delta t + (1 - e^{-k\Delta t} - k\Delta t)(k\alpha - \lambda)/k^2 + s_t dw_t^2 \quad (12)$$

Con $dw_t^2 \sim \mathcal{N}(0,1)$. Las varianzas y covarianzas usadas en la simulación corresponden a (Urzúa J. [36]):

$$\text{var}(x_{\Delta t}) = (\sigma_1^2 + \sigma_2^2/k^2 - 2\sigma_1\sigma_2/k)\Delta t + \sigma_2^2/2k^3(1 - e^{-2k\Delta t}) + 2\sigma_2/k^2(\sigma_1\rho - \sigma_2/k)(1 - e^{-k\Delta t}) \quad (13)$$

$$\text{var}(\delta_{\Delta t}) = \sigma_2^2/2k(1 - e^{-2k\Delta t}) \quad (14)$$

$$\text{cov}(x_{\Delta t}, \delta_{\Delta t}) = \rho\sigma_1\sigma_2/k(1 - e^{-k\Delta t}) + \sigma_2^2/2k^2(2e^{-k\Delta t} - e^{-2k\Delta t} - 1) \quad (15)$$

Haciendo uso de series de tiempo se pudo estimar el precio del cobre para los años del LOM, donde se nota que el Movimiento Browniano Geométrico (GBM por sus siglas en inglés) es el que mejor se ajusta a la serie de datos históricos usados, por tal motivo esta es considerada la más idónea para el ajuste de los datos.

2.13 Riesgo e Incertidumbre

El común denominador de los últimos años son: la oportunidad, el desafío y la volatilidad. La gran pregunta de las compañías mineras es la forma de hacer un seguimiento eficiente a estos tres *ítems* de manera que apoyen al negocio minero. De allí que el análisis de riesgo está desempeñando un papel cada vez más valioso en diversos entornos operativos. Sin riesgo no hay empresa, pero a nadie le gusta tomar riesgos sin saber las probabilidades de éxito (Willis Limited [41]).

El riesgo tiene dos componentes (Saavedra J. [28]):

- La Volatilidad: Asociado con la probabilidad de que un riesgo variable cambie en un porcentaje determinado.
- La Sensibilidad: entiéndase como la exposición que tiene el proyecto con respecto a dicha variable riesgosa.

El término de incertidumbre se utiliza normalmente para describir la falta de uniformidad sobre algo o alguien, que va desde poco menos de uniformidad completa a una casi

completa falta de convicción acerca de un resultado. La duda, la incertidumbre, el escepticismo, la sospecha y la desconfianza son sinónimos comunes. Cada sinónimo expresa un aspecto de la incertidumbre (National Research Council [22]).

La incertidumbre en minería se puede dividir según su fuente de origen, pudiendo ser interna o externa. Se entiende por externas a aquellas que son ajenas a la compañía y las internas aquellas dictadas por los activos y organización propias de la compañía. En la industria minera la principal fuente de incertidumbre externa corresponde al mercado (precio del *commodity*, precio y disponibilidad de insumos críticos, monto de inversión, etc.). La incertidumbre de mercado se considera externa siempre y cuando las empresas no tengan la capacidad de influir en el precio del *commodity* que producen (Manriquez F. [19]). Justamente esta incertidumbre es estudiada y evaluada en el presente estudio.

Los tiempos actuales sugieren el uso de nuevas técnicas y herramientas que traten de reflejar lo mejor posible el comportamiento de los sistemas. Es por ello que se toca el término de incertidumbre, lo cual sugiere que los resultados o las actividades desarrolladas no son estáticas y que en realidad tienen cierta variabilidad, la cual puede ser de diversa índole. Es por ello que para este trabajo se incluye variabilidad en el monto de inversión, en los porcentajes de ejecución de la inversión por periodo y en el precio del *commodity*.

Análisis de Riesgo y el Proceso de Toma de Decisiones

El análisis de riesgo es una herramienta fundamental para respaldar el proceso de toma de decisión (Saavedra J. [28]). Por ejemplo en aplicaciones financieras:

- Definición del problema.
- Identificación de Alternativas.
- Desarrollo de un modelo de decisión.
- Cuantificación de la incertidumbre.
- Desarrollo de un modelo de valuación.
- Calculo del VAN y probabilidad de ocurrencia.
- Reformulación del problema.
- Implementación de la mejor alternativa.
- Post-evaluación

3 METODOLOGIA DE RESOLUCION

3.1 Metodología

De acuerdo a los objetivos planteados se realizará el siguiente método de trabajo:

1. Caracterización de las principales operaciones unitarias, incidiendo en el transporte.
2. un estudio pormenorizado del método convencional de acarreo, consistente en la pala-camión, así como su incidencia en los alcances y límites del proyecto.
3. Desarrollo y operación del método de IPCC, verificando restricciones de distinta índole.
4. Desarrollo de la planificación de manera variable considerando las restricciones para cada alternativa.
5. Comparación, evaluación de costos y VAN asociados al método convencional y al IPCC en sus distintas configuraciones, usando variabilidad de costos y precios.
6. Evaluación de resultados tanto del P&C vs IPCC.

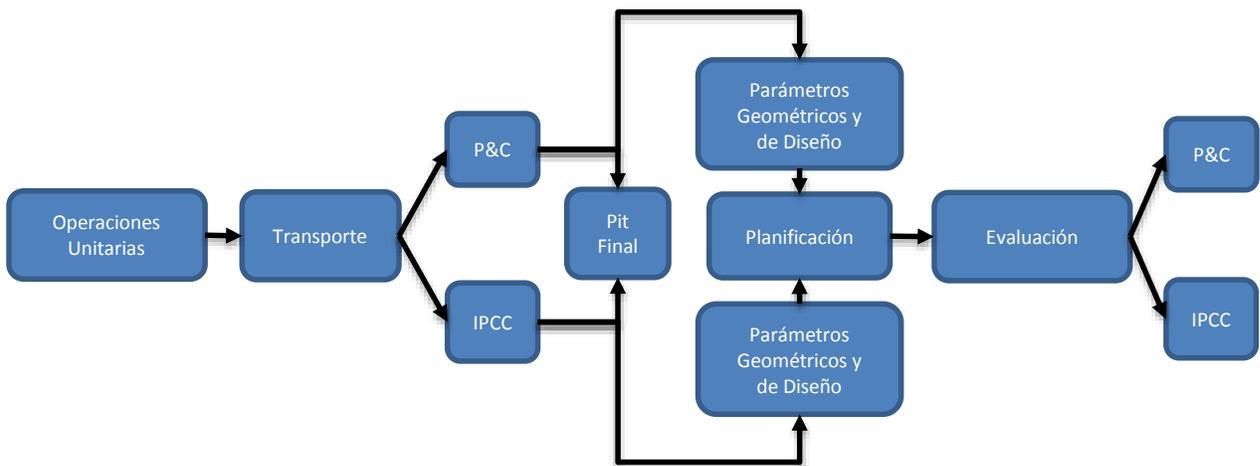


Figura 14: Metodología de trabajo (Elaboración propia).

El detalle del procedimiento a seguir se menciona a continuación:

1. Un grupo de modelos ideales, basados en las formas de las ocurrencias más comunes de los yacimientos mineralizados en la naturaleza. Estas están definidas en sus dimensiones, número de bloques, ley uniforme y constante para agilizar la corrida en el optimizador, un encape de material estéril de 50 metros por sobre el

cuerpo mineralizado, lo suficientemente grande como para intuir su movimiento mediante el uso del IPCC.

2. Estimación del CAPEX y OPEX en función de la experiencia, benchmarking, formulismos y simulación.
3. El modelamiento del OPEX en función de la profundidad, fue escalado en base al consumo del combustible, el cual fue estimado usando simulación. Para tal fin nos servimos del software de simulación de transporte DSim, desarrollado íntegramente en el laboratorio de planificación minera DELPHOS.
4. Posteriormente este modelo fue ingresado al optimizador, donde se pudo conseguir las envolventes para cada escenario en estudio, considerando la reubicación de la chancadora cada cierta cota, lo que permitió tener una visión general de la influencia de ésta en la determinación del *pit* final.
5. Luego se incluyó nuevamente las restricciones operacionales y propias del sistema IPCC, nuevamente se determinaron las fases operativizadas del *pit*, que entrega el VAN para cada escenario.
6. Elaboración de un resumen de todos los escenarios estudiados, donde se eligieron aquellas configuraciones que entregan el mayor retorno, las cuales representan las opciones más factibles y competitivas según el escenario actual de precios tanto de los metales como del petróleo.
7. En la evaluación económica de los escenarios más atractivos, estos fueron sensibilizados en función del precio del cobre, porcentaje de inversión del CAPEX por periodo y del petróleo, de manera de cuantificar el riesgo de desarrollo del sistema y la probabilidad de su retorno.

De esta manera, se representa y mide en cierta forma, la implicancia del uso de otro método de manejo de materiales en minas a cielo abierto, en el CAPEX y OPEX, por ende se mide la variación de las reservas explotables, vida de la mina, de modo de aplazar al máximo una transición del minado subterráneo.

Además todo esto encierra un trasfondo medio ambiental, ya que se reducirán las emisiones de CO_x al medio ambiente, para desarrollar una industria más sustentable y amigable con su entorno. En esta época es muy importante alternativas menos agresivas.

Una correcta información al área de influencia conllevaría a una rápida aceptación y apoyo del proyecto en cuestión.

3.2 Determinación de los Modelos Ideales

Una de las condiciones para el uso de este método como alternativa para el manejo de materiales, es la existencia considerable de material de desmonte, como encape al yacimiento, o de grandes movimientos asociados a las minas. Es por ello que se generaron modelos de bloques ideales, asociándoseles cierta ley y condiciones de forma, tamaño del cuerpo mineralizado y un encape de desmonte. De esta manera nos volcamos en modelos que a continuación detallaremos, los cuales fueron descartándose según íbamos ahondando en detalles y requerimientos del sistema. Para ello se construyeron matrices de decisión, las cuales indican la aplicabilidad del sistema en uno u otro modelo.

Los modelos ideales consisten en mantos con cierto grado de buzamiento, con variaciones en sus dimensiones, también se consideró un modelo con doble manto con buzamiento de 45 grados de igual potencia. Además se consideró un modelo tubular que representa la ocurrencia tipo pipa típico de las mineralizaciones de asociadas al diamante.

Lo uniforme y constante de las leyes de los modelos construidos nos ayudaran a minimizar el tiempo de procesamiento al momento de realizar la optimización del pit final, ya que para este trabajo no es necesaria un modelo de bloques acorde a la realidad.

Además los modelos mantiformes se prestan para la implementación del IPCC, ya que generarán paredes uniformes, facilitando la instalación de las correas transportadoras y por lo tanto una implementación más factible respecto a otros modelos donde las paredes de la mina son sinuosas y muy irregulares.

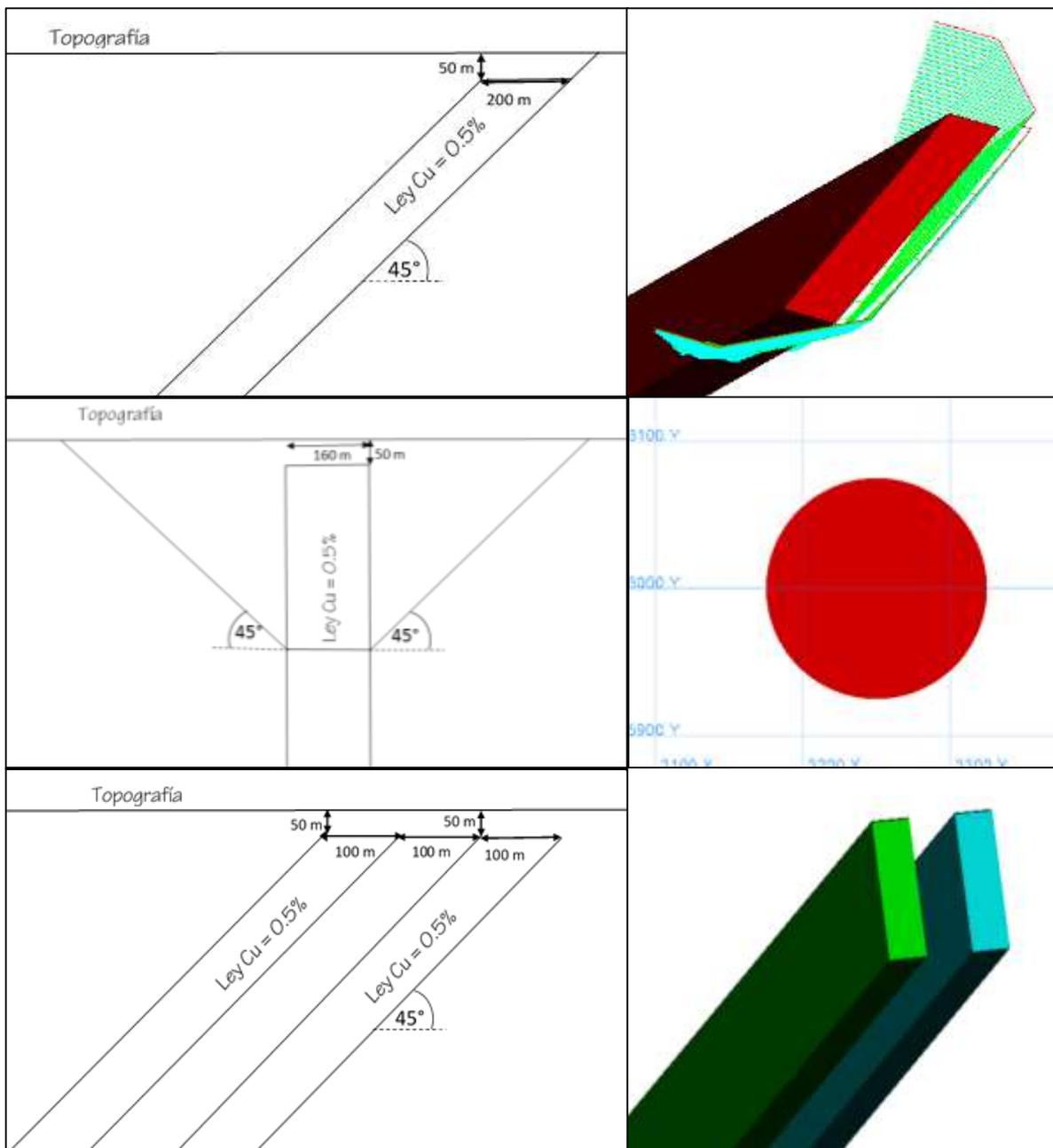


Figura 15: Modelos de bloques ideales en estudio.

3.3 Selección de los Modelos Ideales

La tabla conteniendo la matriz de decisión y características ayudo a filtrar los modelos más apropiados para la aplicabilidad del sistema. Se filtraron por distintas características, las más relevantes, incidiendo en las opciones que representan intuitivamente un mayor retorno del proyecto.

Tabla 5: Matriz de evaluación de aplicabilidad de sistemas alternativos de manejo de materiales, (Parra A. [24]).

Cuerpo	Sistema	Geometría	Largo	Secuencia Fases	Costo Petróleo y Energía	Implementación a Estudiar	Productividad	CAPEX
Tubular	IPCC Móvil	No	No	No	Si	No	Depende del Plan de Producción	Depende del Plan de Producción
	IPCC Fijo	No	No	No	Si	No		
	HAC	Si	Si	No	Si	Si		
	Trolley	Si	Si	No	No	No		
	AHS	Si	Si	Si	Si	Si		
Manto	IPCC Móvil	Si	Si	Si	Si	Si	Depende del Plan de Producción	Depende del Plan de Producción
	IPCC Fijo	Si	Si	Si	Si	Si		
	HAC	Si	Si	Si	Si	Si		
	Trolley	Si	Si	Si	No	Si		
	AHS	Si	Si	Si	Si	Si		
Vertical	IPCC Móvil	Si	Si	No	Si	No	Depende del Plan de Producción	Depende del Plan de Producción
	IPCC Fijo	Si	Si	No	Si	No		
	HAC	Si	Si	No	Si	Si		
	Trolley	Si	Si	No	No	No		
	AHS	Si	Si	Si	Si	Si		

De este cuadro se desprende que el o los modelos más favorable para la implementación del IPCC serán los modelos manti-formes ya que sus características se prestan para el desarrollo de un sistema como el propuesto. Estas serán detalladas y sensibilizadas en el presente trabajo, con la finalidad de entregar un mayor panorama respecto al sistema y como este influye y se ve influido por los parámetros condicionantes del yacimiento minero. Si bien es cierto se hicieron elecciones y descartes en base a juicio experto, estas no son determinantes, pudiendo ser ajustadas según las variables inherentes de cada proyecto.

3.4 Modelo de Estimación de Costos Mediante Simulaciones

Para saber y entender el correcto comportamiento del costo en función de la profundidad, es necesario ver el comportamiento del costo mina en el sistema tradicional de transporte de materiales. Es por ello que se desarrolló todo un estudio respecto al tema, que sirvió de base para modelar los costos del *In-pit Crushing and Conveyors* en función de la profundidad, de esta manera generar un caso base que sirva de comparativo más consistente con lo que sucede en la realidad.

3.5 Simulación de Transporte de Materiales

En la actualidad muchos de los estudios, se realizan solo en base a valores promedios, con cálculos netamente deterministas. A la vez es sabido que en realidad los sistemas no funcionan de esa manera. Estos se ven afectados por diversos puntos que agregan variabilidad a todo el sistema. Una manera de minimizar el efecto erróneo del cálculo

determinista, es la de desarrollar algoritmos de simulación, los cuales en base a variables, parámetros y restricciones trata de entregar valores más acordes a la realidad y el correcto funcionamiento de los sistemas.

La siguiente figura muestra el circuito de acarreo, donde se simuló la capacidad de acarreo por flota con profundidades variables. Además se pudo obtener el consumo de combustible por cada flota asociada a cierta profundidad del *pit*.

Para los modelos Manto 1000x200m y Manto Perturbado se consideró 3 palas y flota variable a medida que se profundiza el rajo, para el modelo Manto 500x250m se consideró dos palas y flota variable, esto debido a la cuota diaria de producción calculada para cada modelo.

Se consideró 10% como gradiente para todas las rampas, la ubicación inicial del chancador primario y el botadero a 2000m del borde del *pit*, los camiones con una capacidad de 227 toneladas, la capacidad de carguío de las palas y la chancadora son suficientes para cumplir la cuota de producción de cada modelo de yacimiento. Además se consideró una burbuja de seguridad de 50 metros entre camiones, dos indisponibilidades aleatorias y disponibilidad mecánica de 85%.

Dado que se consideró un gradiente uniforme de 10% para todas las rampas, así como la no variabilidad de la velocidad de los camiones en curvas (para entonces el software aun no consideraba reducción de velocidad en curvas). La variabilidad de los ciclos de acarreo en los distintos modelos de yacimientos sería nula, debido a que la distancia de acarreo está regida por el gradiente y no por el ancho o largo del *pit*.

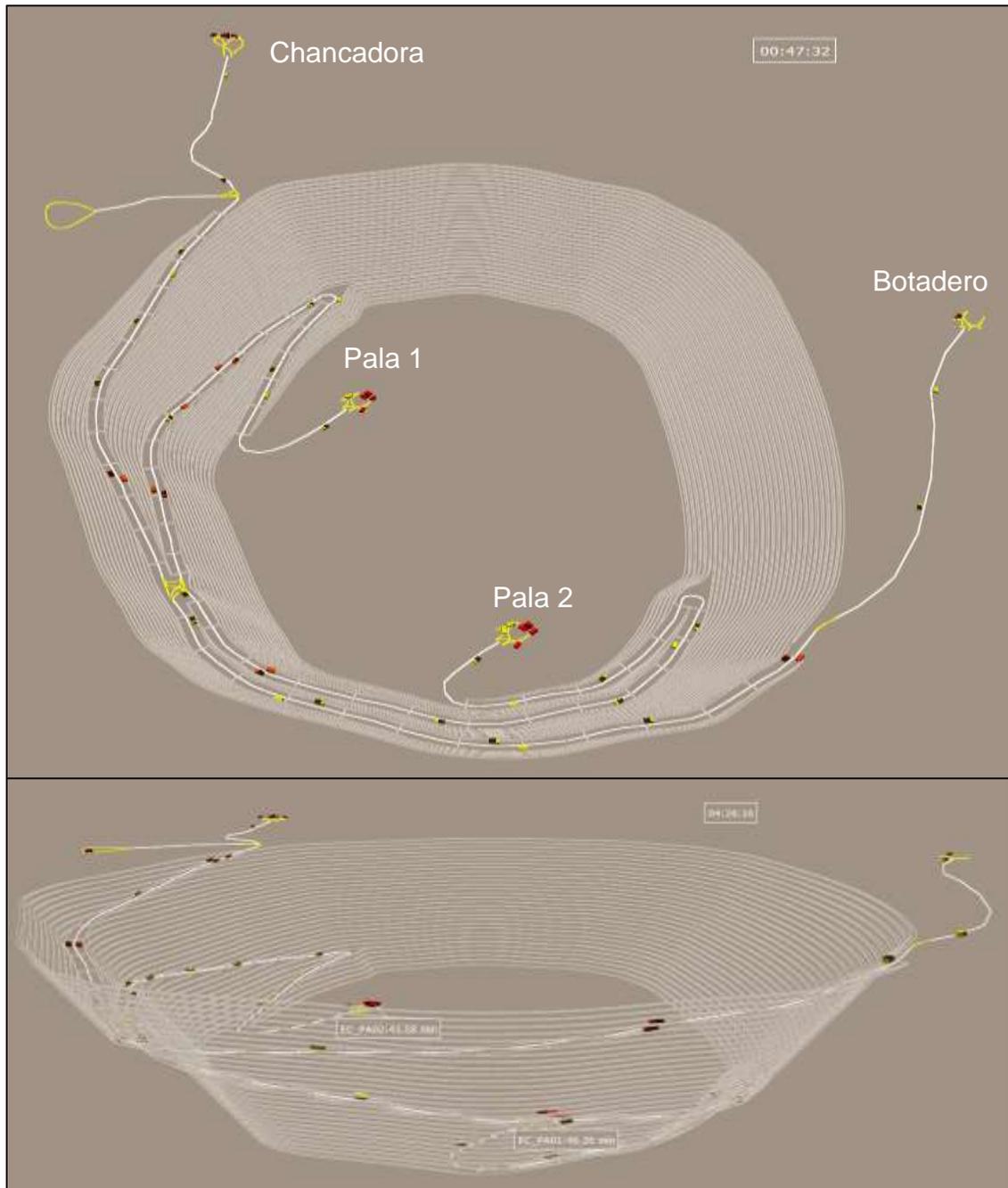


Figura 16: Vista de la simulación del acarreo para el modelo Manto 1000x200m.

3.5.1 Determinación de la Capacidad Máxima de Acarreo por Flota

En sabido que todo sistema de transporte, en este caso la flota de camiones tiene una máxima capacidad de acarreo, dada por diversas motivos, como pueden ser, la capacidad de carguío de las palas, el aguante de las vías, los ciclos de acarreo, la congestión de las unidades de acarreo, las esperas o colas tanto en los puntos de carguío como en los de descarga, las reducciones de velocidad por encuentro de

camiones, etc. los cuales fueron obtenidos valiéndonos de las simulaciones. Éstas representan en gran medida lo ocurrido en la realidad, cumpliendo de esta manera su objetivo, tal y como se muestra en el siguiente gráfico.

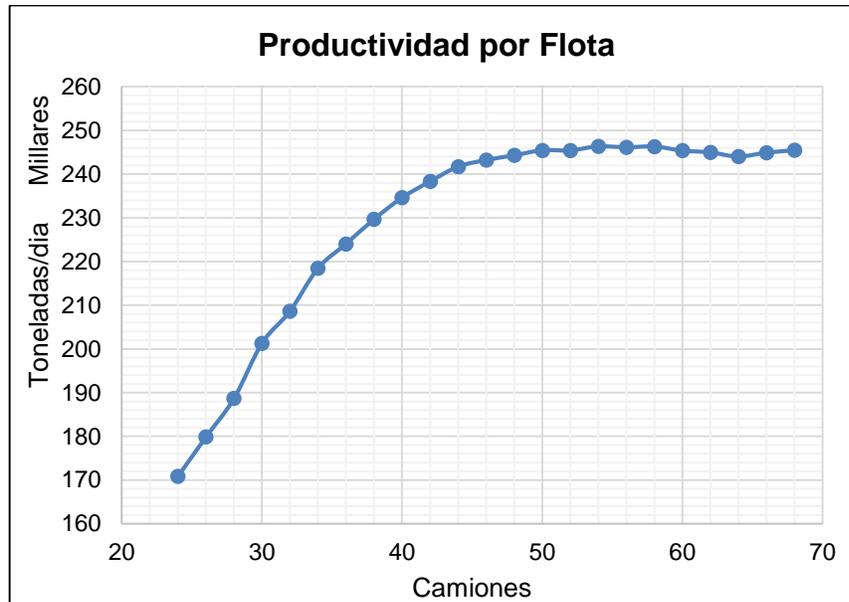


Figura 17: Curva de productividad de la flota.

Como se puede apreciar en la Figura 17, toda flota de transporte tiene un máximo rendimiento para cierta cota de trabajo, en este caso mediante simulación se pudo determinar la curva de rendimiento para una profundidad de 250 m. incrementando la flota de camiones en dos unidades por vez, partiendo de 24 camiones, la cual además indica que el máximo rendimiento a esa profundidad se logra con 54 camiones alcanzando una producción de 246 325 toneladas por día. Cada camión adicional a esta flota provocará un incremento en el costo operativo de la mina, motivo por el cual se hace muy importante el cálculo de este.

3.5.1 Cuota de Producción

Todos los trabajos conllevan al cumplimiento de cierta cuota de producción, ya sea en calidad así como en cantidad. Es por ello que se muestra la figura siguiente con la finalidad de representar el perfil de movimiento de material a lo largo de la profundidad y cómo este se ve influenciado a medida que profundizamos la mina. Son detalles que en un trabajo más amplio podrían ser abordados, sin embargo es necesario mostrarlo para que de esta manera se pueda entender de mejor manera este comportamiento.

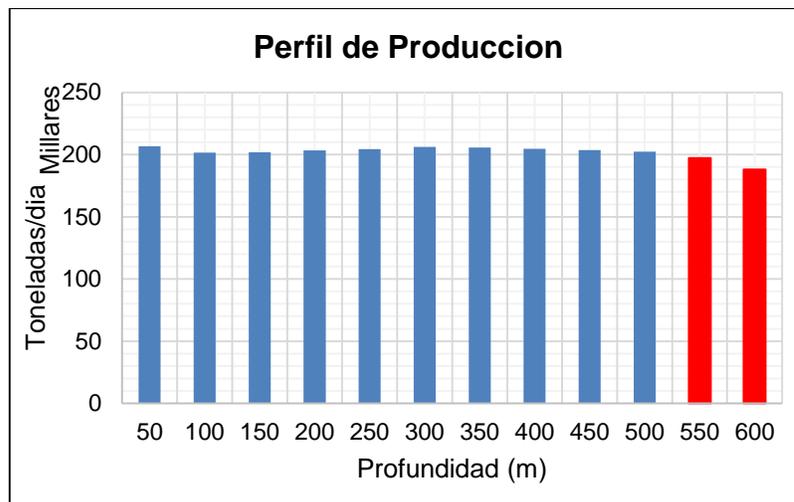


Figura 18: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción.

La Figura 17 representa las simulaciones del tonelaje necesario diariamente para el cumplimiento en tonelaje con la planta de procesos. Estas fueron construidas variando la flota de camiones para distintas distancias de acarreo de materiales.

La figura anterior representa el perfil de producción en función de la profundidad para el modelo de Modelo de 500 m. x 250 m. el cual necesita una cuota de producción de 203 700 toneladas entre mineral y desmonte con una relación estéril/mineral alta igual a 5.79.

Claramente se puede notar que a los 500 m. de profundidad ya no se llega a cumplir la cuota de producción, esto debido principalmente a las limitantes representadas por la capacidad de chancado de la planta, el aguante de las vías de acarreo, la espera en los puntos de carguío y descarga, la disponibilidad del botadero o la productividad de las palas. Posterior a esto se tiene que realizar otras evaluaciones, donde se determine si esta situación se puede revertir incrementando el número de palas, construcción de vías auxiliares, chancadores o número y disponibilidad de botaderos. Por la finalidad del estudio dicha investigación se dejará para futuros trabajos. El resto de los perfiles de los otros modelos se podrá encontrar en el Anexo 01.

3.5.2 Requerimiento de Camiones en Función de la Profundidad del Rajo

A medida que madura la mina, los ciclos de acarreo aumentan, motivo por el cual si se desea mantener la cuota de producción de mineral y remoción de material estéril, la flota de camiones deberá ser actualizada, incrementando el número de camiones. Es por ello que el gráfico que se muestra a continuación indica la flota necesaria para cumplir con

uno de los objetivos operacionales de la mina, lo que desemboca en un incremento del OPEX que posteriormente estaremos detallando.

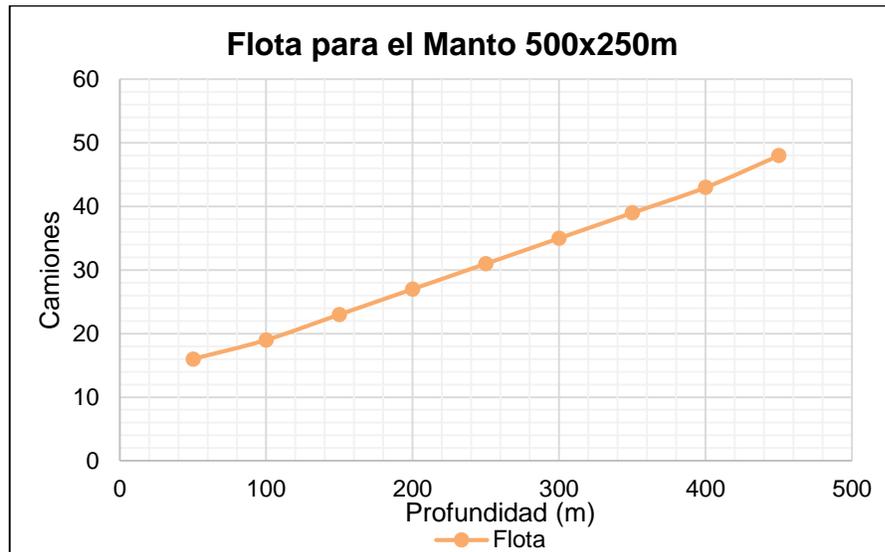


Figura 19: Flota necesaria en función de la profundidad.

La curva mostrada representa el requerimiento de camiones en el caso base del trabajo, específicamente para el modelo Manto 500 m. x 250 m, donde fácilmente podemos notar un comportamiento lineal del incremento de la flota de camiones. El requerimiento para cada modelo se puede apreciar en el Anexo 02.

3.6 Simulación del Consumo de Combustible por Flota

El software de simulación DSim fue configurado de manera de poder entregar el consumo de combustible, considerando las distintas gradientes de los *roads*, así también considerando el modelo del camión en estudio, la condición de la misma (cargado o vacío) y también incluyendo los improductivos generados por el sistema.

De esta manera se pudo estimar el consumo de combustible de cada flota para cada profundidad, incluyendo las principales consideraciones operacionales. A continuación mostramos las gráficas obtenidas a partir de las simulaciones mencionadas que en adelante servirán para escalar nuestros costos.

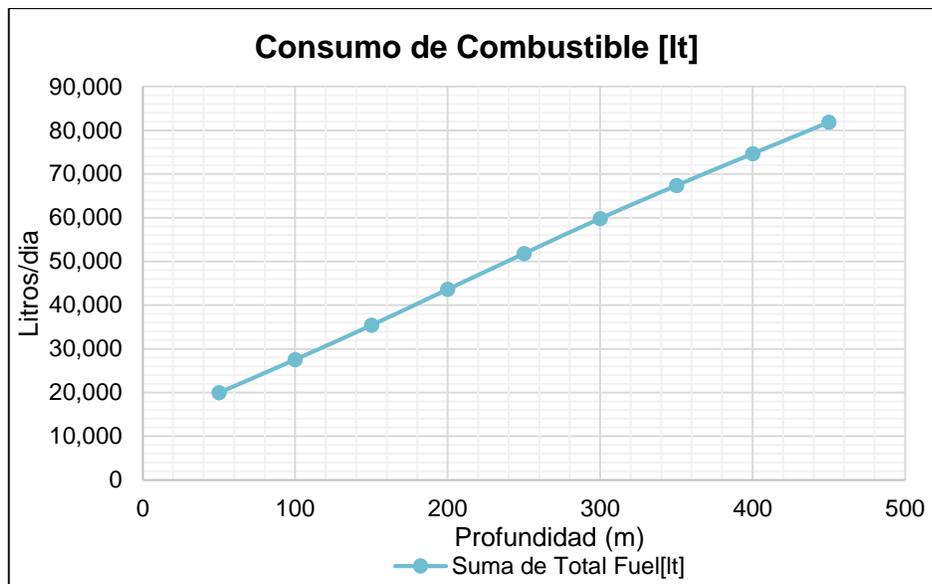


Figura 20: Consumo de combustible en función de la profundidad.

Se puede notar que el comportamiento del consumo de combustible de cada flota a cierta profundidad es similar a la curva de la flota necesaria. Era de esperarse ya que el consumo de combustible se encuentra directamente relacionado a la cantidad de camiones. Este comportamiento se da siempre y cuando se trabaje solo para cumplir la cuota de producción.

Otro sería el comportamiento si se evaluara el rendimiento máximo de una flota a cierta profundidad como se muestra en el gráfico siguiente, donde se simuló a una profundidad de 250 m. en el Manto 500x250m.

De esta manera dicho comportamiento es similar al de la producción por cada flota asociada a cierta profundidad.

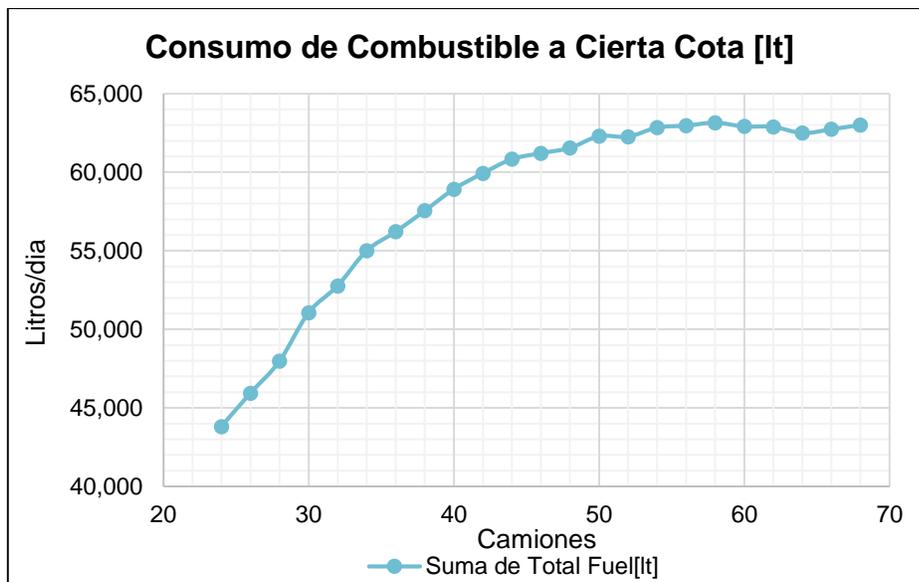


Figura 21: Consumo de combustible en función de la flota a una profundidad constante.

Mayor detalle sobre el consumo de combustible por tramos y en las distintas condiciones de los camiones se puede encontrar en el Anexo 03, donde se desprenden varias conclusiones interesantes que muestran a cierto detalle el comportamiento del consumo de combustible a lo largo del acarreo de los camiones. Nos limitamos a este punto debido a que no es tema principal de estudio.

3.6.1 Variables más Influyentes

Dentro de las variables de mayor influencia en el consumo de combustible debemos de mencionar que:

La condición del camión juega un papel preponderante, dicho de otro modo, si el camión está cargado o vacío. De ahí que este sistema de acarreo consume mucha energía. A esto se suma el hecho que los camiones tienen un ratio de transporte mayor a 4, lo que representa un porcentaje de acarreo específico menor al 25%, es por ello que el sistema propuesto se hace más atractivo respecto al de los camiones.

La pendiente, si bien es cierto para nuestro caso todas las rampas para los camiones fueron diseñados en base a un gradiente de 10%, ésta podría ser ligeramente mayor o mucho menor lo que conllevaría al incremento de la resistencia a la rodadura y la tracción, así como el aumento de la longitud de la rampa y por consiguiente un incremento en los ciclos de acarreo.

La sinuosidad de las vías también aporta en el consumo de combustible, ya que a tener curvas muy cerradas, los camiones reducen su velocidad para posteriormente incrementarla. Esta maniobra también consume combustible e incrementa una vez más los ciclos de acarreo, así como las descargas y los cambios de velocidad. Es por ello que el modelo de simulación trata de reflejar lo mejor posible estas variables, que irán cambiando a medida se profundice la mina.

Tabla 6: Modelo de camión de acarreo y características.

Camión	Cap. (ton)	Tara (ton)	Peso Total (ton)	Peso total/ciclo (ton)	Ratio	% de Mat. Movido	Vida U. (hrs)
789C y D	181.00	324.32	505.32	829.64	4.58	22	60000
793C y D	227.00	383.75	610.75	994.50	4.38	23	60000
795F	313.00	570.68	883.68	1454.36	4.65	22	60000
797F	363.00	623.69	986.69	1610.38	4.44	23	60000

3.6.2 Costeo del Consumo de Combustible

El consumo de combustible fue simulado basándose en una matriz que considera variables por pendiente, velocidad y condición del camión. De esta manera se pudo simular con resultados de manera satisfactoria para las condiciones dadas. La siguiente tabla muestra el resumen de la configuración del sistema de consumo de combustible en la simulación.

Tabla 7: Velocidades y consumo de combustible usados en la simulación.

Velocidades [distribuciones aleatorias en km/hr]			
Carga\Pendiente	Horizontal	Bajando	Subiendo
Vacío	+45	+ 30	+20
Lleno	+45	+ 17	+11
Consumo Combustible Crucero [lt/hr]			
Carga\Pendiente	Horizontal	Bajando	Subiendo
Vacío	50	38	63
Lleno	75	75	203
Consumo Combustible Acelerado [lt/hr]			
Carga\Pendiente	Horizontal	Bajando	Subiendo
Vacío	65	49	82
Lleno	98	98	264
Consumo Combustible Detenido [lt/hr]			19
Consumo Combustible Descarga [lt/hr]			188

De esta manera se obtuvo el consumo de combustible para cada flota necesaria para cumplir con la cuota de producción requerida a cierta profundidad de la mina.

3.7 Determinación de OPEX en Función del Consumo de Combustible

El costo de combustible fue tomado del valor más reciente igual a 0.86 USD/l, de manera de generar un comparativo bajo las condiciones actuales del precio del petróleo. Como se mencionó, nuestro consumo de combustible para este caso de estudio representa el 25% del OPEX mina.

Se sabe que el supuesto dado anteriormente es muy estricta y grande, motivo por el cual será necesario un estudio más detallado para futuros trabajos relacionados al tema, pero para la finalidad de este trabajo es útil.

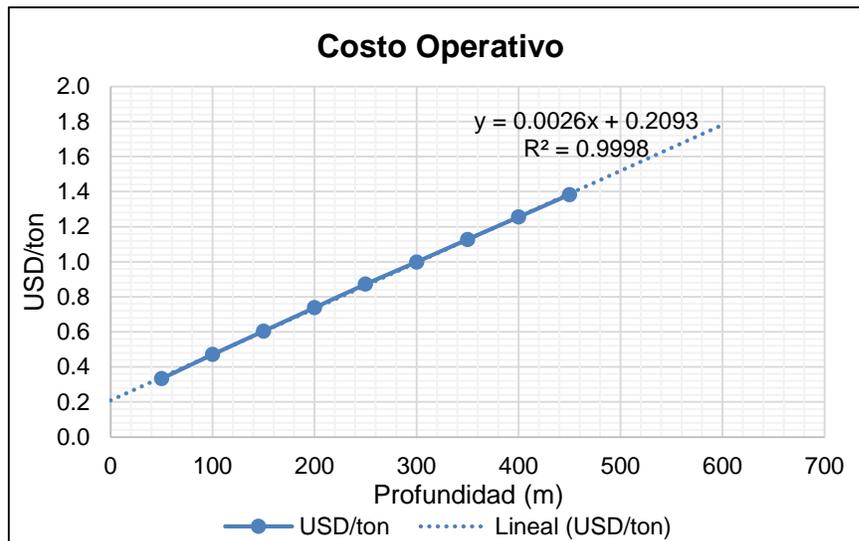


Figura 22: Comportamiento del OPEX en función de la profundidad.

Una vez determinado el consumo de combustible, este es escalado en función del supuesto mencionado anteriormente, obteniéndose la curva mostrada.

Cuando se trabaja sobre una cota fija, estudiando la evolución del OPEX en función de la flota, ésta tiende a descender hasta cierto punto, para posteriormente nuevamente repuntar, debido a la pérdida de productividad del sistema de acarreo, la cual se puede apreciar muy bien en la siguiente figura.

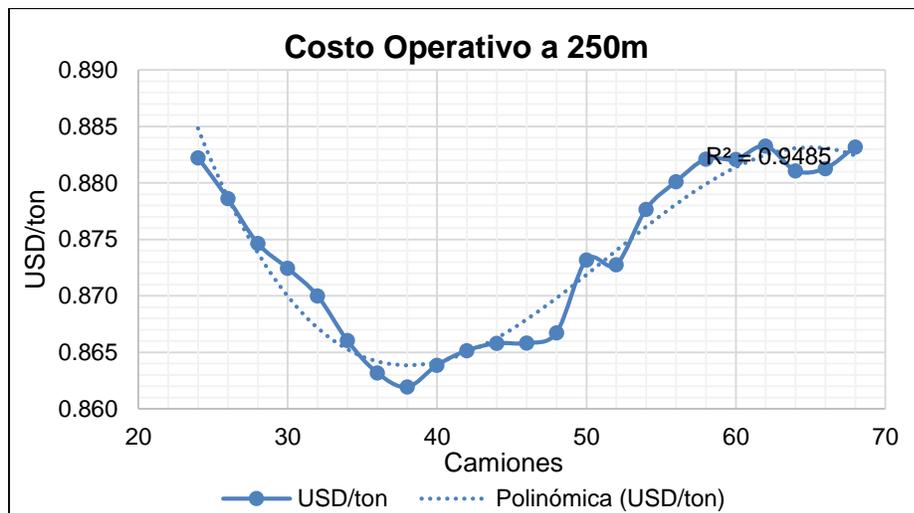


Figura 23: OPEX en función de la flota a una profundidad constante.

3.8 Modelamiento del OPEX del sistema tradicional

El siguiente gráfico representa el comparativo de OPEX, del sistema convencional respecto a los propuestos. Más adelante detallaremos el comportamiento para distintas configuraciones de IPCC.

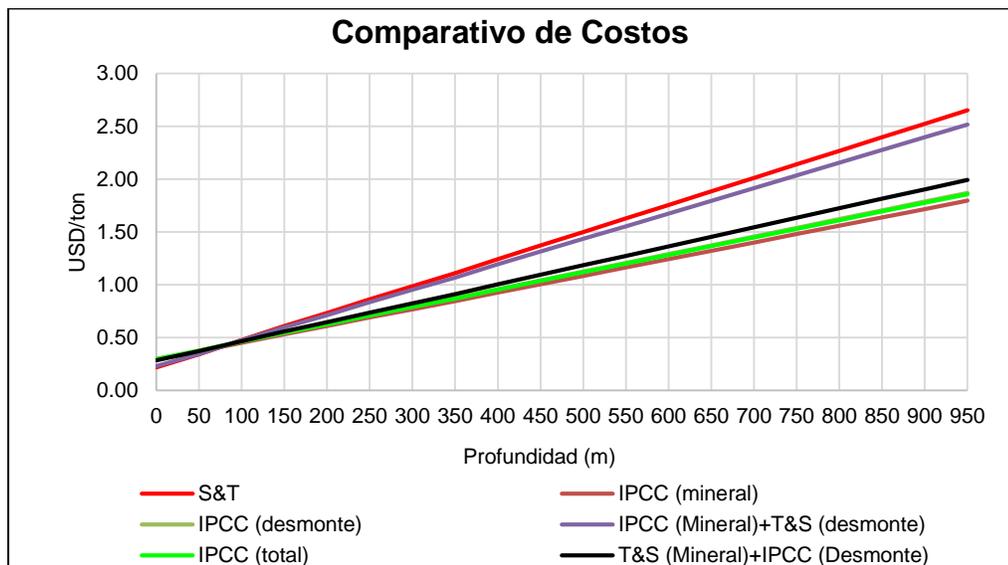


Figura 24: Perfil de OPEX de los distintos sistemas y esquemas más representativas.

La primera impresión que entrega el gráfico es el comportamiento del costo en función de la profundidad, que en este caso es lineal, lo cual fue demostrado por la simulación del consumo de combustible, posteriormente escalada a OPEX mina. Además se puede apreciar la intersección de los costos aproximadamente a los 100 m. de profundidad,

desde donde se podría pensar en un cambio de sistema alternativo de transporte de materiales.

Mayor detalle y todos los gráficos comparativos para los distintos modelos y configuraciones, se puede apreciar en el Anexo 04 sobre el modelamiento del OPEX en función de la profundidad del presente trabajo.

4 METODOLOGÍA DE PLANIFICACIÓN MINERA, CONSIDERANDO INCORPORACIÓN DE IN-PIT CRUSHING AND CONVEYORS

Como ya se mencionó líneas atrás, el mayor de los problemas mineros en la actualidad es el de lidiar con la profundidad de los rajos, lo cual conlleva a grandes distancias de acarreo, ocasionando incrementos sustanciales en el costo mina a causa de esto. La planificación considerando la incorporación de IPCC, incluye ciertas restricciones a tener en cuenta, las cuales iremos incluyendo en el método de planificación a medida que vayamos detallando cada punto del mismo.

4.1 Estimación de Costos de Capital y Operación (CAPEX y OPEX)

Toda la estimación de costos fue desarrollada en base a un simple supuesto, la cual consiste en asumir que el costo mina está representado en un 50% por el costo de transporte, a su vez esta se verá representado en un 50% por el costo del combustible,

La estimación del CAPEX y OPEX para el caso base es la tradicional, especialmente en el costo de operación, regido por índices y valores referenciales u obtenidos directamente por los proveedores. Para dicho caso puede ser usado también las calculadoras de costos de proveedores como INFOMINE o formulismos como los de O'Hara, previa actualización de dichos valores.

Para la estimación considerando IPCC, es mucho más rigurosa, debido a la poca experiencia adquirida respecto al tema. Sin embargo se realizó un estudio exhaustivo, en base a la poca información proporcionada, así como obtención de índices y valores propios, desarrollados en el laboratorio.

Si bien es cierto hay una diferencia marcada en CAPEX con referencia al método tradicional de palas y camiones, para ver la variabilidad del mismo se evaluaron distintas configuraciones y escenarios posibles del sistema, de esta manera elegir el que entregue mayor valor.

Todos los supuestos tomados tienen cierto grado de certeza, que con el transcurrir de las etapas del proyecto pueden ir refinándose. Esto se puede entender mejor al apreciar la siguiente figura de costos.

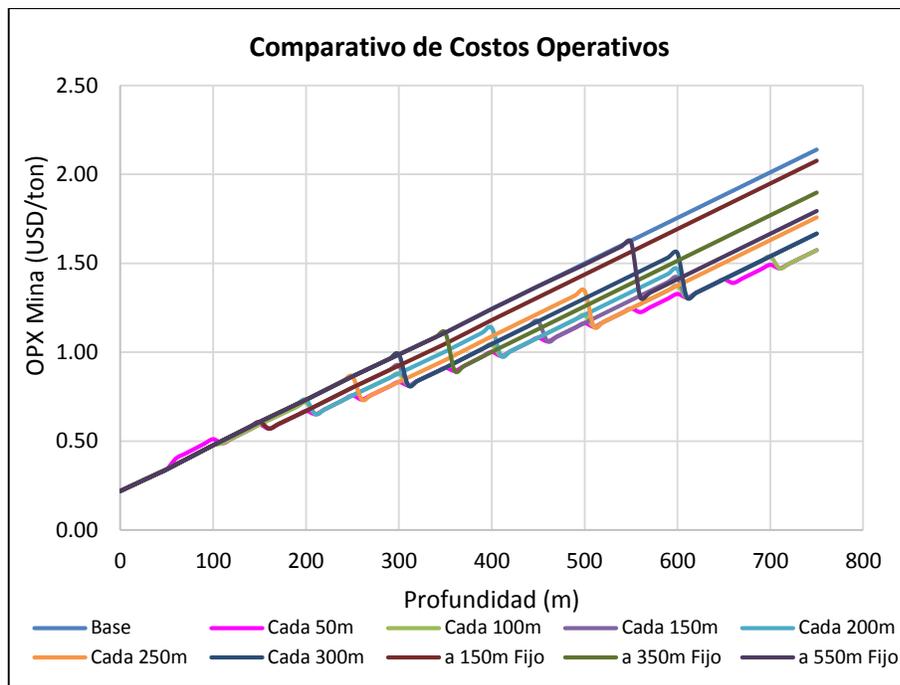


Figura 26: Modelamiento de OPEX para las distintas configuraciones para el Manto 1000x200m.

Es notorio el modelamiento con movimientos constantes en profundidad, además de ello se puede notar los bruscos movimientos generados por la ubicación fija del chancador variado tanto para 150m, 350m y 550m de profundidad.

De esta manera se pudo estimar el comportamiento del OPEX según la configuración deseada, ya sea para un chancador fijo, semi-fijo, semi-móvil o móvil.

El resto de los escenarios modelados los puede observar con mayor detalle en el Anexo 05, sobre el modelamiento del OPEX para todos los modelos y configuraciones.

Efecto de variar la ubicación del chancador

La variabilidad del costo mina en función de la profundidad es distinta cuando el chancador es movido cada cierta cota que moviéndolo a una sola cota en específico. Es por ello que se consideró lo del movimiento cada 50 m. de profundidad como un chancador casi full móvil, y los otros como un semi-móvil y semi-fijo según sea el caso.

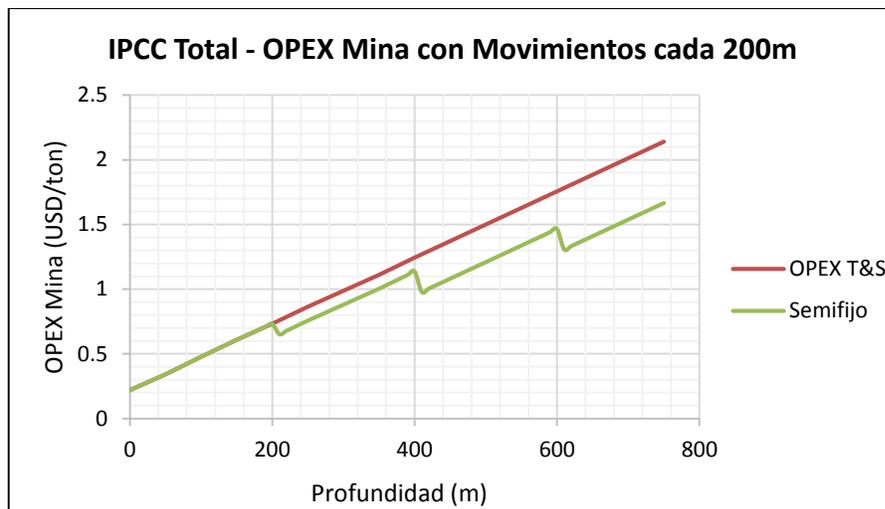


Figura 27: Modelamiento del OPEX para un chancador semi-fijo cada 200 m. de profundidad versus uno convencional T&S de palas y camiones del Manto 1000x200m.

Efecto de variar la ubicación inicial del chancador

La primera ubicación del chancador es determinante, ya que ésta determina cierto incremento o decremento del costo mina. Por la coyuntura actual del precio del combustible, cierta diferencia puede ser determinante para la elección o no de cierta configuración de IPCC. Se puede apreciar que la instalación del chancador justo en el borde del *pit* al iniciar la operación de la mina, no es una buena opción, ya que por la distancia de acarreo al botadero o a la planta (2 km) y por las circunstancias ya mencionadas ésta incrementa el costo mina al menos en lo que a OPEX se refiere y desde ya no es un factor favorable para los fines de estudio, motivo por el cual se descartó la ubicación inicial del chancador en el borde del *pit* a 0m de profundidad.

Efecto de usar un sistema mixto de manejo de materiales

En la actualidad el bajo precio de los combustibles es un gran punto a favor para las operaciones mineras alrededor del mundo operadas usando camiones de combustión diésel, que se ha encargado de abatir los bajos costos de los *commodities*. Por ello éste costo de los combustibles fósiles hace que el IPCC pierda competitividad como alternativa de manejo de materiales. De ahí que un sistema mixto fue descartado en primera instancia, ya que el costo mina en función de la profundidad no es más atractivo que un sistema IPCC, en sus distintas configuraciones, es por ello que ya no se ahondó más en su estudio.

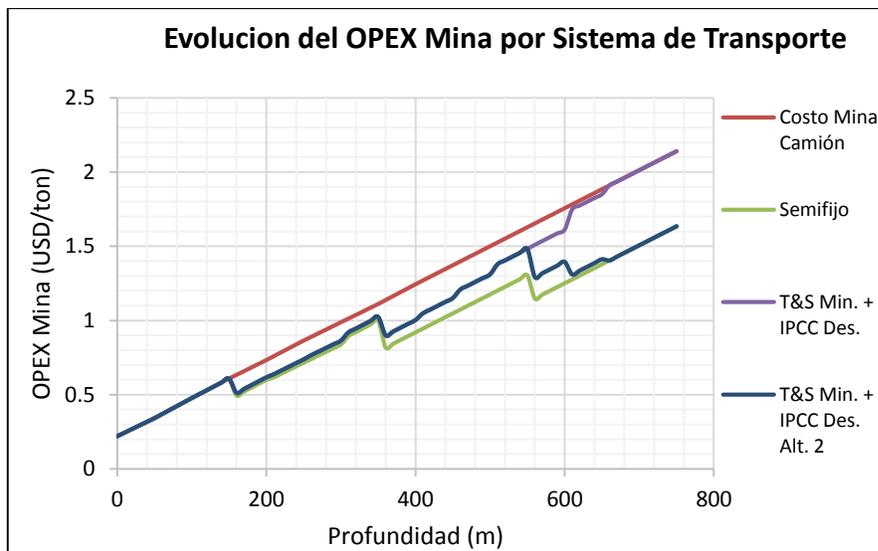


Figura 28: Modelamiento de OPEX para configuraciones alternativas del sistema IPCC y T&S (pala y camión) para el Manto 1000x200m.

La recuperación al alza del OPEX a mayor profundidad se da principalmente debido a la relación estéril/mineral, ya que por tratarse de yacimientos manti-formes con gran buzamiento y profundizando, estos tendrán una mayor cantidad de desmonte cerca a la superficie, disminuyendo en profundidad, motivo por el cual, ya sea IPCC o T&S (Pala y camión), el costo operativo nuevamente empieza a repuntar.

El sistema mixto (desmonte por IPCC y mineral por camiones o viceversa) no entrega valor agregado alguno con respecto al sistema de IPCC total, motivo por el cual, este se descartó de inmediato de las evaluaciones, si bien es cierto nos entregan costos por debajo del sistema tradicional, sin embargo por encima del IPCC total, motivo por el cual fue descartada su evaluación en instancias tempranas. Esto se da principalmente por el costo actual de los combustibles, y la realidad energética del país donde se realiza el estudio.

Una evaluación sobre la coexistencia y las distintas participaciones de los sistemas (por ejemplo pala y camión 30% e IPCC 70%) será necesario para futuros estudios, ya que requiere un estudio más profundo del tema.

Efecto del tamaño y número de fases

Cuando se evalúa el tamaño de las fases para distintas configuraciones de IPCC, bajo una misma envolvente final, una variación en el tamaño de cada fase incidirá en el

número de ellas, es por ello que se hizo un estudio de cómo influye el tamaño y número de fases en los retornos del proyecto. De esta manera se pudo elegir aquellos *pits* con fases de cierto tamaño y bajo ciertas restricciones adicionales resultan más ventajosas.

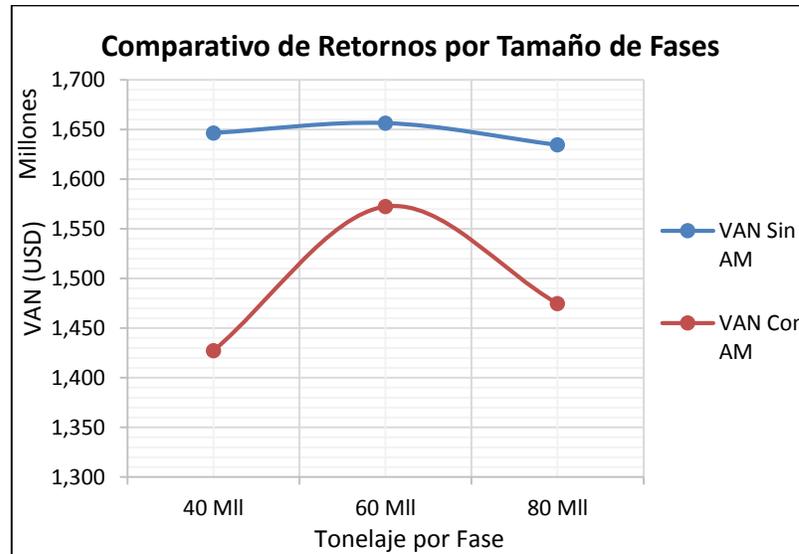


Figura 29: Variación del VAN según la capacidad por fase sin AM y con AM (AM: Ancho de Minado).

En el cuadro se puede apreciar la variabilidad del VAN en función al tamaño, número de las fases y también considerando variabilidad en el ancho de minado (AM), por las restricciones que impone el IPCC, que en este caso es un cambio a 250 m. como ancho de minado. Este estudio se realizó con la finalidad de medir la incidencia de dichos parámetros en los retornos del escenario, de manera de cuantificar la pérdida asociada.

Efecto del ancho del In Pit.

Cuando se habla de este tema, se refiere específicamente al ancho mínimo que se necesita en el fondo del *pit*, para terminar la explotación del yacimiento sin inconvenientes. El cual influye de manera importante cuando se usan chancadores full móviles, ya que estas al no usar camiones, requieren de un ancho de operación mayor, resultando en un menor alcance en profundidad del *pit*, por el acortamiento del ancho mínimo explotación conllevando a una menor recuperación del mineral en profundidad.

Es por ello que intuitivamente las otras configuraciones presentan una ventaja, ya que éstas podrán alcanzar una mayor profundidad en la explotación debido a que la operación de pala y camión requiere de un ancho mínimo de operación menor.

4.3 Optimización de Pit Final

En el caso base la optimización de los *pits*, fue desarrollada mediante el uso del software minero Whittle, software basado en el algoritmo de Lerchs-Grossman para obtener la envolvente final de cada escenario, considerando el máximo flujo de los fondos no descontados.

Para cada escenario de evaluación, variando la ubicación del chancador, el OPEX fue modelado para ingresarlo posteriormente al software, de manera de medir la incidencia del método de transporte de materiales en la mina, esperando un incremento en las reservas recuperables, debido a un menor costo operativo de la mina.

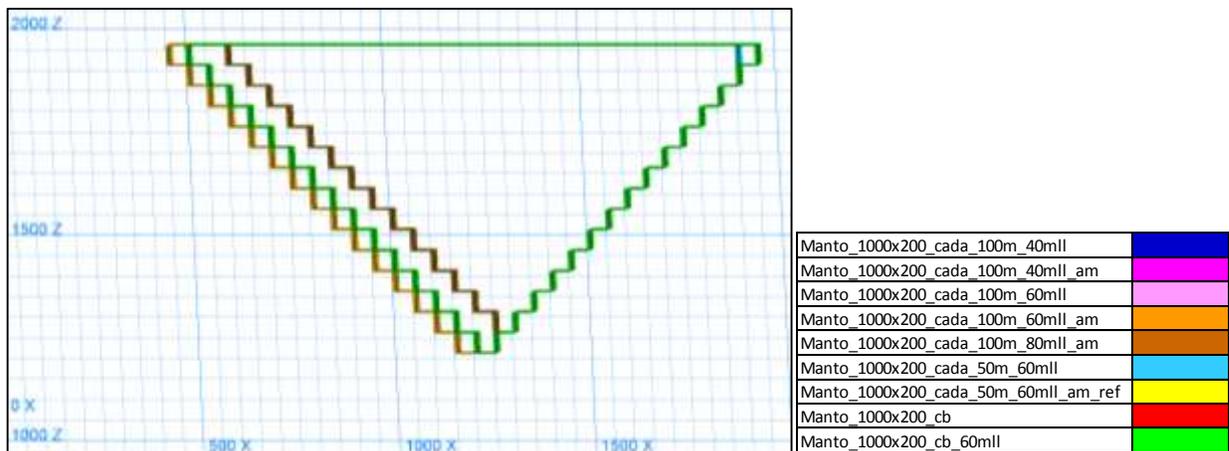


Figura 30: Variación del pit final según la configuración del IPCC, corte transversal.

La figura mostrada refleja la variación de la envolvente final del modelo Manto 1000x200m, dependiendo del uso del sistema de manejo de materiales. Es notoria la diferencia la envolvente de color verde limón, representa el caso base mediante el uso de camiones. Obviamente las envolventes dentro de dicho *pit* son las variantes menos ventajosas en lo que a reservas se trata como la envolvente de color negro, sin embargo éstas no pueden ser descartadas como opciones de mayor rentabilidad, debido a que en este punto solo estamos evaluando la variabilidad de la envolvente final.

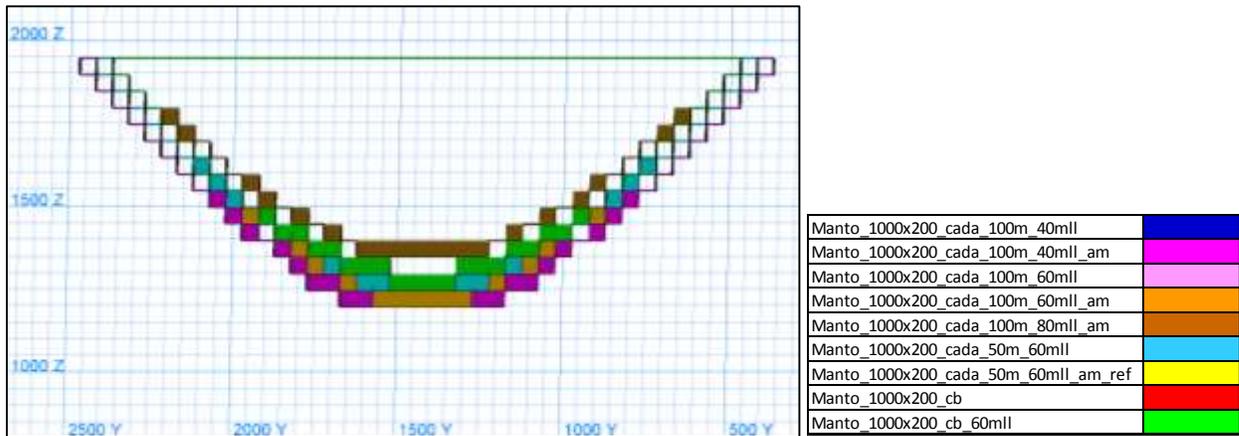


Figura 31: Variación del pit final según la configuración del IPCC, corte longitudinal.

La figura mostrada representa la variabilidad de la envolvente cuando se usa el IPCC en sus distintas configuraciones en este caso en el modelo Manto 1000m x 200m. Se puede apreciar el caso base sin ancho de minado que entrega los mejores retornos, evaluados en base a la variabilidad del tamaño de las fases, como la envolvente de color verde limón. Los *pits* contenidos dentro de este, si bien es cierto representan una menor recuperación en lo que a reservas se refiere, no pueden ser descartados, ya que estos podrían aportar un mayor retorno en lo que a VAN se refiere.

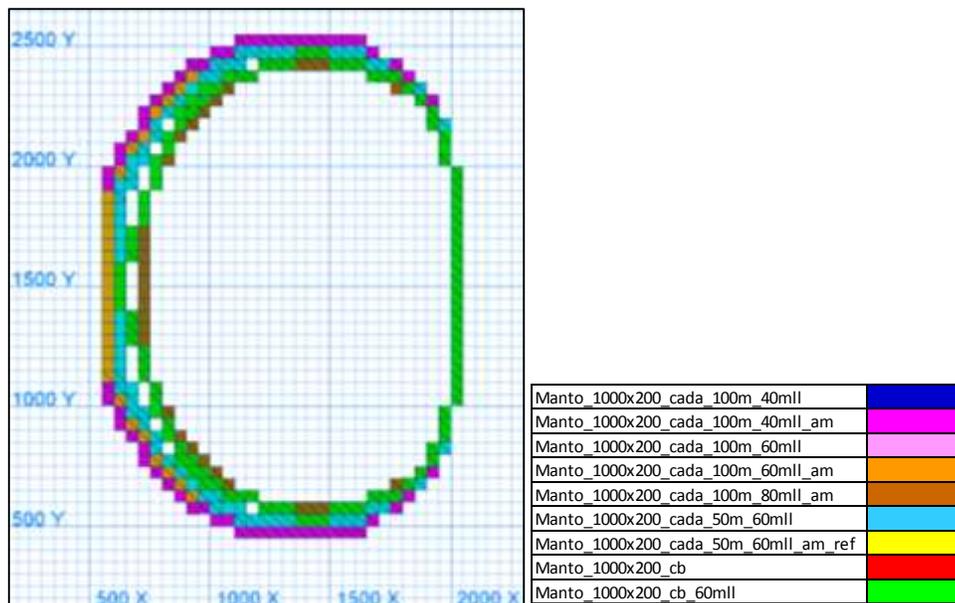


Figura 32: Variación del pit final según la configuración del IPCC, Vista en planta.

4.4 Determinación de Fases y Secuencia de Explotación

Para el caso base la determinación de fases se realizó en base a un ancho de minado de 100 m. como mínimo. Además esta fue secuenciada, considerando el mayor retorno descontado del proyecto, para el escenario de los chancadores reubicables según la configuración se consideró hasta 250 m. de ancho de minado, de manera de considerar intrínsecamente la operación usando chancadores móviles. Además cuando se evaluó los escenarios de chancadores fijos, este ancho de minado se limitó a los 100 m. ya que se contara con una pequeña flota de camiones, quienes alimentaran al chancador, motivo por el cual no existe la necesidad de aumentar el ancho de minado.

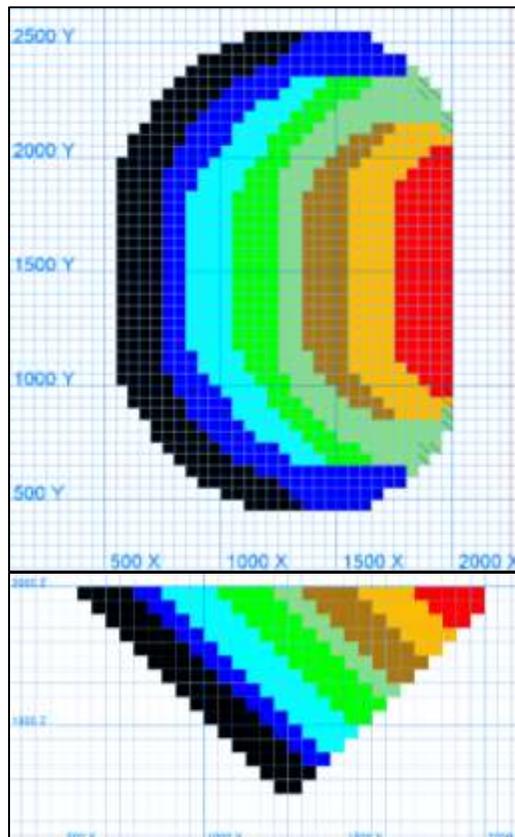


Figura 33: Vista de las fases tanto en perfil como en planta.

La determinación de fases así como la secuencia de explotación, representa la última etapa donde se puede agregar valor al proyecto, motivo por el cual es de suma importancia su determinación correcta, ya que de ésta dependerán la operación de la mina y la planificación de las etapas más detalladas como son la planificación a mediano y corto plazo. Las fases presentadas muestran al modelo Manto 1000m x 200m en la configuración de semi-movil con movimientos del chancador cada 100 metros de

profundidad, con 40 millones de toneladas de mineral en promedio por cada fase, con un ancho mínimo de explotación de 100m (Manto 1000m x 200m_cada_100m_40mll_am). Es una de las tantas variantes evaluadas que por poseer un retorno ubicado entre el 20% superior de todas las configuraciones fue tomada en cuenta. Más adelante estaremos detallando con tablas de resumen los casos finales de estudio y evaluación con mayores retornos al resto de toda la población estudiada. Se puede apreciar en el Anexo 07 algunas vistas de los modelos y las principales configuraciones más resaltantes.

4.5 Determinación de Fases y Secuencia de Explotación para el Caso IPCC

La determinación de las fases y la secuencia de explotación, está íntimamente ligada al ancho operativo de cada configuración y la ubicación del chancador. Éstas fueron corridas en el software minero Whittle, donde se consiguió una cantidad de fases y secuencia teórica para cada escenario, las cuales fueron variadas en tonelaje, lo que conllevó a variaciones en el número de fases. De esta manera se evaluaron distintos escenarios, conteniendo distintos números de fases, restringidos por el ancho operativo, de los cuales se eligieron aquellos que entregan el mayor retorno, los que fueron evaluados técnica y económicamente, quedándonos con aquel que resulte más ventajoso respecto al caso base, que se detallaran en los siguientes *items*.

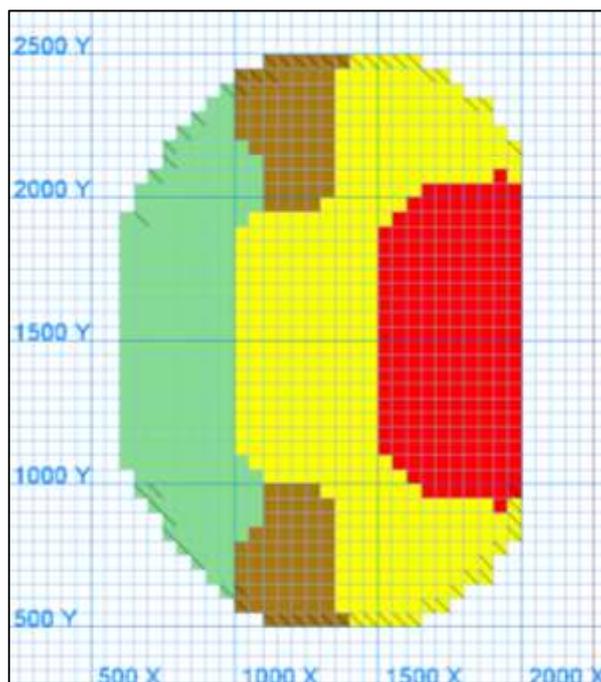


Figura 34: Vista en planta de las fases con ancho de minado de 250 m. para una chancadora móvil.

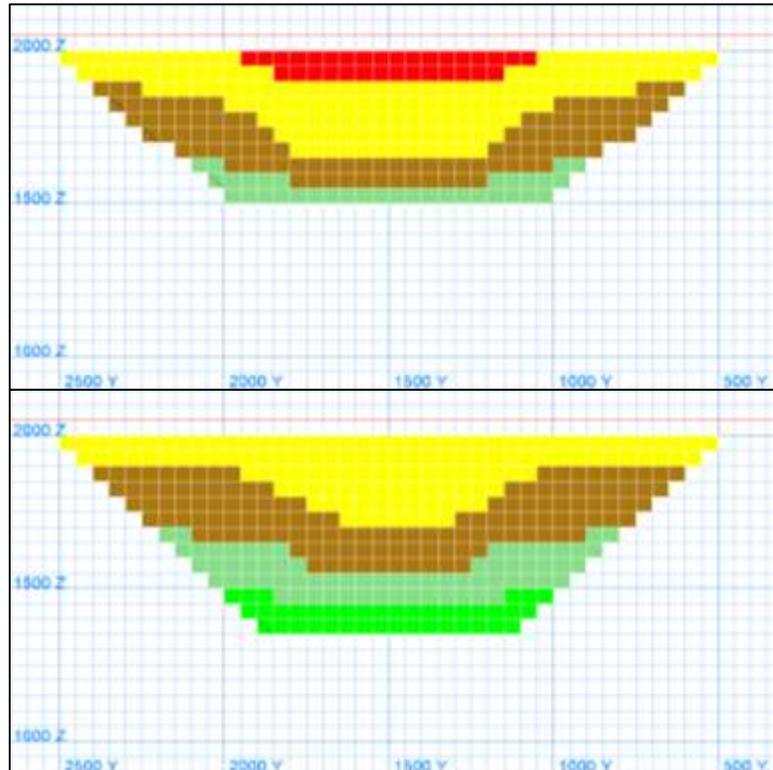


Figura 35: Vista en perfil de las fases con ancho de mina de 250 m. para una chancadora móvil.

Los gráficos muestran una reducción en el número de fases, a causa del incremento del ancho operativo. Específicamente este es un caso que no fue seleccionado entre los más rentables. Sin embargo ejemplifica de manera muy concisa la variabilidad en la geometría, tamaño y número de fases con la adición del ancho de minado de 250 metros usado para un chancador móvil.

4.6 Evaluación de Envolventes y Reservas.

Una vez obtenidos los resultados de la optimización de envolventes finales, éstas serán evaluadas en base a la variabilidad de la cantidad de reservas añadidas o retiradas del *pit* final, además de medir las dimensiones asociadas a cada escenario, la recuperación de finos y la variabilidad de desmonte, de manera de tener una mejor idea de la incidencia del sistema de manejo de materiales propuesto.

Tabla 8: Resumen de los escenarios con mayor Flujo Descontado (FD) versus el caso base.

	<20%	<20%			<20%	<20%			<20%	<20%	
Manto 500x250				Manto 1000x200				Manto Pert.			
	FD Sin AM (MII USD)	FD Con AM (MII USD)	% Var.		FD Sin AM (MII USD)	FD Con AM (MII USD)	% Var.		FD Sin AM (MII USD)	FD Con AM (MII USD)	% Var.
Caso Base				Caso Base				Caso Base			
25 MII	953	945	-0.78%	40 MII	1,608	1,601	-0.47%	40 MII	1,384	1,376	-0.57%
40 MII	953	952	-0.12%	60 MII	1,610	1,590	-1.24%	60 MII	1,358	1,349	-0.65%
50 MII	947	941	-0.62%	80 MII	1,604	1,604	0.02%	80 MII	1,360	1,353	-0.57%
Cada 50m				Cada 50m				Cada 50m			
25 MII	964	934	-3.16%	40 MII	1,647	1,427	-13.33%	40 MII	1,405	1,338	-4.80%
40 MII	952	883	-7.16%	60 MII	1,657	1,572	-5.08%	60 MII	1,418	1,231	-13.16%
50 MII	956	839	-12.25%	80 MII	1,635	1,475	-9.78%	80 MII	1,391	1,270	-8.70%
Cada 300m				Cada 100m				Cada 200m			
25 MII	964	953	-1.18%	40 MII	1,653	1,625	-1.67%	40 MII	1,425	1,400	-1.74%
40 MII	945	949	0.36%	60 MII	1,650	1,649	-0.07%	60 MII	1,404	1,403	-0.13%
50 MII	950	935	-1.59%	80 MII	1,642	1,646	0.24%	80 MII	1,402	1,402	0.01%
A 150m				Cada 300m				Cada 300m			
40 MII	949	938	-1.14%	40 MII	1,634	1,567	-4.07%	40 MII	1,404	1,406	0.14%
60 MII	942	944	0.14%	60 MII	1,614	1,613	-0.06%	60 MII	1,421	1,421	-0.04%
80 MII	943	944	0.08%	80 MII	1,613	1,616	0.19%	80 MII	1,408	1,381	-1.95%
A 550m				A 150m				A 150m			
40 MII	940	946	0.57%	40 MII	1,610	1,616	0.38%	40 MII	1,386	1,375	-0.82%
60 MII	937	939	0.22%	60 MII	1,608	1,567	-2.55%	60 MII	1,384	1,371	-0.97%
80 MII	926	925	-0.02%	80 MII	1,605	1,605	-0.04%	80 MII	1,383	1,375	-0.54%
				A 350m				A 350m			
				40 MII	1,620	1,596	-1.42%	40 MII	1,386	1,382	-0.31%
				60 MII	1,620	1,571	-3.06%	60 MII	1,381	1,380	-0.04%
				80 MII	1,610	1,606	-0.23%	80 MII	1,320	1,322	0.11%

El cuadro mostrado entrega un resumen preliminar de todos aquellos escenarios que representan un incremento de las reservas al cambiar el sistema de manejo de materiales expresando en su respectivo Flujo Descontado (FD), ya que uno de los objetivos perseguidos por este estudio, es demostrar si se consigue incrementar dichas reservas al cambiar el sistema. Además se resaltan los escenarios que serán ampliados más adelante cuando se ingrese a la zona de mayor detalle del plan de minado. Cabe destacar que para dichos flujos descontados, aun no se considera el monto ni el horizonte de inversión.

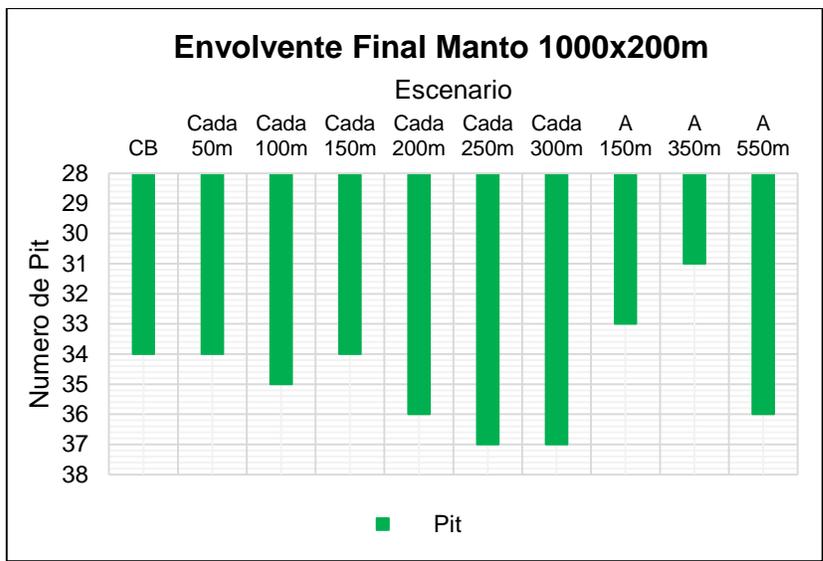


Figura 36: Pit final para cada escenario.

La figura mostrada representa el *pit* alcanzado por cada escenario evaluado, en este caso particular para el Manto 1000x200m. Cabe resaltar que no necesariamente un mayor número de *pits* se refiere a una mayor profundidad, pero sí un mayor movimiento de material.

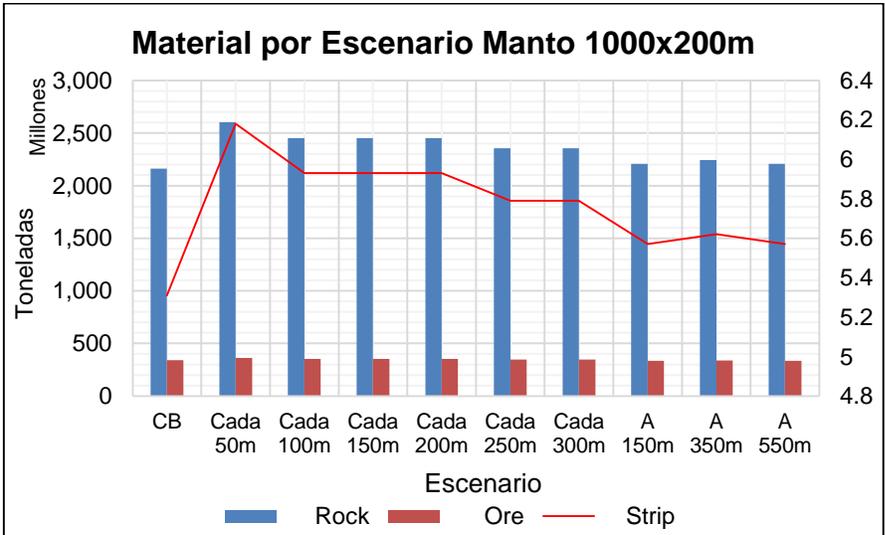


Figura 37: movimiento de material para cada escenario.

Se puede apreciar en el gráfico la cantidad de material movido por cada escenario en el modelo Manto 1000x200m, así también la relación estéril/mineral. Es muy representativa la imagen ya que indica además el ratio necesario para cada escenario, lo que da una

idea del material añadido en cada uno de ellos. En el grafico siguiente mostramos la recuperación asociada.

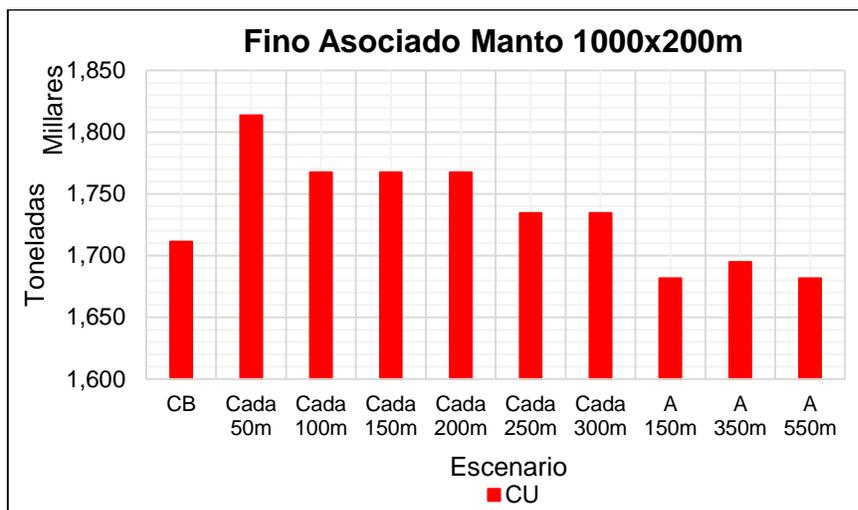


Figura 38: Recuperación de finos por cada escenario.

Como se mencionó, este grafico representa la recuperación asociada a cada escenario A partir de ésta se realizó el primer filtro, ya que se considerarán en pasos previos solo aquellos que aporten fino adicional al proyecto. De esta manera notamos que el escenario con movimientos cada 50 m. es el que aporta una mayor recuperación respecto al resto. Además cabe destacar que dicha característica no lo hace el más rentable, por tal motivo se evaluará a mayor detalle en pasos posteriores del estudio.

Mayor detalle y un desglose de todos los modelos y escenarios estudiados, se encuentra en el Anexo 07 adjunto.

4.7 Elección de las Configuraciones más Favorables

Como ya se mencionó anteriormente, se contó con distintos escenarios, las cuales eran dependientes de los siguientes factores: ubicación del chancador, capacidad por fase, configuración de IPCC. De esta manera se logró todo un abanico de opciones factibles dentro de los modelos usados. Posteriormente se realizó un resumen de las opciones con mejor retorno y aquellas que intuitivamente entregarían mayor valor al evaluarlas económicamente.

Tabla 9: Escenarios con Flujos Descontados (FD) dentro del 20% superior.

Manto 500x250			Manto 1000x200			Manto Perturbado		
	FD Sin AM (MII USD)	FD Con AM (MII USD)		FD Sin AM (MII USD)	FD Con AM (MII USD)		FD Sin AM (MII USD)	FD Con AM (MII USD)
Caso Base			Caso Base			Caso Base		
40 MII		952	60 MII	1,610		40 MII	1,384	
Cada 50m			Cada 50m			Cada 50m		
25 MII	964		60 MII	1,657		60 MII	1,418	
50 MII	956		Cada 100m			Cada 200m		
Cada 300m			40 MII	1,653	1,625	40 MII	1,425	
25 MII	964	953	60 MII	1,650	1,649	60 MII		1,403
40 MII		949	80 MII		1,646	Cada 300m		
						40 MII		1,406
						60 MII	1,421	1,421

El cuadro mostrado representa el resumen de los escenarios más competitivos. Estos representan el 20% de todos los escenarios con el mejor flujo descontado sin considerar la inversión, los cuales están resaltados en color celeste para los escenarios sin incluir ancho de minado, así como en amarillo para aquellos donde se consideró ancho mínimo, ya sea 100 metros o 250 metros según sea el caso, dependiendo si se trata de un chancador reubicable esporádicamente o un móvil. Según su configuración estos serán sometidos a una evaluación detallada, para de esta manera poder elegir aquel que sea más rentable para cada modelo en estudio.

Si bien es cierto que estos escenarios aparentemente entregan los mejores retornos, luego del análisis otros podrían ser más competitivos, cualquiera de los mencionados en la tabla general de escenarios mostrado líneas atrás, esto debido a que aún no se ha considerado el costo de reubicación de los chancadores, cuando se trate de una reubicable, motivo por el cual el cuadro mostrado es referencial.

4.8 Plan de Minado

Se desarrolló la planificación solo para aquellos escenarios donde se tiene un retorno por encima del 20% superior entre todos los escenarios estudiados, de manera de acotar nuestro estudio solo a los escenarios con mayor potencial económico. A continuación se muestran las figuras relativas al ítem.

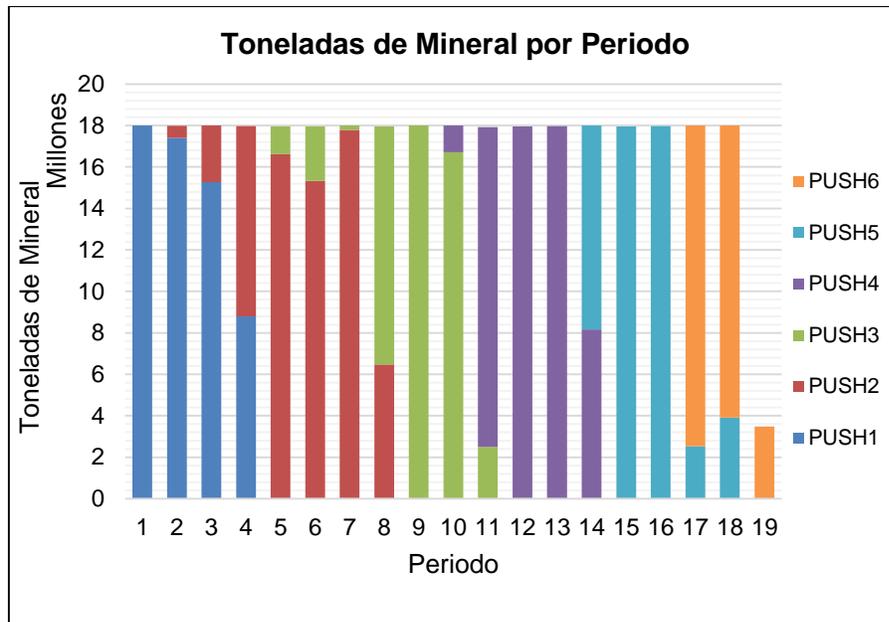


Figura 39: Mineral por periodo y fases.

Se puede apreciar la producción de mineral periodo a periodo y el aporte por cada fase. Esta representa al modelo Manto 1000x200m con movimientos cada 100m, con 60 millones de mineral por fase, sin considerar ancho mínimo de minado.

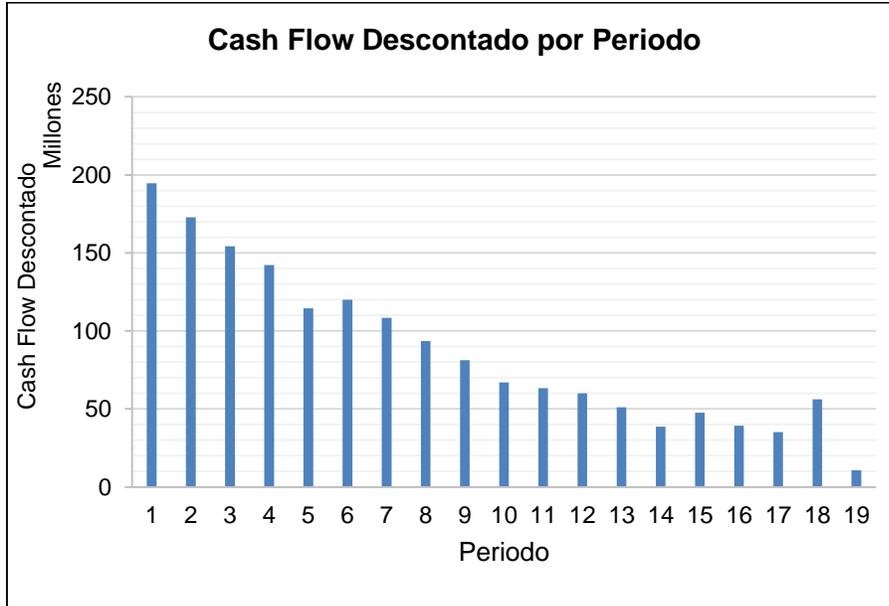


Figura 40: Flujo de caja descontado.

También para el mismo modelo y configuración se tiene el perfil de retornos descontados.

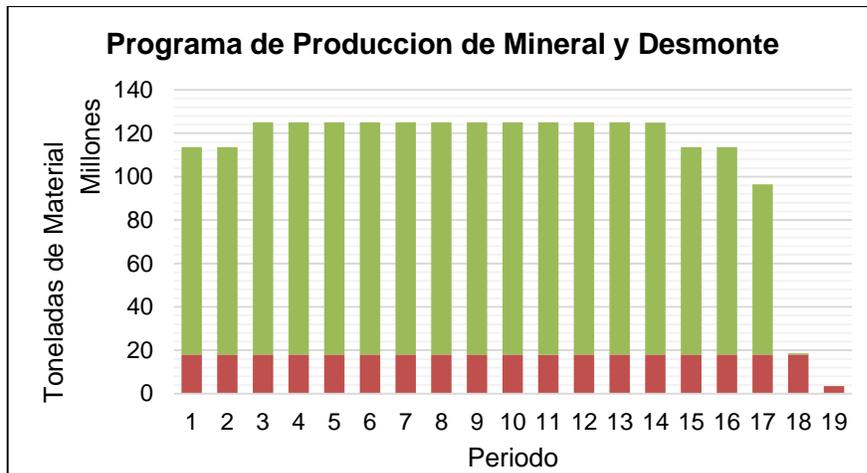


Figura 41: Programa de producción de mineral y desmorte.

También se tiene la cantidad de movimiento de material, tanto para el mineral como para el desmorte, durante toda la vida de la mina, pudiéndose notar un LOM de 19 periodos.

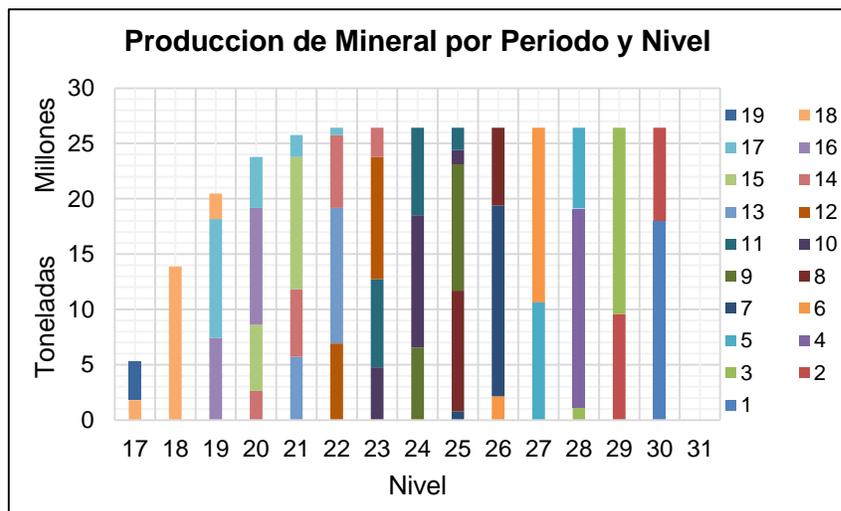


Figura 42: Programa de producción de mineral por periodo y nivel.

La figura muestra claramente el inicio de corte de mineral recién en el nivel 30, lo cual es de esperarse, debido a que se tiene un encape de 50 metros de desmorte.

El detalle de los planes de todas las otras alternativas se puede ver en el Anexo 08.

4.9 Cálculo de Flota por Modelo en función de la Profundidad

A continuación se muestra el perfil de la flota necesaria a medida que se profundiza el tajo, de manera de saber cuándo incrementar la flota y realizar la inversión en la misma. Este perfil fue desarrollado para un *match* usando 2 palas para el primer modelo de menor cuota de producción y 3 palas para los dos últimos, por tratarse de una mayor cuota.

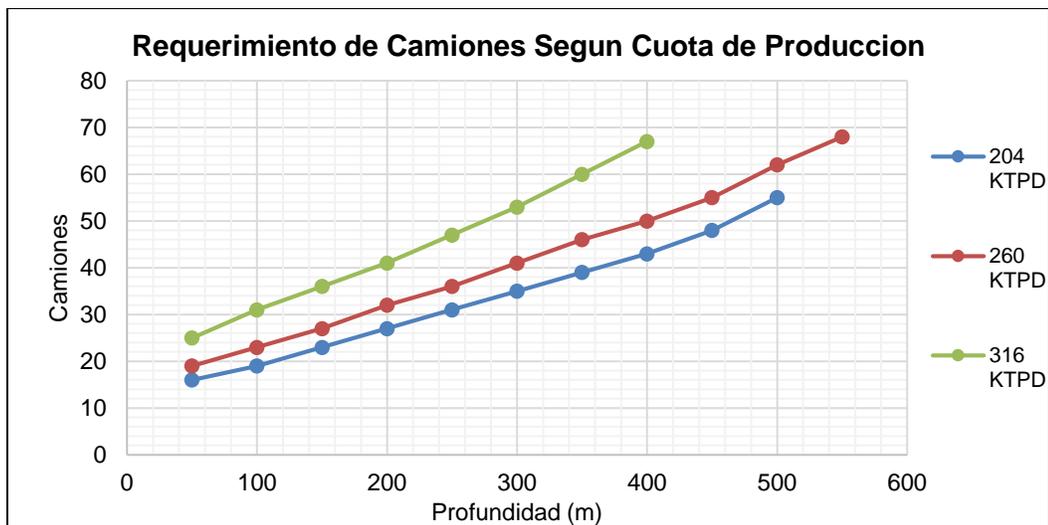


Figura 43: Perfil de requerimiento de camiones en función de la profundidad.

Este perfil fue desarrollado en base a simulación, como ya se mencionó líneas atrás, considerando en gran medida las principales variables influyentes en el acarreo de materiales. Es por ello que es muy necesario el uso de alguna herramienta de simulación como DSim para la realización del requerimiento más acertado de camiones.

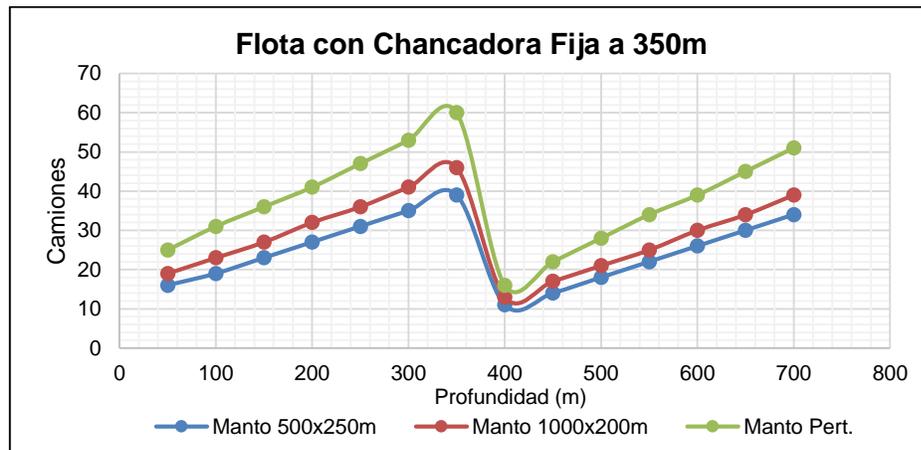


Figura 44: Perfil de requerimiento de camiones en función de la profundidad usando IPCC fijo a 350m.

Asimismo en la figura anterior se puede apreciar el perfil de requerimiento de camiones en función de la profundidad, cuando se usa un chancador fijo a 350 m. de profundidad. De esta manera se sabe el periodo y la cantidad de camiones que se irán añadiendo al sistema para poder cumplir con la cuota de producción determinada para cada modelo respectivo.

Es notoria la caída en el requerimiento de flota, debido a la instalación del chancador, la cual en adelante servirá para reducir el costo de minado a partir de dicha profundidad en adelante. El efecto aguas abajo se nota en los pasos anteriores detallados en su momento.

Mayor detalle de la flota requerida para distintas profundidades y otras configuraciones del IPCC, podrá encontrarse en el Anexo 09.

4.10 Evaluación de Riesgo y Probabilidad de Cumplimiento

Para esta parte nos servimos del software, @Risk 7 del paquete Decisión Tools de Palisade, donde se sensibilizaron las variables más relevantes y de mayor influencia en el retorno del proyecto, pudiendo evaluarse bajo distintos escenarios, considerando la incertidumbre en los montos invertidos por periodo, del mercado de los *commodities*, así como del precio del combustible. Posteriormente este costo de combustible fue escalado a costos de mina variables según el horizonte de planificación trabajado.

Partiendo de la premisa que el costo del diésel representa el 25% del costo mina, este precio del combustible fue sensibilizado, para realizar un comparativo y determinar la robustez de nuestro plan usando IPCC con respecto a la volatilidad de dicho precio en la actualidad.

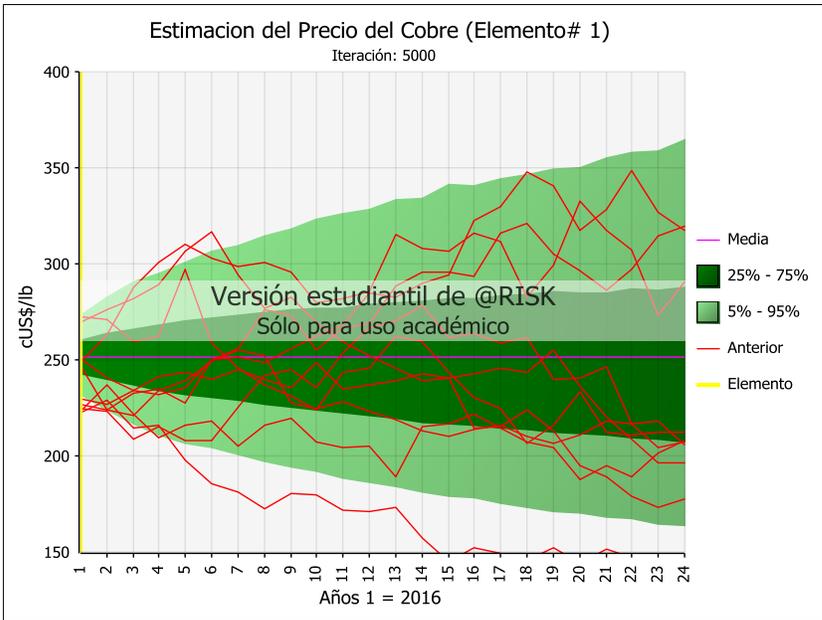


Figura 45: Iteraciones para la determinación del precio del Cobre.

La Figura 45 representa todas las iteraciones realizadas para poder determinar de una mejor manera el precio del cobre que en este caso fueron 5000, suficiente como para generar una estimación confiable. Es necesario mencionar también que el modelo que mejor se ajusta al comportamiento de nuestros datos históricos es el GBM.

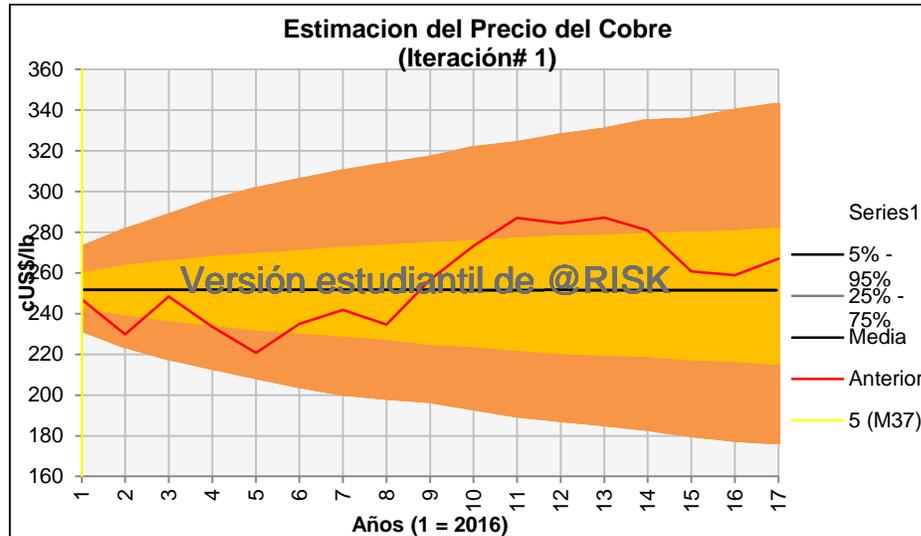


Figura 46: Estimación del Precio del Cobre.

De esta manera fue estimado el precio del cobre para cada año del LOM. Cabe mencionar que ese mismo modelo de precios fue usado para los distintos escenarios en estudio con la finalidad de poder realizar la comparación de los mismos luego de la evaluación económica.

Tabla 10: Precio del cobre estimado mediante simulación para un LOM específico.

Estimación del Precio del CU			
Año	cUS\$/lb	Año	cUS\$/lb
2016	246.96	2028	256.62
2017	229.80	2029	273.31
2018	248.34	2030	286.92
2019	233.48	2031	284.39
2020	220.75	2032	287.08
2021	234.94	2033	280.83
2022	241.89	2034	260.77
2023	234.57	2035	258.92
2024	246.96	2036	267.02
2025	229.80	2037	256.62
2026	248.34	2038	273.31
2027	233.48	2039	286.92

Los valores mostrados en la Tabla 10 fueron estimados a partir de precios históricos con datos de dicho metal desde 1935 hasta la fecha (Noviembre del 2015), valiéndonos del uso de la herramienta @Risk.

Una vez estimado el precio del cobre, pasamos a describir las principales variaciones realizadas, con la finalidad de medir el impacto de la variabilidad de algunos valores en los retornos del proyecto. Para ello primero se muestra los valores normales determinísticos de las evaluaciones económicas. Éstas fueron desarrolladas como caso base para que nos puedan servir como punto comparativo y de medida referencial cuando evaluemos el riesgo de cada escenario final.

Tabla 11: Resumen de VAN y TIR sin sensibilizar y sin incertidumbre.

Resumen de los Escenarios sin Sensibilizar con Indicadores			
500x200	Caso_base_40mll	Cada_50m_25mll	Cada_300m_25mll_am
VAN MII US\$	196	162	65
TIR	12%	11%	9%
1000x200	Caso_base_60mll	Cada_50m_60mll	Cada_100m_60mll_am
VAN MII US\$	371	362	314
TIR	12%	12%	11%
Manto Pert.	Caso_base_40mll	Cada_200m_40mll	Cada_300m_60mll_am
VAN MII US\$	260	175	188
TIR	12%	10%	10%

A continuación detallamos cuales son aquellos valores sensibilizados, con la finalidad de medir la robustez de los escenarios en estudio.

La principal variable estudiada en este trabajo fue el costo de acarreo en minas a rajo abierto, motivo por el cual se inició en el consumo y costo del combustible, asociado principalmente a los camiones de alto tonelaje. Esta variable (Costo del petróleo) fue sensibilizada en +/-20% de manera de replicar múltiples escenarios de variación de dicho consumible.

Además se hizo un pronóstico del comportamiento del precio del cobre el cual fue detallado líneas atrás. También se consideró variabilidad en los porcentajes de inversión de los cuatro periodos del mismo, de manera de ver el comportamiento del proyecto según los montos invertidos en cada periodo de construcción.

Todos los escenarios fueron evaluados en base a simulación con 5000 iteraciones.

A continuación se muestra el resultado de uno de los escenarios trabajados. El detalle del resto podrá encontrarse en Anexo 10 adjunto.

La siguiente figura representa el comportamiento del VAN cuando se tiene incertidumbre en el precio del cobre, así como variabilidad en los montos invertidos periodo a periodo, también variabilidad en el precio del petróleo. Fue necesaria su sensibilización en un +/- 20% con la finalidad de representar su influencia en los planes de minado y cómo esto afecta al a evaluación final de los mismos.

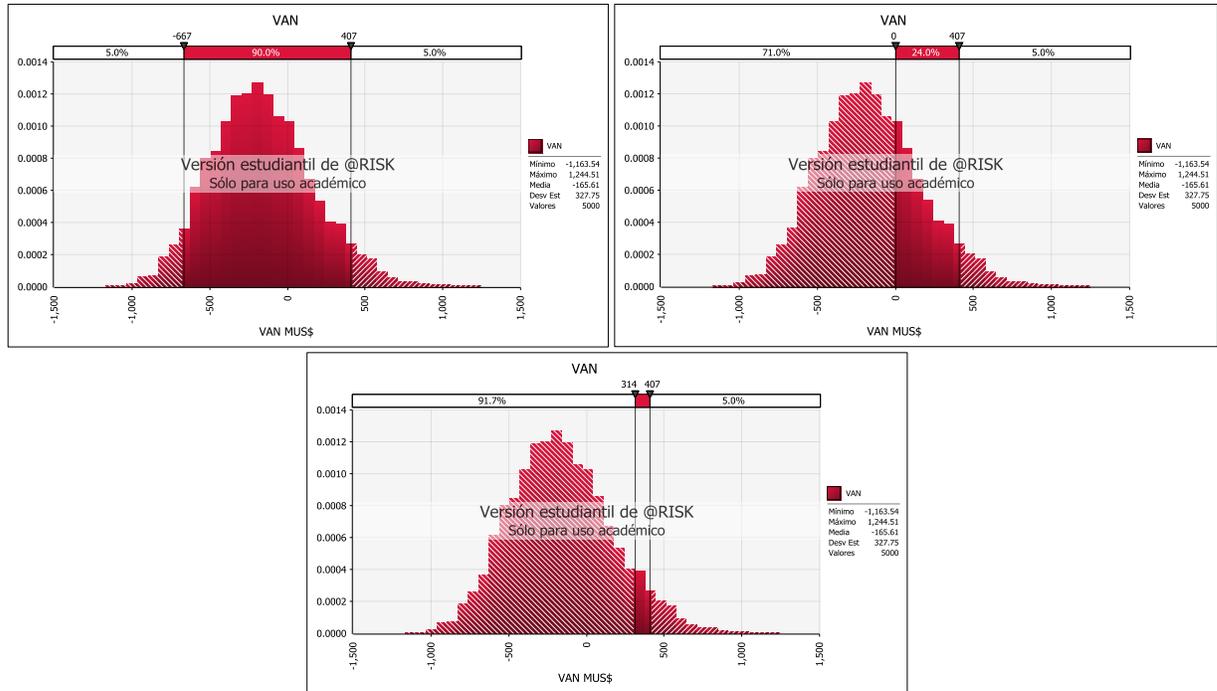


Figura 47: Evaluación del riesgo asociado al plan del Manto 1000x200_cada_100m_60mll_am.

La primera figura ubicada en el lado superior izquierdo indica que con una probabilidad de 90% de confianza, el VAN para el modelo Manto de 1000x200m con movimientos de la chancadora cada 100m en cota, con fases de 60 millones de capacidad de mineral y un ancho mínimo de minado de 100m, se ubicara entre los -667 y los 407 millones de dólares. La siguiente figura del lado superior derecho indica la probabilidad de tener un VAN menor a cero, la cual alcanza un alto valor, en este caso un 71% de probabilidad de tener un VAN que esté por debajo del cero lo que representaría la probabilidad de pérdida al ejecutar el proyecto. La tercera figura ubicada en la parte inferior central indica que la probabilidad de cumplimiento de VAN por encima del valor hallado de manera determinística, en este caso 314 millones de dólares, es de 8.3%.

Todo hace indicar que este escenario es muy riesgoso, ya que las probabilidades de no cumplimiento así como la desviación estándar de los datos obtenidos son muy altas, debido principalmente a la volatilidad en el precio del Cu y la variabilidad en el precio del petróleo.

A continuación presentamos un cuadro de resumen de todos los escenarios competitivos, estudiados en la parte final de la investigación.

Tabla 12: Resumen de VAN y TIR con sensibilización de indicadores.

Resumen de los Escenarios con Sensibilización de Indicadores																		
500x200			Caso_base_40mll						Cada_50m_25mll						Cada_300m_25mll_am			
Probabilidad			90%			P VAN (-)			90%			P VAN (-)			90%			P VAN (-)
	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%
VAN MUS\$	192	93%	236	-93	-379	71%	162	93%	199	-129	-416	77%	65	93%	111	-226	-509	88%
TIR	12%		13%	5%	-7%		11%		12%	4%	-8%		9%		10%	2%	-10%	
1000x200			Caso_base_60mll						Cada_50m_60mll						Cada_100m_60mll_am			
Probabilidad			90%			P VAN (-)			90%			P VAN (-)			90%			P VAN (-)
	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%
VAN MUS\$	371	94%	420	-129	-609	68%	362	94%	401	-142	-643	69%	314	92%	407	-166	-667	71%
TIR	12%		14%	5%	-6%		12%		13%	5%	-5%		11%		13%	5%	-5%	
anto Pert.			Caso_base_40mll						Cada_200m_40mll						Cada_300m_60mll_am			
Probabilidad			90%			P VAN (-)			90%			P VAN (-)			90%			P VAN (-)
	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%
VAN MUS\$	260	88%	434	-80	-528	63%	175	89%	328	-174	-614	74%	188	90%	325	-173	-599	75%
TIR	12%		14%	6%	-3%		10%		12%	4%	-5%		10%		12%	4%	-6%	

El detalle sobre el estudio de riesgo de los distintos escenarios podrá encontrarse en el Anexo 10.

4.11 Elección del Mejor Plan de Producción

Luego de la evaluación preliminar de las opciones más ventajosas, en este punto se realiza una evaluación más fina y minuciosa de las opciones elegidas, donde podremos obtener aquella que represente un retorno mayor respecto al caso base, la cual será sugerida para su implementación. Sin embargo es necesario mencionar que algunas opciones no incluyen el ancho de minado. Como se puede apreciar solo algunas de éstas tienen esta restricción, motivo por el cual éstas serán las más ventajosas, ya que aun teniendo dicha restricción entregan un VAN respetable. Trato aparte se merece la probabilidad de cumplimiento, ya que ésta estará sujeta al grado de riesgo que asuma la compañía. Para nuestros casos estudiados estos son difícilmente concebibles debido a

la poca probabilidad de cumplir con un VAN conveniente para la compañía o una alta probabilidad de acarrear pérdidas o VAN menor a cero.

Es por ello que el plan que mejor se ajusta para cada modelo es:

Tabla 13: Configuraciones más favorables por modelo.

Resumen de los Escenarios con Sensibilización de Indicadores						
500x200			Cada_300m_25mll_am			
Probabilidad			90%			P VAN (-)
	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%
VAN MUS\$	65	93%	111	-226	-509	88%
TIR	9%		10%	2%	-10%	
1000x200						
			Cada_100m_60mll_am			
Probabilidad			90%			P VAN (-)
	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%
VAN MUS\$	314	92%	407	-166	-667	71%
TIR	11%		13%	5%	-5%	
Manto Pert.						
			Cada_300m_60mll_am			
Probabilidad			90%			P VAN (-)
	Base	P (-a)	Max	Media	Min	%
VAN MUS\$	188	90%	325	-173	-599	75%
TIR	10%		12%	4%	-6%	

La Tabla 13 presenta las configuraciones de IPCC más rentables para los distintos modelos presentados y según los objetivos perseguidos en este trabajo. Sin embargo como ya se mencionó líneas atrás ninguna de estas opciones ni las descartadas anteriormente ofrecen un rango aceptable de confiabilidad y cumplimiento requerido, tal y como se indica en el estudio de riesgo realizado. El detalle de los planes seleccionados se encuentra en el Anexo 10.

Con esto se concluye todo el proceso de la metodología de planificación incluyendo el IPCC como alternativa para el manejo de materiales, con la finalidad de obtener una mayor rentabilidad del proyecto, así como una mayor recuperación minera de las reservas asociadas.

5 Conclusiones

La aplicabilidad de este método de manejo de materiales, está sujeta a diversas restricciones, como pueden ser geológicas, de diseño, operativas, etc. Sin embargo en este trabajo se da prioridad a las geológicas, donde nos enfocamos en la forma y naturaleza del yacimiento. Por lo tanto es necesario una forma cuasi uniforme y masiva del mismo, para de esta manera facilitar el correcto diseño e instalación de las correas transportadoras. Por ello nos centramos en los modelos más convenientes desde la óptica de operativización usando esta metodología de manejo de materiales.

Partiendo de la premisa que el costo de combustible representa el 25% del costo mina, el sistema de acarreo fue simulado reportando no solo la producción por flota, sino también el consumo de combustible asociado a dicha flota, demostrándose el comportamiento lineal del costo mina en función de la profundidad, bajo la premisa mencionada líneas atrás.

En el sistema tradicional de palas y camiones se usa un ancho de minado de 100m, en el IPCC considerando un chancador full móvil se hace necesaria el uso de anchos de minado mayores a 200m. En sistemas semi-móviles, fijos o semi-fijos estos anchos de minado podrían mantenerse en 100m debido a que el *match* entre la pala y el camión va a coexistir, ya que el chancador es ubicado en un punto estratégico y ésta es alimentada por una pequeña flota que cumpla con la cuota de producción.

El sistema propuesto, si bien sugiere un incremento en los materiales a mover, este no solo se enmarca en la remoción de estéril para la instalación de equipo adicional necesario para la operativización del sistema, sino también en un incremento en las reservas de mineral, ya que a menores costos operativos la envolvente del modelo puede incluir mayor mineral económico, la cual no necesariamente se verá traducida en un mayor VAN para el proyecto.

Incrementar el ancho de minado y variar la capacidad de las fases, redujeron en número de éstas. Se evaluó la incidencia de dicho cambio obteniéndose variaciones de hasta -13.33% en VAN para el Manto 1000x200m, cuando se usan fases de 40 millones de mineral, con referencia al uso o no de ancho de minado de 250m necesario para el sistema con movimientos cada 50m en cota. Sin embargo ésta es excepcional ya que

también se pueden encontrar incrementos en 0.19% en VAN como sucede en el Manto 1000x200 con fases de 80 millones de mineral, con movimientos del chancador cada 300m. Esta ventaja se da principalmente debido a que en esa configuración se usa un ancho de minado de 100m debido a que la chancadora se encuentra emplazada en un lugar estratégico alimentado por una pequeña flota de camiones.

Se verifica que el uso del IPCC en sus distintas configuraciones, descritas en el presente trabajo, según el modelo de yacimiento asociado, permite obtener una mayor recuperación de mineral y por ende volúmenes de material a mover en mayor cantidad, dependiendo del modelo en el cual es aplicado. El delta en volumen se da, por ejemplo en el Manto 500x250m en 0.33% y -7.95% en la mejor y peor configuración respectivamente, en el Manto 1000x200m 5.98% y -1.74% en la mejor y peor de las configuraciones, en el Manto Perturbado 6.05% y -2.02% en la mejor y peor de las configuraciones respectivamente, lo que sugiere que el sistema propuesto es más ventajoso cuanto más grande sea el yacimiento.

Dependiendo de la coyuntura actual, así como de la realidad energética del país, tanto en costo de la energía como la sostenibilidad del suministro, el sistema IPCC se verá condicionado en su aplicabilidad, debido a que el precio actual del petróleo favorece al sistema tradicional y para la realidad Chilena el costo energético aun es alto. Sin embargo no se augura dicho favoritismo en un largo plazo, por tal motivo es necesaria una planificación con visión de futuro en función del LOM del proyecto. De ahí que se dio la necesidad de sensibilizar el costo del petróleo para de esta manera medir su impacto. Esto se dio en un +/- 20% del precio base de 0.85 US\$/kWh, lo que ayudó a cuantificar el riesgo en las evaluaciones económicas.

Las probabilidades de cumplimiento del plan son muy bajas por debajo del 20% y altas probabilidades de pérdida, por encima de 70% en algunos casos. Sin embargo dentro de los modelos y configuraciones más favorables se encontraron alternativas propuestas usando IPCC como las más competitivas.

6 Trabajos Futuros

El uso del IPCC es una alternativa para el manejo de materiales en minería a cielo abierto, considerando que en la actualidad los yacimientos descubiertos son de mucho menor calidad que los de antes, las minas a rajo abierto tienden a profundizar más con la finalidad de conseguir una mayor recuperación de los recursos, esto a su vez le resta mucha productividad a los camiones y por ende los costos asociados a su extracción se incrementan. Por ello que se pensó en una alternativa que pueda lidiar con la coyuntura actual de los proyectos. Sin embargo este trabajo no abarca todas las aristas y principalmente algunas particularidades que todo yacimiento tiene, sin embargo es una gran guía de cómo se puede conllevar una planificación con esta opción. Es por ello que a continuación se menciona algunas de aquellas variables que se podrían incluir a manera de robustecer ya sea el procedimiento o los planes en adelante.

- Si bien es cierto que el sistema mixto fue evaluado de manera trivial en el presente estudio, se sugiere un profundo desarrollo en el tema, especialmente considerando distintos porcentajes de participación de cada uno en la explotación del yacimiento.
- Evaluar el uso de stocks y costos de remanaje de materiales. Esta variable se podría estudiar más a fondo ya que si bien es cierto el sistema IPCC no tiene flexibilidad para ciertas actividades, el uso de stocks se hace necesario con la finalidad de cubrir indisponibilidades en el sistema, ya sea de frente o equipo o simplemente sobreproducción, quizás una futura mezcla, todo esto bajo estudios a mucho mayor detalle.
- Se sugiere además el estudio del costo de la mano de obra con el cambio del sistema de manejo de materiales, ya que es uno de los *items* que varía fuertemente cuando se opta por el sistema IPCC.
- Lo que no se incluyó y sería una variable de fácil adición sería la dilución. Es sabido que el IPCC provoca una mayor dilución. Un estudio de cómo y en que magnitud ésta afecta al proyecto sería interesante para definir las cotas de infiltración de material estéril en el mineral propiamente dicho y de esta manera poder agrandar y suavizar los polígonos de producción.

- Así también la inclusión de variables geomecánicas y de *Work Index*, son variables muchas veces echadas a menos, pero que afectan fuertemente en la evaluación de proyectos. De no tenerse cuidado podrían definir si el proyecto pasa a una siguiente etapa o no.
- El estudio a mayor detalle de otros escenarios como el uso de camiones para mineral y correas para desmonte o viceversa, es tomado en cuenta de manera sucinta en el presente trabajo. Sin embargo cambiando algunos valores de los escenarios propuestos estas podrían sumar valor a los modelos, esto si nos ubicamos en contextos distintos a la realidad vivida hoy en día.

7 Bibliografía

Atchison T., Morrison D., (2011), "In-Pit Crushing and Conveying Bench Operations, Iron Ore", Conference / Perth, Wa, 11 - 13 July 2011, p. 1-8.

Brennan M., Schwartz E., (1985), "Evaluating Natural Resource Investments", The Journal of Business, Vol. 58, No. 2. (Apr., 1985), p. 135-157.

Chadwick J., (2010), "In-Pit Crushing and Conveyors, New IPCC Ideas", International Mining, p. 33-41.

Carter R., (2015), "Precise Planning is Paramount for IPCC Success", Engineering and Mining Journal, p. 42-46.

Cooper A., Turnbull D. (2008). "Snowden/Sandvik: Optimising of Pit Stages for IPCC" Project No. IPCC, p. 5-15.

Cooper A., (2008). "Considering the Use of In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) As an Alternative to Trucks" Snowden Mining Consultants, p. 2-16.

Franco G., (1998), "Modelo Técnico Económico de Desarrollo de un Distrito Minero", Tesis (Ing), Medellín, Colombia, Universidad Nacional de Colombia, Facultad Nacional de Minas, p. 24-28.

Gibson R., Schwartz E., (1990), "Stochastic Convenience Yield and the Pricing of Oil Contingent Claims", The Journal of Finance, Volume 45, Issue 3, p. 959-976.

Heimlich E., (2009), "Incorporación de Riesgo a la Evaluación de Proyectos Mineros", Dirección de Estudios y Políticas Públicas, COCHILCO, Santiago, Chile, p. 19-37.

Hustrulid W., Kuchta M., Martin R., (2013), "Open Pit Mine Planning & Design", 3RD Edition, Volume 1 Fundamentals.

Independent Mining Consultants, INC., (1985) "In-Pit Crushing and Conveying Mine Planning and Operations", Skillings Mining Review, p. 2-14.

Ingmarsson K., (2014), "IPCC Mine Fields", In-Pit Crushing and Conveying 2014, Johannesburg, South Africa.

Jin-long S., Chang-Sheng J., Shu-Zhao C., (2012), "A Research on the Optimization of Layout Depth of Semi-continuous Technology Crusher Station in Flat Dipping Open Pit Mine", Journal of Convergence Information Technology (JCIT), Volume 7, p. 44-52.

Konak G., Onur A., Kaarakus D., (2007), "Selection of the Optimum In-Pit Crusher Location for an Aggregate Producer", The Journal of the Southern African Institute of Mining Metallurgy, Volume 107, p. 161-166.

Küng W., (2009), "Minimizing the Cost of Overburden Removal", Mining Magazine Congress 2009, Tenova TAKRAF.

Laymen P., Cenisio M. (2012), "In-Pit Crushing and Conveying Trade-off: VALE Moatize Project" Bali, 26 October, 2012.

Le-Feaux R., (2013), "Diseño de Minas a Cielo Abierto", Universidad de Chile, Apuntes del curso de Tecnología Minera, p. 89-198.

Londoño J. G., Knights P. F. and M. S. Kizil M. S. (2013), "Modelling of In-Pit Crusher Conveyor Alternatives", Institute of Materials, Minerals and Mining, Published by Maney on behalf of the Institute and The AusIMM. p. 1-3.

Manríquez F., (2015), "Evaluación de la Incertidumbre Geológica y Operacional en Planes Mineros a Corto Plazo en Faenas a Cielo Abierto", Tesis (M. Sc.) Universidad de Chile, Santiago, Chile.

Morriss P., (2008), "Key Production Drivers in In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) Studies", The Southern African Institute of Mining and Metallurgy Surface Mining 2008, p. 23-34.

M&A Research, (2011), "Conveying Mining into the Future", Lincoln Crowne & Company TM Strategy Mergers Acquisitions, LCC-Blasting; Propagating Mining Forwards, p. 3-9.

National Research Council, (2000), "NRC. Risk Analysis and Uncertainty in Flood Reduction Studies", National Academic Press.

Newman A. Davis G., (2008), "Modern Strategic Mine Planning", CRC Mining Conference.

Parra A., (2015), Apuntes del estudio sobre "Sistemas Alternativos de Manejo de Materiales", Universidad de Chile, Santiago, Chile.

Rahmanpoura M., Osanloo M., Adibee N., Akbarpour Shirazi M. (2013), "An Approach to Locate an In Pit Crusher in Open Pit Mines", International Journal of Engineering.

Raimundo J., (2010), "Viabilização Técnica e Econômica da Lavra Contínua de Minério de Ferro com Uso de Sistema de Britagem Móvel In-Pit Auto Propelido", Tesis (M.Sc.), Ouro-Preto, Brasil, Universidad de Ouro-Preto, Programa de Pós-Graduação em Engenharia Mineral – PPGEM, p. 4-40.

Radlowski K. (1988), "In-Pit Crushing and Conveying as an Alternative to an All Truck System in Open Pit Mines", Thesis (M.Sc.) The University of Mining and Metallurgy, Cracow, Poland, p. 3-20.

Saavedra J., (2015), Apuntes del Diploma de Pos título "Economía de Minerales", Universidad de Chile, Santiago, Chile.

Schröder, D., June 2003, "The Use of In-Pit Crushing and Conveying Methods to Significantly Reduce Transportation Costs by Truck", CoalTrans Asia 2003.

Schwartz E. (1997), "The Stochastic Behavior of Commodity Prices: Implications for Valuation and Hedging". The Journal of Finance 52, nº 3, p. 923-973.

Sirdeley A., Laymen P., Takahashi G., "Metodología de Secuenciamento Estratégico IPCC para o Projeto S11D", VALE-Snowden-CAE Mining, p. 1-17.

Stebbins S., Leinart J., (2011), "Cost Estimating for Surface Mines", SME Mining Engineering Handbook, Third Edition Volume Two, p. 281-293.

Tavakoli M., Ahmad S., Farhad S., (2015), "Review of the In'Pit Crushing and Conveying (IPCC) System and its Case Study in Copper Industry", p. 1-15.

Thorley U., (2012), "Open Pit Mine Planning: Analysis and System Modeling of Conventional and Oil Sands Applications", Thesis (Ph. D.), Kinston, Ontario, Canada, Queen's University, p. 18-45.

Turnbull D., Cooper A., (2009), "In-Pit Crushing and Conveying (IPCC) – A Tried and Tested Alternative to Trucks", The AusIMM New Leaders' Conference, Brisbane, Australia, p. 59-66.

Tutton D., Streck W., (2009), "The Application of Mobile In-Pit Crushing and Conveying in Large, Hard Rock Open Pit mines". Mining Magazine Congress, 8-9 Oct, Niagara-on-the-lakes, Canada, p. 1-16.

Urzua J., (2004), "Valorización de Opciones Reales Multidimensionales mediante Simulación de Montecarlo utilizando el Algoritmo LSM". Tesis de Magister, Santiago: Pontificia Universidad Católica de Chile, Chile.

Utley R. (2011), "In-Pit Crushing", SME Mining Engineering Handbook, Third Edition Volume Two, p. 941-956.

Vargas M., (2011), "Modelo de Planificación Minera de Corto y Mediano Plazo Incorporando Restricciones Operacionales y de Mezcla", Tesis (M.Sc.), Santiago, Chile, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas Matemáticas, Departamento de Ingeniería de Minas, p. 21-34.

Wagner S., (2015), "Tenova TAKRAF, A Strong and Innovative Partner in Open Cast Mining and Materials Handling Equipment and Technologies", IMIS, Teheran, p. 1-36.

Willis Limited, (2014), "Mining Risk Review", A Lloyd's Broker. Authorised and Regulated by the Financial Conduct Authority, London, United Kingdom.

Whittle D., (2011), "Open Pit Planning and Design", SME Mining Engineering Handbook, Third Edition Volume Two, p. 887-901.

Zimmermann E., Kruse W., (2006), "Mobile Crushing and Conveying in Quarries – a Chance for Better and Cheaper Production", ISCSM, Aachen, p. 1-7.

8 Anexos

8.1 Anexo 01: Capacidad de acarreo en función de la profundidad de cada modelo para los casos base.

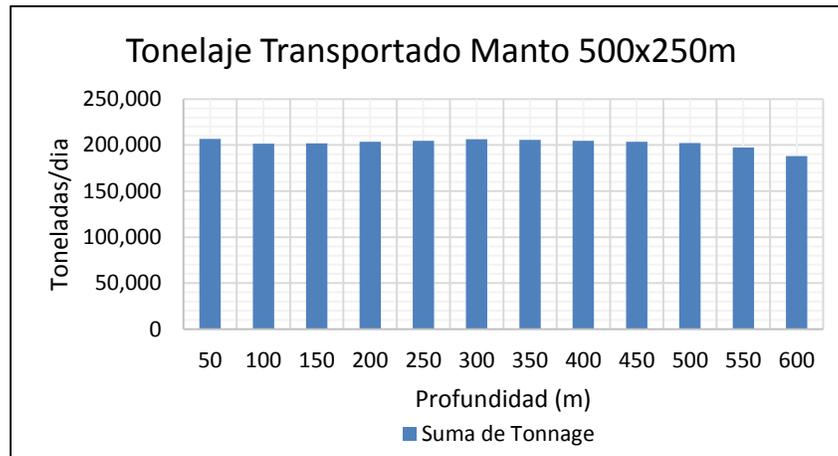


Figura 48: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción Manto 500x250m.

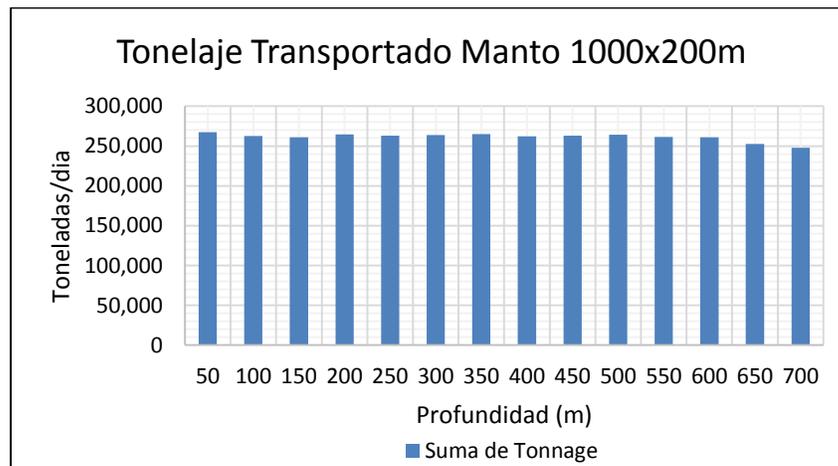


Figura 49: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción Manto 1000x200m.

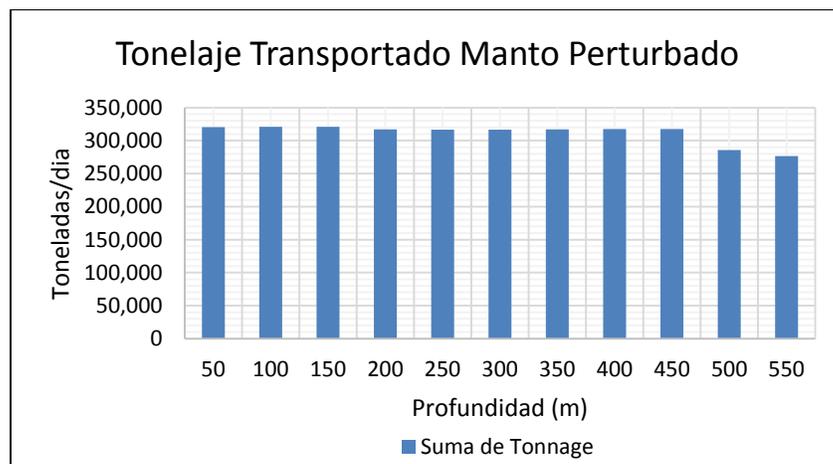


Figura 50: Perfil de cumplimiento de la cuota de producción Manto Perturbado.

8.2 Anexo 02: Requerimiento de flota por modelo en función de la profundidad para los casos base.

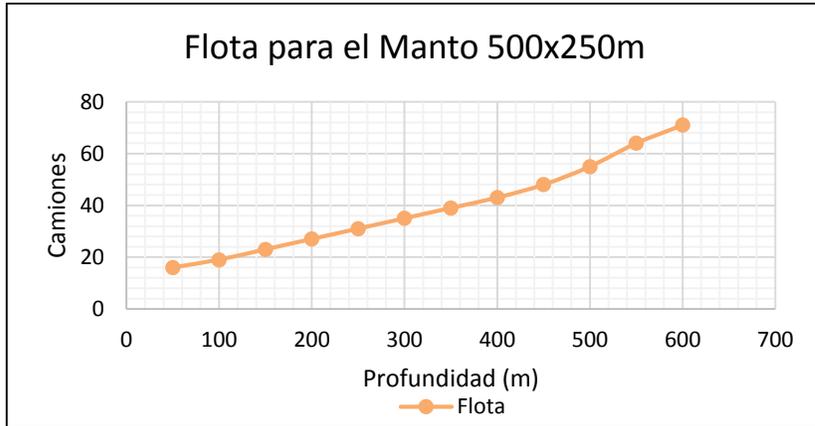


Figura 51: Requerimiento de flota para el Manto 500x250m.

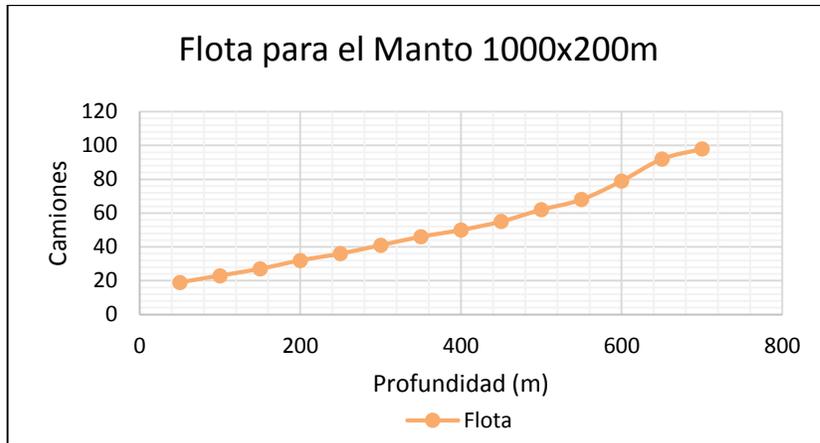


Figura 52: Requerimiento de flota para el Manto 1000x200m.

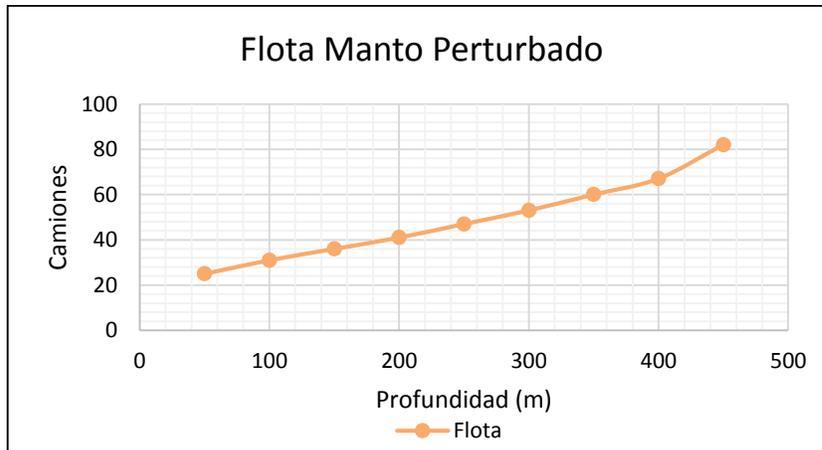


Figura 53: Requerimiento de flota para el Manto Perturbado.

8.3 Anexo 03: Consumo de combustible en función de la profundidad para los casos base.

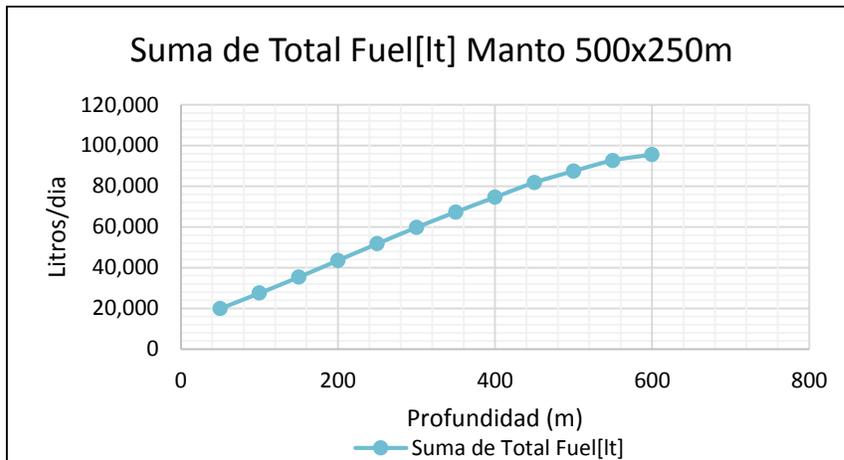


Figura 54: Consumo de combustible para el Modelo 500x250m.

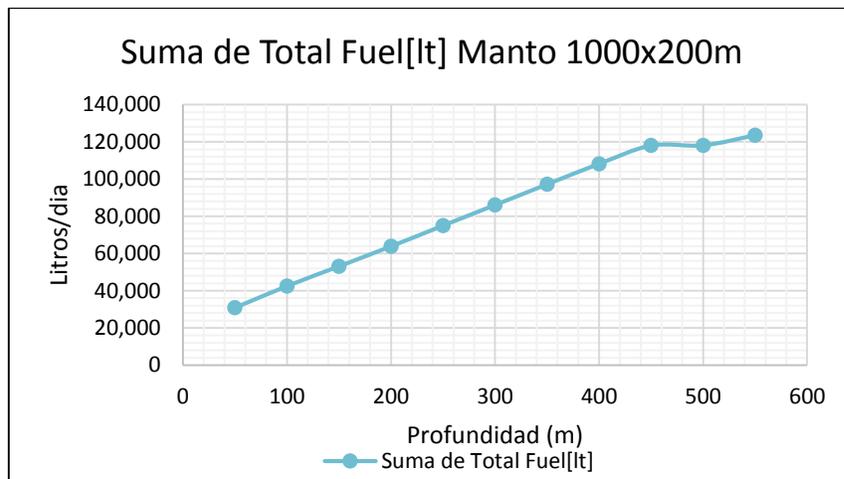


Figura 55: Consumo de combustible para el Modelo 1000x200m.

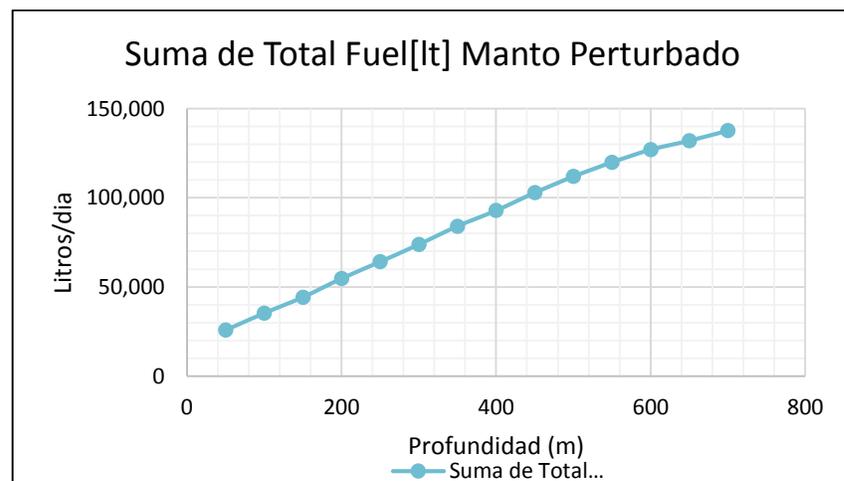


Figura 56: Consumo de combustible para el Modelo Manto Perturbado.

8.4 Anexo 04: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad para los casos base.

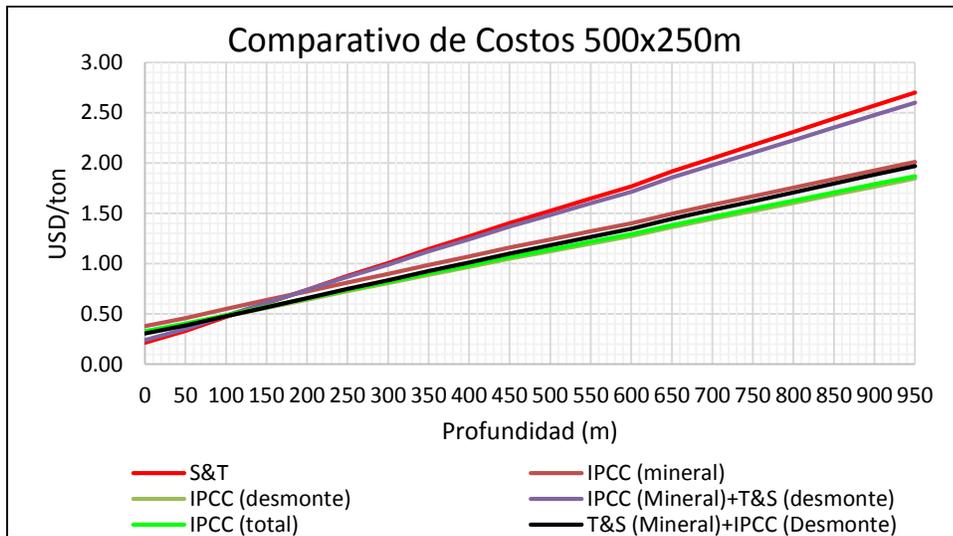


Figura 57: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto 500x250m.

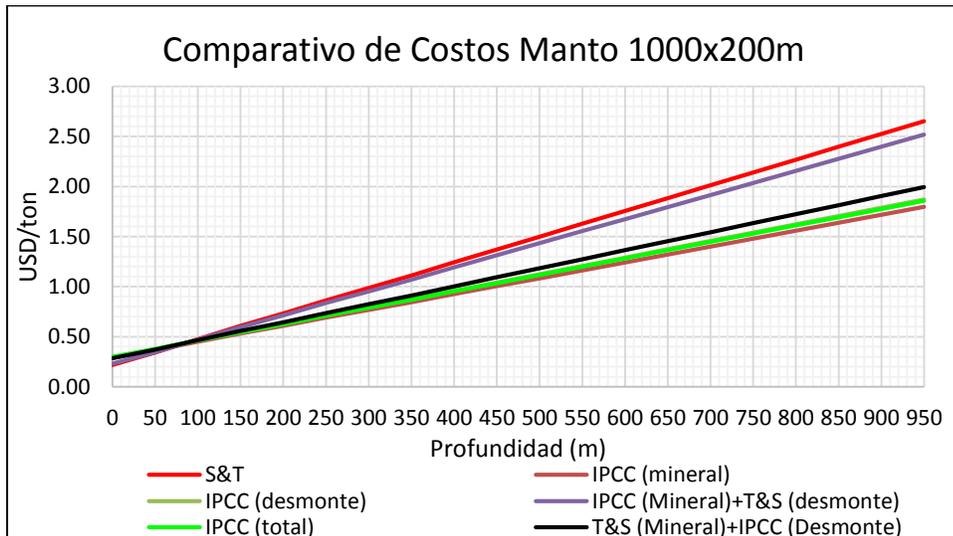


Figura 58: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto 500x250m.

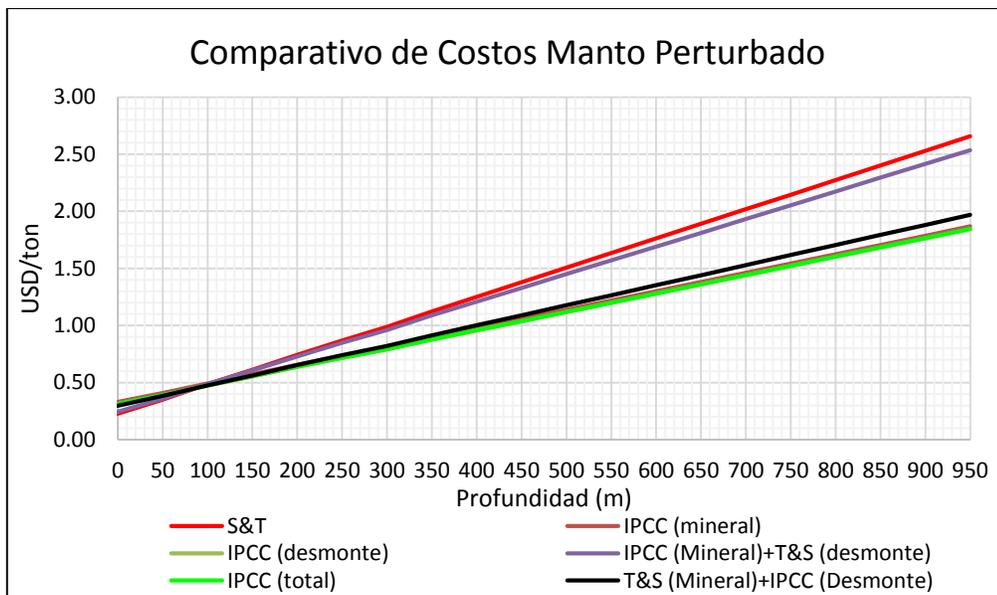


Figura 59: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto Perturbado.

8.5 Anexo 05: Modelamiento de OPEX por cada configuración en función de la profundidad para todos los modelos y escenarios.

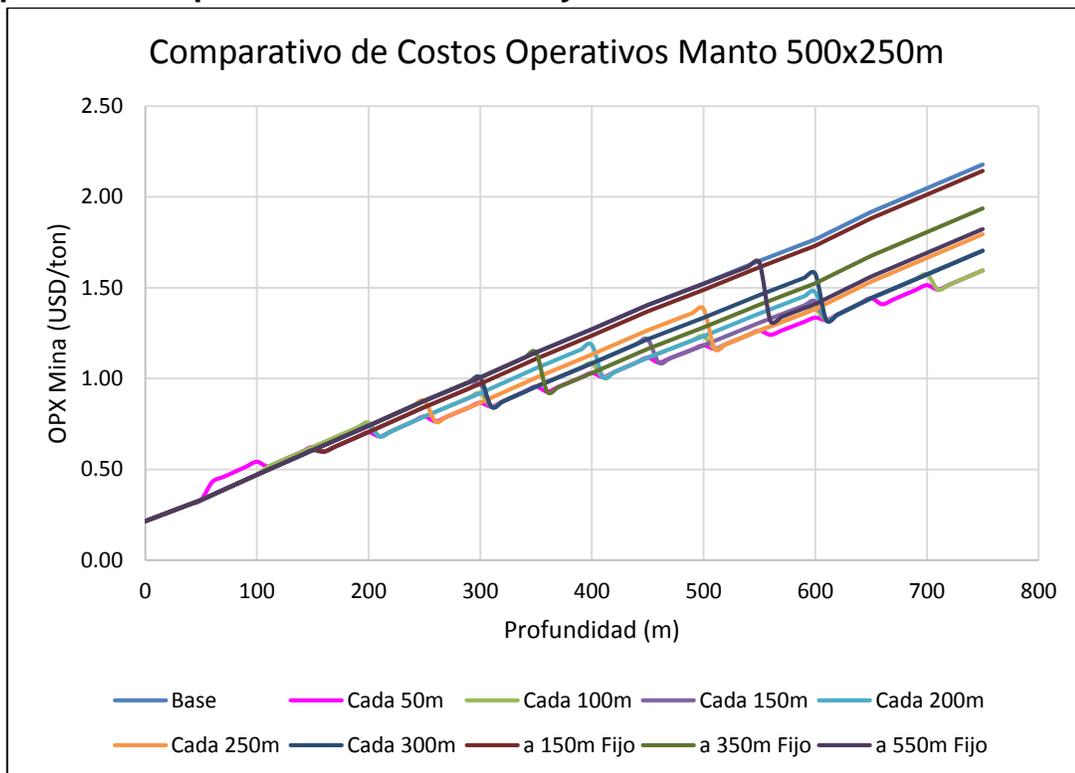


Figura 60: Modelamiento del OPEX para cada configuración Manto 500x250m.

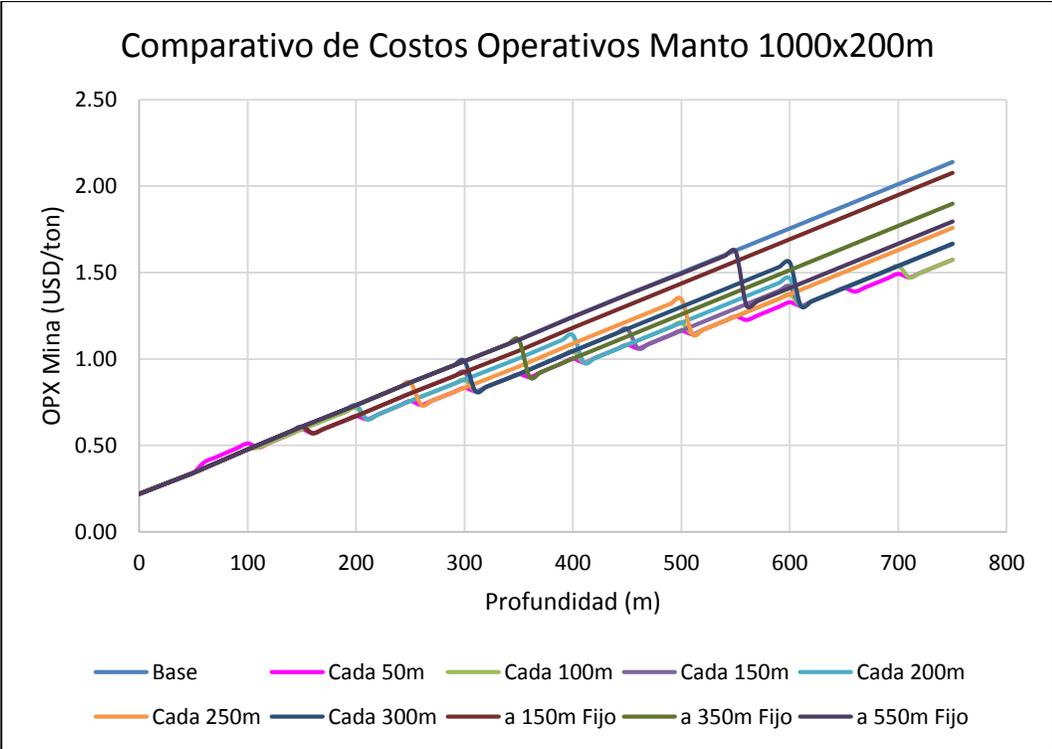


Figura 61: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto 1000x200m.

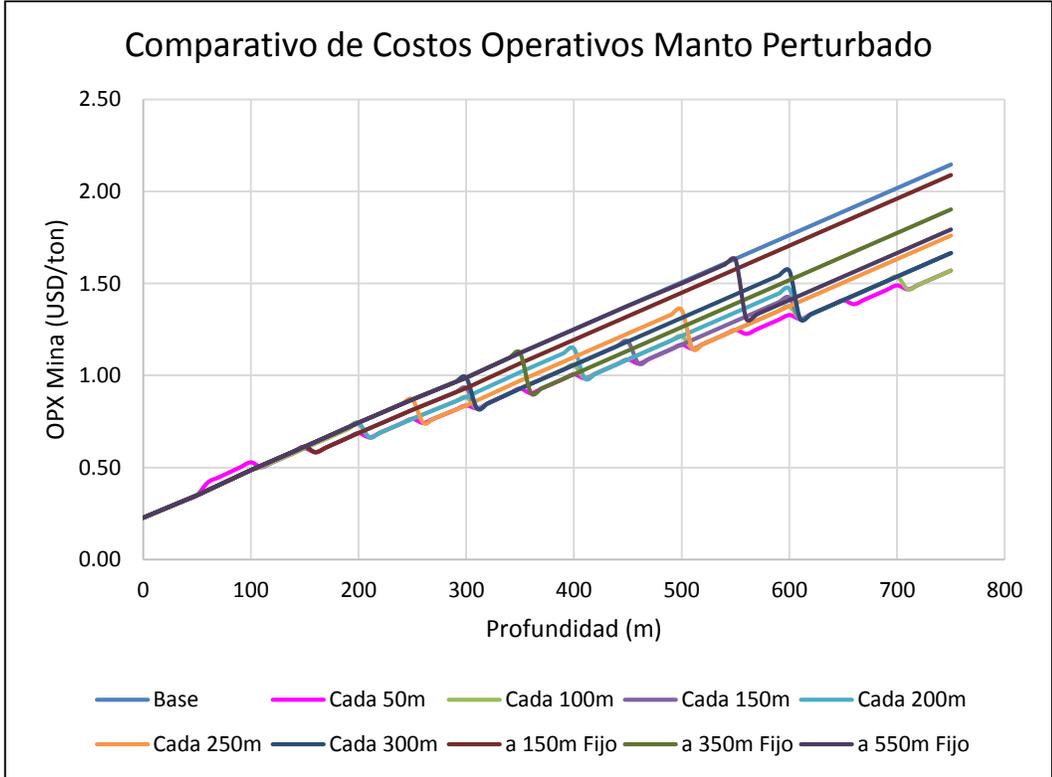


Figura 62: Modelamiento del OPEX en función de la profundidad del Manto Perturbado.

8.6 Anexo 06: Vistas de planta y perfil de las fases de explotación de los distintos modelos.

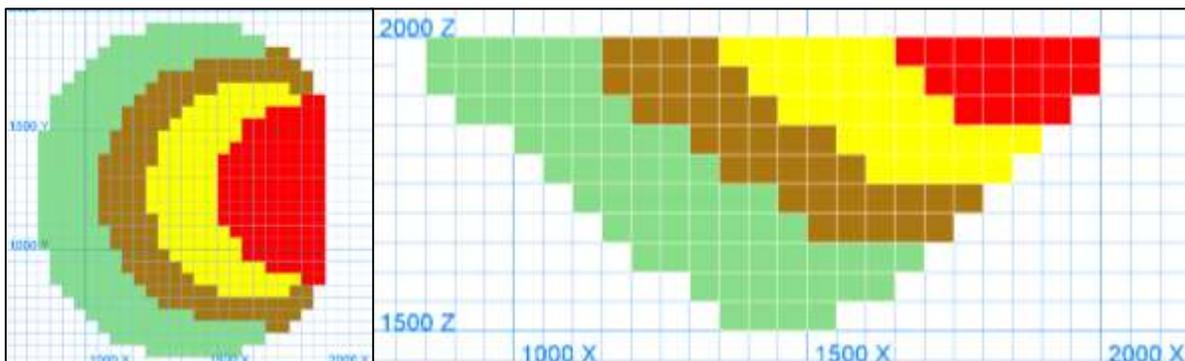


Figura 63: Vista en planta y sección del Modelo 500x250m_cada_300m_40mll_am.

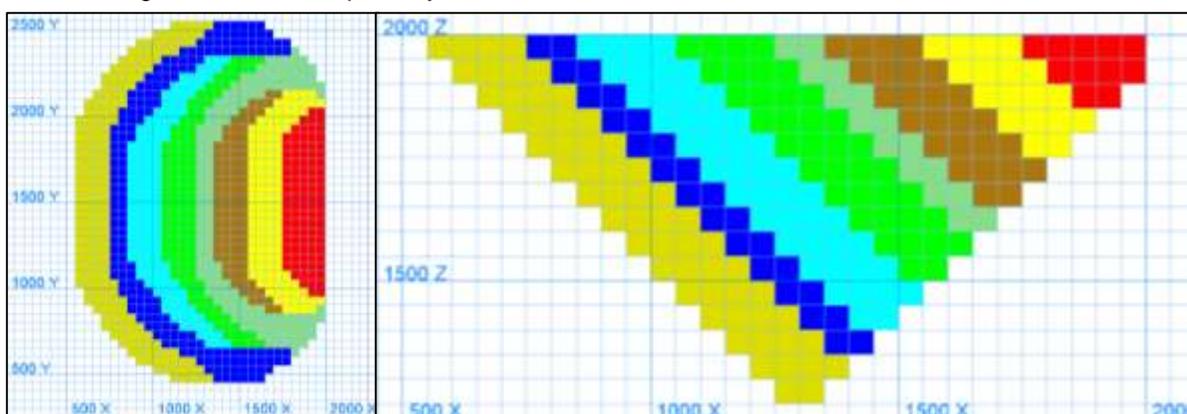


Figura 64: Vista en planta y sección del Modelo 1000x200m_cada_100m_40mll_am.

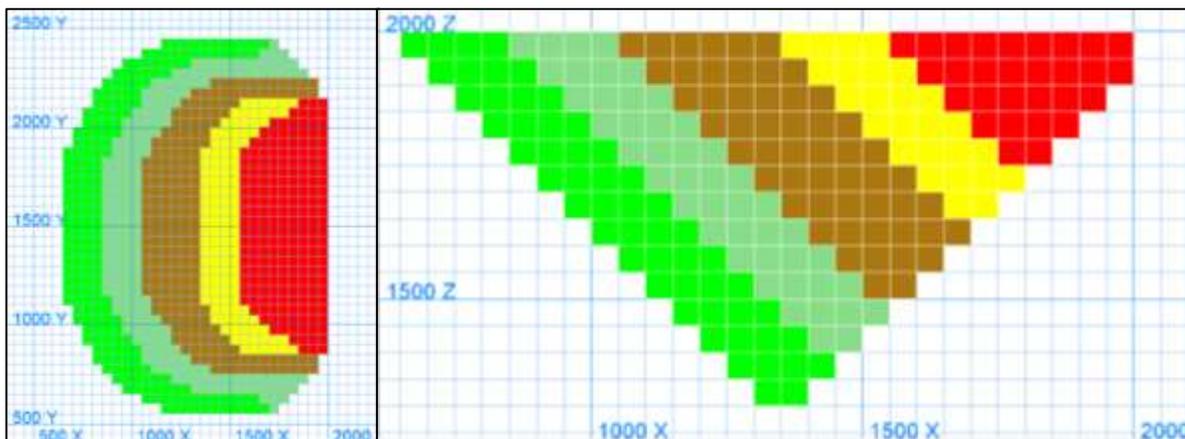


Figura 65: Vista en planta y sección del Modelo_Perturbado_cada_200m_60mll_am.

8.7 Anexo 07: Detalle de variación de los modelos según la configuración de IPCC.

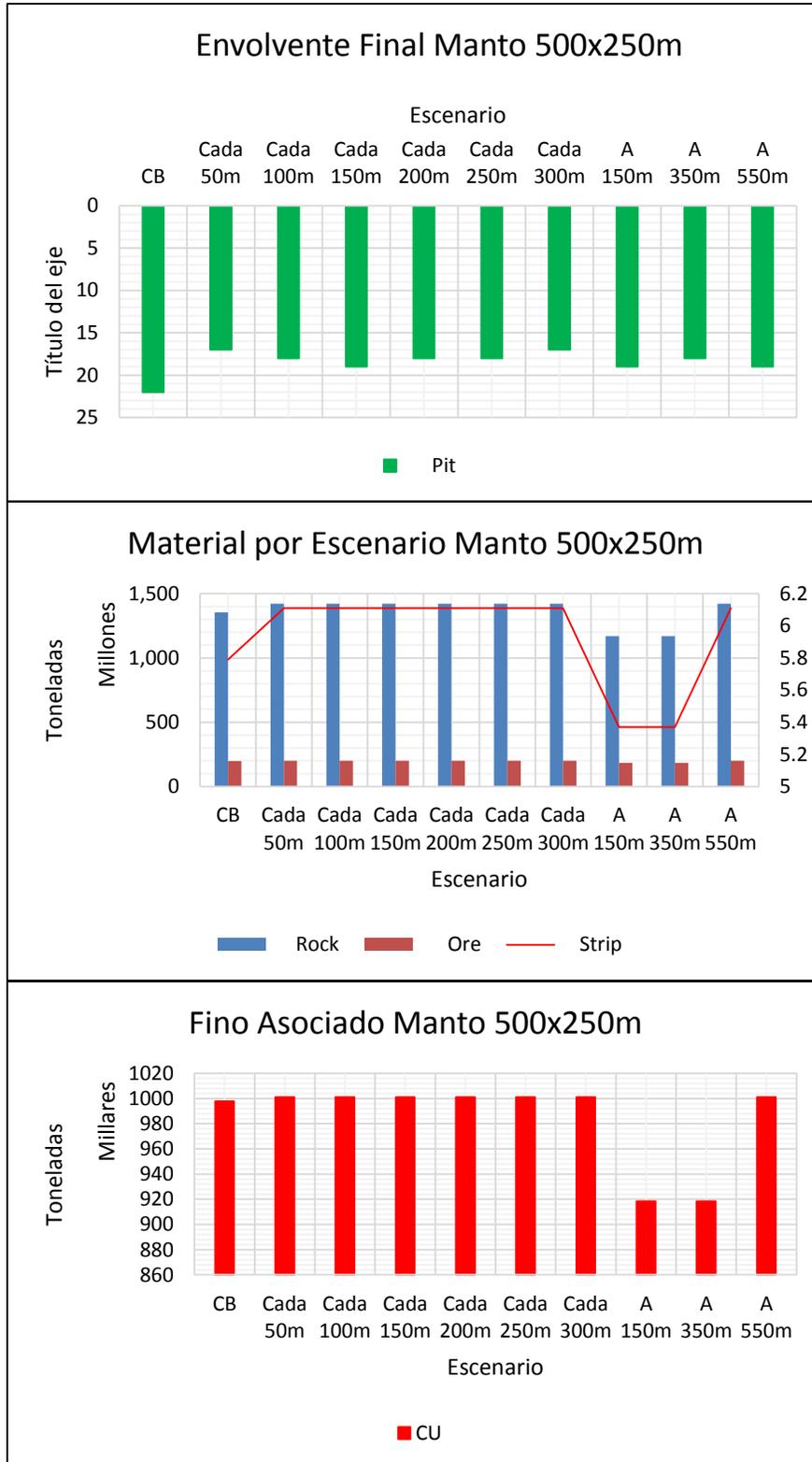


Figura 66: Detalle de la variabilidad del modelo 500x250m según la configuración del IPCC.

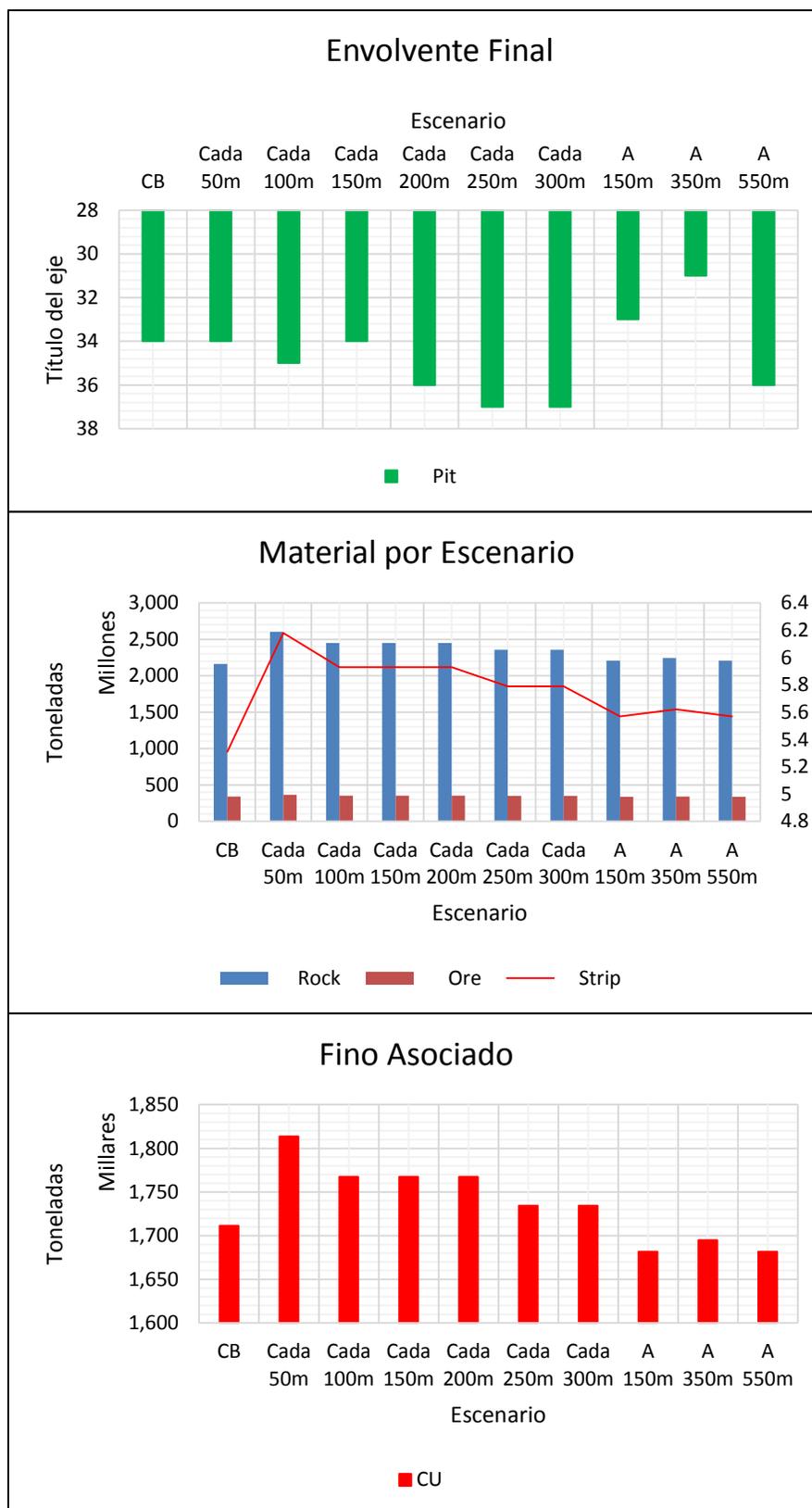


Figura 67: Detalle de la variabilidad del modelo 1000x200m según la configuración del IPCC.

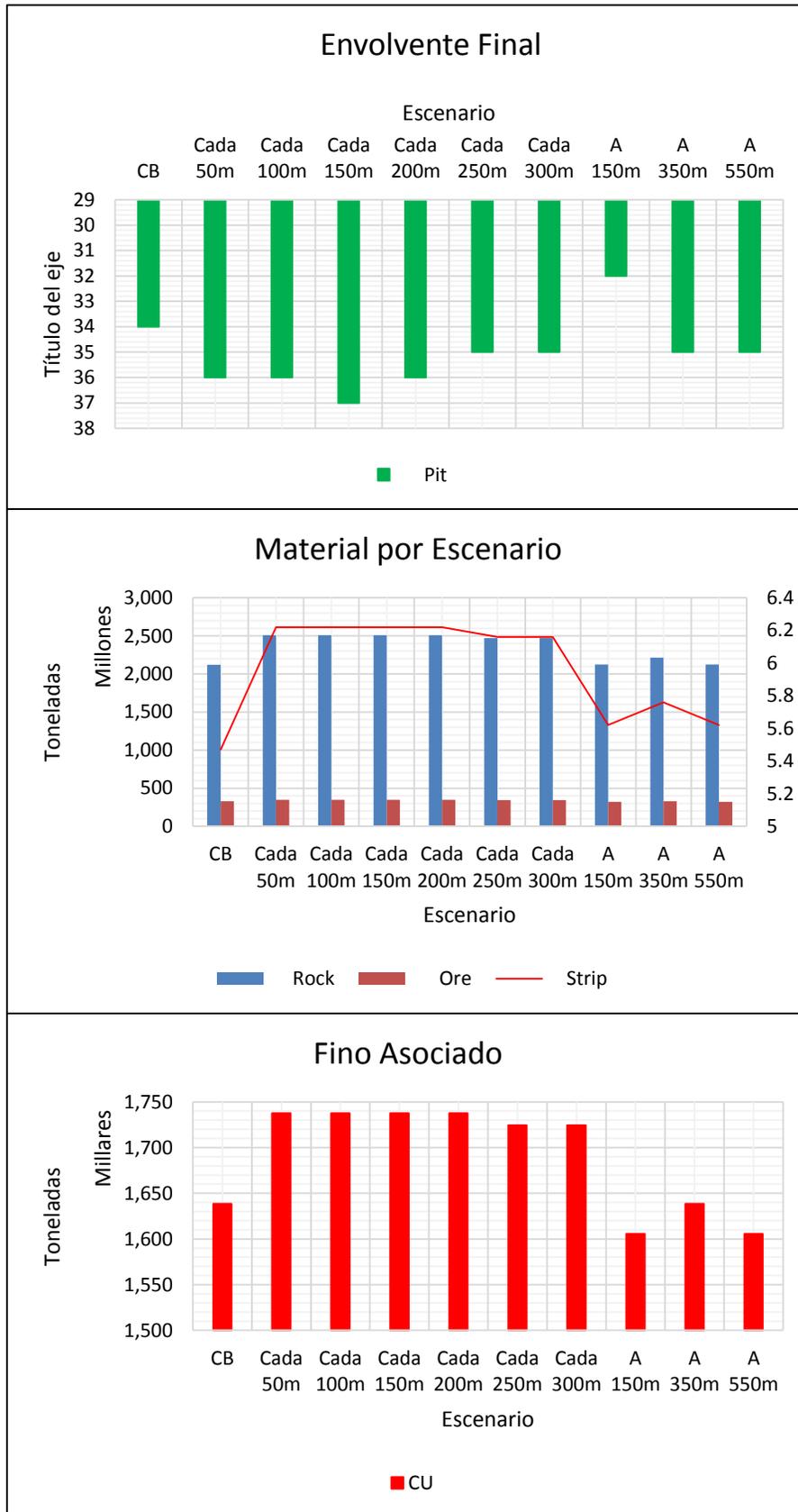


Figura 68: Detalle de la variabilidad del modelo Manto Perturbado según la configuración del IPCC.

8.8 Anexo 08: Plan minero de los escenarios más favorables al IPCC.

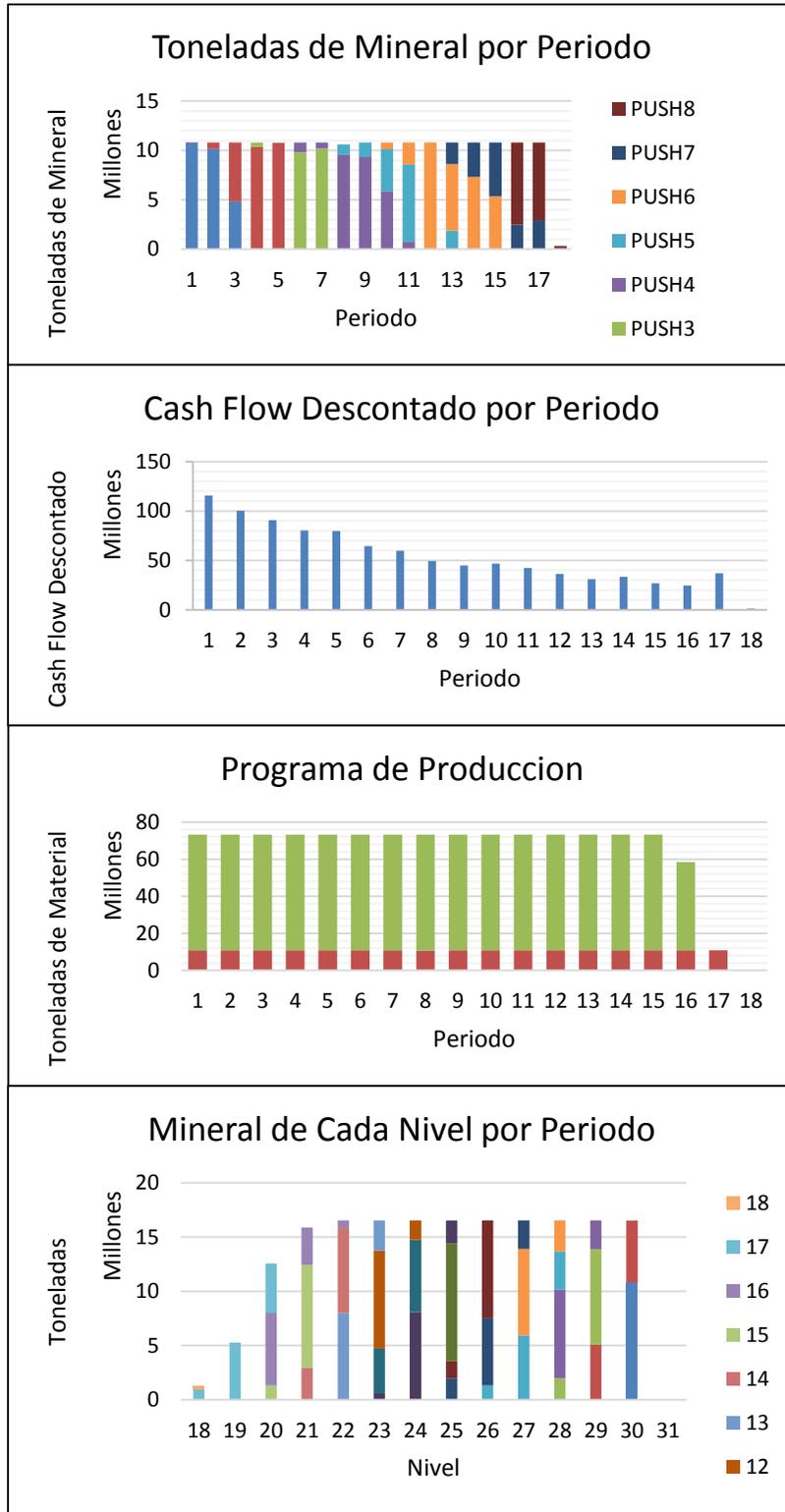


Figura 69: Plan minero Manto 500x250_cada_50_25mil.

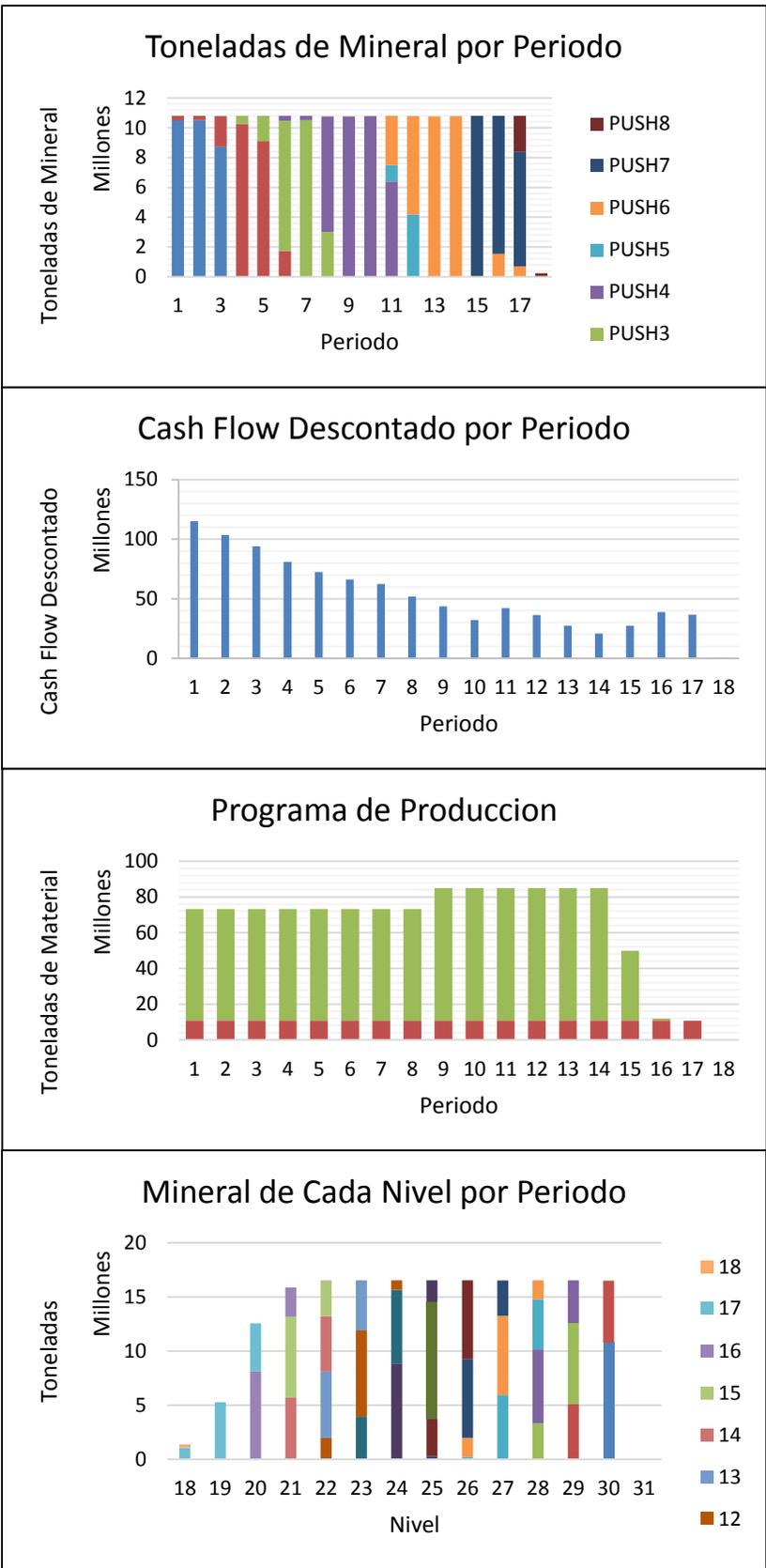


Figura 70: Plan minero Manto 500x250_cada_300_25mll_am.

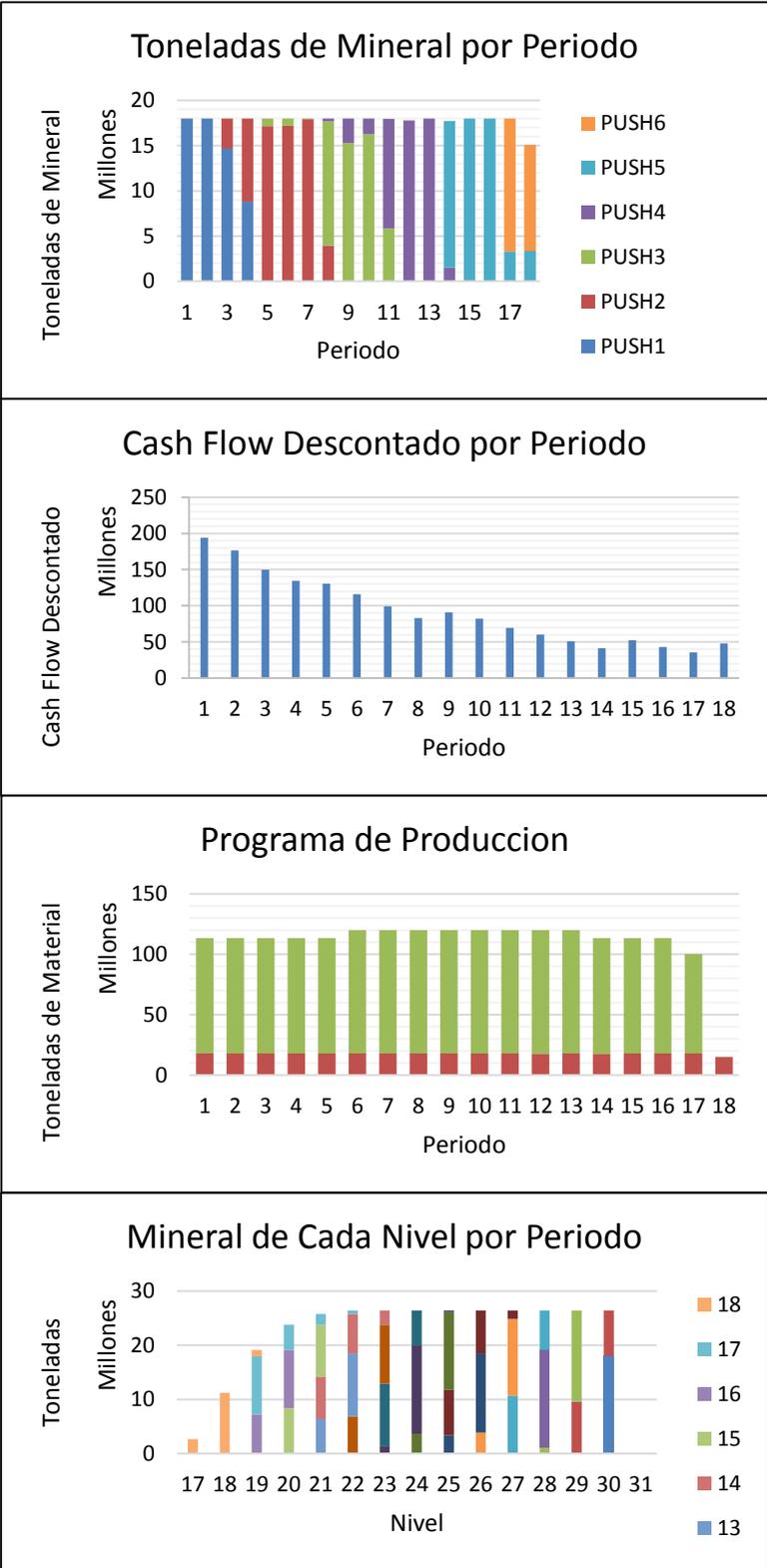


Figura 71: Plan minero Manto 1000x200_cada_50_60mll.

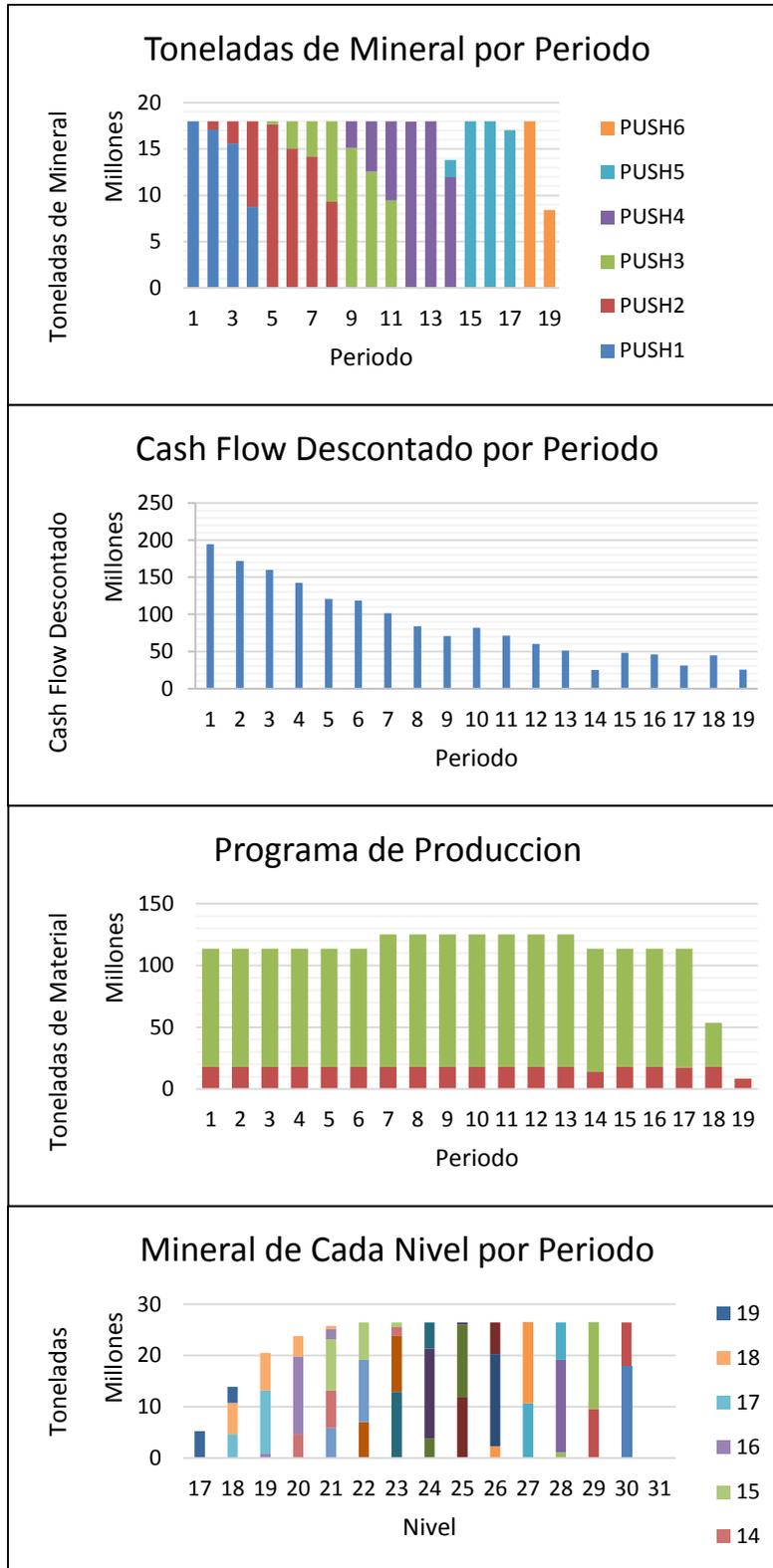


Figura 72: Plan minero Manto 1000x200_cada_100_60mll_am.

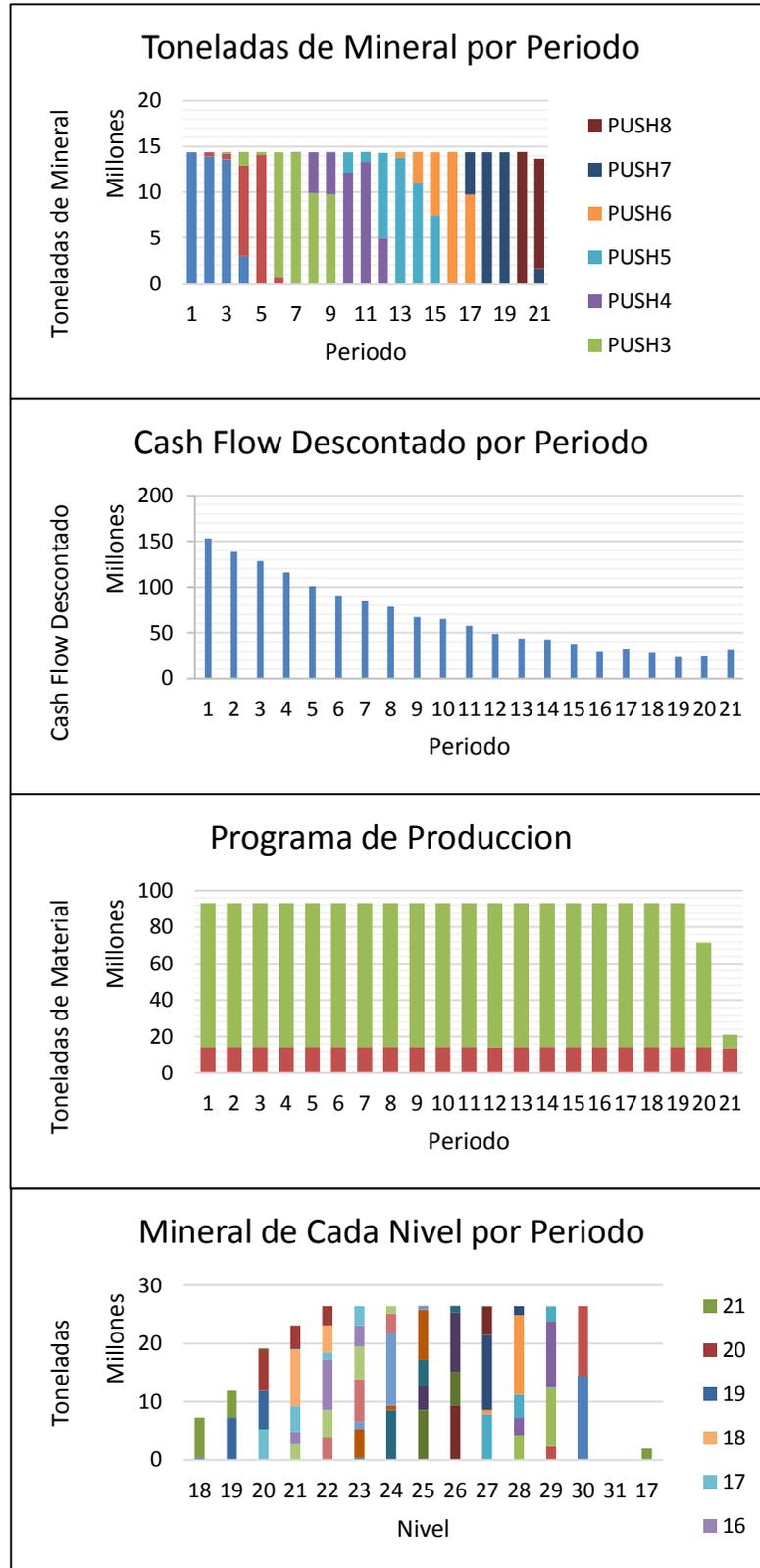


Figura 73: Plan minero Manto Manto_Perturbado_cada_200_40mll.

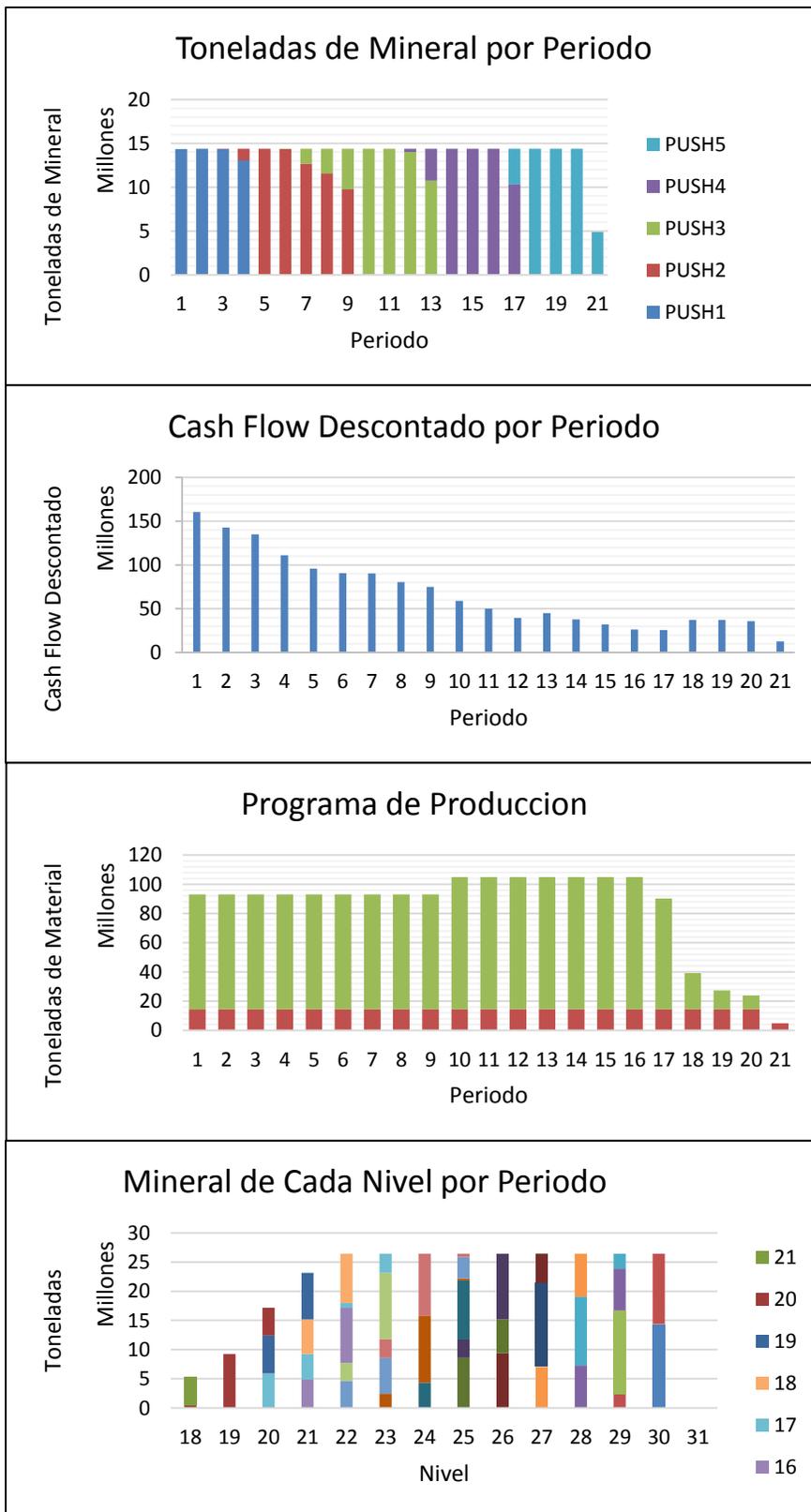


Figura 74: Plan minero Manto Manto_Perturbado_cada_300_60mll_am.

8.9 Anexo 09: Requerimiento de flota en función de la profundidad según la configuración del IPCC.

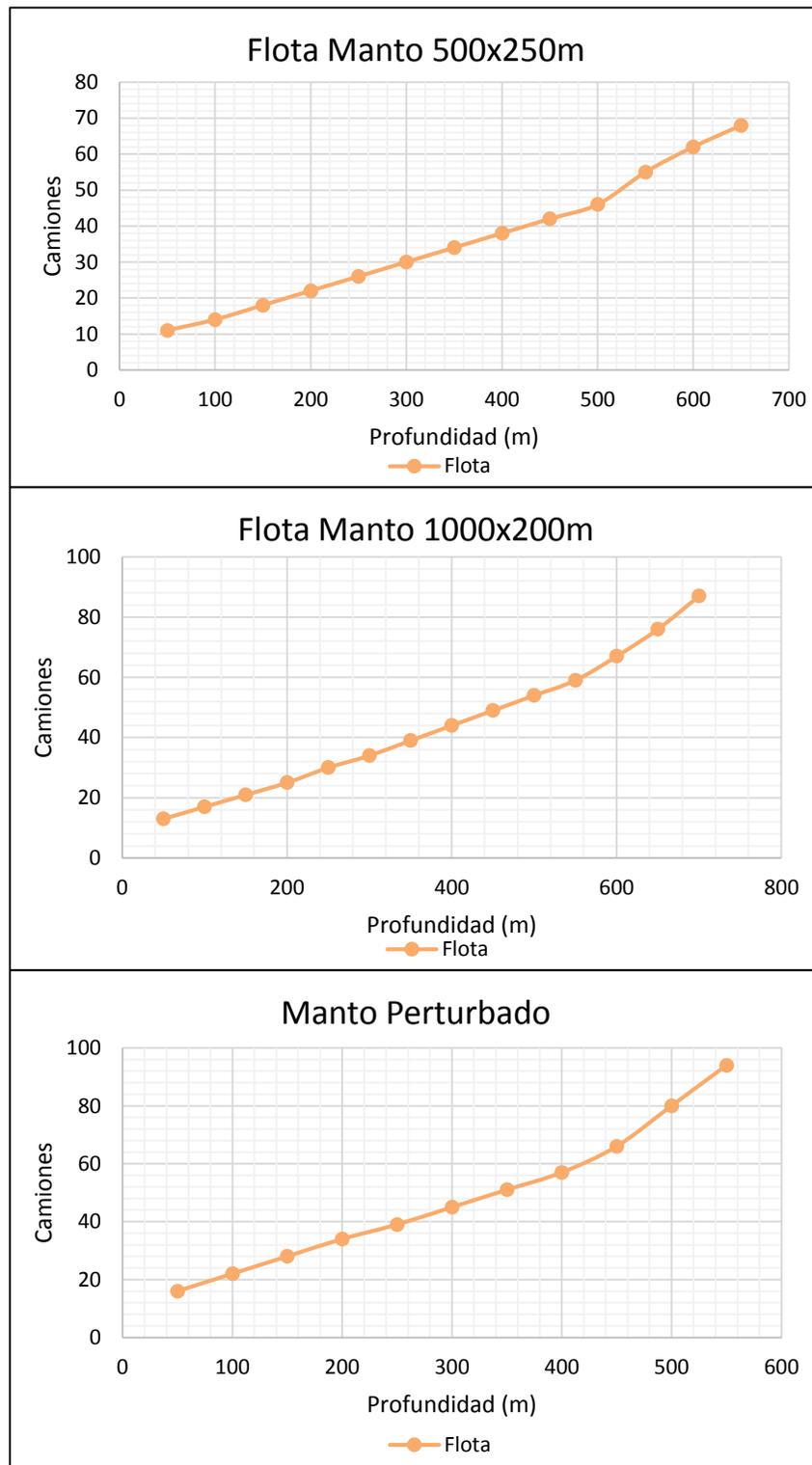


Figura 75: Curvas para estimar el requerimiento de flota por cada tramo recorrida durante el uso del IPCC.

8.10 Anexo 10: Evaluación de riesgo de los mejores escenarios.

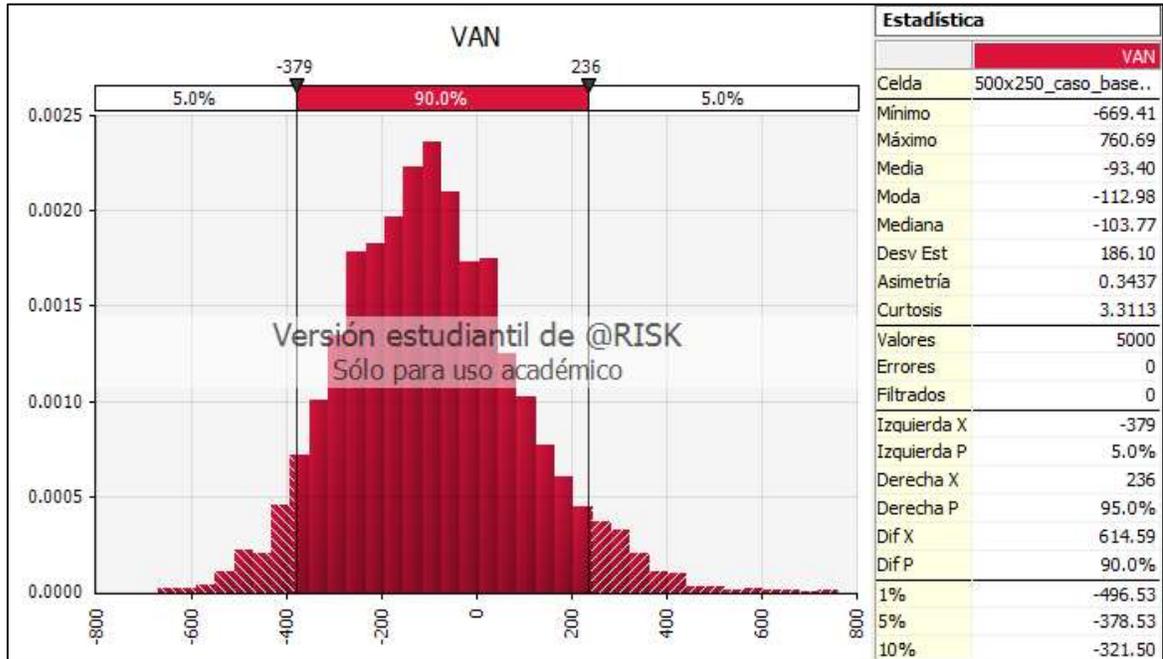


Figura 76: Manto 500x250_Caso_Base_25ml.

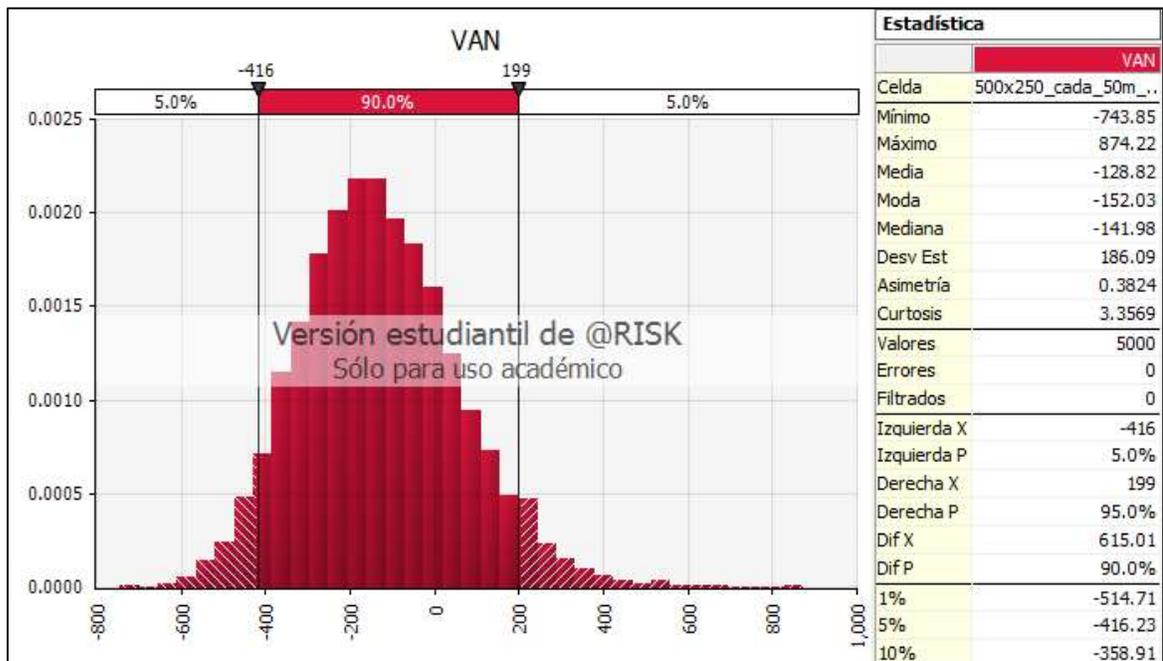


Figura 77: Manto 500x250_cada_50_25ml.

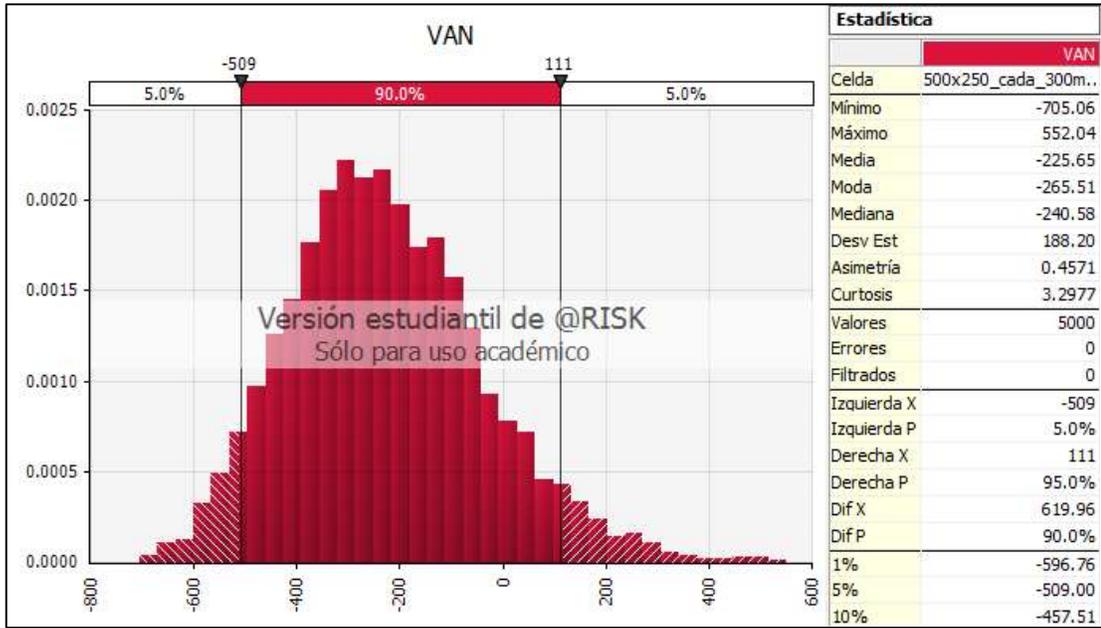


Figura 78: Manto 500x250_cada_300_25mll_am.

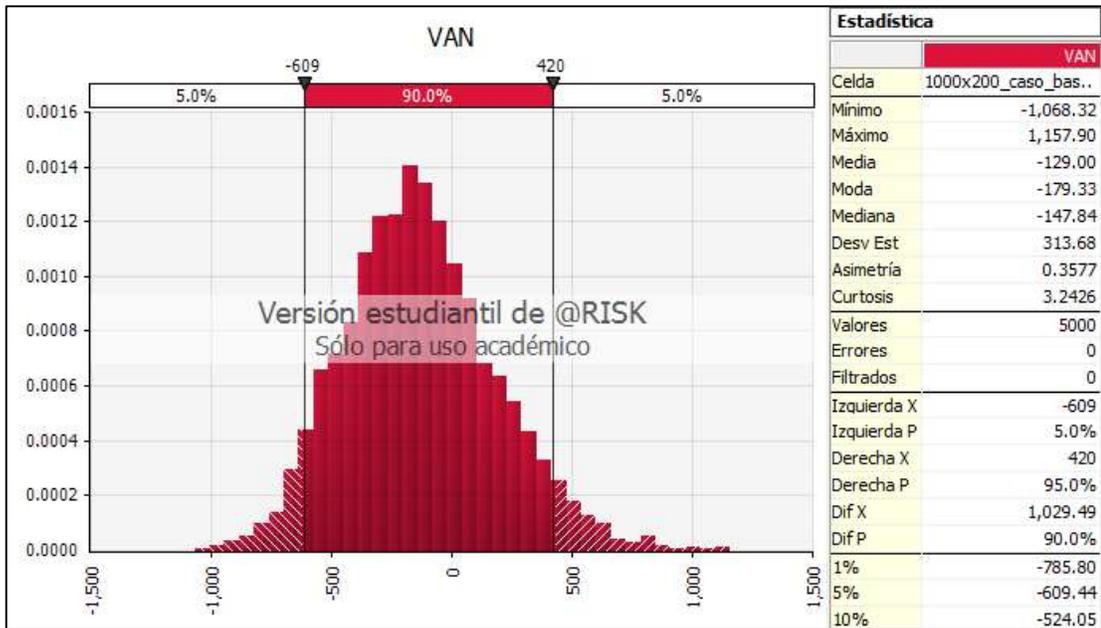


Figura 79: Manto 1000x200_caso_base_60mll.

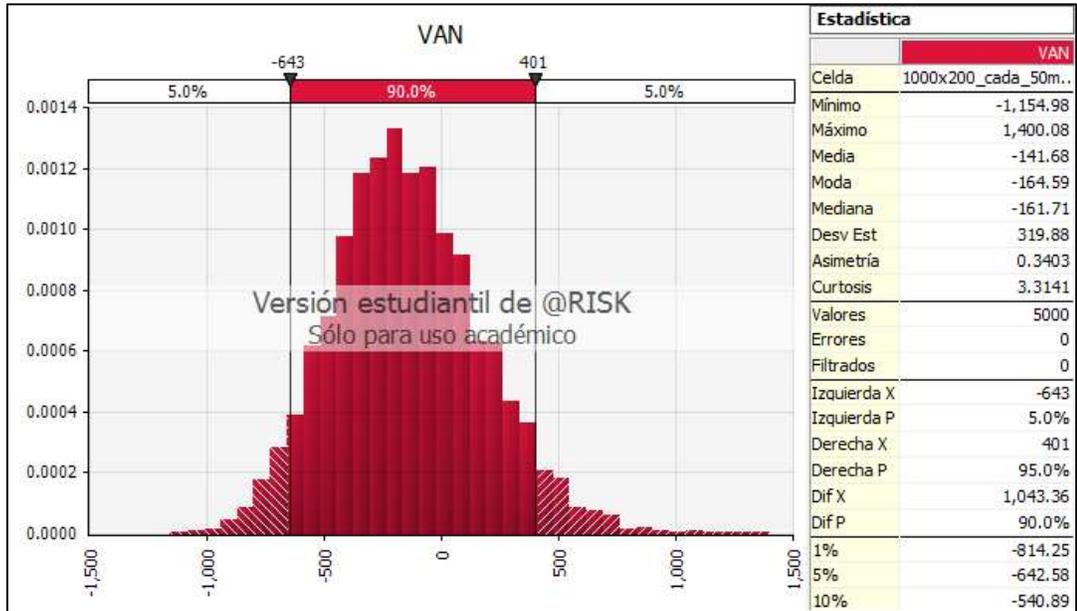


Figura 80: Manto 1000x200_cada_50m_60mll.

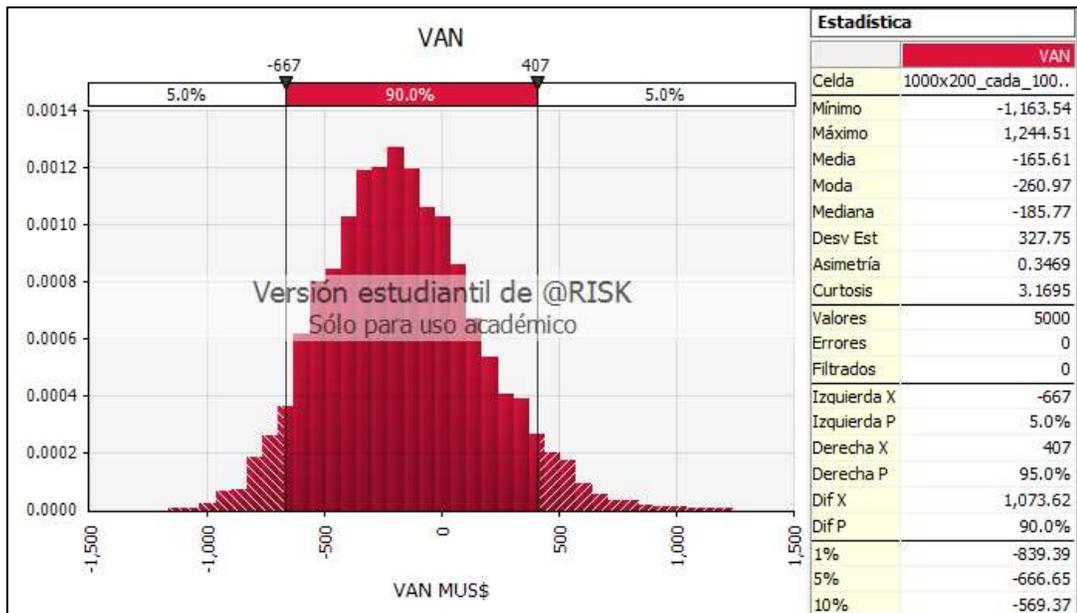


Figura 81: Manto 1000x200_cada_100m_60ml_am.

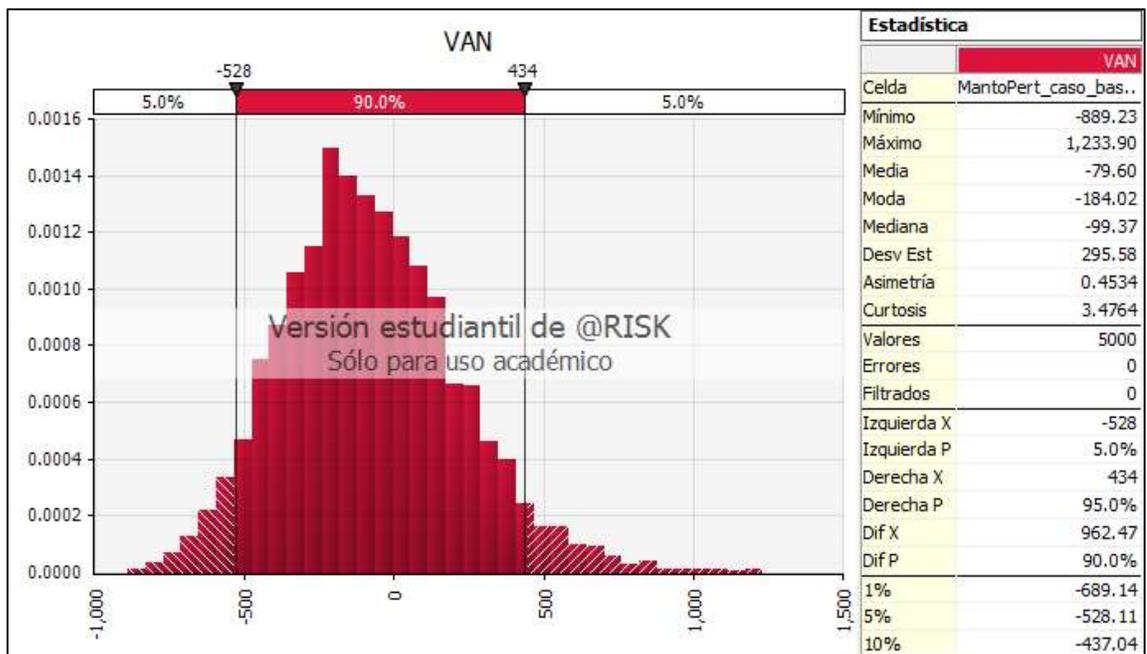


Figura 82: Manto_Perturbado_caso_base_40mll.

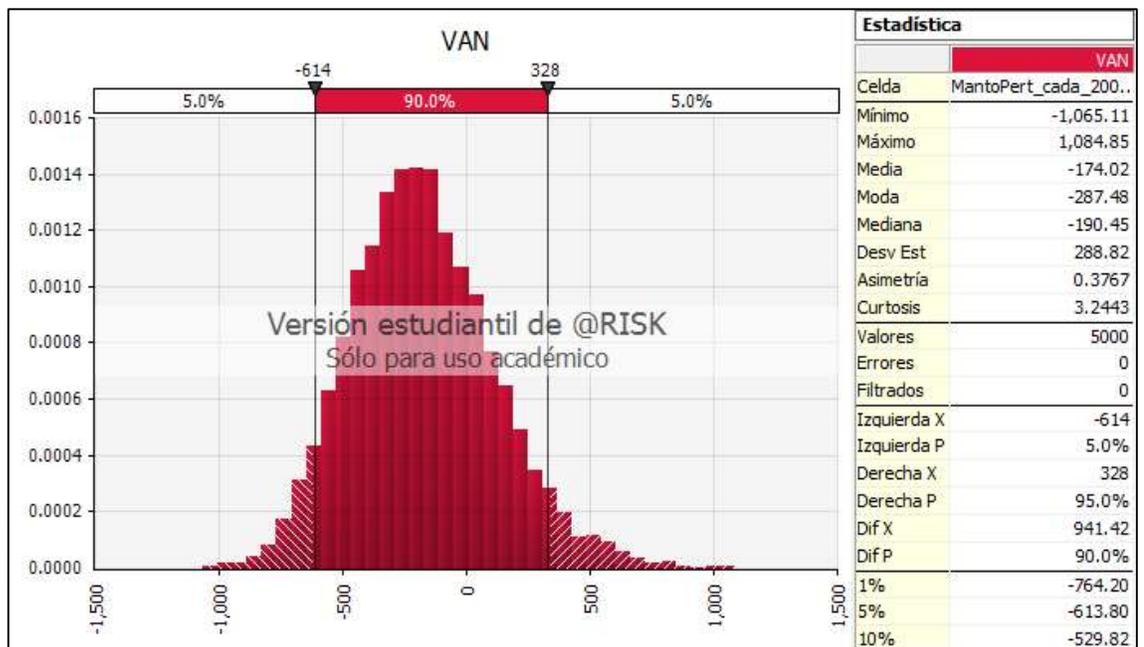


Figura 83: Manto_Perturbado_cada_200m_40mll.

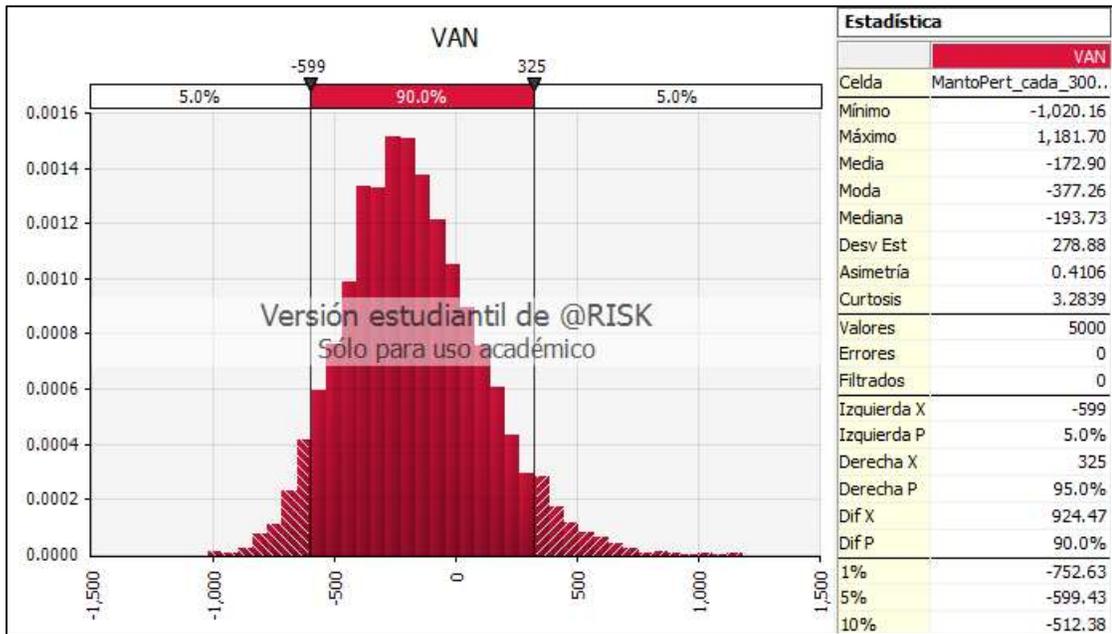


Figura 84: Manto_Perturbado_cada_300m_60mll_am.