



PONTIFICIA  
UNIVERSIDAD  
CATÓLICA DE  
VALPARAÍSO



**Rodrigo Ignacio Díaz Montoya**

# **Dimensionamiento De Grandes Motores en una Planta Minera De Cobre**

**Informe Proyecto de Título de Ingeniero Civil Eléctrico**



**Escuela de Ingeniería Eléctrica  
Facultad de Ingeniería**

Valparaíso, 7 de Diciembre de 2017



# Dimensionamiento de Grandes Motores en una Planta Minera De Cobre

Rodrigo Ignacio Díaz Montoya

Informe Final para optar al título de Ingeniero Civil Eléctrico,  
aprobada por la comisión de la  
Escuela de Ingeniería Eléctrica de la  
Facultad de Ingeniería de la  
Pontificia Universidad Católica de Valparaíso  
conformada por

Sr. Paulino Alonso Rivas

Profesor Guía

Sr. Marcos Vergara Cancino

Segundo Revisor

Sr. Sebastián Fingerhuth Massmann

Secretario Académico

Valparaíso, 7 de diciembre de 2017

# Resumen

El presente trabajo trata el “Dimensionamiento de Grandes Motores en una Planta Minera de Cobre”, para lo cual se ha dividido en cuatro capítulos.

El primer capítulo menciona las características del metal, los tipos de minas de cobre, su proceso de obtención, la explotación, sus distintos tipos y usos, y los efectos ambientales de las operaciones mineras.

El segundo capítulo describe el proceso de obtención del mineral y los equipos utilizados para ello. Particularmente, el proceso de reducción de tamaño del mineral, denominado molienda, el cual comienza con la incorporación del material al chancador primario, pasando por las correas hasta el stockpile, celdas de flotación, y por último el espesador de concentrado; desde el cual, el material será transportado a través de ductos o camiones. Además, en este capítulo se indican los equipos de mayor potencia participantes en el proceso de molienda.

El tercer capítulo, muestra la metodología utilizada para determinar las dimensiones de los equipos principales, que participan en los procesos de chancado y molienda, tales como molino de bolas, molino semiautógeno y correas transportadores.

Por último, el cuarto capítulo consiste en el análisis económico utilizado para la evaluación del reemplazo de grandes motores en una planta minera. Se analizan conceptos como rendimiento, disponibilidad y confiabilidad, factor de carga, factor de utilización y factor de servicio. La conveniencia de reemplazar los motores de la planta minera es evaluada tomando como datos de referencia el dimensionamiento realizado en el capítulo anterior.

Palabras claves: VAN, ETAP, TIR, Molino Semiautógeno, Molino de Bolas, Correa Transportadora

# Abstract

The present work deals with the "Dimensioning of Great Engines in a Copper Mining Plant", for which it has been divided into four chapters.

The first chapter mentions the characteristics of the metal, the types of copper mines, their process of obtaining them, the exploitation, their different types and uses, and the environmental effects of the mining operations.

The second chapter describes the process of obtaining the mineral and the equipment used for it. Particularly, the process of reducing the size of the ore, called milling, which begins with the incorporation of the material to the primary crusher, passing through the belts to the stockpile, flotation cells, and finally the concentrate thickener; from which, the material will be transported through pipelines or trucks. Also, this chapter indicates the most powerful equipment involved in the grinding process.

The third chapter, shows the methodology used to determine the dimensions of the main equipment involved in the crushing and grinding processes, such as ball mill, Semi-Autogenous Grinding and conveyor belts.

Finally, the fourth chapter consists of the economic analysis used to evaluate the replacement of large engines in a mining plant. Concepts such as performance, availability and reliability, load factor, utilization factor and service factor are analyzed. The convenience of replacing the motors of the mining plant is evaluated taking as reference data the sizing carried out in the previous chapter.

Key words: VAN, ETAP, TIR, Semi-Autogenous Grinding, Balls Mill, conveyor belts

# Índice general

Introducción.....	1
1 Proceso del Cobre .....	4
1.1 Generalidades del Cobre .....	4
2 Obtención del Cobre .....	6
2.1 Etapas en la Obtención de Cobre Proceso Minero .....	6
2.2 Listado de las Principales Cargas.....	14
2.3 Modelamiento de Cargas .....	15
3 Principales Cargas.....	16
3.1 Principales Cargas.....	16
3.1.1 Molino de Bolas .....	16
3.1.2 Molino Semiautógeno (SAG).....	23
3.1.3 Correas Transportadoras .....	28
4 Análisis Económico de la Planta Minera.....	33
4.1 Inversiones y Vida Útil de los Equipos .....	33
4.1.1 Vida Útil de los Equipos .....	33
4.1.2 El programa de Inversiones .....	33
4.1.3 Vida Económica de los Equipos .....	34
4.1.4 Concepto de Rendimiento.....	35
4.1.5 Concepto de Disponibilidad y Confiabilidad .....	35
4.1.6 Concepto Factor de Carga .....	36
4.1.7 Concepto Factor de Utilización .....	36
4.1.8 Concepto Factor de Servicio.....	36
4.2 Análisis Técnico-Económico de Reemplazo de Motores .....	37
4.2.1 Estimación de la Eficiencia de los Motores de Planta .....	37
4.2.2 Evaluación Económica de Reemplazo de Motores .....	38
4.2.3 Costos de Inversión .....	38
4.2.4 Costos de Operación .....	39
4.2.5 Cálculo de Indicadores de la Evaluación VAN y TIR .....	39
4.2.6 Resultados de la Evaluación Económica .....	40

Conclusiones.....	41
Bibliografía .....	42
A Simulación de Sistema Eléctrico en ETAP sin Factor de Carga.....	43
B Simulación de Sistema Eléctrico en ETAP con Factor de Carga 0,7 .....	44

# Introducción

El cobre se presenta como un metal de color rojizo y brillo metálico, es el que mejor conduce la electricidad, si se exceptúa el oro. Este metal, químicamente no es muy activo por lo que resiste bien la oxidación, en caso que exista humedad y anhídrido carbónico, se forma una película verdosa de carbonato básico llamado verdín.

El proceso de extracción del cobre se realiza a través de minas, donde destacan las minas de sulfuros, óxidos y carbonatos. Los minerales de cobre aparecen mezclados con diversos tipos de materiales desprovistos de valor, los que constituyen la denominada ganga, de la cual debe ser separado para su explotación.

La separación del cobre desde la ganga se realiza a través de los procesos de triturado y pulverizado, a partir del cual se concentra por diversos procedimientos, según sea el mineral de cobre que se esté tratando.

EL proceso de triturado y pulverizado se hace a través de etapas, las que están caracterizadas por la separación en distintos tamaños del material. Así, es posible observar que la primera etapa es el ingreso del material al chancador primario, para crear un tamaño tipo denominado pebble. El material que cumple con el tamaño especificado es separado, a través de hidrociclones, pasando a las celdas de flotación Rougher. Cabe mencionar que el material que no cumple con el tamaño tipo, se envía al molino de bolas para la reducción de su tamaño.

El material tipo pebble es acumulado, para después pasar a los molinos cónicos y molinos semiautógenos que harán más fino el material.

El material que cumple con el tamaño es transportado hacia las celdas de flotación, donde se le inyectan reactivos generando concentrados Raugher o concentrados rougher-scavenger. Este proceso tiene como objetivo la recuperación del mineral de cada celda a través de la flotación del material en ella. Por otra parte, el material que no flota es depositado en los espesadores de relaves. Desde los concentradores scavenger y rougher el material más fino pasa a los hidrociclones de remolienda y el material más grueso es transportado al molino. Luego, el material más fino es enviado a las celdas de flotación de primera y segunda limpieza.

El concentrado que se logra en la etapa de remolienda, se dirige a la etapa de flotación – limpieza, desde la cual se recupera el concentrado y se dirige hacia el espesamiento de concentrado. Nuevamente, el material que no logró flotar se desecha al espesador de relaves.

En la siguiente etapa el material, en su estado más fino, cae al fondo de los estanques de espesamiento de concentrado y es llevado en ductos o camiones, al próximo proceso de secado.

Los equipos presentes en el proceso de molienda poseen, principalmente, motores eléctricos de distintas potencias y conectados en distintos niveles de tensión, los que son determinados a partir de los requerimientos proyectados a través de simulaciones de flujo de potencia.

Las principales cargas del proceso de molienda son el molino de bolas, molino semiautógeno y las correas transportadoras.

El modelo del molino de bolas se realiza tomando como base el índice de trabajo desarrollado por Fred Bond, quien considera que las condiciones estándar de trabajo del molino son descarga por rebalse, 8 pies de diámetro interior, molienda en húmedo y en circuito cerrado. Si las condiciones no se cumplen, se calcula un índice de trabajo corregido dado por la molienda en seco, molienda en circuito abierto, factor de eficiencia por diámetro del molino, alimentación demasiado gruesa, sobremolienda de finos y baja razón de reducción en el molino. El molino de bolas utiliza las características, mencionadas anteriormente, para determinar el consumo de energía necesario para reducir una tonelada corta de material. La potencia eléctrica se calcula de acuerdo al diámetro interno del molino, porcentaje del volumen interno del molino cargado con bolas, porcentaje de velocidad crítica del molino, longitud interna del molino y una constante de proporcionalidad dado por el tipo de molino seleccionado.

El modelo del molino semiautógeno se basa en la velocidad de giro del molino, la densidad de la pulpa, volumen interior, volumen de carga, volumen de las bolas, peso de carga de las bolas, peso de carga de las rocas, peso de pulpa en espacios intersticiales y la densidad aparente de carga del molino. La potencia eléctrica del molino semiautógeno está dada por el ángulo de inclinación de la superficie durante la operación, en conjunto con los factores antes mencionados.

Las correas transportadoras son los aparatos utilizados para el transporte de objetos sólidos y material a granel a grandes distancias. Las especificaciones a considerar para establecer su modelo son: material a transportar, tamaño máximo del material a transportar, densidad promedio del material, factor de esponjamiento, densidad aparente, toneladas por año, condiciones de operación, ángulo de reposo del material sobre la faja, humedad y abrasividad. La potencia eléctrica para el accionamiento del sistema de transmisión se calcula utilizando la tensión efectiva de la correa y su velocidad.

Los equipos utilizados durante el proceso de chancado tienen un desgaste inherente a su operación, por lo que con cierta frecuencia, deben ser sustituidos. Dado lo anterior, se debe realizar un análisis económico de la planta minera, para evaluar su reemplazo.

El análisis económico de la planta considera las inversiones y vida útil de los equipos y el análisis técnico-económico de reemplazo de motores.



Todo equipo experimenta desgaste y deterioro propio de su operación, lo que hace que su vida útil se vea reducida. Ya sea para la reparación o sustitución, se debe establecer un programa de inversiones, el cual permitirá estimar en que momento los equipos serán reemplazados o si se les podrá realizar una mejora para prolongar su vida útil.

El análisis técnico-económico de reemplazo de motores es evaluado en el 30% de motores de menor potencia de la planta. Estimando la eficiencia de los motores de la planta de acuerdo a la norma IEC 60034-30, se clasifican en eficiencia estándar, estado de alta eficiencia y estado de eficiencia Premium.

El costo de la inversión de reemplazo incluye el valor de equipo, su montaje y puesta en marcha.

Los costos de operación se definen como los costos en que se incurre para poder llevar a cabo su funcionamiento, y corresponden a los costos de la energía utilizada y los costos de mantenimiento y reparación. Este último no se considerará en el análisis pues la idea del estudio es reemplazar motores de eficiencia estándar por su equivalente nuevo o por motores de eficiencia Premium.

Después de realizar el dimensionamiento de los motores principales de una planta minera, en su área de molienda, se calculará el VAN como una forma de medir cuán rentable es el proyecto de reemplazo, y la TIR para evaluar a qué tasa hay indiferencia con respecto a ejecutarlo o no.

# 1 Proceso del Cobre

## 1.1 Generalidades del Cobre

El cobre presenta un característico color rojizo y un brillo metálico cuya intensidad depende del grado de pulido. Es el metal que mejor conduce la electricidad, si se exceptúa el oro. Por sus excelentes características eléctricas y mecánicas, los conductores de cobre son usados en una gran variedad de aplicaciones.

Químicamente no es muy activo, y resiste bien la oxidación, siempre que no haya humedad, ni anhídrido carbónico, en cuya presencia forma una película verdosa de carbonato básico, que recibe el nombre de verdín.

Las minas de cobre se distribuyen por todo el planeta, y entre ellas, destacan las de sulfuros (pirita y calcopirita), óxidos (cuprita y melaconita) y carbonatos (malaquita).

Los minerales de cobre aparecen mezclados con diversos tipos de materiales rocosos desprovistos de valor, que constituyen la denominada ganga, de la que deben ser separados para su explotación. Por ello es necesario realizar un primer proceso de triturado y pulverizado, a partir del cual se concentra por diversos procedimientos, según sea el mineral de cobre que se esté tratando.

La nata de cobre, que en estado líquido se pasa a un convertidor en el que el hierro y el azufre que lo acompaña se oxidan, dando lugar al cobre blíster, de color negruzco, y con una cantidad aproximada de impurezas del 2 %. A continuación se afina para eliminar estas impurezas.

El cobre se conoce desde hace mucho tiempo; se empleaba para la fabricación de armas y utensilios, particularmente en aleación con el estaño.

En la actualidad se utiliza sobre todo para conductores eléctricos, techados, monedas y calderas y para la obtención de muchas aleaciones. De éstas, las más importantes son: el bronce, el latón, la plata de níquel;

El cobre es un nutriente esencial para la vida: es requerido, en muy pequeñas cantidades, por todos los organismos, desde bacterias hasta seres humanos.

Por otra parte, como cualquier sustancia, hay un nivel por sobre el cual el cobre resulta tóxico. El efecto tóxico dependerá de la cantidad de cobre ingerido y de la vulnerabilidad del individuo expuesto.

El cobre es un elemento natural contenido en la corteza terrestre. Los suelos y aguas contienen cobre en cantidades que dependen de las características geoquímicas del suelo y propiedades físico-químicas del agua. La minería es el esfuerzo humano por purificarlo y concentrarlo para aprovechar sus propiedades metalúrgicas.

El metal refinado tiene variados y múltiples usos en los sectores de la construcción, comunicaciones y transporte, entre otros. Terminada la vida útil de los implementos que usan el cobre, éstos se desechan y en muchos casos, el cobre contenido, es reciclado. En todas estas etapas, hay contacto entre el cobre y partes del medio ambiente.

Las operaciones mineras generan numerosos desechos, algunos de los cuales, en condiciones de manejo, pueden contribuir a elevar los niveles de cobre (y otros elementos) en suelos, cursos de agua y bahías cercanas a las operaciones. El desarrollar una gestión que busque disminuir estas emisiones es un objetivo relevante para las empresas. Si bien estas emisiones, y su control, son un problema de creciente importancia para toda la industria minera, su impacto es de carácter local, asociado a los sitios de operación y zonas aledañas.

## 2 Obtención del Cobre

### 2.1 Etapas en la Obtención de Cobre Proceso Minero

En esta primera etapa llega el material directamente al chancador primario, el cual es un tipo de molino cónico, posteriormente el material es transportado a través de la correas 0210-FEA y este a través de una correa de sacrificios de 4 [km] que llega hasta el stockpile. Figura 2-1.

Los equipos asociados y su respectiva identificación (TAG) son:

- 0210-CRB-0001 Hydraulic Rock breaker (máquina Pica roca)
- 0210-CRG-0001 Primary Crusher (Trituradora primaria) #1 Motor
- 0210-FEA-0002 Primary Crusher (Trituradora primaria) #2 Surge Apron feeder
- 0220-CVB-0001 Correa de sacrificio #1 Motor

Luego que es dejado este material en el Stockpile, pasa a través de unas correas, el stockpile tienes unos vibradores el cual hace que vaya cayendo el material

Los equipos asociados y sus respectivos TAG son:

- 0240-FEA Coarse Ore Reclaim Apron Feeder
- 0240-CVB-0007 SAG Mill Feed Conveyor

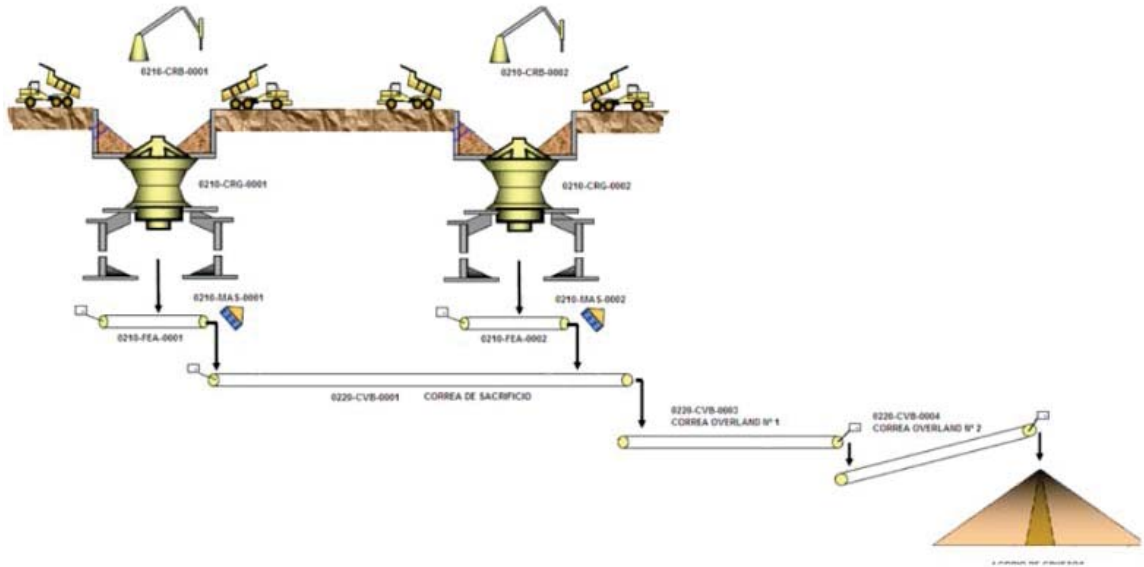


Figura 2-1: Ejemplo Chancador Primario

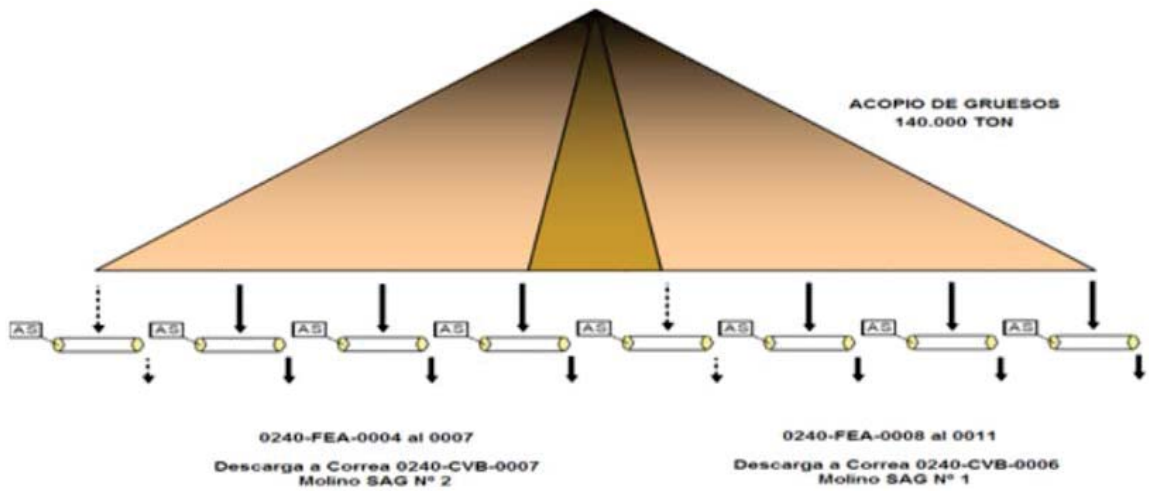


Figura 2-2: Correas de Sacrificio

El material es llevado desde el acopio de grueso, hacia el molino SAG. Figura 2-2.

Los equipos asociados y sus respectivos TAG son:

- 0310-SCR-001 SAG Mill Discharge Screen (Descarga del Molino SAG)
- 0310-STP-0001 Grinding Cyclone Feed Sump (Alimentador molienda)
- 0310-PPS-0002 Cyclone Feed Pump (Bomba alimentadora de ciclón)
- 0310-SCR-0001 SAG Mill Discharge Screen (Descarga)

- 0310-MLS-0002 SAG Mill (Molino SAG)
- 0310-MLB-0002 Ball Mill (Molino Bola)
- 0310-CSC-0002 Cyclone Cluster (Ciclón de pila)

Dentro del proceso de chancado primario, se crea un tamaño tipo y solo se redondean dentro del molino a los cuales se denomina pebbles; esto se hace a través de un clasificador SCR y luego el material vuelve al circuito original.

Este circuito es el más exitoso, dado que se le agrega la molienda secundaria.

Después de pasar por este proceso pasa a la bomba de hidrociclones, el cual por peso y densidad separa el material; separando éste en las celdas de flotación Raughter y la otra parte las manda al molino bola quien trabaja sobre el material y lo deja más pequeño para que puede pasar de nuevo por el hidrociclón; el material más fino es enviado directamente a las celdas Rougher. Figura 2-3.

Los hidrociclones de molienda forman una clase importante de equipos destinados principalmente a la separación de suspensiones sólidos. El mineral más grueso se dirige a los Ball Mill y el más pequeño pasa a la etapa siguiente.

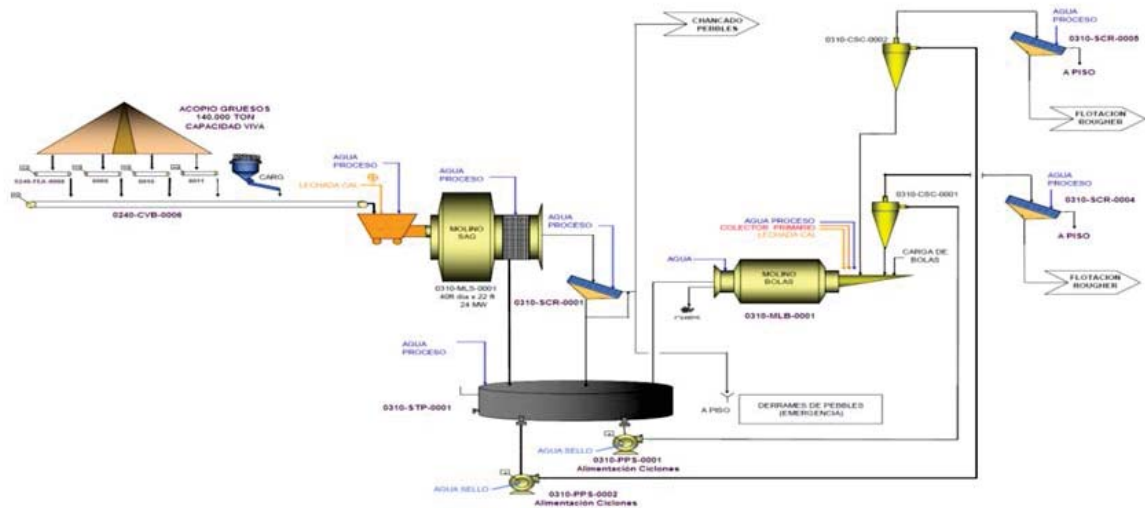


Figura 2-3: Vista de las Correas hacia las Celdas de Flotación

En el área de chancado de pebbles pasa a los molinos tipos cónicos lo cuales hacen más fino el material y luego se devuelve al molino SAG. Figura 2-4.

Los equipos asociados y su respectivos TAG son:

- 0320-CVB-0011 Pebble Stockpile Feed Conveyor (Correa)
- 0320-CRC-0002 Pebble Cone Crusher #2



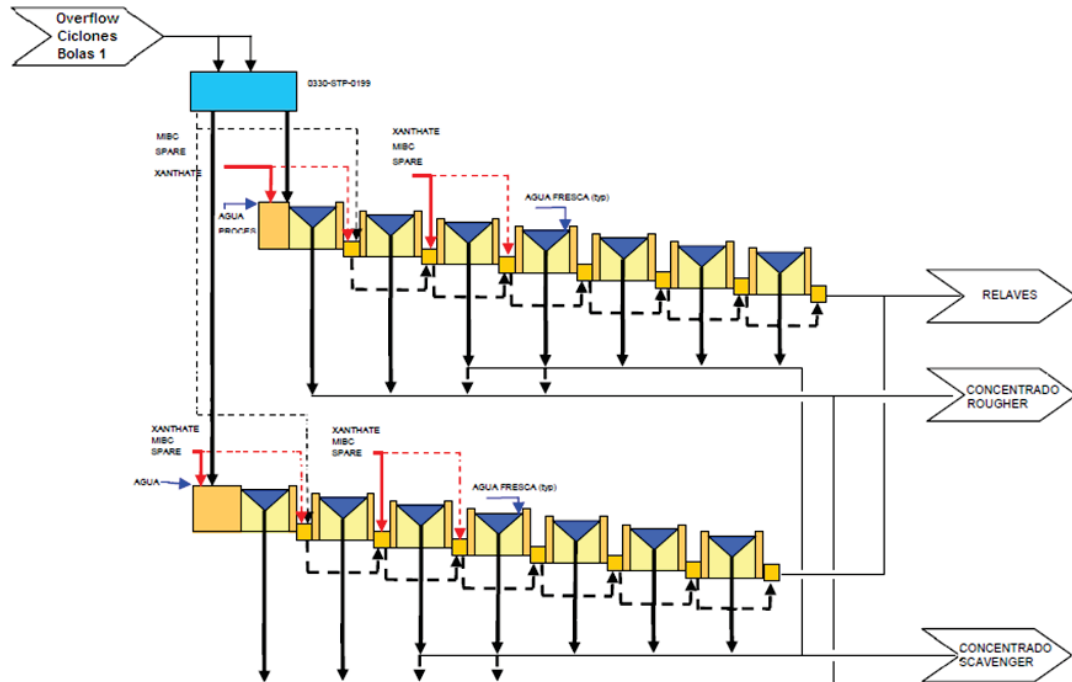


Figura 2-5: Celdas de Flotación

Por otra parte, el material que no flota es desechado a los espesadores de relaves.

En este proceso nuevamente el producto es enviado por una bomba pps y enviados a los hidrociclones de remolienda y a la vez el material más grande es transportado al molino (ISA) el cual sigue moliéndolo para dejarlo cada vez más fino. En cambio, el material que ya salió fino del hidrociclón es enviado directamente a las celdas de flotación de primera y segunda limpieza.

Los equipos asociados y sus respectivos TAG son:

- 0330-PPS-0010 Rougher Concentrate Mill Product Pump
- 0330-MLI-0002 Rougher Scavenger Re grind IsaMill



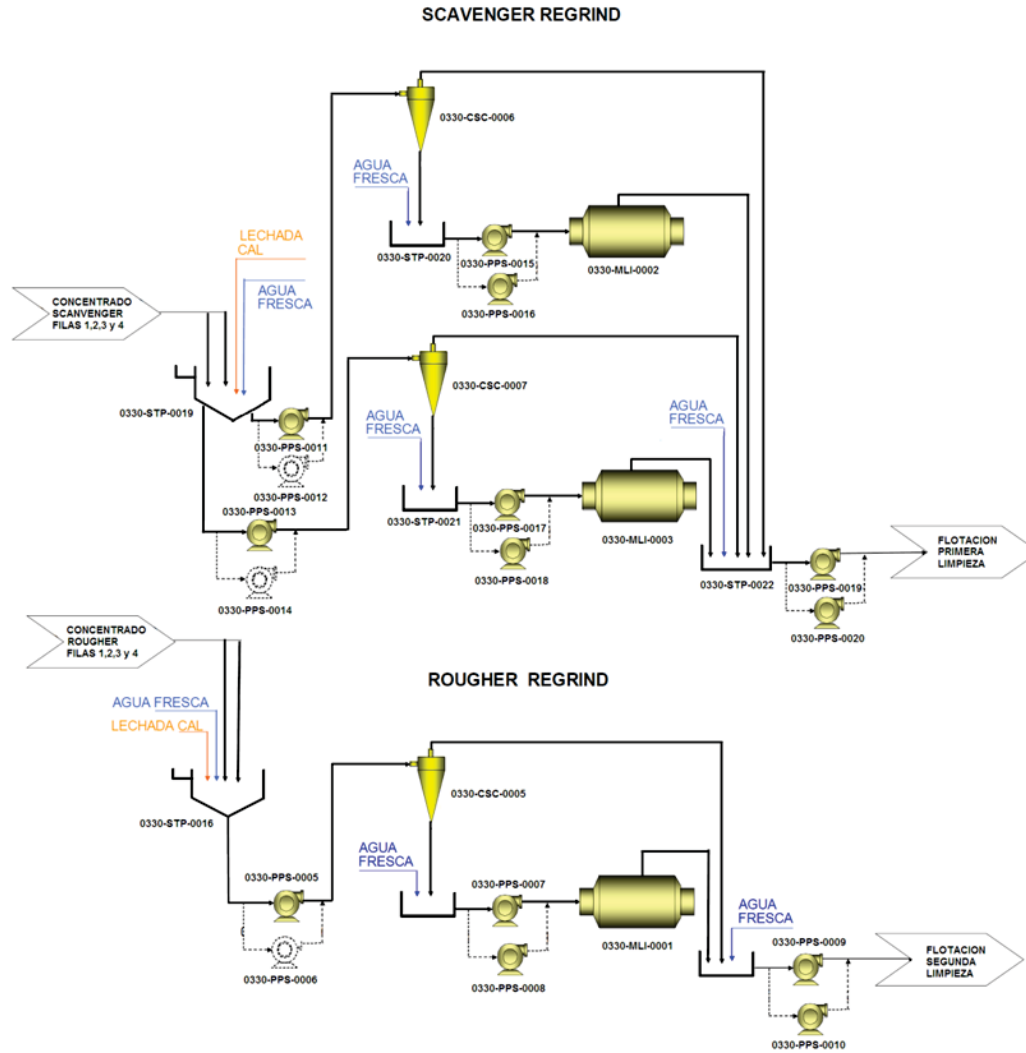


Figura 2-6: Proceso de Traspaso de Material a través de las Bombas

El concentrado que se logra en la etapa anterior (remolienda), se dirige a la etapa de flotación-limpieza que está compuesta por 4 filas: Primera – Limpieza scavenger, tercera y segunda. En esta etapa el mineral pasa sucesivamente por las 4 celdas hasta que se logre recuperar el concentrado desde la tercera limpieza y desde allí se dirige hacia el espesamiento de concentrado. Figura 2-7.

Por otra parte el material que no logra flotar se desecha al espesador de relaves.

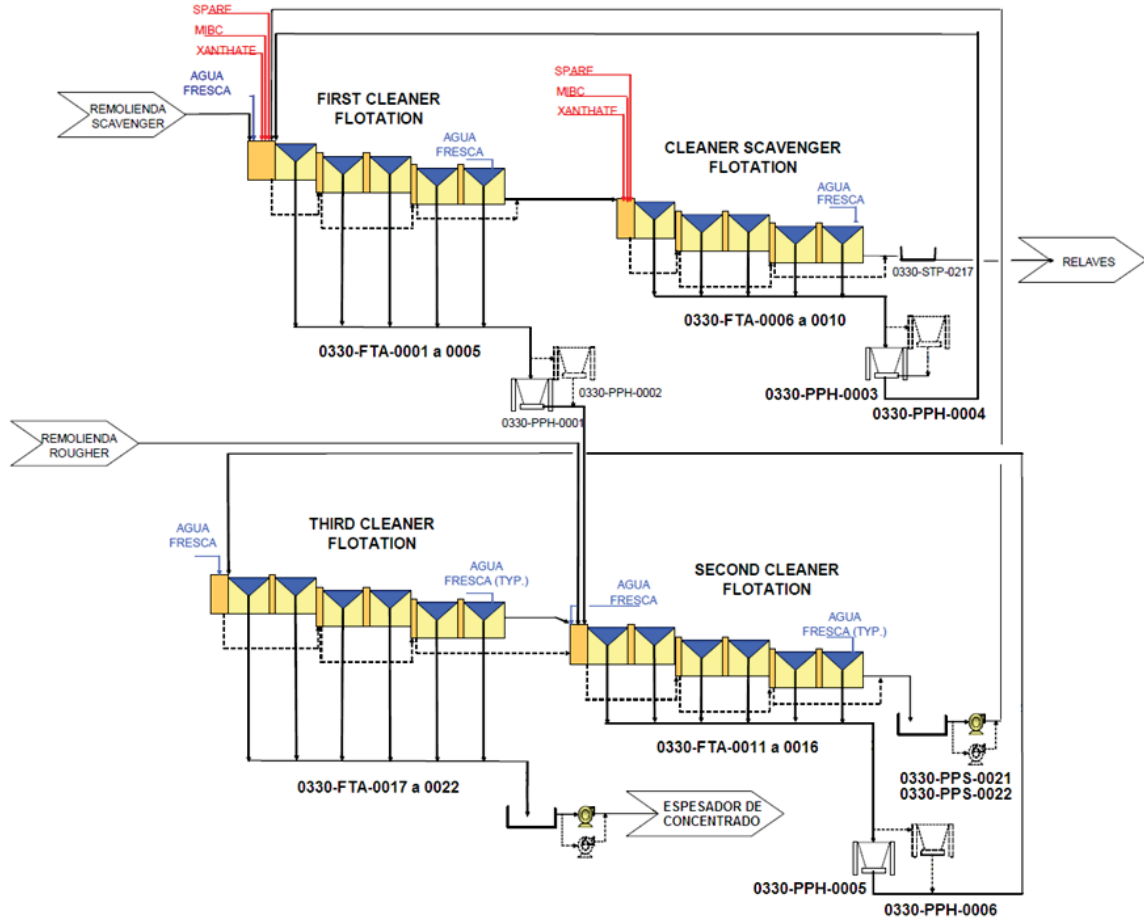


Figura 2-7: Celdas de Flotación

El material es transportado al espesador de concentrado y a diferencias de los proceso anteriores en este proceso el material cae hacia el fondo (con un floculante) y es llevado como pulpa para que en el próximo proceso se pueda secar y sea llevado a camiones o ductos para ser transportado. Figura 2-8 y Figura 2-9.

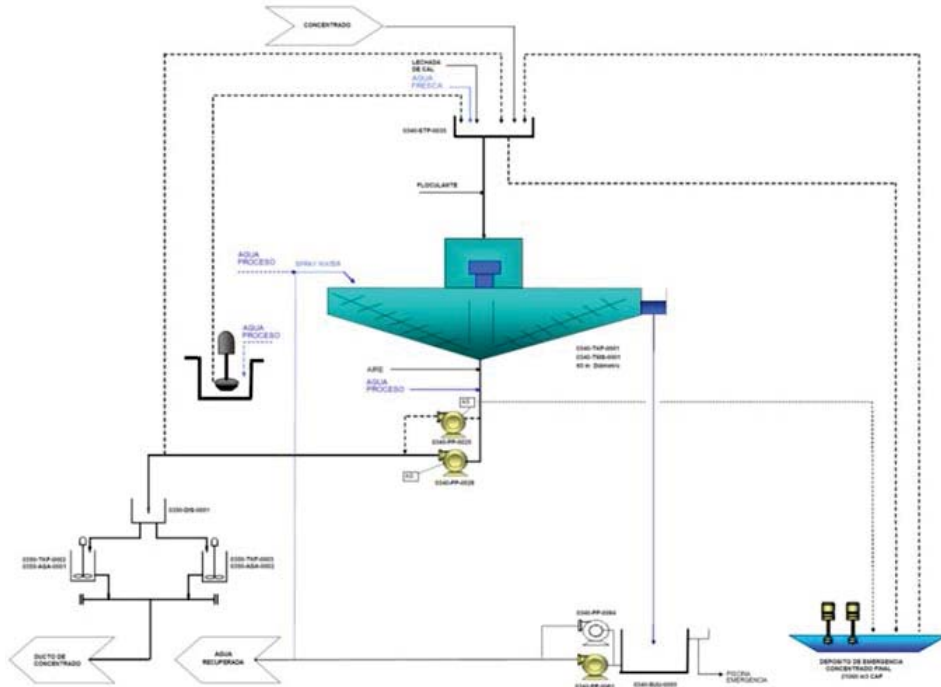


Figura 2-8: Proceso del Concentrado

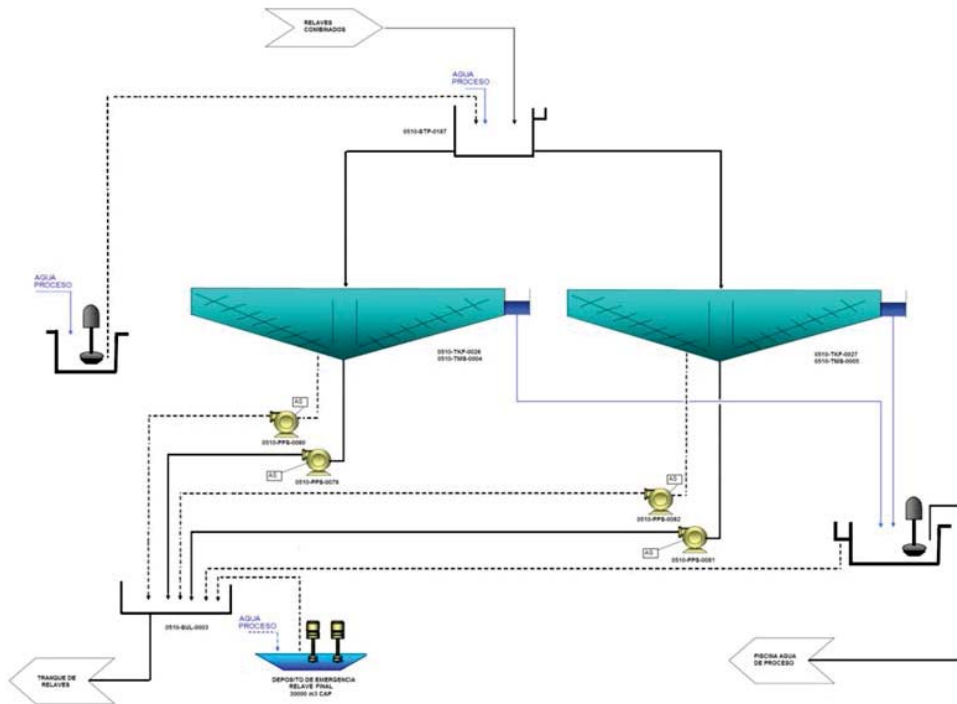


Figura 2-9: Material después de las Celdas de Flotación

Finalmente el proceso de relaves en esta etapa del proceso se trata de desechar el material estéril y recupera el agua para poder nuevamente integrarla al proceso

## 2.2 Listado de las Principales Cargas

Las principales cargas eléctricas son:

Tabla 2-1: Cargas Eléctricas Mayores

TAG	Nombre del motor	Potencia (KW)	Tensión (V)
0210-CRG-0001-M1	Primary Crusher #1 Motor	745	4.000
0210-CRG-0002-M1	Primary Crusher #2 Motor	745	4.000
0210-FEA-0002-01-M1	Apron Feeder Hydraulic Unit Motor #1	160	460
0210-FEA-0002-01-M2	Apron Feeder Hydraulic Unit Motor #2	160	460
0220-CVB-0003-M2	Overland Conveyor #1 Motor #2	4.400	4.000
0220-CVB-0004-M1	Overland Conveyor #2 Motor #1	4.400	4.000
0220-CVB-0004-M2	Overland Conveyor #2 Motor #2	4.400	4.000
0240-CVB-0006-M1	SAG Mill #1 Feed Conveyor Motor	565,5	4.000
0240-CVB-0007-M1	SAG Mill #2 Feed Conveyor Motor	565,5	4.000
0310-MLB-0001	Ball Mill N° 1	16.400	3.300
0310-MLB-0002	Ball Mill N° 2	16.400	3.300
0310-MLS-0001	SAG Mill N° 1	24.000	3.300
0310-MLS-0002	SAG Mill N° 2	24.000	3.300
0310-PPS-0002-M1	Cyclone Feed Pump Motor	2.100	4.000
0310-PPS-0003-M1	Cyclone Feed Pump Motor	2.100	4.000
0310-PPS-0004-M1	Cyclone Feed Pump Motor	2.100	4.000
0310-PPD-0144-M1	Lube System High Pressure Pump Motor	130	460
0310-PPD-0145-M1	Lube System High Pressure Pump Motor	130	460
0320-CRC-0001-M1	Pebble Crusher #1	746	4.000
0320-CRC-0002-01-M2	Pebble Cone Crusher # 2 Lubrication System Motor #2	30	460
0320-CRC-0002-02-M1	Pebble Cone Crusher # 2 Hydraulic System Motor	37	460
0320-CRC-0002-M1	Pebble Crusher # 2	746	4.000
0320-CRC-0003-M1	Pebble Crusher # 3	746	4.000
0320-CVB-0010-M1	Pebble Collector Belt Conveyor Motor	185	460
0320-CVB-0011-M1	Pebble Stockpile Feed Conveyor Motor	185	460
0320-CVB-0012-M1	Pebble Crusher Feed Conveyor Motor	75	460
0330-CPB-0001-M1	Cleaner Cells Blower	522	4.000
0330-CPB-0002-M1	Cleaner Cells Blower	522	4.000
0330-FTA-0001-M1	Low Voltage AC Induction Motor	150	460
0330-FTA-0002-M1	Low Voltage AC Induction Motor	150	460
0330-MLI-0001-M1	M.V. AC Induction Motor Horizontal Rougher Re grind IsaMill Drive	1.500	4.000
0330-FTR-0003-M1	Medium Voltage AC Induction Motor	300	4.000
0340-PPC-0063-M1	Concentrate Thickener Overflow Pump Motor	270	460
0340-PPC-0064-M1	Concentrate Thickener Overflow Pump Motor	270	460
0510-PPC-0129-M1	Reclaim Water Pump Motor	1.500	4.000
0510-PPC-0130-M1	Reclaim Water Pump Motor	1.500	4.000
0510-PPC-0131-M1	Reclaim Water Pump Motor	1.500	4.000

TAG	Nombre del motor	Potencia (KW)	Tensión (V)
0510-PPC-0132-M1	Reclaim Water Pump Motor	1.500	4.000
0510-PPS-0185-M1	Reclaim Water Pump Motor	220	4.000
0510-PPS-0186-M1	Reclaim Water Pump Motor	220	460
0510-TMS-0004	Tailing Thickener Mechanism Drive Motor	164	460
0510-TMS-0005	Tailing Thickener Mechanism Drive Motor	164	460

## 2.3 Modelamiento de Cargas

Para modelar el sistema eléctrico con sus respectivas cargas se utilizará el software ETAP; éste es una licencia que ofrece un conjunto de soluciones de ingeniería eléctrica en donde se puede modelar, incluye flujo de potencia, el arco eléctrico, cortocircuito, estabilidad transitoria, la coordinación de relés, ampacidad del cable, el flujo de potencia óptima, y malla a tierra [1].

Su funcionalidad puede adaptarse al modelo que se necesite dependiendo del sistema eléctrico a modelar.

Para este análisis se realiza flujo de potencia y cálculos de caída de tensión. A la vez este software, realiza la evaluación de equipos, alertas y advertencias, resumen de carga resultado; ésta herramienta de análisis de flujo de energía eléctrica lo realiza de acuerdo a como el usuario haya realizado la programación.

Las características principales del cálculo de flujo de potencia son calcular tensiones de barra, factores de potencia, corrientes, y los flujos de energía en todo el sistema eléctrico.

ETAP permite tensión regulada, y las fuentes de alimentación no reguladas con redes de energía ilimitadas y conexiones del generador.

# 3 Principales Cargas

## 3.1 Principales Cargas

En la minería, el procesamiento de los minerales consta de varias etapas, siendo una de las más importantes la que se realiza posteriormente a la extracción. Algunas de estas etapas son chancado y molienda, que tienen por finalidad el reducir el tamaño del mineral hasta convertirlo en una pulpa para ser llevado a la siguiente etapa que es la flotación.

El presente informe tiene como objetivo establecer los modelos matemáticos para determinar algunos de los equipos involucrados en una planta de molienda, considerando los parámetros que determinan su ejecución y puesta en marcha.

### 3.1.1 Molino de Bolas

El Molino de Bolas está constituido por un cuerpo cilíndrico puesto en forma horizontal, con un sistema que le permite girar en torno a su eje horizontal, en cuyo interior ingresa el mineral a ser molido. Dentro del Molino se colocan bolas de acero. Al girar, el molino levanta por sus paredes la pulpa de mineral y las bolas. Por gravedad estos caen y las bolas al golpear el mineral lo reducen de tamaño [2]. La Figura 3-1 muestra un diagrama funcional del Molino de Bolas.

Para determinar las dimensiones de equipos industriales, Fred Bond desarrolló un procedimiento que se transformó en la base más aceptada para el dimensionamiento de nuevas unidades de molienda. El procedimiento establecido por Bond para obtener las dimensiones del molino ideal es el siguiente:

Determinación del índice de trabajo de Bond ( $W_i$ ) del material a través de pruebas estándar de laboratorio.

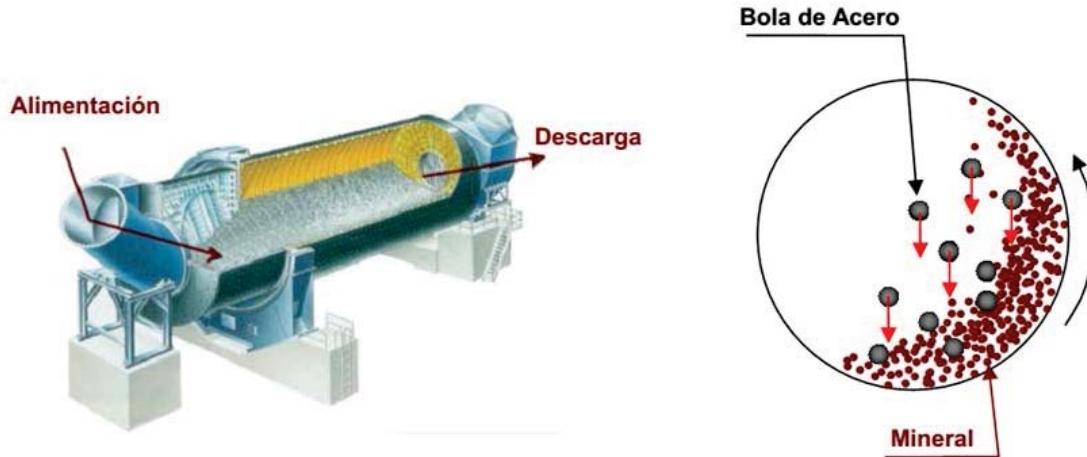


Figura 3-1: Diagrama Funcional del molino de Bolas

El valor del  $W_i$  calculado es para un molino de bolas en condiciones estándar, es decir, considerando tipo descarga por rebalse, de 8 pies de diámetro interior, molienda en húmedo y en circuito cerrado. Este valor se conoce como valor base de  $W_i$ .

En caso que estas condiciones no se cumplan se deberán considerar los siguientes factores de corrección:

- $f_1$ : Molienda en seco.
- $f_2$ : Molienda en circuito abierto.
- $f_3$ : Factor de eficiencia por diámetro del molino.
- $f_4$ : Alimentación demasiado gruesa.
- $f_5$ : Sobremolienda de finos, obteniéndose  $P_{80} \leq 75[\mu\text{m}]$
- $f_6$ : Baja razón de reducción en el molino.

$$W_{i(\text{corr})} = W_{i(\text{base})} \cdot f_1 \cdot f_2 \cdot f_3 \cdot f_4 \cdot f_5 \cdot f_6 \quad (3-1)$$

Donde  $W_{i(\text{corr})}$  es el índice de trabajo corregido. Los valores de los factores se determinan de la siguiente manera:

- $f_1$ : Para el mismo rango de trabajo de molienda húmeda, Bond estimó que la molienda seca requiere 1,3 veces más potencia que la molienda húmeda. Es decir  $f_1 = 1,3$

$f_2$ : En circuito abierto, la molienda húmeda requiere una cantidad extra de potencia si se le compara cuando se efectúa en circuito cerrado. El valor del factor depende del producto de molienda producido y su valor se entrega en la siguiente tabla:

Tabla 3-1: Factores de acuerdo al tamaño del Producto

Tamaño de control del producto (Referencia a % pasante)	Factor $f_2$
50	1,035
60	1,05
70	1,1
80	1,2
90	1,4
92	1,46
95	1,57
98	1,7

$f_3$ : El diámetro interno del molino afecta la eficiencia de la molienda. Para condiciones no estándar, es decir,  $D \neq 8$  pies, este factor está dado por

$$f_3 = \left(\frac{8}{D}\right)^{0,2} \quad (3-2)$$

Donde  $D$  es el diámetro interno del molino en pies, medido entre revestimientos. En operación de planta, cuando  $D \geq 12,5$  pies, la eficiencia llega a un máximo manteniéndose en un valor constante y  $f_3 = 0,914$ .

Como  $D$  es un parámetro desconocido al comienzo, Fred Bond sugiere considerar  $f_3 = 1$  durante la primera iteración cuando  $D \neq 8$  pies y luego recalculer dicho valor más adelante.

$f_4$ : Este factor se utiliza cuando el material con que se alimenta el molino es más grueso que un cierto valor óptimo. Este factor se relaciona directamente con el índice de trabajo, según la siguiente ecuación:

$$f_4 = \frac{R_r + (W_i - 7) \cdot \left(\frac{F_{80} - F_0}{F_0}\right)}{R_r} \quad (3-3)$$

Donde:

$R_r$ : Razón de reducción del 80% ( $F_{80} / P_{80}$ ).

$F_{80}$ : Tamaño 80% de alimentación [ $\mu m$ ].



$P_{80}$  : Tamaño 80% del producto [ $\mu m$ ].

$W_i$  : Índice de trabajo del material [ $kWh/ton$ ].

$F_0$  : Tamaño óptimo de alimentación [ $\mu m$ ].

Siendo:

$$F_0 = 4000 \cdot \sqrt{13/W_i} \quad (3-4)$$

$f_5$  : Cuando hay una sobremolienda de finos, es decir, el tamaño 80% pasante del producto es menor que 75 micrones (200 mallas) se aplica el factor  $f_5$  de acuerdo a la siguiente ecuación:

$$f_5 = \frac{P_{80} + 10,3}{1,145 \cdot P_{80}} \quad (3-5)$$

$f_6$  : Cuando la razón de reducción del molino es baja, es decir menor a 6, se aplica el factor  $f_6$ , como ocurre en el proceso de remolienda de concentrados y relaves de circuitos industriales.

$$f_4 = \frac{20(R_r - 1,35) + 2,6}{20(R_r - 1,35)} \quad (3-6)$$

Luego el consumo de energía específica en la molienda industrial, para ir desde un tamaño 80% pasante  $F_{80}$  hasta un tamaño 80% pasante  $P_{80}$  está dado por:

$$W = W_{i(corr)} \cdot \left( \frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right) \quad (3-7)$$

Donde:

$W$  : Consumo de energía [kWh] necesario para reducir una tonelada corta de material, desde un tamaño 80% pasante  $F_{80}$  [ $\mu m$ ] hasta 80% pasante  $P_{80}$  [ $\mu m$ ].

$W_i$  ,  $P_{80}$  y  $F_{80}$  : Corresponden al índice de trabajo [kWh/ton corta], a los tamaños 80% pasante del producto final y alimentación fresca del circuito industrial de molienda [ $\mu m$ ].

La potencia mecánica requerida para la molienda del material está dado por:

$$P_M = 1,341 \cdot W \cdot C \text{ [HP]} \quad (3-8)$$

Donde C es la capacidad deseada del molino (ton corta/h).

La potencia mecánica calculada de esta forma es la potencia requerida en el eje del piñón del molino, la cual incluye pérdidas por eficiencia en rodamientos, engranajes y piñón, pero no incluye las pérdidas de eficiencia en el motor y otros componentes accesorios, tales como reductores de velocidad, pérdidas de transmisión, etc.

La potencia eléctrica requerida en la entrada del motor, suponiendo una eficiencia  $\eta$  (normalmente  $\eta=95\%$ ) está dado por:

$$P_E = P_M \left( \frac{100}{\eta} \right) \text{ [HP]} \quad (3-9)$$

A partir de la siguiente ecuación para calcular el consumo de potencia eléctrica en molinos de bolas:

$$P_E = K_B \cdot D^{3,5} \cdot V_P^{0,641} \cdot C_S^{1,505} \cdot \left( \frac{L}{D} \right) \quad (3-10)$$

Se determina D despejando la ecuación (3-10) obteniendo:

$$D = \left( \frac{P_E}{K_B \cdot V_P^{0,641} \cdot C_S^{1,505} \cdot \left( \frac{L}{D} \right)} \right)^{1/3,5} \quad (3-11)$$

Donde:

$P_E$  : Potencia eléctrica requerida a la entrada del motor (HP).

$D$  : Diámetro interno del molino (pies). Si  $D \geq 20$  pies, es recomendable usar más de un molino.

$V_P$  : Porcentaje del volumen interno del molino cargado con bolas (volumen aparente de la carga de bolas), expresado como porcentaje. Es recomendable utilizar un valor entre 40% y 50%.

$C_S$  : Porcentaje de velocidad crítica del molino. Es recomendable usar un valor entre 68% y 78% de la velocidad crítica.

$L$  : Longitud interna del molino (pies). Para la mayoría de los casos prácticos, se puede variar la razón L/D entre 1 y 3.

$K_B$  : Constante de proporcionalidad, cuyo valor depende del tipo de molino seleccionado, de acuerdo a la tabla 3-1.

Tabla 3-2: Constante de Proporcionalidad

Tipo de molino de bolas	Valor de $K_B$
Descarga por rebalse, molienda húmeda	$4,365 \cdot 10^{-5}$
Descarga por diafragma (parrilla), molienda húmeda	$4,912 \cdot 10^{-5}$
Descarga por diafragma, molienda seca	$5,456 \cdot 10^{-5}$

La ecuación anterior implica hacer una primera estimación de  $D$ , la cual se reemplaza en la expresión  $(L/D)$  y se vuelve a calcular iterativamente hasta que el algoritmo de cálculo converja.

Las veces que deberá repetirse este cálculo, es hasta obtener una variación máxima relativa de 1% para valores de  $D$  calculados entre iteraciones sucesivas.

A continuación se realizará un ejemplo práctico para calcular la potencia eléctrica requerida por un molino de bolas.

Se desea reducir un material desde 80% pasante 195  $[\mu\text{m}]$ , requiriéndose tratar 216 [ton corta/h] de sólidos en la planta de procesamiento. Los datos conocidos y parámetros por determinar se muestran a continuación:

$$W_i = 14,5 \text{ [kWh/ton corta].}$$

$$F_{80} = 4.763 \text{ } [\mu\text{m}] \text{ (tamaño 80\% alimentación).}$$

$$P_{80} = 195 \text{ } [\mu\text{m}] \text{ (tamaño 80\% del producto).}$$

$$\eta = 96\%.$$

$$C = 216 \text{ [ton corta/h] (alimentación fresca de sólidos al circuito de molienda).}$$

$$L/D = 1,25 \text{ (razón largo/diámetro seleccionada).}$$

$$C_s = 70\% \text{ de la velocidad crítica.}$$

$$V_p = 45\% \text{ de carga de bolas (como porcentaje del volumen interno del molino).}$$

$$K_B = 4,63 \times 10^{-5}.$$

Molienda en húmedo (65% de sólidos) y en circuito cerrado.

Molino de bolas tipo Overflow (descarga por rebalse).

Tabla 3-3: Factores Iterativos

Factor	Valor	Observaciones
$f_1$	1	Molienda húmeda
$f_2$	1	Circuito cerrado
$f_3$	1	Con $D = 8$ como estimación inicial
$f_4$	1,079	$R_r = 24,43$ ; $W_i = 14,5$ [kWh/ton]; $F_{80} = 4/63$ [ $\mu m$ ]; $F_0 = 3/8$ [ $\mu m$ ]
$f_5$	1	Porque $P_{80} > [\mu m]$
$f_6$	1,006	$R_r = 24,43$

Tabla 3-4: Ejemplo de Dimensionamiento

Iteración	$f_3$	$W_{i(corr)}$	$W_i$ [kWh/ton corta]	$P_M$ [HP]	$P_E$ [HP]	$D$ [pies]	$L$ [pies]	% error en D
1	1	15,739	8,991	2604,18	2712,69	15,412	19,265	-
2	0,915	14,402	8,226	2382,83	2482,11	15,026	18,782	2,51
3	0,915	14,402	8,226	2382,83	2482,11	15,026	18,782	0

Con los datos y parámetros anteriores se determinan los valores de los factores de corrección, los cuales se muestran en la tabla 3-3.

De esta manera, los cálculos realizados en cada iteración se observan en la tabla 3-4.

Como  $D > 12,5$  [pies], se supuso un  $f_3$  constante con valor de 0,915. De esta forma, las dimensiones del molino de bolas serán:

$D = 15,03$  pies, es decir, 15 pies de diámetro interno.

$L = 18,78$  pies, es decir, 19 pies de longitud efectiva.

La potencia eléctrica del motor será:

$$P_E = 4,365 \times 10^{-5} \cdot 15^{5,5} \cdot 45^{461} \cdot 70^{503} \cdot (19/15)$$

$$P_E = 2500,17 \text{ [HP]} \Rightarrow P_E = 2500 \text{ [HP]}$$

Como en el ejemplo desarrollado,  $D = 15$  pies (tamaño relativamente grande para un molino de bolas), se podría pensar en la posibilidad de utilizar dos molinos de bolas más pequeños operando en paralelo. En tal caso, cada molino debería consumir una potencia aproximada de 1300 [HP], obteniéndose las siguientes dimensiones para cada uno de ellos:

Nº de molinos de bolas = 2

$D = 12,5$  pies de diámetro interno.

$L = 15,5$  pies de largo efectivo.

$P_E = 1293$  [HP] Por molino  $\approx 1300$  [HP] en cada molino

### 3.1.2 Molino Semiautógeno (SAG)

El Molino semiautógeno es usado en plantas mineras para moler rocas de mineral reduciendo su tamaño y hacerlo apto para las etapas siguientes de procesamiento. Estos equipos se caracterizan por ser de mayor potencia y tamaño que los molinos de bolas y por permitir una razón de reducción del tamaño de las rocas. Estos molinos se denominan semiautógenos, porque para la molienda del mineral emplean además del mismo mineral, bolas de acero. Al girar el contenido en el molino, las rocas y bolas caen y ayudan a moler el mismo mineral. En la Figura 3-2 podemos apreciar un molino SAG típico.

Para dimensionar un molino SAG se van a utilizar las siguientes expresiones:

En primer lugar la velocidad de giro del molino es:

$$N_c = N_{crit} \cdot \varphi \quad (3-12)$$

Donde:

- $N_c$  : Velocidad de giro del molino [rpm].
- $\varphi$  : Porcentaje de velocidad crítica utilizada.
- $N_{crit}$  : Velocidad crítica de rotación del molino [rpm].

Y la velocidad crítica de rotación se obtiene de la siguiente forma:

$$N_{crit} = \frac{76,6}{\sqrt{D}} \quad (3-13)$$

Donde  $D$  corresponde al diámetro interior del molino.

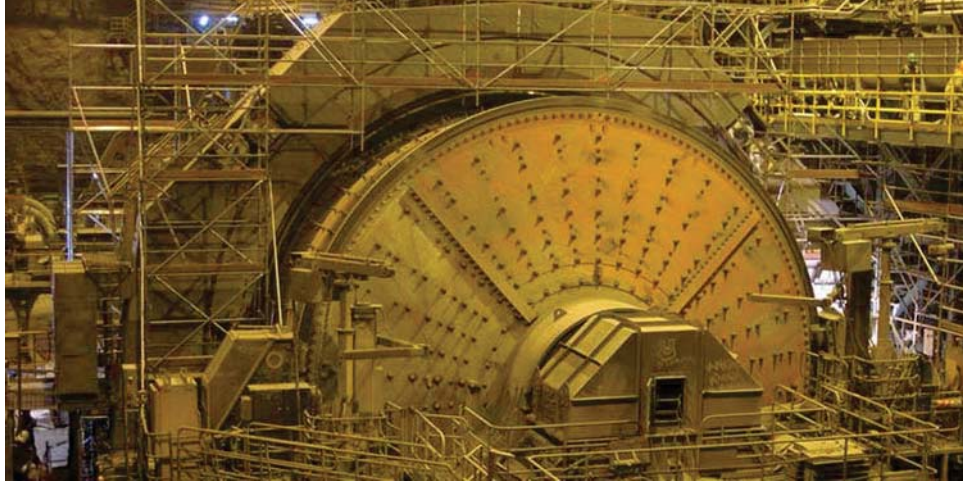


Figura 3-2 : Foto de un Molino

La densidad de la pulpa (compuesta de agua y mineral). Considerando una tonelada de pulpa y  $\rho_{\text{agua}}=1$  [ton/m<sup>3</sup>] se calcula:

$$\rho_p = \frac{1}{\left(\frac{S}{100} \cdot \frac{1}{\rho_m}\right) + \left(1 - \frac{S}{100}\right)} \quad (3-14)$$

Donde:

- $\rho_p$  : Densidad de pulpa [ton/m<sup>3</sup>].  
 $\rho_m$  : Densidad del mineral [ton/m<sup>3</sup>].  
 $S$  : Porcentaje de peso sólido de pulpa.

El volumen interior del molino está dado por:

$$V = \frac{\pi}{4} (0,305 \cdot D)^2 (0,305 \cdot L) \quad (3-15)$$

Donde:

- $V$  : Volumen interior del molino [m<sup>3</sup>].  
 $D$  : Diámetro interior del molino [pies] (0 - 100).  
 $L$  : Largo interior del molino [pies] (0 - 50).

El volumen de carga en el interior del molino:

$$V_c = V \cdot \frac{J}{100} \quad (3-16)$$

Donde:

- $V_c$  : Volumen carga interior molino [m<sup>3</sup>].  
 $J$  : Porcentaje del nivel de llenado aparente. Carga volumétrica aparente de llenado (incluyendo bolas y exceso pulpa sobre bolas cargadas, más pulpa en espacios intersticiales entre bolas).

Volumen ocupado por bolas en interior del molino:

$$V_B = V \cdot \frac{J_B}{100} \quad (3-17)$$

Donde:

- $V_B$  : Volumen de bolas en interior del molino [m<sup>3</sup>].  
 $J_B$  : Porcentaje del nivel de llenado de bolas.

Peso de carga de bolas:

$$M_B = (1 - f_v) \cdot \rho_B \cdot V_B \quad (3-18)$$

Donde:

- $M_B$  : Peso de carga de bolas [ton].  
 $f_v$  : Porcentaje de fracción volumétrica de espacios intersticiales entre bolas (40% aproximadamente).  
 $\rho_B$  : Densidad de bolas [ton/ m<sup>3</sup>] (0- 10).

Volumen ocupado por rocas interior molino:

$$V_R = V \cdot \left( \frac{J}{100} - \frac{J_B}{100} \right) \quad (3-19)$$

Donde:

- $V_R$  : Volumen rocas en interior del molino [m<sup>3</sup>].
- $J$  : Porcentaje del nivel de llenado aparente. Carga volumétrica aparente de llenado (incluyendo bolas y exceso pulpa sobre bolas cargadas, mas pulpa en espacios intersticiales entre bolas).
- $J_B$  : Porcentaje del nivel de llenado aparente.

Peso de carga de rocas:

$$M_R = (1 - f_v) \cdot \rho_m \cdot V_R \quad (3-20)$$

Donde:

- $M_R$  : Peso de carga de rocas [ton].
- $f_v$  : Porcentaje de fracción volumétrica de espacios intersticiales entre bolas (40% aproximadamente).
- $\rho_m$  : Densidad del mineral [ton/ m<sup>3</sup>] (0 - 10).

Peso de pulpa en espacios intersticiales entre bolas:

$$M_{p(ei)} = J_p \cdot f_v \cdot V_c \cdot \rho_p \quad (3-21)$$

Donde:

- $M_{p(ei)}$  : Peso pulpa en espacios intersticiales [ton].
- $J_p$  : Porcentaje del nivel de llenado de pulpa en espacios intersticiales.

Densidad aparente de carga del molino. Razón de peso total de carga y volumen aparente (incluyendo espacios intersticiales).

$$\rho_{ap} = \frac{M_B + M_R + M_{p(ei)}}{V_c} \quad (3-22)$$

Donde  $\rho_{ap}$  es la densidad aparente de carga del molino en [ton/ m<sup>3</sup>].



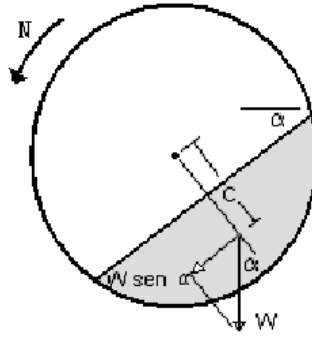


Figura 3-3: Dimensionamiento Molino

Después de determinar los parámetros y condiciones involucradas en el molino SAG, se realiza el cálculo de la potencia eléctrica [3]. En primer lugar se debe considerar la figura 3-3.

A partir de la Figura 3-3, la potencia eléctrica neta está dada por:

$$P_N = C \cdot W \cdot \text{sen}(\alpha) \cdot N$$

Pero  $W = \rho_{ap} \cdot V_c$  y  $\frac{C}{D} \cong 0,447 - 0,476j$

$$\therefore P_N = 0,238 \cdot D^{3,5} \cdot \left(\frac{L}{D}\right) \cdot N_c \cdot \rho_{ap} \cdot \left(\frac{J}{100} - 1,065 \frac{J^2}{100^2}\right) \cdot \text{sen}(\alpha)$$

Donde:

$P_N$  : Potencia eléctrica neta del molino [kW].

$\alpha$  : Ángulo de inclinación de la superficie de carga durante la operación (0 – 180°).

a) Variables Eléctricas

- Potencial eléctrico
- Corriente eléctrica

b) Variables Externas

- Temperatura
- Presión
- Tiempo de electrólisis

Antes de comenzar el proceso, es fundamental definir la tolerancia y magnitud de cada una de estas variables, ya que sus efectos influyen directamente en la cantidad y calidad del producto.

### 3.1.3 Correas Transportadoras

La correa transportadora es una estructura de goma o tejido en forma de correa cerrada en anillo, con una unión vulcanizada o con empalme metálico, utilizada para el transporte de materiales. Estas correas son los aparatos más usados para el transporte de objetos sólidos y material a granel a gran velocidad y cubriendo grandes distancias [4]. La figura 3-4 se muestra un esquema con los elementos típicos que constituyen el sistema de transporte mediante correas:

El cálculo de una correa transportadora se puede realizar con el siguiente procedimiento, tomando en cuenta los datos básicos indicados a continuación:

- Material a transportar: Mineral de cobre chancado.
- Grueso: Máximo tamaño de 300 [mm] (apertura nominal del chancado primario).
- Densidad promedio: 2,54 [ton/m<sup>3</sup>].
- Factor de esponjamiento: 25%.
- Densidad aparente:  $2,54 / (1 + 0,25) = 2$  [ton/m<sup>3</sup>].
- Toneladas por año: 110 millones de toneladas al año.
- Condiciones de operación: 20 horas por día, 6 días por semana.
- Ángulo de reposo del material sobre la faja: 15%.
- Humedad: 11%.
- Abrasividad: media.

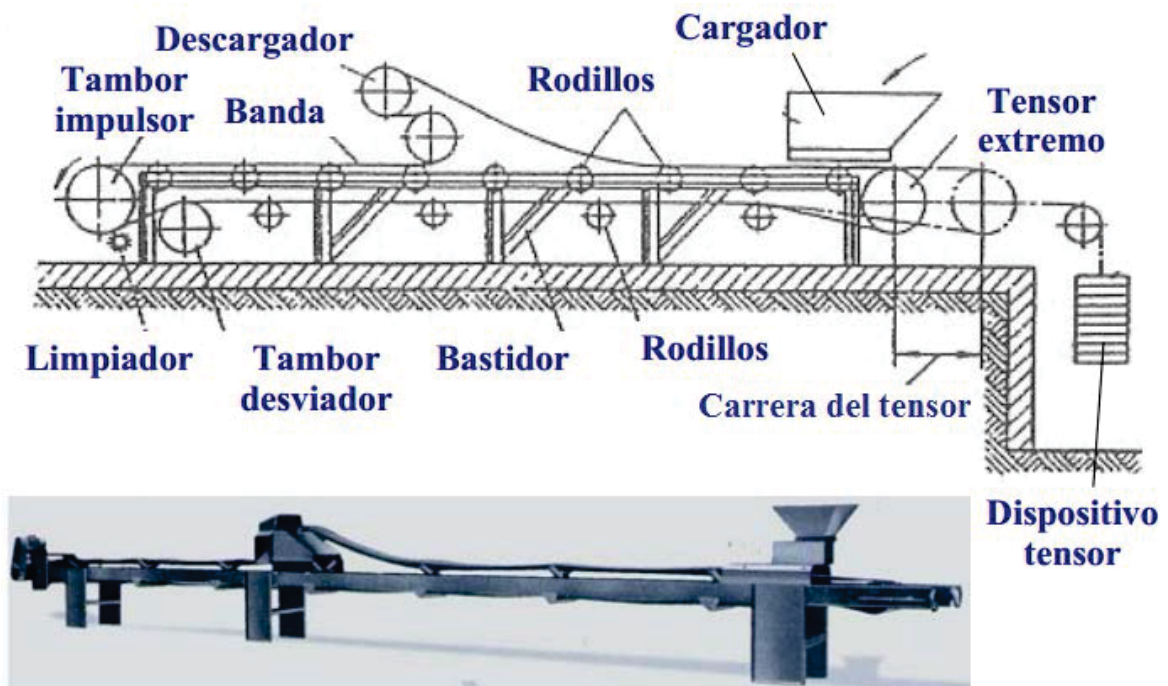


Figura 3-4: Vista de las Partes de una Correa

Las características de la correa transportadora son las siguientes:

- Velocidad de la correa: Para el transporte del mineral de cobre, la velocidad recomendada será de 3 [m/s].
- Ancho de la correa: 1600 [mm].
- Diseño de polines: Los polines portantes (los que soportan la correa con carga) serán 3, un polín central en forma horizontal y 2 polines inclinador en un ángulo de 20° con respecto a la horizontal.
- Longitud de cada polín: 600 [mm].
- Los polines de retorno serán horizontales con una longitud de 1800 [mm], de manera tal que la correa se mantenga plana en el tramo de retorno.
- Diámetro de polines:
  - Portante: 159 [mm].
  - Retorno: 133 [mm].
  - Impacto: 159 [mm].
- Peso de polines:
  - Portante: 42,4 [kg].
  - Retorno: 27,6 [kg].
- El espaciamiento entre polines portantes ( $L_o$ ) recomendado por el fabricante es de 1 [m].
- El espaciamiento entre polines de retorno ( $L_u$ ) se calcula de la siguiente forma:

$$L_u = 2,5 \cdot L_o$$

$$L_u = 2,5 \cdot 1 = 1 \text{ [m]}$$

La masa de los polines se calcula con la siguiente expresión:

$$M_p = \frac{M_{po}}{L_o} + \frac{M_{pu}}{L_u} \quad (3-23)$$

Donde:

- $M_p$  : Masa de polines [kg/m].
- $M_{po}$  : Peso de polines portadores = 42,4 [kg/m].
- $M_{pu}$  : Peso de polines de retorno = 27,6 [kg/m].
- $L_o$  : Espaciamiento entre polines portantes = 1 [m].
- $L_u$  : Espaciamiento entre polines de retorno = 2,5 [m].

Entonces:

$$M_p = \frac{42,4}{1} + \frac{27,6}{2,5} \quad (3-24)$$

$$M_p = 53,4 \text{ [kg/m]} \quad (3-25)$$

La correa transportadora a usar estará compuesta por un núcleo formado por cables de acero, que resisten a la tracción, y de dos capas de goma de distintas características, que protegen a dicho núcleo. La correa tendrá las siguientes características:

$$1800 - St3500 - 10 + 7M$$

Donde:

1800	:	Ancho de la correa [mm].
St	:	Núcleo resistente formado por cables de acero.
3500	:	Resistencia a la rotura del núcleo en sentido longitudinal [kg/m].
10	:	Espesor del recubrimiento superior de la goma [mm].
7	:	Espesor del recubrimiento inferior de la goma [mm].
M	:	Grado de calidad de la goma de recubrimientos.

El peso de la faja es el siguiente:

$$M_f = 40 \text{ [kg/m}^2\text{]} \cdot \text{ancho correa [m]} \quad (3-26)$$

$$M_f = 40 \cdot 1,6 = 64 \text{ [kg/m]} \quad (3-27)$$

La masa del mineral de cobre:

$$M_n = \frac{Q_m}{3,6 \cdot v} \quad (3-28)$$

Donde:

$M_n$	:	Masa del mineral [kg/m].
$Q_m$	:	Capacidad de la correa [kg/s].
$v$	:	Velocidad de la correa [m/s].

Entonces:

$$M_n = \frac{3750}{3,6 \cdot 3} = 347 \text{ [kg/m]} \quad (3-29)$$

La resistencia al movimiento de la correa se calcula con las siguientes expresiones:

$$\text{Resistencia primaria: } F_h = f \cdot L \cdot g \left[ M_p + (2M_f + M_n) \cos(\theta) \right]$$

$$\text{Resistencia secundaria: } F_n = (C - 1) F_h$$

$$\text{Resistencia a la gradiente: } F_g = h \cdot g \cdot M_n$$

Donde:

$L$	:	Longitud del transportador.
$h$	:	Altura del transportador.
$f$	:	Coefficiente de fricción.
$C$	:	Coefficiente de longitud.
$M_p$	:	Masa del polín, 53,4 [kg/m].
$M_f$	:	Masa de la correa, 63 [kg/m].
$M_n$	:	Masa de la carga, 347 [kg/m].
$g$	:	Gravedad, 9,8 [m/s <sup>2</sup> ].

Para el transporte del mineral se considerarán las siguientes condiciones:

Longitud del transporte:  $L = 350$  [m].

Altura de transporte:  $h = 92$  [m].

Inclinación:  $\theta = 15^\circ$ .

Coefficiente de fricción:  $f = 0,017$ .

Coefficiente de longitud:  $C = 1,27$ .

De esta manera calculando los valores de resistencia se obtiene:

a) Resistencia primaria:

$$F_h = f \cdot L \cdot g \cdot [M_p + (2M_f + M_n) \cdot \cos(\theta)] \quad (3-30)$$

$$F_h = 0,017 \cdot 350 \cdot 9,8 \cdot [53,4 + (2 \cdot 64 + 347) \cdot \cos(15)] \quad (3-31)$$

$$F_h = 29,867 \text{ [kN]} \quad (3-32)$$

b) Resistencia secundaria:

$$F_n = (C - 1) \cdot F_h \quad (3-33)$$

$$F_n = (1,27 - 1) \cdot 29,867 \cdot 10^3 \quad (3-34)$$

$$F_n = 8,064 \text{ [kN]} \quad (3-35)$$

c) Resistencia a la gradiente:

$$F_g = h \cdot g \cdot M_n \quad (3-36)$$

$$F_g = 92 \cdot 9,8 \cdot 347 \quad (3-37)$$

$$F_g = 312,855 \text{ [kN]} \quad (3-38)$$

De esta forma, la resistencia total al movimiento de la correa es el siguiente:

$$F_t = F_h + F_n + F_g \quad (3-39)$$

$$F_t = (29,867 + 8,064 + 312,855) \cdot 10^3 \quad (3-40)$$

$$F_t = 350,787 \text{ [kN]} \quad (3-41)$$

La resistencia total al movimiento de la correa corresponde al valor de tensión efectiva de la correa, es decir:

$$T_e = F_t = 350,786 \text{ [kN]} \quad (3-42)$$

La tensión del lado flojo de la correa se obtiene con la siguiente expresión:

$$T_2 = T_e \cdot C_{t1} \quad (3-43)$$

Donde  $C_{t1}$  es el factor de transmisión (0,084). Entonces:

$$T_2 = 350,785 \cdot 10^3 \cdot 0,084 \quad (3-44)$$

$$T_2 = 29,466 \text{ [kN]} \quad (3-45)$$

La tensión del lado tenso de la correa se calcula de la siguiente forma:

$$T_1 = T_e + T_2 \quad (3-46)$$

$$T_1 = (350,786 + 29,466) \cdot 10^3 \quad (3-47)$$

$$T_1 = 380,252 \text{ [kN]} \quad (3-48)$$

Finalmente, la potencia eléctrica para el accionamiento del sistema de transmisión se calcula usando la expresión mostrada a continuación:

$$P = \frac{T_e \cdot v}{1000} \quad (3-49)$$

Donde:

- $P$  : Potencia eléctrica nominal [kW].  
 $T_e$  : Tensión efectiva de la correa [N].  
 $v$  : Velocidad de la correa [m/s].

Luego, la potencia nominal es:

$$P = \frac{350,876 \cdot 10^3 \cdot 3}{1000} \quad (3-50)$$

$$P = 1052 \text{ [kW]} \quad (3-51)$$

Entonces para determinar la potencia eléctrica real se va a adicionar una potencia extra del 10%, dando como resultado:

$$P_R = 1052 \cdot 1,1 \quad (3-52)$$

$$P_R = 1157 \text{ [kW]} = 1551 \text{ [HP]} \quad (3-53)$$

Con este resultado, se va a considerar que la potencia real será de 1600 [HP] distribuido en dos motores de la siguiente forma:

Motor principal (polea primaria):  $P_P = 1000 \text{ [HP]}$

Motor secundario (polea secundaria):  $P_S = 600 \text{ [HP]}$

# 4 Análisis Económico de la Planta Minera

## 4.1 Inversiones y Vida Útil de los Equipos

### 4.1.1 Vida Útil de los Equipos

En todo equipo de mina, tanto durante los tiempos de utilización como durante los tiempos en que se encuentra ocioso, su diversidad de partes y mecanismos van sufriendo desgaste y deterioro, por lo que con cierta frecuencia deben ser sustituidos o reparados para estar en condiciones para ser ocupada y producir en forma eficiente y económica.

Sin embargo, con el transcurso del tiempo todo equipo llega a encontrarse en un estado tal de desgaste y deterioro, que su posesión en vez de ser un bien de producción pasa a ser una carga financiera para la empresa, lo cual ocurre cuando los gastos que se requieren para que el equipo produzca, exceden a los rendimientos económicos obtenidos con el mismo, es decir la posesión y operación del equipo reportan pérdidas económicas y/o riesgos no aceptables para una operación minera segura. Debido a lo anterior junto con definir la flota de equipos, se debe determinar el programa de inversiones que permitirá estimar el momento en que los equipos deberán ser reemplazados o se les podrá realizar una mejora para prolongar su vida útil.

### 4.1.2 El programa de Inversiones

El programa de inversiones tiene como objetivo principal permitir un ordenamiento de las salidas de dinero, de tal forma de tener claro cuáles serán los futuros flujo de inversiones, cómo se realizaran, cuándo se harán efectivas y las razones por las cuáles deben realizarse

Principales inversiones que se realizan en la mina:

- Equipos de mina
- Instalaciones de infraestructura
- El pre-stripping o apertura de la mina se realiza al principio de la explotación, al igual que las instalaciones.

En el caso de los equipos mina se tiene un desgaste asociado a la operación; por lo que dependiendo de la duración del proyecto deberán ser cambiados o sometidos a una puesta a punto u overhaul.

Para determinar el programa de inversiones en equipos se deben tomar en cuenta los siguientes conceptos

- Valor actualizado al momento de realizar la inversión
- Vida útil de los equipos
- Vida económica del equipo
- Valor del overhaul para el equipo
- Vida útil de la faena

### 4.1.3 Vida Económica de los Equipos

Se entiende por vida económica el periodo durante el cual este puede operar en forma eficiente, realizando un trabajo satisfactorio y oportuno desde punto de vista económico.

A medida que aumenta el tiempo y el uso del equipo, la productividad del mismo tiene a disminuir y sus costos de operación van en constante aumento como consecuencia de los gastos. [3].Figura 4-1.

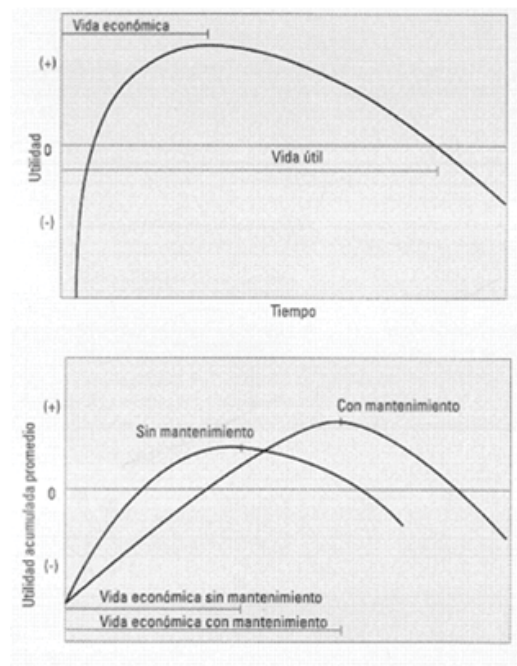


Figura 4-1: Gráfico de Mantenimiento y Vida Económica



#### 4.1.4 Concepto de Rendimiento

Este concepto se asocia directamente a las pérdidas

$$\text{Rendimiento} = \frac{\text{Potencia mecánica útil}}{\text{Potencia activa eléctrica}}$$

Como definición; es la razón entre la potencia mecánica útil para realizar el trabajo y la potencia activa eléctrica suministrada para tal efecto.

#### 4.1.5 Concepto de Disponibilidad y Confiabilidad

La disponibilidad de un sistema se define

$$\text{Disponibilidad} = \frac{T.\text{serv}}{T\text{total}}$$

$T_{serv}$  : Tiempo con servicio con calidad adecuada

$T_{total}$  : Tiempo total de observación

El concepto básico de confiabilidad se relaciona con la cantidad de componentes de un equipo que fallan por un período de tiempo  $t$ , Si bien la definición precisa de confiabilidad debe realizarse en función de la probabilidad de ocurrencia de fallas

$$kconf(t) = \frac{compviv(t)}{comptot(t)}$$

$compviv(t)$ : componente que sobreviven en un buen estado en un periodo  $t$

$comptot(t)$ : componente probados en un periodo  $t$

Ejemplo al probar 100 ampolletas de filamento se comprueba que

- A las 100 horas de operación se han quemado solo 5 ampolletas
- A las 500 horas de operación se han quemada 500 ampolletas

Luego de se obtienen las siguientes deducciones:

$$kconf(100) = \frac{100 - 5}{100} = 99,5\% \quad (4-1)$$

$$nf(500) = \frac{500}{1000} = 50\% \quad (4-2)$$

#### 4.1.6 Concepto Factor de Carga

Se llama factor de carga al índice que muestra el porcentaje de la capacidad del motor que está siendo utilizado. Éste indica la potencia que entrega el motor cuando ya se encuentra en operación con relación a lo que puede entregar. El factor de carga se calcula dividiendo la potencia real demandada y la potencia nominal entregada de la siguiente forma:

$$\text{Factor Carga} = \frac{\text{Potencia real entregada}}{\text{Potencia de placa motor}}$$

#### 4.1.7 Concepto Factor de Utilización

Es el índice que muestra el porcentaje de tiempo que el motor está operativo durante tiempo determinado.

#### 4.1.8 Concepto Factor de Servicio

Es un indicador de la capacidad de sobrecarga que puede soportar un motor eléctrico sin exceder los límites de elevación de temperaturas establecido [5].

Un valor 1.1 en este factor significa que el motor puede trabajar al 110%, sin embargo, esto no quiere decir que tenga que trabajar continuamente a ese valor, sino que es una capacidad adicional que posiblemente se llegue a ocupar en ciertas ocasiones; cabe destacar que los motores sobrecargados reciben mayor corriente eléctrica que la nominal; calentándose en mayor medida, reduciendo notablemente su vida útil y bajando la eficiencia de operación.

Por ejemplo, para un motor de 50 HP y cuya eficiencia es del 90%, suponiendo un valor de compra de 5.000 USD, y con un precio estándar de energía de 100 USD/MWh, operando las 24 horas del día, 310 días al año, es decir un factor de utilización del 85% y con un factor de carga del 70 % se obtiene que del total del trabajo útil, hay pérdidas superiores a 14.500 USD.

Considerando esto para una planta donde hay un elevado número de motores y que operan las 24 horas del día, con paradas programadas sólo para mantención, la suma asociada a pérdidas crece proporcionalmente y se justifica que haya esfuerzos en estudiar medidas de eficiencia energética.

Los aspectos más relevantes al momento de evaluar las pérdidas o más bien los factores que influyen en la degradación de la eficiencia son:

- **Reparaciones:** Cualquier reparación que se ejecute en el motor, implica que se modifican las condiciones originales de diseño o fabricación y evidentemente no se alcanzan los estándares en los cuales fue fabricado el equipo, en el caso más típico de reparación que corresponde al rebobinado, se pierde eficiencia en promedio alrededor del 2%.
- **Calidad de la tensión de alimentación:** Cuando la instalación es deficiente, o sencillamente por un control deficiente de la tensión, y éste es más bajo que el nominal, se produce un efecto en las pérdidas de Joule. Por otra parte, el voltaje debe ser equilibrado, mientras más difieran las magnitudes de cada fase, mayor alteración sufrirán los flujos magnéticos con la consiguiente pérdida en el núcleo. Además, se desequilibran las corrientes lo que acarrea aumento de las pérdidas Joule.
- **Carga mecánica:** Las pérdidas Joule se ven afectadas cuando el motor trabaja con carga diferente de la nominal.
- **Confiabilidad del diagnóstico del estado de los motores:** Es muy importante contar con una metodología de mantención, y un diagnóstico acertado del estado de los equipos. Si el diagnóstico no se da a tiempo, o es deficiente, las correcciones no se llevarán a cabo y el equipo no podrá corregirse o sustituirse. De hecho, parte importante del diagnóstico debiera ser la determinación de cuándo es conveniente dar de baja un equipo. Finalmente, si la falla no se detecta a tiempo, el paro de planta asociado a la intervención correctiva, implicará pérdidas en la producción.

## **4.2 Análisis Técnico-Económico de Reemplazo de Motores**

Luego de todos los conceptos asociados a este capítulo 4 y tomando en consideración que la suma de motores de menor potencia representan cerca de un 30% de toda la planta, se realiza el análisis técnico económico con aquellos que se encuentran dentro del 70% superior.

### **4.2.1 Estimación de la Eficiencia de los Motores de Planta**

El desarrollo de este cálculo se puede realizar conociendo qué norma cumplen los motores de la planta. En este caso a la clase IE1. Luego, extrayendo los valores de eficiencia estándar de la norma IEC 60034-30, para el número de polos que corresponda.

Para este efecto, se toman en cuenta los motores en estudio, que corresponden a aquellos cuya potencia nominal es mayor o igual a 55 [kW].

### 4.2.2 Evaluación Económica de Reemplazo de Motores

Para este análisis se tomarán en cuenta tres situaciones que corresponderán al estado base, al estado de alta eficiencia y al estado de eficiencia premium. Se usarán las eficiencias establecidas por la norma para establecer el periodo de recuperación de capital.

Los estados que se mencionan corresponden a la norma según la siguiente notación:

Estado Base: Se denominan IE1, corresponden a los motores de eficiencia estándar y sus eficiencias mínimas están dadas por la norma IEC 60034-30.

Estado Alta eficiencia: Se denominan IE2, corresponden a los motores de eficiencia alta y sus eficiencias mínimas están dadas por la norma IEC 60034-30.

Estado Eficiencia Premium: Se denominan IE3, corresponden a los motores de eficiencia premium y sus eficiencias mínimas están dadas por la norma IEC 60034-30.

### 4.2.3 Costos de Inversión

Los costos de los motores estarán dados por un valor entregado por el distribuidor de equipos, sumado a un porcentaje no menor al 10% atribuible a montaje y puesta en marcha.

En general, una buena aproximación es suponer un costo de inversión de 1.000USD/10 kW, aumentando el monto en un 10% para el motor de eficiencia Premium, en el rango de 55 kW hasta 1.000 kW. En este rango el precio de mercado de los motores puede aproximarse linealmente, a menos que se tenga un dato certero, como efectivamente ocurre en este caso.

Los precios referenciales a considerar quedan establecidos como se muestra en la tabla 4-1.

Para los motores de 400 kW o superior, el fabricante no dispone de motores que satisfagan la categoría premium. Para el costo de los motores IE1, se calculó un 15% menos del equivalente IE3, (equivalente en términos de potencia nominal).

Tabla 4-1: Precio de acuerdo a Potencia Eléctrica

Potencia kW	IE1 USD	IE2 USD	IE3 USD
55	5.227,5	-	6.150
75	6.960,65	-	8.189
110	8.494,05	-	9.993
160	19.456,5	-	22.890
400	34.340	40.400	-

Los valores que serán considerados en el cálculo del VAN, son ajustados con un 12% adicional dado por el montaje. El transporte es en general cubierto por el fabricante, tal como ocurre en este caso. Tabla 4-2.

Tabla 4-2: Precio Final Incluido el Transporte

Potencia kW	IE1 USD	IE2 USD	IE3 USD
55	5.854,8	-	6.888
75	7.795,928	-	9.171,68
110	9.513,336	-	11.192,16
160	21.791,28	-	25.636,8
400	38.460,8	45.248	-

No existe el costo asociado al tipo IE3 para motores iguales o superiores a 400 kW, puesto que el fabricante no cuenta con ellos.

#### 4.2.4 Costos de Operación

Los costos de operación se definen como los costos en que se incurre para poder llevar a cabo el funcionamiento. En el caso de los motores eléctricos, corresponden a los costos de la energía utilizada y los costos de mantenimiento y reparación. Este último no se considerará en el análisis pues la idea del estudio es reemplazar motores de eficiencia estándar por su equivalente nuevo o por motores de eficiencia Premium.

El costo de operación se calculará de la siguiente forma:

$$CO = \frac{P_{nom} \times F_c \times H_{U_{anual}} \times P_{energia}}{n}$$

Donde:

$P_{nom}$  : Responde a la potencia nominal del motor en KW

$F_c$  : Es el factor de carga en tanto por uno.

$H_{U_{anual}}$  : Son las horas de uso promedio al año.

$P_{energia}$  : Es el precio de la energía en USD/KWh

n : Corresponde a la eficiencia del motor en planta en tanto por uno.

#### 4.2.5 Cálculo de Indicadores de la Evaluación VAN y TIR

Se calculará el VAN como una forma de medir cuán rentable es el proyecto, y la TIR para evaluar a qué tasa hay indiferencia con respecto a ejecutarlo o no.

El VAN se debe calcular de la siguiente forma:

$$VAN = \sum_{i=1}^N \frac{F_i}{(1+r)^i} - I_0 \quad (4-3)$$

Se deben establecer algunos parámetros:

$N$	:	El horizonte de evaluación se asume de 10 años.
$i$	:	La tasa de descuento es de 12%.
$F$	:	Costos de operación por cada año
$I_0$	:	Costo de inversión inicial

Sólo se incluyeron en el flujo de caja los costos de operación, pues como se dijo, los costos de mantención se asumen iguales y por tanto se anulan entre sí.

La TIR se calcula igualando el VAN a cero y encontrando a qué tasa eso se produce.

#### 4.2.6 Resultados de la Evaluación Económica

Los resultados que se muestran en la tabla corresponden a la evaluación económica de reemplazo de motores.

La tasa interna de retorno o tasa interna de rentabilidad (TIR) de una inversión es el promedio geométrico de los rendimientos futuros esperados de dicha inversión, y que implica, por cierto, el supuesto de una oportunidad para "reinvertir".

La TIR puede utilizarse como indicador de la rentabilidad de un proyecto: a mayor TIR, mayor rentabilidad; así, se utiliza como uno de los criterios para decidir sobre la aceptación o rechazo de un proyecto de inversión. Para ello, la TIR se compara con una tasa mínima o tasa de corte, el coste de oportunidad de la inversión (si la inversión no tiene riesgo, el coste de oportunidad utilizado para comparar la TIR será la tasa de rentabilidad libre de riesgo). Si la tasa de rendimiento del proyecto - expresada por la TIR- supera la tasa de corte, se acepta la inversión; en caso contrario, se rechaza.

Tabla 4-3: Cálculo de VAN y TIR

VAN y TIR			Reducción de 5% costo	
Motores	VAN USD	TIR promedio	VAN USD	TIR promedio
Hasta 200 kW fcarga real	\$ 526.184	100%	\$ 595.076	185%
Hasta 200 kW fcarga 0,7	\$ 699.786	129%	\$ 706.230	136%
VAN y TIR			Reducción de 5% costo	
Motores	VAN USD	TIR promedio	VAN USD	TIR promedio
Hasta 200 kW fcarga real		-		-
Hasta 200 kW fcarga 0,7	-\$ 492.585	3,991%	-\$ 420.258	5,1%

# Conclusiones

En la presente tesis, se presentan los procesos de obtención del cobre, en particular, se detalla el proceso de molienda desde el chancador primario hasta las celdas de flotación. Se modelaron matemáticamente los equipos que mayor incidencia tienen en el proceso, de tal manera de determinar la potencia eléctrica necesaria para los motores.

A partir de la información de una planta minera de cobre típica, se modeló en el software ETAP el sistema de distribución para la simulación de las instalaciones, y determinar los efectos de las cargas en dicho sistema. La simulación se realizó con la potencia real de cada motor y aplicando un factor de carga.

Dado que durante la operación de los motores se produce un desgaste, se realizó una evaluación técnico-económica de su reemplazo.

La evaluación técnica-económica se realizó considerando motores con eficiencia estándar, alta eficiencia y eficiencia Premium. Dado que el fabricante elegido no dispone de motores Premium para potencias mayores a 400 [kW], no es posible evaluar este tipo de motor. La evaluación se realiza a través de la determinación del VAN y de la TIR.

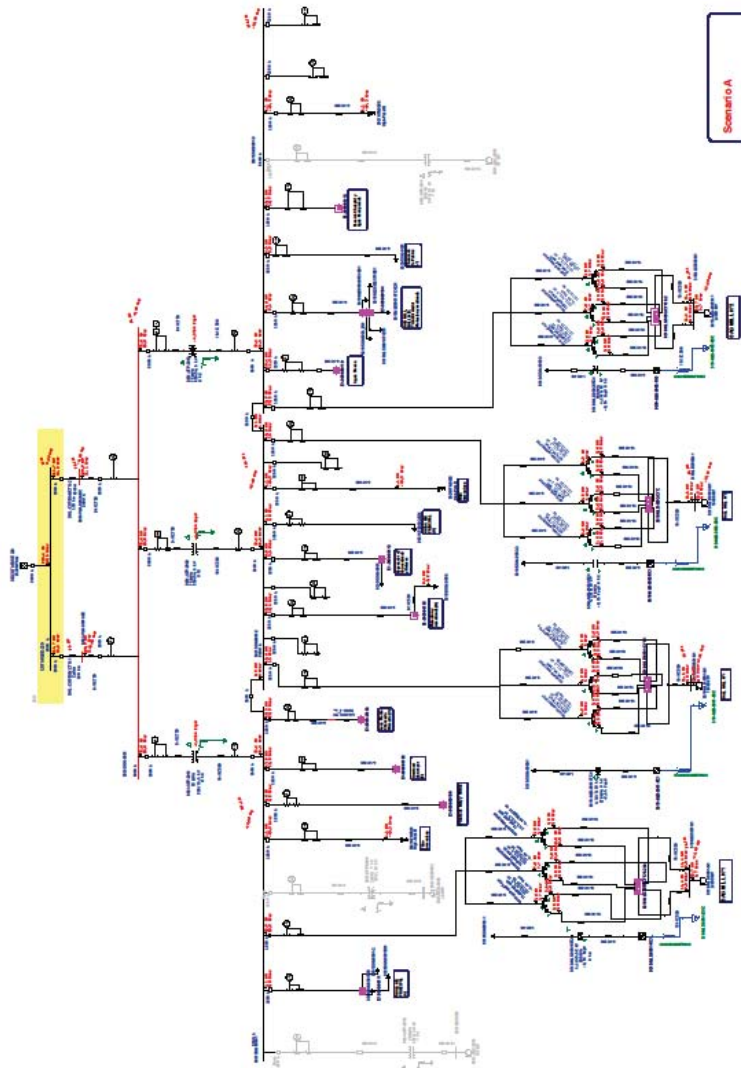
Los resultados de la evaluación económica, indican que el proyecto de reemplazo por motores de alta eficiencia no resulta rentable, en comparación con el cambio de motores de eficiencia estándar

# Bibliografía

- [1] ETAP, Manual ETAP 7.5.
- [2] J. R. A. Valladares, «Tesis Diseño Práctico de un Molino de Bolas,» 2008. [En línea]. Available: <http://tesis.ipn.mx/handle/123456789/107>. [Último acceso: Diciembre 2017].
- [3] Portal Minero S.A., Manual General de Minería y Metalurgia, Portal Minero Ediciones, 2006.
- [4] Industrias Pirelli S.A.I.C. División Artículos Varios, Manual de Cálculo de Cintas Transportadoras.
- [5] WEG, «Manual de Instalación, Operación y Mantenimiento de Motores Trifásicos,» Febrero 2017. [En línea]. Available: <http://www.weg.net/files/products/WEG-motor-de-induccion-trifasico-de-alta-y-baja-tension-rotor-de-anillos-11171348-manual-espanol.pdf>. [Último acceso: Diciembre 2017].



# A Simulación de Sistema Eléctrico en ETAP sin Factor de Carga



# B Simulación de Sistema Eléctrico en ETAP con Factor de Carga 0,7

