



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

**SIMULACIÓN DEL USO DE STOCKPILES DIFERENCIADOS PARA LA
IMPLEMENTACIÓN DE GESTIÓN DE DEMANDA ENERGÉTICA EN MOLIENDA
SAG**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

HÉCTOR IGNACIO ALARCÓN SOLÍS

PROFESOR GUÍA:

NELSON VÍCTOR MORALES VARELA

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

WILLY KRACHT GAJARDO

JAVIER IGNACIO PÉREZ BASTÍAS

SANTIAGO DE CHILE

2019

SIMULACIÓN DEL USO DE STOCKPILES DIFERENCIADOS PARA LA IMPLEMENTACIÓN DE GESTIÓN DE DEMANDA ENERGÉTICA EN MOLIENDA SAG

A lo largo de los años la minería ha incrementado sus costos en energía eléctrica, por lo que ha sido necesario trabajar con energías renovables para amenizar este impacto, por esta razón la implementación de paneles fotovoltaicos a la molienda SAG es un proyecto atractivo y proyectado a la futura minería.

A partir del párrafo anterior, este estudio busca evaluar la implementación de la gestión de demanda en el molino SAG considerando aplicar el mismo sistema en el transporte de mineral desde la mina hasta la zona de stockpiles, el que será diferenciado en dos stockpiles por la dureza diferenciada de mineral y así comprobar si el proceso de DSM es factible, disminuyendo los costos asociados a la operación.

Con los resultados se tiene que al aplicar la gestión de demanda que diferencia el mineral por su característica de dureza, genera una disminución en los costos operacionales para la simulación. A medida que aumenta el plan de producción de la mina, esta entrega un valor de hasta un 13% menor que el caso base (un funcionamiento sin gestión de demanda) para un procesamiento de 9000 tph. Además, el costo operacional es menor en las simulaciones de los casos DSM que presentan una cantidad de mineral diferenciado (alta o baja dureza) que es un 20% de la cantidad total de mineral, generando una diferencia en el costo operacional de hasta un 5%.

Por último, el costo capital del Caso DSM es mayor que para el Caso Base, esto se debe a la incorporación de todo el circuito complementario para la instalación del segundo stockpile que alimenta el mineral diferenciado por la gestión de demanda al molino SAG. Por la información recopilada va a corresponder al 2% aproximadamente.

El costo operacional de la mina es un 90% mayor que el costo del Molino SAG, por lo tanto, al aplicar la gestión de demanda es recomendable ajustar un plan minero que cumpla con la extracción de mineral e incorpore la nueva condición. De esta manera se logre utilizar la gestión de demanda energética y hacer una minería más sustentable con el medio ambiente.

SUMMARY OF THE THESIS TO OBTAIN THE
TITLE OF: Civil Mining Engineer
AUTHOR: Héctor Ignacio Alarcón Solís
DATE: 11/06/2019
MAIN ADVISOR: Nelson Víctor Morales Varela

**SIMULATION OF THE USE OF DIFFERENTIATED STOCKPILES FOR
THE IMPLEMENTATION OF ENERGY DEMAND MANAGEMENT IN MILLING
SAG**

Over the years, mining has increased its costs due to electricity prices. To alleviate this negative impact, the implementation of renewable energies has been necessary. In this respect, the implementation of photovoltaic panels to feed SAG mills is an attractive project for the future mining.

In this regard, this study evaluates the implementation of demand management in the SAG mill, considering the application of this strategy in the ore transportation, from the mine to the stockpile zone, which will be differentiated into two stockpiles by the material hardness. This allow checking if DSM process is feasible, decreasing the costs associated with the operation process.

The results show a decrease in the operational costs for the simulation, when applying the demand management that differentiates the mineral by its hardness characteristic. As the mine production plan increases, it delivers a value up to 13% less than the base case (operation without demand management) when processing 9000 tph. In addition, the operational cost is lower in simulations of the DSM cases that present a differentiated mineral (high or low hardness) corresponding to 20% of the total amount of ore, generating a difference in the operational cost up to 5 %.

Finally, the capital cost of the DSM Case is greater than the Base Case. This is due to the incorporation of the entire complementary circuit in the installation of a second stockpile that feeds the differentiated mineral considering demand management in the SAG mill. From the information collected, it will correspond approximately to 2%.

The operational cost of the mine is 90% greater than the cost of the SAG Mill, therefore, when applying demand management, it is advisable to adjust a mining plan that complies with the extraction of ore and incorporates the new condition. In this way it is possible to use energy demand management and make mining more sustainable with the environment.

*A mis papás, hermanos y abuela,
Por confiar y creer en mí.
A mis amigos,
Por acompañarme en esta parte de mi historia y
vivir grandes momentos.*

AGRADECIMIENTOS

A lo largo de mi camino vivido en la universidad, he conocido muchas personas muy valiosas que han compartido y aportado sus experiencias de vida en forma positiva o negativa. En cada uno de esos instantes compartidos me permitieron aprender, crecer y darme cuenta de que en verdad la amistad y entorno que me rodea es uno de los pilares importantes de mi formación para esta gran etapa. Desde ya agradezco cada momento preciado entregado por tod@s ustedes.

En primer lugar y más importante, quiero agradecer a mis papas, hermanos y lala por el apoyo e insistencia en que persevere en los objetivos que me propongo, además de estar siempre ayudándome cuando estaba con dificultades y lograr salir adelante.

A mi grupo minere Felipe, Seba, Jupu, Adita, Bruno, Nachito, Selma, Silver y Oscar por su amistad y grandes aventuras que compartimos sobre todo cuando tenemos Borges en Caleb's.

A mi grupo de plan común Giovanni, Enrique, Bonnie, Romi, Diego, Nacho, Raúl y Jean-louis por compartir conmigo durante toda la carrera y vivir experiencias de locuras, pero muy enriquecedoras.

A los mineres con los que compartí a lo largo de la carrera, que me abrieron un espacio de su vida para poder conocerl@s y compartir grandes experiencias; Made, Raúl (padrino), Romi, Chalo, Cere, Papu, Caro (gira), Parraguez (La Roca).

A los profesores integrantes y miembro de la comisión, Nelsón, Willy y Javier, por su tiempo y disposición para poder mejorar y terminar este proyecto.

A las secretarias Gloria y Carol por tener la paciencia, consejos y gran disposición para ayudarme a terminar este ciclo en la universidad, ¡¡Son las mejores!!

A las personas del laboratorio Delphos, porque me recibieron con los brazos abiertos y en los cuales me apoyé para el desarrollo de la memoria, especialmente a Japi por la buena onda y disposición para ayudar.

A los CAMs que estuvieron en mi etapa universitaria, por la organización de las buenas actividades recreativas y a la comunidad minera por una gran convivencia compartida.

TABLA DE CONTENIDO

1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. PRESENTACIÓN DEL TEMA	1
1.2. MOTIVACIÓN DEL TRABAJO.....	2
1.3. OBJETIVOS	3
1.3.1. OBJETIVO GENERAL	3
1.3.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	3
1.4. ALCANCES.....	3
2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA.....	4
2.1. MOLINO SEMI-AUTOGENO (SAG).....	4
2.2. CONSUMO ESPECÍFICO DE ENERGÍA.....	5
2.3. MINERAL DURO Y BLANDO.....	6
2.4. CORREAS.....	7
2.5. STOCKPILES [12].....	9
2.5.1. DISEÑO DE UN STOCKPILE	9
2.6. SIMULACIÓN DE UN PROCESO	11
2.6.1. CONCEPTOS DE SIMULACIÓN	11
2.6.2. VENTAJAS Y DESVENTAJAS AL USAR LAS SIMULACIONES.....	12
2.6.3. ELEMENTOS ESENCIALES AL REALIZAR SIMULACIONES.....	14
2.7. TIEMPO DE LOS EQUIPOS	15
2.8. ÍNDICES OPERACIONALES	16
2.8.1. DISPONIBILIDAD MECÁNICA	16
2.8.2. UTILIZACIÓN	16
3. ANTECEDENTES.....	17
3.1. GESTIÓN DE DEMANDA EN MOLIENDA SEMI-AUTÓGENA.....	17
3.1.1. IMPACTO DE LA CAPACIDAD DE POTENCIA CONTRATADA.....	20
3.1.2. IMPACTO DEL DSM.....	21
3.2. DIAGRAMA CONCEPTUAL PARA EL TRANSPORTE DE MINERAL AL MOLINO SAG.....	22
3.3. SOFTWARE DELPHOS OPEN PIT SIMULATOR (DSIM OP).....	23
3.4. LAYOUT DE LA MINA.....	24
3.5. FLOTA DE EQUIPOS DE CARGUÍO Y TRANSPORTE.....	24
3.6. PLAN DE EXTRACCIÓN.....	25
3.7. TIEMPO DE LOS EQUIPOS DE TRANSPORTE	25
3.8. COSTO CAPITAL Y DE OPERACIÓN DE LOS EQUIPOS	26
4. CASOS DE ESTUDIO	28
4.1. CASO BASE.....	28
4.2. CASO DSM	29
4.3. CONFIGURACIÓN DEL SOFTWARE DSIM OP.....	31

4.3.1. FRENTE PARA LA ZONA DE CARGUÍO Y ZONA DE DESCARGA	31
4.3.2. CAPACIDAD DEL CHANCADOR PARA LOS CASOS DE ESTUDIO	32
4.3.2.1 CAPACIDAD DE CHANCADOR CASO BASE.....	32
4.3.2.2 CAPACIDAD DEL CHANCADOR CASO DSM	32
4.3.3. CONFIGURACIÓN DE PALAS	34
4.3.4. CONFIGURACIÓN DE CAMIONES CAEX	34
4.3.5. CONFIGURACIÓN DEL DÍA DE PRODUCCIÓN	35
5. METODOLOGÍA	36
5.1. VALIDACIÓN DE LA SIMULACIÓN	36
5.2. SIMULACIÓN DE LOS CASOS DE ESTUDIO	36
5.3. ANÁLISIS DE COSTOS DE LAS SIMULACIONES.....	37
5.3.1. INFORMACIÓN EXTRAÍDA DE LA SIMULACIÓN EN DSIM OP	37
5.3.2. ANÁLISIS DE LOS COSTOS	37
5.4. DISCUSIÓN DE LOS CASOS ESTUDIADOS.....	38
6. RESULTADOS	39
6.1. VALIDACIÓN DE LAS SIMULACIONES.....	40
6.1.1. CANTIDAD DE RÉPLICAS PARA LA DISTANCIA RECORRIDA POR LOS CAEX	40
6.1.2. CANTIDAD DE RÉPLICAS PARA EL TONELAJE POR LOS CAEX	41
6.2. RESULTADOS DE LA SIMULACIÓN DE LOS CASOS DE ESTUDIO	43
6.2.1. RESULTADOS DEL CASO BASE.....	43
6.2.2. RESULTADOS DEL CASO 1 DSM (3.000 TPH).....	44
6.2.3. RESULTADOS DEL CASO 2 DSM (5.000 TPH).....	45
6.2.4. RESULTADOS DEL CASO 3 DSM (7.000 TPH).....	46
6.2.5. RESULTADOS DEL CASO 4 DSM (9000 TPH).....	47
6.3. ANÁLISIS DE COSTOS DE LAS SIMULACIONES.....	49
6.3.1. COSTOS CASO BASE.....	49
6.3.2. COSTOS CASO DSM 1 (3.000 TPH)	50
6.3.3. COSTOS CASO DSM 2 (5.000 TPH)	52
6.3.4. COSTOS CASO DSM 3 (7.000 TPH)	53
6.3.5. COSTOS CASO DSM 4 (9.000 TPH)	55
6.4. COMPARACIÓN DE LOS COSTOS OPERATIVOS Y CAPITALES.....	56
6.4.1. COMPARACIÓN DEL OPEX DE LOS CASOS	57
6.4.2. COMPARACIÓN DEL CAPEX DE LOS CASOS	60
7. DISCUSIÓN.....	62
7.1. COMPARACIÓN DE COSTOS DEL CASO BASE CON EL CASO DSM.....	62
7.2. COMPARACIÓN DE OPEX DEL MOLINO SAG CON LOS DE LA MINA	67
8. CONCLUSIONES	69
9. RECOMENDACIONES	70
10. BIBLIOGRAFÍA	71

11. ANEXOS.....	73
11.1. ANEXO A: DIMENSIONES DE LOS STOCKPILE	73
11.2. ANEXO B: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD.....	74
11.2.1. VARIACIÓN DE OPEX PARA LOS CASOS	74
11.2.2. VARIACIÓN DE CAPEX PARA LOS CASOS.....	78
11.3. ANEXO C: DISCUSIÓN DEL ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DE LOS COSTOS	81

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 2-1: DISTRIBUCIÓN DE TIEMPO EN HORAS DE ASARCO.....	15
TABLA 3-1: ELEMENTOS PRESENTES EN EL LAYOUT DE MINA QUE SON INPUT PARA EL SOFTWARE DSIM OP.....	24
TABLA 3-2: DISTRIBUCIÓN DE LAS HORAS CRONOLÓGICAS DE LOS CAMIONES.....	25
TABLA 3-3: COSTOS REFERENCIAL DE LOS EQUIPOS (CAPEX Y OPEX) EN MINERÍA.....	26
TABLA 4-1: CASOS BASE A SIMULAR EN DSIM OP.....	29
TABLA 4-2: CASOS DSM A SIMULAR EN DSIM OP.....	30
TABLA 4-3: ASIGNACIÓN DE FRENTES USADOS PARA LA SIMULACIÓN EN DSIM OP.....	31
TABLA 4-4: PARÁMETRO INPUT PARA EL CASO BASE DEL CHANCADOR PARA LA SIMULACIÓN EN DSIM OP.....	32
TABLA 4-5: PARÁMETRO INPUT PARA EL CASO DSM 1 DEL CHANCADOR PARA LA SIMULACIÓN EN DSIM OP.....	32
TABLA 4-6: PARÁMETRO INPUT PARA EL CASO DSM 2 DEL CHANCADOR PARA LA SIMULACIÓN EN DSIM OP.....	33
TABLA 4-7: PARÁMETRO INPUT PARA EL CASO DSM 3 DEL CHANCADOR PARA LA SIMULACIÓN EN DSIM OP.....	33
TABLA 4-8: PARÁMETRO INPUT PARA EL CASO DSM 4 DEL CHANCADOR PARA LA SIMULACIÓN EN DSIM OP.....	33
TABLA 4-9: PARÁMETROS PARA LA CONFIGURACIÓN DE LAS PALAS EN DSIM OP.....	34
TABLA 4-10: PARÁMETROS PARA LA CONFIGURACIÓN DE LOS CAEX EN DSIM OP.....	35
TABLA 4-11: PARÁMETROS DE LOS TURNOS INGRESADOS PARA LA SIMULACIÓN DSIM OP...	35
TABLA 6-1: RESULTADOS OBTENIDOS DE LA SIMULACIÓN Y DIMENSIONES USADOS PARA CORREAS Y STOCKPILE PARA EL CASO BASE.....	43
TABLA 6-2: RESULTADOS OBTENIDOS DE LA SIMULACIÓN Y DIMENSIONES USADOS PARA CORREAS Y STOCKPILE PARA EL CASO 1 DSM.....	44
TABLA 6-3: RESULTADOS OBTENIDOS DE LA SIMULACIÓN Y DIMENSIONES USADOS PARA CORREAS Y STOCKPILE PARA EL CASO 2 DSM.....	46
TABLA 6-4: RESULTADOS OBTENIDOS DE LA SIMULACIÓN Y DIMENSIONES USADOS PARA CORREAS Y STOCKPILE PARA EL CASO 3 DSM.....	47
TABLA 6-5: RESULTADOS OBTENIDOS DE LA SIMULACIÓN Y DIMENSIONES USADOS PARA CORREAS Y STOCKPILE PARA EL CASO 4 DSM.....	48
TABLA 6-6: COSTOS OPERACIONALES PARA EL CASO BASE.....	49
TABLA 6-7: COSTOS CAPITALES PARA EL CASO BASE.....	50
TABLA 6-8: COSTOS OPERACIONALES DEL CASO DSM 1 (3.000 TPH).....	50
TABLA 6-9: COSTOS CAPITALES DEL CASO DSM 1 (3.000 TPH).....	51
TABLA 6-10: COSTOS OPERACIONALES DEL CASO DSM 2 (5.000 TPH).....	52
TABLA 6-11: COSTOS CAPITALES DEL CASO DSM 2 (5.000 TPH).....	53
TABLA 6-12: COSTOS OPERACIONALES DEL CASO DSM 3 (7.000 TPH).....	54
TABLA 6-13: COSTOS CAPITALES DEL CASO DSM 3 (7.000 TPH).....	54
TABLA 6-14: COSTOS OPERACIONALES DEL CASO DSM 4 (9.000 TPH).....	55

TABLA 6-15: COSTOS CAPITALES DEL CASO DSM 4 (9.000 TPH).	56
TABLA 7-1: RESUMEN DE LOS COSTOS OPERACIONALES DE TODOS LOS CASOS.....	63
TABLA 7-2: RESUMEN DE LOS COSTOS CAPITALES DE TODOS LOS CASOS.	64
TABLA 11-1: DIMENSIONAMIENTO DE LOS STOCKPILE.	73
TABLA 11-2: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE CAEX Y PALA CABLE PARA CASO BASE.	74
TABLA 11-3: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE CORREAS PARA CASO BASE.	75
TABLA 11-4: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE CHANCADOR PARA CASO BASE.	75
TABLA 11-5: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE STOCKPILE PARA CASO BASE.....	76
TABLA 11-6: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE CAEX Y PALA CABLE PARA CASO DSM.	76
TABLA 11-7: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE CORREAS PARA CASO DSM.	77
TABLA 11-8: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE CHANCADOR PARA CASO DSM.....	77
TABLA 11-9: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL OPEX DE STOCKPILE PARA CASO DSM.....	77
TABLA 11-10: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE CAEX Y PALA CABLE PARA CASO BASE.	78
TABLA 11-11: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE CORREAS PARA CASO BASE.....	78
TABLA 11-12: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE CHANCADOR PARA CASO BASE.	79
TABLA 11-13: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE STOCKPILE PARA CASO BASE. ...	79
TABLA 11-14: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE CAEX Y PALA CABLE PARA CASO DSM.	80
TABLA 11-15: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE CORREAS PARA CASO DSM.....	80
TABLA 11-16: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE CHANCADOR PARA CASO DSM.	80
TABLA 11-17: ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL CAPEX DE STOCKPILE PARA CASO DSM. ...	81
TABLA 11-18: RESUMEN DE VARIACIÓN DE UN 50% DE LOS COSTOS DE LOS GRUPOS DE SENSIBILIDAD PARA EL OPEX DEL CASO BASE.	82
TABLA 11-19: RESUMEN DE VARIACIÓN DE UN 50% DE LOS COSTOS DE LOS GRUPOS DE SENSIBILIDAD PARA EL OPEX DEL CASO DSM.	82
TABLA 11-20. RESUMEN DE VARIACIÓN DE UN 50% DE LOS COSTOS DE LOS GRUPOS DE SENSIBILIDAD PARA EL CAPEX DEL CASO BASE.	83
TABLA 11-21: RESUMEN DE VARIACIÓN DE UN 50% DE LOS COSTOS DE LOS GRUPOS DE SENSIBILIDAD PARA EL CAPEX DEL CASO DSM.	83

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA 2-1: REPRESENTACIÓN DE UN MOLINO SAG.	5
FIGURA 2-2: CONSUMO ESPECÍFICO DE ENERGÍA DE VARIAS OPERACIONES UNITARIAS EN CHILE [8].....	5
FIGURA 2-3: TIEMPO DE MOLIENDA SEGÚN DUREZA DEL MINERAL Y GRANULOMETRÍA [10]. .	6
FIGURA 2-4: CONSUMO ESPECÍFICO DE ENERGÍA DE MOLINOS SAG EN FUNCIÓN DEL ÍNDICE DE TRABAJO DE BOND PARA DISTINTAS CONCENTRADORAS DE CHILE [8].....	7
FIGURA 2-5: DOS TIPOS DE STOCKPILES MÁS USADOS EN MINERÍA CON SU FORMA DE CALCULAR SU VOLUMEN ESTIMATIVO.	10
FIGURA 2-6: EFECTO DEL ÁNGULO DE VACIADO EN LA CAPACIDAD VIDA [13].	11
FIGURA 3-1: SISTEMA SAG-PV-BESS [9].	17
FIGURA 3-2: POTENCIA COMPRADA CON Y SIN LA PLANTA PV Y BESS [9].	18
FIGURA 3-3: COSTO OPERACIONAL SEGÚN LA DISPONIBILIDAD DE ENERGÍA PV [9].	19
FIGURA 3-4: OPERACIÓN DEL MOLINO SAG, CONSUMOS CON Y SIN DSM [9].	20
FIGURA 3-5: COSTO TOTAL DE OPERAR LOS MOLINOS SAG COMO FUNCIÓN DE LA VARIACIÓN DE LA CAPACIDAD DE POTENCIA DEL BESS [9].	21
FIGURA 3-6: DIAGRAMA CONCEPTUAL DE TRANSPORTE DE MINERAL HASTA EL MOLINO SAG.	22
FIGURA 3-7: DISTRIBUCIÓN DEL CASO BASE A CIELO ABIERTO EN EL SOFTWARE DSIM Op. .	23
FIGURA 4-1: DIAGRAMA CONCEPTUAL DEL TRANSPORTE DE MINERAL DESDE LA MINA CIELO ABIERTO HASTA EL STOCKPILE PARA EL CASO BASE.....	28
FIGURA 4-2: DIAGRAMA CONCEPTUAL DEL TRANSPORTE DE MINERAL DESDE LA MINA CIELO ABIERTO HASTA EL STOCKPILE PARA EL CASO DSM.	30
FIGURA 6-1: MODELO USADO EN LAS SIMULACIONES EN DSIM Op PARA CASO BASE Y CASO DSM, DONDE EL CHANCADOR SIMULADO NO SE ACTIVA EN EL CASO BASE.....	39
FIGURA 6-2: PROMEDIO DE LA DISTANCIA RECORRIDA EN LAS SIMULACIONES A DIFERENTE NÚMERO DE RÉPLICAS EN DSIM Op.....	40
FIGURA 6-3: VARIANZA DE LA DISTANCIA RECORRIDA EN LAS SIMULACIONES A DIFERENTE NÚMERO DE RÉPLICAS EN DSIM Op.....	41
FIGURA 6-4: PROMEDIO DEL TONELAJE TRANSPORTADO POR CAEX EN LAS SIMULACIONES A DIFERENTE NÚMERO DE RÉPLICAS EN DSIM Op.	42
FIGURA 6-5: VARIANZA DEL TONELAJE TRANSPORTADO POR CAEX EN LAS SIMULACIONES A DIFERENTE NÚMERO DE RÉPLICAS EN DSIM Op.	42
FIGURA 6-6: COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 3.000 TPH.	57
FIGURA 6-7: COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 5.000 TPH.	58
FIGURA 6-8: COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 7.000 TPH.	59
FIGURA 6-9: COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 9.000 TPH.	59

FIGURA 6-10: COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 3.000 TPH.	60
FIGURA 6-11: COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 5.000 TPH.	61
FIGURA 6-12: COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 7.000 TPH.	61
FIGURA 6-13 COMPARACIÓN PORCENTUAL DEL OPEX ENTRE EL CASO BASE Y CASO DSM PARA 9.000 TPH.	62
FIGURA 7-1: GRÁFICO COMPARATIVO DE LOS COSTOS OPERACIONALES DEL CASO BASE CON LOS CASOS DSM.	63
FIGURA 7-2: GRÁFICO COMPARATIVO DEL CASO BASE CON LOS CASOS DSM.	65
FIGURA 7-3: VARIACIÓN PORCENTUAL DE LOS COSTOS OPERACIONAL TOTAL DE LOS CASOS BASE.	66
FIGURA 7-4: VARIACIÓN PORCENTUAL DE LOS COSTOS OPERACIONAL TOTAL DE LOS CASOS DSM PROMEDIO.	66
FIGURA 7-5: VARIACIÓN PORCENTUAL DE LOS COSTOS CAPITAL TOTAL DE LOS CASOS BASE.	67
FIGURA 7-6: VARIACIÓN PORCENTUAL DE LOS COSTOS CAPITAL TOTAL DE LOS CASOS DSM PROMEDIO.	67
FIGURA 7-7: COMPARACIÓN DE COSTOS OPERACIONALES ENTRE EL MOLINO SAG Y MINA CON LOS CASOS DSM IMPLEMENTADO.	68

ÍNDICE DE ECUACIONES

ECUACIÓN 2-1: DISPONIBILIDAD MECÁNICA (DM).	16
ECUACIÓN 2-2: UTILIZACIÓN (UT).	16

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Presentación del tema

En los últimos 15 años de la minería del cobre, la participación del consumo nacional de energía eléctrica ha llegado a ser un tercio del total. Esto se ha debido a tres factores principales; el primero, es la disminución de las leyes de cobre por el envejecimiento de la mina, por lo que para mantener la producción es necesario extraer mayor volumen de mineral que posee un incremento en la dureza del mineral. El segundo, corresponde a la utilización de agua de mar en la minería, que se debe transportar generando un mayor consumo eléctrico. Por último, la producción de los concentrados de cobre [1].

Ahora bien, según el informe entregado por Cochilco, en la minería se ha presentado un incremento a lo largo de los años del consumo de energía, sobre todo relacionado a la energía eléctrica en concentradoras de minerales. En ello se presenta el consumo de energía eléctrica varía de 5,6 TWh en el año 2.009 a 12,35 TWh para el 2.015, lo cual es una variación del 120,7% [1]. Y si se agrega las proyecciones del año 2.017 al 2.028; considerando los proyectos de la cartera de proyectos, operaciones mineras vigentes y proyección de los proyectos futuros; se encuentra un crecimiento del consumo de energía eléctrica cerca del 72% [2].

En relación con los proyectos enfocados en la optimización de la operación del sistema eléctrico nacional, se ha impulsado a la ampliación de las capacidades de generación local y transmisión eléctrica, así mejorará la capacidad actual y disminuirá los costos del precio del suministro. Dentro de esto, está la conexión de Mejillones con Cardones y Cardones con Polpaico. Cuando esto se encuentre en funcionamiento permitirá un mayor aprovechamiento de energías renovables no convencionales y por esta razón es necesario reaccionar [2].

Uno de los proyectos es la utilización de paneles fotovoltaicos y baterías BESS (*Battery Energy Storage System*) en molienda SAG. A partir de los estudios realizados se logra disminuir la potencia contratada en un 15% aproximadamente y los costos de energía eléctrica cerca del 30%. Pero genera una variación de energía eléctrica durante el día y la

noche, ya que utiliza la energía solar. Y para esto, se debe procesar mineral duro durante el día y mineral blando durante la noche. [3]

Por lo tanto, en este informe se simulará en el *software Delphos Open Pit Simulator (DSIM)* la implementación de stocks piles diferenciados con camiones de flota para lograr esta variación de procesamiento de mineral duro y blando durante estas dos fases que presenta el molino SAG.

1.2. Motivación del trabajo

A lo largo de los años la minería ha incrementado sus costos en energía eléctrica y es necesario trabajar con energías renovables para amenizar este impacto, por esta razón la implementación de paneles fotovoltaicos a la molienda SAG es un proyecto atractivo y proyectado a la futura minería.

Considerando este punto de vista, este trabajo busca evaluar la implementación de la gestión de demanda en el molino SAG considerando aplicar el mismo sistema aguas arriba, relacionando esto en la zona de stock-piles, el que será diferenciado en dos stock-piles con distinta dureza de mineral y así comprobar si el proceso de DSM es factible, disminuyendo los costos asociados a la operación.

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

Evaluar mediante simulación el uso de stockpiles diferenciados para la implementación de gestión de demanda energética en molienda SAG.

1.3.2. Objetivos específicos

- Evaluar la factibilidad de implementar stockpiles diferenciados.
- Modelar mediante la simulación de eventos discretos que represente la operación de stockpiles diferenciados por dureza de mineral.
- Evaluar el costo de implementación y operación de stocks diferenciados por dureza de mineral y ver el impacto que se provoca al implementar la gestión de demanda de energía en la molienda SAG.

1.4. Alcances

- Mina simulada (“ground truth más modelo geometalúrgico”)
- Se clasifica de acuerdo con modelo geo-metalúrgico (datos modelados)
- Se asume perfecta trazabilidad, es decir, se le puede hacer seguimiento a cada bloque desde que sale de la mina hasta que llega al stock-piles.
- Se asume que el resto de la planta, después de molienda, opera de manera inalterada al implementar la gestión de demanda.
- El chancador primario presenta distribución granulométrica estándar.
- Las simulaciones se realizan con casos sintéticos, donde la ley y la homogeneidad será un promedio para todo el mineral.

2. REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA

2.1. Molino Semi-autogeno (SAG)

En la etapa inicial de procesamiento del mineral, debe ser chancado en varias etapas, las cuales normalmente son chancado primario y terciario. Estas dos etapas de chancado, por lo general presenta una granulometrías típica obtenida del orden de 1 cm o 20 cm. Posterior a esa fase, el mineral pasa a una segunda etapa, denominada conminución que es realizado generalmente en una operación en húmedo en 1 o 2 periodos y su producto final es tamaños menores a 5 mm, además de pebbles que deben ser tratados por chancadores de pebbles [4] [5].

Con respecto a la etapa de conminución, se utiliza por lo general, en un circuito de molienda, el molino SAG, el cual corresponde a un molino rotatorio cilíndrico - cónicos que descargan por parrilla ubicada en la parte inferior del molino. Para lograr la reducción del tamaño de la roca, debe realizar una combinación de los mecanismos de impacto y abrasión, utilizando medios de molienda (correspondiente a bolas de acero por lo general) que se mueven libremente en su interior y que, por la fuerza centrífuga, se elevan y caen por acción de la gravedad [4].

Hay muchos factores que afectan el proceso de molienda del molino SAG en cuanto es el consumo energético en un instante de tiempo, ya sea la dureza del mineral, mineralogía, carga circulante, granulometría, entre otras [6].

La distribución de la granulometría de la alimentación de mineral también es el resultado implícito un mineral que es competente, el que afecta el rendimiento de voladura y aplastamiento. Esta distribución con ese tipo de mineral puede afectar la carga de mineral del molino SAG y la potencia necesaria para procesar el mineral en el molino, por lo que se ve afectada la eficiencia de la operación de la planta [7].

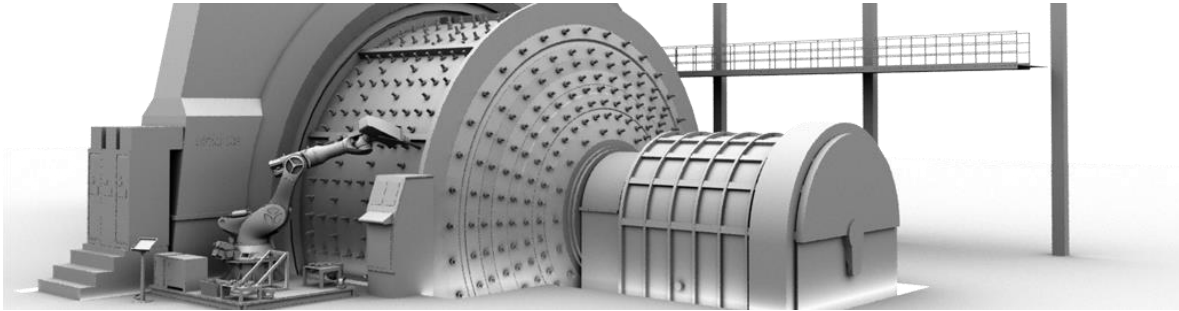


Figura 2-1: Representación de un Molino SAG.

2.2. Consumo específico de energía

Tal como se menciona en el punto 2.1, tenemos distintos equipos usados para la etapa de molienda. Con respecto al consumo específico de energía de cada una de las operaciones unitarias, el molino SAG y el molino de bolas son los que presentan mayor consumo de energía de la planta por tonelada tratada, esto se puede observar en la Figura 2-2 [8].

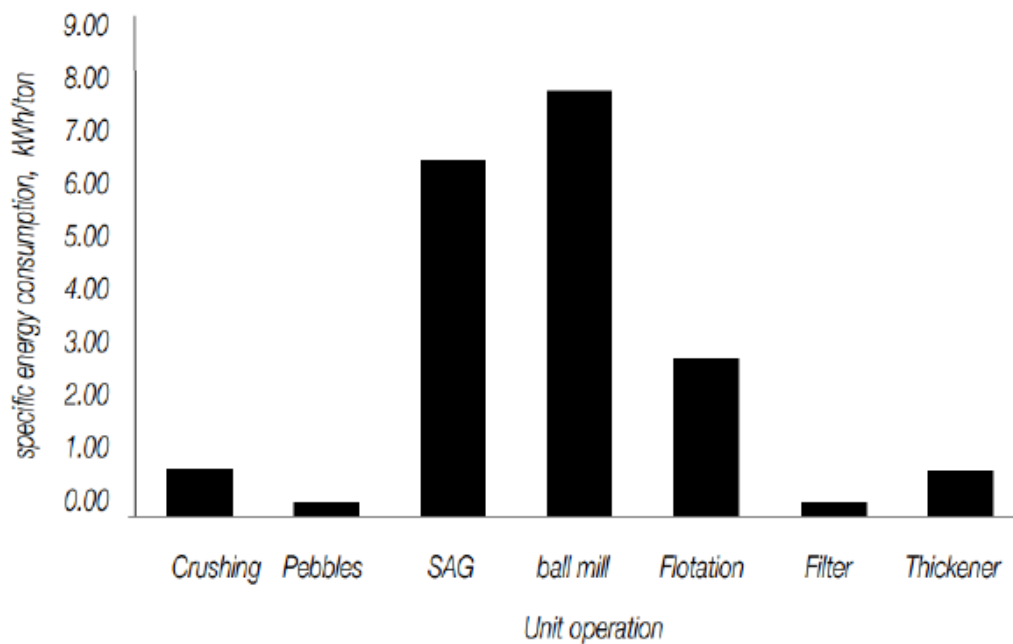


Figura 2-2: Consumo específico de energía de varias operaciones unitarias en Chile [8].

Debido al alto consumo de energía de los molinos SAG y de bolas para poder moler y obtener un mineral de granulometría menor que 5 mm, se decide enfocar el estudio en el molino SAG [9], debido a que si se realiza en el molino de bolas no se logra apreciar de manera clara la diferenciación de energía consumida tanto en mineral duro como blando, por

lo que no se puede aprovechar de mejor la manera la implementación de paneles solares en la conminución.

2.3. Mineral duro y blando

Según los puntos considerados para este estudio, es necesario conocer la diferencia entre un mineral que posee mayor dureza que otro de menor dureza. Por lo tanto, para lograr este objetivo es necesario considerar el consumo específico de energía que se utiliza para poder fragmentar la roca con mineral. Para esto, se utiliza la información del estudio de H. Wasmuth [10], el que indica que a mayor tiempo de residencia, mayor es el tiempo necesario para moler un mineral, es considerado de mayor dureza como nos indica en la Figura 2-3.

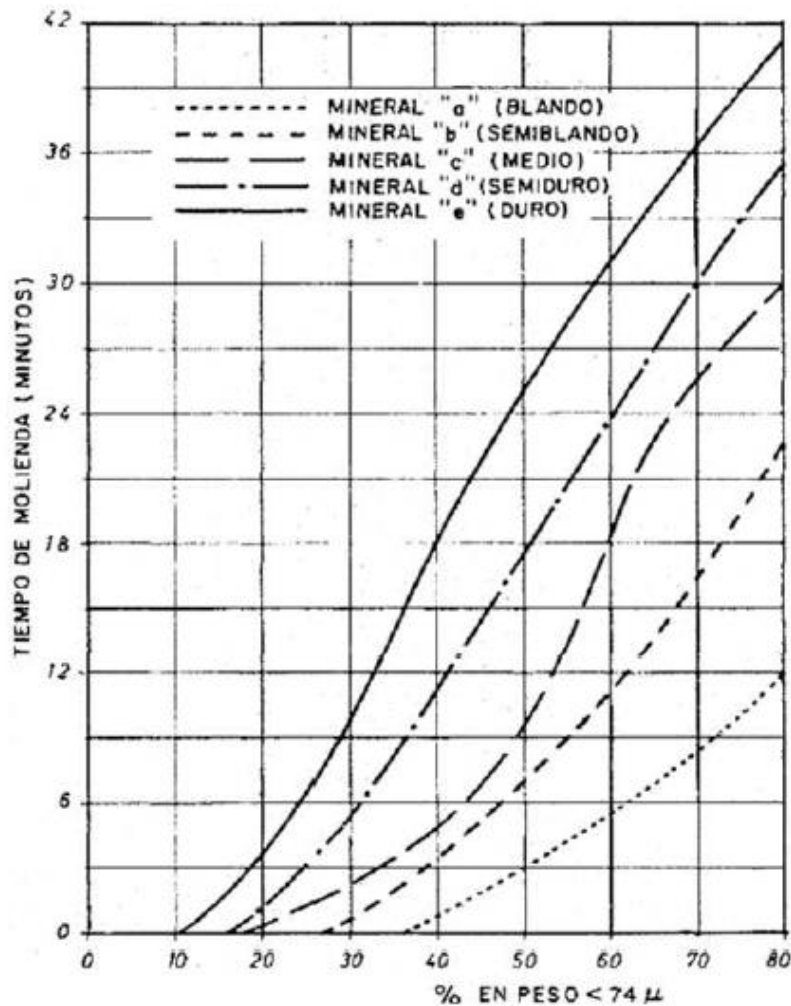


Figura 2-3: Tiempo de molienda según dureza del mineral y granulometría [10].

Además, si se presenta un mayor valor en el índice de trabajo de bond (W_i [kWh/tc]), implica que se debe consumir más energía para lograr la misma fragmentación en la roca como se aprecia en la Figura 2-4.

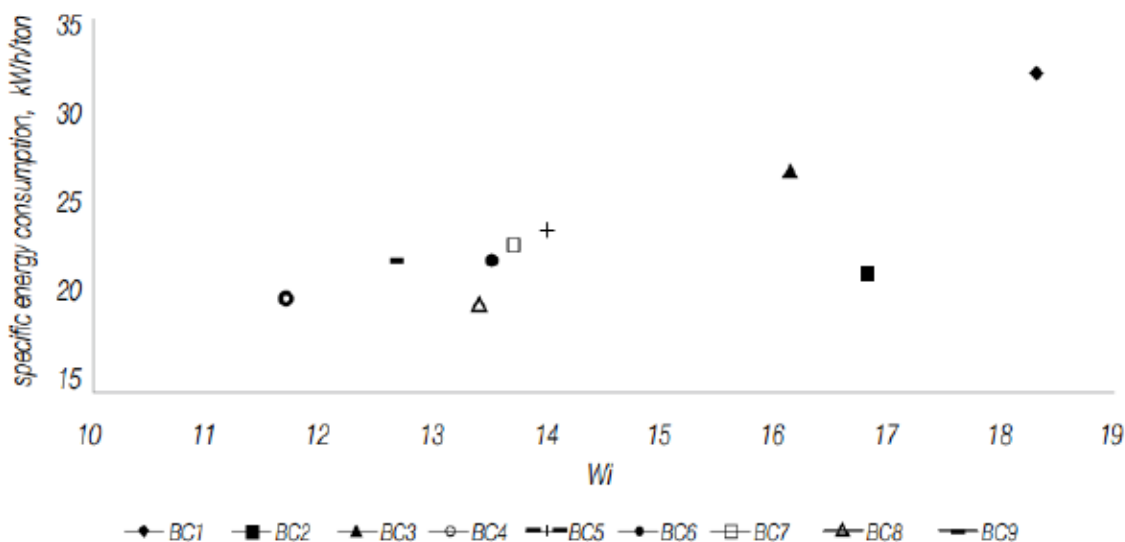


Figura 2-4: Consumo específico de energía de molinos SAG en función del índice de trabajo de Bond para distintas concentradoras de Chile [8].

Por esta razón, según lo expuesto de la Figura 2-3 y Figura 2-4, en este estudio se considera que un mineral es blando, cuando el consumo de energía sea menor a los 14 W_i , mientras que para mineral duro tendrá un valor sobre los 14 W_i .

2.4. Correas

Las correas transportadoras funcionan de forma continua, durante todo el día y en todo el calendario, cuando sea necesario, sin pérdida de tiempo para la carga y descarga o vacíos de ida y vuelta. La programación y el envío no son necesarios, ya que el material se carga y descarga del transportador de banda automáticamente. Los costos de mano de obra difieren poco, independientemente de las capacidades. Sin embargo, los costos totales por tonelada disminuyen drásticamente a medida que aumenta el tonelaje anual manejado [11].

En el caso de este estudio, el proceso consiste en transportar el mineral desde la mina hasta el stockpile que conecta con la planta de procesamiento del mineral. En este proceso,

se debe cumplir con las condiciones del terreno y mineral al que se desea transportar. Para esto, es necesario contar con el tipo de correa adecuada para cada etapa en el transporte.

Las principales características que permiten el funcionamiento de las correas son las siguientes:

- Material transportado: Mineral chancado primario.
- Densidad aparente: 1.600 kg/m³.
- Humedad: 3%.
- Tamaño máximo: 300 mm.
- Ángulo de sobrecarga: 15°.
- Ángulo de reposo: 37°.

Las correas que se van a considerar en el estudio van a ser en función de la etapa de transporte que se encuentre. Estas corresponden a:

- *Alimentador de correa*: La función de esta corresponde a transportar el mineral que sale del chancador primario hasta la correa principal de transporte hacia la planta.
- *Correa principal de transporte*: Es la correa descendente de mayor extensión que cumple como función llevar el mineral, al ritmo de producción necesario, hasta las cercanías de la planta de procesamiento.
- *Correa alimentadora del shuttle*: Esta correa funciona como transferencia desde la correa principal de transporte hasta el shuttle.
- *Shuttle*: Esta correa cumple como función elevar el mineral hacia la cima del stockpile.
- *Correa de descarga al stockpile*: Es la correa que descarga en la cima del stockpile.
- *Correa de salida de bóveda del stockpile*: Correa que recibe el mineral en la salida del stockpile, están pueden ser más de una, y cumplen como función de transferencia a la correa alimentadora del molino SAG.

- *Correa alimentadora del molino SAG*: esta corresponde a la correa que va a alimentar al molino SAG para cumplir con el plan de procesamiento de minerales.

2.5. Stockpiles [12]

Los stockpiles son parecidos a los silos, pero sin paredes verticales, donde el material se acopia y se sustenta sobre sí mismo, formando un ángulo de reposo (α_R). En general, para minerales chancados relativamente secos y de buena fluidez el ángulo de reposo varía desde 35° a 40°, medido desde la horizontal, y dependiendo del contenido de humedad del material y de su contenido de finos.

Existen dos tipos de stockpiles usados en las faenas mineras, los cuales se explican a continuación:

1. El **stockpile cónico** se forma al descargar material por gravedad desde un punto fijo, y su máximo volumen de almacenamiento está dado por la altura máxima de la pila y el ángulo de reposo que forma el material al ser apilado.
2. El **stockpile tipo A** se forma al descargar material por gravedad mediante una correa móvil y/o reversible, o mediante un “burro” o tripper. En este caso, el volumen máximo de almacenamiento depende de la altura máxima de la pila, del ángulo de reposo del material y de la carrera o distancia entre los dos puntos extremos de descarga del material.

2.5.1. Diseño de un stockpile

Para poder dimensionar los stockpiles se utiliza una manera convencional, que es mediante el cálculo del volumen del acopio, como se muestra a continuación [12]:

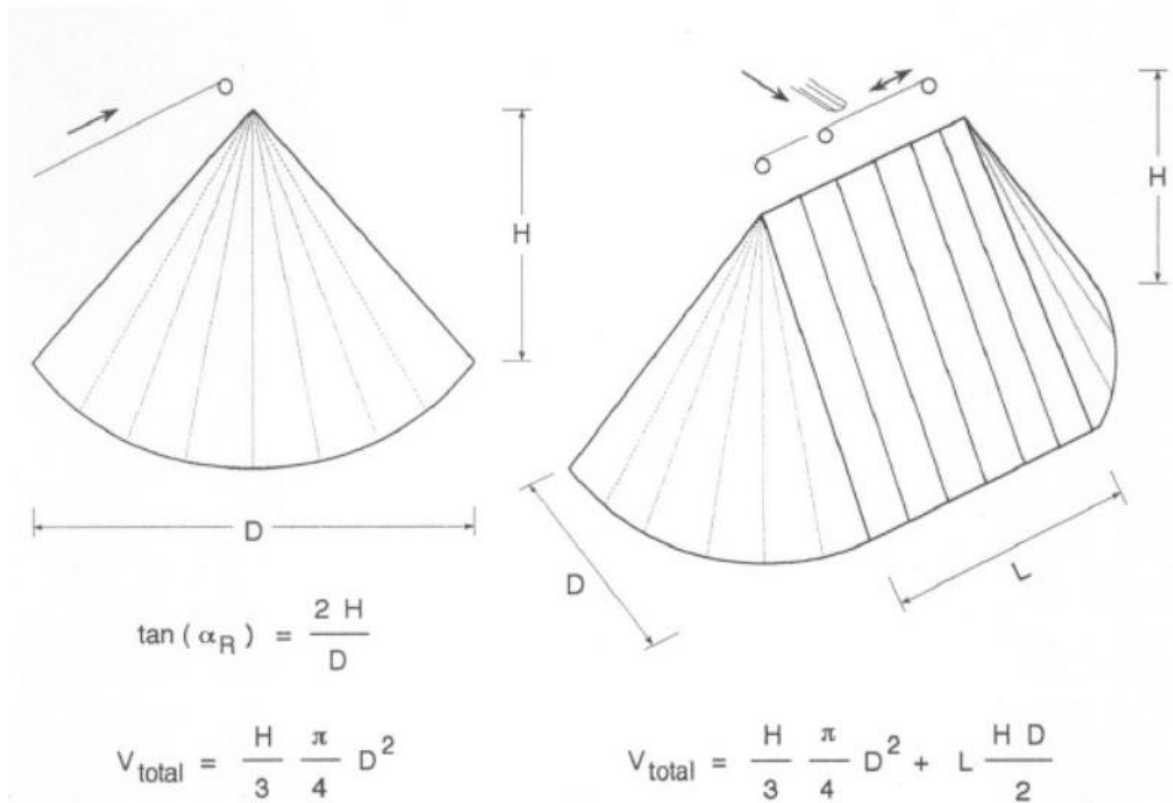


Figura 2-5: Dos tipos de stockpiles más usados en minería con su forma de calcular su volumen estimativo.

Para el presente informe se considera dimensionar un stockpile cónico. Además, se debe considerar el ángulo de vaciado que tiene sobre la capacidad viva de almacenamiento en una pila cónica. Si vemos la Figura 2-6, se considera la capacidad viva entregada como porcentaje de la capacidad total de almacenamiento en la pila. Para los cálculos se asumió un ángulo de reposo $\alpha_R=35^\circ$, medido desde la horizontal. La máxima capacidad viva se obtiene para el caso en que el ángulo de vaciado es igual al ángulo de reposo (35°) y es del orden del 30% de la capacidad total. Para un ángulo de vaciado de 50° , la capacidad viva disminuye a 20%, y para ángulos de vaciado superiores a 80° la capacidad viva es inferior al 5%. [13]

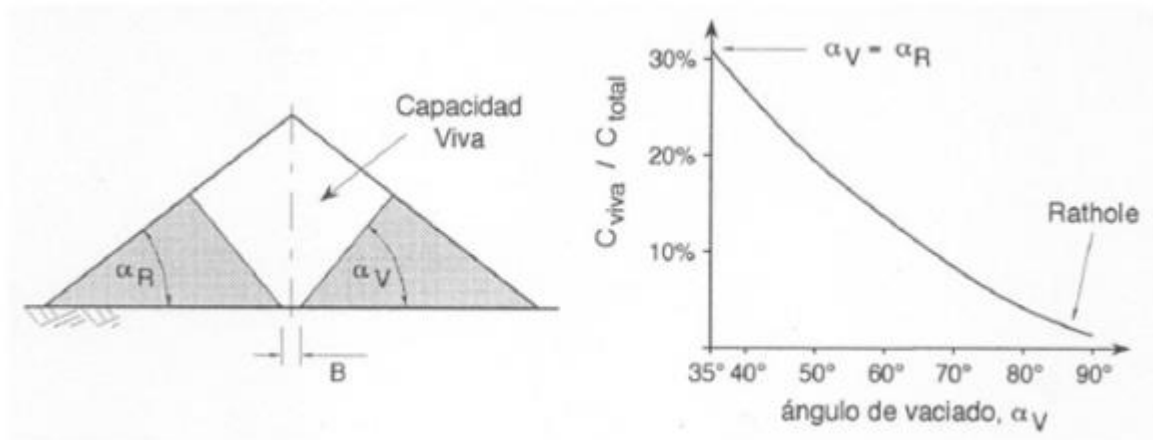


Figura 2-6: Efecto del ángulo de vaciado en la capacidad viva [13].

2.6. Simulación de un proceso

Es la imitación de un proceso o sistema de la realidad a lo largo del tiempo. La simulación implica la generación de una historia artificial del sistema, y la observación de esta nos permite describir y analizar el comportamiento, para luego inferir sobre las características de funcionamiento del sistema real representado. Ayudando de esta manera a diseñar los procesos reales [14].

2.6.1. Conceptos de simulación

Existen algunos conceptos claves para la simulación los cuales son [14]:

- *Sistema, modelo y evento*: Un modelo es una representación de un sistema real. Un evento es una ocurrencia que cambia el estado del sistema.
- *Variables de estado del sistema*: Son la recopilación de toda la información necesaria para definir qué está sucediendo dentro del sistema a un nivel suficiente (es decir, a alcanzar la salida deseada) en un punto dado en el tiempo. La determinación de estas variables es vital para comprender el sistema, sin embargo, muchas veces son difíciles de precisar.
- *Entidades y atributos*: Una entidad representa un objeto que requiere una definición explícita. Una entidad puede ser dinámico porque se "mueve" a través del sistema, o puede ser estático ya que sirve a otras entidades. Cada entidad tiene atributos, que pueden ser únicos, que la definen.

- *Recursos*: Un recurso es una entidad que proporciona servicio a entidades dinámicas. Además, puede servir a uno o más de una entidad dinámica al mismo tiempo, es decir, operar como un servidor paralelo. Por lo tanto, se debe aplicar las restricciones propias del sistema.
- *Lista de procedimientos*: Corresponde a una secuencia de las entidades que se consideran en el modelo que se relacionan entre sí por medio de recursos que brindan un servicio para alcanzar algún objetivo.
- *Actividades y demoras*: Una actividad es una duración de tiempo cuya permanencia se conoce antes del comienzo de la actividad. Por lo tanto, su final puede ser programado. Un retraso es una duración indefinida causada por alguna combinación de condiciones del sistema y provoca que alguna entidad al entrar a una cola su tiempo de permanencia es desconocido.
- *Modelo de Simulación de Eventos Discretos*: Corresponde a las variables de estado que cambian sólo en puntos discretos en el tiempo en que los eventos ocurren, y estos son una consecuencia del período de actividad y retrasos.

2.6.2. Ventajas y desventajas al usar las simulaciones

La simulación tiene muchos motivos por los cuales puede ser beneficioso, siguiendo esta visión, a continuación, se presentan algunos puntos que justifican esta percepción [14] [15]:

- *Elección correcta*: La simulación te permite probar cada aspecto de su diseño, de un cambio propuesto o adición, sin comprometer recursos para su adquisición. Esto es crítico, porque una vez que se han tomado las decisiones difíciles o los sistemas de manejo de materiales han sido instalados, los cambios y las correcciones pueden ser extremadamente costoso.
- *Mejor comprensión del sistema*: Con simulación, se determina la respuesta al "por qué" de las preguntas al reconstruir la escena y tomar un examen microscópico del sistema para determinar la causa del fenómeno que ocurre. No puedes lograr esto con un sistema real porque no puedes verlo o controlarlo en su totalidad.

- *Explorar posibilidades:* Una de las mayores ventajas de usar software de simulación es que una vez que tiene desarrollado un modelo de simulación válido, puede explorar nuevas políticas, procedimientos operativos o métodos sin el gasto e interrupción de experimentar con el sistema real. Las modificaciones se incorporan en el modelo, y observa los efectos de esos cambios en la computadora en lugar del sistema real.
- *Diagnosticar problemas:* La simulación te permite comprender las interacciones entre las variables que hacen que los sistemas sean complejos. Diagnosticando problemas y obtener una idea de la importancia de estas variables.
- *Identificar restricciones:* Al usar la simulación para analizar los “cuellos de botella”, puede descubrir la causa de los retrasos en el trabajo en proceso, información, materiales u otros desarrollos.
- *Desarrollar entendimiento:* Los estudios de simulación ayudan a proporcionar comprensión sobre cómo funciona realmente un sistema, en lugar de indicar una predicción individual sobre cómo funcionará un sistema.

Por otro lado, Al simular se puede complejizar la operación, causando más interrogantes con respecto al sistema. Bajo este panorama, se presentan algunos aspectos que se deben tener en cuenta al momento de la simulación:

- La simulación no es una herramienta de optimización. Sin embargo, puede ayudar a entender el sistema para desarrollar un algoritmo de optimización [15].
- La construcción de modelos requiere entrenamiento especial. Es un arte que se aprende a través del tiempo y de la experiencia [14].
- Los resultados de la simulación pueden ser difíciles de interpretar. Como la mayoría de los resultados de simulación son esencialmente aleatorios variables (generalmente se basan en entradas aleatorias), puede ser difícil determinar si una observación es el resultado de interrelaciones del sistema o aleatoriedad [14].
- Dificultades de crear un modelo. En casos de alta complejidad, el definir las variables de estado del sistema y cómo estos se relacionan, requieren de un arduo trabajo y análisis de los registros históricos, lo cual consume tiempo y puede implicar una alta inversión [15].

2.6.3. Elementos esenciales al realizar simulaciones

Para un adecuado uso del software de simulación se debe tener claro ciertos aspectos que se mencionan a continuación [15]:

- El tamaño de la activación debe considerar el espacio de tiempo en el cual opera el sistema y se puedan analizar los resultados del evento simulado. Si se toma un período de tiempo muy corto, puede que no se alcance a ver los efectos de las modificaciones que se hizo sobre el modelo.
- La cantidad de réplicas debe ser lo suficiente para tener un grado de certeza razonable. Además de obtener un resultado estable, es decir, que cuando se active nuevamente la simulación, el resultado no varíe en una gran magnitud.
- Si la variable de respuesta no es la adecuada, será imposible tomar decisiones que tengan impacto sobre el sistema definido.
- En un intento de simplificar al sistema, puede que no se estén tomando valores que representen la realidad. Generando un error de la distribución de frecuencia de alguna variable.
- La información debe ser depurada y reorganizada para un correcto análisis que permita integrar este conocimiento a las simulaciones. De lo contrario, se podría caer en el efecto de GIGO (Garbage In, Garbage Out), donde al ingresar parámetros de entrada errados, se obtendrán resultados igualmente erróneos.
- Si se sobre simplifica el sistema, las simulaciones no podrán dar resultados útiles y por otro lado, no se alcanzará una mayor comprensión del sistema. Si se agregan muchos detalles, el costo involucrado y el tiempo para obtener resultados puede incrementarse sustancialmente.

2.7. Tiempo de los equipos

La distribución del tiempo de ASARCO a lo largo de un periodo de tiempo viene dado por la siguiente estructura:

Tabla 2-1: Distribución de tiempo en horas de ASARCO.

Tiempo Cronológico				
Tiempo Hábil				Tiempo Inhábil
Horas Operacionales			Horas de reserva	Tiempo de Mantenición
Horas operacionales efectivas	Horas de pérdidas operacionales	Demoras		
		Programadas	No Programadas	

- Tiempo cronológico: son las horas correspondientes al tiempo calendario natural.
- Tiempo hábil: son las horas en que la faena está en actividad productiva y/ o en tareas de mantención de sus elementos de producción
- Tiempo inhábil: son las horas en que la faena suspende sus actividades productivas y/o mantención de sus elementos por razones como paralizaciones programadas, imprevistos originados y obligados por causas naturales u otras ajenas al control de la faena.
- Tiempo de mantención: son las horas en que el equipo se encuentra fuera de servicio o no disponible, ya sea, por una mantención programada o imprevistos de tipo mecánico o eléctrico.
- Horas de operacionales: tiempo en que la unidad o instalación se encuentra entregada a sus operadores, en condiciones electromecánicas de cumplir su objetivo o función de diseño y con una tarea o cometido asignado. Por ejemplo: cambios de turno, tiempos de colación, entre otros.
- Horas de reserva: son las horas hábiles en que la unidad de equipo o instalación, estando en condiciones electromecánicas de cumplir su función u objetivo de diseño, no lo realiza por falta de operador, capacidad prevista de equipo complementario o por alguna razón no es permitido en el área de trabajo.
- Horas operacionales efectivas: tiempo en que la unidad de equipo o instalación está funcionando y cumpliendo su objetivo de diseño.

- Horas de pérdidas operacionales: tiempo en que el equipo no puede cumplir con su función de diseño por motivos ajenos a su funcionamiento intrínseco: tronaduras, traslados, a la espera de equipos complementario, carga de combustibles, tiempo en colas y en general por razones asociadas a la coordinación de las operaciones.
- Demoras programadas: Tiempo en que el equipo no cumple su función de diseño debido a actividades normadas por ley, como horario de colación o cambio de turno. Se consideran además aquí el tiempo de espera por tronadura y por combustible.
- Demoras no programadas: Tiempo en que el equipo no puede cumplir con su función de diseño, debido a condiciones propias o ineficiencias de la operación.

2.8. Índices operacionales

2.8.1. Disponibilidad mecánica

Es la fracción del total de horas hábiles, expresada en porcentaje, en la cual el equipo se encuentra en condiciones físicas de cumplir su objetivo de diseño. Se considera en caso de fallas o mantenimientos programados.

Ecuación 2-1: Disponibilidad mecánica (DM).

$$\text{Disponibilidad mecánica (DM)} = \frac{\text{Horas operacionales} + \text{Horas de reserva}}{\text{Horas hábiles}}$$

2.8.2. Utilización

Es la fracción del tiempo, expresada en porcentaje, en la cual el equipo está disponible y en condiciones para cumplir su objetivo de diseño y está siendo utilizado para cumplir su función.

Ecuación 2-2: Utilización (UT).

$$\text{Utilización (UT)} = \frac{\text{Horas efectivas}}{\text{Horas operacionales}}$$

3. ANTECEDENTES

3.1. Gestión de demanda en Molienda semi-autógena

Como bien se ha mencionado, la minería en Chile ha presentado un incremento en la energía consumida y esto ha ocurrido por la disminución de las leyes de cobre debido al envejecimiento de las minas. Para mantener la producción es necesario extraer mayor volumen de mineral y además hay un incremento en su dureza. Incluyendo por el mismo motivo, la producción de los concentrados de cobre y la utilización de agua de mar en la minería van en aumento, lo que implica mayor transporte, generando un mayor consumo eléctrico. [1]

Si bien, gran parte de la extracción minera de cobre se produce en el Desierto de Atacama, donde el nivel de radiación solar es alto, y los costos de energía de los paneles fotovoltaica (PV) se han vuelto competitivos incluso en ausencia de subsidios [16], emergiendo, así como elección valiosa para las actividades mineras. Además considerando la existencia de variabilidad del sol y del mineral, es necesario una red mucho más estable, en donde se hace atractivo contar con un BESS que pueda apoyar al proceso [9], el cual cuenta con diferentes tecnologías BESS (*Battery Energy Storage System*), cada una con poder característico y capacidades de energía, tiempos de reacción, tiempos de vida y costos [17].

De esta forma se realiza un sistema SAG-PV-BESS, que se comporta de la siguiente forma:

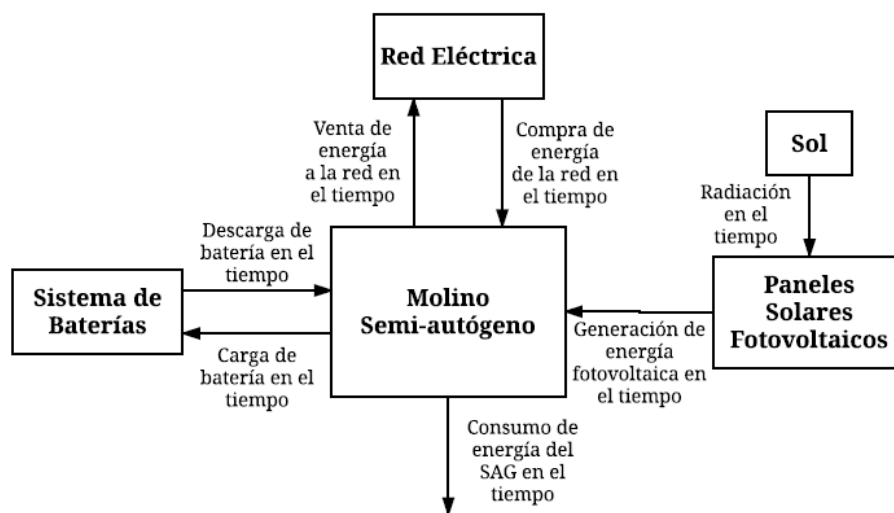


Figura 3-1: Sistema SAG-PV-BESS [9].

Los parámetros utilizados para este estudio corresponden a una capacidad de potencia contratada de 43 MW, una planta FV de 20 MW y un BESS con capacidad energética de 10 MWh y en potencia de 2 MW [9]. De los que se desarrolló con parámetros fijos para ambos obteniéndose resultados muy similares.

Según las simulaciones de los modelos realizados para un molino SAG con esas características [9] [3], ambos logran una reducción del 15,7% del costo operacional, en comparación con la situación sin la planta de energía fotovoltaica y BESS [3]. La reducción de costo operacional puede ser vista gráficamente como el área entre la curva de consumo y la potencia comprada como se muestra en a Figura 3-2.

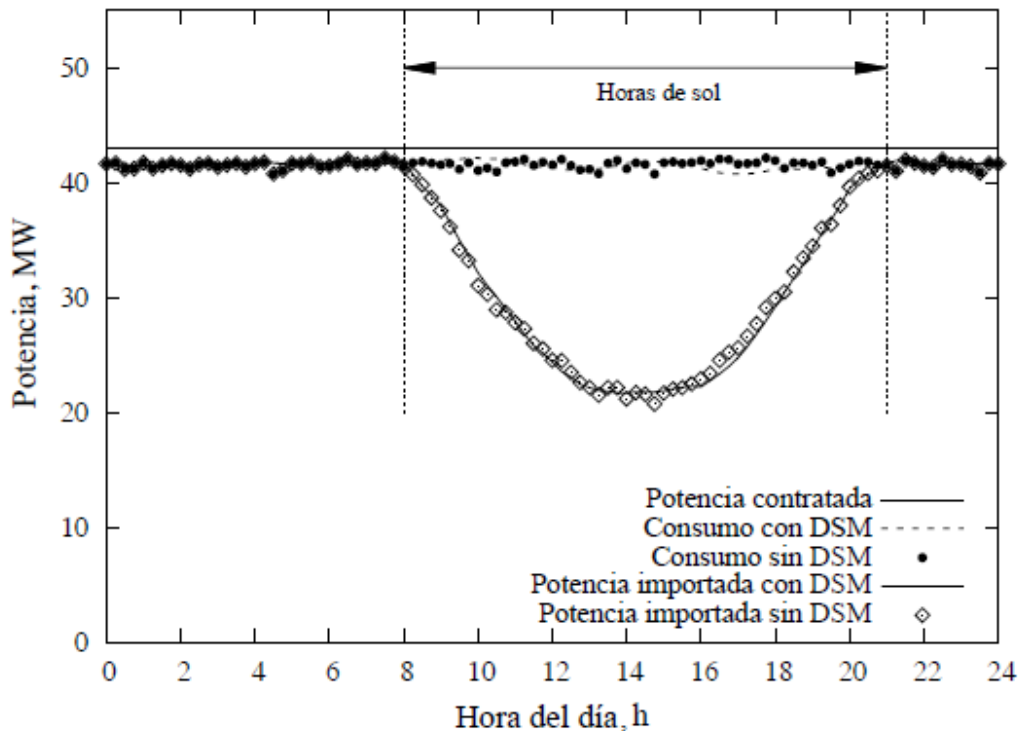


Figura 3-2: Potencia comprada con y sin la planta PV y BESS [9].

Como el ciclo del sistema BESS es costoso, este tiene un uso muy limitado para plantas fotovoltaicas pequeñas. De hecho, la energía comprada de la red es la misma que la demanda del molino por la noche, mientras que la planta PV provee energía suplementaria durante el día, mientras que el BESS no muestra actividad alguna [9].

Sumado a lo anterior, el DSM no toma ningún rol importante en la reducción al considerar plantas solares PV pequeñas debido a que no hay ningún exceso de energía que administrar [9].

Cuando se consideran plantas solares PV mayores que el máximo consumo, como se puede ver en los valores sobre 45 MW aproximadamente, el BESS comienza a ciclar demostrado que empezó a administrar energía. La capacidad energética del BESS va a ser un factor determinante en cuanto a la reducción de la multa en los casos más ajustados. Es en este momento que el DSM toma un importante rol como administrador de la energía, debido a que sin DSM, esta energía PV extra tiene que ser vendida a un precio menor del comprado, ya que no puede ser administrada más allá de los límites del BESS [9]. La variación de costos operacionales es posible apreciarse en la Figura 3-3.

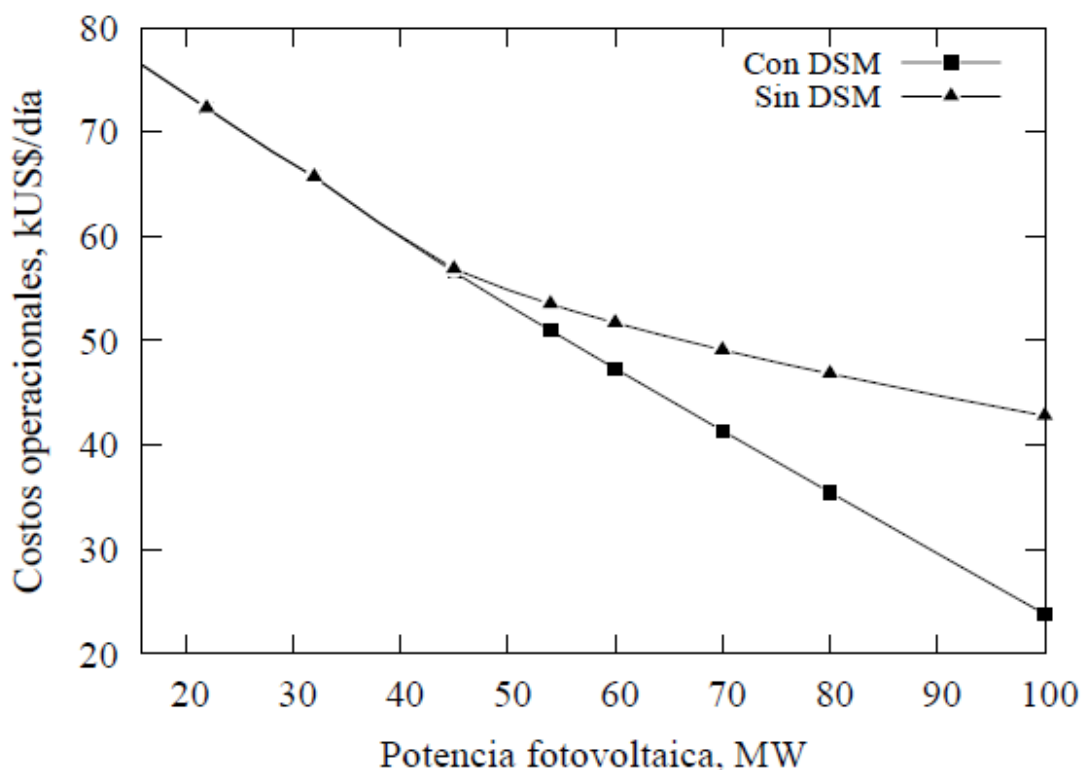


Figura 3-3: Costo operacional según la disponibilidad de energía PV [9].

3.1.1. Impacto de la capacidad de potencia contratada

Considerando los altos costos aplicados por las multas al sobrepasar la potencia contratada, es necesario mantener un consumo bajo ese límite. La capacidad energética del BESS va a ser un factor determinante en cuanto a la reducción de la multa en los casos más ajustados.

En continuación es posible observar que un mayor consumo de energía ocurre durante el día como se ve en la Figura 3-4.

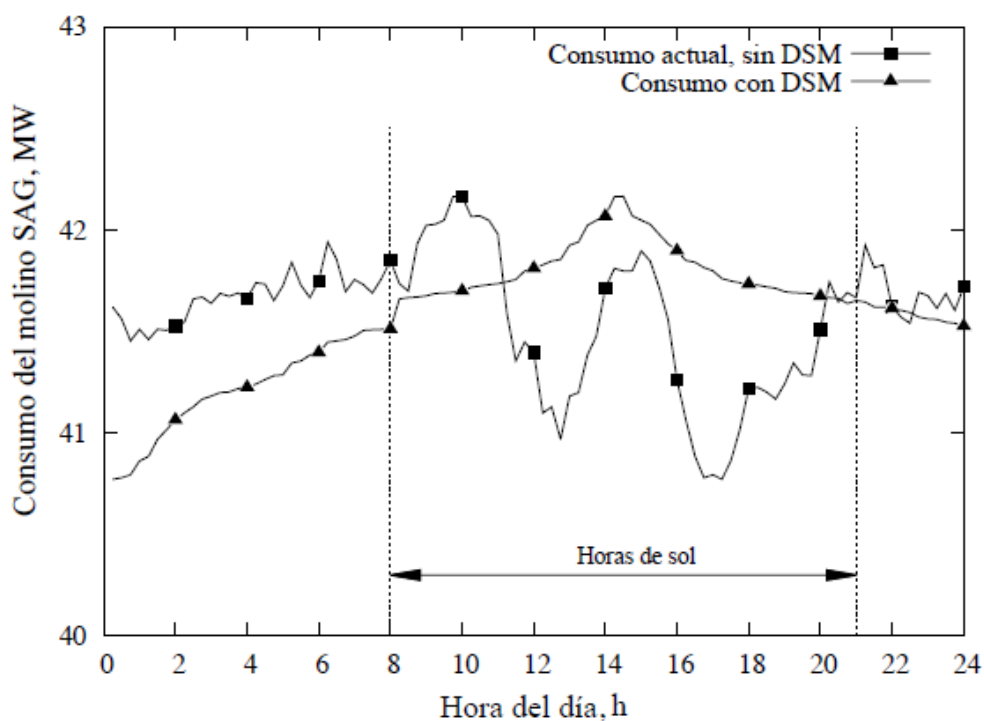


Figura 3-4: Operación del molino SAG, consumos con y sin DSM [9].

Para una potencia contratada de 41,5 MW, el mínimo se logra con una capacidad de energía de 4,4 MWh para el BESS, mientras que, para la potencia contratada de 40,5 MW, el mínimo es 30,2 MWh [3]. En general, un aumento de la capacidad de potencia del BESS permite una mayor reducción de la potencia contratada. A pesar de esto, como la planta solar PV se mantiene constante en este caso, una reducción de la potencia contratada en cierto punto no va a poder ser compensada por un aumento de la capacidad de potencia del BESS y, por ende, se produciría un sobreconsumo provocando multas por un déficit del balance energético.

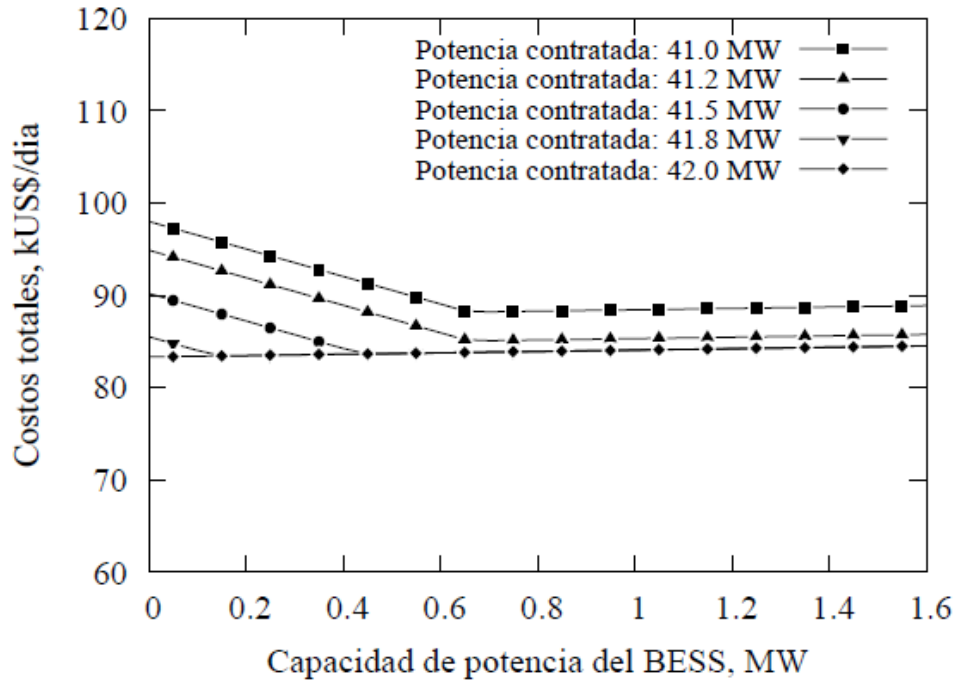


Figura 3-5: Costo total de operar los molinos SAG como función de la variación de la capacidad de potencia del BESS [9].

Con respecto a la Figura 3-5, mientras aumenta la capacidad de potencia de BESS produce ahorros que dependen de la potencia contratada. Hay una capacidad de potencia de BESS máxima efectiva después de que no se observa una reducción de costos adicional. Este valor depende de la potencia contratada.

3.1.2. Impacto del DSM

En comparación con una operación minera convencional, donde los sistemas de energía asumen la responsabilidad de amortiguar estas fluctuaciones, un sistema SAG-PV-BESS se beneficiaría de una carga más flexible. Por ejemplo, concentrar la carga durante el día reduciría la inversión costos de BESS. Esto se puede lograr administrando la alimentación del SAG con la ayuda de stockpiles, de tal manera que el mineral duro se procesa durante el día y el mineral blando durante la noche, que es denominado gestión de demanda (DSM). La implementación de DSM trae nuevos desafíos para el diseño y operación de minas y concentradores, y puede tener un impacto en la integración de energías renovables en el proceso de minería del cobre.

3.2. Diagrama conceptual para el transporte de mineral al molino SAG

El transporte de mineral desde la mina a cielo abierto hacia el molino SAG se realiza como se indica en la Figura 3-6. Esta inicia con el chancado del mineral por el chancador primario, luego que ha reducido el tamaño del mineral, es alimentado a una correa de transporte alimentadora a la correa principal, la que transporta todo el mineral hasta llegar al shuttle, que es el encargado cambiar la dirección y elevar el mineral reducido de tamaño a lo más alto para ser transportado por la correa de descarga y depositar el mineral en el stockpile. Finalmente, la salida del stockpile se descarga en correas para terminar en una correa de transporte hacia el molino SAG y realizar el proceso de molienda de mineral.

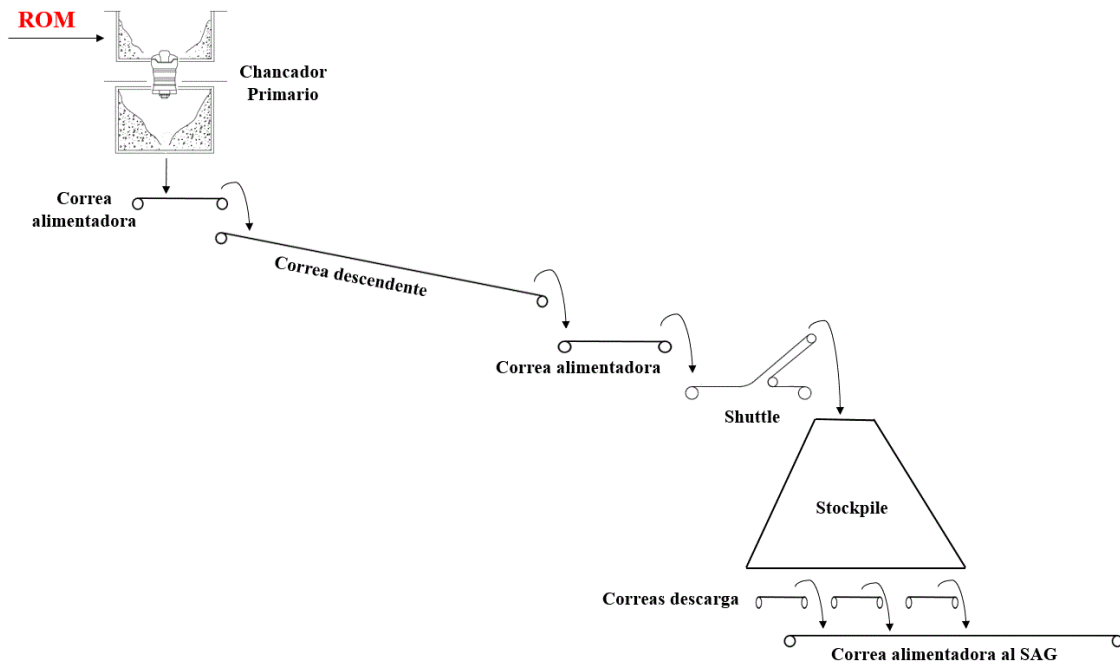


Figura 3-6: Diagrama conceptual de transporte de mineral hasta el molino SAG.

Para el estudio el circuito que va desde la ROM hasta el molino SAG se verá ajustado a las variaciones correspondientes a la implementación de la gestión de demanda para el molino SAG, aplicando de igual manera la posibilidad de usar la gestión de demanda a la distribución de mineral duro y blando en los stockpile. Para el resto del proceso de la planta, correspondiente a aguas abajo desde el molino SAG, se considera que opera de manera inalterada al implementar la gestión de demanda.

3.3. Software Delphos Open Pit Simulator (DSim OP)

Para realizar simulaciones en el Laboratorio de Planificación Minera de la Universidad de Chile, se hizo uso del software DSim Op.

Delphos Open Pit Simulator (DSim Op), desarrollado por el Laboratorio de Planificación Minera (DELPHOS) de la Universidad de Chile, corresponde a una herramienta de planificación minera que permite realizar simulaciones de sistemas de transporte de minerales, en operaciones mineras desarrolladas por el método de cielo abierto.

De esta manera, es necesario ingresar la información de entrada (input) al programa, para poder obtener la simulación y reporte que entrega el sistema.

Por ejemplo, en la Figura 3-7 se tiene una mina a cielo abierto con las rutas de transporte del mineral que siguen los camiones, puntos de extracción con las palas y las zonas donde se pueden depositar el mineral. Además, de considerar el taller, casino y estacionamiento de los camiones. A esta simulación se le entregan la capacidad de los camiones y palas, cuántos camiones y palas son necesarias y cuánto debe procesar el chancador.

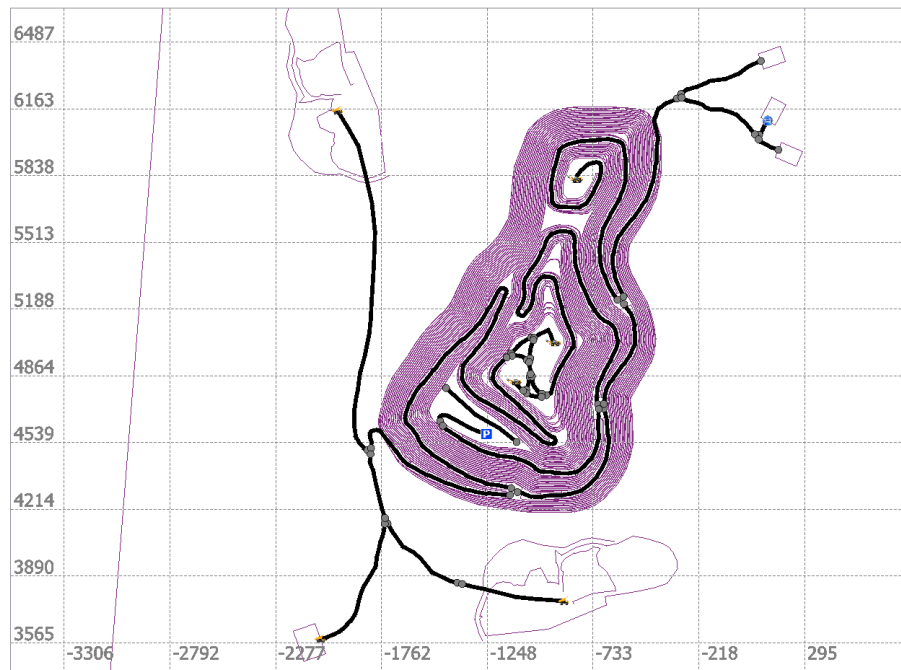


Figura 3-7: Distribución del Caso base a cielo abierto en el software DSim Op.

3.4. Layout de la mina

El layout corresponde a la ubicación de los elementos que conforman la operación de rajo abierto con las rutas definidas entre cada uno de ellos. De esta manera se presenta en la Tabla los elementos principales presentes que se van a ingresar en el layout de la mina.

Tabla 3-1: Elementos presentes en el Layout de mina que son input para el Software DSim Op.

Tipo	Nombre	Descripción
Frente	Carga	Frente donde se ubican los equipos de carga y la consecuente carga al camión.
	Descarga	Frente donde se destina el mineral, puede corresponder a un chancador, un botadero o un stock.
Servicios	Restaurant	Punto donde se realiza la colación diaria.
	Taller de camiones	Punto donde se hace la reparación y mantención de equipos de transporte.
	Estacionamiento	Punto que permite ubicar a los camiones en colación y cambios de turno.
Señalética	Ceda el paso	Señal de tránsito que exige ceder el paso a otro vehículo en el cruce.
	Pare	Señal de tránsito que obliga la detención en un cruce antes de iniciar el movimiento nuevamente en el cruce.

En la simulación se utilizan estos elementos para la programación de los casos a realizar en el estudio.

3.5. Flota de equipos de carguío y transporte

Para la simulación es necesario explicitar todas las características de los equipos a utilizar en el carguío y transporte del mineral desde el frente. Dentro de estas características se identifica cada equipo de carga y transporte con ID propio, además de un grupo específico de modelo a usar y usar un modelo de fallas asociados a los mismos.

Adicionalmente se definen que equipos de carga son compatibles para cada equipo, especificando los parámetros que lo asocian (Factor de carga y tiempo de carga).

Por último, el software permite registrar las interferencias programadas que afectan a los equipos presentes (carga y transporte) estas pueden ser cambios de turno, colaciones y mantenciones programadas.

3.6. Plan de extracción

Este punto contempla los destinos específicos del mineral extraído por cada frente, entregando cuotas de producción y prioridad de extracción de estas. Además, considera la asignación de equipos de carguío a cada frente junto con el número de camiones en (tph) que son necesarios para cumplir con la producción objetivo. Todo este proceso de preparación de la simulación debe ser ajustado por el usuario que va a realizar la simulación y generar la máxima producción de mineral, a un tiempo de cola razonable.

Para lograr esto, se utiliza el sistema de despacho integrado en el Software DSim Op, el que considera la saturación de las palas que tienen destinos más cercanos, por lo que los circuitos que tengan tiempos de ciclos promedio menores tendrán prioridad frente a circuitos más extensos. Esto genera que al comienzo de la simulación se alcancen tonelajes producidos por hora más altos y luego estos disminuyan hacia el final de la misma.

3.7. Tiempo de los equipos de transporte

En el caso de los camiones se considera la siguiente información según benchmarking, en la cual para las simulaciones se considera un tiempo de cronológico de 720 horas (1 mes), correspondiente a 1 mes de operación. Por lo tanto, las horas efectivas para los camiones está dada por:

Tabla 3-2: Distribución de las horas cronológicas de los camiones.

Tiempo CAEX	Valor	Unidad
Cronológico	720	Horas
Disponibilidad	82%	%
Disponibles	590	Horas
Efectiva	75%	%
Efectivas	443	Horas

A partir de la Tabla 3-2, no se considera tiempo inhabilitado de los camiones, además de no contar con reservas, ya que se busca como objetivo simular de manera comparativa los costos del funcionamiento de la estructura convencional con la utilización del DSM.

3.8. Costo capital y de operación de los equipos

Para la simulación es necesario incorporar los costos asociados a la adquisición de bienes (CAPEX) y el costo de la mantención de las operaciones de los equipos (OPEX). A continuación, se entregan los valores obtenidos a partir del benchmarking y ajustados para ser implementados en la circulación y manejo de mineral por los equipos mineros:

Tabla 3-3: Costos referencial de los equipos (CAPEX y OPEX) en minería.

Equipo		CAPEX [MUS\$]	OPEX [KUS\$/mes]
Camión CAEX		\$ 4,00	\$ 189,86
Pala Cable		\$ 19,50	\$ 99,90
Chancador	3.000 tph	\$ 7,74	\$ 864,00
	5.000 tph	\$ 12,90	\$ 1.440,00
	7.000 tph	\$ 18,06	\$ 2.016,00
	9.000 tph	\$ 23,22	\$ 2.592,00
Correas	Alimentadora a Principal	\$ 0,43	\$ 127,30
	Principal	\$ 60,19	\$ 127,30
	Alimentadora a Shuttle	\$ 1,32	\$ 127,30
	Shuttle	\$ 0,64	\$ 127,30
	Descarga a stockpile	\$ 0,26	\$ 127,30
	Salida de stockpile	\$ 0,51	\$ 127,30
	Alimentadora a SAG	\$ 0,52	\$ 127,30
Stockpile	3.000 tph	\$ 14,75	\$ 116,98
	5.000 tph	\$ 24,58	\$ 116,98
	7.000 tph	\$ 34,41	\$ 116,98
	9.000 tph	\$ 44,25	\$ 116,98
	500 tph	\$ 2,46	\$ 116,98
	750 tph	\$ 3,69	\$ 116,98
	1.000 tph	\$ 4,92	\$ 116,98
	1.500 tph	\$ 7,37	\$ 116,98
	2.000 tph	\$ 9,83	\$ 116,98

	Equipo	CAPEX [MUS\$]	OPEX [KUS\$/mes]
Stockpile	2.500 tph	\$ 12,29	\$ 116,98
	3.500 tph	\$ 17,21	\$ 116,98
	4.250 tph	\$ 20,89	\$ 116,98
	4.500 tph	\$ 22,12	\$ 116,98
	5.500 tph	\$ 27,04	\$ 116,98
	7.500 tph	\$ 36,87	\$ 116,98

Es importante resaltar que estos costos están ajustados a los parámetros que se utilizan en la simulación para poder acercar los costos capitales y de operación a un valor cercano a la realidad.

4. CASOS DE ESTUDIO

El desarrollo del estudio se divide en dos casos principales. El primero consiste en el caso base, este es simulado a partir de un proceso de transporte de mineral convencional que consta desde la mina a cielo abierto hasta un stockpile de mineral. Para el segundo, denominado caso DSM, consiste en la aplicación de la gestión de demanda, la que incluye una división del mineral a partir de la dureza de este. Para esto, se consideran diferentes separaciones en la cantidad de mineral de cada característica específica, de las cuales va a cambiar la cantidad de mineral que se va a un stock y a otro.

De esta manera se introduce a continuación los dos casos de estudio con sus respectivos parámetros usados.

4.1. Caso Base

Para este caso a estudiar se trabaja con un funcionamiento convencional para el transporte de mineral desde la mina hasta el chancador, la que será simulada en el software DSim Op y en continuación se realiza una proyección del transporte desde el chancador hasta el stockpile, tal como se indica en el siguiente diagrama conceptual:

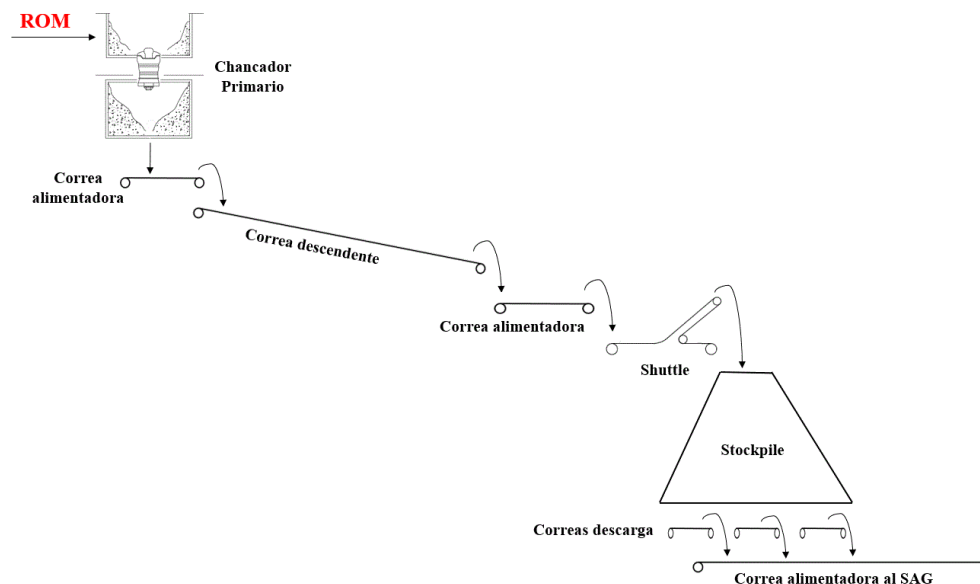


Figura 4-1: Diagrama conceptual del transporte de mineral desde la mina cielo abierto hasta el stockpile para el caso base.

La distancia considerada de la correa para el transporte del mineral es de 3.213 metros. Estas llevan el mineral desde el chancador, descienden por la correa principal descendente hasta el punto de descarga del stockpile y finalmente se salen por la bóveda del stock hasta el molino SAG.

Para este caso se realiza 4 subdivisiones, de las que se hace variar la producción del chancador y la flota de camiones disponible para el transporte de la mina a cielo abierto hasta el chancador o botadero. La definición de cada caso a estudiar es de la siguiente forma:

Tabla 4-1: Casos base a simular en DSim Op.

Caso Base					
Parámetro	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Mineral	[tph]	3.000	5.000	7.000	9.000
CAEX	#	18	24	30	36

Tal como se observa en la Tabla 1, cada uno de estos casos se simula de manera separada en el software DSim Op. Por lo cual en el presente capítulo se explican los parámetros ingresados en la simulación.

4.2. Caso DSM

Para este caso a estudiar se trabaja con un funcionamiento diferenciado, vale decir, aplicando la gestión de demanda. Esta contempla la diferenciación de mineral duro (con mayor Work index) y mineral blando (con menor Work index) para su transporte desde la mina hasta el chancador.

La simulación en el software DSim Op, se trabaja bajo la suposición que existe periodos de tiempo que se obtiene mineral duro y en otro mineral blando. De esta manera se obtiene la variación de extracción de mineral diferenciado por su dureza. En continuación, se realiza una proyección del transporte desde el chancador hasta los stockpile diferenciados por la característica del mineral, tal como se indica en el siguiente diagrama conceptual:

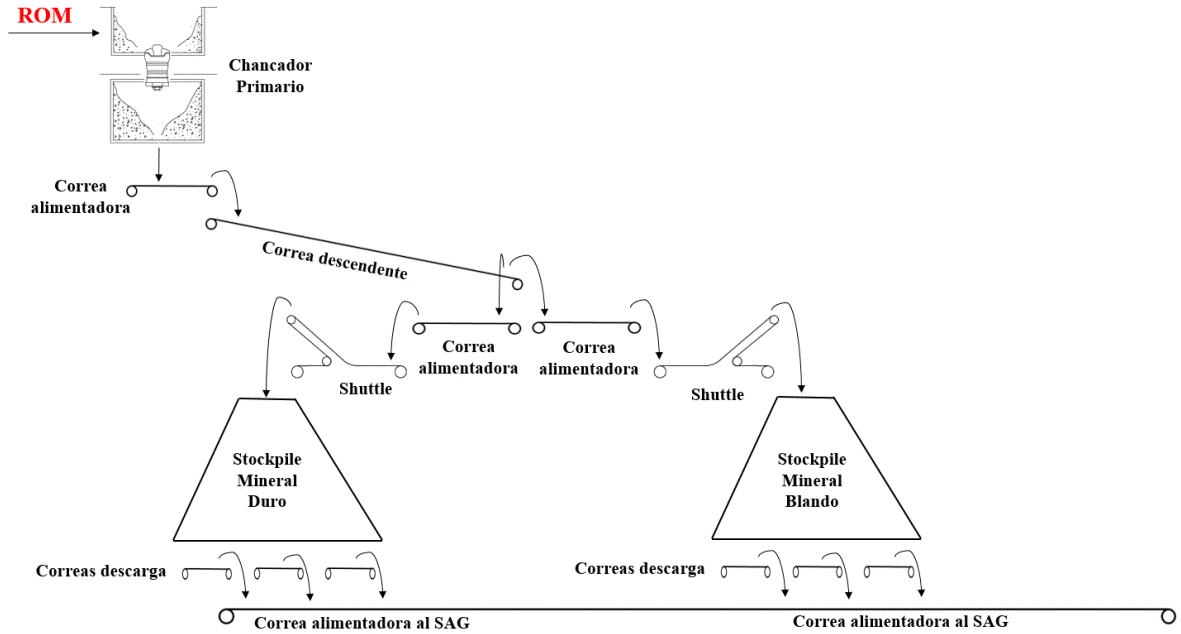


Figura 4-2: Diagrama conceptual del transporte de mineral desde la mina cielo abierto hasta el stockpile para el caso DSM.

La distancia considerada de la correa para el transporte del mineral es de 3.913 metros. La distancia de correa es incrementada en 700 metros más que el caso base, este se debe integrar un nuevo stockpile con su propio sistema de transporte. Estas, al igual que el caso base, llevan el mineral desde el chancador, descienden por la correa principal descendente hasta el punto de descarga del stockpile por su correa de alimentación y finalmente se salen por la bóveda de los stocks hasta el molino SAG.

Para este caso se realiza 16 casos. De los cuales se hace variar la producción del chancador diferenciado en periodos de tratamiento de mineral y la flota de camiones disponible para el transporte de la mina a cielo abierto hasta el chancador o botadero. La definición de cada caso a estudiar es de la siguiente forma:

Tabla 4-2: Casos DSM a simular en DSim Op.

Caso DSM						
Parámetro	Unidad	Mineral	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Caso .1	[tph]	Blando	500	750	4.500	6.000
	[tph]	Duro	2.500	4.250	2.500	3.000
Caso .2	[tph]	Blando	2.500	4.250	2.500	3.000
	[tph]	Duro	500	750	4.500	6.000
Caso .3	[tph]	Blando	1.000	1.500	5.500	7.500

Parámetro	Unidad	Mineral	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Caso .3	[tph]	Duro	2.000	3.500	1.500	1.500
Caso .4	[tph]	Blando	2.000	3.500	1.500	1.500
	[tph]	Duro	1.000	1.500	5.500	7.500

En la Tabla 4-2 se indica los casos que se van a simular en el software DSim Op. La clasificación corresponde a una subdivisión de los 4 casos principales (que varían por el rendimiento del chancador y flota de camiones de igual manera que en el caso base) en otros 4 sub-casos que corresponden a una variación de la cantidad de mineral duro o blando va a ser procesada. Por lo tanto, este va a tener 16 casos a simular ya que son 4 casos principales y 4 sub-casos para cada uno.

4.3. Configuración del software DSim Op

La programación en el software DSim Op se realiza de igual manera para los casos de estudio. Se considera los parámetros de entrada en cada uno de los equipos utilizados. Por esta razón a continuación se detallan cada punto configurado en el programa.

4.3.1. Frentes para la zona de carguío y zona de descarga

En esta primera parte lo que se hace es configurar los datos a usar en cada simulación. Como primer punto se debe indicar cuantos frentes tendrá la zona de carguío, la de chancado y la descarga de mineral que es transportado por los camiones CAEX. La asignación de cuantos frentes debe tener cada zona se ajustó de la siguiente manera:

Tabla 4-3: Asignación de frentes usados para la simulación en DSim Op.

Carguío	1 Frente	Tiempo de estacionamiento [min]	1:00
Chancado	2 Frentes	Tiempo de estacionamiento [min]	0:40
		Tiempo de descarga [min]	0:20
Descarga	2 Frentes	Tiempo de estacionamiento [min]	0:40
		Tiempo de descarga [min]	0:20

Esta asignación se utiliza para todos casos existentes en este estudio, que abarca los casos base y los casos utilizando la gestión de demanda.

4.3.2. Capacidad del chancador para los casos de estudio

4.3.2.1 Capacidad de chancador Caso Base

Para la siguiente fase es necesario configurar la capacidad que debe tener el chancador para cumplir con el plan de producción esperado en la mina. Para el software, se ingresa la capacidad nominal que debe chancar el chancador primario que es distinto para cada caso base a analizar. Por esta razón se hacen 4 configuraciones de rendimientos de chancador, de los cuales se indican a continuación:

Tabla 4-4: Parámetro input para el Caso Base del chancador para la simulación en DSim Op.

Caso	Crusher ID	Rendimiento [tph]	Tiempo entre fallas [horas]	Tiempo de reparación [horas]
Caso 1	Chancador	3.000	720	24
Caso 2	Chancador	5.000	720	24
Caso 3	Chancador	7.000	720	24
Caso 4	Chancador	9.000	720	24

4.3.2.2 Capacidad del chancador Caso DSM

Para el caso del estudio con DSM, se crea un chancador falso¹ que permitirá separar el mineral blando que se procesa con el mineral duro, vale decir, por su característica de dureza. Por lo tanto, para cada caso con una capacidad de procesamiento del chancador especificada, se hace variar la cantidad de mineral dividido por su característica de dureza entre el chancador y el chancador falso, tal como se indica en la siguiente tabla:

Tabla 4-5: Parámetro input para el Caso DSM 1 del chancador para la simulación en DSim Op.

Caso 1	Crusher ID	Rendimiento [tph]	Tiempo entre fallas [horas]	Tiempo de reparación [horas]
Caso 1.1	Chancador	2.500	720	24
	Ch. simulado	500	720	24
Caso 1.2	Chancador	500	720	24
Caso 1.2	Ch. simulado	2.500	720	24
Caso 1.3	Chancador	1.000	720	24
	Ch. simulado	2.000	720	24

¹ Corresponde al mismo chancador, pero se configura para que procese cierta cantidad de mineral blando (se le entrega una característica de procesamiento).

Caso 1	Crusher ID	Rendimiento [tph]	Tiempo entre fallas [horas]	Tiempo de reparación [horas]
Caso 1.4	Chancador	2.000	720	24
	Ch. simulado	1.000	720	24

Tabla 4-6: Parámetro input para el Caso DSM 2 del chancador para la simulación en DSim Op.

Caso 2	Crusher ID	Rendimiento [tph]	Tiempo entre fallas [horas]	Tiempo de reparación [horas]
Caso 2.1	Chancador	750	720	24
	Ch. simulado	4.250	720	24
Caso 2.2	Chancador	4.250	720	24
	Ch. simulado	750	720	24
Caso 2.3	Chancador	1.500	720	24
	Ch. simulado	3.500	720	24
Caso 2.4	Chancador	3.500	720	24
	Ch. simulado	1.500	720	24

Tabla 4-7: Parámetro input para el Caso DSM 3 del chancador para la simulación en DSim Op.

Caso 3	Crusher ID	Rendimiento [tph]	Tiempo entre fallas [horas]	Tiempo de reparación [horas]
Caso 3.1	Chancador	4.500	720	24
	Ch. simulado	2.500	720	24
Caso 3.2	Chancador	2.500	720	24
	Ch. simulado	4.500	720	24
Caso 3.3	Chancador	5.500	720	24
	Ch. simulado	1.500	720	24
Caso 3.4	Chancador	1.500	720	24
	Ch. simulado	5.500	720	24

Tabla 4-8: Parámetro input para el Caso DSM 4 del chancador para la simulación en DSim Op.

Caso 4	Crusher ID	Rendimiento [tph]	Tiempo entre fallas [horas]	Tiempo de reparación [horas]
Caso 4.1	Chancador	6.000	720	24
	Ch. simulado	3.000	720	24
Caso 4.2	Chancador	3.000	720	24
Caso 4.2	Ch. simulado	6.000	720	2
Caso 4.3	Chancador	7.500	720	24
	Ch. simulado	1.500	720	24

Caso 4	Crusher ID	Rendimiento [tph]	Tiempo entre fallas [horas]	Tiempo de reparación [horas]
Caso 4.4	Chancador	1.500	720	24
	Ch. simulado	7.500	720	24

Por lo tanto, cada configuración se indica cuanto mineral blando y mineral duro se va a procesar en la mina, así se logra obtener de la simulación la cantidad de mineral que se logra extraer.

4.3.3. Configuración de palas

Se consideran tres palas funcionando en la simulación. Dos de ellas se van a encargar de extraer mineral en los frentes de carguío y descargar en los camiones CAEX que se dirigen hacia el chancador. La tercera pala se encarga de cargar mineral para los CAEX que se dirigen hacia el botadero. A continuación, se presentan los parámetros usados para la configuración de las palas.

Tabla 4-9: Parámetros para la configuración de las palas en DSim Op.

Pala ID	Tiempo entre fallas [h]	Tiempo de reparación [h]	Tiempo de carga [min]	Carga [ton]
PA1	720	2	0:01:36	280
PA2	720	2	0:01:36	280
PA3	720	2	0:01:36	280

Esta configuración de las palas se mantiene en los casos base y en los casos DSM, esto para poder apreciar de manera más clara una variación en los costos de operación y capital al incluir la gestión de demanda.

4.3.4. Configuración de Camiones CAEX

La cantidad de camiones CAEX asignados para las simulaciones varía según la capacidad que se debe chancar. Esto implica que para cada caso base se usa un número diferente de camiones, por lo tanto, se van a tener cuatro flotas de camiones diferentes en cada caso base a simular. La configuración es como se indica a continuación:

Tabla 4-10: Parámetros para la configuración de los CAEX en DSim OP.

Caso	Rendimiento del chancador [tph]	Destino del CAEX	Flota de CAEX	Tiempo entre fallas [h]	Tiempo de reparación [h]	Posición inicial
Caso 1	3.000	Descarga en chancador	12	720	2	Parking
		Descarga en botadero	6	720	2	Parking 1
Caso 2	5.000	Descarga en chancador	16	720	2	Parking
		Descarga en botadero	8	720	2	Parking 1
Caso 3	7.000	Descarga en chancador	20	720	2	Parking
		Descarga en botadero	10	720	2	Parking 1
Caso 4	9.000	Descarga en chancador	24	720	2	Parking
		Descarga en botadero	12	720	2	Parking 1

La configuración corresponde a la misma cantidad de camiones por frente de carguío. Por esta razón, al presentar dos palas que extraen mineral con destino al chancador va a ser el doble de los CAEX que van a ir al destino botadero.

Además, los camiones CAEX se configuran con la tecnología convencional y con un radio de seguridad de 30 metros. Para las mantenciones o reparaciones de los camiones se crea un destino denominado “Taller” para completar su reparación.

4.3.5. Configuración del día de producción

Se consideran dos turnos al día, turno A y B, de los cuales tienen contemplado un horario de colación diurno, más dos colaciones nocturnas. La configuración se presenta a continuación:

Tabla 4-11: Parámetros de los turnos ingresados para la simulación DSim Op.

Descripción	Cuando inicia	Cuánto dura	Localización	Equipos afectados
Inicio de Turno A	0:00:00	0:30:00	Parking, Parking 1, Taller	CAEX y Palas
Colación A	6:00:00	1:00:00	Restaurant	CAEX
Inicio de Turno B	12:00:00	0:20:00	Parking, Parking 1, Taller	CAEX y Palas
Colación B1	18:00:00	0:30:00	En ruta	CAEX
Colación B2	21:00:00	0:30:00	En ruta	CAEX

5. METODOLOGÍA

En este capítulo contempla la secuencia que se va a realizar para la simulación de los casos de estudio, de los cuales se va a considerar una cantidad de réplicas por simulación validadas, la simulación por casos, de los cuales en total son 20 y un análisis final de los costos relacionados al CAPEX y OPEX del transporte del mineral desde la mina cielo abierto hasta el stockpile que alimenta al molino SAG.

5.1. Validación de la simulación

Para validar las simulaciones de los casos, es necesario saber cuántas replicas permiten cumplir con una varianza mínima en la simulación. Para esto, se evalúa mediante varias simulaciones del caso DSM incrementando las réplicas para poder encontrar la tendencia a una varianza mínima.

Para el estudio se hicieron 5 simulaciones por una cantidad de réplicas fijas. Esta cantidad se varió desde 10 réplicas a 70 para ver la tendencia de la varianza de los resultados y poder encontrar una estabilidad en los resultados a un cierto número de réplicas.

5.2. Simulación de los casos de estudio

La metodología de desarrollo del estudio se divide en diversas etapas. En primer lugar, se simula el caso base de una mina a cielo abierto con la configuración convencional para transportar mineral desde la mina cielo abierto hasta los stockpile. Para esto se realizan cuatro casos simulados que son variados por la capacidad del chancador. En segundo lugar, se realiza la simulación de los cuatro casos correspondientes al caso con gestión de demanda, en donde se hace variar la capacidad del chancador, además de la variación de mineral duro y mineral blando que se generan. Por lo tanto, se obtienen 16 casos DSM a simular.

Los resultados esperados de las simulaciones son el tonelaje transportado y la distancia recorrida por los CAEX durante el mes de producción. A partir de estos valores se inicia la estimación de costos en el transporte de mineral de mina a cielo abierto al stockpile alimentador al molino SAG.

5.3. Análisis de costos de las simulaciones

En esta sección se entregan los resultados de la simulación de 1 mes de producción, en la cual considera el transporte del mineral desde la mina a cielo por las palas cables a los camiones CAEX y posterior traslado a los chancadores. Posterior a la etapa anterior, inicia con el transporte por correa en función de los valores referenciales de las industrias mineras. Esta contempla la longitud estándar de correa para transporte, costos y tipos de correa para cada fase que circula el mineral hasta la llegada al stockpile.

5.3.1. Información extraída de la simulación en DSim Op

La información relevante que se extrae de esta parte es la distancia (en kilómetros) recorrida y el tonelaje transportado por los camiones CAEX en cada uno de los casos. Además del procesamiento del chancador. El cual es usado posteriormente para el transporte de la correa hasta el stockpile.

En esta parte se entregan los valores base para el análisis de los costos de operación de la mina. Estos van a permitir tener un valor estimado de los costos y hacer posible la comparación de OPEX y CAPEX del caso base con el caso DSM para cada una de sus secciones, ya que permitirá dimensional el tamaño de los stockpile a usar y las correas que permitan ajustar el transporte.

5.3.2. Análisis de los costos

A partir de los resultados obtenidos en los costos operacionales y capitales, se compara los costos obtenidos de manera porcentual para el caso base y caso DSM de cada uno de los equipos e infraestructuras usadas para el transporte del mineral. Estas se van a dividir en cuatro grupos:

- Camiones CAEX y Palas cable.
- Chancador.
- Correas de transporte.
- Stockpile.

Al hacer esta comparación permite estimar que grupo de equipos de carga y transporte son los que más pueden hacer cambiar los valores de OPEX y CAPEX.

5.4. Discusión de los casos estudiados

En esta sección se realiza una comparación de los costos obtenidos para la operación de la mina y la inversión necesaria para hacer posible el transporte de mineral hasta la planta. A partir de esta base, se busca decidir si el caso DSM es una mejor opción que el caso base, correspondiente una simulación de transporte convencional.

6. RESULTADOS

En el presente capítulo se entregan los resultados obtenidos de la validación de las réplicas a utilizar, las simulaciones en el software DSIm Op configuradas para cada uno de los casos y un análisis de sensibilidad de los costos capitales y operacionales de los equipos utilizados en el sistema de transporte de mineral desde la mina a cielo abierto hasta el molino SAG.

El modelo utilizado para las simulaciones corresponde al siguiente:

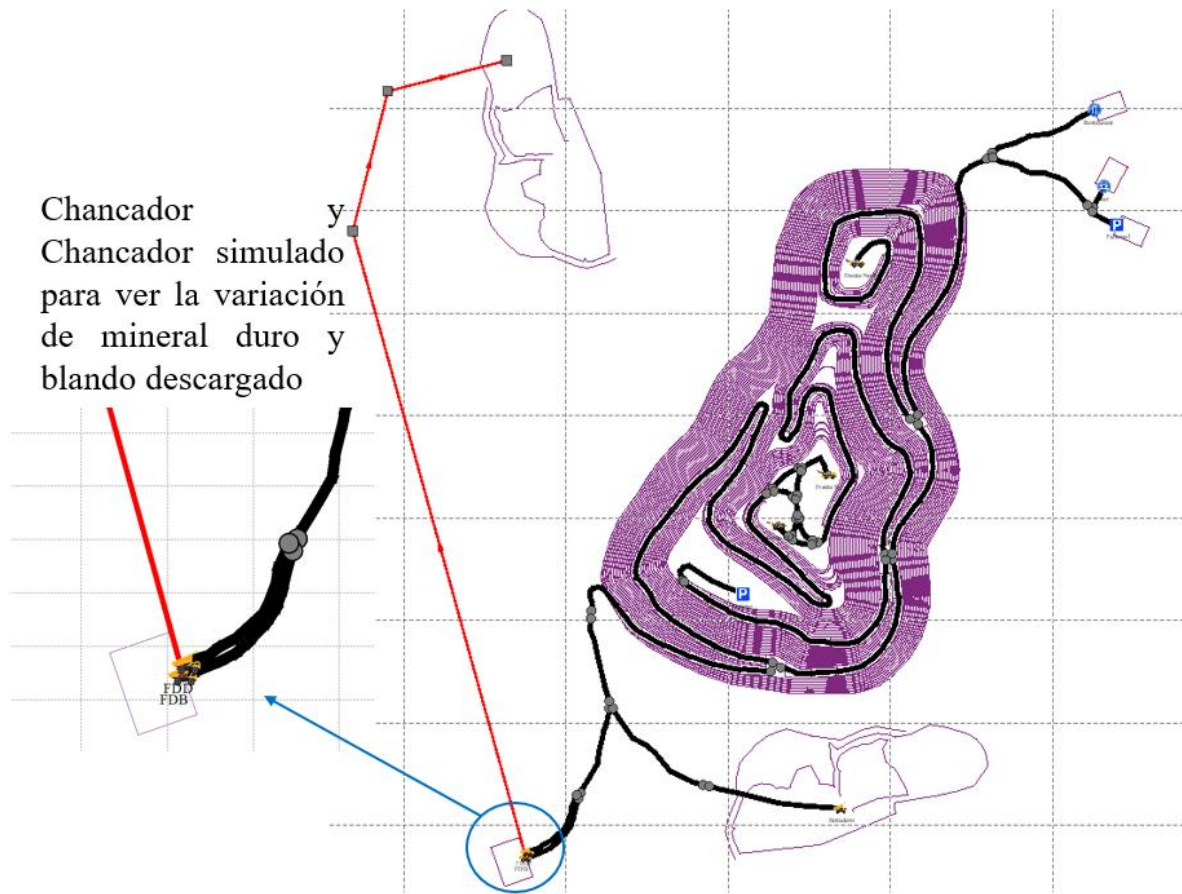


Figura 6-1: Modelo usado en las simulaciones en DSIm Op para caso base y caso DSM, donde el chancador simulado no se activa en el caso base.

La diferencia visual entre el caso Base y caso DSM de la figura es la llegada de mineral hasta el chancador, donde el caso Base no presenta el chancador simulado.

6.1. Validación de las simulaciones

Para esta parte de los resultados, se configura uno de los casos de estudio, este es el caso base 1 con una capacidad del chancador de 3.000 [tph]. Posterior a ello, se realiza la simulación variando la cantidad de réplicas por cada una de las simulaciones hasta obtener una curva que va a indicar una tendencia a una varianza mínima.

Los valores que van a ser validados corresponden a la distancia recorrida por los camiones CAEX y el tonelaje transportado y procesado por el chancador.

6.1.1. Cantidad de réplicas para la distancia recorrida por los CAEX

Se realiza 5 simulaciones para cada cantidad de réplicas consideradas. El valor de la distancia recorrida en kilómetros por los camiones CAEX en cada una de las simulaciones está dado por la Figura 6-2:

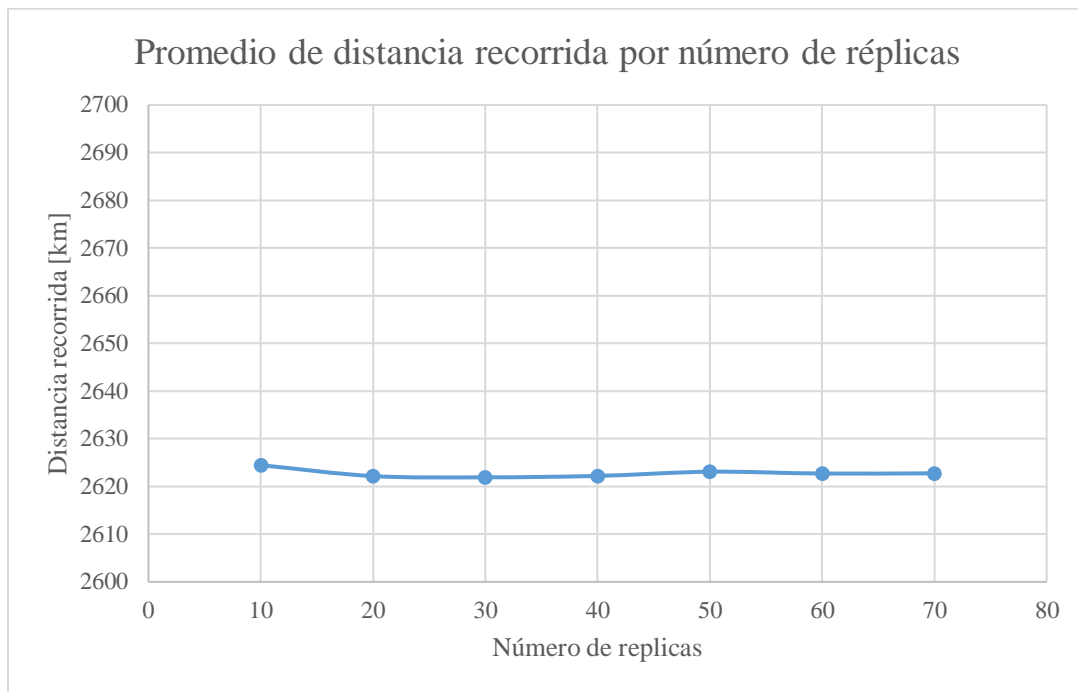


Figura 6-2: Promedio de la distancia recorrida en las simulaciones a diferente número de réplicas en DSim Op.

Por lo tanto, la varianza obtenida en cada una de las simulaciones a diferentes réplicas es la siguiente:

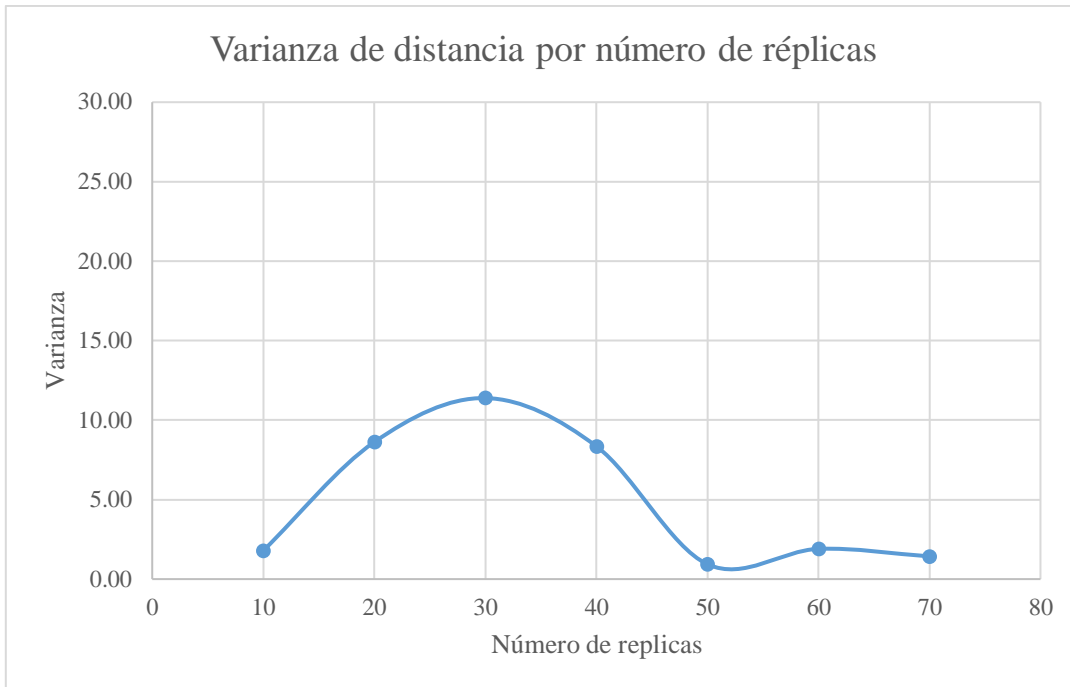


Figura 6-3: Varianza de la distancia recorrida en las simulaciones a diferente número de réplicas en DSim Op.

Tal como se observa en la Figura 6-3, se tiene que el valor mínimo de la varianza comienza desde la réplica 50 en adelante para la distancia recorrida de los camiones CAEX. Por lo tanto, este número de réplicas será considerado para la simulación de distancia recorrida.

6.1.2. Cantidad de réplicas para el tonelaje por los CAEX

Se realiza 5 simulaciones para cada cantidad de réplicas consideradas. El valor del tonelaje transportado por los camiones CAEX en cada una de las simulaciones está dado por la Figura 6-4:

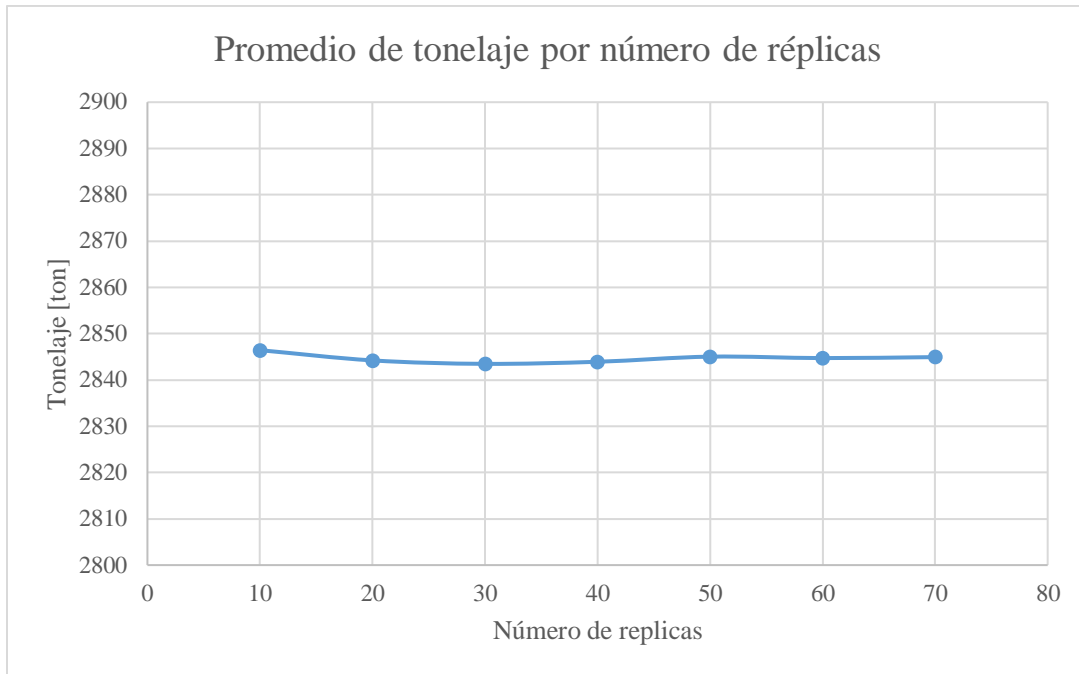


Figura 6-4: Promedio del tonelaje transportado por CAEX en las simulaciones a diferente número de réplicas en DSim Op.

Por lo tanto, la varianza obtenida en cada una de las simulaciones con diferentes réplicas es la siguiente:

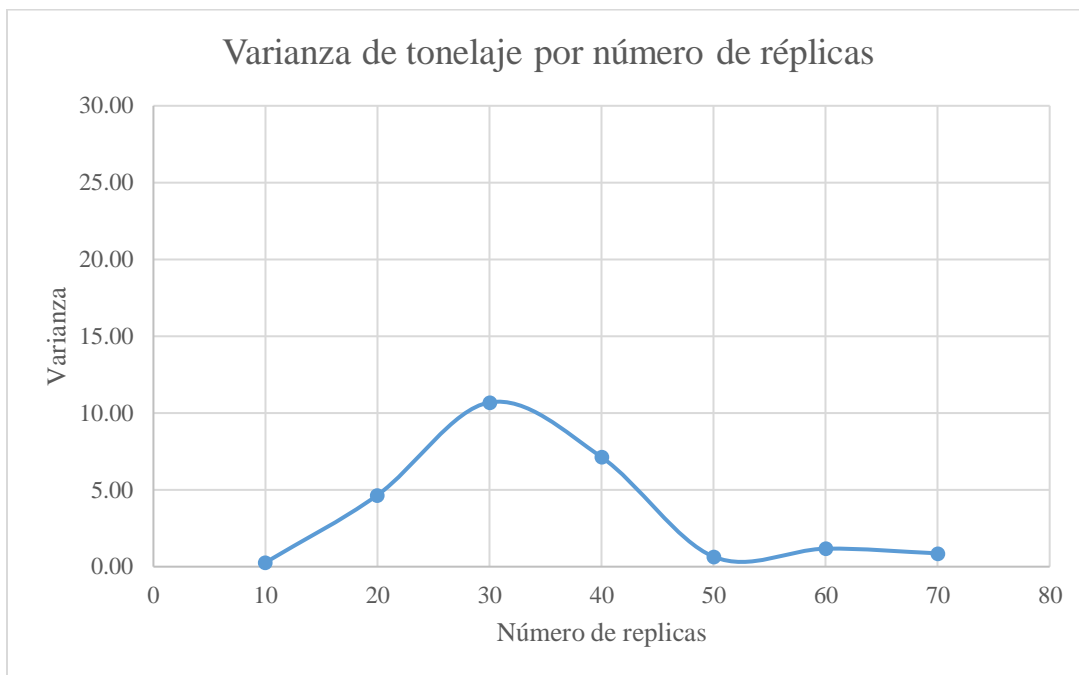


Figura 6-5: Varianza del tonelaje transportado por CAEX en las simulaciones a diferente número de réplicas en DSim Op.

Tal como se observa en la Figura 6-5, se tiene que el valor mínimo de la varianza comienza desde la réplica 50 en adelante, de igual manera que la distancia recorrida de los camiones CAEX. Por lo tanto, se realizan simulaciones con 50 réplicas para todos los casos a estudiar.

6.2. Resultados de la simulación de los casos de estudio

Los resultados obtenidos de la simulación en el software DSim Op para cada uno de los casos a estudiar se presentan en esta sección. Estos se conforman de la distancia que recorren los CAEX, lo que procesa el chancador de manera nominal y las distancias que recorre el mineral en la correa.

6.2.1. Resultados del Caso Base

Como se observa en la Tabla 6-1, hay un incremento de la distancia recorridas por los CAEX en los distintos casos. Esto se debe al aumento del procesamiento del mineral del chancador, por lo tanto, se realizan más ciclos de transporte para cumplir con el plan de producción. Además, se procesa una mayor cantidad de mineral a medida que se avanza hacia la derecha en los casos, el stockpile debe ser de mayor volumen. Los stockpile dimensionados presentan una carga viva de 12 h². La distancia que transporta las correas no se modifica, pero se requiere un mayor análisis en las propiedades de las correas al cambiar ritmos de producción, como por ejemplo en la potencia, ancho y velocidad.

Tabla 6-1: Resultados obtenidos de la simulación y dimensiones usados para correas y stockpile para el Caso Base.

Datos	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Distancia recorrida por CAEX a chancador	[km/mes]	2.562,3	4.114,9	5.676,8	7.225,8
CAEX a Chancador	#	12	16	20	24
Procesamiento del chancador nominal	[tph]	3.000	5.000	7.000	9.000
Alimentador de correa	[m]	13	13	13	13
Correa principal	[m]	2.500	2.500	2.500	2.500
Correa alimentadora del Shuttle	[m]	227	227	227	227

² Los dimensionamientos de los stockpiles se pueden ver en el Capítulo 11.1 de Anexos.

Datos	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Shuttle	[m]	63	63	63	63
Correa de descarga al Stockpile	[m]	47	47	47	47
Stockpile	[m ³]	82.673,3	137.788,9	192.904,4	248.010,0
Correa de salida de boveda del stockpile	[m]	113	113	113	113
Correa alimentadora al Molino SAG	[m]	250	250	250	250
Distancia recorrida por CAEX a botadero	[km/mes]	2.110,5	2.814,3	3.509,2	4.168,7
CAEX a Botadero	#	6	8	10	12
Palas	#	3	3	3	3

6.2.2. Resultados del Caso 1 DSM (3.000 tph)

Para los 4 sub-casos se utiliza un chancador con capacidad para 3.000 tph y se implementa la gestión de demanda. Por esta razón, va a existir periodos donde será alimentado por mineral de alta dureza y otros con mineral de dureza menor. Esto va a ser posible bajo la suposición que existe un plan minero para la extracción de mineral diferenciado por esta característica.

La distancia recorrida por el mineral, que es transportada por las correas, se incrementa en 700 metros en comparación con el caso base, para incorporar la nueva ruta asignada para la descarga del mineral diferenciado por dureza en los stockpile y posterior traslado al molino SAG.

Como se observa en la Tabla 6-2 se tiene un incremento de 100 km entre los casos 1.3 y el caso 1.4 con los casos 1.1 y 1.2. Esto se debe porque es necesario realizar ciclos de viaje más largos para cumplir con la capacidad del mineral diferenciado.

Tabla 6-2: Resultados obtenidos de la simulación y dimensiones usados para correas y stockpile para el Caso 1 DSM.

Datos	Unidad	Caso 1.1	Caso 1.2	Caso 1.3	Caso 1.4
Distancia recorrida por CAEX a chancador	[km/mes]	2.407,8	2.422,1	2.525,6	2.531,4
CAEX a Chancador	#	12	12	12	12

Datos	Unidad	Caso 1.1	Caso 1.2	Caso 1.3	Caso 1.4
Procesamiento del chancador nominal	[tph]	3.000	3.000	3.000	3.000
Alimentador de correa	[m]	13	13	13	13
Correas transporte	[m]	2.500	2.500	2.500	2.500
Correa alimentadora del Shuttle	[m]	454	454	454	454
Shuttle	[m]	126	126	126	126
Correa de descarga al Stockpile	[m]	94	94	94	94
Stockpile MB	[m ³]	13.778,9	68.894,4	27.557,8	55.115,6
Stockpile MD	[m ³]	68.894,4	13.778,9	55.115,6	27.557,8
Correa de salida de boveda del stockpile	[m]	226	226	226	226
Correa alimentadora al Molino SAG	[m]	500	500	500	500
Distancia recorrida por CAEX a botadero	[km/mes]	2.134,2	2.125,9	2.129,5	2.132,5
CAEX a Botadero	#	6	6	6	6
Palas	#	3	3	3	3

6.2.3. Resultados del Caso 2 DSM (5.000 tph)

Para los 4 sub-casos se utiliza un chancador con capacidad para 5.000 tph y se implementa la gestión de demanda. Por esta razón, va a existir periodos donde será alimentado por mineral de alta dureza y otros con mineral de dureza menor. Esto va a ser posible bajo la suposición que existe un plan minero para la extracción de mineral diferenciado por esta característica.

La distancia recorrida por el mineral, que es transportada por las correas, se incrementa en 700 metros en comparación con el caso base, para incorporar la nueva ruta asignada para la descarga del mineral diferenciado por dureza en los stockpile y posterior traslado al molino SAG.

Como se observa en la Tabla 6-3 se tiene un incremento de 600 km entre los casos 1.3 y el caso 1.4 con los casos 1.1 y 1.2. Esto se debe porque es necesario realizar ciclos de viaje más largos para cumplir con la capacidad del mineral diferenciado.

Tabla 6-3: Resultados obtenidos de la simulación y dimensiones usados para correas y stockpile para el Caso 2 DSM.

Datos	Unidad	Caso 2.1	Caso 2.2	Caso 2.3	Caso 2.4
Distancia recorrida por CAEX a chancador	[km/mes]	3.306,5	3.323,3	3.990,9	3.960,2
CAEX a Chancador	#	16	16	16	16
Procesamiento del chancador nominal	[tph]	5.000	5.000	5.000	5.000
Alimentador de correa	[m]	13	13	13	13
Correas transporte	[m]	2.500	2.500	2.500	2.500
Correa alimentadora del Shuttle	[m]	454	454	454	454
Shuttle	[m]	126	126	126	126
Correa de descarga al Stockpile	[m]	94	94	94	94
Stockpile MB	[m ³]	20.668,3	117.120,5	41.336,7	96.452,2
Stockpile MD	[m ³]	117.120,5	20.668,3	96.452,2	41.336,7
Correa de salida de boveda del stockpile	[m]	226	226	226	226
Correa alimentadora al Molino SAG	[m]	500	500	500	500
Distancia recorrida por CAEX a botadero	[km/mes]	2.840,6	2.858,4	2.860,0	2.832,9
CAEX a Botadero	#	8	8	8	8
Palas	#	3	3	3	3

6.2.4. Resultados del Caso 3 DSM (7.000 tph)

Para los 4 sub-casos se utiliza un chancador con capacidad para 7.000 tph y se implementa la gestión de demanda. Por esta razón, va a existir periodos donde será alimentado por mineral de alta dureza y otros con mineral de dureza menor. Esto va a ser posible bajo la suposición que existe un plan minero para la extracción de mineral diferenciado por esta característica.

La distancia recorrida por el mineral, que es transportada por las correas, se incrementa en 700 metros en comparación con el caso base, para incorporar la nueva ruta asignada para la descarga del mineral diferenciado por dureza en los stockpile y posterior traslado al molino SAG.

Como se observa en la Tabla 6-4 se tiene un incremento de 800 km entre los casos 1.1 y el caso 1.2 con los casos 1.3 y 1.4. Esto se debe porque es necesario realizar ciclos de viaje más largos para cumplir con la capacidad del mineral diferenciado.

Tabla 6-4: Resultados obtenidos de la simulación y dimensiones usados para correas y stockpile para el Caso 3 DSM.

Datos	Unidad	Caso 3.1	Caso 3.2	Caso 3.3	Caso 3.4
Distancia recorrida por CAEX a chancador	[km/mes]	5.488,7	5.479,0	4.687,3	4.650,7
CAEX a Chancador	#	20	20	20	20
Procesamiento del chancador nominal	[tph]	7.000	7.000	7.000	7.000
Alimentador de correa	[m]	13	13	13	13
Correas transporte	[m]	2.500	2.500	2.500	2.500
Correa alimentadora del Shuttle	[m]	454	454	454	454
Shuttle	[m]	126	126	126	126
Correa de descarga al Stockpile	[m]	94	94	94	94
Stockpile MB	[m ³]	124.010	68.894.4	151.567.8	41.336.7
Stockpile MD	[m ³]	68894.44	124009.99	41336.66	151567.76
Correa de salida de bóveda del stockpile	[m]	226	226	226	226
Correa alimentadora al Molino SAG	[m]	500	500	500	500
Distancia recorrida por CAEX a botadero	[km/mes]	2.840.6	2.858.4	2.860,0	2.832.9
CAEX a Botadero	#	10	10	10	10
Palas	#	3	3	3	3

6.2.5. Resultados del Caso 4 DSM (9000 tph)

Para los 4 sub-casos se utiliza un chancador con capacidad para 9.000 tph y se implementa la gestión de demanda. Por esta razón, va a existir periodos donde será alimentado por mineral de alta dureza y otros con mineral de dureza menor. Esto va a ser posible bajo la suposición que existe un plan minero para la extracción de mineral diferenciado por esta característica.

La distancia recorrida por el mineral, que es transportada por las correas, se incrementa en 700 metros en comparación con el caso base, para incorporar la nueva ruta asignada para la descarga del mineral diferenciado por dureza en los stockpile y posterior traslado al molino SAG.

Como se observa en la Tabla 6-5 se tiene un incremento de 1.200 km entre los casos 1.1 y el caso 1.2 con los casos 1.3 y 1.4. Esto se debe porque es necesario realizar más ciclos de viaje para cumplir con la capacidad del mineral diferenciado.

Tabla 6-5: Resultados obtenidos de la simulación y dimensiones usados para correas y stockpile para el Caso 4 DSM.

Datos	Unidad	Caso 4.1	Caso 4.2	Caso 4.3	Caso 4.4
Distancia recorrida por CAEX a chancador	[km/mes]	6.578,1	6.578,0	5.320,7	5.318,4
CAEX a Chancador	#	24	24	24	24
Procesamiento del chancador nominal	[tph]	9.000	9.000	9.000	9.000
Alimentador de correa	[m]	13	13	13	13
Correas transporte	[m]	2.500	2.500	2.500	2.500
Correa alimentadora del Shuttle	[m]	454	454	454	454
Shuttle	[m]	126	126	126	126
Correa de descarga al Stockpile	[m]	94	94	94	94
Stockpile MB	[m ³]	165.346,7	82.673,3	206.683,3	41.336,7
Stockpile MD	[m ³]	82.673,3	165.346,7	41.336,7	206.683,3
Correa de salida de bóveda del stockpile	[m]	226	226	226	226
Correa alimentadora al Molino SAG	[m]	500	500	500	500
Distancia recorrida por CAEX a botadero	[km/mes]	4.217,1	4.212,5	4.204,2	4.203,7
CAEX a Botadero	#	12	12	12	12
Palas	#	3	3	3	3

6.3. Análisis de costos de las simulaciones

6.3.1. Costos Caso Base

En la Tabla 6-6 se presentan los costos de un mes de operación para cada uno de los casos, en la cual mientras mayor es el procesamiento de mineral, mayor va a ser los costos relacionados al chancador. Además, como aumenta la flota de camiones para cumplir con el plan de producción, esto genera que aumenten los costos operacionales. Para el caso de las correas y stockpile, la mantención o reparación de equipos se hace una vez al mes por lo que son costos invariantes al momento de cumplir un rendimiento.

Tabla 6-6: Costos operacionales para el Caso Base.

OPEX	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 1,15	\$ 2,46	\$ 4,24	\$ 6,48
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 0,86	\$ 1,44	\$ 2,02	\$ 2,59
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correas transporte	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Stockpile	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 0,47	\$ 0,84	\$ 1,31	\$ 1,87
Palas cable	[MUSD]	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30
Total	[MUSD]	\$ 3,79	\$ 6,05	\$ 8,88	\$12,25

Para el caso del CAPEX del caso base, se tiene una variación en los costos de los CAEX debido al aumento de la flota de camiones, un aumento en el procesamiento del chancador, por lo que es necesario un chancador de un rendimiento mayor o agregar un segundo chancador en caso de ser necesario para los casos 3 y 4, y para el dimensionamiento del stockpile es necesario más volumen de mineral para mantener una carga viva de 12 horas, por lo tanto, el diseño es de un mayor costo.

Tabla 6-7: Costos capitales para el Caso Base.

CAPEX	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 48,00	\$ 64,00	\$ 80,00	\$ 96,00
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 7,74	\$ 12,90	\$ 18,06	\$ 23,22
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43
Correas transporte	[MUSD]	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 1,32	\$ 1,32	\$ 1,32	\$ 1,32
Shuttle	[MUSD]	\$ 0,64	\$ 0,64	\$ 0,64	\$ 0,64
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,26	\$ 0,26	\$ 0,26	\$ 0,26
Stockpile	[MUSD]	\$ 14,75	\$ 24,58	\$ 34,41	\$ 44,25
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 0,51	\$ 0,51	\$ 0,51	\$ 0,51
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 24,00	\$ 32,00	\$ 40,00	\$ 48,00
Palas cable	[MUSD]	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50
Total	[MUSD]	\$ 216,85	\$ 255,84	\$ 294,83	\$ 333,82

6.3.2. Costos Caso DSM 1 (3.000 tph)

En los casos donde se realiza la gestión de demanda, que se hace la diferenciación de mineral por su dureza, se tiene que los casos de extraer 500 tph de mineral duro y 2.500 tph de mineral blando y viceversa (Caso 1.1 y caso 1.2) el costo son un 2% menor que para los casos 1.3 y 1.4. Esta variación se debe principalmente a las rutas que deben hacer los CAEX para cumplir con la cantidad de mineral que se debe procesar. Los CAEX deben seguir la ruta especificada por el plan, y así cumplir con la producción, por lo tanto, al ajustar el trayecto para cumplir con la tasa de productividad de mineral de dureza diferenciada, se debe tomar en cuenta la distancia recorrida por los camiones, ya que esto genera una variación en los costos operacionales.

Tabla 6-8: Costos operacionales del Caso DSM 1 (3.000 tph).

OPEX	Unidad	Caso 1.1	Caso 1.2	Caso 1.3	Caso 1.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 1,08	\$ 1,09	\$ 1,13	\$ 1,13
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 0,86	\$ 0,86	\$ 0,86	\$ 0,86

OPEX	Unidad	Caso 1.1	Caso 1.2	Caso 1.3	Caso 1.4
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correas transporte	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 0,48	\$ 0,48	\$ 0,48	\$ 0,48
Palas cable	[MUSD]	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30
Total	[MUSD]	\$ 3,85	\$ 3,85	\$ 3,90	\$ 3,90

En el caso del CAPEX, se tiene la misma flota de camiones, distancia de la correa y un costo estimado del stockpile para cada tipo de mineral, y solo se hace un ajuste en el plan de extracción de mineral para cumplir con la capacidad de mineral duro y mineral blando, no genera cambios en los costos capitales en los casos que se aplica la gestión de demanda para 3.000 tph.

Tabla 6-9: Costos capitales del Caso DSM 1 (3.000 tph).

CAPEX	Unidad	Caso 1.1	Caso 1.2	Caso 1.3	Caso 1.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 48,00	\$ 48,00	\$ 48,00	\$ 48,00
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 7,74	\$ 7,74	\$ 7,74	\$ 7,74
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43
Correas transporte	[MUSD]	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64
Shuttle	[MUSD]	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 2,46	\$ 12,29	\$ 4,92	\$ 9,83
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 12,29	\$ 2,46	\$ 9,83	\$ 4,92
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 24,00	\$ 24,00	\$ 24,00	\$ 24,00

CAPEX	Unidad	Caso 1.1	Caso 1.2	Caso 1.3	Caso 1.4
Palas cable	[MUSD]	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50
Total	[MUSD]	\$ 220,10	\$ 220,10	\$ 220,10	\$ 220,10

6.3.3. Costos Caso DSM 2 (5.000 tph)

En los casos donde se realiza la gestión de demanda, que se hace la diferenciación de mineral por su dureza, se tiene que los casos de extraer 750 tph de mineral duro y 4.250 tph de mineral blando y viceversa (Caso 2.1 y caso 2.2) el costo son un 7% menor que para los casos 2.3 y 2.4. Esta variación se debe principalmente a las rutas que deben hacer los CAEX para cumplir con la cantidad de mineral que se debe procesar. Los CAEX deben seguir la ruta especificada por el plan, y así cumplir con la producción, por lo tanto, al ajustar el trayecto para cumplir con la tasa de productividad de mineral de dureza diferenciada, se debe tomar en cuenta la distancia recorrida por los camiones, ya que esto genera una variación en los costos operacionales.

Tabla 6-10: Costos operacionales del caso DSM 2 (5.000 tph).

OPEX	Unidad	Caso 2.1	Caso 2.2	Caso 2.3	Caso 2.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 1,98	\$ 1,99	\$ 2,38	\$ 2,37
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 1,44	\$ 1,44	\$ 1,44	\$ 1,44
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correas transporte	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 0,85	\$ 0,85	\$ 0,85	\$ 0,85
Palas cable	[MUSD]	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30
Total	[MUSD]	\$ 5,69	\$ 5,70	\$ 6,10	\$ 6,08

En el caso del CAPEX, se tiene la misma flota de camiones, distancia de la correa y un costo estimado del stockpile para cada tipo de mineral, y solo se hace un ajuste en el plan de

extracción de mineral para cumplir con la capacidad de mineral duro y mineral blando, no genera cambios en los costos capitales en los casos que se aplica la gestión de demanda para 5.000 tph.

Tabla 6-11: Costos capitales del Caso DSM 2 (5.000 tph).

CAPEX	Unidad	Caso 2.1	Caso 2.2	Caso 2.3	Caso 2.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 64,00	\$ 64,00	\$ 64,00	\$ 64,00
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 12,90	\$ 12,90	\$ 12,90	\$ 12,90
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43
Correas transporte	[MUSD]	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64
Shuttle	[MUSD]	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 3,69	\$ 20,89	\$ 7,37	\$ 17,21
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 20,89	\$ 3,69	\$ 17,21	\$ 7,37
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 32,00	\$ 32,00	\$ 32,00	\$ 32,00
Palas cable	[MUSD]	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50
Total	[MUSD]	\$ 259,09	\$ 259,09	\$259,09	\$259,09

6.3.4. Costos Caso DSM 3 (7.000 tph)

En los casos donde se realiza la gestión de demanda, que se hace la diferenciación de mineral por su dureza, se tiene que los casos de extraer 1.500 tph de mineral duro y 5.500 tph de mineral blando y viceversa (Caso 3.4 y caso 3.3) el costo son un 15% menor que para los casos 3.1 y 3.2. Esta variación se debe principalmente a las rutas que deben hacer los CAEX para cumplir con la cantidad de mineral que se debe procesar Los CAEX deben seguir la ruta especificada por el plan, y así cumplir con la producción, por lo tanto, al ajustar el trayecto para cumplir con la tasa de productividad de mineral de dureza diferenciada, se debe tomar en cuenta la distancia recorrida por los camiones, ya que esto genera una variación en los costos operacionales.

Tabla 6-12: Costos operacionales del caso DSM 3 (7.000 tph).

OPEX	Unidad	Caso 3.1	Caso 3.2	Caso 3.3	Caso 3.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 4,10	\$ 4,09	\$ 3,50	\$ 3,47
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 2,02	\$ 2,02	\$ 2,02	\$ 2,02
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correas transporte	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 1,06	\$ 1,07	\$ 1,07	\$ 1,06
Palas cable	[MUSD]	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30
Total	[MUSD]	\$ 8,60	\$ 8,60	\$ 8,01	\$ 7,97

En el caso del CAPEX, se tiene la misma flota de camiones, distancia de la correa y un costo estimado del stockpile para cada tipo de mineral, y solo se hace un ajuste en el plan de extracción de mineral para cumplir con la capacidad de mineral duro y mineral blando, no genera cambios en los costos capitales en los casos que se aplica la gestión de demanda para 7.000 tph.

Tabla 6-13: Costos capitales del Caso DSM 3 (7.000 tph).

CAPEX	Unidad	Caso 3.1	Caso 3.2	Caso 3.3	Caso 3.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 80,00	\$ 80,00	\$ 80,00	\$ 80,00
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 18,06	\$ 18,06	\$ 18,06	\$ 18,06
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43
Correas transporte	[MUSD]	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64
Shuttle	[MUSD]	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 22,12	\$ 12,29	\$ 27,04	\$ 7,37
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 12,29	\$ 22,12	\$ 7,37	\$ 27,04

CAPEX	Unidad	Caso 3.1	Caso 3.2	Caso 3.3	Caso 3.4
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 40,00	\$ 40,00	\$ 40,00	\$ 40,00
Palas cable	[MUSD]	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50
Total	[MUSD]	\$ 298,08	\$ 298,08	\$ 298,08	\$ 298,08

6.3.5. Costos Caso DSM 4 (9.000 tph)

En los casos donde se realiza la gestión de demanda, que se hace la diferenciación de mineral por su dureza, se tiene que los casos de extraer 1.500 tph de mineral duro y 7.500 tph de mineral blando y viceversa (Caso 4.4 y Caso 4.3 respectivamente) el costo son un 19% menor que para los casos 3.1 y 3.2. Esta variación se debe principalmente a las rutas que deben hacer los CAEX para cumplir con la cantidad de mineral que se debe procesar. Los CAEX deben seguir la ruta especificada por el plan, y así cumplir con la producción, por lo tanto, al ajustar el trayecto para cumplir con la tasa de productividad de mineral de dureza diferenciada, se debe tomar en cuenta la distancia recorrida por los camiones, ya que esto genera una variación en los costos operacionales.

Tabla 6-14: Costos operacionales del caso DSM 4 (9.000 tph).

OPEX	Unidad	Caso 4.1	Caso 4.2	Caso 4.3	Caso 4.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 5,90	\$ 5,90	\$ 4,77	\$ 4,77
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 2,59	\$ 2,59	\$ 2,59	\$ 2,59
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correas transporte	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Shuttle	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12	\$ 0,12
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13	\$ 0,13
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 1,89	\$ 1,89	\$ 1,88	\$ 1,88

OPEX	Unidad	Caso 4.1	Caso 4.2	Caso 4.3	Caso 4.4
Palas cable	[MUSD]	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30	\$ 0,30
Total	[MUSD]	\$11,80	\$11,80	\$ 10,67	\$ 10,67

En el caso del CAPEX, se tiene la misma flota de camiones, distancia de la correa y un costo estimado del stockpile para cada tipo de mineral, y solo se hace un ajuste en el plan de extracción de mineral para cumplir con la capacidad de mineral duro y mineral blando, no genera cambios en los costos capitales en los casos que se aplica la gestión de demanda para 9.000 tph.

Tabla 6-15: Costos capitales del Caso DSM 4 (9.000 tph).

CAPEX	Unidad	Caso 4.1	Caso 4.2	Caso 4.3	Caso 4.4
Camiones CAEX	[MUSD]	\$ 96,00	\$ 96,00	\$ 96,00	\$ 96,00
Procesamiento del chancador nominal	[MUSD]	\$ 23,22	\$ 23,22	\$ 23,22	\$ 23,22
Alimentador de correa	[MUSD]	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43	\$ 0,43
Correas transporte	[MUSD]	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19	\$ 60,19
Correa alimentadora del Shuttle	[MUSD]	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64	\$ 2,64
Shuttle	[MUSD]	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27	\$ 1,27
Correa de descarga al Stockpile	[MUSD]	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52	\$ 0,52
Stockpile MB	[MUSD]	\$ 29,50	\$ 14,75	\$ 36,87	\$ 7,37
Stockpile MD	[MUSD]	\$ 14,75	\$ 29,50	\$ 7,37	\$ 36,87
Correa de salida de bóveda del stockpile	[MUSD]	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02	\$ 1,02
Correa alimentadora al Molino SAG	[MUSD]	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04	\$ 1,04
Camiones Botadero	[MUSD]	\$ 48,00	\$ 48,00	\$ 48,00	\$ 48,00
Palas cable	[MUSD]	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50	\$ 58,50
Total	[MUSD]	\$ 337,07	\$ 337,07	\$ 337,07	\$ 337,07

6.4. Comparación de los costos operativos y capitales

A partir de los costos operacionales y capitales expuestos en las tablas anteriores, se realiza una comparación entre el Caso Base con el Caso DSM promedio de los equipos e infraestructuras necesarias para el transporte de mineral hasta el molino SAG. Para esto, se separa en cuatro grupos separados por etapa de transporte que se indican a continuación:

- Camiones CAEX y Pala Cable.
- Correas de transporte.
- Chancador.
- Stockpile.

6.4.1. Comparación del OPEX de los casos

Para el caso de 3.000 tph de la Figura 6-6, el 51% de los costos operacionales corresponden a los camiones CAEX y la pala cable en operación, que es cercano al 48% del caso DSM. Estos dos equipos en la operación corresponden a los que genera mayor parte de los costos. Para el caso de la correa y chancador corresponden al 23% cada uno en ambos casos. Por último, para el stockpile, se tiene que el costo operacional varía de un 3% del caso base a un 6% para el caso DSM, esto ocurre por el uso de dos stockpiles por la diferenciación por la dureza del mineral.

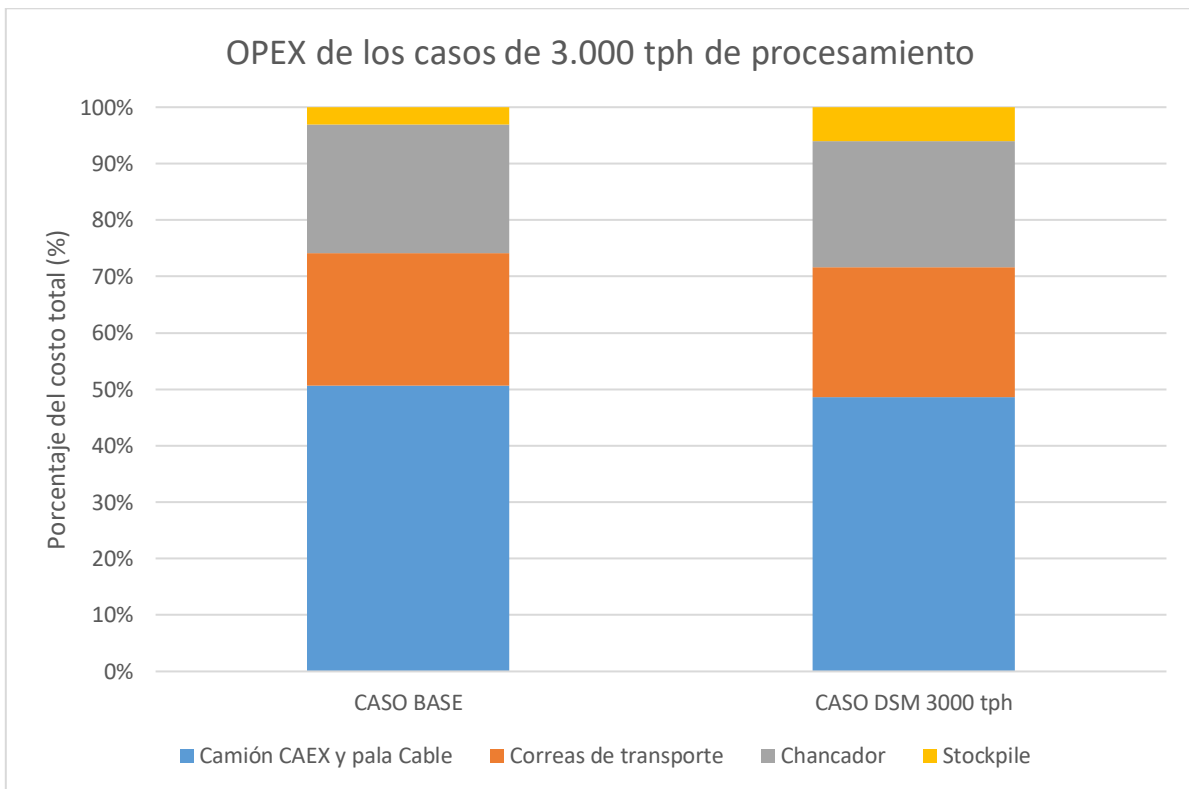


Figura 6-6: Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 3.000 tph.

Con un procesamiento de 5.000 tph se tiene un aumento porcentual de un CAEX y pala cable a un 60% para el caso base y 55% para el caso DSM. Esto se debe por el aumento de la distancia recorrida para poder completar con el transporte del mineral de la mina al chancador. Además, como el costo de los stockpile y la correa se mantienen, sus porcentajes disminuyen con respecto al costo total de operación.

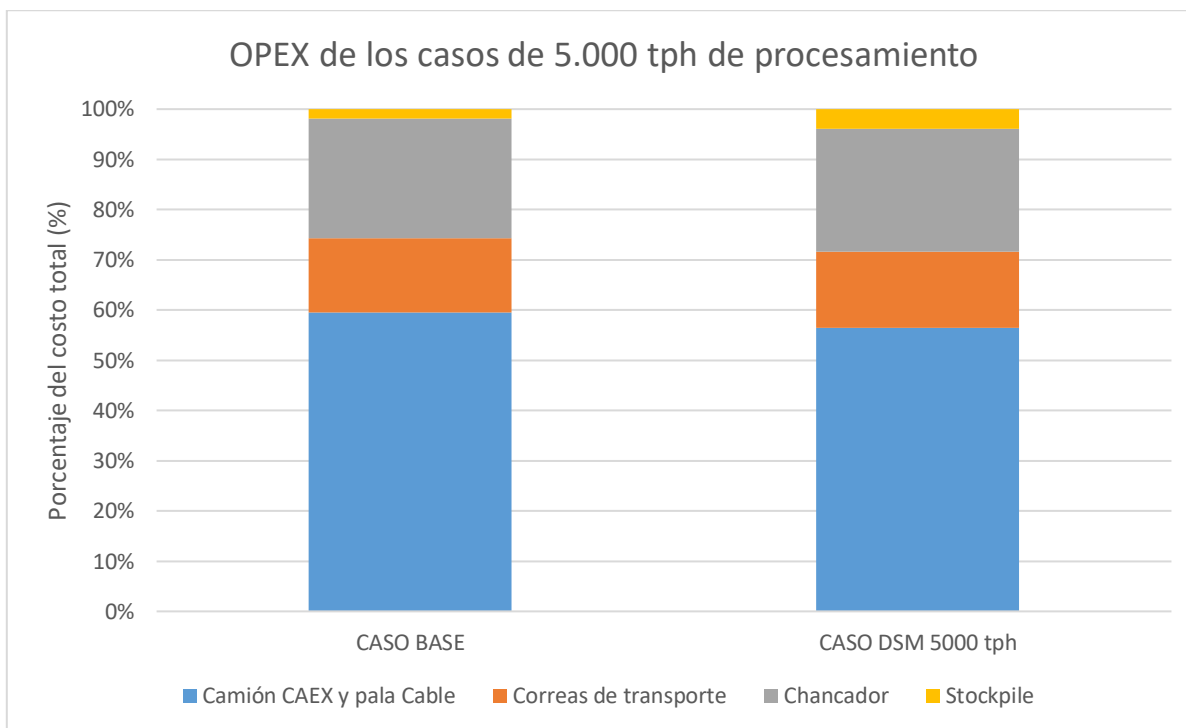


Figura 6-7: Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 5.000 tph.

Para los casos de 7.000 tph y 9.000 tph ocurre la misma situación, hay un aumento de la distancia recorrida de los camiones, por lo tanto, incrementa su porcentaje del costo operacional total, y esto conlleva a una disminución porcentual de los costos del stockpile y correa.

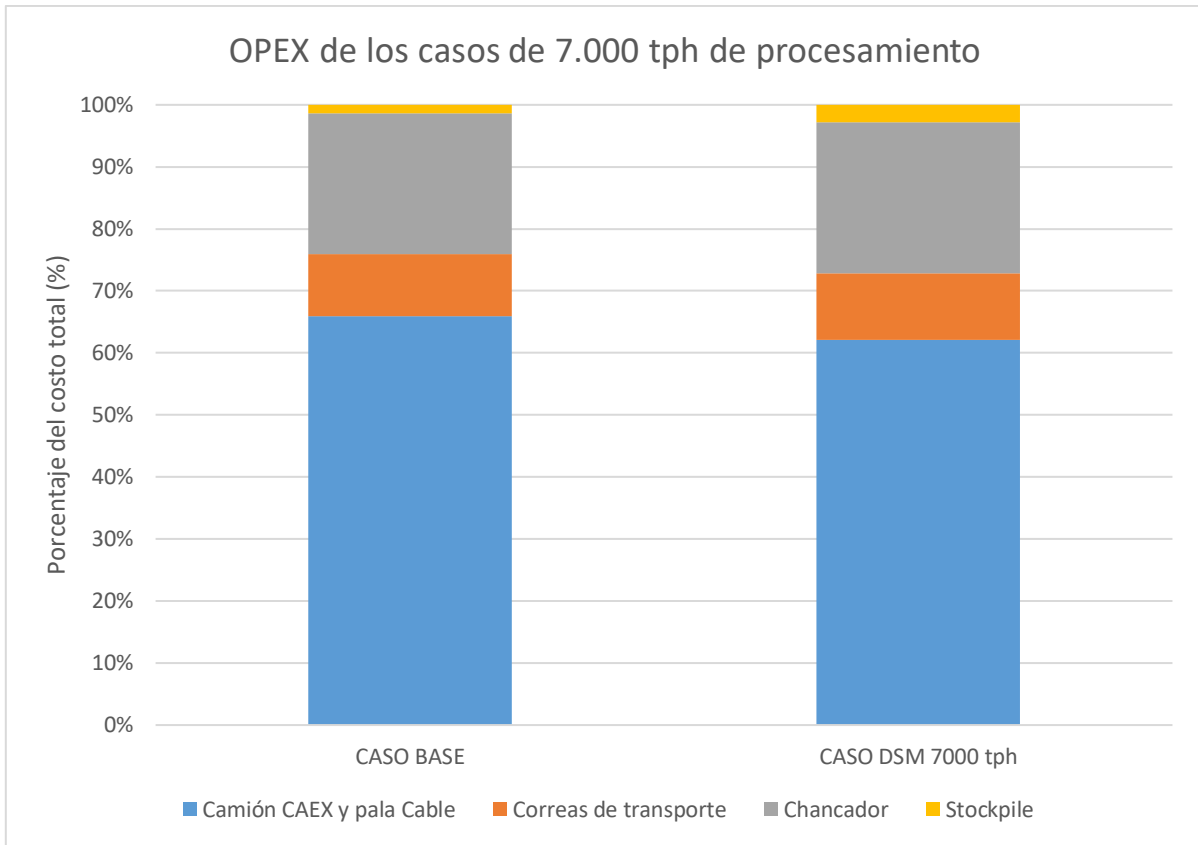


Figura 6-8: Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 7.000 tph.

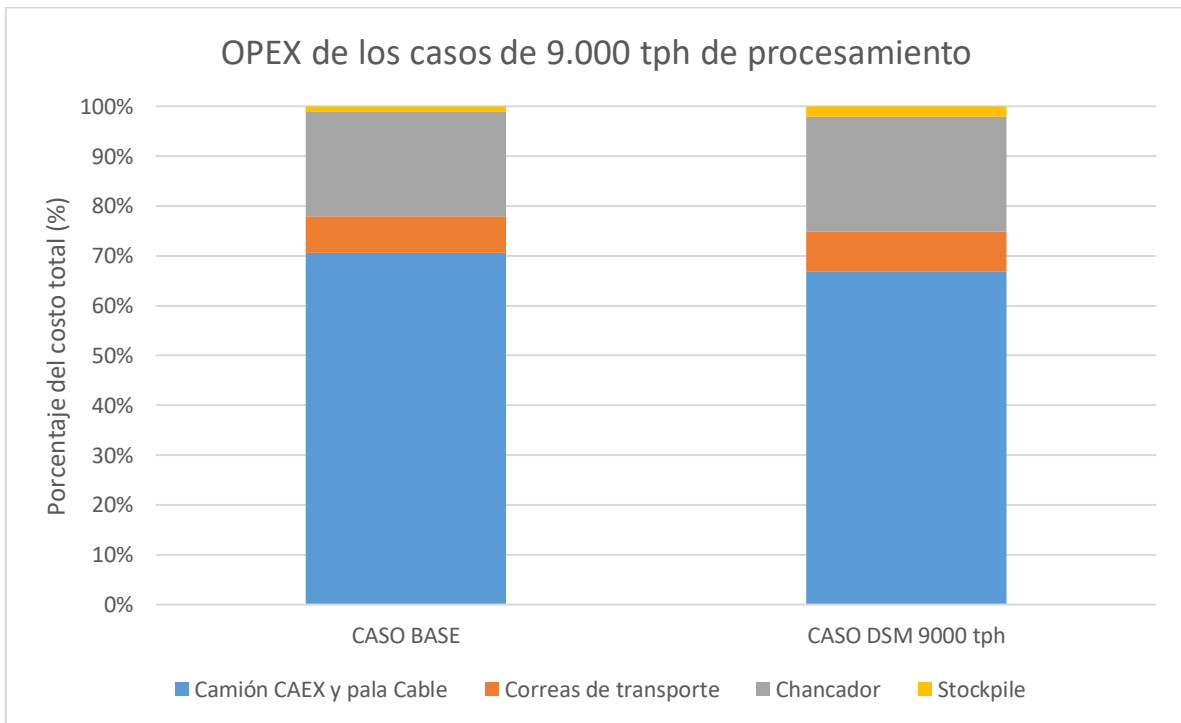


Figura 6-9: Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 9.000 tph.

6.4.2. Comparación del CAPEX de los casos

Para los costos capitales se presenta una similitud porcentual de los costos para ambos casos, de los cuales hay un incremento porcentual del costo del chancador a medida que se procesa más mineral y una disminución porcentual del costo de las correas con respecto al costo total.

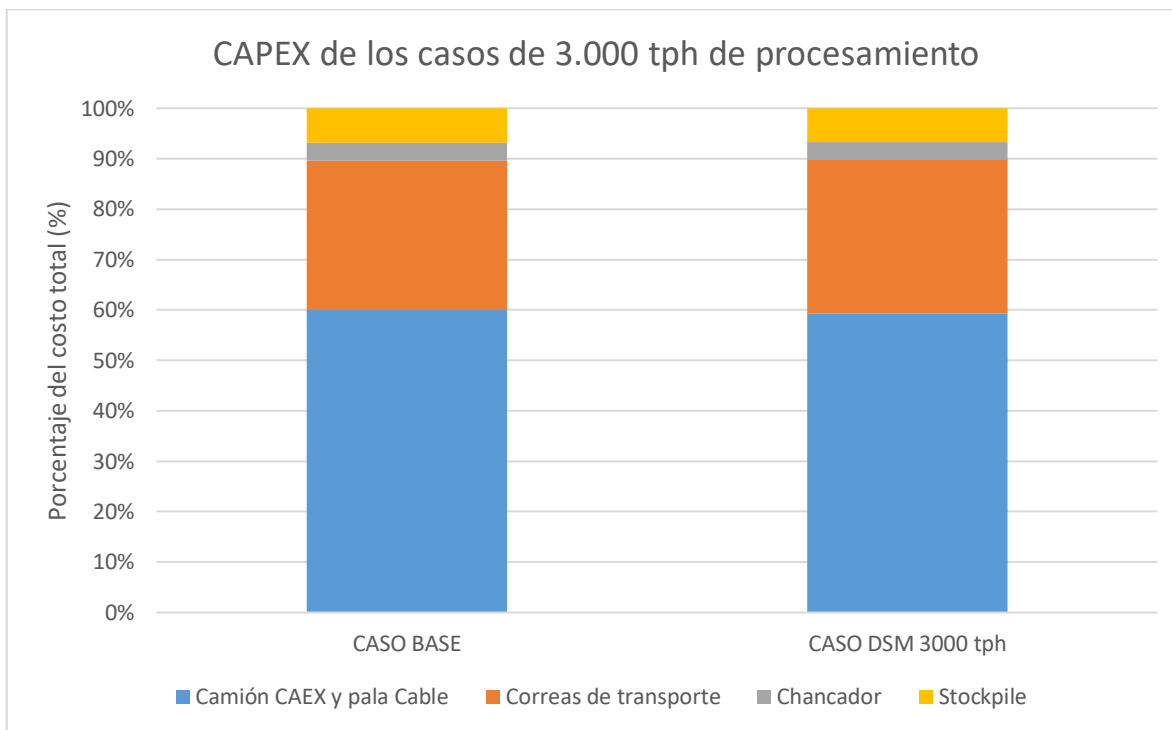


Figura 6-10: Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 3.000 tph.

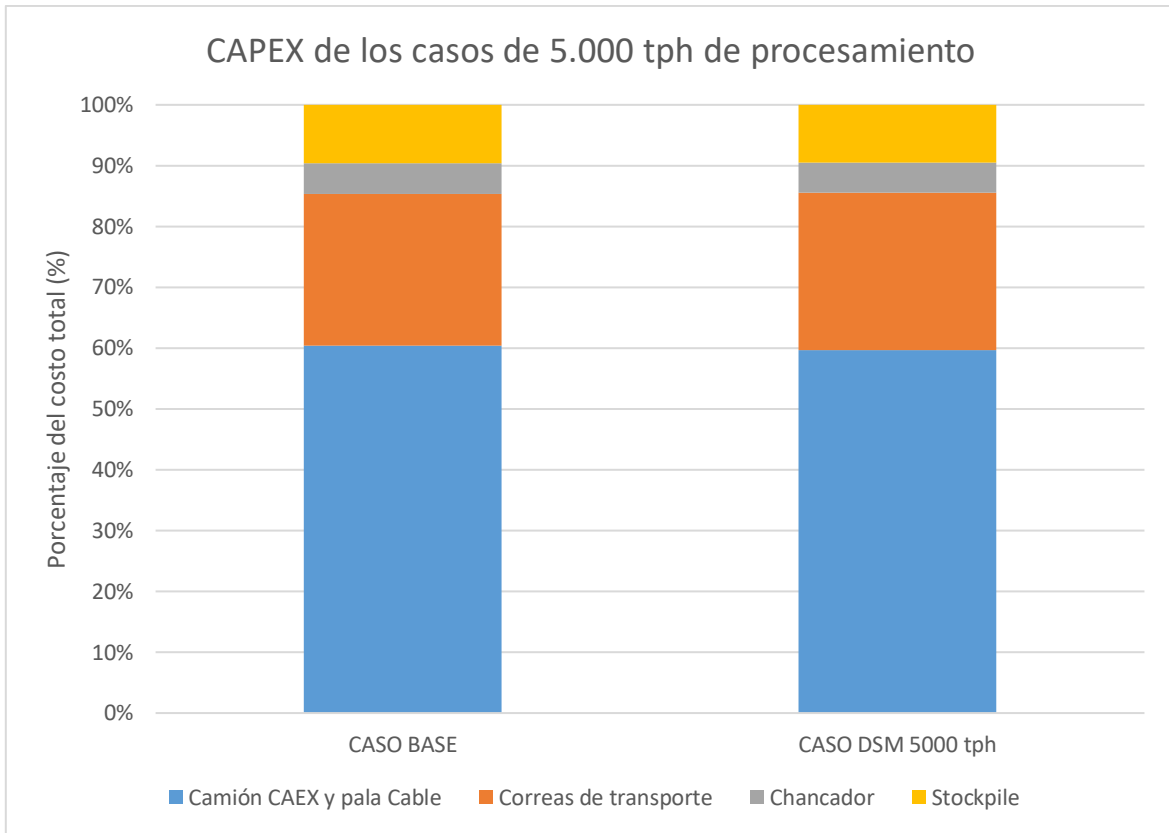


Figura 6-11: Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 5.000 tph.

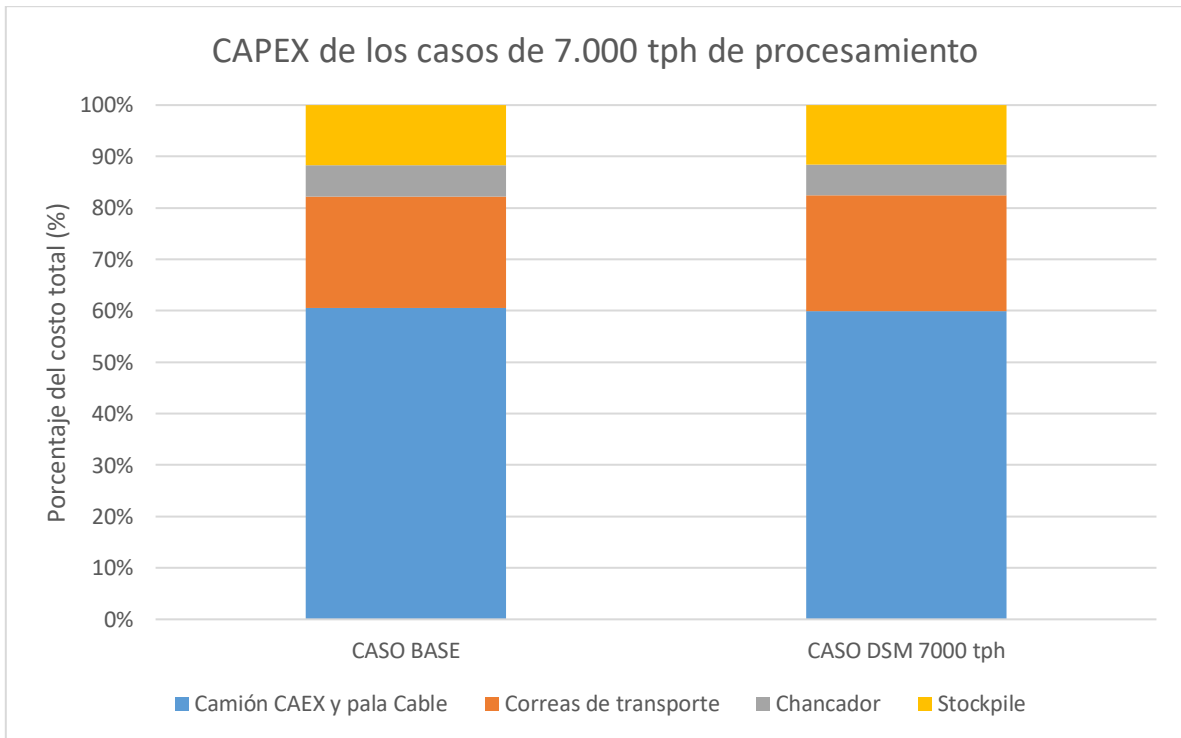


Figura 6-12: Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 7.000 tph.

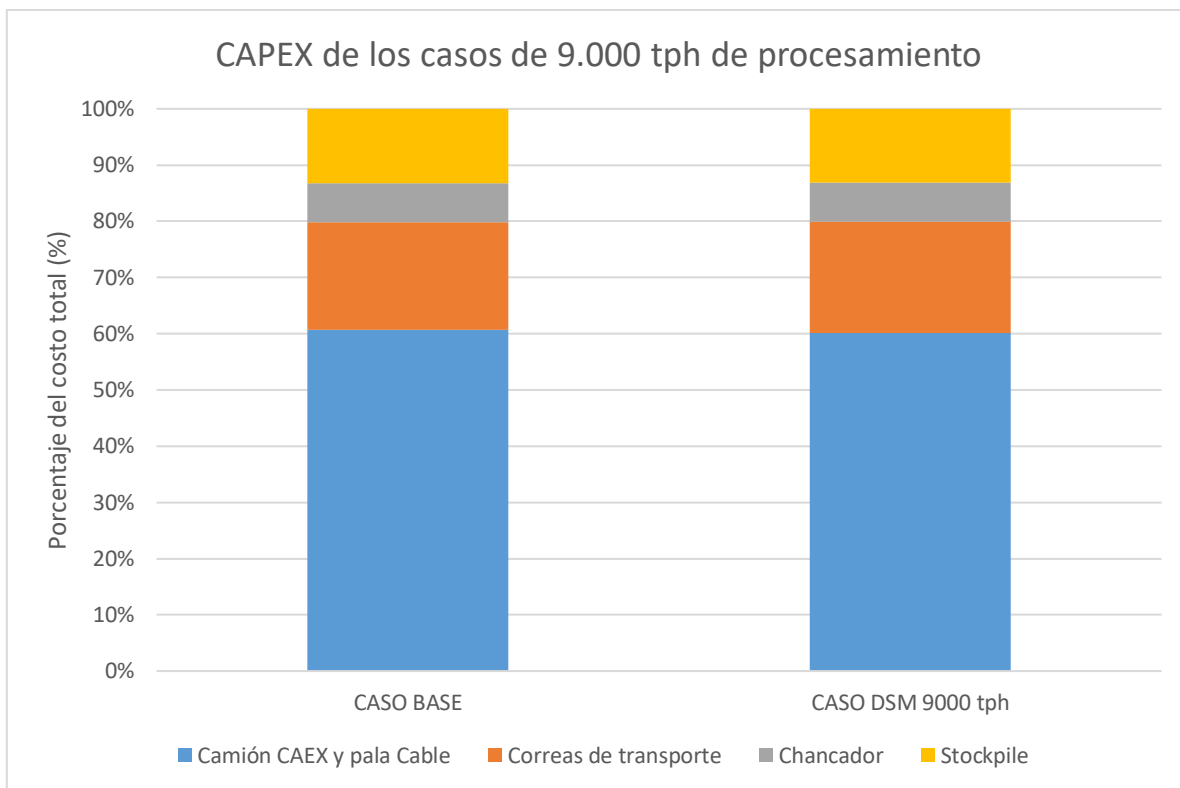


Figura 6-13 Comparación porcentual del OPEX entre el caso base y caso DSM para 9.000 tph.

7. DISCUSIÓN

7.1. Comparación de costos del Caso Base con el Caso DSM

A partir de los resultados obtenidos para cada caso, se presenta la Tabla 7-1 resumen de los costos operacionales para cumplir con el plan de producción de un mes de operación. Dentro de los valores que se entrega, se tiene que mientras más aumenta el plan de producción mayor es la diferenciación de los costos operacionales aplicando la gestión de demanda.

La variación porcentual indica que a 3.000 tph presenta una diferencia del 2% mayor para el Caso DSM en comparación con el Caso Base, pero al aumentar el tonelaje a 9.000 tph, comienza a generar un aumento hasta un 13% para el Caso base que el Caso DSM.

Por lo tanto, a medida que aumenta el plan de producción de la mina incrementa más el costo de operación del Caso Base que el Caso DSM.

Tabla 7-1: Resumen de los costos operacionales de todos los casos.

OPEX		Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
Caso Base		[MUSD]	\$ 3,79	\$ 6,05	\$ 8,88	\$ 12,25
Caso DSM	Caso .1	[MUSD]	\$ 3,85	\$ 5,69	\$ 8,60	\$ 11,80
	Caso .2	[MUSD]	\$ 3,85	\$ 5,70	\$ 8,60	\$ 11,80
	Caso .3	[MUSD]	\$ 3,90	\$ 6,10	\$ 8,01	\$ 10,67
	Caso .4	[MUSD]	\$ 3,90	\$ 6,08	\$ 7,97	\$ 10,67
	Promedio Caso DSM	[MUSD]	\$ 3,87	\$ 5,89	\$ 8,30	\$ 11,24

Para poder apreciar esta diferencia se tiene el gráfico de la Figura 7-1, la cual se realiza con el promedio de los costos operacionales del Caso DSM y el Caso Base. A partir de los valores obtenidos por la simulación, el costo operacional va a ser menor utilizando DSM para situaciones que exista un procesamiento de mineral mayor a 3.000 tph, con una cantidad de mineral de un 20% para el mineral con una característica específica de dureza, vale decir, el mineral con su característica de dureza específica debe ser la quinta parte del mineral total que se quiere procesar.

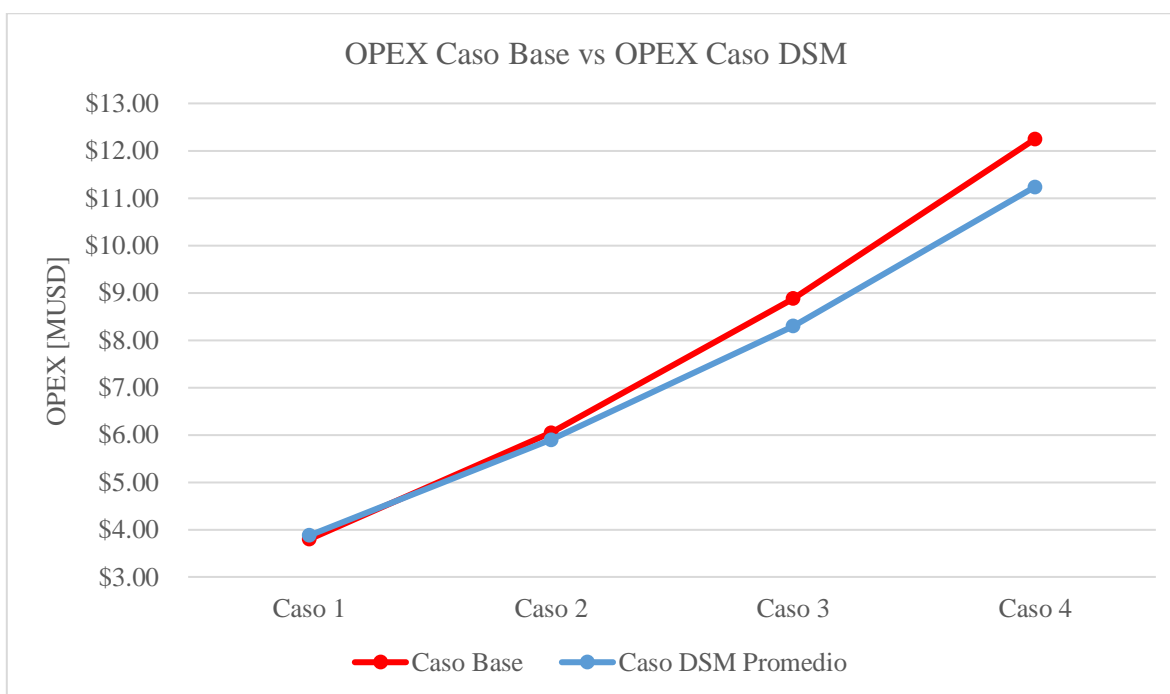


Figura 7-1: Gráfico comparativo de los costos operacionales del caso base con los casos DSM.

Para la situación de los costos capitales, se tiene un costo mayor para el Caso DSM de un 2%. Este incremento se debe a la incorporación de todo el nuevo circuito para la instalación de un segundo stock para alimentar el mineral de manera diferenciada al molino SAG. Cabe mencionar que todos los costos capitales corresponden a una estimación de un benchmarking de la industria minera y fueron ajustados para obtener un valor. Para saber un costo real del dimensionamiento de las correas a usar y stockpile va a depender de la situación presente la mina a analizar.

Tabla 7-2: Resumen de los costos capitales de todos los casos.

CAPEX	Unidad	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4	
Caso Base	[MUSD]	\$ 216,85	\$ 255,84	\$ 294,83	\$ 333,82	
Caso DSM	Caso .1	[MUSD]	\$ 220,10	\$ 259,09	\$ 298,08	\$ 337,07
	Caso .2	[MUSD]	\$ 220,10	\$ 259,09	\$ 298,08	\$ 337,07
	Caso .3	[MUSD]	\$ 220,10	\$ 259,09	\$ 298,08	\$ 337,07
	Caso .4	[MUSD]	\$ 220,10	\$ 259,09	\$ 298,08	\$ 337,07

Por lo tanto, a partir del layout usado en la simulación, los costos presentan una variación lineal a medida que aumenta el plan de producción de la mina y por consiguiente un costo capital mayor.

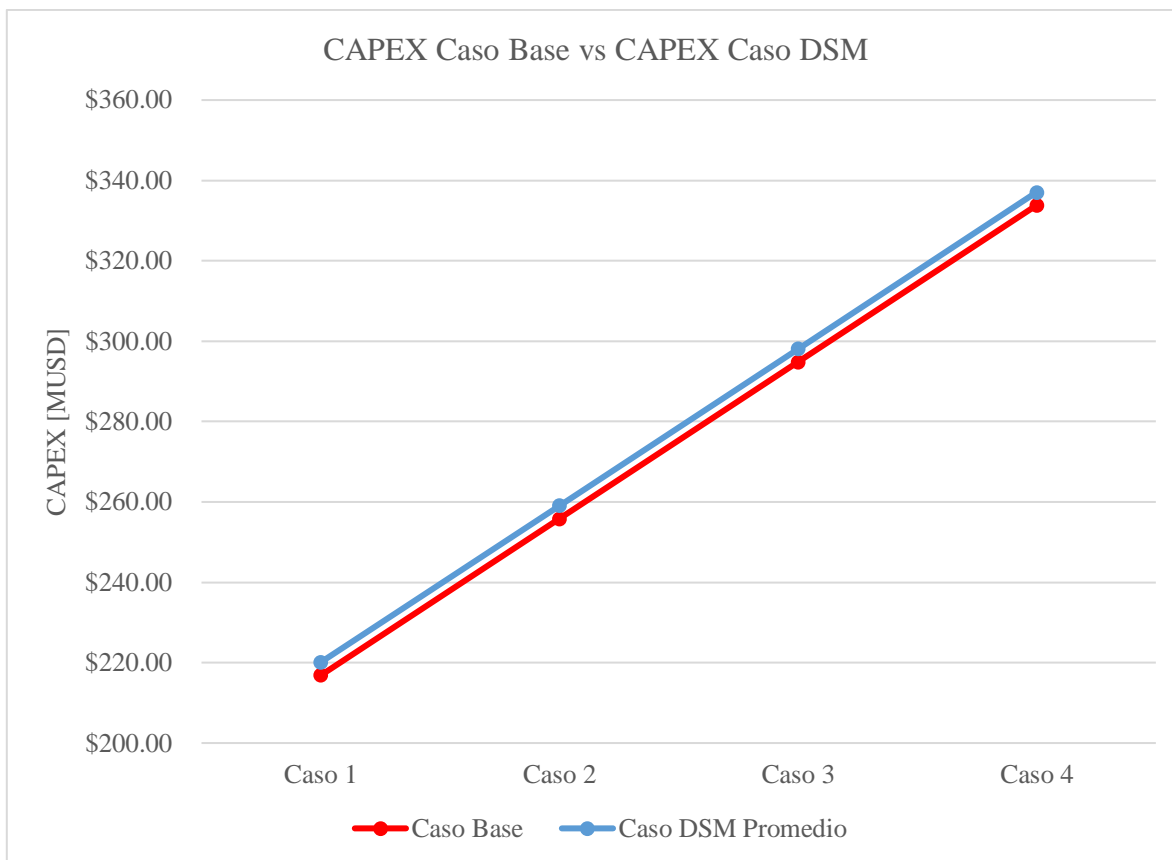


Figura 7-2: Gráfico comparativo del Caso Base con los casos DSM.

Tal como se observa en la Figura 7-3 y Figura 7-4, a medida que aumenta el procesamiento de mineral, aumenta el costo operacional de los camiones CAEX y pala cable entre un 50% a 70% aproximadamente, esto representa la base del OPEX del transporte del mineral para ambos casos.

Para el grupo de las correas de transporte y de stockpile, se observa una disminución de los costos operacionales debido que su costo no cambia mientras va aumentando la cantidad de mineral a procesar.

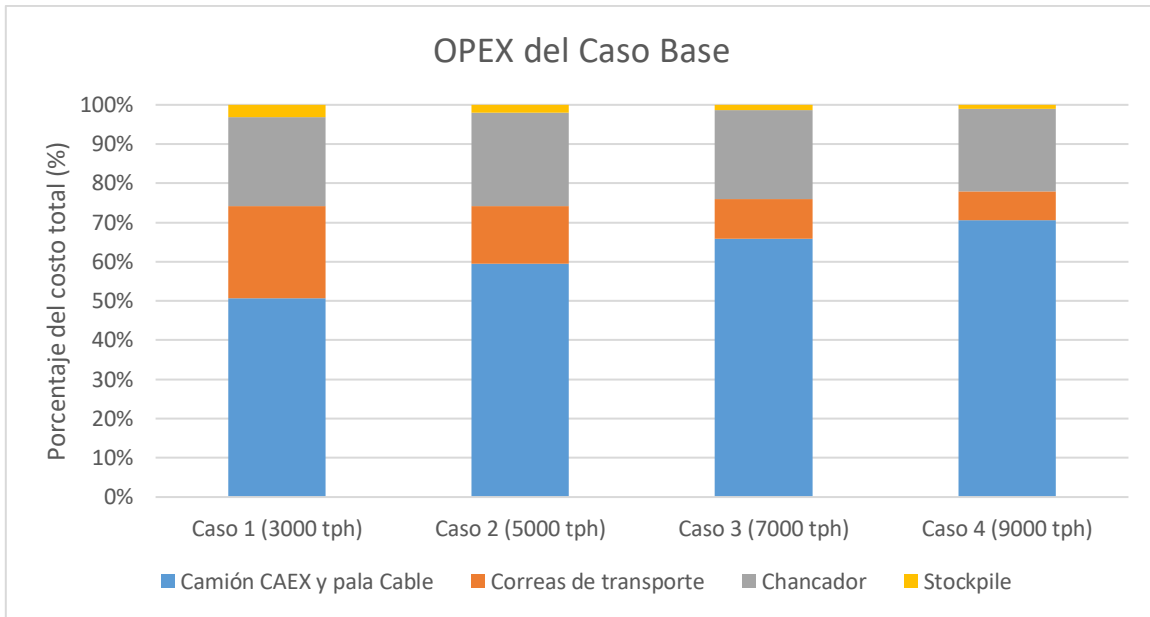


Figura 7-3: Variación porcentual de los costos operacional total de los casos base.

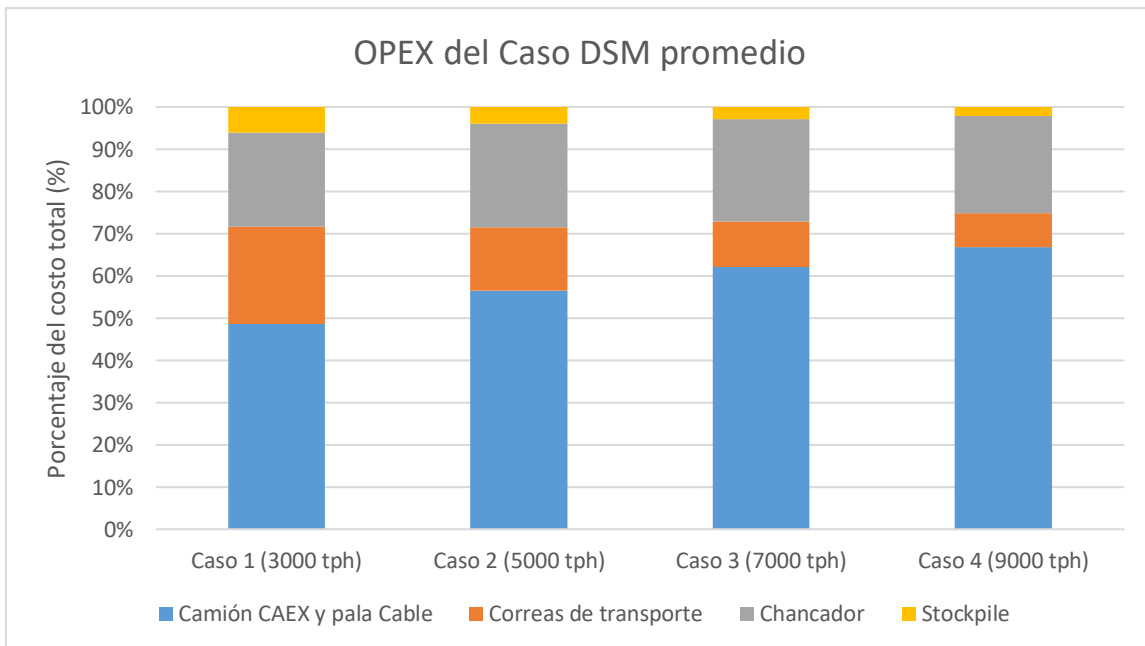


Figura 7-4: Variación porcentual de los costos operacional total de los casos DSM promedio.

Para el caso de los costos capitales de las Figura 7-5 y Figura 7-6, se observa una semejanza porcentual de los costos capitales comparados entre ambos casos. Por lo que se puede asumir que al implementar la gestión de demanda los cambios en la inversión de los equipos van a cambiar por la nueva implementación de la correa que conecta el segundo stockpile para poder realizar una diferenciación de mineral por su dureza.

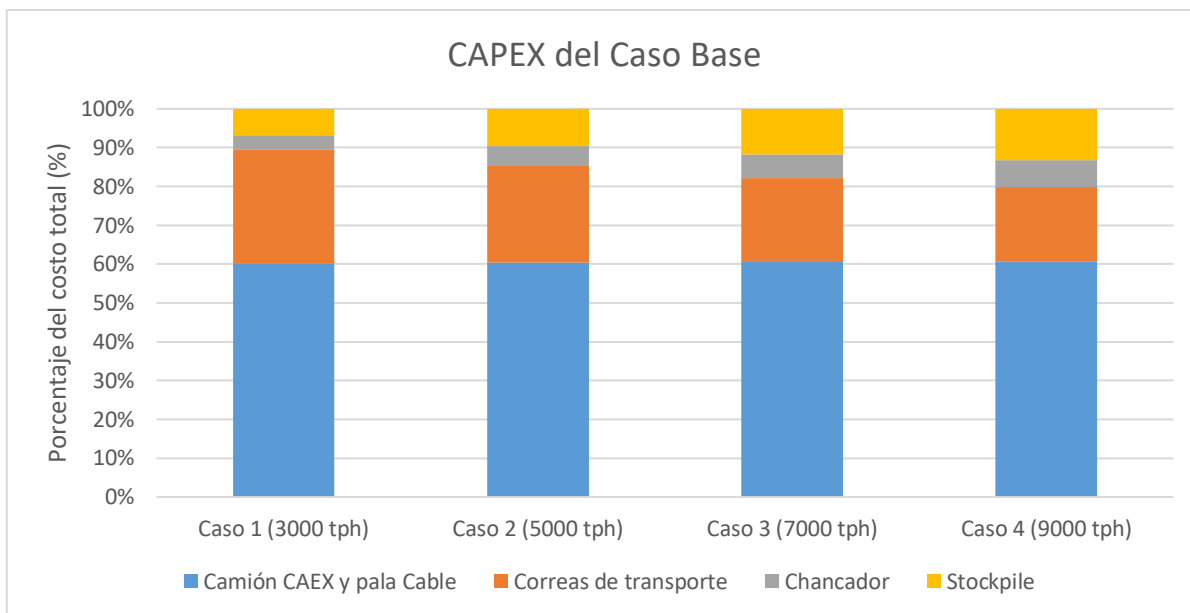


Figura 7-5: Variación porcentual de los costos capital total de los casos base.

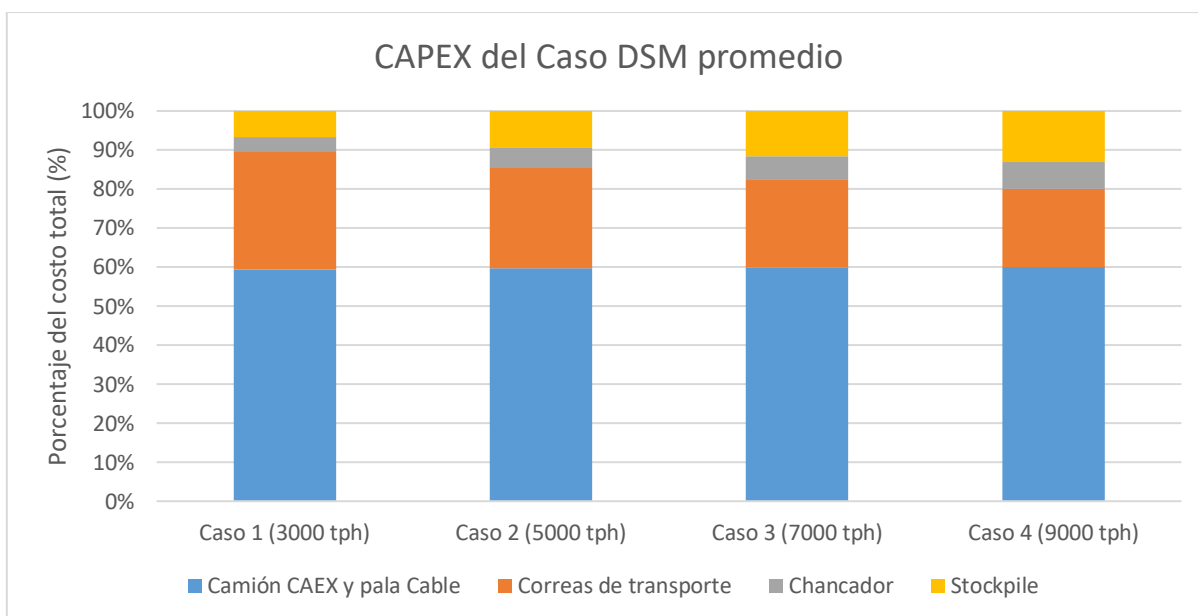


Figura 7-6: Variación porcentual de los costos capital total de los casos DSM promedio.

7.2. Comparación de OPEX del molino SAG con los de la mina

A partir del estudio realizado sobre la gestión de demanda energética en el molino SAG, que incorpora una batería BESS y paneles fotovoltaicos que logran la disminución de la potencia contrata hasta un 30% aproximadamente y con ello una baja en los costos operacionales. En esta sección se comparan los costos operacionales entre el molino SAG y todo el proceso de la mina con la implementación de la gestión de demanda:

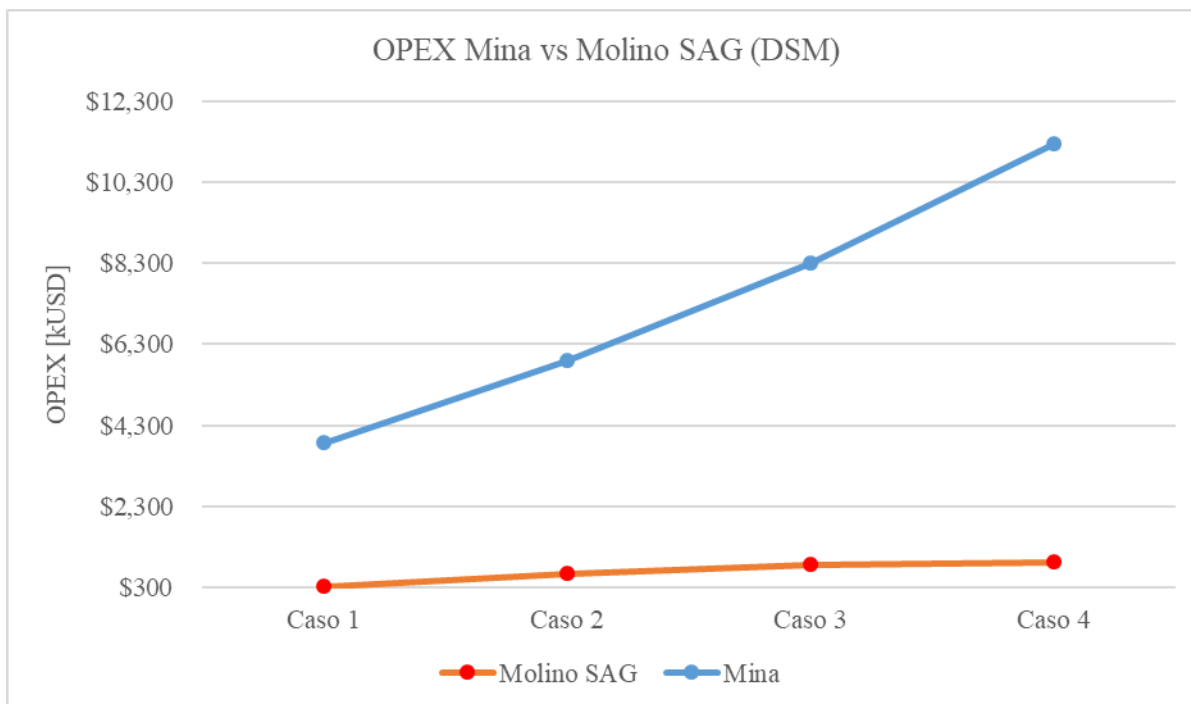


Figura 7-7: Comparación de costos operacionales entre el Molino SAG y Mina con los casos DSM implementado.

Por lo tanto, en la Figura 7-7 se observa que los costos operacionales de la mina son mayores que los costos asociados al Molino SAG en un 90% para todos los casos. Esto indica que es de suma importancia realizar un estudio en el plan de producción de la mina, ya que al momento de agregar una diferenciación más al mineral que se extrae de la mina puede afectar en mayor medida los costos operacionales.

Desde el punto de vista del plan de producción de la mina, se tiene que, al realizar la diferenciación de mineral a partir de dureza de mineral, es necesario también ver que ocurre con la homogeneidad y ley de los minerales, ya que puede existir situaciones que el mineral diferenciado por dureza no tenga la misma ley (mayor o menor) en ambas partes, por lo que puede generar problemas en la producción en la planta. Esto mismo puede ocurrir con respecto a la homogeneidad del mineral. Por ejemplo, puede existir mineral con dureza blanda que tiene una ley de 0,6% y mineral con dureza alta con ley 0,8%. Si es transportado a la planta se espera que ocurra mayor variabilidad en la obtención de cobre durante el día y la noche, ya que se debe procesar más mineral de dureza blanda para disminuir esta variabilidad.

8. CONCLUSIONES

A partir de la simulación realizada para los casos estudiados utilizando un caso base que incorpora el funcionamiento del transporte de mineral desde una mina de cielo abierto de manera convencional hasta el stockpile que alimenta al molino SAG y los casos DSM que corresponden al transporte de mineral implementando la gestión de demanda en la diferenciación de mineral por su característica de dureza y alimentación de este al molino SAG, se tienen las siguientes conclusiones:

- Al aplicar la gestión de demanda que diferencia el mineral por su característica de dureza, genera una disminución en los costos operacionales para la simulación. A medida que aumenta el plan de producción de la mina, esta entrega un valor hasta un 13% menor que el caso base para un procesamiento de 9.000 tph.
- El costo operacional menor en las simulaciones se obtiene cuando la cantidad de mineral caracterizado es un 20% que respecta al otro mineral, generando una diferencia en el costo operacional de hasta un 5%.
- Para el costo capital del Caso DSM es mayor que para el Caso Base, esto se debe a la incorporación de todo el circuito complementario para la instalación del segundo stockpile que alimenta el mineral diferenciado por la gestión de demanda al molino SAG. A Partir de la información recopilada va a corresponder al 2% aproximadamente.

Los costos operacionales de la mina son mayores que los costos asociados al Molino SAG en un 90% para todos los casos. Esto indica que es de suma importancia realizar un estudio en el plan de producción de la mina, ya que al momento de agregar una diferenciación más al mineral que se extrae de la mina puede afectar en mayor medida los costos operacionales.

9. RECOMENDACIONES

A partir de los supuestos utilizados se recomienda realizar un plan minero que permita cumplir con el objetivo de la gestión de demanda, vale decir, lograr que la extracción en minería se ajuste a una nueva condición del mineral, y así poder agregar la separación de mineral por el nivel de dureza. De esta manera se logre utilizar la gestión de demanda energética y poder hacer que la minería sea más sustentable con el medio ambiente.

Como se realiza la diferenciación de mineral por la dureza, es necesario estudiar si afecta de alguna manera esta separación de mineral en la mantención de las correas de transporte. Además de ver si esta separación de mineral se ve afectada en la granulometría que es transportada hasta la planta.

10. BIBLIOGRAFÍA

- [1] Javier Hernández Meza, Jorge Cantallopts Araya, «Informe de actualización del consumo energético de la minería del cobre al año 2016,» Comisión Chilena del Cobre, Julio / 2017.
- [2] Javier Hernández Meza, Andrés González Eyzaguirre, Jorge Cantallopts Araya, «Proyección del consumo de energía eléctrica en la minería del cobre 2017-2028,» Comisión Chilena del Cobre, Noviembre / 2017.
- [3] G. Pamparana, W. Kracht, J. Haas, G. Díaz-Ferrán, R. Palma-Behnke, R. Román, «Integrating photovoltaic solar energy and a battery energy storage system to operate a semi-autogenous grinding mill,» *Journal of Cleaner Production*, n° 165, pp. 273 - 280, 17 July 2017.
- [4] A. Casali, «Clase 7. Molienda,» Santiago, Universidad de Chile, 2015.
- [5] M. T. Rubilar, *ANÁLISIS Y SIMULACIÓN DE PROCESOS MINERALÚRGICOS*, Santiago: Universidad de Chile, Primavera 2017.
- [6] M. Silva, A. Casali, «Modelling SAG milling power and specific energy consumption including the feed percentage of intermediate size particles,» *Minerals Engineering*, n° 70, pp. 156 - 161, 2014.
- [7] M.A. VAN NIEROP and M.H. MOYS, «Exploration of mill power modelled as function of load behaviour.,» *Minerals Engineering*, vol. 14, n° 10, pp. 1267-1276, 2001.
- [8] J. Ipinza, «El consumo específico de energía en plantas concentradoras,» *Minería Chilena*, n° 342, pp. 171-173, 2009.
- [9] G. PAMPARANA, DESARROLLO DE UN MODELO Y SIMULADOR DE SISTEMA DE ALMACENAMIENTO DE ENERGÍA EN BATERÍAS PARA ESTUDIAR LA SINERGI A ENTRE MOLIENDA SAG Y LA GENERACIÓN ELÉCTRICA CON PANELES SOLARES FOTOVOLTAICOS, Santiago: Universidad de Chile, 2017.
- [10] H. Wasmuth, «La determinación de la aptitud a la molienda y del consumo de específico de energía según el ensayo de bond para la molienda de minerales y rocas,» *Materiales de construcción*, n° 140, pp. 19 - 32, 1970.
- [11] K.-K. Inc, Belt conveyors for bulk materials, Florida, USA: The Engineering Conference of the Conveyor Equipment Manufacturers Association, 2007.

- [12] A. W. Jenike, «Storage and Flow of Solids,» The University Of Utah, Engng Exp. Station, USA, 1964.
- [13] F. J. Cabrejos y D. Goodwill, «Tunnel Reclaim from Ore Stockpiles,» *Bulk Solids Handling*, vol. Vol. 16, n° No. 3, pp. pp. 393-400, 1996.
- [14] J. Banks, «INTRODUCTION TO SIMULATION,» de *Winter Simulation Conference*, Atlanta, GA 30067, U.S.A., 1999.
- [15] Eduardo García Dunna, Heriberto García Reyes, Leopoldo E. Cárdenas Barrón, Simulación y análisis de sistemas con ProModel, México: Pearson, 2013.
- [16] Edward Fuentealba, Pablo Ferrada, Francisco Araya, Aitor Marzo, Cristóbal Parrado, Carlos Portillo, «Photovoltaic performance and LCoE comparison at the coastal zone of the Atacama Desert, Chile,» *Energy Conversion and Management*, n° 95, p. 181–186, 2015.
- [17] Marc Beaudin, Hamidreza Zareipour, Anthony Schellenberglabe, William Rosehart, «Energy storage for mitigating the variability of renewable electricity sources: An updated review,» *Energy for Sustainable Development*, n° 14, pp. 302 - 3014, 2010.

11. ANEXOS

11.1. ANEXO A: Dimensiones de los Stockpile

Para el cálculo de volumen de los stockpile se considera los siguientes parámetros:

- Tiempo de carga Viva [h] = 12.
- Densidad aparente [t/m³] = 1.6.
- Carga Viva [%] = 30%.
- Ángulo de reposo [°] = 37°.

A continuación, se entregan los valores obtenidos para cada plan de producción esperado para el caso base y para los casos DSM.

Tabla 11-1: Dimensionamiento de los Stockpile.

Stockpile		Capacidad Viva 12 h	Capacidad Viva 12 h	Volumen	Volumen del acopio
Chancador procesa	Unidad	[ton]	[ton corta]	[m ³]	[m ³]
3.000	[tph]	36.000	39.683	24.802	82.673
5.000	[tph]	60.000	66.139	41.337	137.789
7.000	[tph]	84.000	92.594	57.871	192.904
9.000	[tph]	108.000	119.050	74.406	248.020
500	[tph]	6.000	6.614	4.134	13.779
2.500	[tph]	30.000	33.069	20.668	68.894
1.000	[tph]	12.000	13.228	8.267	27.558
2.000	[tph]	24.000	26.455	16.535	55.116
750	[tph]	9.000	9.921	6.200	20.668
4.250	[tph]	51.000	56.218	35.136	117.121
1.500	[tph]	18.000	19.842	12.401	41.337
3.500	[tph]	42.000	46.297	28.936	96.452
4.500	[tph]	54.000	59.525	37.203	124.010
2.500	[tph]	30.000	33.069	20.668	68.894
5.500	[tph]	66.000	72.753	45.470	151.568
1.500	[tph]	18.000	19.842	12.401	41.337

Stockpile		Capacidad Viva 12 h	Capacidad Viva 12 h	Volumen	Volumen del acopio
Chancador procesa	Unidad	[ton]	[ton corta]	[m ³]	[m ³]
6.000	[tph]	72.000	79.366	49.604	165.347
3.000	[tph]	36.000	39.683	24.802	82.673
7.500	[tph]	90.000	99.208	62.005	206.683
1.500	[tph]	18.000	19.842	12.401	41.337

11.2. ANEXO B: Análisis de sensibilidad

En este capítulo se realiza un análisis de sensibilidad de los costos entre los Casos Base y Caso DSM para los costos operacionales y capitales en las distintas capacidades de producción del chancador. La variación de los costos es de +/- 50% en cuatro grupos:

- Camiones CAEX y Pala Cable.
- Correas de transporte.
- Chancador.
- Stockpile.

A continuación, se entregan las tablas de valores obtenidos para el análisis de sensibilidad, la cual se hizo ajustando el costo de cada grupo de equipos utilizados un cierto porcentaje indicado en las tablas. Esto entrega la variación de los costos que se observa en cada celda.

11.2.1. Variación de OPEX para los casos

Se entregan las tablas de la variación de OPEX al variar los costos de los grupos de equipos correspondientes al caso base:

Tabla 11-2: Análisis de sensibilidad del OPEX de CAEX y pala cable para caso Base.

Variación de OPEX de CAEX y Pala Cable para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 2,83	\$ 4,25	\$ 5,95	\$ 7,92
-40%	\$ 3,02	\$ 4,61	\$ 6,53	\$ 8,79
-30%	\$ 3,22	\$ 4,97	\$ 7,12	\$ 9,65
-20%	\$ 3,41	\$ 5,33	\$ 7,70	\$10,52
-10%	\$ 3,60	\$ 5,69	\$ 8,29	\$11,38
0%	\$ 3,79	\$ 6,05	\$ 8,88	\$12,25

Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
10%	\$ 3,99	\$ 6,41	\$ 9,46	\$13,11
20%	\$ 4,18	\$ 6,77	\$10,05	\$13,97
30%	\$ 4,37	\$ 7,13	\$10,63	\$14,84
40%	\$ 4,56	\$ 7,49	\$11,22	\$15,70
50%	\$ 4,75	\$ 7,85	\$11,80	\$16,57

Tabla 11-3: Análisis de sensibilidad del OPEX de correas para caso Base.

Variación de OPEX de Correas para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 3,35	\$ 5,60	\$ 8,43	\$11,80
-40%	\$ 3,44	\$ 5,69	\$ 8,52	\$11,89
-30%	\$ 3,53	\$ 5,78	\$ 8,61	\$11,98
-20%	\$ 3,61	\$ 5,87	\$ 8,70	\$12,07
-10%	\$ 3,70	\$ 5,96	\$ 8,79	\$12,16
0%	\$ 3,79	\$ 6,05	\$ 8,88	\$12,25
10%	\$ 3,88	\$ 6,14	\$ 8,96	\$12,33
20%	\$ 3,97	\$ 6,23	\$ 9,05	\$12,42
30%	\$ 4,06	\$ 6,32	\$ 9,14	\$12,51
40%	\$ 4,15	\$ 6,40	\$ 9,23	\$12,60
50%	\$ 4,24	\$ 6,49	\$ 9,32	\$12,69

Tabla 11-4: Análisis de sensibilidad del OPEX de chancador para caso Base.

Variación de OPEX de Chancador para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 3,36	\$ 5,33	\$ 7,87	\$10,95
-40%	\$ 3,45	\$ 5,47	\$ 8,07	\$11,21
-30%	\$ 3,53	\$ 5,62	\$ 8,27	\$11,47
-20%	\$ 3,62	\$ 5,76	\$ 8,47	\$11,73
-10%	\$ 3,71	\$ 5,90	\$ 8,67	\$11,99
0%	\$ 3,79	\$ 6,05	\$ 8,88	\$12,25
10%	\$ 3,88	\$ 6,19	\$ 9,08	\$12,50
20%	\$ 3,97	\$ 6,34	\$ 9,28	\$12,76
30%	\$ 4,05	\$ 6,48	\$ 9,48	\$13,02
40%	\$ 4,14	\$ 6,62	\$ 9,68	\$13,28
50%	\$ 4,23	\$ 6,77	\$ 9,88	\$13,54

Tabla 11-5: Análisis de sensibilidad del OPEX de stockpile para caso Base.

Variación de OPEX de Stockpile para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 3,73	\$ 5,99	\$ 8,82	\$12,19
-40%	\$ 3,75	\$ 6,00	\$ 8,83	\$12,20
-30%	\$ 3,76	\$ 6,01	\$ 8,84	\$12,21
-20%	\$ 3,77	\$ 6,02	\$ 8,85	\$12,22
-10%	\$ 3,78	\$ 6,04	\$ 8,86	\$12,23
0%	\$ 3,79	\$ 6,05	\$ 8,88	\$12,25
10%	\$ 3,80	\$ 6,06	\$ 8,89	\$12,26
20%	\$ 3,82	\$ 6,07	\$ 8,90	\$12,27
30%	\$ 3,83	\$ 6,08	\$ 8,91	\$12,28
40%	\$ 3,84	\$ 6,09	\$ 8,92	\$12,29
50%	\$ 3,85	\$ 6,11	\$ 8,93	\$12,30

A continuación, se entregan las tablas de la variación de OPEX al variar los costos de los grupos de equipos correspondientes al caso DSM:

Tabla 11-6: Análisis de sensibilidad del OPEX de CAEX y pala cable para caso DSM.

Variación de OPEX de CAEX y Pala Cable para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 2,93	\$ 4,23	\$ 5,72	\$ 7,48
-40%	\$ 3,12	\$ 4,56	\$ 6,23	\$ 8,23
-30%	\$ 3,31	\$ 4,90	\$ 6,75	\$ 8,98
-20%	\$ 3,50	\$ 5,23	\$ 7,27	\$ 9,73
-10%	\$ 3,69	\$ 5,56	\$ 7,78	\$10,48
0%	\$ 3,87	\$ 5,89	\$ 8,30	\$11,24
10%	\$ 4,06	\$ 6,23	\$ 8,81	\$11,99
20%	\$ 4,25	\$ 6,56	\$ 9,33	\$12,74
30%	\$ 4,44	\$ 6,89	\$ 9,84	\$13,49
40%	\$ 4,63	\$ 7,23	\$10,36	\$14,24
50%	\$ 4,82	\$ 7,56	\$10,87	\$15,00

Tabla 11-7: Análisis de sensibilidad del OPEX de correas para caso DSM.

Variación de OPEX de Correas para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 3,43	\$ 5,45	\$ 7,85	\$10,79
-40%	\$ 3,52	\$ 5,54	\$ 7,94	\$10,88
-30%	\$ 3,61	\$ 5,63	\$ 8,03	\$10,97
-20%	\$ 3,70	\$ 5,72	\$ 8,12	\$11,06
-10%	\$ 3,78	\$ 5,81	\$ 8,21	\$11,15
0%	\$ 3,87	\$ 5,89	\$ 8,30	\$11,24
10%	\$ 3,96	\$ 5,98	\$ 8,39	\$11,33
20%	\$ 4,05	\$ 6,07	\$ 8,47	\$11,41
30%	\$ 4,14	\$ 6,16	\$ 8,56	\$11,50
40%	\$ 4,23	\$ 6,25	\$ 8,65	\$11,59
50%	\$ 4,32	\$ 6,34	\$ 8,74	\$11,68

Tabla 11-8: Análisis de sensibilidad del OPEX de chancador para caso DSM.

Variación de OPEX de Chancador para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 3,44	\$ 5,17	\$ 7,29	\$ 9,94
-40%	\$ 3,53	\$ 5,32	\$ 7,49	\$10,20
-30%	\$ 3,61	\$ 5,46	\$ 7,69	\$10,46
-20%	\$ 3,70	\$ 5,61	\$ 7,89	\$10,72
-10%	\$ 3,79	\$ 5,75	\$ 8,09	\$10,98
0%	\$ 3,87	\$ 5,89	\$ 8,30	\$11,24
10%	\$ 3,96	\$ 6,04	\$ 8,50	\$11,50
20%	\$ 4,05	\$ 6,18	\$ 8,70	\$11,75
30%	\$ 4,13	\$ 6,33	\$ 8,90	\$12,01
40%	\$ 4,22	\$ 6,47	\$ 9,10	\$12,27
50%	\$ 4,31	\$ 6,61	\$ 9,30	\$12,53

Tabla 11-9: Análisis de sensibilidad del OPEX de stockpile para caso DSM.

Variación de OPEX de Stockpile para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$ 3,76	\$ 5,78	\$ 8,18	\$11,12
-40%	\$ 3,78	\$ 5,80	\$ 8,20	\$11,14
-30%	\$ 3,80	\$ 5,82	\$ 8,23	\$11,17
-20%	\$ 3,83	\$ 5,85	\$ 8,25	\$11,19
-10%	\$ 3,85	\$ 5,87	\$ 8,27	\$11,21
0%	\$ 3,87	\$ 5,89	\$ 8,30	\$11,24

Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
10%	\$ 3,90	\$ 5,92	\$ 8,32	\$11,26
20%	\$ 3,92	\$ 5,94	\$ 8,34	\$11,28
30%	\$ 3,94	\$ 5,96	\$ 8,37	\$11,31
40%	\$ 3,97	\$ 5,99	\$ 8,39	\$11,33
50%	\$ 3,99	\$ 6,01	\$ 8,41	\$11,35

11.2.2. Variación de CAPEX para los casos

Se entregan las tablas de la variación de CAPEX al variar los costos de los grupos de equipos correspondientes al caso base:

Tabla 11-10: Análisis de sensibilidad del CAPEX de CAEX y pala cable para caso Base.

Variación de CAPEX de CAEX y Pala Cable para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$151,60	\$178,59	\$205,58	\$232,57
-40%	\$164,65	\$194,04	\$223,43	\$252,82
-30%	\$177,70	\$209,49	\$241,28	\$273,07
-20%	\$190,75	\$224,94	\$259,13	\$293,32
-10%	\$203,80	\$240,39	\$276,98	\$313,57
0%	\$216,85	\$255,84	\$294,83	\$333,82
10%	\$229,90	\$271,29	\$312,68	\$354,07
20%	\$242,95	\$286,74	\$330,53	\$374,32
30%	\$256,00	\$302,19	\$348,38	\$394,57
40%	\$269,05	\$317,64	\$366,23	\$414,82
50%	\$282,10	\$333,09	\$384,08	\$435,07

Tabla 11-11: Análisis de sensibilidad del CAPEX de correas para caso Base.

Variación de CAPEX de Correas para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$184,92	\$223,91	\$262,90	\$301,89
-40%	\$191,30	\$230,30	\$269,29	\$308,28
-30%	\$197,69	\$236,68	\$275,67	\$314,67
-20%	\$204,08	\$243,07	\$282,06	\$321,05
-10%	\$210,46	\$249,45	\$288,45	\$327,44
0%	\$216,85	\$255,84	\$294,83	\$333,82
10%	\$223,23	\$262,23	\$301,22	\$340,21
20%	\$229,62	\$268,61	\$307,60	\$346,60

Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
30%	\$236,01	\$275,00	\$313,99	\$352,98
40%	\$242,39	\$281,38	\$320,38	\$359,37
50%	\$248,78	\$287,77	\$326,76	\$365,75

Tabla 11-12: Análisis de sensibilidad del CAPEX de chancador para caso Base.

Variación de CAPEX de Chancador para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$212,98	\$249,39	\$285,80	\$322,21
-40%	\$213,75	\$250,68	\$287,61	\$324,54
-30%	\$214,53	\$251,97	\$289,41	\$326,86
-20%	\$215,30	\$253,26	\$291,22	\$329,18
-10%	\$216,07	\$254,55	\$293,03	\$331,50
0%	\$216,85	\$255,84	\$294,83	\$333,82
10%	\$217,62	\$257,13	\$296,64	\$336,15
20%	\$218,40	\$258,42	\$298,44	\$338,47
30%	\$219,17	\$259,71	\$300,25	\$340,79
40%	\$219,94	\$261,00	\$302,05	\$343,11
50%	\$220,72	\$262,29	\$303,86	\$345,43

Tabla 11-13: Análisis de sensibilidad del CAPEX de stockpile para caso Base.

Variación de CAPEX de Stockpile para Caso Base				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$209,47	\$243,55	\$277,63	\$311,70
-40%	\$210,95	\$246,01	\$281,07	\$316,13
-30%	\$212,42	\$248,47	\$284,51	\$320,55
-20%	\$213,90	\$250,92	\$287,95	\$324,97
-10%	\$215,37	\$253,38	\$291,39	\$329,40
0%	\$216,85	\$255,84	\$294,83	\$333,82
10%	\$218,32	\$258,30	\$298,27	\$338,25
20%	\$219,80	\$260,76	\$301,71	\$342,67
30%	\$221,27	\$263,21	\$305,16	\$347,10
40%	\$222,75	\$265,67	\$308,60	\$351,52
50%	\$224,22	\$268,13	\$312,04	\$355,95

A continuación, se entregan las tablas de la variación de CAPEX al variar los costos de los grupos de equipos correspondientes al caso DSM:

Tabla 11-14: Análisis de sensibilidad del CAPEX de CAEX y pala cable para caso DSM.

Variación de CAPEX de CAEX y Pala Cable para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$154,85	\$181,84	\$208,83	\$235,82
-40%	\$167,90	\$197,29	\$226,68	\$256,07
-30%	\$180,95	\$212,74	\$244,53	\$276,32
-20%	\$194,00	\$228,19	\$262,38	\$296,57
-10%	\$207,05	\$243,64	\$280,23	\$316,82
0%	\$220,10	\$259,09	\$298,08	\$337,07
10%	\$233,15	\$274,54	\$315,93	\$357,32
20%	\$246,20	\$289,99	\$333,78	\$377,57
30%	\$259,25	\$305,44	\$351,63	\$397,82
40%	\$272,30	\$320,89	\$369,48	\$418,07
50%	\$285,35	\$336,34	\$387,33	\$438,32

Tabla 11-15: Análisis de sensibilidad del CAPEX de correas para caso DSM.

Variación de CAPEX de Correas para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$186,54	\$225,53	\$264,53	\$303,52
-40%	\$193,25	\$232,25	\$271,24	\$310,23
-30%	\$199,96	\$238,96	\$277,95	\$316,94
-20%	\$206,68	\$245,67	\$284,66	\$323,65
-10%	\$213,39	\$252,38	\$291,37	\$330,36
0%	\$220,10	\$259,09	\$298,08	\$337,07
10%	\$226,81	\$265,80	\$304,79	\$343,78
20%	\$233,52	\$272,51	\$311,50	\$350,49
30%	\$240,23	\$279,22	\$318,21	\$357,21
40%	\$246,94	\$285,93	\$324,92	\$363,92
50%	\$253,65	\$292,64	\$331,64	\$370,63

Tabla 11-16: Análisis de sensibilidad del CAPEX de chancador para caso DSM.

Variación de CAPEX de Chancador para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$216,23	\$252,64	\$289,05	\$325,46
-40%	\$217,00	\$253,93	\$290,86	\$327,79
-30%	\$217,78	\$255,22	\$292,66	\$330,11
-20%	\$218,55	\$256,51	\$294,47	\$332,43
-10%	\$219,32	\$257,80	\$296,28	\$334,75
0%	\$220,10	\$259,09	\$298,08	\$337,07

Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
10%	\$220,87	\$260,38	\$299,89	\$339,39
20%	\$221,65	\$261,67	\$301,69	\$341,72
30%	\$222,42	\$262,96	\$303,50	\$344,04
40%	\$223,19	\$264,25	\$305,30	\$346,36
50%	\$223,97	\$265,54	\$307,11	\$348,68

Tabla 11-17: Análisis de sensibilidad del CAPEX de stockpile para caso DSM.

Variación de CAPEX de Stockpile para Caso DSM				
Porcentaje de variación	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
-50%	\$212,72	\$246,80	\$280,87	\$314,95
-40%	\$214,20	\$249,26	\$284,32	\$319,37
-30%	\$215,67	\$251,72	\$287,76	\$323,80
-20%	\$217,15	\$254,17	\$291,20	\$328,22
-10%	\$218,62	\$256,63	\$294,64	\$332,65
0%	\$220,10	\$259,09	\$298,08	\$337,07
10%	\$221,57	\$261,55	\$301,52	\$341,50
20%	\$223,05	\$264,01	\$304,96	\$345,92
30%	\$224,52	\$266,46	\$308,40	\$350,35
40%	\$226,00	\$268,92	\$311,85	\$354,77
50%	\$227,47	\$271,38	\$315,29	\$359,20

11.3. ANEXO C: Discusión del análisis de sensibilidad de los costos

A partir de los resultados obtenidos de los gráficos de sensibilidad para los casos base y casos DSM, se tiene una variación importante al momento que se incrementa o disminuye el costo promedio de los camiones o palas en un 50%, generando una variación en torno al 30% para el OPEX o CAPEX.

En las primeras dos tablas, se presenta un resumen de la variación de los costos operacionales de ambos casos en función de la variación del 50% por cada grupo de equipos formados para el análisis. Bajo el punto de vista porcentual, la variación de los costos operacionales para ambos casos es semejante, por lo tanto, se asume que si se presenta algún cambio de costos de los equipos, el OPEX se comportaría de la misma manera para ambas situaciones.

Ahora bien, si se considera los cambios de costos de los equipos y como esto afecta al OPEX, la jerarquía la dominan los camiones CAEX y palas, presentando una variación del

50%, modifica el OPEX de un 25% al 35%, la que va a depender de la cantidad de mineral que se va a procesar para conocer su modificación. En continuación, se tiene al chancador que genera un ajuste de un 11% de OPEX, sin importar la capacidad a tratar. Por último, para las correas de transporte y stockpile, van en disminución mientras más mineral se procesa. Esto se debe por su costo de operación por fallas y reparación de estos equipos es considerado constante, mientras el OPEX va en incremento.

Tabla 11-18: Resumen de variación de un 50% de los costos de los grupos de sensibilidad para el OPEX del Caso Base.

Variación de 50% de los costos de los grupos				
Grupo	Variación del OPEX Caso Base			
	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
CAEX y Pala Cable	25%	30%	33%	35%
Correas de transporte	12%	7%	5%	4%
Chancador	11%	12%	11%	11%
Stockpile	2%	1%	1%	0%

Tabla 11-19: Resumen de variación de un 50% de los costos de los grupos de sensibilidad para el OPEX del Caso DSM.

Variación de 50% de los costos de los grupos				
Grupo	Variación del OPEX Caso DSM			
	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
CAEX y Pala Cable	24%	28%	31%	33%
Correas de transporte	12%	8%	5%	4%
Chancador	11%	12%	12%	12%
Stockpile	3%	2%	1%	1%

Para las últimas dos tablas, se entrega la variación porcentual del CAPEX al modificar los costos capitales de los grupos de equipos considerados en un 50%. Tal como se aprecia, la variación porcentual es la misma para ambos casos en los 4 grupos considerados, por lo tanto, para el CAPEX no hay diferencia entre los casos.

Ahora, si se observa por grupo de equipos, se tiene que los camiones CAEX y la pala cable lideran la variación porcentual de los costos capitales, pero es invariante al modificar el tonelaje a procesar. Esto último se debe al no existir cambios en la flota existente para cada sub-caso, el ajuste de la flota se hizo sólo en la manera de cómo se distribuye la carga de mineral que respecta al caso DSM.

En el caso de los otros grupos, las correas disminuyen la variación porcentual a medida que aumenta el tonelaje a procesar, esto ocurre porque se usa la misma distancia de correa para transportar el tonelaje hasta el stock y el costo se dimensiono a partir de la extensión de la correa. Para el caso del chancador es constante la variación por que el costo capital del chancador que varía en función del tonelaje a procesar, el que es fijado para cada supuesto de la simulación. Por último, el stockpile va incrementándose debido al aumento de los costos al incrementar el volumen necesario para tener una carga viva de 12 horas.

Tabla 11-20. Resumen de variación de un 50% de los costos de los grupos de sensibilidad para el CAPEX del Caso Base.

Variación de 50% de los costos de los grupos				
Grupo	Variación del CAPEX Caso base			
	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
CAEX y Pala Cable	30%	30%	30%	30%
Correas de transporte	15%	12%	11%	10%
Chancador	2%	3%	3%	3%
Stockpile	3%	5%	6%	7%

Tabla 11-21: Resumen de variación de un 50% de los costos de los grupos de sensibilidad para el CAPEX del Caso DSM.

Variación de 50% de los costos de los grupos				
Grupo	Variación del CAPEX Caso DSM			
	Caso 1	Caso 2	Caso 3	Caso 4
CAEX y Pala Cable	30%	30%	30%	30%
Correas de transporte	15%	13%	11%	10%
Chancador	2%	2%	3%	3%
Stockpile	3%	5%	6%	7%