UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN AGUSTIN

FACULTAD DE INGENIERIA DE PROCESOS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERIA METALURGICA

PROYECTO DE MONITOREO, SUPERVISION EN MOLIENDA Y FLOTACION EN LA PLANTA METALURGICA ANTONIO RAYMONDI CON SOFTWARE ESPECIALIZADO

TESIS PRESENTADO POR EL BACHILLER:

MOGROVEJO CONDORI, JOEL

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalurgista

AREQUIPA – PERU
2017

A mis Padres Víctor y Valeriana por su enorme sacrificio y apoyo incondicional, para la realización con mi carrera profesional. A mis hermanos Saúl, Abel, Darío, Dani por su motivación a cumplir mis metas. A mi abuelita Beatriz por su constancia y ejemplo en la vida

Joel

PRESENTACION

La Planta Concentradora “Antonio Raymondi” de propiedad de la Sociedad Minera de Responsabilidad Limitada “Antonio Raymondi de Cusco”, extrae el mineral por métodos subterráneos (principalmente) y procesa el mineral por el método de Flotación en su planta concentradora.

El tamaño de las operaciones es relativamente pequeña que ha ido creciendo anualmente para el tratamiento de su mineral, con un procesamiento actual de 160 ton/dia (desde 25 TM/día desde el 2011), tanto en la Mina (producción) como en la Planta concentradora y por lo tanto, es considerado como pequeña minera.

El crecimiento de su procesamiento ha involucrado aumento de equipos que se han ido colocando de forma desordenada y sin un estudio previo para la implementación de una planta adecuada. Lo cual ha generado que la supervisión sea ineficiente y que sus controles se vean afectados en la recuperación de los minerales valiosos.

Se ha tomado como una alternativa de mejoramiento en plantas pequeñas las supervisión y el monitoreo de forma inmediata a través de herramientas informáticas, lo cual permitirá tomar decisiones inmediatas de corrección, ello beneficiara en que la recuperación y las variables de operación no se vea afectada.

INTRODUCCION

El monitoreo y supervisión por este software especializado, se está dando como un alcance a cualquier operación minera pequeña de planta concentradora que está en plena ejecución de su procesamiento, lo que permitirá que la supervisión sea más efectiva. Además, se puede enlazar en línea, para efectos que el mismo Titular Minero pueda ver desde la comodidad de su hogar todo lo que esté ocurriendo en planta.

Se ha diseñado un sistema de pantallas graficas que actualizan datos tomados desde un procesador de datos numéricos que son enviados desde los sensores de medición instalados en planta. Esta actualización de datos, permite realizar cálculos en plantillas informáticas, los cuales ya están programados para emitir señales de advertencia. Con ello se soluciona de forma inmediata las variables de operación en planta.

Los controles operativos se hacen de forma manual, ya que los sensores solo envían datos de salida, mas no usa sistemas automáticos de control, lo que hace que los costos sean menores, además de ello minimiza los problemas operativos en planta como atoramientos, derrames, u otros problemas mecánicos que generan las pulpas cuando sus variables no son adecuadas. Un control muy estricto vendría a ser el flujo de agua, carga, consumo de energía; su monitoreo debe ser continuo.

Se ha elaborado este proyecto con la intensión de ejecutar en la Planta Concentradora Antonio Raymondi, el cual está operando actualmente.

PROBLEMATICA

En planta Concentradora Antonio Raymondi, existe problemas operativos, no hay un buen control de las variables de operación tales como: deficiente censado de Carga de mineral que es alimento a molienda, no existe un control de flujo de agua, pulpa, las mediciones de consumo de energía es deficiente, no se hace un control adecuado de los balances, los balances metalúrgicos no reflejan la cantidad real de concentrado.

Normalmente el control de estas variables, lo hacen el personal operador, los cuales toman medidas cada una hora, tales mediciones no ayudan a una buena supervisión del proceso. No se cuenta la con equipos como balanzas electrónicas, flujómetros diversos, transductores, que tienen un costo, además de personal capacitado.

JUSTIFICACION

Por lo tanto al implementar este sistema de monitoreo, logramos tener una información inmediata de las ocurrencias en planta, datos actualizados de forma inmediata y periódica, facilidad y rapidez para hacer los controles respectivos de las variables, frecuencia de balances inmediatos y periódicos, reducción de costos respecto al mejoramiento de operación, todo ello generara a realizar una mejora continua constante.

Es necesario tener un buen manejo de las variables en molienda para un control adecuado de la recuperación en flotación, que permitirá una recuperación eficiente.

El Titular Minero lograra ver la operación de planta de forma inmediata, ello le mantendrá al tanto de cada acción que se hace en planta.

Aspecto económico: reducción de costo y mejor control de la operación, mejorando la recuperación.
Aspecto tecnológico. Mejor control de las variables, equipos con data electrónica que las miden, permitiendo un monitoreo instantáneo.
Aspecto ambiental. Mejor control de derrames, uso adecuado agua en las variables de operación y acondicionamiento de reactivos. La tecnología al cuidado del medio ambiente.

OBJETIVOS

OBJETIVO GENERAL:

Supervisar una operación de una planta concentradora a través de un sistema de datos en línea, con el control de variables, de forma simulada.

OBJETIVO ESPECIFICO:

- Realizar balances de masa de diferentes puntos con datos en línea.
- Realizar balance metalúrgico de leyes con datos en línea.
- Interactuar las variables críticas a través de gráficos y tendencias.

METODOLOGIA DE DESARROLLO

Se hace una breve descripción sobre la Planta Concentradora Antonio Raymondi como su ubicación, y la forma de tratamiento del mineral. Se hace mención de la información teórica respecto a su procesamiento y operación, tipos de Circuitos de molienda, flotación y la forma de recuperación de metales valiosos.

Se presenta la forma de ejecución de las pantallas visuales y los cálculos introducidos, recursos y la forma de programación, a través de fotografías; su desarrollo se ha ejecutado en base a la experiencia de prácticas en la Planta Concentradora Antonio Raymondi, se ha tomado los datos necesarios (densidades, flujos, presión, dosificación de reactivos, leyes, análisis granulométricos, etc.) que han facilitado la evaluación y la presentación de alternativas de mejoramiento para esta empresa.

Para efectos de presentación de este proyecto se ha tomado un procesador de datos que hace una simulación de datos similarmente como el de una planta actual con datos reales, lo cual permite ejecutar este Proyecto De Monitoreo Y Supervisión En Procesos De Molienda Y Flotación.

PROYECTO DE MONITOREO, SUPERVISION EN MOLIENDA Y FLOTACION EN LA PLANTA METALURGICA ANTONIO RAYMONDI CON SOFTWARE ESPECIALIZADO

INDICE

CAPITULO I.- GENERALIDADES **1**

1.1.- Ubicación de Planta 1
1.2.- Operación de Planta Concentradora 2
1.3.- Mineralogía y composición química 3
1.3.1.- La caracterización del mineral por microscopia electrónica de barrido+edx 3
1.3.2.- Mineralogía 5

1.4.- Breve descripción del procesamiento de minerales en Planta Antonio Raymondi Cusco 7
1.4.1- Chancado y tambor lavador 8
1.4.2.- Molienda 9
1.4.3- Flotación y remolienda 10
1.4.4- Espesamiento y filtrado 12
1.4.5- Recuperación de agua 12

1.5.- Disponibilidad de agua, energía y mano de obra. 13
1.5.1.- Disponibilidad del agua. 13
1.5.2.- Disponibilidad de energía eléctrica 13
1.5.3.- disponibilidad de mano de obra. 13

CAPITULO II.- MARCO TEORICO **15**

2.1.- Sistemas de Monitoreo y Supervisión 15
2.1.1.- Automatización de Procesos Metalúrgicos 16
2.1.2.- Sistema de control actual 18
2.1.2.1- Sistema parada de emergencia (ESD) 19

2.1.2.2.- Sala de control 19
2.2.- Fundamentos del lavado de mineral 21
2.2.1.- Tambor lavador 21
2.2.2.- Tendencias actuales. 22
2.3.- Fundamentos de chancado 23
2.3.1.- Chancadora de mandíbula 24
2.3.2.- La chancadora de cono 25
2.3.3.- Tendencias en chancado 25
2.4.- Fundamentos de molienda 26
2.4.1.- Finalidad de la molienda. 26
2.4.2.- Variables de la molienda 27
2.4.3.- Molino Convencional 28
2.4.4.- Tendencias actuales 28
2.5.- Fundamentos de flotación 29
2.5.1.- Mecanismo de flotación 29
2.5.2.- Variables importantes en la flotación 31
2.5.3.- Reactivos de flotación 33
2.5.3.1.- Colectores 33
2.5.3.2.- Espumantes 34
2.5.3.3.- Reguladores o modificadores. 36
2.5.3.3.1.- Reactivos reguladores de ph 37
2.5.3.3.2.- Reactivos depresores 37
2.5.3.3.3.- Reactivos activadores y reactivadores 37
2.5.3.3.4.- Reactivos dispersantes: 38
2.5.4.- Circuitos de flotación 38
2.5.5.- Tipos de flotación 39
2.5.6.- Tendencias tecnológicas. 40

CAPITULO III - ESTADO DEL ARTE Y SITUACION ACTUAL DE OPERACIÓN DE PLANTA ANTONIO RAYMONDI

3.1.- Planteamiento del problema, condiciones de operatividad. 41
3.1.1.- Chancado 41
3.1.1.1.- Chancado primario-tambor lavador 41

3.1.1.2.- Clasificación Zaranda - Chancado secundario 44
3.1.1.3- Almacenamiento de mineral. 45

3.1.2.- Molienda 45
3.1.2.1.- Molienda Primaria 45
3.1.2.2.- Molienda secundaria. 54
3.1.2.3- Molienda terciara. 58
3.1.2.4.- Clasificación. 61
3.1.2.5.- Bombas 61
3.1.2.6.- Consumo de energía 62
3.1.2.7.- Medición de Variables y Muestreo. 65

3.1.3.- Flotación 68
3.1.3.1.- Reactivos de Flotación en ARC 68
3.1.3.2.- Flotación Rougher – Remolienda 68
3.1.3.3.- Flotación Scavenger 70
3.1.3.4.- Flotación Cleaner 70
3.1.3.5.- Análisis químico 71
3.1.3.6.- Sistema de Muestreo. 72
3.1.3.7.- Balance Metalúrgico 73

CAPITULO IV. MONITOREO Y SUPERVISION CON EL SOFTWARE ESPECIALIZADO EN LA PLANTA CONCENTRADORA ANTONIO RAYMONDI CUSCO.

4.1.- Monitoreo y Supervisión de Variables 74
4.1.1.- Panel General 74
4.1.2.- Tambor Lavador 76
4.1.3.- Chancado 79
4.1.4.- Molienda 81
4.1.4.- Flotación 90
4.2.- Cálculos y Balances. 100
4.2.1.- Parámetros de la Variables Operación 101
4.2.2.- Cálculos y Balances en Tambor lavador 102
4.2.3.- Cálculos y Balances en Chancado 103

4.3.4.- Cálculos y Balances en Molienda. 105
4.3.5.- Cálculos y Balances en Flotación. 113

CAPITULO V: COSTOS.

5.1.- Viabilidad 118
5.2.- Aplicación del Sistema de Monitoreo y Supervisión con el Software Especializado. 119
5.3.- Costos y Presupuestos de la Aplicación del Sistema de Monitoreo y |Supervisión con el Software Especializado. 127

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIÓNES.
BIBLIOGRAFIA
ANEXOS

CAPITULO I

GENERALIDADES

1.1.- UBICACIÓN DE LA PLANTA

PLANTA DE BENEFICIO ANTONIO RAYMONDI CUSCO S.M.R.L está localizada en la quebrada del Rio Luli, distrito de Condoroma, Provincia de Espinar, Region Cusco; con una altitud de 4750 m.s.n.m.

El acceso desde la ciudad de Cusco - Sicuani - Espinar - Condoroma - Desvío a Planta Concentradora ANTONIO RAYMONDI CUSCO (ARC). Desde la ciudad de Arequipa – Imata – Condoroma – Desvío a Planta Concentradora ARC.

RUTAS DE ACCESO A PLANTA CONCENTRADORA SMRL-ARC				
ORIGEN	**DESTINO**	**DISTANCIA**	**TIPO DE CARRETERA**	**TIEMPO DEVIAJE**
Cusco	Sicuani	137 Km	Asfaltada	01 Hr 45 min
Sicuani	Espinar	96 Km	Asfaltada	02 Hr
Espinar	Condoroma	85 Km	Afirmada	01 Hr 30 min
Condoroma	(proyecto Antonio Raymondi)	12 Km	Trocha	30 min
Total		240 Km		05 Hr 45 min

TABLA N°1: Ruta de acceso.

1.2.- OPERACIÓN PLANTA CONCENTRADORA

La Planta concentradora “SMRL - ANTONIO RAYMONDI CUSCO", está orientado a la prestación de servicios de Procesamiento de Minerales por el método de Chancado, Molienda, Flotación, Sedimentación/Filtrado y despacho de concentrado.

Los residuos generados constituyen los relaves, que son una mezcla de agua más sólido, que son depositados en la cancha de relaves, empleando el cicloneo, de las cuales se obtiene 2 productos; un relave grueso que se deposita en el muro de relaves para el recrecimiento y los finos que se depositan en el vaso de la cancha.

La prestación de servicios está dirigido a los pequeños mineros y/o artesanales que existen en la región. Nuestro principal cliente es la CÍA Minera Maxpala y Minera Pulpera.

Tiene una capacidad de tratamiento de 160 TMS/Día, produciendo concentrados bulk, con contenido de plomo, zinc, plata y oro; la producción es transportada a Lima por el propietario del mineral para su comercialización.

Mensualmente se realiza el mantenimiento de los equipos e instalaciones de la Planta Concentradora un día al mes, coordinando con ELECTRO SUR-ESTE, que son nuestros proveedores de energía eléctrica, para el corte respectivo y el mantenimiento de las líneas que los corresponde realizar. Se da el caso de mantenimientos fortuitos por corte de energía, de climas agrestes, nevados, tormentas eléctricas o un equipo que requiere mantenimiento urgente.

Todos los equipos mecánicos y eléctricos cumplen un programa de mantenimiento para conservarlos operativos.

El abastecimiento de materiales y repuestos se realiza desde Lima y el combustible se adquiere en Arequipa para proveer al cargador frontal y camioneta que brinda el servicio de movilizar a la supervisión.

Cada tipo de material tiene su depósito y están separados por tipos de riesgo para su control adecuado.

También contamos con un Laboratorio Químico y un Laboratorio Metalúrgico.

La fuerza laboral en total está conformada por 49 trabajadores, de los cuales 30 permanecen en los campamentos y el resto está de días libres, descansando.

1.3.- MINERALOGÍA Y COMPOSICION QUIMICA

1.3.1.- LA CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL POR MICROSCOPIA ELECTRÓNICA DE BARRIDO+EDX:

El mineral proveniente de Maxpala, está conformada mayoritariamente por esfalerita intercrecida con galena y accesoriamente por calcopirita en forma anhedral desarrollada y como inclusiones en la esfalerita en tamaños que podrían ser recuperadas con una molienda adecuada. A ello le van acompañando sulfosales de cobre como la tetraedrita con plata en su estructura cristalina, cuyos valores pueden llegar a más. La plata esta como argentita en inclusiones en la esfalerita, las cuales ocurren como partículas libres mayores o menores de las 10 micras.

Los valores de oro están representados por el oro electrun en tamaños que superan las 20 micras, que se ubican como inclusiones en la esfalerita. Esporádicamente trazas de oro electrun como inclusiones en el cuarzo.

La ocurrencia de cuarzo intercedido con la magnetita y los demás sulfuros primarios como la galena, calcopirita y la esfalerita se presentan en estructuras desarrolladas y simples que podrán ser liberadas con una molienda adecuada.

La ocurrencia de plata esta con la sulfosal de cobre Tetrahedrita, ya sea asociada e intercrecida con la pirita y la calcopirita.

La galena muy desarrollada no contiene plata en su estructura cristalina. Sus intercrecimientos con los demás sulfuros son simples y serán recuperados gran parte de ellos con una molienda adecuada.

La pirita contiene inclusiones de galena, asi como la esfalerita, además de la calcopirita.

El mineral de valor económico está representado por la presencia de tetraedrita con plata y de argentita.

La galena no contiene plata.

El análisis del concentrado presenta numerosos aglomerados de partículas del mismo tamaño y similar composición (esfalerita, galena, pirita, ganga). El mineral mayoritario es la esfalerita que contiene inclusiones de tetraedrita con plata o de calcopirita que también contiene plata y muy infrecuente trazas de oro electrun con pequeñas inclusiones que no superan a las 10 micras.

Se tiene presente la magnetita y de óxidos de hierro como hematita y goethita.

Muy escasas inclusiones de oro electrun en pirita, cuando está asociada a la ocurrencia de esfalerita, la cual es la portadora del oro y la plata.

1.3.2. MINERALOGIA

Esfalerita

La Blenda o Esfalerita está compuesta por sulfuro de Zinc. Por su aspecto se confunde con la galena. Es la principal mena de zinc. El sulfuro de zinc es incoloro, pero la blenda contiene siempre sulfuro ferroso, que la oscurece. En masas fibrosas o compactas son frecuentes las maclas. Si su contenido en hierro es alto se le llama marmatita, pero si ese contenido es bajo se le llama blenda acaramelada.

Argentita

(del latín argentum, que significa "plata"), también llamada argirita, es un sulfuro de fórmula Ag2S, si es pura contiene 87,1% de plata

Oro electrum

El electro (del latín electrum) es una aleación de oro y plata con una relación de 1/5 de plata respecto del oro,1 con trazas de cobre y otros metales, que se encuentra en la naturaleza.

Tetrahedrita

($S_{I3}SbAg_{12}$) Presentan un color verdoso, es encuentra en forma masiva y se caracteriza por su dureza; tiene un alto contenido de Plata por lo cual es el objeto principal de explotación.

Chalcopirita

(S_2CuFe) Este mineral presenta un color amarillo latón y se caracteriza por su aspecto masivo y su raya es verdosa negra. es llamada la “pirita de cobre”, Pertenece al sistema tetragonal y está clasificada dentro de los sulfuros, siendo la mayor mena de cobre desde épocas antiguas.

Galena

(SPb) Tiene un color gris plomo y presenta un fuerte brillo metálico, baja dureza y se halla en forma masiva asociada a los sulfuros de plata y zinc.

Cuarzo

(SiO_2) Se le encuentra asociada con la rodonita en forma de bandas como cuarzo criptocristalino. Se caracteriza también por su dureza y al igual que la rodonita se le encuentra a todo lo largo de la veta.

Magnetita

La magnetita (o piedra imán) es un mineral de hierro constituido por óxido ferroso-diférrico (Fe3O4). Su fuerte magnetismo se debe a un fenómeno de ferrimagnetismo: los momentos magnéticos de los distintos cationes de hierro del sistema se encuentran fuertemente acoplados, por interacciones antiferromagnéticas, pero de forma que en cada celda unidad resulta un momento magnético no compensado. La suma de estos momentos magnéticos no compensados, fuertemente acoplados entre sí, es la responsable de que la magnetita sea un imán.

Pirita

Es un mineral del grupo de los sulfuros cuya fórmula química es FeS2. Tiene un 53,48% de azufre y un 46,52% de hierro. Frecuentemente macizo, granular fino, algunas veces subfibroso radiado; reniforme, globular, estalactítico. Insoluble en agua, y magnética por calentamiento. Su nombre deriva de la raíz griega pyr (fuego), ya que al rozarla con metales emite chispas, lo cual intrigaba al mundo antiguo. También conocida como "el oro de los tontos" o "el oro de los pobres", u "oropel" por su gran parecido con el oro.

Hematita

El oligisto, hematita o hematites es un mineral compuesto de óxido férrico, cuya fórmula es Fe_2O_3 y constituye una importante mena de hierro ya que en estado puro contiene un 70 % de este metal. A veces posee trazas de titanio (Ti), aluminio (Al), manganeso (Mn) y agua (H_2O).

Hematita especular o especularita

Presenta un color gris a plateado de brillo metálico a submetálico. Se ve como pequeños espejos, de ahí su nombre “especular” (es un mineral producto de la alteración de pirita y magnetita). Se puede presentar en hábito hojoso o tabular, o como cristales anhedrales

Goethita

Es un óxihidróxido de hierro (III), de fórmula α-FeO(OH), con un contenido del 63% en hierro, y donde puede encontrarse hasta un 5% de manganeso. Tiene una densidad de 4 a 4,4 y una dureza de 5 a 5,5. Su exfoliación es perfecta (desigual) y su color es negro, ocre, a veces con irisaciones. En cuanto a su brillo; éste es adamantino, mate, sedoso. La raya característica de este mineral es parda amarillenta. La goethita es opaca y muy frágil.

1.4.- BREVE DESCRIPCION DEL PROCESAMIENTO DE MINERALES EN PLANTA ARC

El método de tratamiento empleado para la concentración de minerales en la Planta Concentradora SMRL-ARC es la Flotación Directa o Colectiva; es decir, la concentración por flotación BULK de las espumas mineralizadas.

El mineral antes de ser sometido a este proceso físicoquímico es reducido a una granulometría adecuada en dos etapas preliminares que son los siguientes:

- Trituración (Primaria, Secundaria)
- Molienda (Primaria, Secundaria y terciara)

Posterior a ello:
- Flotación
- Remolienda.
- Espesamiento y filtrado

A continuación se da a conocer en forma somera las etapas de procesamiento de minerales en la Planta Concentradora hasta llegar a obtener el producto final.

1.4.1 CHANCADO Y TAMBOR LAVADOR

La etapa de chancado tiene como objetivo reducir de tamaño del mineral procedente de mina, ello facilitará las operación de las subsiguientes etapas. La preparación mecánica de los minerales procedentes de la mina es como se indica, en el Flowsheet (Anexo 1) de la sección chancado, aquí una descripción:

-El mineral procedente de la CÍA Minera Maxpala y Minera Pulpera, es depositado en la cancha de minerales, para su tamizado respectivo en un parrilla estacionario de 1 3/4“ de abertura. Con la ayuda de un cargador frontal el mineral es tamizado, dando dos productos, finos (menores a 1 3/4“) y gruesos (llegan hasta 8”, respectivamente).

- Los finos se envían a una tolva de 12 TMH que alimenta al tambor lavador, éste hace el respectivo lavado, enviando un

producto fino a molienda de m-1/2", la granza producida por el Tambor, se destina para chancado.

- La granza es derivado a la tolva de gruesos (40 TMH) de chancado primario.

- La trituración primaria, consta de un equipo de Mandíbulas 10"x16", con set de 1 ½ ", su producto es alimentado a una zaranda vibratoria 4'x6' de un panel metálico de ½ " de abertura. Suele cambiarse este panel, de acuerdo a la humedad del mineral, 3/8" en seco.

- Los Over Size va a una chancadora Cónica Symons 2', dando un mineral triturado inferior a 3/8". El Under Size de la Zaranda y el producto de la Cónica es transportado a una tolva de finos de 20 TMH.

- El mineral inferior a 3/8", con P80=16441µm es almacenado en la Tolva de Finos de 20TMH es alimentado a la etapa de molienda.

1.4.2.- MOLIENDA

La operación de molienda consiste en la reducción del trozo de mineral a partículas más pequeñas aplicando fuerzas de cizallamiento, presión, atrición, impacto y abrasión; con el objeto de liberar las partículas mineralizadas.

- Las fajas 3 y 4 que salen de la tolva de finos (P80=16441µm), alimentan al molino Primario 5'x5'(M5'x5'), produciendo una carga con P80=913µm. Esta descarga del molino alimenta a una bomba Espiasa 4"x3" #1, que éste a su vez alimenta a un clasificador helicoidal.

- El rebose del helicoidal alimenta al molino Secundario Hardinge 5'Øx32". La descarga de este molino es alimentado a un hidrociclón D-6"#1 a través de una bomba Espiasa 4"x3"#2, el Over Flow es alimentado a la bomba Espiasa 4"x3"#3 de la descarga del molino terciario 4'x4'. El Under Flow hace circuito cerrado en el molino Hardinge, siendo su alimento.

- El rebalse es dirigido a una bomba Espiasa 4"x3"#3 de la descarga del molino terciario 4'x4'.

- La bomba Espiasa 4"x3"#3 alimenta a un Hidrociclón D-6"#2, su Over Flow se va a flotación, y el Under Flow es compartido en un 70% al M5'x5' y un 30% al molino 4'x4'. El producto del molino 4'x4' se combina con los finos del hidrociclón D-6"#1 y los finos del Helicoidal.

1.4.3.- FLOTACION Y REMOLIENDA

Es un proceso que tiene por Objeto la separación de especies mineralógicas, finamente divididas, a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas.

Las especies mineralógicas de una pulpa acuosa, se pueden separar entre sí, después de haber sido finamente molidos y acondicionados con los reactivos que hacen más pronunciados sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas y haciendo pasar burbujas de aire a través de la pulpa. Las partículas hidrofóbicas, que a su vez son Aerofílicas, se adhieren fácilmente a las burbujas gaseosas, siendo arrastradas hacia la superficie de la pulpa, siendo estas estas burbujas que tiene el mineral valioso; mientras que las partículas hidrofílicas (aerofóbicas), permanecen en suspensión y se hunden, que vienen a ser la ganga.

Para efectos de mayor compresión, se realiza una flotación Colectiva o Bulk, es decir que se produce un concentrado que contiene varios componentes valiosos: Oro, Plata, Plomo, Zinc (En el caso de la comercialización de minerales, se paga penalidad por el Zinc).

- Molienda envía la pulpa con P80=100-200µm que viene de los finos del hidrociclón (O/F) D-6"#2, alimentando a una celda tipo Wilfredo Serrano CWS 6'x7', que es una flotación Rougher o de desbaste. Continuándole a una CWS 5'x6' y un banco de 4 celdas A-Sub 18-Denver, la descarga de este banco de celdas alimenta a una bomba Espiasa 4"x3" #4.

- La bomba antes mencionada alimenta a un Hidrociclon D-6"#3, los finos (O/F) proceden a la etapa de Escavenger y las arenas a Remolienda.

- La etapa de Escavenger viene comprendida de celdas Agitair #1 (52"X48") , Agitair #2 (52"X48"), Agitair #3 (52"X48"), banco de 4 celdas A-Sub 18Sp #1 y banco de 4 celdas A-Sub 18Sp #2. Posterior a ello se dispone a la cancha de Relaves.

- La Remolienda consiste en moler el Under Flow del hidrociclón D-6"#3, a un molino 3'x4' y su producto es llevado por una bomba Denver SRL 2 ½"x2" para su clasificación en el hidrociclón D-6"#4. Los finos del D-6"#4 es enviado al Banco de 2 celdas Agitair #1, los gruesos se remuele en un molino 3'x3' haciendo carga circulante.

- Los concentrados producidos de las siguientes celdas: CWS 6'x7', CWS 5'x6', CWS 4'x5' #1, CWS4'x5' #2, Banco Agitair #1, Celda #6 A-Sub 15-Cleaner, son concentrados finales. Lo cual se envían a espesamiento y filtrado para su posterior despacho y comercialización.

- Los espumas de: Banco Agitair #2, Banco Agitair #3, Banco A-Sub 18Sp #1, Banco A-Sub 18Sp #2, Cola de CWS 4'x5'#1, Cola de CWS 4'x5' #2, Pasan a la Etapa Limpieza en el banco de celdas A-sub 15-cleaner.

1.4.4 ESPESAMIENTO Y FILTRADO

Etapa en el cual permitirá reducir la cantidad de humedad del concentrado a despachar.

_ El concentrado enviado de las celdas flotación tienen de 80%-90% de humedad, que son enviados a la bomba Denver 3"x3", luego a la bomba Horizontal Gallinger 3"x2", y éste lo envía al Espesador 15'Øx8'.

- El espesador, envía el concentrado a un Filtro 6'Øx2discos, para obtener un concentrado de 12-18% de humedad, que por su alto grado de humedad no es suficiente para su comercialización; de lo cual se hace secar en una cancha pavimentada hasta obtener un concentrado de 8-13% de humedad de acuerdo a las condiciones climáticas.

1.4.5 RECUPERACION DE AGUA

El relave producido por planta es enviado a una cancha de relaves, previamente clasificado con un hidrociclon D-6"#5, el Over Flow es ingresado a la misma cancha de relaves, y el Under flow con una densidad de 1700-1900g/l es desviado al talud de la relavera para reforzar, compactar e impermeabilizar el talud. Los finos que ingresan a la cancha, llegan a decantarse con la ayuda de floculante y coagulante generando agua clara para su captación y reprocesamiento en planta concentradora.

1.5.- DISPONIBILIDAD DE AGUA, ENERGIA Y MANO DE OBRA.

1.5.1.- DISPONIBILIDAD DEL AGUA.

Contamos con la disponibilidad de agua proveniente del río Luli, del cual llega a pasar por la periferia de SMRL-ARC. En tiempos de sequia se hace un control estricto de control de agua, llega a ser deficiente este recurso. Generalmente el mayor consumo de agua es recuperada.

1.5.2.- DISPONIBILIDAD DE ENERGIA ELECTRICA

Recurso indispensable, cubierto por Electro Sur Este. Con una potencia instalada de 550 Kw.

1.5.3.- DISPONIBILIDAD DE MANO DE OBRA.

Contamos con mano de obra suficiente, cubierto de personal del mismo pueblo de Condoroma y de otras ciudades del interior del Perú, que ha permitido una armonía de convivencia con distintas formas culturales. Se cuenta con 58 (a más) personas trabajando en 3 guardias:

- 1 personal en el área de tambor lavador
- 2 personales en Chancado
- 1 personal en molienda
- 1 personal en flotación
- 1 personal en relaves, espesamiento y filtrado.
- 3 muestreadores de laboratorio químico.
- 3 Analistas químicos
- 2 Personales de apoyo o volantes(solo turno día, total)
- 5 personales de mantenimiento mecánico. (solo turno día, total)

- 2 personales de mantenimiento eléctrico (solo turno día, total)
- 1 Chofer de camioneta (personal contratista)
- 1 operador de cargador frontal (personal contratista)

El personal empleado:

- 1 Superintendente
- 1 Jefe de Planta
- 2 personales en administración
- 1 secretario
- 1 jefe de Medio Ambiente y seguridad
- 3 Jefes de Guardia en planta
- 1 personal en almacén
- 1 Jefe de Laboratorio Químico.

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.- SISTEMAS DE MONITOREO Y SUPERVISION

El sector minero peruano ha experimentado importantes avances en el desarrollo de modernos procesos, en equipos nuevos u optimizados, y en operaciones unitarias.

Con visión estratégica de lo que requiere el sector minero e industrial, y en razón a las crecientes necesidades de mejorar la productividad en las empresas, Se asume el desafío de monitorear.

El control de las variables en la planta se realiza mediante un procesador de datos, que permite controlar el monitoreo, se reproduzcan las operaciones de la planta y se puedan simular procesos mediante software.

El vertiginoso avance de la tecnología obliga a un permanente monitoreo de las innovaciones y su incorporación a las operaciones y procesos mineros. En este contexto, la tecnología es considerada un factor estratégico en el desarrollo de los proyectos mineros.

La automatización de procesos metalúrgicos son más eficientes al hacer simulación de procesos. Con este es posible probar y validar diversas estrategias sin la necesidad de aplicarlas inicialmente en los procesos reales, con los consiguientes beneficios.

- Realizar el control automático y supervisión de procesos metalúrgicos y adicionalmente en otros procesos industriales.

- Experimentar alternativas de solución a problemas de control
.
- Evaluación de sistemas de gestión del mantenimiento.

Además, es conocido que el desarrollo de un proyecto minero metalúrgico exige el uso intensivo de tecnología. En el procesamiento de minerales, las variadas alternativas tecnológicas para el desarrollo de un proyecto requieren evaluaciones de laboratorio y pruebas piloto que demuestren su factibilidad.

2.1.1.- AUTOMATIZACION DE PROCESOS METALURGICOS

La introducción de instrumentos de medición y sistemas de control en plantas concentradoras data desde la década de los años 60.
Típicamente un proyecto de automatización de estas plantas tiene como objetivos:

- Control y regulación del proceso para fines de mejora de eficiencia.
- Protección y seguridad del personal de operaciones.
- Protección y seguridad de la maquinaria.
- Protección del medio ambiente a fin de evitar la contaminación.

Este último objetivo plantea nuevas consideraciones a ser tomadas en cuenta. Por ejemplo, el control de la adición de reactivos de flotación no sólo tiene efecto con el ahorro en el gasto, sino que permite reducir su incidencia en el medio ambiente.

Las etapas de un proyecto de automatización a seguir son:

- Ingeniería básica, que define la filosofía a emplear.
- Ingeniería de detalle, que determina y específica los equipos a utilizar.

- La ejecución misma del proyecto.

Una planta concentradora típica, está dividida en secciones: Chancado, molienda, flotación, espesadores y filtros. En cada sección se determinará los parámetros y variables a medir y/o controlar como pueden ser: medición de presión, de peso de mineral en las fajas, medición de flujo, medición de densidad, medición de pH, control de dosificación de reactivos, etc.

Igualmente, se deberá definir el sistema de control y supervisión a emplear, el método o la forma de comunicación entre los equipos de control. En suma, se debe definir: la instrumentación de campo y el sistema de control.

Las tecnologías de los equipos de control ha evolucionado, de tal forma, que cumplen los requerimientos en cuanto a funciones y algoritmos de control, así como los requerimientos de seguridad en las operaciones.

El uso de una computadora personal y el software de supervisión permiten tener los gráficos de la planta en la pantalla del computador. Este software tiene las siguientes funciones:

- Presentar despliegues de gráficos del proceso
- Presentar información acerca del funcionamiento de la maquinaria.
- Presentar información del proceso.
- Presentar gráficos históricos de las variables principales.
- Presentar las alarmas y ocurrencias del proceso y la maquinaria.
- Emitir reportes de operación.

Estos equipos reciben la información de los sensores y medidores en la planta y ejecutan la lógica de control y se tiene las siguientes funciones:

- Ejecutar los algoritmos de control de proceso.
- Recibir las señales de los dispositivos de campo.
- Enviar toda la información hacia el computador supervisor.

El control de las variables de proceso metalúrgico que influyen en la buena calidad del producto se realiza mediante un sistema integrado por una red, permite que desde una sala de control se monitorea y reproduzcan las operaciones de la planta y se puedan simular procesos metalúrgicos mediante software.

Como característica adicional se debe mencionar que cualquier etapa de la planta puede ser operada independientemente otorgando esto la flexibilidad requerida para fines de capacitación.

2.1.2.- SISTEMA DE CONTROL ACTUAL

El corazón de la automatización de una planta es el Sistema de Control Distribuido (DCS). Está basado en un controlador que reúne en un solo equipo las bondades de un PLC de alta capacidad de procesamiento y las de un controlador de procesos.

El DCS colecta la información de las diversas variables de la planta tales como densidad, temperatura, nivel, flujo, temperatura, pH, presión, granulometría, peso y velocidad y realiza las acciones de control necesarias en función a las estrategias establecidas para cada una de las etapas de la planta.

Esta importante labor es ejecutada directamente ó indirectamente a través de la interacción con los controladores de procesos, el PLC de la unidad de molienda-clasificación y el PLC del Centro de Control de Motores, responsable del manejo de los variadores de velocidad, importantes para la regulación fina de algunos motores AC.

La interacción del DCS con la instrumentación de campo se realiza a través de una red industrial que incluye la presencia de protocolos de comunicación, además de la clásica señal analógica de 4-20 mA y señales discretas. Adicionalmente, permite la comunicación inalámbrica con computadoras portátiles que se emplea para configurar equipos de campo del tipo transmisores, controladores o PLC, estando previsto la posibilidad de efectuar el monitoreo y control por Internet.

2.1.2.1- Sistema parada de emergencia (ESD)

Tal como se aplica en todo proceso industrial, la planta piloto dispone de un ESD (Emergency Shutdown System), responsable de la seguridad de personal y equipos de procesos. Éste sistema es homologable a un PLC configurado únicamente para esta labor e independiente de las funciones del DCS, como es de esperar. En caso de recibir una señal proveniente de algún sensor de seguridad que indique una situación crítica o insegura, ejecutará las acciones necesarias para evitar un daño a algún equipo u operador.

2.1.2.2.- Sala de Control

La sala de control cuenta con computadoras principales en donde reside el software de configuración del DCS y ESD y el software de supervisión y control de procesos. Este último permite mostrar en pantalla las distintas etapas de la planta y monitorear las tendencias de las diferentes variables de las mismas, además de generar reportes y hacer las modificaciones necesarias de los parámetros de control para el funcionamiento óptimo de toda la planta.

Un aspecto importante, tal como se ha señalado, es la posibilidad de simular procesos gracias al software especialmente dirigido a este fin. Con este es posible probar y validar diversas estrategias sin la necesidad de aplicarlas inicialmente en los procesos reales, lo que

indudablemente será de beneficio para cualquier empresa de producción interesada en un medio que les permite hacer diversas pruebas en sus procesos, sin riesgo para posteriormente implementarlo, si lo consideran conveniente.

Las crecientes necesidades de mejorar la productividad de los procesos seguirán impulsando la aplicación de nuevas tecnologías en la minería. También en la capacitación existen innovaciones basadas en nuevas metodologías y tecnologías que permiten mejorar la eficiencia de la inversión en la capacitación y su impacto en la empresa. El uso de plantas piloto es ejemplo de esta innovación.

Además, es conocido que el desarrollo de un proyecto minero exige el uso intensivo de tecnología. En el procesamiento de minerales, las variadas alternativas tecnológicas para el desarrollo de un proyecto requieren evaluaciones de laboratorio y pruebas piloto que demuestren su factibilidad. La planta piloto automatizada es de valiosa utilidad para efectuar las verificaciones y validar los procesos de toma de decisiones. Estos trabajos parten desde una necesidad identificada y planteada por la empresa minera, que se transfiere en forma de consultoría y otorga nuevos conocimientos del proceso a su personal.

El futuro de la automatización de procesos metalúrgicos está marcado por la aplicación de estrategias de control que correspondan de manera específica a las características especiales de cada proceso. Las crecientes necesidades de mejorar la productividad de los procesos seguirán impulsando, no solamente el desarrollo de equipamiento, sino especialmente la aplicación de herramientas de software basadas en inteligencia artificial, tales como lógica difusa, redes neuronales o sistemas expertos, que permitan optimizar los procesos, reduciendo los costos operativos.

2.2.- FUNDAMENTOS DEL LAVADO DE MINERAL

La mineralogía que se presenta en una zona mineralizada, es distinta, se pueden asemejar con respecto a otro. Con minerales de alta humedad y con contenidos altos en arcillas se hace un lavado respectivo.

Los Cilindros Lavadores son equipos de construcción robusta destinados al lavado enérgico de rocas, gravas y minerales de granulometría gruesa con presencia de aglomerados debido a la existencia de arcillas.

Por su eficacia y alta capacidad de tratamiento los Cilindros Lavadores están especialmente indicados para diversas aplicaciones como:

- En el lavado de minerales con arcillas adheridas y alto contenido de solubles.
- En la disolución y puesta en pulpa de arcillas aglomeradas.
- En el tratamiento de ciertos minerales porosos.

2.2.1.- Tambor lavador

El Tambor lavador consiste en un cilindro de acero apoyado sobre neumáticos que gira sobre su eje, y está provisto de una serie de elementos internos que provoca el volteo y movimiento de los minerales.

El material bruto a tratar, en seco o en húmedo, se alimenta por un extremo del cilindro, para su prelavado y puesta en pulpa a fin de conseguir una perfecta homogenización de la mezcla. La acción de las barras elevadoras y paletas de avance, de diferentes tipos o disposiciones según la dificultad del producto a tratar, origina el levantamiento de los áridos en cascada y su avance con retención por el interior del cilindro, liberándose las partículas finas y arcillas adheridas a las fracciones más gruesas.

Los esfuerzos a que el material es sometido en el interior del cilindro por el efecto múltiple de fricción entre el propio mineral, pared del cilindro y mecanismos internos generan en las fracciones más gruesas un efecto de auto-molienda, que ayuda a la disgregación de aglomerados o terrones, especialmente cuando el cilindro trabaja con un gran volumen de llenado.

El efecto de lavado o disgregación está en función directa con el tiempo de residencia del mineral en el interior del cilindro, disminuyendo la capacidad de tratamiento cuanto más se prolongue el tiempo de permanencia según la calidad del material a tratar.

2.2.2.- Tendencias actuales.

Los tambores lavadores ya no es de uso común en la gran industria minera, los miles de toneladas que se procesan (140000 TM/d aprox promedio), ya no tienen repercusión en las etapas de chancado, molienda; los equipos por su gran capacidad no tienen problemas de atoramientos. La mayoría de las plantas a gran escala de producción son de cobre, y en su mayoría los problemas en las lamas o arcillas no son notorios.

En los procesos de flotación, tiende a tener efectos, allí se evalúa a través de pruebas metalúrgicas en laboratorio de la influencia de estos minerales finos, lamosos o arcillosos lo cual puede realizarse una separación para una flotación con minerales muy finos.

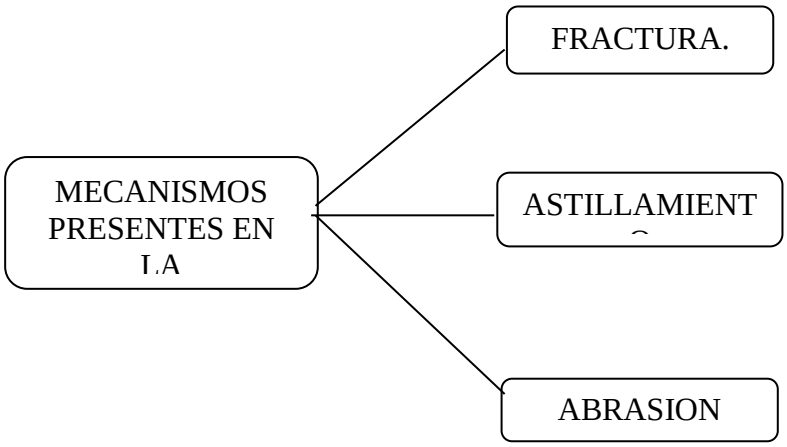
En molienda SAG cierta parte cumple la función del tambor lavador, el trommel, cumple el objeto de separar los finos de la granza, además de triturar el mineral, siendo molienda húmeda.

2.3.- FUNDAMENTOS DE CHANCADO

Es la primera etapa mecánica para el beneficio de los minerales, y consiste en la aplicación de fuerzas mecánicas para romper los trozos grandes de mineral hasta reducirlos a un tamaño adecuado para molienda.

Para desintegrar una partícula se necesita una energía menor que la predicha teóricamente, debido a que todos los materiales presentan fallas que pueden ser macroscópicas (grietas) o microscópicas.

Se ha demostrado que estas fallas son sitios en las que se concentran los esfuerzos aplicados. Las grietas se activan aumentando la concentración de esfuerzos, que causan su propagación, produciendo la desintegración de la partícula.



Se realiza en maquinas que se mueven a velocidad media o baja en una trayectoria fija y que ejercen presiones inmensas a bajas velocidades.

Entre los equipos de reducción de tamaño se incluyen, entre otros, chancadoras (trituradoras), molinos rotatorios de varios tipos, molinos de impacto y molinos de rodillos.

Razones para reducir de tamaño un mineral

• Lograr la liberación de especies minerales comerciables desde una matriz formada por minerales de interés económico y ganga.

• Promover reacciones químicas rápidas a través de la exposición de una gran área superficial.

• Para reducir un material con características de tamaño deseables para su posterior procesamiento, manejo y/o almacenamiento.

• Para satisfacer requerimientos de mercado en cuanto a especificaciones de tamaños particulares en el producto.

Las etapas de chancado pueden subdividirse en varias etapas, primario, secundario, terciario hasta cuaternario, dependiendo a los requerimientos de planta proceso. En el chancado primario de minerales se utiliza principalmente chancadoras de mandíbula o giratorias. En el secundario, chancadoras de cono. Mientras que en el chancado terciario se utilizan casi universalmente chancadoras de cono. Alternativamente, cuando existe chancado cuaternario, las chancadoras utilizadas son de cono, que a su vez son reemplazadas con chancadoras o llamados molinos de alta Presión.

2.3.1.- Chancadora de mandíbula

Consta de una caja, robusta de acero fundido, con una cámara de chancado en un lado, formada por una mandíbula fija y una mandíbula móvil ambas revestidas con “liners o chaquetas” reemplazables de desgaste de una aleación de alta resistencia al impacto y a la abrasión. La mandíbula móvil es impulsada por un poderoso mecanismo excéntrico que ejerce una presión elevada sobre los trozos de mineral

hasta exceder su límite de ruptura como se verá, los trozos de mineral se trituran en realidad según grietas preexistentes.

La caracterización de la chancadora se expresa de acuerdo al área de entrada, es decir, la distancia entre las mandíbulas en la abertura de alimentación que se denomina boca y el ancho de las placas (longitud de la abertura de admisión). Es una chancadora de 10'' x 16'' tendrá una boca de 10 plg. y un ancho de placas de 16 plg.

2.3.2.- La chancadora de cono

Este tipo de chancadora tiene algún tipo de modificación con respecto a la chancadora giratoria, usa la misma forma de accionamiento, la principal diferencia es el diseño aplanado de la cámara de chancado para dar alta capacidad y alta razón de reducción del material. El objeto es retener el material por más tiempo en la cámara de chancado para realizar mayor reducción de éste en su paso por el equipo.

Este tipo de chancadora se especifica por el diámetro del revestimiento del cono. Los tamaños pueden variar desde 2 hasta 10 pies y tienen capacidades de hasta 3000 tc/h para aberturas de salida de 2 1/2 plg.

Opera a mucha mayor velocidad y el material que pasa a través de la chancadora está sometido a una serie de golpes tipo martillo, la acción de la alta velocidad permite a las partículas fluir libremente a través de la chancadora y el recorrido amplio de la cabeza crea una gran abertura entre ella y el casco cuando está en la posición completamente abierta. Esto permite que los finos chancados sean descargados rápidamente, dejando lugar para alimentación adicional.

2.3.3.- Tendencias en chancado

En chancado los sistemas de monitoreo se basan en el control de la Granulometría y del tonelaje, cámaras instaladas que tienen software

adecuado que permiten medir la granulometría y pesómetros que censen el tonelaje en una unidad de tiempo; además de ello, los controles en chancado cumplen en cuidados de equipos, control de velocidades, sensores de rotura, sensores de apoyo, sensores de traspaso y el adecuado funcionamiento. Basados en un sistema de seguridad:

PERMITIDOS: son los requisitos, pasos, procedimientos que se debe cumplir para el correcto funcionamiento de un equipo, ejm el nivel de aceite, temperatura, si ello no cumple el equipo no arranca.

INCLAVAMIENTO. Detiene los equipos en el caso de una falla. Los lazos de control permiten controlar el sistema de seguridad de los equipos, además de control operativo y proceso.

2.4.- FUNDAMENTOS DE MOLIENDA

Consiste en la reducción del trozo de mineral a partículas mas pequeñas aplicando fuerzas de cizallamiento, presión, atrición, impacto, y abrasión.

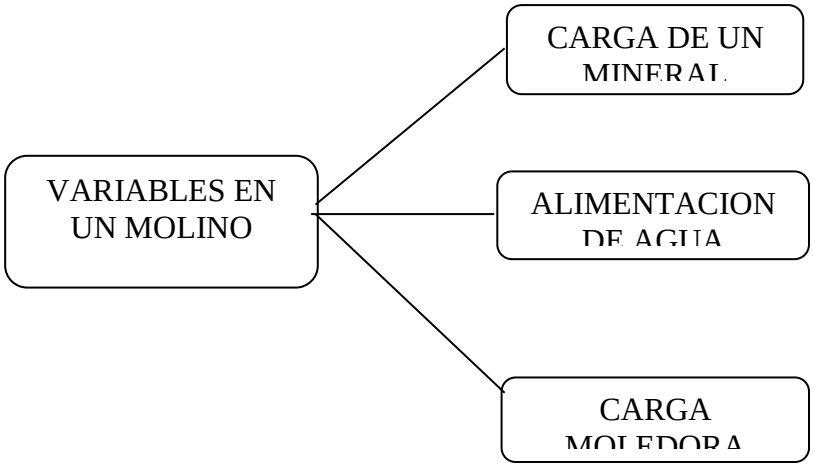
Es una operación secundaria que prosigue a la etapa de chancado, con el objeto de liberar completamente la parte valiosa del mineral antes de la concentración de la mena.

2.4.1.- Finalidad de la molienda.

El objeto de la reducción de tamaño no solamente es obtener trozos pequeños a partir de los grandes, más bien se persigue la obtención de un producto que cumpla características granulométricas comprendido entre limites preestablecidos con la finalidad de lograr una buena liberación de la parte valiosa del mineral y obtener que su recuperación y separación de la ganga, por alguno de los métodos de concentración sea la más adecuada.

2.4.2.- Variables de la molienda

Su adecuado control de estas variables, determinan una mayor capacidad del molino.



Carga de mineral: La cantidad de carga de ingreso de mineral al molino debe ser controlada, procurando que sus características sean adecuadas, granulometría, humedad, aprovechando que su ingreso sea lo máximo controlado posible.

Si se alimenta excesiva carga el molino se sobrecargará se perderá tiempo y capacidad del molino, consecuentemente el sonido del molino hará ruido sordo, y su producto puede ocasionar problemas de atoro en el trommel o la bomba.

Si se alimenta poca carga se pierde la capacidad de molienda, desgastando inútilmente bolas y forros del molino, a ello acarrea un sonido excesivo o en su defecto se agregó excesiva agua.

Alimentación agua: Este control se hace efectivo a través de la medición de la densidad, en la descarga del molino. El agua permite que el mineral tenga un avance continuo en el interior del molino.

La alimentación excesiva de agua, trae como consecuencia que lave las bolas y solo se golpean entre éstas, ya que la molienda se produce cuando el barro adherido a la superficie es atrapado entre las bolas. Su tiempo de residencia del mineral disminuye produciendo granulometría gruesa.

La alimentación defectuosa hace que el avance del mineral sea lenta, con el barro espeso amortigua las bolas dando una mala molienda.

Carga moledora: El contenido de estas (bolas) influye tremendamente en la eficiencia que se busca en un molino, el exceso de cuerpos moledores disminuyen la capacidad del molino ocupando espacio que debería corresponder a la carga.
Su defecto de estas, se pierde la capacidad moledora, dificultando que el mineral se lleve a una granulometría adecuada.

2.4.3.- Molino convencional

Equipo cilíndrico, constituido por bolas y forros con capacidad para triturar el mineral.
Trabajan generalmente en un circuito cerrado con un clasificador, también operan en circuito abierto. El tamaño de la alimentación puede ser variable y depende de la dureza del mineral, con respecto a su eficiencia del molino.

Los productos del molino pueden variar dependiendo de las condiciones de operación, gruesos como malla 35 o tan finos como en un 100% debajo de la malla 325 con radios de reducción de 30 a mayores.

La acción moledora de este tipo de molinos, es ejercida por contacto entre las bolas y el mineral mediante acción del golpe y frotamiento; los molinos de bolas no tienen relaciones definidas entre su diámetro y longitud, y estas dimensiones para un determinado requerimiento de molienda dependen de las características del mineral y de los tamaños del alimento y el producto.

2.4.4.- Tendencias actuales

La etapa de molienda – clasificación prepara el mineral hasta tamaños

de partículas de decenas de micrones, que permitan su posterior concentración en las celdas de flotación. El mineral se acopia en una tolva de finos que proveerá de mineral triturado al molino mediante una faja transportadora. Se instala Pesómetros, flujometros magnéticos y flujometros de agua, en los diferentes puntos de molienda.

El flujo de agua suministrado y la dosificación de mineral así como la velocidad de operación son gobernados por medio de Controlador Lógico Programable (PLC) y de un Panel de a través del cual se pueden monitorear algunos parámetros fundamentales del proceso, tales como peso del mineral y flujo de agua.

En una planta automatizada existen lazos de control de los densímetros nucleares que miden la densidad, flujómetros magnéticos u otros que dan el flujo másico o volumétrico, del PSI que miden la granulometría, de los Dosificadores de reactivos, la variación de velocidad de la rotación del molino con tacómetros, variadores de velocidad en los motores de bombas, transductores de energía que miden el consumo energético, entre otros que permiten tener control de las variables operacionales y sensores que mantienen en buen estado de los equipos.

2.5.- FUNDAMENTOS DE FLOTACION

Se define la flotación como un proceso de concentración de minerales en el cual se procura separar las partículas de menas útiles de estériles o ganga, mediante un tratamiento físico-químico que modifica su tensión superficial para lograr que burbujas de aire, finamente divididas, se adhieran a las primeras y las enriquezca en una espuma

2.5.1.- MECANISMO DE FLOTACION

Para estudiar el mecanismo de la flotación es suficiente, en principio, enterarse con todo detalle de lo que sucede entre una partícula de mineral y una burbuja de aire para que ellos formen una unión estable.

Figura N° 1. ***Comportamiento de minerales hidrofóbicos e hidrofílicos respecto al agua***. (Fuente: Curso de Concentracion de Minerales-Tecsup)

Con respecto a las partículas de minerales, es sabido que pocas de ellas tienen propiedades hidrofóbicas suficientemente fuertes como para que puedan flotar. En primer lugar, en la gran mayoría de los casos hay que romper enlaces químicos (covalentes e iónicos principalmente) para efectuar la liberación del mineral. Esto inmediatamente lleva a la hidratación de la superficie del mineral.

En resumen, es necesario hidrofobizar las partículas minerales en la pulpa para hacerlas flotables. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos heteropolares, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con propiedades iónica = propiedades eléctricas.

Para facilitar la absorción de estos reactivos sobre la superficie de las partículas minerales hay que crear condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, lo que se hace con los reactivos llamados modificadores.

La partícula mineral queda cubierta por el colector que se afirma en su red cristalina por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte apolar propiedades hidrofóbicas (propiedades no mojables).

El otro componente del futuro agregado partícula-burbuja es la burbuja de aire. Esta es necesaria para:

- Recoger las partículas en la pulpa.
- Transportarlas hacia la superficie.

Los espumantes, que son reactivos tensoactivos, se absorben selectivamente en las interfaces gas-liquido. Las partes polares de estos compuestos tensoactivos se orientan hacia el agua y la parte polar hacia la burbuja misma.

Las partículas y burbujas están en una constante agitación, debido a los rotores de las máquinas de flotación, de modo que para realizar su unión son necesarios:

- Su encuentro.
- Condiciones favorables para formar el agregado.

El encuentro se realiza por el acondicionamiento y la agitación dentro de la máquina misma.

2.5.2.- VARIABLES IMPORTANTES EN LA FLOTACION

El Mineral: Las características del mineral son de bastante utilidad, permiten tener la facilidad de ser flotables o no, a ello se le atribuye que sea hidrofóbico o hidrofílico, en cuya variable es muy importante el grado de liberación.

El Agua: El agua ha facilitado a que la flotación se haga de forma efectiva, además de su bajo costo logrando que el mineral valioso a través de reactivos suba a la superficie de la pulpa para así colectarlo, y lo que no sea valioso quede atrapado dentro del agua. Es importante resaltar la dureza del agua, puede contener sales de calcio, magnesio,

sodio, que pueden afectar la flotabilidad y son causa de un gran consumo de reactivos.

Factor Granulométrico: El grado de liberación del mineral valioso cumple un rol fundamental, si esta adecuadamente liberado, este lograra adherirse a la burbuja y su colección será limpia y adecuada. Cada mineral tiene su grado de liberación, ello se determina en pruebas de laboratorio.

Influencia de Lamas: Las lamas perjudican que la flotación sea adecuada, crea una película que hace que las partículas pequeñas floten mal, además que las partículas adecuadas floten mal. Esto baja considerablemente la recuperación de metales valiosos.

Densidad de Pulpa: Ello permitirá la eficiencia de la flotación, las densidades altas, no permiten que la burbuja de aire sea adecuada, por ello se mantiene los rangos de flotación en 23-35% de sólidos.

Factor Tiempo: Se ha tomado en cuenta el tiempo de residencia de la pulpa en la celda, el cual dará tiempo a que la superficie del mineral este adecuadamente acondicionada para la flotación, es por ello que algunas plantas metalúrgicas se tiene un tiempo de acondicionamiento de la pulpa con los reactivos, en otras plantas los reactivos tienen ingreso desde mismo alimentación de mineral fresco.

El PH en la Flotación: La flotación se hace generalmente en disoluciones ligeramente ácidas o alcalinas, con un PH comprendido entre 4 y 11. La influencia es debido a su acción sobre las sales disueltas en la pulpa de flotación o procedente de disolución del mineral, cambiando completamente la reacción entre ellos o alterando la solubilidad de los minerales y de sus productos de descomposición o modificando las reacciones entre minerales y reactivos alterando la acción superficial y la adsorción de los reactivos.

2.5.3.- REACTIVOS DE FLOTACION

Al añadir reactivos de flotación a un proceso metalúrgico, ocurre la separación de la mena valiosa y la ganga, estos tienen usos particulares en función a la mineralogía, allí el conocimiento del Ingeniero metalurgista para recuperar al máximo el metal valioso, al usar los reactivos adecuados a una dosificación optima, con las combinaciones precisas,

Pueden ser productos naturales o artificiales que permiten de la flotación se eficiente y selectiva produciendo condiciones óptimas para mejorar este método de concentración de minerales, y se clasifican en tres grandes grupos:

_ Colectores o promotores,
_ Agentes Espumantes
_ Agentes reguladores o modificadores.

2.5.3.1.- Colectores

Son compuestos químicos orgánicos, cuyas moléculas contienen un grupo polar y otro no polar, el anión y catión del grupo polar permiten al ion del colector quedar absorbido a la superficie también polar, del mineral. Por el contrario, el grupo no-polar o hidrocarburo queda orientado hacia la fase acuosa hidrofugando el mineral ya que tal orientación resulta de la formación de una película de hidrocarburo hidrofóbico de la superficie del mineral.

Por consiguiente, las partículas de mineral hidrofobadas por una película de colector, se adhieren a las burbujas de aire que van subiendo, arrastrando consigo el mineral a la superficie de la pulpa.

Estos reactivos se asocian más a los sulfuros y al aire, pero muy poco a la ganga. En los acondicionadores y celdas de flotación actúan

rápidamente sobre los sulfuros, a los que rodean con una película que se pegan a las burbujas de aire que salen a la superficie de la pulpa formando las espumas de los concentrados, actúan de enlace como ganchos, entre las burbujas de aire y el sulfuro que queremos recuperar.

En la adsorción de los colectores sobre la superficie del mineral la parte no polar es orientada hacia la fase del agua y la parte polar hacia la fase del mineral, esta orientación es que actualmente hace que la superficie del mineral sea impermeable.

El colector se constituye, por tanto, en el factor principal del circuito de flotación. De allí es necesario la combinación más apropiada del colector y modificadores para obtener los mejores resultados metalúrgicos.

Ditiofosfatos

- Aerofloat A-25
- Aerofloat A-31
- Aerofloat A-33
- Aerofloat A-208
- Aerofloat A-211
- Ditiofosfato AR-1238
- Aerofloat A-242
- Promotor 404.

Xantatos:

- Xantato Amilico de Potasio (Z-6)
- Xantato isopropilico de Sodio (Z-11)
- Xantato butílico secundario de sodio (Z-14)
- Xantato isobutilico de sodio

2.5.3.2.- Espumantes

Los espumantes estuvieron entre los primeros reactivos desarrollados para la concentración de minerales mediante flotación de espuma y

siguen siendo una parte importante de los reactivos que se usan hoy día. Como clase, son compuestos orgánicos de peso molecular relativamente bajo que contienen oxigeno enlazado al carbono. Deben tener la propiedad de generar una espuma que sea capaz de soportar y enriquecer a un mineral. La espuma formada por estos compuestos debe tener ciertas características, tales como:

1. Debe tener las propiedades superficiales adecuadas de modo que el mineral valioso se adhiera a las superficies de la burbuja, sin que lo haga el mineral de ganga.
2. Debe ser lo suficientemente estable para soportar un peso considerable del mineral y lo suficientemente móvil para llevar ese mineral al borde de la celda.
3. Debe ser lo suficientemente transigente para que las burbujas se rompan y se vuelvan a formar continuamente, de modo que el agua y los minerales de ganga vuelvan a drenarse en la pulpa.
4. No debe ser tan estable como para no romperse en los lavados y las canaletas, pero debe ser capaz de volver a formarse cuando se introduce aire en las etapas siguientes de flotación.

La importancia de lograr un colchón de espuma óptimo no puede ser sobredimensionada, ya que aquí es donde se produce todo el enriquecimiento de minerales valiosos como resultado de que las partículas hidrofílicas de la ganga se vuelven a drenar en la pulpa mientras que los minerales valiosos hidrofóbicos permanecen en la espuma.

Existen muchos términos subjetivos que se usan para describir las características de una espuma de flotación, por ejemplo, “estable”, “efervescente”, “persistente”, “pegajosa”, “frágil”, “delibre flujo”, “móvil”, “selectiva”, “suelta”, “estrechamente unida”, “seca”, “húmeda o acuosa”, etc. Desde el punto de vista del operador, es probablemente suficientemente considerar a las espumas dentro de dos categorías:

1. Espumas en las que la membrana de la burbuja es relativamente delgada. Tales espumas tienden a transportar menos agua (es decir, son secas) arrastrar menos lamas de la ganga (es decir, son selectivas) y a ser relativamente menos estables y persistentes.
2. Espumas en que la membrana de la burbuja es relativamente gruesa. Tales espumas tienden a transportar mas agua (es decir, son húmedas), arrastrar mas lamas de la ganga (es decir, son menos selectivas) y son relativamente estables y persistentes.

El aceite de pino y el ácido cresílico fueron de los primeros espumantes comúnmente usados pero ahora han sido reemplazados en gran parte por glicoles y alcoholes sintéticos.

- Aceite de Pino
- Frother 210
- Frother 250
- Frother 700
- Dowfroth 200
- Dowfroth 250
- Dowfroth 1012
- Metil Iso Butil Carbinol (MIBC)

2.5.3.3.- Reguladores o modificadores.

La función específica de los reactivos modificadores es precisamente es preparar las superficies de los minerales para la adsorción o desorción de un cierto reactivo sobre ellas y creer en general en la pulpa condiciones propicias para que se pueda efectuar una flotación satisfactoria.

Cambia o modifica la superficie de los sulfuros o de la ganga, para favorecer o impedir que los reactivos colectores actúen sobre ellos, evitando de esta manera que floten.

2.5.3.3.1.- Reactivos reguladores de pH

Son los reactivos que controlan la acidez o alcalinidad de la pulpa. Es un reactivo que cambia la concentración del ion hidrogeno de la pulpa, lo cual tiene un propósito incrementar o decrecer la adsorción del colector como se desee.

El objetivo es encontrar el pH óptimo para cualquier combinación de reactivos y mineral y la mayoría de las plantas metalúrgicas trabajan a pH alcalino, y mantener una corrosión al mínimo.

- Cal
- Hidróxido de sodio (NaOH)
- Ácido sulfúrico
- Ácido fluorhídrico

2.5.3.3.2.- Reactivos depresores

La función específica de los depresores es la disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo la superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de los colectores que pueden hidrofobizarla.
Impiden la flotación de algunos sulfuros, mientras que hacen flotar otros.

- Cianuro de sodio
- Bisulfito de sodio
- Sulfato de zinc
- Cal
- Almidón

2.5.3.3.3.- Reactivos activadores y reactivadores

Estos reactivos activadores aumentan la flotabilidad de ciertos minerales, mejorando o ayudando a la adsorción de un colector. Los reactivos reactivadores, restablece la flotabilidad de un mineral oxidado o que haya sido deprimido.

La función activante es contraria a la función depresora y los reactivos de este tipo sirven para aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales o para fortalecer el enlace entre la superficie y el colector.

- Sulfato de cobre
- Sulfuro de sodio

2.5.3.3.4.- Reactivos dispersantes:

Estos reactivos tienen por finalidad evitar que las lamas del mineral fino producido en la molienda se peguen a las burbujas de aire y floten a la superficie de la pulpa, haciendo que, dichas lamas vayan por el relave.

- Silicato de sodio.

2.5.4.- CIRCUITOS DE FLOTACION

Flotación Rougher: Llamada así por ser devastadora, que es una etapa primaria. Se obtienen allí el concentrado primario. Es el conjunto de celdas cuyas espumas se colectan juntamente con las de la celda donde se alimentan la pulpa al circuito. Es la celda madre que recibe la carga de pulpa del acondicionador o directamente del clasificador.

Flotación Scavenger: Son las celdas recuperadoras o agotadoras, donde se realiza la recuperación de las especies valiosas, que no han podido ser recuperadas en las celdas Rougher. Puede haber 1er

Scavenger, 2do Scavenger, 3er Scavenger, etc. Dependiendo de la flotabilidad del mineral valioso.

Flotación Cleaner: Son las celdas de limpieza, donde se limpia el concentrado primario o el producto de la flotación Rougher.

Flotación recleaner: Celdas de re-limpieza, donde se efectúa la limpieza de las espumas provenientes de las celdas cleaner.

Si es que hay más de dos etapas de limpieza las celdas de limpieza reciben el nombre de 1ra limpieza, 2da limpieza, 3ra limpieza. Dependiendo de la dificultad que se tenga para alcanzar las leyes mínimas de comercialización que se debe tener el concentrado final.

2.5.5.- TIPOS DE FLOTACION

a) Flotación bulk: Los minerales valiosos son flotados conjuntamente, todos ellos forman un concentrado bulk.

Este concentrado puede ser como concentrado final de acuerdo a su comercialización o puede llevarse a otra etapa para la separación respectiva.

b) Flotación selectiva: Los procesos de concentración por flotación son selectivos o diferenciales, por cuanto un mineral o grupo de minerales son flotados para separarlos de la ganga que los acompaña.

Normalmente primero se hace flotación colectiva (bulk) para luego hacer flotación selectiva, produciendo más de dos tipos de concentrados.

Ejemplo: de flotación diferencial es la concentración y subsiguiente separación de los sulfuros de cobre, plomo, zinc y hierro de un solo mineral. En una concentradora típica de cobre, primero se realiza flotación colectiva o bulk, esto significa que se flotan juntos los sulfuros

de cobre, molibdeno, fierro y otros, y en la planta de molibdeno se separa el cobre del molibdeno por, flotación diferencial.

2.5.6.- TENDENCIAS TECNOLOGICAS.

El circuito de flotación, con agitación mecánica y otros equipos con suministro de aire mediante un soplador.

Se dispone de un conjunto de estanques pequeños de preparación de reactivos que se dosifican a las diferentes celdas de flotación e inclusive el molino.
La automatización en la sección incluye sistemas de control de nivel de pulpa en las celdas cuyos dispositivos de medición son transmisores ultrasónicos, control de flujo de pulpa a través de válvulas proporcionales y densidad de pulpa. Esta etapa es gobernada por medio de dos controladores de procesos.

Los lazos de control en flotación vienen a ser las siguientes, principalmente son las que se mencionan, medidores de pH que permitirán que el pH sea adecuado para la el proceso lo cual permitirá un control en el consumo de cal, el Curier que permite la medición de las leyes, dosificadores de reactivos, Medidores del flujo y la presión de aire, medidores de nivel de pulpa en las celdas ya sea ultrasónicos o de radar, medidores de control de espuma, flujómetros automáticos, y otros sensores que mantienen el cuidado de los equipos.

CAPITULO III

ESTADO DEL ARTE Y SITUACION ACTUAL DE OPERACIÓN DE PLANTA ANTONIO RAYMONDI

3.1.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA, CONDICIONES DE OPERATIVIDAD.

SMRL Antonio Raymondi, ha ido creciendo a pasos muy agigantados, los cuales en ha ido incrementado su procesamiento, desde los 50 TMHD hasta los 160 TMHD que procesa actualmente, los cuales no ha tenido un diseño en base a ingeniería que permita un adecuado manejo de área y de control de operaciones con variables y mucho menos con sistemas de computacionales de Ingeniería.

Se tomara en cuenta el diagrama de flujo expuesto en el Anexo 1

3.1.1.- CHANCADO

3.1.1.1.- Chancado primario-tambor lavador.

El mineral procedente de la CÍA Minera Maxpala, (ubicado en la provincia de Caylloma-Arequipa) es depositado en la cancha de minerales, en volquetes de 25 a 35 toneladas. Este mineral es muestreado manualmente por el operador, para su análisis químico. Los sistemas de muestreo automático están alejados de esta planta.

En cancha, se esparce el mineral para su secado, ya que contiene alto grado de humedad que no permite que el chancado sea eficiente, además de la excesiva lama o arcilla que la contiene. Un dia aproximadamente.

Se efectúa el tamizado en una parrilla estacionaria de 1 3/4“ de abertura, con un cargador frontal, dando dos productos, finos (menores a 1 3/4“) y gruesos (llegan hasta 8”).

Los finos se envían a una tolva de 12 TMH, a través de la faja transportadora N°5 se alimenta al tambor lavador, éste hace el respectivo lavado, enviando un producto fino a molienda de m-1/2”; la granza producida por el Tambor, se destina para chancado. Los sistemas de monitoreo se realiza a través de un personal encargado del área, de forma manual, las mediciones tales como, corte de faja, mediciones de densidad, control de flujo de agua. Los equipos instalados como la faja transportadora funcionan de forma con sistemas de arranque ON-OFF, a través de botoneras, de esta misma forma es el funcionamiento del tambor lavador.

El corte de Faja en el tambor lavador, se realiza de forma eventual, siendo una variable que no se toma en cuenta en los cálculos respectivos. Los siguientes datos en la tabla N°2 son tomados manualmente, cada dos horas.

N° Item	Hora	Corte de faja (kg/pie)	Corte de faja(kg/pie)	Corte de faja (kg/pie)	Promedio
1	07:00	2.664	2.420	2.906	2.663
2	09:00	3.240	0.000	2.600	1.947
3	11:00	1.567	1.660	2.040	1.756
4	13:00	3.600	1.450	0.000	1.683
5	15:00	2.340	2.532	2.579	2.484
6	17:00	3.245	3.634	1.567	2.815
7	19:00	1.546	2.567	2.955	2.356
8	21:00	0.000	1.809	0.389	0.733
9	23:00	0.449	1.849	3.786	2.028
10	01:00	2.032	2.412	2.406	2.283
11	03:00	2.892	2.785	2.775	2.817
12	05:00	1.207	3.860	0.861	1.976

Tabla N°2: Promedio de corte de faja/pie en la faja N°5. Fuente, recopilación de planta.

N° Ítem	Hora	Densidad (g/lt)	Densidad (g/lt)	Densidad (g/lt)	Promedio
1	07:00	1410	1400	1400	1403.333
2	09:00	1420	1420	1310	1383.333
3	11:00	1410	1410	1450	1423.333
4	13:00	1410	1330	1430	1390.000
5	15:00	1450	1400	1310	1386.667
6	17:00	1420	1450	1310	1393.333
7	19:00	1310	1410	1410	1376.667
8	21:00	1330	1400	1400	1376.667
9	23:00	1410	1310	1380	1366.667
10	01:00	1400	1410	1400	1403.333
11	03:00	1330	1310	1420	1353.333
12	05:00	1400	1400	1330	1376.667
13	07:00	1420	1410	1330	1386.667

Tabla N°3: Densidad promedio del producto fino del tambor lavador. Fuente, recopilación de planta

La granza es derivada a la tolva de gruesos de chancado primario o en su defecto a la cancha de minerales si contiene excesiva humedad u otro como indique el supervisor.

La trituración primaria, consta de un equipo de Mandíbulas 10”x16”, con set de 1 ½ “, su producto es alimentado a través de la faja transportadora N° 1 a una zaranda vibratoria 4’x6’ de un panel metálico de ½“ de abertura (Suele cambiarse este panel, de acuerdo a la humedad del mineral, 3/8” en seco).

Los sistemas de encendido en chancado funcionan con botoneras de encendido y apagado, controlados por el operador, no existe ningún tipo de controlador inteligente que permita variar el set de la chancadora, o el encendido de los equipos a través de un computador, tampoco se cuenta con pesómetro que den señales a una base de datos.

3.1.1.2.- Clasificación Zaranda - Chancado secundario

El Over Size va a una chancadora Cónica Symons 2', dando un mineral triturado inferior a 3/8". El Under Size de la Zaranda y el producto de la Chancadora Cónica es transportado por la faja N°2 a una tolva de finos de 20 TMH.

Los pesos de corte por pie se realizan manualmente en la faja N°2 que a continuación se mostraran:

N° Item	Hora	Corte de faja (kg/pie)	Corte de faja (kg/pie)	Corte de faja (kg/pie)	Promedio
1	07:00	1.671	1.586	1.816	1.691
2	08:00	1.621	2.363	2.337	2.107
3	09:00	2.430	1.905	1.560	1.965
4	10:00	2.214	2.471	1.523	2.069
5	11:00	2.434	2.297	2.293	2.342
6	12:00	1.650	2.370	2.456	2.159
7	13:00	1.717	2.050	1.597	1.788
8	14:00	2.250	2.309	1.931	2.163
9	15:00	1.687	1.837	2.186	1.903
10	16:00	1.642	2.320	2.337	2.100
11	17:00	1.783	2.079	2.254	2.039
12	18:00	1.954	2.014	1.872	1.947
13	19:00	2.369	1.594	1.926	1.963
14	20:00	1.979	1.815	2.060	1.952
15	21:00	1.704	2.102	2.056	1.954
16	22:00	2.347	2.459	2.071	2.292
17	23:00	2.470	2.150	1.921	2.180
18	00:00	2.081	1.844	1.816	1.914
19	01:00	2.059	2.045	2.157	2.087
20	02:00	1.508	1.691	1.561	1.587
21	03:00	2.437	2.301	1.573	2.104
22	04:00	1.589	2.218	1.561	1.789
23	05:00	1.679	2.414	1.607	1.900
24	06:00	1.753	1.659	1.791	1.734

Tabla N°4.: Promedio de corte de faja/pie de la faja N°2. Fuente, recopilación de planta.

3.1.1.3- Almacenamiento de mineral.

El mineral inferior a 3/8", con D80=16441µm es almacenado en la Tolva de Finos de 20TMH, con malla aproximada de 85-95% m-3/8". Estos datos son realizados de forma manual, como una forma de monitoreo, con efectos de presentación de informes, escasamente con efectos de cambios en alternativas de ingeniería.

3.1.2.- MOLIENDA

3.1.2.1.- Molienda Primaria

Molienda, es un área que ha tenido problemas con respecto su operación desde la misma forma de alimentación hasta el producto fino enviado a flotación.

Se alimenta a un Molino de fabricante COMESA 5piesx5pies la carga de mineral fresco transportado por la faja N°3 y N°4, agua fresca y las arenas de carga circulante del hidrociclón D-6#2-60% (el 40% se va al m4'x4'); haciéndose el corte de faja en la faja N°3, realizándolo el operador cada 1 hora, escribiendo en una hoja de reporte, allí se toma el control de peso de mineral por corte de pie, mostrado en la tabla N°5. Las mediciones son de tres días distintos.

N° Item	Hora	Corte de faja	Corte de faja	Corte de faja	Promedio
1	07:00	5070	5262	4684	5005.333
2	09:00	4669	4731	5321	4907.000
3	11:00	5456	5452	5228	5378.667
4	13:00	5282	5119	5008	5136.333
5	15:00	5155	5172	5276	5201.000
6	17:00	5335	5091	4747	5057.667
7	19:00	4631	5497	4877	5001.667
8	21:00	5263	4732	5339	5111.333
9	23:00	4995	5201	5057	5084.333
10	01:00	5120	5230	5355	5235.000
11	03:00	4995	5315	4889	5066.333

12	05:00	5156	4619	5289	5021.333
13	07:00	5111	4933	5011	5018.333
14	09:00	5237	4814	5039	5030.000
15	11:00	5180	4877	4621	4892.667
16	13:00	4712	4640	4700	4684.000
17	15:00	4757	5054	4810	4873.667
18	00:00	4692	5206	4912	4936.667
19	01:00	5123	5332	5488	5314.333
20	02:00	5294	4801	5385	5160.000
21	03:00	5047	5275	4733	5018.333
22	04:00	4729	5440	5148	5105.667
23	05:00	4734	5317	4858	4969.667
24	06:00	5256	4807	4991	5018.000

Tabla N°5: Promedio del corte de faja/pie de la faja N°3. Fuente, recopilación de planta.

La granulometría de alimentación a molienda primaria es de 93%m-3/8 (ver análisis granulométrico-tabla N°6), en condiciones climáticas secas, con menos del 5% de Humedad, hace que el tratamiento en chancado sea dócil y ello mismo en molienda, a tener un aumento de producción; Pasando en corte de faja hasta un equivalente a 5,6 Kg/ft.

En la tabla N°7 se muestra otro análisis granulométrico con una humedad de más de 10%, en las temporadas de lluvia lo que indica que se tiene un 43%m-3/8, lo cual es muy retarda los procesos de molienda y flotación. Se perjudica el tratamiento del tonelaje, se disminuye.

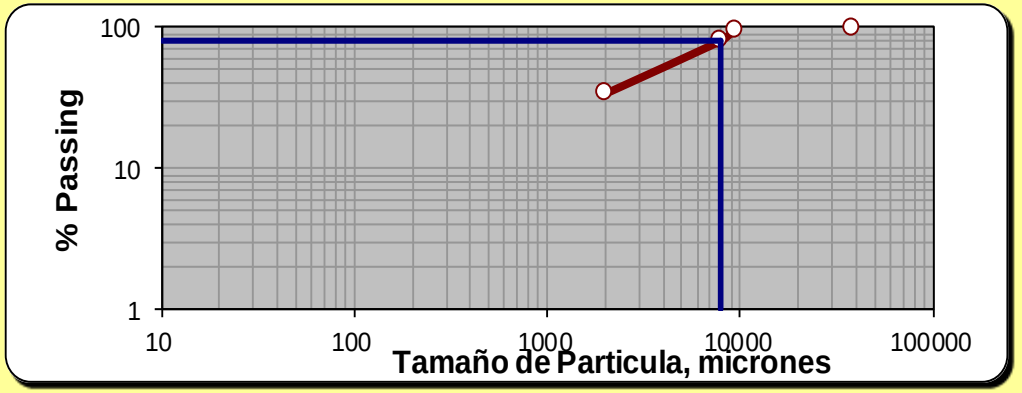
En la tabla N°8 se detalla el análisis granulométrico de las arenas del hidrociclón D-6#2, que ingresa al molino 5’x5’ con d80=801µm. esta pulpa representa el 60%. Esta pulpa ayuda a que el tratamiento del mineral fresco aumente; anteriormente toda las arenas del D-6#2 alimentaban al m4’x4’, siendo el ingreso al m5’x5’ solo de carga fresca y agua, y se generaba atoramiento en el SPOUT FEEDER siendo su máxima carga de alimentación 4.8kg/pie.

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION MOLINO 5X5 (ALIMENTO)

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 23781.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0	0	0.00		100.00
2	0	0	0.00	0.00	100.00
3	1.5	38100	477.00	2.01	97.99
4	0.375	9525	1070.00	4.50	93.49
5	0.3125	7938	3103.00	13.05	80.45
6	10	2000	11104.00	46.69	33.75
21	-10	0	8027.00	33.75	
	TOTAL		23781.00	100.00	



D80 = 7868 µm **D50 =** 3731 µm

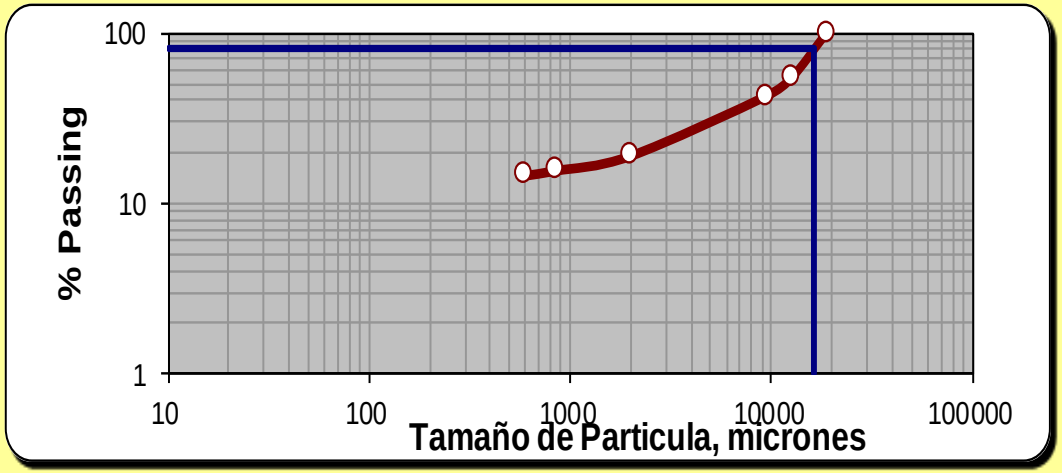
Tabla N°6: Análisis Granulométrico del corte de la faja N°3, en periodo humedad seca. Fuente del aplicativo, Moly-cop tools.

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION MOLINO 5X5 (ALIMENTO)

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 6246.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0.75	19050	0.00		100.00
2	0.5	12700	2867.00	45.90	54.10
3	0.375	9525	726.00	11.62	42.48
4	10	2000	1474.00	23.60	18.88
5	20	850	213.00	3.41	15.47
6	30	600	62.00	0.99	14.47
21	-30	0	904.00	14.47	
TOTAL			6246.00	100.00	



D80 = 16441 µm **D50 =** 11564 µm

Tabla N°7: Análisis Granulométrico del corte de la faja N°3, en periodos lluviosos. Fuente del aplicativo, Moly-cop tools.

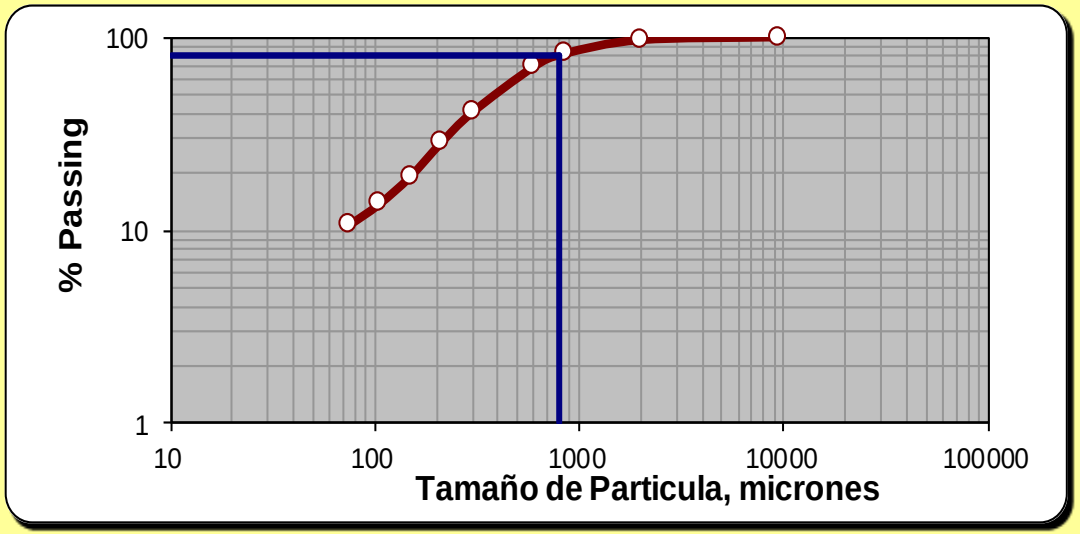
A GSI Software Development

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION U-F D-6#2

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 1705.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0.375	9525	0.00	0.00	100.00
2	10	2000	57.00	3.34	96.66
3	20	850	247.00	14.49	82.17
4	30	600	204.00	11.96	70.21
5	50	300	503.00	29.50	40.70
6	70	212	210.00	12.32	28.39
7	100	150	160.00	9.38	19.00
8	140	106	90.00	5.28	13.72
9	200	75	53.00	3.11	10.62
10	-200	0	181.0	10.62	
TOTAL			1705.00	100.00	



D80 = 801 µm **D50 =** 390 µm

Tabla N°8: Análisis Granulométrico de las arenas D-6#2. Fuente del aplicativo, Moly-cop tools.

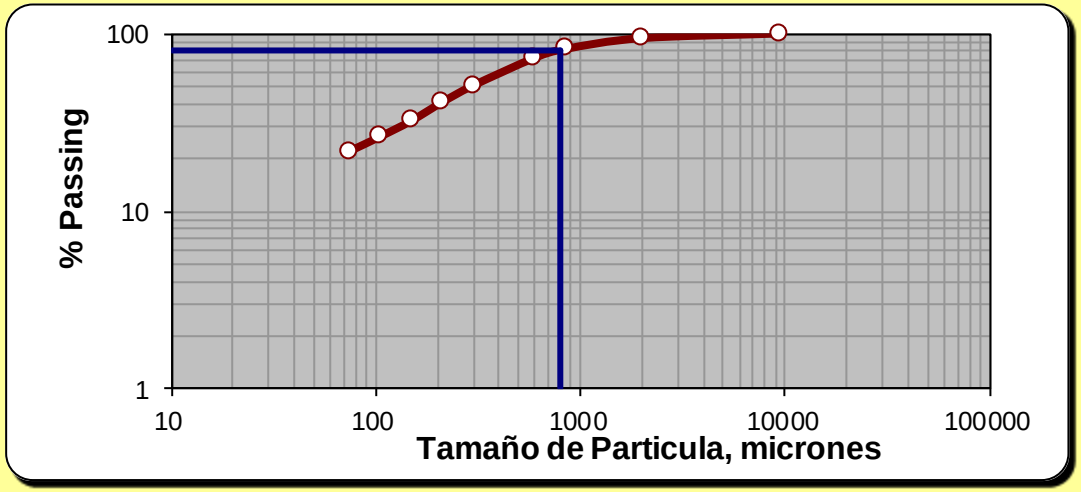
A GSI Software Development

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION M5X5 DESCARGA

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 1386.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0.375	9525	3.00	0.22	99.78
2	10	2000	81.00	5.84	93.94
3	20	850	169.00	12.19	81.75
4	30	600	124.00	8.95	72.80
5	50	300	305.00	22.01	50.79
6	70	212	137.00	9.88	40.91
7	100	150	121.00	8.73	32.18
8	140	106	82.00	5.92	26.26
9	200	75	63.00	4.55	21.72
10	-200	0	301.0	21.72	
TOTAL			1386.00	100.00	



D80 = 797 µm **D50 =** 293 µm

Tabla N°9: Análisis Granulométrico de las descarga del Molino 5'x5'. Fuente del aplicativo, Moly-cop tools.

La tabla N°9 da como alcance el análisis granulométrico De la descarga del molino5’x5’, lo cual será necesario para el siguiente capítulo. Cuyas densidades se registran de la siguiente forma:

N° Item	Hora	Densidad(g/lt)	Densidad(g/lt)	Densidad(g/lt)	Promedio
1	07:00	1610	1740	1760	1703.333
2	09:00	1810	1690	1700	1733.333
3	11:00	1720	1750	1760	1743.333
4	13:00	1710	1750	1740	1733.333
5	15:00	1690	1660	1760	1703.333
6	17:00	1750	1780	1800	1776.667
7	19:00	1780	1750	1820	1783.333
8	21:00	1730	1750	1800	1760.000
9	23:00	1740	1680	1790	1736.667
10	01:00	1790	1700	1750	1746.667
11	03:00	1760	1700	1680	1713.333
12	05:00	1760	1760	1750	1756.667
13	07:00	1750	1760	1700	1736.667
14	09:00	1800	1780	1750	1776.667
15	11:00	1740	1800	1740	1760.000
16	13:00	1750	1760	1750	1753.333
17	15:00	1760	1750	1740	1750.000
18	00:00	1770	1740	1740	1750.000
19	01:00	1780	1760	1770	1770.000
20	02:00	1790	1750	1760	1766.667
21	03:00	1680	1780	1730	1730.000
22	04:00	1760	1720	1740	1740.000
23	05:00	1750	1750	1760	1753.333
24	06:00	1800	1740	1750	1763.333

Tabla N°10: Densidad promedio del producto del molino 5’x5’. Fuente, recopilación de planta

El cual para obtener estas densidades se midió en una balanza marcy, que consta de un recipiente con un reloj que esta graduado para dar las densidades de forma manual, registrando en la hoja de reportes, siendo la alternativa de monitoreo realizado por el supervisor.

La descarga de pulpa del molino, ingresa al cajón de la bomba 4x3 ESPIASA N°1. El cual envía a un clasificador helicoidal 0.5 x1,80 mts, dando dos productos finos y gruesos. La eficiencia de clasificación de este equipo, depende mucho de:

- La densidad que la alimenta
- La altura del nivel del rebalse de los finos

Los alimentos al clasificador helicoidal son la descarga de molienda5'x5' y los finos descargados del tambor lavador.

Cuando la densidad de alimento está por encima de 1500 g/lt y del tambor 1450gr/lt se hace más densa y en los finos aumentan los gruesos por tanto el grado de granulometría.

Los gruesos del helicoidal alimentan al molino Hardinge 5'x32" con densidades de 1950 a 2000 g/lt. Los finos del helicoidal alimentan a la bomba 4x3 ESPIASA N°2, con densidades de 1300-1450 g/lt.

El monitoreo lo realiza el molinero, supervisado por el Ingeniero de turno, midiendo las densidades en la balanza marcy, lo cual el operador tomara decisiones, en aumentar la carga o disminuirla, esto mismo es con el control de agua, pues ello afectara en el control de densidades.

El espacio confinado de la planta, la ubicación de los equipos, instalación de equipos no permiten en control de flujo, ya sea de agua o de pulpa, tampoco se cuenta con sistemas como flujómetros.

En la siguiente tabla se muestra las densidades promedio de los puntos muestreados, que incluyen varias áreas respecto a molienda, lo cual será útil para describir procesos, operación y manejo de variables para cálculos, etc.

N° Item	Hora	Gruesos Helicoidal	Finos helicoidal	Tambor	Alim Hardinge	Descarga Hardinge	o/f D-6#1	u/f D-6#1	u/f D-6#2	Descarga m4x4	o/f D-6#2	o/f D-4#1
1	07:00	1950	1550	1410	1880	1850	1220	1840	1800	1830	1210	1080
2	09:00	1910	1510	1420	1800	1830	1210	1810	1820	1820	1220	1060
3	11:00	1980	1520	1410	1800	1800	1200	1800	1830	1830	1260	1030
4	13:00	1990	1500	1410	1810	1800	1230	1860	1790	1790	1210	1030
5	15:00	2100	1500	1450	1820	1830	1250	1850	1830	1830	1220	1070
6	17:00	1980	1520	1420	1800	1830	1230	1820	1820	1830	1250	1050
7	19:00	2120	1520	1310	1800	1850	1230	1800	1820	1820	1200	1040
8	21:00	2300	1490	1330	1820	1860	1250	1820	1820	1820	1230	1050
9	23:00	1950	1520	1390	1790	1820	1215	1820	1810	1810	1220	1060
10	01:00	1930	1480	1400	1800	1810	1200	1840	1820	1820	1230	1070
11	03:00	1960	1450	1410	1820	1820	1220	1830	1800	1820	1230	1050
12	05:00	1980	1500	1360	1830	1800	1230	1820	1820	1830	1240	1050
13	07:00	2000	1430	1380	1820	1800	1300	1830	1820	1820	1250	1060
14	09:00	2100	1400	1370	1800	1780	1200	1820	1820	1850	1200	1040
15	11:00	2110	1420	1400	1850	1800	1250	1800	1820	1870	1220	1060
16	13:00	1990	1430	1350	1820	1820	1260	1790	1820	1850	1240	1040
17	15:00	2000	1420	1360	1810	1810	1230	1800	1800	1830	1230	1050
18	00:00	2110	1420	1400	1810	1800	1230	1810	1800	1830	1220	1060
19	01:00	1990	1430	1340	1800	1800	1230	1830	1820	1830	1210	1060
20	02:00	2000	1420	1380	1830	1820	1240	1840	1850	1850	1250	1050
21	03:00	1990	1450	1370	1790	1800	1200	1830	1830	1820	1240	1060
22	04:00	1980	1490	1380	1820	1750	1240	1820	1820	1810	1230	1050
23	05:00	1980	1440	1390	1830	1800	1220	1800	1830	1820	1200	1070
24	06:00	1980	1430	1420	1810	1820	1230	1830	1830	1820	1220	1040
Promedio		2015.833	1468.333	1385.833	1815	1812.5	1229.792	1821.25	1818.333	1827.083	1226.25	1053.333

Tabla N°11: Densidad promedio de varios puntos de molienda. Fuente, recopilación de planta

3.1.2.2.- Molienda secundaria.

El ingreso a este molino provienen de los gruesos del clasificador Helicoidal, el U/F del hidrociclón D-6#1 y agua fresca, la combinación de estas dan una densidad promedio 1820-1850 g/lt, con un porcentaje de solidos de 73%, que es adecuado para molienda, ello ingresa a un MOLINO HARDINGE, con un F80=3032µm con 64.45%m-20, la granulometría gruesa se debe a la alimentación del tambor lavador clasificado por el helicoidal, logrando una eficiencia de molienda de más de 68% con un P80=797µm. con ello podemos mencionar que este molino trabaja eficientemente reduciendo considerablemente el grado de liberación.

La descarga de este molino va al cajón de la bomba 4x3 ESPIASA N°2 lo cual alimenta al hidrociclón D-6#1, todas las bombas instaladas cuentan con un ingreso de agua en el sello de la bomba. El agua que ingresa a esta bomba varia la densidad de alimento al hidrociclón, lo cual es distinta a la descarga del molino. A La bomba 4x3 N°2 tiene como ingresos la descarga del molino Hardinge 5'x32", el relave de cleaner de flotación, y el agua del sello de la bomba. Lo cual no se puede flujear ninguna de estas tres variables por condiciones operativas e accesos inadecuados que podrían provocar un accidente.

El hidrociclón D-6#1 distribuye en dos productos finos (O/F) y gruesos (U/F) El cual el U/F del D-6#1 es carga circulante en el molino Hardinge. Los finos son enviados a bomba N°3. Si verificamos el cuadro el O/F esta con una densidad promedio de 1230 g/lt y el U/F con 1830 gr/lt, habiendo en ocasiones corto circuito (densidad de pulpa=1500 gr/lt) por atoramientos en el U/F. Los cuadros posteriores muestran el análisis granulométrico.

En cuanto a seguridad, el molino no está del todo cubierto, con guardas de seguridad, y no cuenta con accesos adecuados para un adecuado control de parámetros y variables importantes en molienda, lo cual dificulta la toma de muestras.

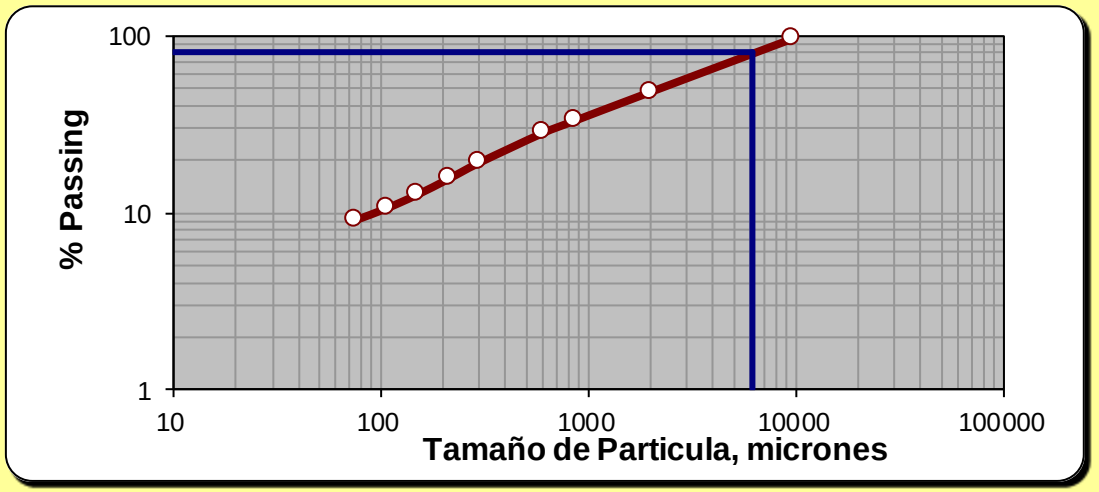
A GSI Software Development

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION REBOSE HELICOIDAL

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 1664.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0.375	9525	57.00	3.43	96.57
2	10	2000	800.00	48.08	48.50
3	20	850	256.00	15.38	33.11
4	30	600	81.00	4.87	28.25
5	50	300	149.00	8.95	19.29
6	70	212	62.00	3.73	15.56
7	100	150	48.00	2.88	12.68
8	140	106	35.00	2.10	10.58
9	200	75	25.00	1.50	9.07
10	-200	0	151.0	9.07	
TOTAL			1664.00	100.00	



D80 = 6217 µm **D50 =** 2143 µm

Tabla N°12: Análisis granulométrico de los gruesos del helicoidal. Fuente, recopilación de planta. Moly-cop tools

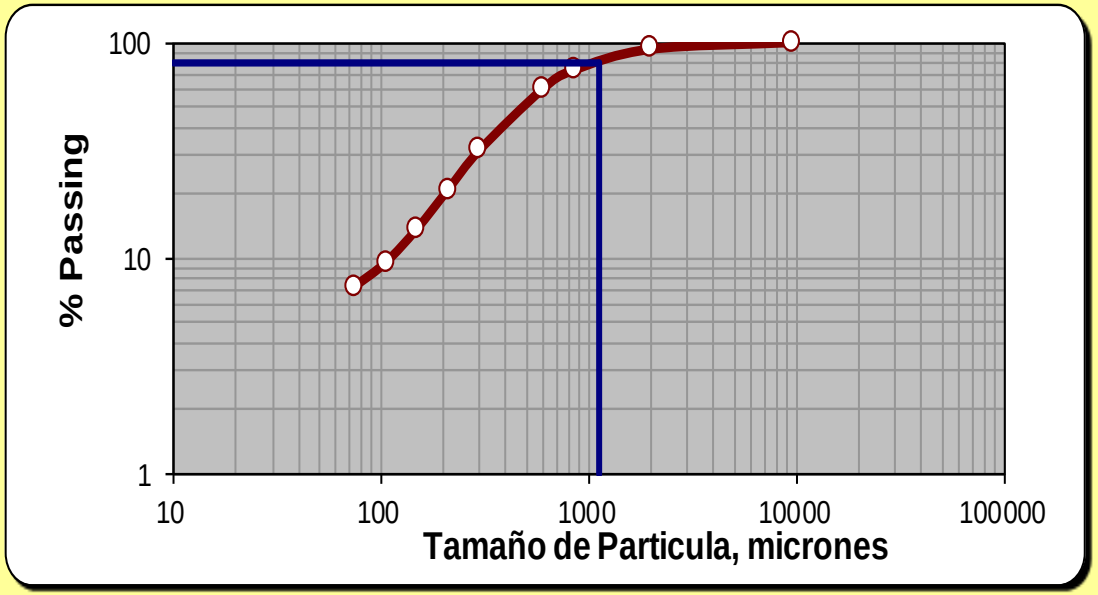
A GSI Software Development

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION U/F D-6#1

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 1164.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0.375	9525	0.00	0.00	100.00
2	10	2000	81.00	6.96	93.04
3	20	850	218.00	18.73	74.31
4	30	600	162.00	13.92	60.40
5	50	300	336.00	28.87	31.53
6	70	212	126.00	10.82	20.70
7	100	150	83.00	7.13	13.57
8	140	106	48.00	4.12	9.45
9	200	75	25.00	2.15	7.30
10	-200	0	85.0	7.30	
TOTAL			1164.00	100.00	



D80 = 1125 µm **D50 =** 491 µm

Tabla N°13: Análisis granulométrico de los gruesos hidrociclón D-6#1. Fuente, recopilación de planta. Moly-cop tools

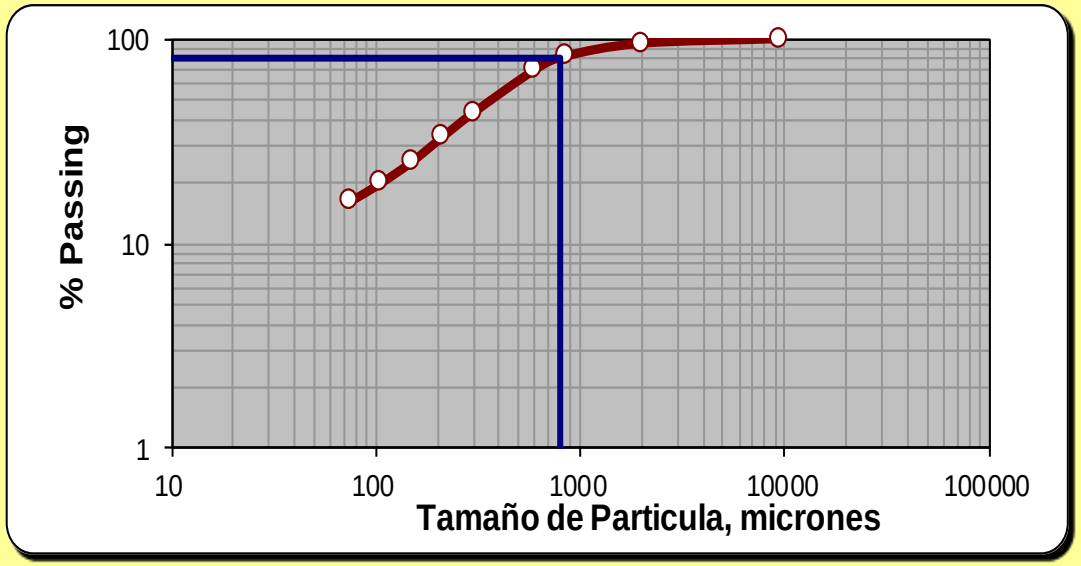
A GSI Software Development

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION DESC HARDINGE

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 1450.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0.375	9525	0.00	0.00	100.00
2	10	2000	73.00	5.03	94.97
3	20	850	184.00	12.69	82.28
4	30	600	171.00	11.79	70.48
5	50	300	392.00	27.03	43.45
6	70	212	150.00	10.34	33.10
7	100	150	117.00	8.07	25.03
8	140	106	77.00	5.31	19.72
9	200	75	53.00	3.66	16.07
10	-200	0	233.0	16.07	
TOTAL			1450.00	100.00	



D80 = 798 µm **D50 =** 367 µm

Tabla N°14: Análisis granulométrico de la descarga del molino Hardinge, 5'x32". Fuente, recopilación de planta. Moly-cop tools.

3.1.2.3- Molienda terciara.

Consta de un molino 4ftx4ft, de fabricación COMESA, En actual operación, permite la reducción de aquello que aún no se ha completado en etapas anteriores. A través del hidrociclón D-6#2, y molienda terciara se tratara de completar la reducción adecuada de partículas, que tendrán como destino la flotación de minerales valiosos.

El O/F del D-6#1, los finos del rebalse del clasificador helicoidal, y la descarga del molino 4'x4' alimentan a la bomba ESPIASA 4"x3" N°3, lo cual es bombeado al hidrociclón D-6#2, este separa en dos productos finos y arenas, el O/F del D-6#2 (finos) es derivado al proceso de Flotacion, y el U/F D-6#2 que es carga circulante se distribuye con el molino 4'x4' (en 40-50%) y molino 5'x5'en (50%-60%). Este 40-50% de pulpa que ingresa al molino 4'x4' permite tener una eficiencia en molienda de 63% de eficiencia.

Las densidades registradas por el operador son puestos en la hoja de reporte, y la supervisión lo hace el Jefe de turno, y son las siguientes:

- O/F del D-6#1 = 1230-1250 g/lt
- Finos del rebalse del clasificador helicoidal =1350-1450 g/lt
- Descarga del molino 4'x4' = 1800-1850 g/lt
- El U/F D-6#2 = 1800-1850 g/lt

A continuación se muestra los análisis granulométricos referidos al alimento y descarga de este molino, teniendo como un F80= 801µm y un P80=297µm.

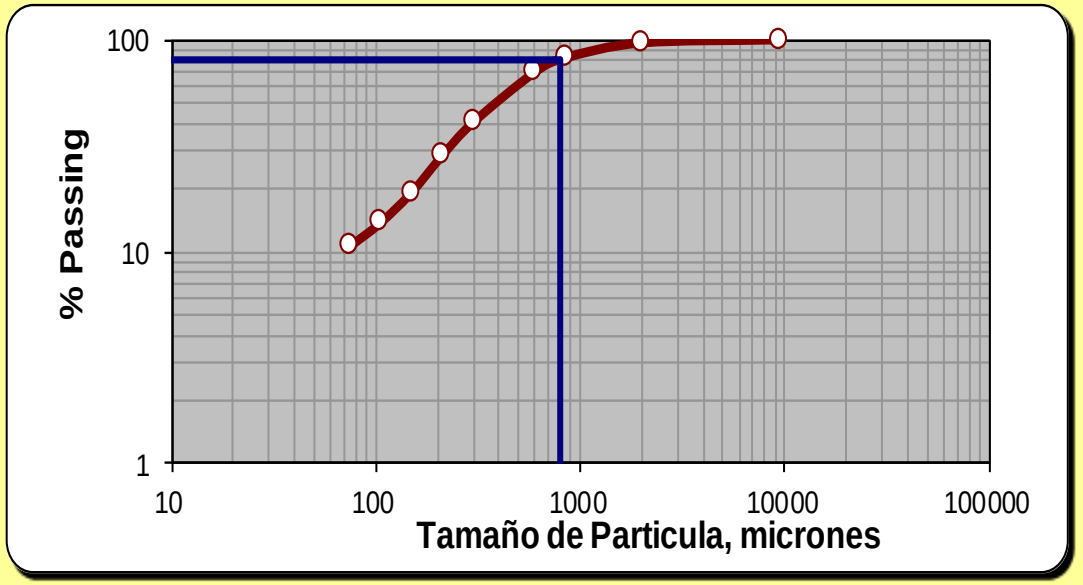
A GSI Software Development

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION U-F D-6#2

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 1705.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido grs	Peso Retenido %	Passing %
1	0.375	9525	0.00	0.00	100.00
2	10	2000	57.00	3.34	96.66
3	20	850	247.00	14.49	82.17
4	30	600	204.00	11.96	70.21
5	50	300	503.00	29.50	40.70
6	70	212	210.00	12.32	28.39
7	100	150	160.00	9.38	19.00
8	140	106	90.00	5.28	13.72
9	200	75	53.00	3.11	10.62
10	-200	0	181.0	10.62	
TOTAL			1705.00	100.00	



D80 = 801 µm **D50 =** 390 µm

Tabla N°15: Análisis granulométrico de las arenas del hidrociclón D-6#2. Fuente, recopilación de planta. Moly-cop tools.

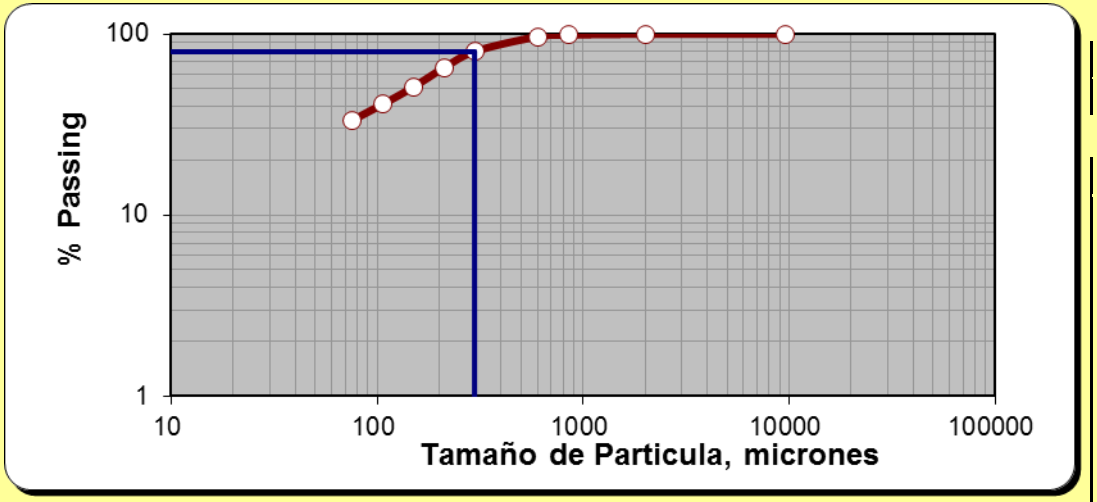
A GSI
Software
Development

DISTRIBUCION DE TAMAÑO DE PARTICULA

TITULO: EVALUACION M4X4 DESCARGA

PESO TOTAL DE MUESTRA, grs 1254.00 (Seco)

i	Malla #	Malla Abertura	Peso Retenido		Passing %
			grs	%	
1	0.375	9525	0.00	0.00	100.00
2	10	2000	0.00	0.00	100.00
3	20	850	14.00	1.12	98.88
4	30	600	26.00	2.07	96.81
5	50	300	205.00	16.35	80.46
6	70	212	188.00	14.99	65.47
7	100	150	181.00	14.43	51.04
8	140	106	127.00	10.13	40.91
9	200	75	96.00	7.66	33.25
10	-200	0	417.0	33.25	
TOTAL			1254.00	100.00	



D80 = 297 µm **D50 =** 145 µm

Tabla N°16: Análisis granulométrico de la descarga del m4'x4'. Fuente, recopilación de planta. Moly-cop tools.

3.1.2.4.- Clasificación.

Como se mencionó en los puntos anteriores, esta planta metalúrgica tiene como métodos de separación equipos convencionales:

- El tambor lavador 4ftx15ft, un método de separación de lamas y mineral arcilloso. Trabaja con dos aberturas en el trommel, 3/8” y ½”, los cambios se realizan conforme lo evalúa el supervisor de turno.
- Zaranda vibratoria 4ftx6ft, de un solo panel, siendo metálico con aberturas de 3/8” y ½” de acuerdo a las condiciones climáticas, y la humedad del mineral.
- Clasificador helicoidal 0.5mx1,8m con espiral tipo gusano.
- Clasificador hidrociclón, todos tienen dimensiones de diámetro de hidrociclón de 6pulg, y las aberturas de ápex y vortex varian de acuerdo a la granulometría requerida para cada etapa.

3.1.2.5.- Bombas

Son bombas centrifugas y se usan de acuerdo a la capacidad de descarga de cada etapa, a continuación se mostraran los tipos de bomba que se usan en el siguiente cuadro. Algunos de ellos se mencionaran en los siguientes puntos.

BOMBAS USADAS EN LA PLANTA ANTONIO RAYMONDI	
IT	**DESCRIPCION**
1.	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 1
2.	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 2
3.	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 3
4.	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 1
5.	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 4
6.	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 2
7.	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 3
8.	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 4
9.	Bomba Denver 3"x3"
10	Bomba Galligher 3 x 2
11	Bomba de Diafragma Duplex 3" Ø
12	Bomba de Vacío 340 CFM
13	Bomba Denver 5"x4"
14	Bomba Hidrostal 40-125 Nº 1
15	Bomba Vogh 1 1/2" x 2" (Río Luli)
16	Bomba Hidrostal 32-160 Nº 1 (PM3)

Tabla N°17: Listado de bombas usadas en la planta Antonio Raymondi. Fuente, recopilación de planta

3.1.2.6.- Consumo de energía:

El consumo de energía por equipo se muestra en los siguientes cuadros:

CONSUMO ENERGETICO		
IT	**DESCRIPCION**	KW
	CHANCADO -TAMBOR LAVADOR	
1.	Faja transportadora N° 5	2.38
2.	Tambor Lavador 4' x 15'	2.32
3.	Chancadora de quijadas 10"x16" Set 1 1/2"	15.24
4.	Faja transportadora N° 1	4.08
5.	Zaranda vibratoria 4'x6' un piso	4.08
6.	Chancadora cónica Symons 2'	24.39
7.	Faja transportadora N° 2	1.77
8.	Faja transportadora N° 3	0.98
9.	Faja transportadora N° 4	1.89
	TOTAL	57.13

Tabla N°18: Listado consumo energético en chancado y lavado en la planta Antonio Raymondi. Fuente, recopilación de planta.

CONSUMO ENERGETICO		
IT	**DESCRIPCION**	KW
	MOLIENDA	
1	Molino de bolas 5'x5' Comesa	47.55
2	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 1	6.10
3	Clasificador Helicoidal de 0.5 x1,80 mts	1.34
4	Molino Hardinge 5'Ø x 32"	41.46
5	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 2	5.49
6	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 3	5.73
7	Molino de bolas 4'x4' Comesa	28.65
8	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 1	3.66
9	Dosificador de Reactivos	0.43
	TOTAL	140.41

Tabla N°19: Listado consumo energético molienda en la planta Antonio Raymondi. Fuente, recopilación de planta.

CONSUMO ENERGETICO		
IT	**DESCRIPCION**	KW
	FLOTACION-REMOLIENDA	
1	Celda Circular WS 6'x7'	12.19
2	Celda Circular WS 5'x6'	7.93
3	Banco de 04 celdas Denver N°18 Rougher II	4.15
4	Bomba Espiasa 4"x3" Nº 4	6.52
5	Banco de 2 Celdas Agitair Nº 1	9.39
6	Banco de 2 Celdas Agitair Nº 2	8.78
7	Banco de 2 Celdas Agitair Nº 3	9.75
8	Soplador Nº 1	8.78
9	Soplador Nº 2 Vinza	27.43
10	Molino de bolas 3'x4'	14.63
11	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 2	3.66
12	molino de Bolas 3' x 3'	9.75
13	Celda Circular WS 4'x5' Nº 2	4.88
14	Celda Circular WS 4'x5' Nº 1	4.27
15	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 3	4.57
16	Banco de 04 celdas Denver Nº18 E SCV I	3.84
17	Banco de 04 celdas Denver N°18 E SCV 2	4.33
18	Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 4	4.57
19	Banco de 06 celdas Denver N°15 -Cleaner	3.96
	TOTAL	153.39

Tabla N°20: Listado consumo energético flotación-remolienda en la planta Antonio Raymondi. Fuente, recopilación de planta.

CONSUMO ENERGETICO		
IT	**DESCRIPCION**	KW
	ESPESAMIENTO-FILTRADO-RECUP AGUA	
1	Bomba Denver 3"x3"	5.12
2	Bomba Galligher 3 x 2	4.27
3	Espesador 15'Ø x 8'	1.34
4	Bomba de Diafragma Duplex 3" Ø	1.34
5	Filtro de 6'Ø x 2 discos	0.37
6	Bomba de Vacío 340 CFM	10.97
7	Soplador	0.79
8	Bomba Denver 5"x4"	18.29
9	Bomba Hidrostal 40-125 Nº 1	6.10
10	Bomba Vogh 1 1/2" x 2" (Río Luli)	2.44
11	Bomba Hidrostal 32-160 Nº 1 (PM3)	4.88
	TOTAL	55.91

Tabla N°21: Listado consumo energético en espesamiento-filtrado-recuperación de agua, En la planta Antonio Raymondi. Fuente, recopilación de planta.

En resumen general se muestra cuanto es el consumo por área, pues la planta cuenta con una potencia instalada de 550 kW, indicando que consume un 83% de la potencia instalada.

SECCION	CONSUMO ACTUAL (KW)
CHANCADO-TAMBOR LAVADOR	57.13
MOLIENDA	140.41
FLOTACION	153.39
ESPESAMIENTO-FILTRADO-RECUP AGUA	55.91
LAB. QUIMICO + CAMPAMENTOS + ILUMINACION	22
MANTTO MEC.	30
TOTAL	**458,84**

Tabla N°22: Listado consumo energético general En la planta Antonio Raymondi.

3.1.2.7.- Medición de Variables y Muestreo.

La planta ha ido creciendo en cuanto a capacidad de tratamiento, lo que ha generado un desorden en cuanto a ubicación de equipos, habilitando accesos no tan seguros, y el mismo desorden genera inseguridad. Tal crecimiento solo se ha enfocado en la producción, y no se ha ido implementado ningún tipo mejoramiento en cuanto a medición de variables, toma de muestras, menos aún en cuanto a un sistema de Monitoreo para una próxima automatización.

Las mediciones de variables se hacen de forma manual, en cuanto al peso de mineral, se tiene un cortador de faja metálico, de una distancia de un pie por corte de faja, el peso de este corte se registra en la hoja de reporte por turno, habiendo dos turnos “A” y “B”

La densidad como antes mencionado, se muestrea con un cucharon que recepciona la pulpa del punto a medir y este se vacía en un recipiente de la balanza marcy y se cuelga en su respectivo gancho, y el reloj indica la densidad que esta tiene. Se registra en la hoja de reporte.

El monitoreo en molienda solo se realiza en la medición del peso de mineral por corte por pie lineal, y la densidad en la balanza marcy, son las únicas variables a medir, muy independientemente del funcionamiento de los equipos y el ingresos de flujos de agua (no se flujea) que se trabaja en función a las densidades. Cuando la densidad es alta por encima del normal se toma dos decisiones, aumentar el agua o disminuir la carga. En el caso contrario a una densidad baja, dos decisiones, aumentar la carga o disminuir el flujo de agua hasta que se estabilice la densidad.

Para realizar este proyecto, forzadamente se tuvo que tomar mediciones de los flujos, y se muestran en el siguiente cuadro:

PUNTO DE FLUJO	Lts/seg
Agua de ingreso m5x5	0.8
O/F D-6#1	3.314
O/F D-6#2	5.3
Pulpa Relave Cleaner	2.3
Pulpa carga Circulante m5x5	1.2
Pulpa carga Circulante m4x4	0.43
U/F D-6#3	0.67
Finos tambor lavador	0.47

Tabla N°23: Puntos de flujo, tomados en planta.

Sociedad Kiosco de Responsabilidad Limitada
Antonio Raimondi Cuzco

REPORTE DE OPERACIÓN PLANTA

FECHA.....

TURNO.....

Hra	Alimento Mineral (kg/pie)	DENSIDADES DE PULPA (g/l)																			HORAS DE OPERACIÓN DE EQUIPOS								
		Molino 5`x5`	Molino Hardinge	Molino 4`x4`	Hidroc. D-6 # 1		Hidroc. D-6 # 2		Hidroc. D-6 # 3		Hidroc. D-6 # 4		Molino 3`x4`	Hidroc. D-4 # 1		Hidroc. D-4 # 2		Molino 3`x3`	Hidroc.D-6# 5 (Rve)		Bomba Espiasa 4"x3"				Bomba 2 1/2"x2"				Bomba Galligher
					O/F	U/F	O/F	U/F	O/F	U/F	O/F	U/F		O/F	U/F	O/F	U/F		O/F	U/F	N°1	N°2	N°3	N°4	N°1	N°2	N°3	N°4	

DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS cc/min.)																													
Hra	Molino 5'x5'							WS 5`x6`		Agitair 48"x48"			4`x5`N°1	4`x5`N°2			Scaveng. I	Scaveng. II											
	Silic.	208	404	3418	Z-11	A-31	CuSO4	D-250	CuSO4	208	CuSO4	D-250	Silicato	Z-11	CuSo4	Silicato	Z-6	Z-6											

FLOCULANTE (g)	
Espes.	
Relave	
Cochas	

COAGULANTE (g)	
Espes.	

Horas de Operación Equipos	
F. Transp. Nº 1 y 2	
Ch. quijadas 10x16	
Zaranda Vibr. 4'x6'	
Ch. Symons 2'	
F. Transp. Nº 3 y 4	
Molino 5'x5'	
Bomba Espiasa 4x3	
Molino 4'x4'	
Molino 3'x4'	
Molino 3'x3'	
WS 5x6	
WS 4x5 Nº 1 y 2	
SCV Nº 1	
SCV Nº 2	
Espesador	
B. Diafragma	
Filtro 6'x2 Discos	
B. Hidr. 40-125 Nº1	
B. Vogt Nº 1 (R.Luli)	
B. 32-160 Nº 1 (Sellos)	
B. 32-160 Nº 2 (PM-4)	
B. Hidr. 40-125 Nº2 (PM-5)	
B. VERTICAL 1 1/2"x36"	

Observaciones:

Tabla N°24: Hoja de reporte de Planta Antonio Raymondi.

3.1.3.- Flotación

La flotación de minerales en esta etapa se ha dado de diversas formas, se ha probado reactivos, queriendo mejorar la recuperación, de lo cual por costos operativos no se ha podido realizar pruebas metalúrgicas con diseños experimentales, pero la asesoría de experiencias de supervisores con antigüedad permitió probarlos en la misma planta. Ello ha ido estableciendo los reactivos en su uso diario.

3.1.3.1.- Reactivos de Flotación en ARC

Los reactivos más comunes que se usan para la recuperación de oro, plata, plomo y el zinc son los siguientes:

a).- Xantato Amílico de Potasio (Z-6).
b).- Xantato isopropílico de sodio (Z-11)
c).- Aerofloat A-31.
d).- Aerofloat A-242 o Ditiofosfato AR-1242.
e).- Aerofloat A-208.
f).- Promotor A-404 ó AR-1404
g) El Aceite de Pino
h) Silicato de Sodio
i) DOWFROTH 250:
j) A-3418
k) Sulfato De Cobre,

3.1.3.2.- Flotación Rougher-Remolienda

El O/F del hidrociclón D-6#2, es enviado a la primera celda de flotación CWS6'x7', los reactivos de flotación ya hicieron su acondicionamiento desde la etapa de molienda, ingresan el silicato de sodio con 215g/T, Aerofloat A-208 en 120 g/T, Promotor A-404 con 100 g/T, Aerophine 3418 con 40g/T, Z-11 60 g/T, Aerofloat A-31 con 60 g/T. Las alimenta un dosificador de reactivos continuo.

En la celda CWS6'x7' (Celda Wilfredo Serrano de 6ftx7ft), se añade a esta celda el Dowfroth 250 que es el espumante, realizando la flotación bulk Rougher primaria, el cual, y su concentrado se envía

como concentrado final, evaluando su concentrado limpio en pruebas de análisis de laboratorio, indicando como insolubles con un 4%. Lo cual no afecta la calidad del concentrado.

El sistema de monitoreo lo realiza el operador de Flotación, de forma manual y visual, algunos de los reactivos están colocados en recipientes, el cual se les ha colocado mangueras flexibles con unos ganchos como compuertas para el control de los reactivos y su dosificación. Las dosificaciones lo realiza el operador, registrándolo en la hoja de reportes.

La flotación Rougher continúa, el relave de la celda CWS 6'x7' ingresa a la celda CWS 5'x6' añadiéndose el silicato con 150g/T para minimizar la cantidad de insolubles, su concentrado es enviado como concentrado final, y su relave ingresa a 4 celdas Denver N°18. El concentrado de las celdas Denver o espumas flotadas se envían a la celdas de limpieza CWS 4'x5', y su relave es descargado en la bomba Espiasa 4"x3" N°5. Esta bomba envía al hidrociclón D-6#3 el Over Flow (finos) se envía a la etapa Scavenger, y el Under Flow, se deriva a la etapa de remolienda de pulpa, ingresa al Molino 3'x4' y su descarga alimenta a la bomba Denver SRL 2 ½"x2", éste bombea al hidrociclón D-6#4, los finos se van a la etapa Scavenger, las arenas hacen circuito cerrado con el Molino 3'x3'. Ver figura N°2.

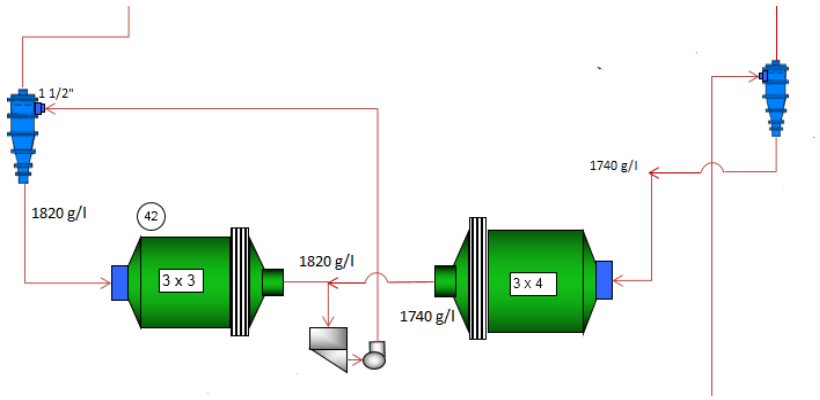


Figura N°2: flow sheet remolienda.

3.1.3.3.- Flotación Scavenger

Primer Scavenger. Inicia con la flotación de pulpa enviadas de los finos de remolienda en las celdas Agitair N°1, N°2, N°3, distribuidas tal como se muestra en el anexo 1, y sus concentrados van a la etapa de limpieza. El Agitair N°1 esta reforzado con Silicato de sodio, sulfato de cobre, con Aerofloat A-208 en su ingreso. El Agitair N°2 y N°3 esta reforzado, con Promotor A-404, tratando de recuperar la mayor cantidad de mineral valioso.

Segundo Scavenger. Los relaves de los Agitair van a las celdas Sub A-N°18 E SCV-1 y su relave ingresa a Sub A-N°18 E SCV-2, con refuerzos en reactivos de Z-6 y se considera como la última etapa de recuperación de metales valiosos. Sus concentrados son enviados a la etapa de limpieza y su relave es derivado a la cancha de relaves.

3.1.3.4.- Flotación Cleaner

Recibe alimentación de varios puntos, como se ve en el diagrama de flujo-anexo 1, dividiéndose en 4 etapas de limpieza:

Primera limpieza: la celda CWS 4’x5’ N°1, recibe alimentación del concentrado del Agitair N°2 y Agitair N°3, y la celda CWS 4’x5’ N°2 recibe el concentrado de A Sub Denver N°18 y el concentrado de la segunda etapa de scavenger. Los cuales son reforzados con silicato de sodio para disminuir la cantidad insolubles en el concentrado para una subsiguiente etapa de limpieza. Su concentrado de estas celdas Wilfredo Serrano son enviados como concentrado final.

Segunda Limpieza, Relimpieza: El relave de las celdas CWS 4’x5’ N°1 y N°2, ingresa al banco de 6 celdas A-sub 15 Denver, se refuerza con

silicato para disminuir la cantidad de insolubles y Aerofloat A-208 para la colección selectiva de metales valiosos. Su concentrado pasa por dos etapas de limpieza, para así enviarse como concentrado final. El relave del banco de A-sub 15 se envía a molienda secundaria específicamente.

3.1.3.5.- Análisis químico

Los análisis químicos de planta han reflejado variación de recuperación en cuanto a la variación de reactivos a usarse. Los reactivos mencionados anteriormente se han ido estabilizándose como parte operativa de la flotación de minerales. Ello ha permitido tener un mejor control con respecto a la recuperación.

Como ley de cabeza en faja se tiene un promedio de 5-7g/T de Au, que paralelo a ello también se determina la ley de cabeza de la pulpa de los finos del tambor lavador con un promedio de 8-12g/T de Au. En el tabla N°25 se muestra un resumen del reporte de laboratorio indicando la ley del mineral, concentrado, tambor lavador, relave, humedad y el grado de liberación respecto a la malla 200. Estos serán necesarios para los balances que se realizaran capítulos posteriores.

REPORTE DE LABORATORIO QUIMICO ARC

Recepción 19/03/2016
PLANTA CONCENTRADORA - CONDOR III TURNO A

Muestra	Ag Oz/TM	Au g/TM	% Pb	% Zn	%H2O
CABEZA	3.85	4.75	0.63	1.10	
CC. FILTRADO	80.09	125.00	13.68	16.34	20.60
RELAVE	1.30	1.15	0.05	0.06	
CABEZA TAMBOR PULPA	9.63	10.00	1.05	1.36	

Reporte : 20/03/2016

% Humedad cabeza	4.62
% Malla (-200) D-6 (1)	38.00
% Malla (-200) D-6 (2)	42.00
% Malla (-200) D-6 (3)	76.00
% Malla (-200) D-6 (4)	36.00
% Malla (-200) RW	62.00
% Insolubles (CC. Filtrado)	27.88

Tabla N°25: Reporte de leyes de Laboratorio Antonio Raymondi.

3.1.3.6.- Sistema de Muestreo.

Los muestreos lo realizan el personal operador de planta y el operador de laboratorio químico, en recipientes debidamente codificados y protegidos de contaminantes externos. Se realiza de forma manual, los datos tomados se registran en un hoja de reporte. La distribución de puntos de muestreo lo designa el Superintendente de acuerdo a lo que se desee evaluar y realizar una mejoría en cuanto a recuperación.

Respecto a Pesado de mineral, el sistema de muestreo es el corte de faja pesándolo un corte por pie los kilogramos que llega a pesar en cada hora, así como las densidades, en la balanza marcy. Las mediciones de flujo, se realizó en recipientes con un volumen conocido y en un tiempo determinado. Las leyes se determinan muestreando en un recipiente durante una guardia y se llevan a laboratorio para su análisis químico. Las humedades se toman de la

misma muestra del pesado del mineral y se determina secándolo y haciendo diferencia de pesos entre el mineral seco y húmedo.

En la figura N°3 se ve la forma de evaluación de la planta, en función a leyes y registro de datos para una mejoría en el proceso. Hasta aquí no se ha visto algún tipo o sistema de monitoreo que permita que la tendencia tecnológica pueda lograrse en esta planta, todo se ha realizado de manera manual.

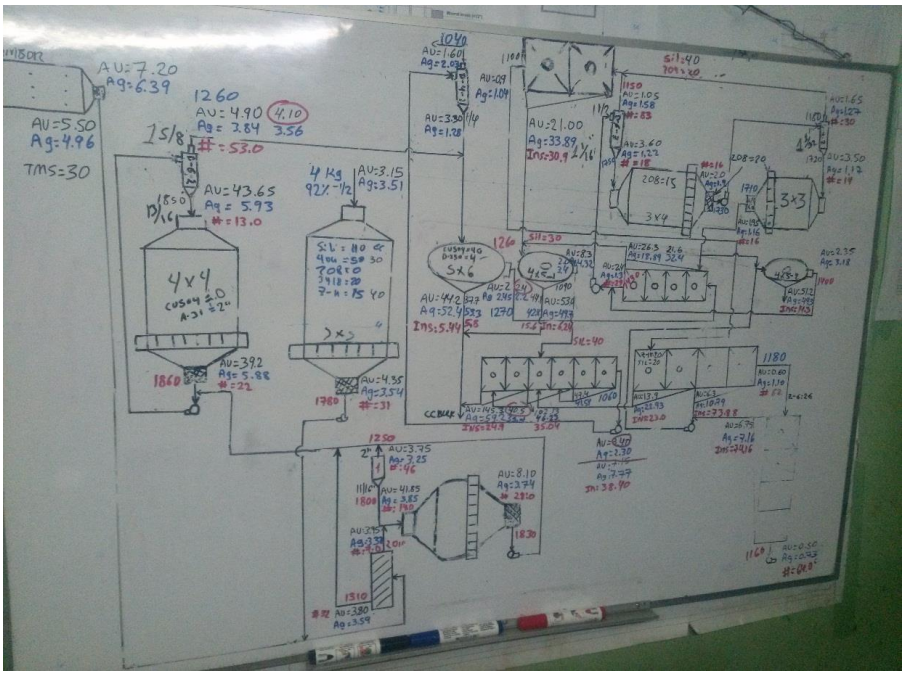


Figura N°3: Evaluación de la planta Antonio Raymondi.

3.1.3.7.- Balance Metalúrgico

Los balances realizados solo se hacían en función a la ley de cabeza de la faja transportadora N°3, y no se tomaba en cuenta la ley del tambor. Así que ello genera variación en los balances de envío de concentrado para su despacho final. Así que en este trabajo se ha corregido este problema haciendo un balance más acertado con respecto a la operación y procesamiento del mineral.

CAPITULO IV

MONITOREO Y SUPERVISION CON EL SOFTWARE ESPECIALIZADO EN LA PLANTA CONCENTRADORA ANTONIO RAYMONDI CUSCO.

4.1.- MONITOREO Y SUPERVISIÓN DE VARIABLES.

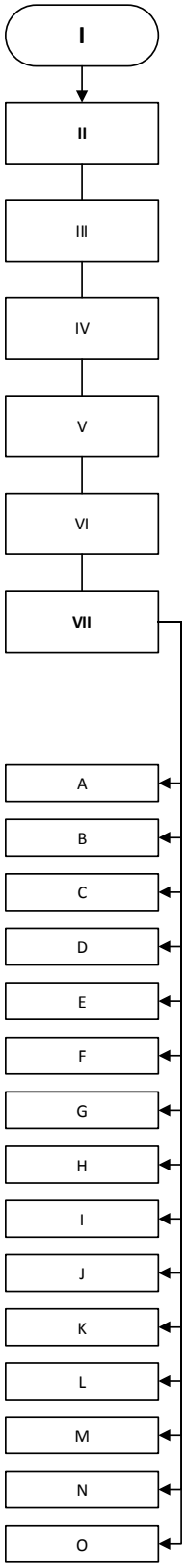
4.1.1.- Panel General

Se ha diseñado un sistema de monitoreo que permitirá simular varias áreas, como hecho trascendente molienda y flotación. Los cuales se han diseñado pantallas graficas que simplifican el resumen de cada área y facilitan ver la operación del proceso mismo, con la intención de evitar problemas operacionales in situ de la misma planta, teniendo en vivo los balances con respecto a cada área.

Los controles en el programa muestran dos tipos de usos, manual y automático. El sistema manual se ha diseñado con el objeto de variar las variables, de acuerdo a los cambios que se realice y simular un próximo proceso o con algún cambio que se desee realizar. El sistema automático simula un proceso real en planta con variables en línea, los cambios ya lo realiza el programa SSEDat.exe que simula como una base de datos que envía los datos de la señal de planta de cada uno de los sensores que miden las variables.

A continuación se muestra la esquemática del uso del software.

DIAGRAMA DE INICIO DEL PROGRAMA-AUTOMATICO



I. Hacer click, en EXPOSICION.XLSM, formato en excel que esta almacenado en el CD

II. Se abrirá ventanas emergentes:
_ Hacer click en recuperar datos.
_ Hacer click en actualizar software
_ En la ventana "no se puede obtener acceso a datos remotos. … " hacer click en NO
_"No podemos actualizar algunos de los vínculos de su libro ahora mismo" hacer click en continuar
_"Reparaciones en EXPOSICION.XLSM" hacer click en cerrar.

III. Se muestra la PANTALLA GENERAL-OPERACIONES PLANTA.
aquí, se muestra las diversas áreas que la planta Antonio Raimondi tiene en su centro de operaciones. Hacer clic para ir a cualquier área, cabe indicar que esta operación se realizara después del séptimo punto.

IV. En el disco, buscar el archivo SSEDat.exe ejecutar el mismo. Los parametros ya se han colocado de acuerdo a los datos en planta.

V. En el cuadro: REGISTRO DE DATOS DE ENTRADA MANUAL Y AUTOMATICA, nos aproximamos al control automático y hacemos doble clic en el cuadro que indica #¡REF!, el cual aparecerá los códigos que enlazan el archivo SSEDat.exe que indican el siguiente: =SSEDat|Servidor!_xlbgnm.Tag01 Para lo cual, el código mencionado en si mismo no enlaza ningún dato del archivo, así que se tiene que borrar: <<_xlbgnm.>> el cual el código quedara de esta forma, =SSEDat|Servidor!Tag01 hacer enter, y en el mismo cuadro se mostrara que el dato cambia aleatoriamente. Continuar con la misma operación hasta culminar con los 18 datos. Los 18 datos deben cambiar aleatoriamente.

VI. El las figuras que tienen forma de hexágonos, hacer clic en automático en ambos casos, inicia el control automatico.

VII. Elegir el área a que se desea ir. Visualizar el balance automático que se ejecuta en cada área.

AREAS ESPECIFICAS

A - TAMBOR LAVADOR
B - CHANCADO
C - MOLIENDA
D - RESUMEN FLOTACION
E - ROUGHER
F - REMOLIENDA
G - SCAVENGER
H - CLEANER
I - FILTRADO
J - BALANCE MOLIENDA
K - BALANCE FLOTACION
L - WORK INDEX M5'X5'
M - WORK INDEX MHARDINGE
N - WORK INDEX M4'X4
O - REPORTE

Al iniciar el programa, se ejecuta el entorno mostrado en la siguiente figura, cada figura vincula a hojas de cálculos distintos, los cuales se mostrara y explicaran conforme se desarrollen.

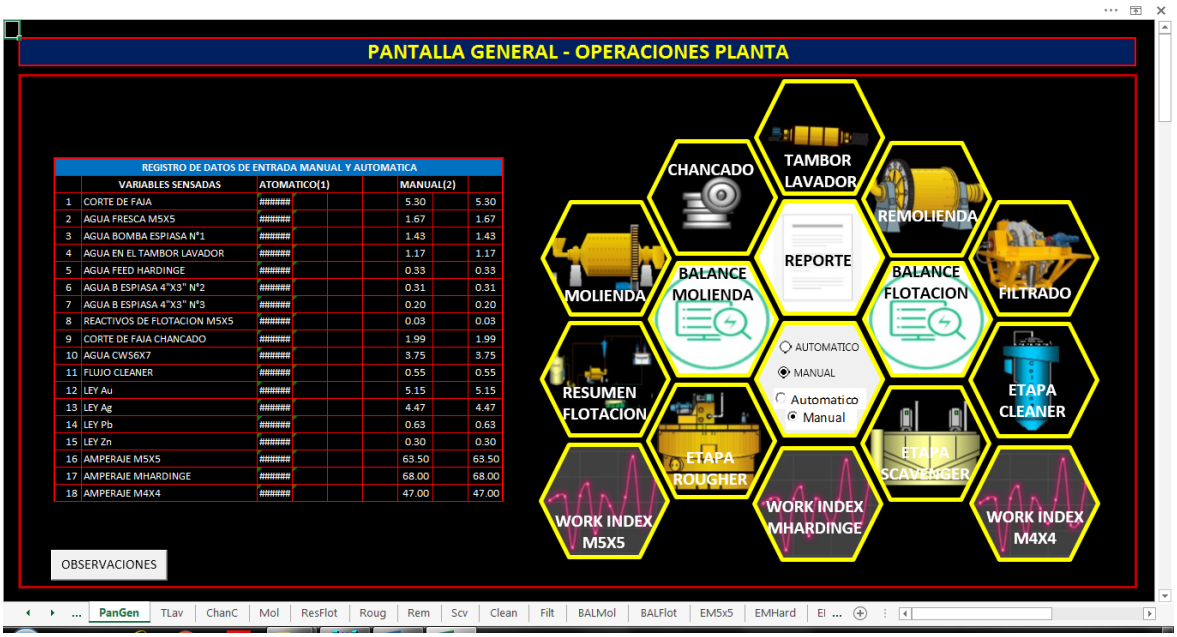


Figura N°4: Pantalla principal del software

4.1.2.- Tambor Lavador

El área del tambor lavador, operación es sencilla, lo cual inicia con la apertura del agua, arranque del tambor y arranque de la faja que lo alimenta. Lo cual este sistema permite visualizar, el balance en cuanto al tonelaje de procesamiento de faja en función a la cantidad de lampones alimentados, calculados con eficiencia de carguío y la gravedad especifica. Además se hace el cálculo respectivo de la eficiencia del tambor lavador en función de la abertura del trommel de descarga, lo cual también permite calcular el tonelaje procesado a molienda y otra a chancado.

La operación inicia paralelamente entre chancado y tambor lavador, de lo cual se hace clic en la figura del tambor lavador, y este nos lleva al panel que hemos dado clic. En este caso mostraremos el panel del tambor lavador, dando el balance de:

- Cantidad de lampones alimentado
- Tonelaje procesado por faja
- Distribución de tonelaje, chancado (granza) molienda(finos-pulpa)
- Eficiencia del tambor lavador.
- Características del equipo.

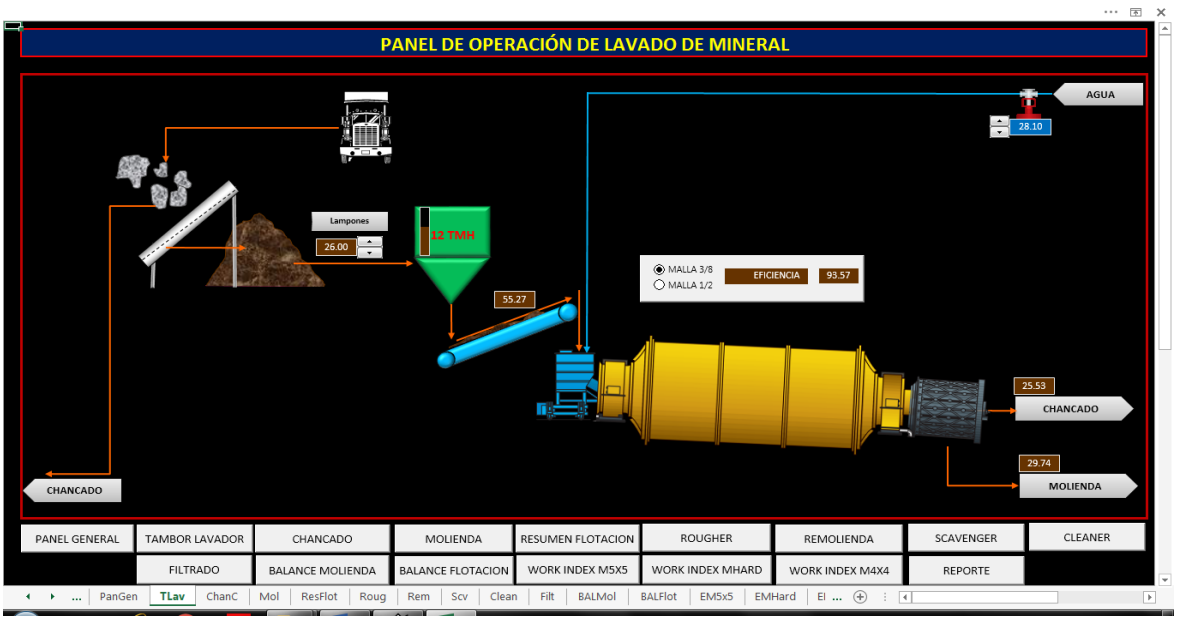
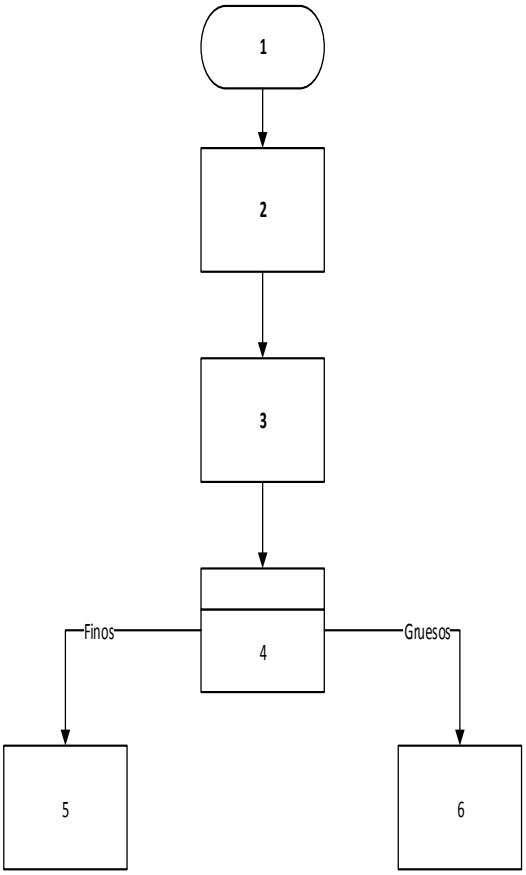


Figura N°5: pantalla del lavado de mineral

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN TAMBOR LAVADOR



1. En la pantalla del tambor lavador, indicar la cantidad de lampones por día o por hora que se está procesando

2. Se muestra los algoritmos usados como cálculo, en este caso, el cálculo depende de la cantidad de lampones. Es el cálculo del tonelaje en seco de faja del tambor lavador.

$$T_{TLH} = EC \times G.E \times Lp$$

$$T_{TLH} \times \frac{(100 - \%H_{ma})}{100}$$

3. El cuadro ya muestra, la eficiencia por malla, y ellas dependen del siguiente algoritmo:

$$\in = \frac{10000 \times (f - o)}{f(100 - o)}$$

Los datos, como f, o, son obtenidos en planta

4. Proceso dividido, a través del trommel una separación de finos y gruesos

5. Los finos del tambor lavador son destinados al área de molienda, y el algoritmo respectivo, para determinar el tonelaje procesado en finos es como sigue:

$$T_{FTL} = \frac{\in \times T_{TLS} \times f}{10000}$$

6. Los gruesos son enviados, al área de chancado, conocido como granza, este es la diferencia entre del tonelaje que ingresa a faja y los finos que se van a molienda:

$$T_{GTL} = T_{TLS} - T_{FTL}$$

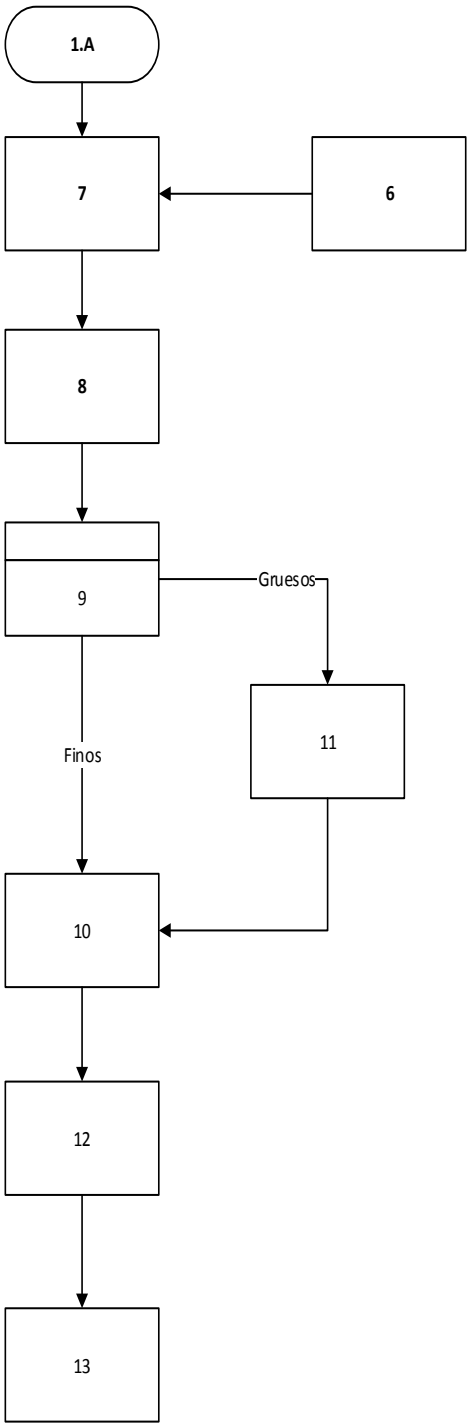
- $EC = eficiencia\ de\ cargio\ del\ lampon\ del\ cargador\ frontal$
- $G.E. = gravedad\ Especifica$
- $Lp = lampones\ del\ cargador\ frontal$
- $T_{TLH} = Tonelaje\ alimentado\ tambor\ lavador\ humedo\ (TMH)$
- $T_{TLS} = Tonelaje\ alimentado\ tambor\ lavador\ seco\ (TMS)$
- $\%H_{ma} = Porcentaje\ de\ humedad\ del\ mineral\ arcilloso$
- $\in = eficiencia\ del\ tambor\ lavador$
- $f = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ alimento$
- $o = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ rechazo$
- $T_{FTL} = Tonelaje\ finos\ del\ tambor\ lavador$
- $T_{GTL} = Tonelaje\ granza\ del\ tambor\ lavador$

4.1.3.- CHANCADO

Es un área donde las variables importantes que sean tomado en cuenta para el mejoramiento son como se menciona: Tonelaje procesado por Corte de faja (en el N°2), Eficiencia de la zaranda, Humedad de mineral, Balance de masa, Características de los equipos.

- $T_{Ch} = Tonelaje\ alimentado\ en\ chancado\ (TMS)$
- $CF_{Ch} = Corte\ de\ faja\ en\ chancado\ (kg/pie)$
- $F_{fCh} = factor\ faja\ por\ corte\ de\ pie\ ((ft - TMS)/h)$
- $t = tiempo\ de\ procesamiento\ (horas)$
- $\%H_m = Porcentaje\ de\ humedad\ del\ mineral$
- $\in = eficiencia\ del\ tambor\ lavador$
- $f = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ alimento$
- $o = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ rechazo$
- $T_{FCh} = Tonelaje\ finos\ de\ zaranda$
- $T_{GCh} = Tonelaje\ gruesos\ zaranda$

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN CHANCADO



1.A La operación inicia con el carguío del mineral grueso desechado por la parrilla +1 3/4“, que se alimenta a la tolva de grueso de chancado

7. La tolva de gruesos, también une el material de rechazo del tambor lavador (6). Se hace click en la misma tolva y envía un mensaje emergente, lo cual indica la gravedad específica, el constante de sólidos, la alimentación o corte de faja, la cantidad de horas de procesamiento, y la humedad del mineral. Estos tres últimos se pueden modificar manualmente, y ello permitirá los cálculos necesarios en los puntos siguientes. A continuación el tonelaje procesado en chancado, que es el mismo que pasa por la faja.

$$T_{Ch} = CF_{Ch} \times F_{fCh} \times t \times \frac{(100 - \%H_m)}{100}$$

8. El mineral almacenado en la tolva de gruesos alimenta a una chancadora de quijadas 10”x16”, como trituración primaria. Hacer click en el equipo para ver especificaciones.

9. Zaranda 4’x6’ La chancadora alimenta a la faja N°1 el cual alimenta a la zaranda con eficiencia promedio de 75-78% en malla 3/8”, y con 85-88% en malla ½”, lo cual se ha realizado los pasantes en las mallas respectivas para hacer los cálculos:

$$\in = \frac{10000 \times (f - o)}{f(100 - o)}$$

*Hacer click en el equipo para ver especificaciones.

10. Faja transportadora, que recibe los finos y está en función a la eficiencia de la zaranda, el pasante de la malla xxx en el alimento, y el tonelaje de alimento a chancado primario:

$$T_{FCh} = \frac{\in \times T_{Ch} \times f}{10000}$$

Posteriormente se junta con el producto de la chancadora secundaria. El tonelaje que se calcula en el corte de faja es el mismo del punto 7.

*Hacer click en el equipo para ver especificaciones.

11. Chancado secundario. Los gruesos son la diferencia entre el alimento total menos el tonelaje de los finos. Y estos gruesos alimentan a la chancadora cónica symons de 2’.

$$T_{GCh} = T_{Ch} - T_{FCh}$$

*Hacer click en el equipo para ver especificaciones.

12. Tolva de finos, que almacena 20 TMS

13. Molienda

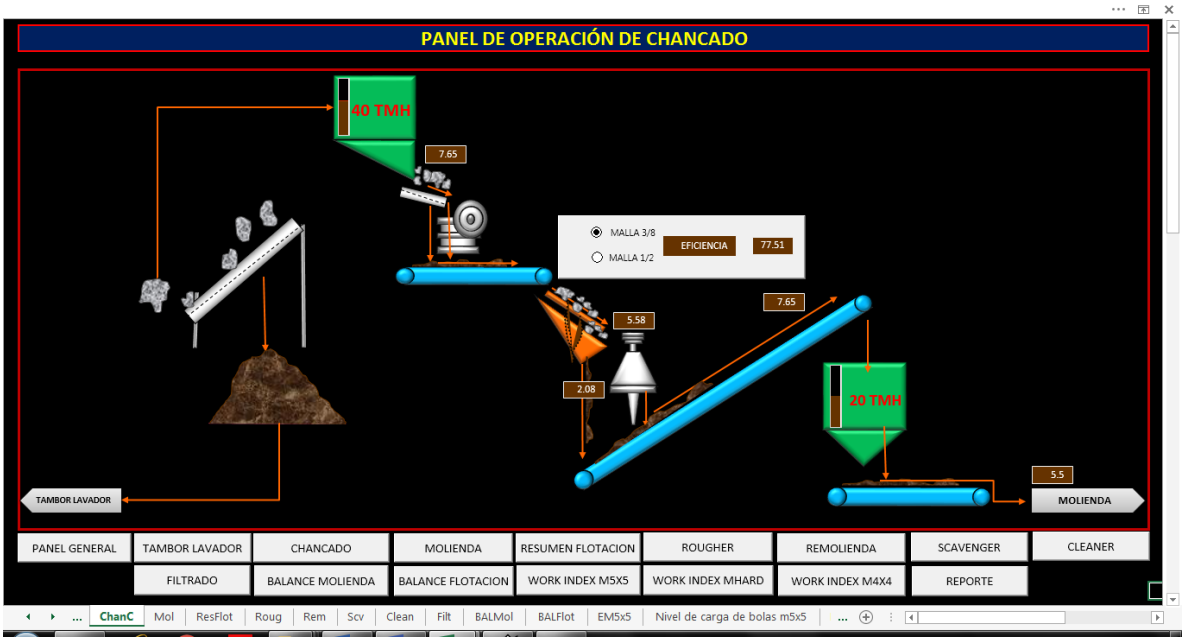


Figura N°6: Pantalla de operacion de Chancado.

4.1.4.- Molienda

Se ha diseñado un sistema de monitoreo que permitirá simular el proceso de molienda. Se tomado en cuenta y registrado todos los puntos de muestreo referidos a corte de faja de peso de mineral, densidades, medición de flujos en planta, datos de especificaciones de los equipos, ley de los minerales de los diferentes puntos de muestreo, conocimiento del software en específico para el desarrollo del programa en mención; todo ello ha permitido desarrollar este software.

Lo cual en los siguientes, se mostraran los algoritmos desarrollados en cuanto a la ejecución del programa. También se mostraran los resultados de cada uno de ellos.

Parte de la premisa de cómo mejorar y modernizar la planta metalúrgica en Antonio Raymondi, que permita visualizar todo el proceso y operación de la planta desde los controles de una pantalla computacional, mejorando eficientemente el funcionamiento de los equipos, control de las variables, balances en línea, consumo de energía. En un capitulo

posterior se evaluara el costo total aproximado de la inversión que se tendría que hacer para implementar este sistema de monitoreo.
Las variables importantes que se ha tomado en cuenta son los que se mostró en el capítulo anterior, a partir de ello se elaboró el esquema y que es lo que se debe mostrar en cada pantalla, que son los siguientes:

- Tonelaje de procesamiento en cada punto
- Metros cúbicos de agua en cada punto
- Dilución
- Porcentaje de Solidos
- Densidad de pulpa
- El flujo en GPM
- Especificaciones de los equipos
- Análisis granulométricos
- Flujos de agua
- Tendencias
- Eficiencia de los molinos
- Otros.

Para iniciar el balance en molienda, se inicia haciendo clic en el botón de la faja N°3, que representa el punto A, como alimento fresco a molienda, y se ejecuta una ventana emergente, que me permitirá hacer el cambio de las variables como corte de faja, las horas de procesamiento, humedad (ver figura N°7). Tenemos dos sistemas de control, manual y automático. En el automático, la variable que no se modifica es el corte de faja y el agua, ya que estas variables dependen de un sistema de datos, y las variables a modificar son las horas y la humedad del mineral. En el manual las tres variables se logran modificar. Además de ello es importante indicar la cantidad de agua, en el control manual.

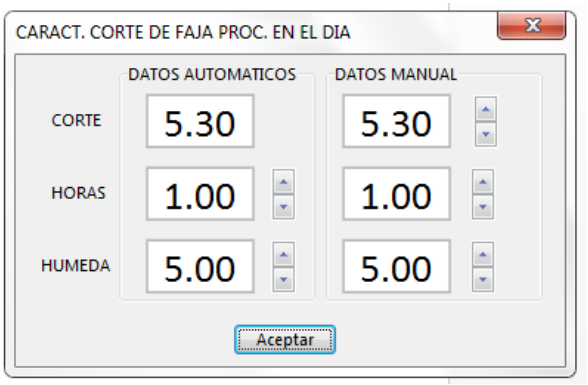


Figura N°7: Panel emergente de control de manual.

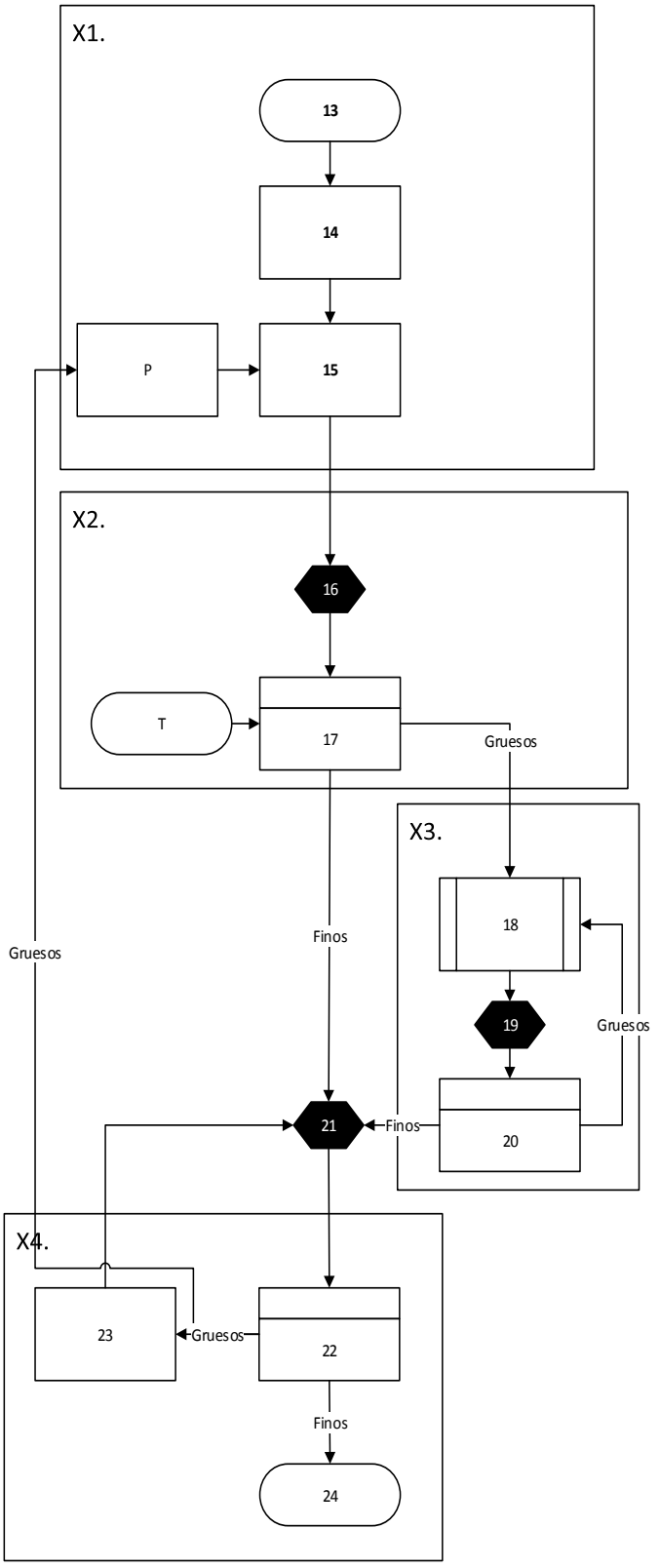
A continuación veremos la leyenda y los balances en cada punto en la figura N°8, y el control de cada variable:

Figura N°8: Pantalla de operacion de Chancado.

- TMS=TONELADAS METRICAS SECAS
- TM.H2O=TONELADAS METRICAS DE AGUA
- d= Dilución
- %S= Porcentaje de Solidos
- Dp=Densidad de pulpa
- Gpm=Flujo en galones por minuto
-
- G.E=gravedad especifica
- K=constante de solidos.

Un punto de control es el porcentaje de sólidos, lo cual permite visualizar la operación misma, esta variable es muy importante ya que un alto porcentaje o un bajo porcentaje que esta fuera de lo adecuado, afectara la operación misma del procesamiento de los minerales.

ESQUEMA DE GENERAL EN MOLIENDA



13. Faja N°3.

14. Indicar variables,

15. Molino 5'x5'
*Hacer clic en el equipo para ver especificaciones.

16. Bomba 4"x3" N°1
*Hacer clic en el equipo para ver especificaciones.

17. Clasificador Helicoidal
*Hacer clic en el equipo para ver especificaciones.

TL. Alimento Tambor lavador
*Hacer clic en como factor de distribución

18. Molino Hardinge 5'x32"
*Hacer clic en el equipo para ver especificaciones.

19. Bomba 4"x3" N°2
*Hacer clic en el equipo para ver especificaciones.

20. D-6#1
*Hacer clic en como factor de carga circulante

21. Bomba 4"x3" N°3
*Hacer clic en el equipo para ver especificaciones.

22. D-6#2
*Hacer clic en como factor de carga circulante

23. Molino 4'x4'
*Hacer clic en el equipo para ver especificaciones.

24. Flotación

P. Carga circulante:

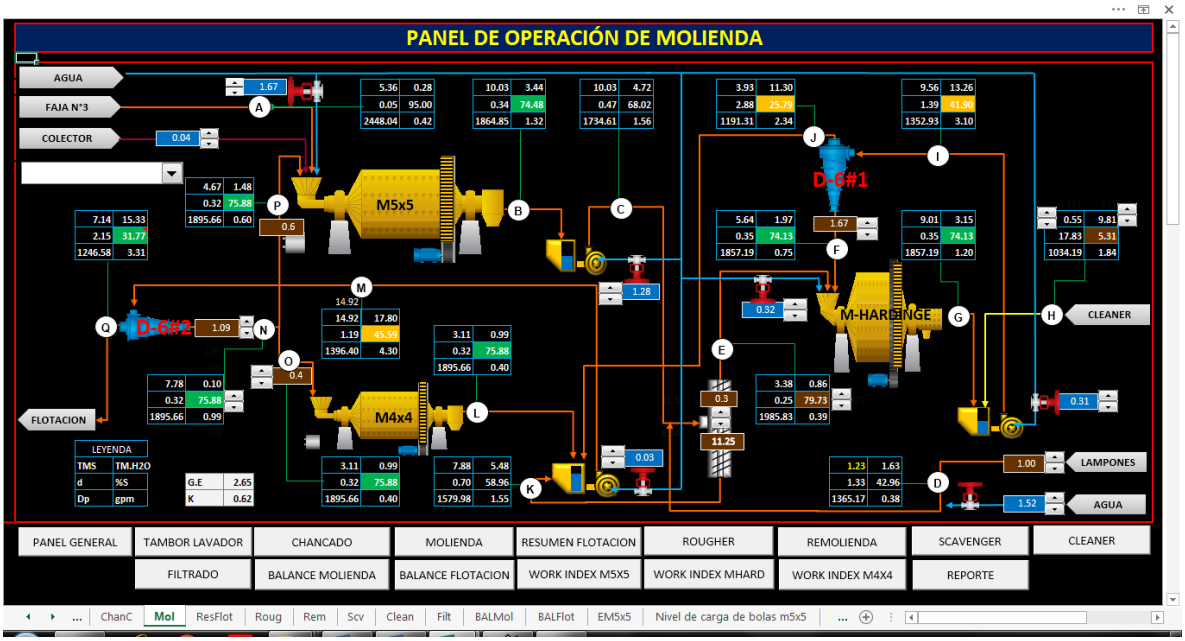
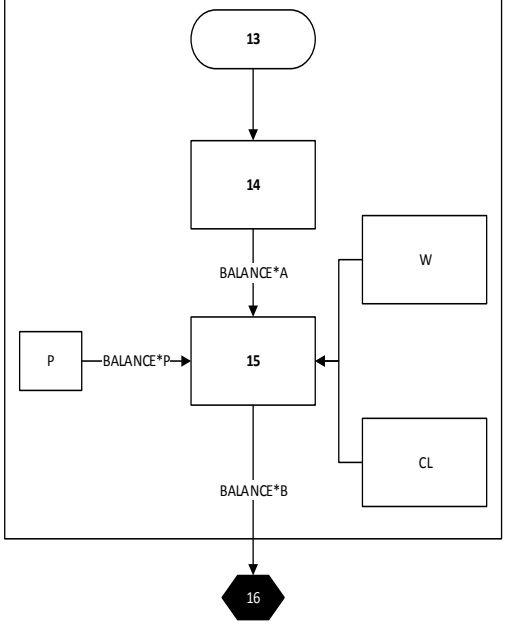


Figura N°9: Pantalla de operación de Molienda.

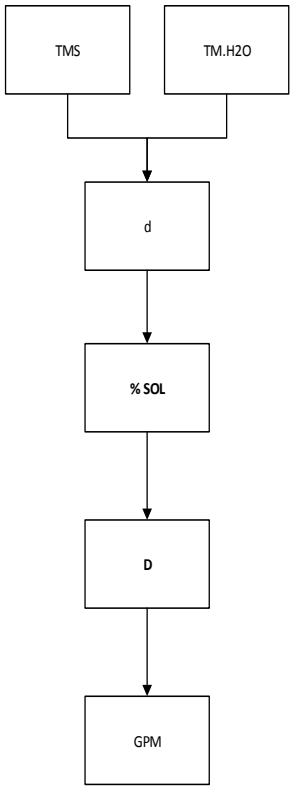
- $T_A = Tonelaje\ en\ el\ punto\ A\ (TMS)$
- $A_A = Agua\ en\ el\ punto\ A\ (TMS)$
- $CF = Corte\ de\ faja\ (kg/pie)$
- $\varepsilon = factor\ de\ error$
- $F_m = factor\ faja\ por\ corte\ de\ pie\ en\ molienda\ ((ft - TMS)/h)$
- $t = tiempo\ de\ procesamiento\ (horas)$
- $\%H_m = Porcentaje\ de\ humedad\ del\ mineral$
- $d = dilucion$
- $\%sol = porcentaje\ solidos$
- $D = Densidad\ de\ pulpa$
- $GPM = galones\ por\ minuto$
- $G.E = Gravedad\ Especifica$

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN X1.-MOLIENDA PRIMARIA

X1.



BALANCE*



13. Faja N°3. Hacer clic en la figura respectiva lo cual emerge una ventana que permite la modificación manual o automática de tres variables corte de faja, tiempo de procesamiento, humedad

14. Indicar variables

BALANCE* A

$$T_A\ (TMS) = CF \times F_m \times \varepsilon \times t \times \frac{(100 - \%H_m)}{100}$$

$$A_A\ (TM.H2O - m3) = (CF \times F_m \times \varepsilon \times t) - T_A$$

$$d = \frac{L}{s}$$

$$\%sol = \frac{100}{d + 1}$$

$$D = \frac{(d + 1) \times 1000}{d + \frac{1}{G.E}}$$

$$GPM = \frac{18{,}3473 \times T}{\%sol \times \frac{D}{1000}}$$

Son variables que se han calculado en cada punto.

15. Molino 5'x5'

P. Carga circulante, el U/F del D-6#2 se comparte, con un factor de distribución de 60% como retorno a molienda primaria y el 40 % al molino 4'x4'.

W1. Agua fresca: hacer clic en para disminuir o aumentar el agua, de acuerdo al balance y el adecuado manejo de las varia.

CL. Colector: hacer clic en para disminuir o aumentar la cantidad de m3 de colector alimentado, de acuerdo al balance y el adecuado manejo de las variables.

BALANCE*B

$$T_B = T_p + T_A$$

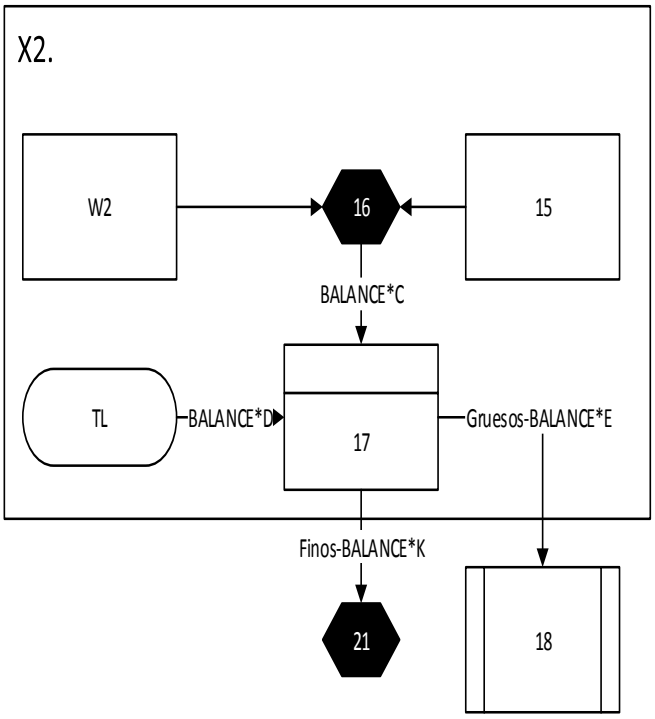
$$A_B = A_A + A_{reactivo} + A_p + A_{w1}$$

$$d,\ \%\ SOL,\ D,\ GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

16. Bomba 4"x3" N°1

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN X2.-CLASIFICACION



15. Molino 5'x5'

W2. Agua fresca: hacer clic en para disminuir o aumentar el agua, de acuerdo al balance y el adecuado manejo de las variables

16. Bomba 4"x3" N°1

BALANCE*C

$$T_C = T_B \qquad A_C = A_B + A_{w2}$$
$$d, \%\,SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

TL. Alimento Tambor lavador

BALANCE*D

$$T_D = T_{FTL} \qquad A_D = A_{TL}$$
$$d, \%\,SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

17. Clasificador Helicoidal

*Hacer clic en como factor de distribución

BALANCE*E

$$T_E = (T_{TL} + T_c) \times 0.3 \qquad A_E = T_E \times d$$
$$d = \frac{(100 - \%sol)}{\%sol}$$
$$\%\,SOL, D, GPM$$

En este caso se tiene el control del porcentaje de sólidos, variando

BALANCE*K

$$T_k = (T_{TL} + T_c) - T_E$$
$$A_K = (A_{TL} + A_c) - A_E$$
$$d,\ \%\,SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

18. Molino Hardinge 5'x32"

21. Bomba 4"x3" N°3

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN X3.-MOLIENDA SECUNDARIA

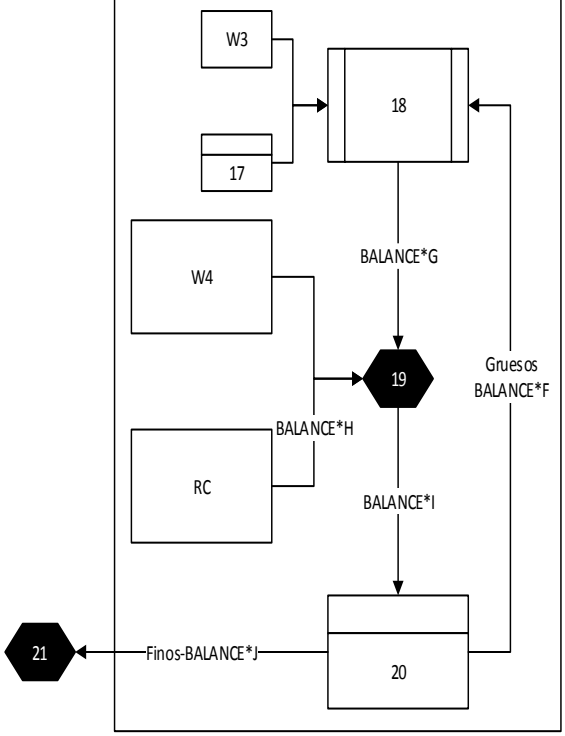
18. Molino Hardinge 5'x32"

BALANCE*G

$$T_G = (T_E + T_F)$$
$$A_G = (A_E + A_F) + A_{W3}$$
$$d,\ \%\,SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

X3.



BALANCE*H

$$T_H = (T_{RC}) \quad A_E = T_E \times d$$
$$d = \frac{(100 - \%sol)}{\%sol}$$
$$\%\,SOL, D, GPM$$

En este caso se tiene el control del porcentaje de sólidos, variando . El cálculo de las demás variables depende del %Sol y T_H también varía hacer clic

W3. Agua: hacer clic para variar la cantidad

RC. Pulpa recirculante, es el relave cleaner del área de flotación, hacer clic en y variar de acuerdo a la cantidad en el balance de flotación

19. Bomba 4"x3" N°2

BALANCE*I

$$T_I = (T_H + T_G + T_{W4})$$
$$A_I = (A_H + A_G) + A_{W4}$$
$$d,\ \%\,SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

BALANCE*I

$$T_J = (T_I - T_F)$$
$$A_J = (A_I + A_F)$$
$$d,\ \%\,SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

BALANCE*F

$$T_F = (T_E \times 1.67)$$
$$A_F = (A_E + A_{W3}) \times 1.67$$
$$d,\ \%\,SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua, y 1.67 es el factor de carga circulante, se puede variar haciendo los cálculos respectivos en función al análisis granulométrico.

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN X4.-MOLIENDA TERCIARA

17. Clasificador Helicoidal

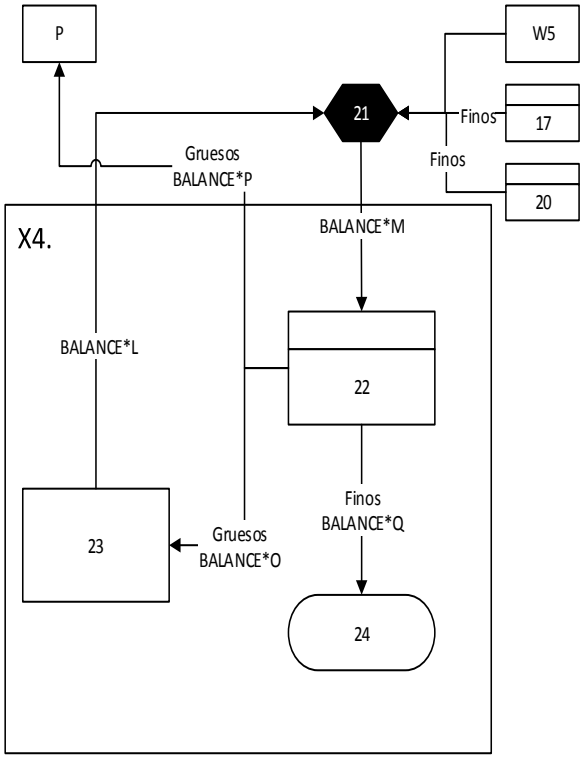
21. Bomba 4”x3” N°3

20. D-6#1.

P. Carga circulante del D-6#2 60%

21. Bomba 4”x3” N°3

W5. Agua, hacer clic para variar



BALANCE*M

$$T_M = (T_J + T_K + T_L)$$

$$A_M = (A_J + A_K + A_L + A_{W5})$$

$$d,\ \%SOL, D, GPM$$

d, %Sol, D, gpm son las mismas formulas y dependen del tonelaje y el agua

22. D-6#2

BALANCE*N

$$T_N = (T_D + T_H + T_A) \times 1.09$$

$$A_E = T_N \times d$$

$$d = \frac{(100 - \%sol)}{\%sol}$$

$$\%\ SOL, D, GPM$$

En este caso se tiene el control del porcentaje de sólidos, variando . El cálculo de las demás variables depende del %Sol y T_N. El Factor de carga circulante es 1.09.

BALANCE*P Y BALANCE*O

$$T_P = (T_N) \times 0.6$$

$$T_O = (T_N) \times 0.4$$

$$A_P = T_N \times d \qquad A_O = T_N \times d$$

$$d = \frac{(100 - \%sol)}{\%sol}$$

$$\%\ SOL, D, GPM$$

En el caso P y O el porcentaje de sólidos, es el mismo que N, pues se comparten la carga entre ambos molinos. El Factor de carga circulante es 1.09.

BALANCE*L ES MISMO QUE EL BALANCE*O

BALANCE*Q

$$T_Q = (T_A + T_H + T_D)$$

$$A_Q = A_A + A_H + A_D + W1 + W2 + W3 + W4 + W5$$

$d, \%\ SOL, D, GPM$ Dependen de T_Q y A_Q

23. Molino 4’x4’

4.1.5.- Flotación:

El panel de flotación se ha diseñado en función a las leyes obtenidas en flotación, se tomó en cuenta las leyes en cada punto, de acuerdo se elaboró los balances respectivos.

En la siguiente figura se muestra el resumen de toda el área de flotación, mostrando sus leyes respectivas, haciendo el resumen del balance general.

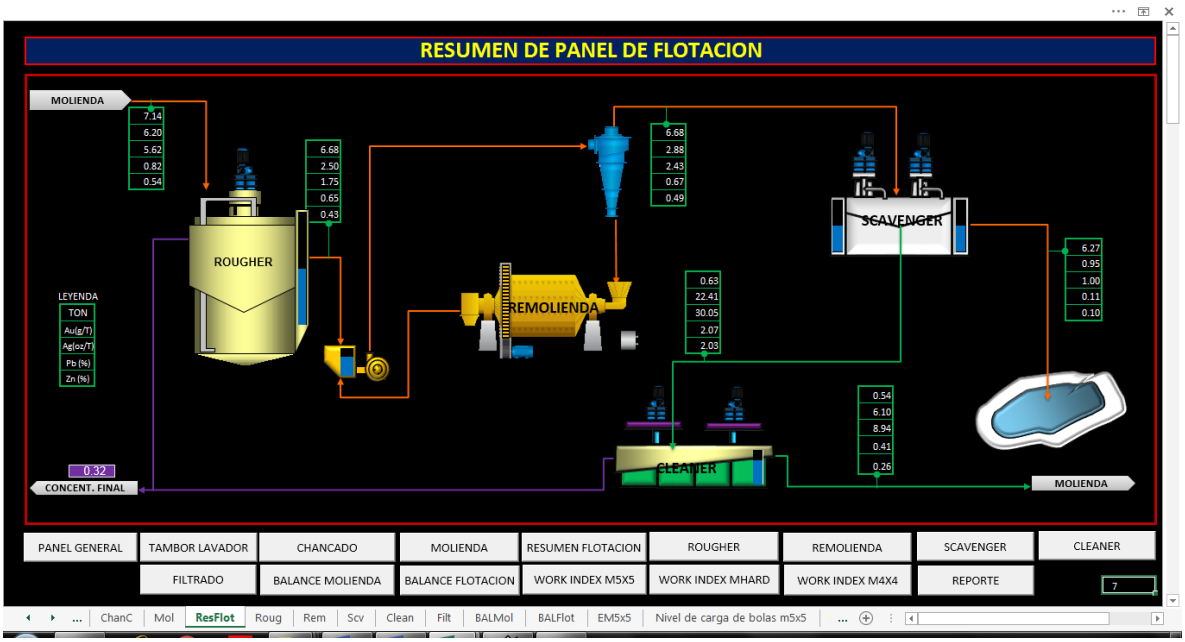
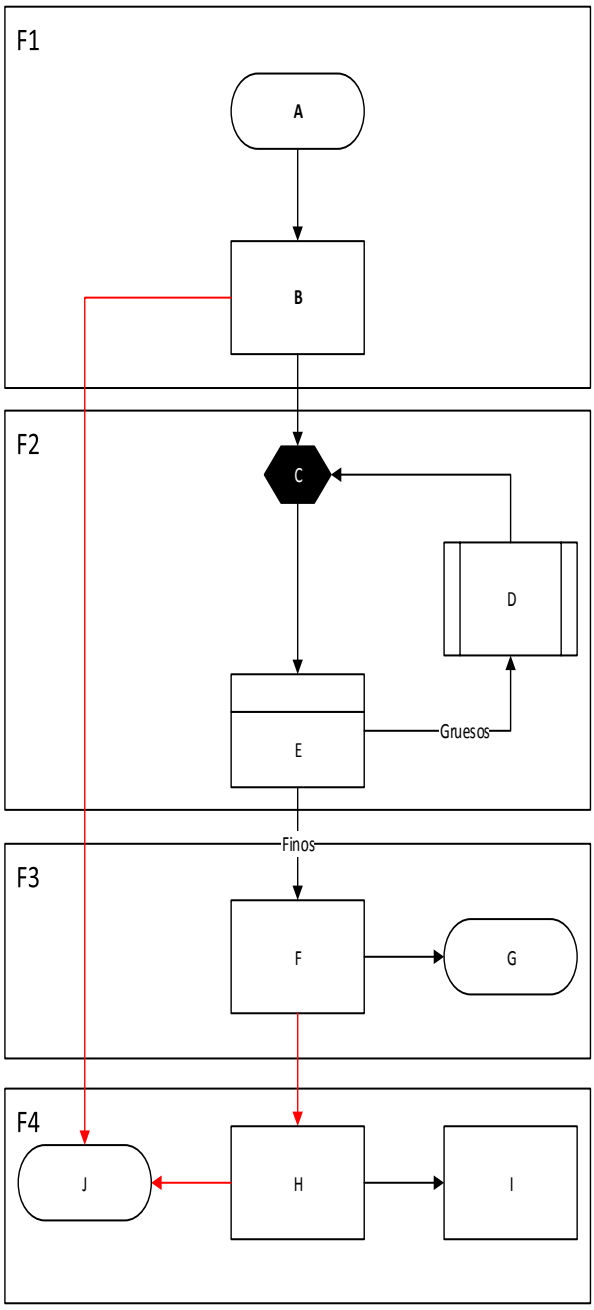


Figura N°10: Panel general de flotación.

Cada área sea ha separado para mayor comprensibilidad y lo cual permite tener mayor control con respecto al tonelaje y la eficiencia de cada celda.

Lo cual permite saber cuánto es la recuperación del metal valioso con respecto a cada celda. A continuación se mostrara el esquema de uso de los algoritmos en cada panel de control, desde el uso del programa en si hasta el uso de algoritmos en cada panel. Las leyes se han registrado en el panel de “BALANCE DE FLOTACION” desde allí se obtiene para los demás paneles.

ESQUEMA DE GENERAL EN FLOTACION



A. O/F D-6#2

B. FLOTACION ROUGHER

C. BOMBA

D. REMOLIENDA

E. CLASIFICACION HIDROCICLON

F. FLOTACION SCAVENGER

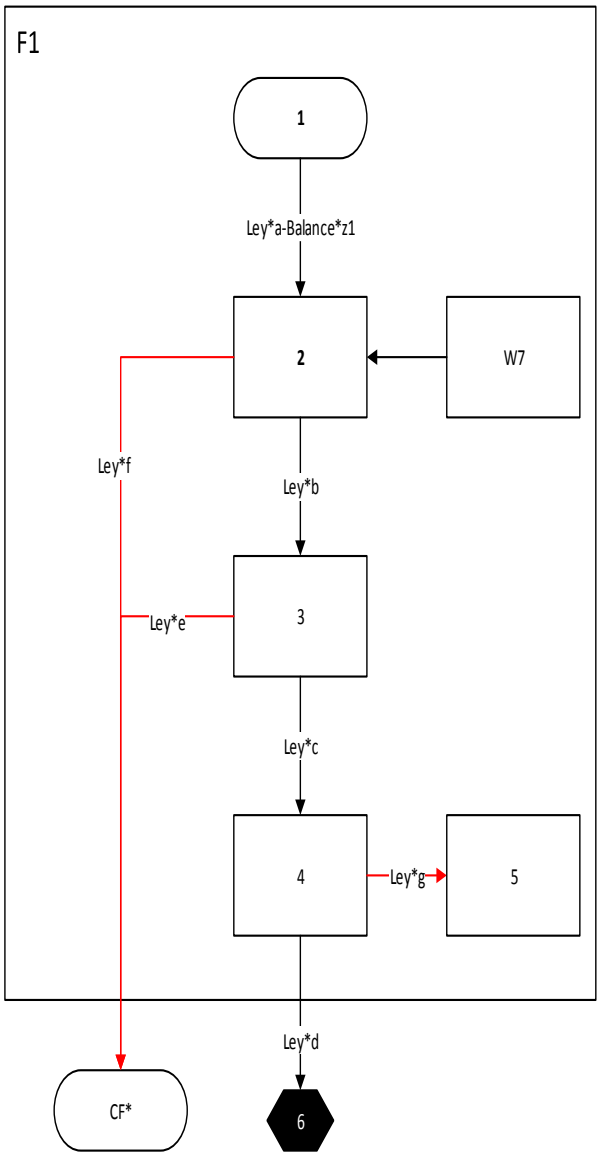
G. ETAPA FINAL PULPA, RELAVE

H. FLOTACION

I. RELAVE CLEANER,

J. ETAPA FINAL, CONCENTRADO

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN F1-FLOTACION ROUGHER



1. O/F D-6#2: la pulpa es enviada con un %solidos de 33% de sólidos, y hace su primer ingreso a la CWS6'x7'

Ley*a: el cuadro muestra 5 valores los cuales son:

- Tonelaje
- Ley del oro en g/T
- Ley de plata en oz/T
- Ley de plomo en %
- Ley de zinc en %

Estos valores han sido extraidos desde misma operación planta, a excepción del tonelaje.

Balance*z1

$T_a = (T_Q)$,

A_{w7}

$d, \%\,SOL, D, GPM$ Dependen de T_Q y A_Q

El punto z1 es igual al punto Q de molienda y es el

2. CWS 6'x7', hacer clic en el equipo para ver especificaciones del equipo.

W7. Agua, indicar la cantidad de agua necesaria

Ley*b:

$T_b = T_a - T_f$

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación el cual envio laboratorio

3. CWS 5'x6', hacer clic en el equipo para ver especificaciones del equipo.

Ley*c:

$T_c = T_b - T_e$

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación

4. Banco de 04 celdas Denver N°18', hacer clic en el equipo para ver especificaciones del equipo.

Ley*f:

$T_f = T_a \times \frac{(f' - r')}{(c' - r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación

Ley*g:

$T_f = T_a \times \frac{(f' - r')}{(c' - r')}$ Tonelaje del concentrado.

Las leyes, se arrastró del panel de bal

5. CWS4'x5' N°1

6. Bomba Espiasa 4"x3" N°4.

CF*. Concentrado final.

Ley*e:

$T_e = T_b \times \frac{(f' - r')}{(c' - r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación

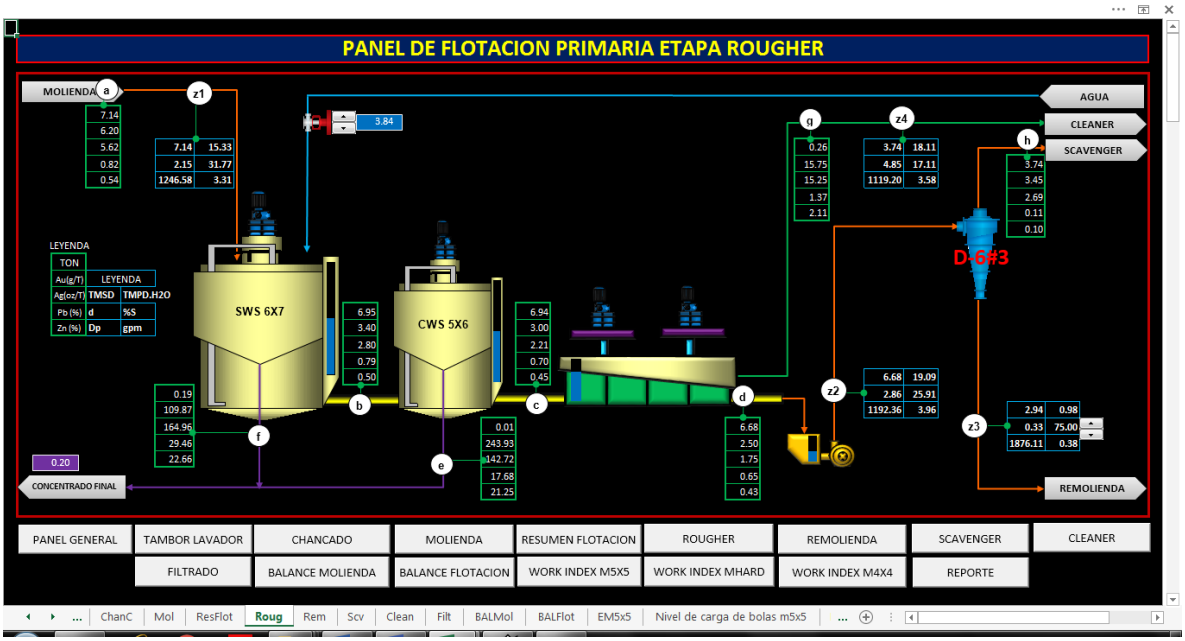


Figura N°11: Panel de flotación Rougher.

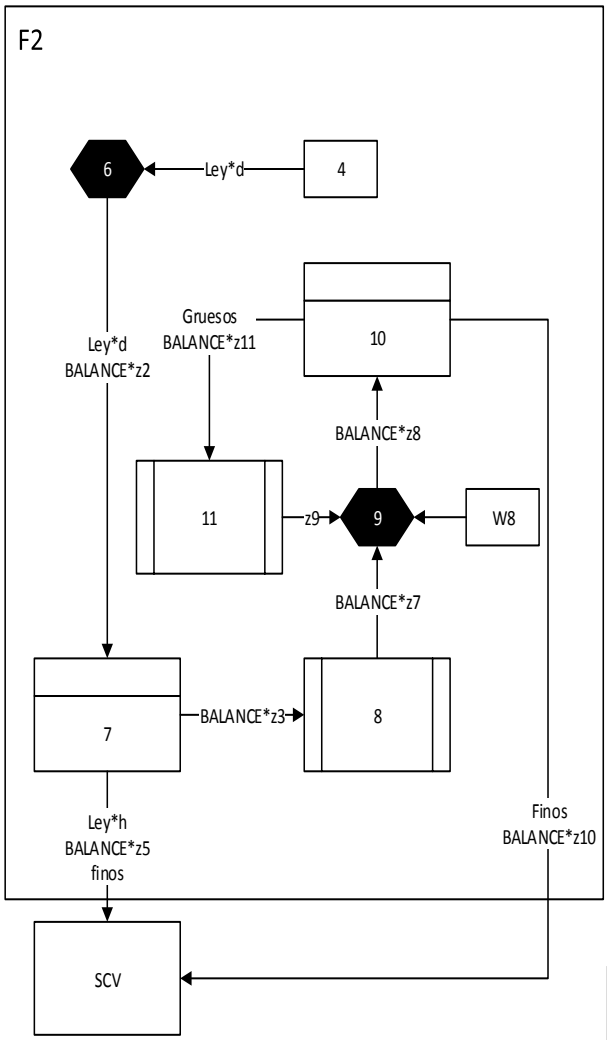
La flotación Rougher como vemos en la figura, se tienes tres etapas de flotación de desbaste, y las 2 primeras celdas sus concentrados se envían como concentrado final, y del banco de 4 celdas Denver N°18 su concentrado se envía a la etapa de limpieza.

Los únicos datos a cambiar son las leyes por celda, tanto alimento, concentrado, y relave. Los tonelajes se calculan automáticamente de acuerdo a la alimentación en molienda, ya están programados para tal operación y se muestran en el esquema de algoritmos, la secuencia y los algoritmos que se usan.

Las eficiencias de las celdas son las siguientes:

- CWS 6'x7', 47% de eficiencia recuperación de flotación con respecto al oro, y 51% de recuperación de la plata,
- CWS 5'x6', con 12% de recuperación de oro, y 21% de recuperación de plata
- Banco de 04 celdas Denver N°18, con 20% de recuperación de oro, y 23 % con respecto a la plata. Lo que hace que ver que trabaja mejor esta celda, con respecto al CWS 5'x6'.

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN F2-FLOTACION REMOLIENDA



4. Banco de 04 celdas Denver N°18’.

Ley*d:

$$T_d = T_c - T_g$$

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación

Balance*z2:

$$T_d = T_c - T_g$$

$$A_d = A_{z1} + A_{w7}$$

La d. %sol. D. gpm. dependen del T_d y A_d

6. Bomba Espiasa 4”x3” N°4. Hacer clic para ver especificaciones

7. Hidrociclón D-6#3,

Balance*z3:

$$T_{z3} = valor\left(\frac{3T}{h}\right) o\ 70\ T/d$$

$$A_{z3} = T_{z3} \times d$$

$$d = \frac{(100 - \%sol)}{\%sol}$$

La %sol (75%). D, gpm, dependen del T_d y

8. Molino 3’x4’,

Balance*z7:

$$T_{z7} = T_{z3}$$

$$A_{z7} = A_{z3}$$

La d, %sol, D, gpm, dependen del T_{z7} y A_{z7}

9. Bomba Denver SRL 2 1/2 x 2 Nº 2, hacer clic para ver especificaciones del equipo.

W8. Agua fresca

Balance*z8:

$$T_{z8} = T_{z7} + T_{z9}$$

$$A_{z8} = A_{z7} + A_{z9} + A_{W8}$$

La d, %sol, D, gpm, dependen del T_{z8} y A_{z8}

Balance*z11:

$$T_{z11} = T_{z8} \times 1.78$$

$$A_{z11} = A_{z8} \times 1.78$$

La d, %sol, D, gpm, dependen del T_{z11} y A_{z11}

y 1.78 es el factor de carga circulante

Balance*z11=Balance*z9

Balance*z10:

$$T_{z10} = T_{z8} - T_{z11}$$

$$A_{z10} = A_{z8} - A_{z11}$$

La d, %sol, D, gpm, dependen del T_{z10} y A_{z10}

SCV. Flotación Scavenger

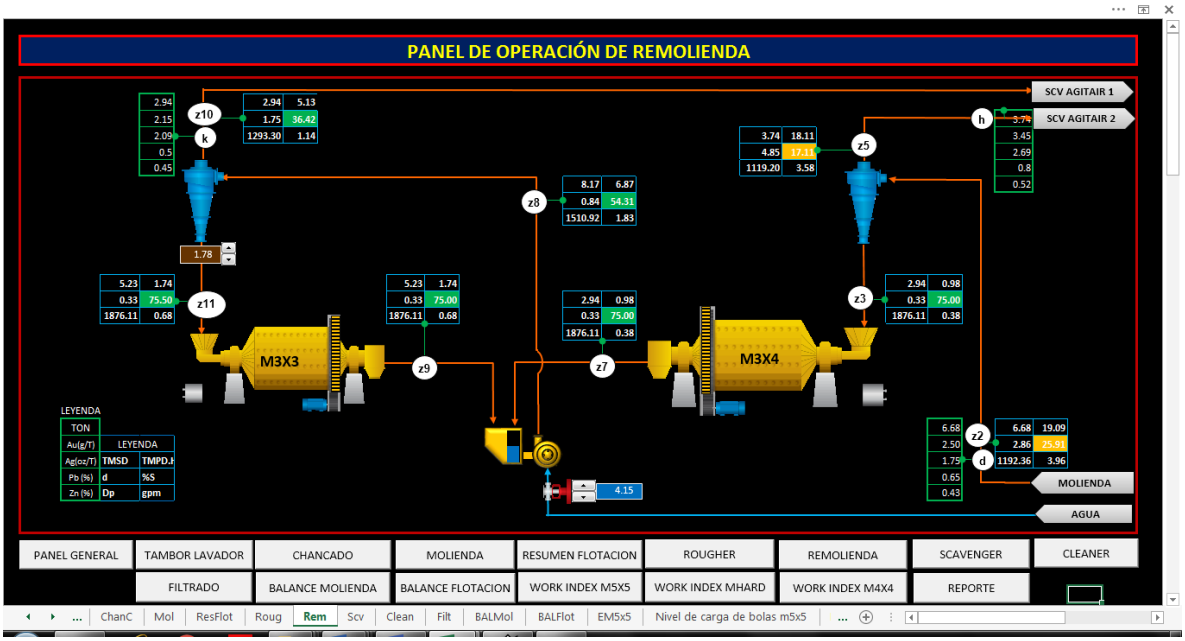
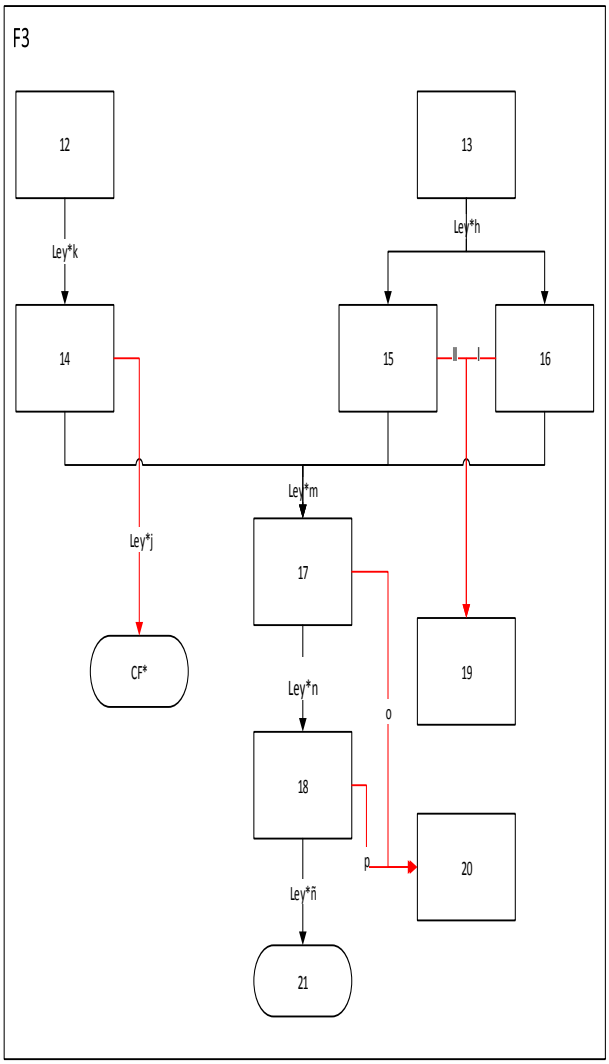


Figura N°12: Panel de operación de Remolienda.

La etapa de remolienda en flotación, es diseñado con el objeto de remoler las especies mineralógicas flotadas para disminuir la cantidad de insolubles, y tener un concentrado más limpio; pero en este caso no se da este uso, mas al contrario se sigue dando uso para remoler la pulpa, lo cual se hace un balance másico para saber cuánto es el tonelaje procesado en esta etapa, los cálculos que se realizaron se han hecho en función a la toma de densidad, flujo, análisis granulométrico.

Se muestra los mismos balances hechos en molienda, Tonelaje, cantidad de agua, dilución, porcentaje de sólidos, densidad, caudal. A continuación se muestra el esquema de algoritmos que sigue:

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN F3-FLOTACION SCAVENGER



12. O/F Hidrociclón D-6#4

13. O/F Hidrociclón D-6#3

Ley*k:
$T_k = T_{z10}$
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación.

Ley*h:
$T_h = T_{z5}$
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación.

14. Agitair N°1, hacer clic para ver especificaciones

15. Agitair N°2, hacer clic para ver especificaciones, el alimento que ingresa a esta celda es el 55%

16. Agitair N°3, hacer clic para ver especificaciones, el alimento que ingresa a esta celda es el 45%

Ley*j:
$T_j = T_k \times \frac{(f'-r')}{(c'-r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación.

Ley*ll:
$T_{ll} = T_h \times 0.55 \times \frac{(f'-r')}{(c'-r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación.

Ley*l:
$T_l = T_h \times 0.45 \times \frac{(f'-r')}{(c'-r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación.

Ley*n:
T_n Esto representa el tonelaje del relave de pulpa de los 3 Agitair.
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación.

18. Banco de 04 celdas Denver Nº18 E SCV 2

19. Celda Circular WS 4'x5' Nº 1

20. Celda Circular WS 4'x5' Nº 2

Ley*ñ:
T_n Esto representa el tonelaje del relave de pulpa 04 celdas Denver N°18 E SCV 1
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance

21. Relave final

Ley*m:
$T_m = R_{ag1} + R_{ag2} + R_{ag3}$ Tonelaje general que ingresa a la celda 04 celdas Denver Nº18 E SCV I
$L_{Au} = \frac{(R_{ag1} \times L_{1Au}) + (R_{ag2} \times L_{2Au}) + (R_{ag3} \times L_{3Au})}{T_m}$
Esto representa el tonelaje del concentrado.
Las leyes se determina con la formula anterior que se menciona, para la plata, plomo, zinc

17. Banco de 04 celdas Denver Nº18 E SCV I

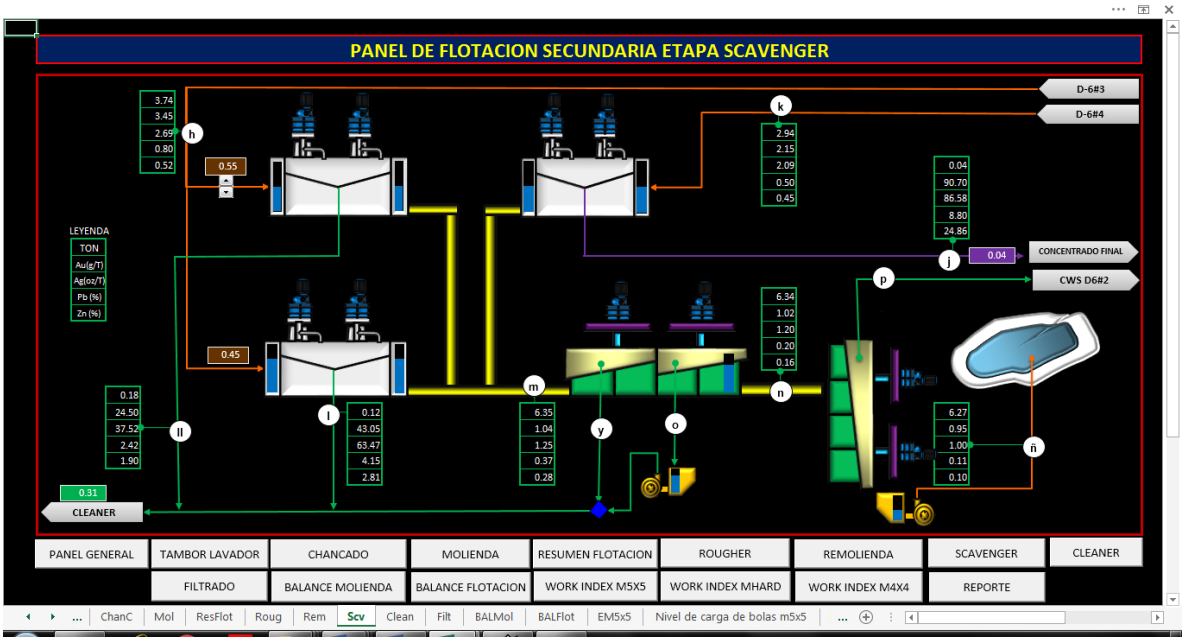


Figura N°13: Panel de flotación secundaria etapa Scavenger

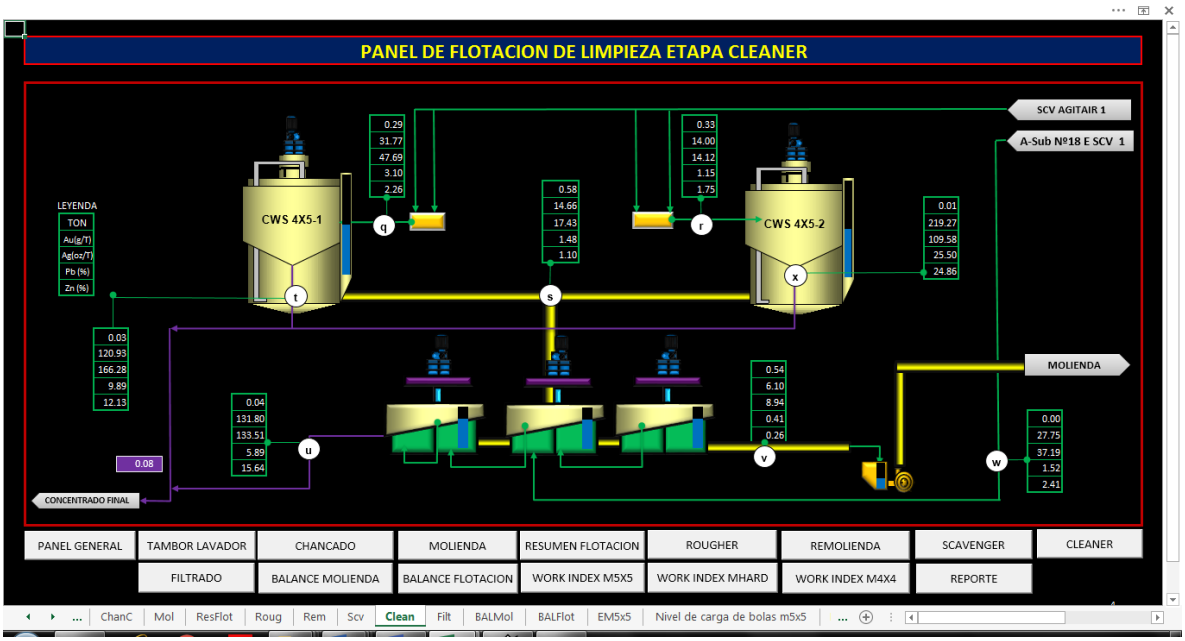
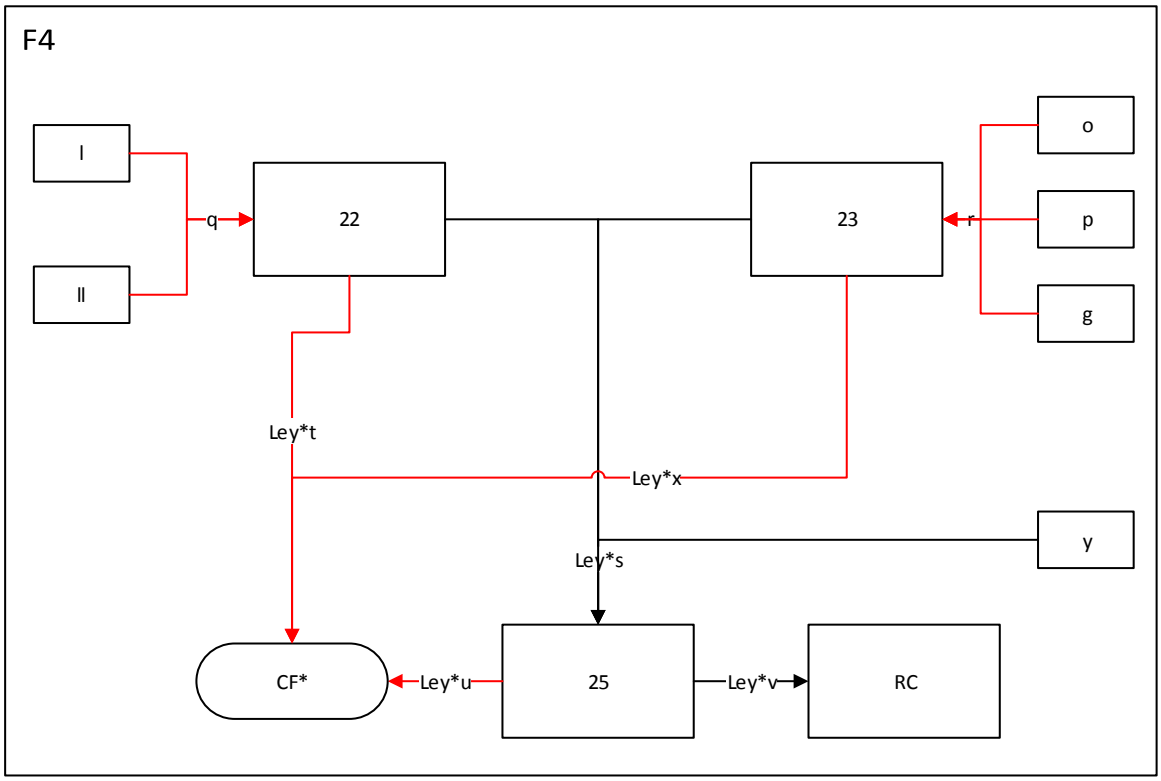


Figura N°14: Panel de flotación Etapa Cleaner.

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN F3-FLOTACION CLEANER



- I = concentrado de Agitair N°3
- II = concentrado de Agitair N°2
- o = concentrado de 02 celdas Denver Nº18 E SCV 1
- p = concentrado de 04 celdas Denver Nº18 E SCV 2
- g = concentrado de 04 celdas Denver Nº18 rougher

22. Celda Circular WS 4'x5' Nº 1

23. Celda Circular WS 4'x5' Nº 2

Ley*s:

$T_s = R_{22} + R_{23} + R_y$ Tonelaje total de relave que ingresa al Banco de 06 celdas Denver N°15 -Cleaner

$$L_{Au} = \frac{(R_{22} \times L_{1Au}) + (R_{23} \times L_{2Au}) + (R_y \times L_{3Au})}{T_s}$$

Las leyes se determina con la formula anterior que se menciona, para la plata, plomo, zinc, respectivamente.

Ley*t:

$T_t = T_q \times \frac{(f' - r')}{(c' - r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación, el cual son enviadas por laboratorio.

Ley*x:

$T_x = T_r \times \frac{(f' - r')}{(c' - r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación, el cual son enviadas por laboratorio.

y = concentrado de 02 celdas Denver Nº18 E SCV 1

25. Banco de 06 celdas Denver N°15 –Cleaner, hacer clic para ver especificaciones del equipo.

Ley*u:

$T_u = T_s \times \frac{(f' - r')}{(c' - r')}$ Esto representa el tonelaje del concentrado.

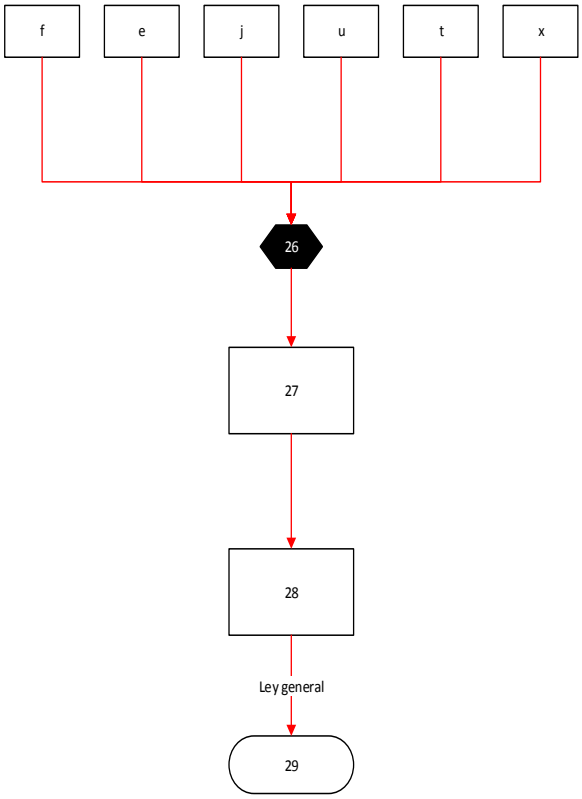
Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación, el cual son enviadas por laboratorio.

Ley*v:

$T_v = T_s - T_u$ Esto representa el tonelaje del relave que se envía a molienda.

Las leyes son arrastradas desde el panel de balance de flotación, el cual son enviadas por laboratorio.

ESQUEMA DE ALGORITMOS EN EL AREA DE FILTRADO



- f = concentrado de CSW 6'x7'
- e = concentrado de CWS 5'x6'
- j = concentrado de Agitair N° 1
- u = concentrado Banco de 06 celdas Denver N°15 – Cleaner 6 celda
- t = concentrado de Celda Circular WS 4'x5' Nº 1
- x = concentrado de Celda Circular WS 4'x5' Nº 2

26. Bomba Denver 3 x 3, hacer clic para ver especificaciones del equipo.

27. Espesador 15'Ø x 8'

28. Filtro de 6'Ø x 2 discos

Ley general:

$$C = T \times \frac{(f-r)}{(c-r)}$$

C representa el tonelaje del concentrado general.

29. Cantidad de concentrado final.

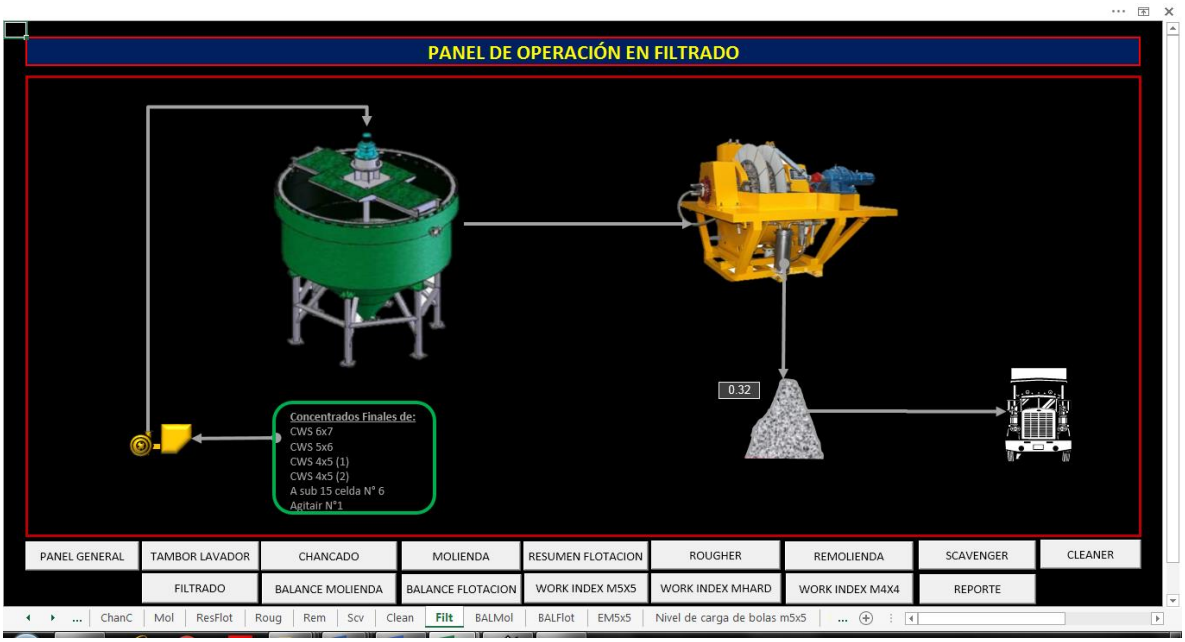
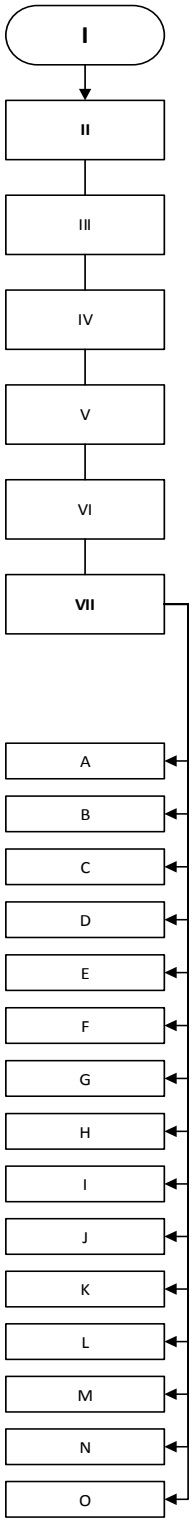


Figura N°15: Panel de operación área Filtrado

4.2.- CÁLCULOS Y BALANCES EN CONTROL AUTOMÁTICO.

DIAGRAMA DE INICIO DEL PROGRAMA-AUTOMATICO



I. Hacer click, en EXPOSICION.XLSM, formato en excel que esta almacenado en el CD

II. Se abrirá ventanas emergentes:
_ Hacer click en recuperar datos.
_ Hacer click en actualizar software
_ En la ventana "no se puede obtener acceso a datos remotos. … " hacer click en NO
_"No podemos actualizar algunos de los vínculos de su libro ahora mismo" hacer click en continuar
_"Reparaciones en EXPOSICION.XLSM" hacer click en cerrar.

III. Se muestra la PANTALLA GENERAL-OPERACIONES PLANTA.
aquí, se muestra las diversas áreas que la planta Antonio Raimondi tiene en su centro de operaciones. Hacer clic para ir a cualquier área, cabe indicar que esta operación se realizara después del séptimo punto.

IV. En el disco, buscar el archivo SSEDat.exe ejecutar el mismo. Los parametros ya se han colocado de acuerdo a los datos en planta.

V. En el cuadro: REGISTRO DE DATOS DE ENTRADA MANUAL Y AUTOMATICA, nos aproximamos al control automático y hacemos doble clic en el cuadro que indica #¡REF!, el cual aparecerá los códigos que enlazan el archivo SSEDat.exe que indican el siguiente: =SSEDat|Servidor!_xlbgnm.Tag01 Para lo cual, el código mencionado en si mismo no enlaza ningún dato del archivo, así que se tiene que borrar: <<_xlbgnm.>> el cual el código quedara de esta forma, =SSEDat|Servidor!Tag01 hacer enter, y en el mismo cuadro se mostrara que el dato cambia aleatoriamente. Continuar con la misma operación hasta culminar con los 18 datos. Los 18 datos deben cambiar aleatoriamente.

VI. El las figuras que tienen forma de hexágonos, hacer clic en automático en ambos casos, inicia el control automatico.

VII. Elegir el área a que se desea ir. Visualizar el balance automático que se ejecuta en cada área.

AREAS ESPECIFICAS

A - TAMBOR LAVADOR
B - CHANCADO
C - MOLIENDA
D - RESUMEN FLOTACION
E - ROUGHER
F - REMOLIENDA
G - SCAVENGER
H - CLEANER
I - FILTRADO
J - BALANCE MOLIENDA
K - BALANCE FLOTACION
L - WORK INDEX M5'X5'
M - WORK INDEX MHARDINGE
N - WORK INDEX M4'X4
O - REPORTE

4.2.1.- Parámetros de la Variables Operación

Se ha tomado las siguientes variables de operación como principales para los cálculos respectivos, para efectos de simulación se tomado en cuenta los principales, desde el control automático:

1. Corte de faja, indicado desde la faja N°3 (pesómetro)
2. Agua fresca que alimenta a molienda primaria (flujómetro)
3. Agua que ingresa a la Bomba Espiasa 4”x3” N°1(flujómetro)
4. Agua que ingresa en el tambor lavador (flujómetro)
5. Agua fresca que ingresa al molino Hardinge (flujómetro)
6. Agua que ingresa a la Bomba Espiasa 4”x3” N°2 (flujómetro)
7. Agua que ingresa a la Bomba Espiasa 4”x3” N°3 (flujómetro)
8. Flujo de Reactivos de Flotación (flujómetro)
9. Corte de faja, indicado desde la faja N°2 (pesómetro)
10. Agua que ingresa a CWS6’x7’(flujómetro)
11. Flujo de pulpa de relave cleaner (flujómetro)
12. Ley del oro (Servidor de Balanza micro analítica digital)
13. Ley del plata (Servidor de Balanza micro analítica digital)
14. Ley de plomo (Servidor de Balanza micro analítica digital)
15. Ley de zinc (Servidor de Balanza micro analítica digital)
16. Amperaje molino 5’x5’ (transductor)
17. Amperaje molino Hardinge (transductor)
18. Amperaje molino 4’x4’ (transductor)

4.2.2.- Cálculos y Balances en Tambor lavador

Determinamos la eficiencia, y el tonelaje distribuido entre molienda y chancado

$$T_{TLH} = EC \times G.E \times Lp$$
$$T_{TLH} = 0.9 \times 2.65 \times 1$$
$$T_{TLH} = 2.39\ TMH$$

$$T_{TLS} = T_{TLH} \times \frac{(100 - \%H_{ma})}{100}$$
$$T_{TLS} = 2.39 \times \frac{(100 - 12)}{100}$$
$$T_{TLS} = 2.1$$

$$\in = \frac{10000 \times (f - o)}{f(100 - o)}$$

Malla 3/8

$$\in = \frac{10000 \times (57.5 - 8)}{57.5(100 - 8)}$$
$$\in = \frac{10000 \times (57.5 - 8)}{57.5(100 - 8)}$$
$$\in = 93.57\ \%m - 3/8$$

Malla 1/2

$$\in = \frac{10000 \times (62 - 4)}{62(100 - 4)}$$
$$\in = \frac{10000 \times (62 - 4)}{62(100 - 4)}$$
$$\in = 97.45\ \%m - 1/2$$

$$T_{FTL} = \frac{\in \times T_{TLS} \times f}{10000}$$

Malla 3/8

$$T_{FTL} = \frac{93.57 \times 2.1 \times 57.5}{10000}$$
$$T_{FTL} = 1.13\ TMS$$
$$T_{GTL} = T_{TLS} - T_{FTL}$$
$$T_{GTL} = 2.1 - 1.13$$
$$T_{GTL} = 0.97\ TMS$$

Malla 1/2

$$T_{FTL} = \frac{97.45 \times 2.1 \times 62}{10000}$$
$$T_{FTL} = 1.26\ TMS$$
$$T_{GTL} = T_{TLS} - T_{FTL}$$
$$T_{GTL} = 2.1 - 1.26$$
$$T_{GTL} = 0.84\ TMS$$

- $EC = 0.9$
- $G.E. = 2.65$
- $Lp = 1\ lampon/h$
- $\%H_{ma} = 12\%$
- $f = 57.5\ \%m - 3/8$
- $o = 8\ \%m - 3/8$
- $f = 62\ \%m - 1/2$
- $o = 4\ \%m - 1/2$

- $EC = eficiencia\ de\ cargio\ del\ lampon\ del\ cargador\ frontal$
- $G.E. = gravedad\ Especifica$
- $Lp = lampones\ del\ cargador\ frontal$
- $T_{TLH} = Tonelaje\ alimentado\ tambor\ lavador\ humedo\ (TMH)$
- $T_{TLS} = Tonelaje\ alimentado\ tambor\ lavador\ seco\ (TMS)$
- $\%H_{ma} = Porcentaje\ de\ humedad\ del\ mineral\ arcilloso$
- $\in = eficiencia\ del\ tambor\ lavador$
- $f = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ alimento$
- $o = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ rechazo$
- $T_{FTL} = Tonelaje\ finos\ del\ tambor\ lavador$
- $T_{GTL} = Tonelaje\ granza\ del\ tambor\ lavador$

4.2.3.- Cálculos y Balances en Chancado

Calculamos el tonelaje procesado en chancado, la eficiencia de la zaranda y el tonelaje de tamizaje y el rechazo.

$$T_{Ch} = CF_{Ch} \times F_{fCh} \times t \times \frac{(100 - \%H_m)}{100}$$

$$T_{Ch} = 1.95 \times 4.13 \times 1 \times \frac{(100 - 5)}{100}$$

$$T_{Ch} = 7.65\ TMS/h$$

$$\in = \frac{10000 \times (f - o)}{f(100 - o)}$$

Malla 3/8

$$\in = \frac{10000 \times (35 - 10.8)}{35(100 - 10.8)}$$

$$\in = 77.51\%m - 3/8$$

Malla 1/2

$$\in = \frac{10000 \times (47.2 - 9.8)}{47.2(100 - 9.8)}$$

$$\in = 87.85\%m - 1/2$$

$$T_{FCh} = \frac{\in \times T_{Ch} \times f}{10000}$$
$$T_{FCh} = \frac{77.51 \times 7.65 \times 35}{10000}$$
$$T_{FCh} = 2.08\ tms$$
$$T_{GCh} = 7.65 - 2.08$$
$$T_{GCh} = 5.58$$
$$T_{FCh} = \frac{87.85 \times 7.65 \times 47.2}{10000}$$
$$T_{FCh} = 3.17\ tms$$
$$T_{GCh} = 7.65 - 3.17$$
$$T_{GCh} = 4.48$$

- $CF_{Ch} = 1.95\ (kg/pie)$
- $F_{fCh} = 4.13\ ((ft - TMS)/h)$
- $t = 1\ TMS/h$
- $\%H_m = 5\%$
- $f = 35\ \ \%m - 3/8$
- $o = 10.8\ \%m - 3/8$
- $f = 47.2\ \%m - 1/2$
- $o = 9.8\ \ \%m - 1/2$

- $T_{Ch} = Tonelaje\ alimentado\ en\ chancado\ (TMS)$
- $CF_{Ch} = Corte\ de\ faja\ en\ chancado\ (kg/pie)$
- $F_{fCh} = factor\ faja\ por\ corte\ de\ pie\ ((ft - TMS)/h)$
- $t = tiempo\ de\ procesamiento\ (horas)$
- $\%H_m = Porcentaje\ de\ humedad\ del\ mineral$
- $\in = eficiencia\ del\ tambor\ lavador$
- $f = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ alimento$
- $o = porcentaje\ pasante\ malla\ xxx\ del\ rechazo$
- $T_{FCh} = Tonelaje\ finos\ de\ zaranda$
- $T_{GCh} = Tonelaje\ gruesos\ zaranda$

4.2.4.- Cálculos y Balances en Molienda.

Como vimos en los puntos anteriores, los cálculos respectivos se han tornado en realizar el balance al circuito en la misma planta, realizar varias mediciones que permitan que los cálculos logren estabilizarse, a ello ha sumado los análisis granulométricos y los cálculos para determinar el work index en molienda, variable muy importante para un buen procesamiento de minerales.

En cada punto figura una tarjeta, los cuales muestran el resultado de cada formula, pero en otros puntos varia los cálculos básicamente en el cálculo del tonelaje y el agua; en algunos de ellos dependen del porcentaje de sólidos. Los cálculos respectivos son los siguientes**:**

- $CF = 5.3\ (kg/pie)$
- $\varepsilon = 0.9$
- $F_m = 1.14\ ((ft - TMS)/h)$
- $t = 1 - 24\ (horas)$
- $\%H_m = 5\%$
- $G.E = 2.65$
- $T_p = 107.38\ tms$
- $A_{reactivos} = 0.8m3$
- $A_p = 34.39m3$
- A_{w1}=40.10m3

- $T_A = Tonelaje\ en\ el\ punto\ A\ (TMS)$
- $A_A = Agua\ en\ el\ punto\ A\ (TMS)$
- $CF = Corte\ de\ faja\ (kg/pie)$
- $\varepsilon = factor\ de\ error$
- $F_m = factor\ faja\ por\ corte\ de\ pie\ en\ molienda\ ((ft - TMS)/h)$
- $t = tiempo\ de\ procesamiento\ (horas)$
- $\%H_m = Porcentaje\ de\ humedad\ del\ mineral$
- $d = dilucion$
- $\%sol = porcentaje\ solidos$
- $D = Densidad\ de\ pulpa$
- $GPM = galones\ por\ minuto$
- $G.E = Gravedad\ Especifica$

En el punto A

$$T_A = CF \times F_m \times \varepsilon \times t \times \frac{(100 - \%H_m)}{100}$$

$$T_A = 5.3 \times 1.14 \times 0.9 \times 24 \times \frac{(100-5)}{100}$$

$$T_A = 123.98\ tms$$

$$A_A = (CF \times F_m \times \varepsilon \times t) - T_A$$

$$A_A = (5.3 \times 1.14 \times 0.9 \times 24) - 123.98$$

$$A_A = 6.53m3$$

$$d = \frac{L}{s}$$

$$d = \frac{6.53}{123.98}$$

$$d = 0.05$$

$$\%sol = \frac{100}{d+1}$$

$$\%sol = \frac{100}{0.05+1}$$

$$\%sol = 95\%$$

$$D = \frac{(d+1) \times 1000}{d + \frac{1}{G.E}}$$

$$D = \frac{(0.05+1) \times 1000}{0.05 + \frac{1}{2.65}}$$

$$D = 2448.04\ g/l$$

$$GPM = \frac{18{,}3473 \times T}{\%sol \times \frac{D}{1000}}$$

$$GPM = \frac{18{,}3473 \times 123.98}{95 \times \frac{2448.04}{1000}}$$

$GPM = 9.78gpm$

En el punto B

$$T_B = T_P + T_A$$

$T_B = 107.38 + 123.98$

$T_B = 231.36$ tms

$$A_B = A_A + A_{reactivos} + A_P + A_{w1}$$

$$A_B = 6.53 + 0.8 + 34.39 + 40.10$$

$$A_B = 81.02m3$$

$$d = \frac{L}{s}$$

$$d = \frac{81.02}{231.36}$$

$d = 0.35$

$$\%sol = \frac{100}{d + 1}$$

$$\%sol = \frac{100}{0.35 + 1}$$

$$\%sol = 74.06\%$$

$$D = \frac{(d + 1) \times 1000}{d + \frac{1}{G.E}}$$

$$D = \frac{(0.35 + 1) \times 1000}{0.35 + \frac{1}{2.65}}$$

$$D = 1855.83\ g/l$$

$$GPM = \frac{18{,}3473 \times T}{\%sol \times \frac{D}{1000}}$$

$$GPM = \frac{18{,}3473 \times 231.36}{74.06 \times \frac{1855.83}{1000}}$$

$$GPM = 30.88gpm$$

Los cálculos se repiten para los siguientes puntos

Los datos de molienda, se recopilan y se copian hacia la pantalla de BALANCE MOLIENDA, y se muestra todos los datos. Se tiene allí:

- Flujo másico del mineral, que equivalente al tonelaje procesado por punto
- Flujo másico de agua, que es equivalente a los m3 de agua procesado por punto
- Dilución
- Porcentaje de solidos
- Densidad de pulpa
- Densidad de mineral
- Flujo másico de pulpa
- Flujo volumétrico
- Caudal
- Tamaño de partícula D80
- Adición de colector
- Adición de bolas
- Lampones agregados

RESUMEN DATOS DE OPERACIÓN - MOLIENDA

Descripcion	Unidad	Mineral RO	ALIM TAN	Descripcion	Unidad	ALIM M5X5 ROLAS	DESC M5X5 BOLAS	H20 al M5x5	H20 BOMB N°1	DESC BOMB N°1	TAMBOR	FEED HELICOIDAL	ARENAS HELICOIDAL	FINOS HELICOIDAL	H2O FEED MHARD	U/F D6#1
Flujo masico de mineral en humedo	TPD	130.51		Flujo masico del mineral	TPH	231.36	231.36			231.36	27.10	258.46	77.54	180.92		129.49
Flujo masico de mineral en seco	TPD	123.98	27.10	Flujo masico de agua	m3/D	81.02	81.02	40.10	34.30	115.32	34.97	150.28	19.71	130.57	7.90	46.11
Humedad del mineral (%)	%	5.00	12.00	Dilucion		0.35	0.35			0.50	1.29	0.58	0.25	0.72		0.36
Flujo masico de agua en el mineral	m3/d	6.53	27.10	Porcentaje de solidos	%	74.06	74.06			66.74	43.66	63.23	79.73	58.08		73.74
Gravedad especiica del mineral		2.65	2.65	Densidad de pulpa	gr/cc	1855.83	1855.83	1.00	1.00	1710.95	1373.37	1649.38	1985.83	1566.52	1	1848.89
Adicion de agua al molino 5x5(TAMBOR)	m3/d	40	28.10	Densidad del mineral	g/cc	2.65	2.65			2.65	2.65	2.65	2.65	2.65		2.65
Adicion de lechada de cal	g/t			Flujo masico de pulpa	TPH	312.37	312.37	40.10	34.30	346.67	62.07	408.74	97.25	311.49	7.90	175.60
Adicion de Colector primario	g/t	0.80		Flujo volumetrico	m3/D	168.32	168.32	40.10	34.30	202.62	45.20	247.82	48.97	198.84	7.90	94.98
Adicion de bolas de acero 4"	Bolas/d	20.00		Caudal	GPM	23.52	30.88			37.18	8.29	0.00	8.99	36.48		17.43
Lampones agregados	m3/d		24.00	Tamaño de particula d80	um	9182.50	796.60			796.60	4555.61	1190.77	6216.91	629.11		1125.50

Descripcion	Unidad	FEED MHARDINGE	DESC MHARDINGE	H2O BOMB N°2	ESPUMAS CLEANER	FEED D6#1	O/F D6#1	O/f D6#1	DESC M4X4	H2O BOMBA N°3	FEED D6#2	U/F D6#2	U/F D6#2 CCM4X4	U/F D6#2 CCM5X5	O/F D6#2	O/F- D6#3	O/F- D6#4
Flujo masico del mineral	TPH	207.03	207.03		13.10	220.13	90.64	129.49	71.58		343.14	178.96	71.58	107.38	164.18	83.42	70.15
Flujo masico de agua	m3/D	73.73	73.73	7.40	233.60	314.73	268.62	46.11	22.93	4.70	426.82	57.32	22.93	34.39	369.50	436.37	122.98
Dilucion		0.36	0.36		17.83	1.43	2.96	0.36	0.32		1.24	0.32	0.32	0.32	2.25	5.23	1.75
Porcentaje de solidos	%	73.74	73.74		5.31	41.16	25.23	73.74	75.74		44.57	75.74	75.74	75.74	30.76	16.05	36.32
Densidad de pulpa	gr/cc	1848.89	1848.89	1.00	1034.19	1344.55	1186.36	1848.89	1892.50	1.00	1384.06	1892.50	1892.50	1892.50	1236.94	1111.02	1292.26
Densidad del mineral	g/cc	2.65	2.65		2.65	2.65	2.65	2.65	2.65		2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65	2.65
Flujo masico de pulpa	TPH	280.75	280.75	7.40	246.70	534.86	359.26	175.60	94.51	4.70	769.96	236.28	94.51	141.77	533.68	519.80	193.14
Flujo volumetrico	m3/D	151.85	151.85	7.40	238.55	397.80	302.82	94.98	49.94	4.70	556.30	124.85	49.94	74.91	431.45	467.85	149.46
Caudal	GPM	27.86	27.86		43.77	72.98	55.56	17.43	9.16		102.07	22.91	9.16	13.74	79.16	85.84	27.42
tamaño de particula d80	um	3032.39	797.98		21.80	751.79	188.16	1125.50	297.10		818.39	801.11	801.11	801.11	80.30	9.6368	

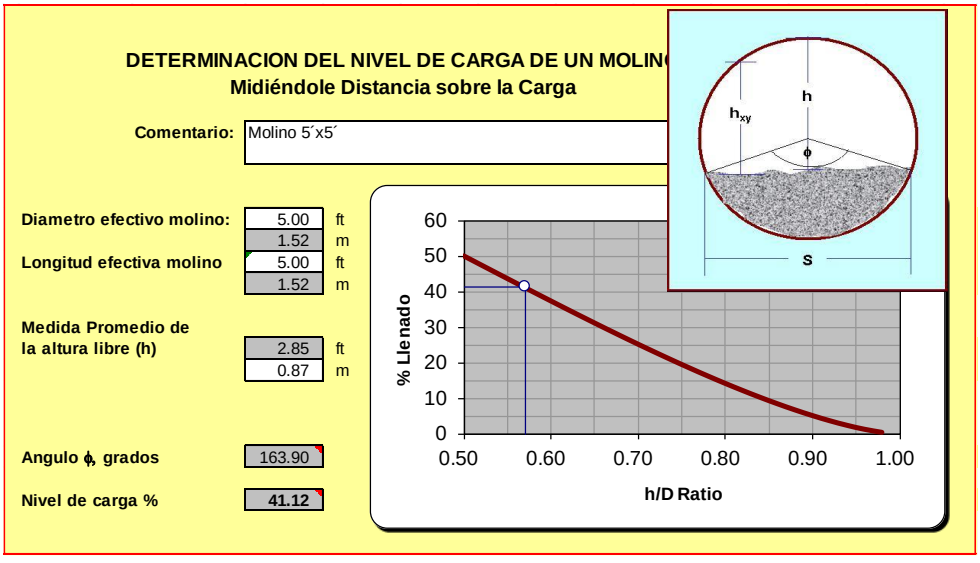
PANEL GENERAL | TAMBOR LAVADOR | CHANCADO | MOLIENDA | RESUMEN FLOTACION | ROUGHER | REMOLIENDA | SCAVENGER | CLEANER

FILTRADO | BALANCE MOLIENDA | BALANCE FLOTACION | WORK INDEX M5X5 | WORK INDEX MHARD | WORK INDEX M4X4 | REPORTE

PanGen | TLav | ChanC | Mol | ResFlot | Roug | Rem | Scv | Clean | Filt | BALMol | BALFlot | EM5x5 | Nivel de carg

Figura N°16: Panel de Resumen área Molienda.

El cálculo respectivo para determinar el work index depende de varias variables de operación, datos específicos del mineral, datos específicos del equipo, análisis granulométricos. Para calcular el porcentaje de nivel de carga de un molino, se ha hecho a través de una plantilla diseñada por MOLYCOP TOOLS y se muestra en la figura 17. El cálculo es como se sigue:



DETERMINACION DEL NIVEL DE CARGA DE UN MOLIN
Midiéndole Distancia sobre la Carga

Comentario: Molino 5´x5´

Diametro efectivo molino: 5.00 ft / 1.52 m

Longitud efectiva molino 5.00 ft / 1.52 m

Medida Promedio de la altura libre (h) 2.85 ft / 0.87 m

Angulo ϕ, grados 163.90

Nivel de carga % 41.12

Figura N°17: Cuadro del cálculo del porcentaje de carga

Cálculo del porcentaje de nivel de carga

$D = 5ft$

$L = 5ft$

$h = 2.85ft$

$\phi = grados$

$Nb = 38\%$

$Npi = 100\%$

$RPM = 27$

$\propto = 35$

$$V = \pi \times \frac{D^2}{4} \times L = \pi \times \frac{5^2}{4} \times 5 = 98.17ft^3 = 2.75m^3$$

$$\rho_b = 7.75t/m3$$

$$Vc = \frac{76.63}{\sqrt{D}} = \frac{76.63}{\sqrt{5}} = 34.27$$

$$\%Vc = \frac{27 \times 100}{34.27} = 78.78$$

$$Nc = 100 \times \left(\frac{\phi}{360} - \frac{4}{\pi} \times \frac{h}{D} \times \left(\frac{h}{D} - 0.5 \right) \times \sqrt{\left(\frac{D}{h} - 1 \right)} \right)$$

$$\phi = \frac{360}{\pi} \times arcsen \left(2 \times \frac{h}{D} \times \sqrt{\left(\frac{D}{h} - 1 \right)} \right)$$

$$\phi = \frac{360}{\pi} \times arcsen \left(2 \times \frac{2.85}{5} \times \sqrt{\left(\frac{5}{2.85} - 1 \right)} \right)$$

$$\phi = 163.9°$$

$$Nc = 100 \times \left(\frac{\phi}{360} - \frac{4}{\pi} \times \frac{h}{D} \times \left(\frac{h}{D} - 0.5 \right) \times \sqrt{\left(\frac{D}{h} - 1 \right)} \right)$$

$$Nc = 100 \times \left(\frac{163.5}{360} - \frac{4}{\pi} \times \frac{2.85}{5} \times \left(\frac{2.85}{5} - 0.5 \right) \times \sqrt{\left(\frac{5}{2.85} - 1 \right)} \right)$$

$$Nc = 41.12\%$$

Calculo de la densidad aparente en el molino

$$\rho_{ap} = \frac{C + dr + pi}{Vl}$$

$$Vl = Nc \times V = 0.4112 \times 2.75 = 1.13$$

$$C = (1 - 0.4) \times \rho_b \times Nb \times V = (1 - 0.4) \times 7.75 \times 0.38 \times 2.75 = 4.85$$

$$dr = \rho \times (Nc - Nb) \times V = 1.855 \times (0.4112 - 0.38) \times 2.75 = 0.16$$

$$pi = \rho \times Npi \times 0.4 \times Nb \times V = 1.855 \times 1 \times 0.4 \times 0.38 \times 2.75 = 0.78$$

$$\rho_{ap} = \frac{C + dr + pi}{Vl} = \frac{4.85 + 0.16 + 0.78}{1.13} = 5.12$$

Calculo de work index:

$$P_{net} = 0.238 \times D^{3.5} \times \frac{L}{D} \times \%Vc \times \rho_{ap} \times (Nc - 1.065 \times Nc^2) \times sen\left(\frac{\alpha \times \pi}{180}\right)$$

$$P_{net} = 0.238 \times 5^{3.5} \times \frac{5}{5} \times 78.78 \times 5.12 \times (0.4112 - 1.065 \times 0.4112^2) \times sen\left(\frac{35 \times \pi}{180}\right)$$

$$P_{net} = 35.57KW$$

$$P_{brut} = \frac{P_{net}}{1 - 10\%} = \frac{35.57}{1 - 0.10} = 39.52KW$$

$$CE = \frac{P_{brut}}{T}$$

$$CE = \frac{39.52}{5.17} = 7.64$$

$$Wi = \frac{CE}{\frac{11}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{11}{\sqrt{F_{80}}}}$$

$$Wi = \frac{7.64}{\frac{11}{\sqrt{796.6}} - \frac{11}{\sqrt{9182.5}}}$$

$$Wi = 27.85$$

$D = diametro\ del\ molino, ft$

$L = longitud\ del\ molino, ft$

$h = altura\ \ libre\ de\ la\ carga\ a\ casco\ del\ cilindro\ del\ molino, ft$

$\phi = angulo\ de\ proyeccion\ de\ carga$

$Nc = porcentaje\ de\ nivel\ de\ carga, \%$

$Nb = porcentaje\ de\ nivel\ de\ bolas, \%$

$Npi = porcentaje\ llenado\ de\ pulpa\ en\ intersticios, \%$

$RPM = revoluciones\ del\ molino\ en\ un\ minuto$

$\propto = angulo\ de\ carga$

$V = volumen\ del\ molino$

$\rho_b = peso\ especifico\ de\ la\ bola$

$Vc = velocidad\ critica$

$\%Vc = porcentaje\ de\ velocidad\ critica$

$\rho_{ap} = densidad\ \ aparente\ del\ molino$

$Vl = volumen\ de\ la\ carga$

$C = carga\ al\ molino$

$dr = diametro\ del\ tamaño\ de\ particula$

$pi = pulpa\ en\ instersticios$

$P_{net} = potencia\ neta$

$P_{brut} = potencia\ bruta$

$CE = consumo\ de\ energia$

$Wi = work\ index$

$P_{80} = diametro\ de\ particula\ a\ un\ 80\%pasante, en\ el\ producto$

$F_{80} = diametro\ de\ particula\ a\ un\ 80\%pasante, en\ el\ alimento$

Lo que indica, es que el molino está trabajando al máximo de su capacidad, además de tener un mineral muy duro, 26 Kw-h/TM como Wi del mineral siendo muy duro, y su granulometría no está siendo del todo eficiente molida, su radio de reducción es de 12, el cual debería de pasar los 20, tomando F80=9182.5µm como tamaño general como alimento.

Siguiendo la misma esquemática, se realiza para el molino Hardinge y el molino 4'x4', 27 Kw-h/TM y 24 Kw-h/TM respectivamente, indicando que los tres molinos trabajan al máximo tope de producción. Si se redujera el tonelaje tratado aumentaría el radio de reducción y el work index sería más holgado disminuyendo considerablemente.

4.2.5.- Cálculos y Balances en Flotación.

Se muestra el cuadro resumen del área de flotación, allí se sitúa todos los valores metálicos, ordenados de acuerdo a celda, las leyes se registran en este cuadro, de allí se distribuye para los esquemas en otras áreas. Las recuperaciones varían de acuerdo a cada valor metálico.

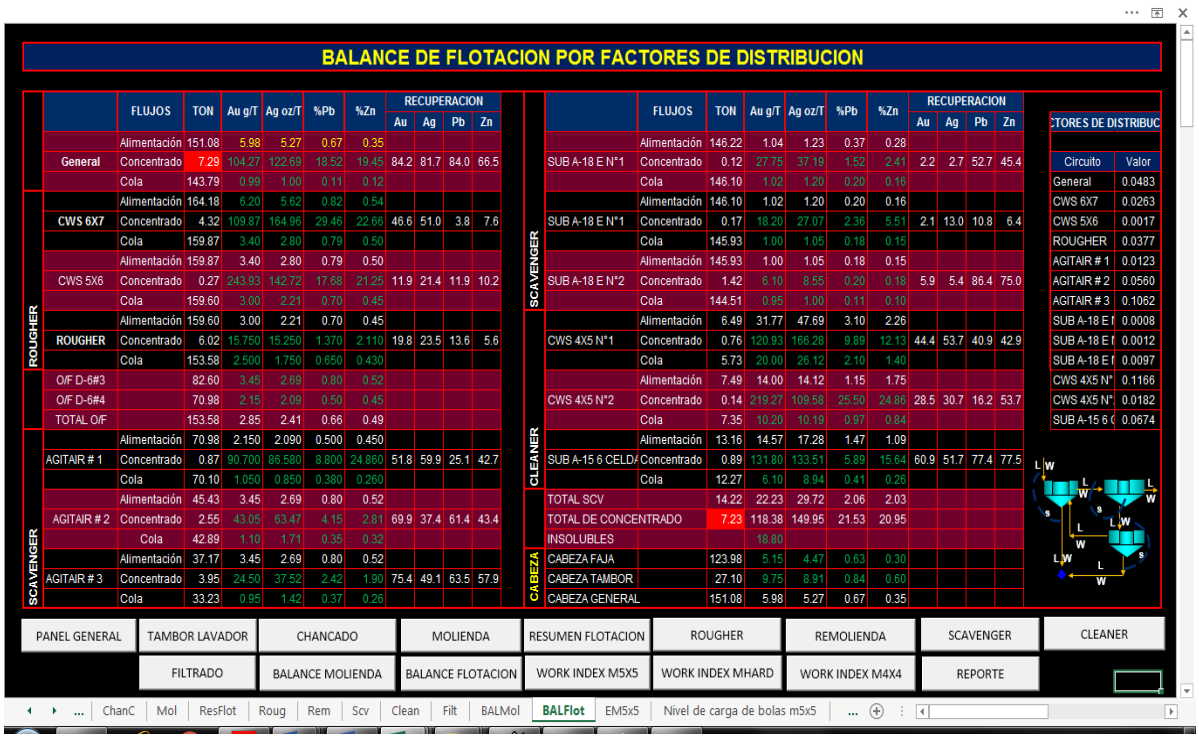


Figura N°18: Panel de resumen del Balance de flotación

Calculamos el tonelaje total tratado en operación.

$$T = T_A + T_D$$

$$T = 123.98 + 27.1 = 151.08\ tms$$

Calculamos la ley promedio de cada contenido metálico en la cabeza.

$$L_{Au} = \frac{(T_A \times L_{A-Au}) + (T_D \times L_{D-Au})}{T}$$

$$L_{Au} = \frac{(123.98 \times 5.15) + (27.1 \times 9.75)}{151.08}$$

$$L_{Au} = 5.98\ g/t$$

$$L_{Ag} = \frac{(T_A \times L_{A-Ag}) + (T_D \times L_{D-Ag})}{T}$$

$$L_{Ag} = \frac{(123.98 \times 4.47) + (27.1 \times 8.91)}{151.08}$$

$$L_{Ag} = 5.27\ oz/t$$

$$L_{Pb} = \frac{(T_A \times L_{A-Pb}) + (T_D \times L_{D-Pb})}{T}$$

$$L_{Pb} = \frac{(123.98 \times 0.63) + (27.1 \times 0.84)}{151.08}$$

$$L_{Pb} = 0.67\ \%$$

$$L_{Zn} = \frac{(T_A \times L_{A-Zn}) + (T_D \times L_{D-Zn})}{T}$$

$$L_{Zn} = \frac{(123.98 \times 0.3) + (27.1 \times 0.6)}{151.08}$$

$$L_{Zn} = 0.35\ \%$$

$$C = T \times \frac{(f-r)}{(c-r)}$$

$$C = 151.08 \times \frac{(5.98 - 0.99)}{(104.27 - 0.99)} = 7.29\ tms$$

$$R = T - C$$

$$R = 151.08 - 7.29 = 143.79 tms$$

Calculamos el contenido metálico en gramos:
En la cabeza:

$$CM_{Au} = T \times L_{Au}$$

$$CM_{Au} = 151.08 \times 5.98 = 902.75g\ Au$$

$$CM_{Ag} = T \times L_{Ag}$$

$$CM_{Ag} = 151.08 \times 5.27 = 795.68g\ Ag$$

$$CM_{Pb} = 1.01\ tms\ Pb$$

$$CM_{Zn} = 0.53\ tms\ Zn$$

En el concentrado

$$CM_{Au} = C \times L_{Au}$$

$$CM_{Au} = 7.29 \times 104.27 = 760.4\ g\ Au$$

$$CM_{Ag} = 7.29 \times 122.69 = 894.73\ oz\ Ag$$

$$CM_{Pb} = 1.35\ tms\ Pb$$

$$CM_{Zn} = 1.42\ tms\ Zn$$

En el relave

$$CM_{Au} = R \times L_{Au}$$

$$CM_{Au} = 143.79 \times 0.99 = 142.35 g\ Au$$

$$CM_{Ag} = 143.79 \times 1 = 143.79\ oz\ Ag$$

$$CM_{Pb} = 0.16\ tms\ Pb$$

$$CM_{Zn} = 0.17\ tms\ Zn$$

Ratio de concentración:

$$r = \frac{T}{C}$$

$$r = \frac{151.08}{7.29} = 20.72$$

Estos cálculos se resumen en el panel de REPORTE, el cual también muestra las tendencias, y la variación de la recuperación en función del tiempo de cada uno de los contenidos metálicos

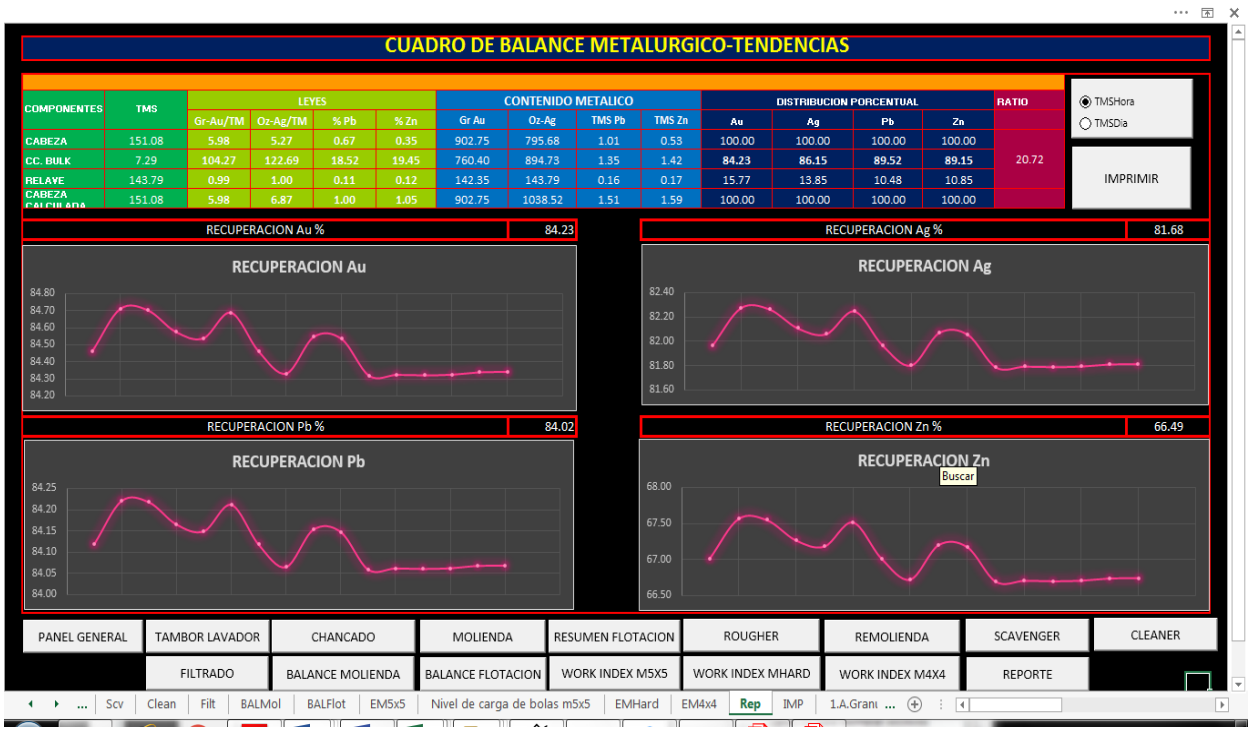


Figura N°19: Panel de balance General-tendencias

$T = tonelaje\ total\ de\ alimento\ (tms)$

$T_A = tonelaje\ de\ alimento\ fresco\ a\ molienda\ (tms)$

$T_D = tonelaje\ finos\ del\ tambor\ lavador\ (tms)$

$L_{Au} = ley\ del\ oro$

$L_{Ag} = Ley\ de\ plata$

$L_{Pb} = Ley\ de\ plomo$

$L_{Zn} = Ley\ de\ Zinc$

$C = tonelaje\ del\ concentrado\ (tms)$

$R = tonelaje\ del\ relave\ (tms)$

$f = ley\ del\ alimento$

$r = ley\ del\ relave$

$c = ley\ del\ concentrado$

$CM_{Au} = contenido\ metalico, (oro, plata, plomo, zinc)$

CAPITULO V

COSTOS

5.1.- VIABILIDAD

Las tendencias tecnológicas han permitido que la supervisión vía computacional se haga más sencilla, a un costo muy reducido, comparado a la gran minería que invierte millones de dólares en un sistema de Supervisión, control y automatización.

Cuadros posteriores muestra que la inversión total en este proyecto ascendería a 100000 dólares, con este sistema se tendrá control estricto de variables como, densidad, granulometría, presión, porcentaje de sólidos, consumo de energía, eficiencia de molienda, eficiencia de clasificación, todo ello de forma instantánea, que permitirá enviar una pulpa adecuada para flotación, mejorando altamente su recuperación.

La viabilidad surge con la implementación de planta con instrumentación adecuada en puntos clave. Se ha hecho consultoría a profesionales especializados en la materia de automatización, asimismo empresas que podrían dar soporte a este proyecto han dado visto bueno, Siendo viable este proyecto.

Los equipos que se van a instalar, requieren que tengan un sistema de comunicación que sea interpretado y analizado por sistemas PLC y HMI (como el tipo de fuente de salida analógica del equipo, manejado de 0/4-40mA), los cuales obedecen al siguiente esquema figura N°20:

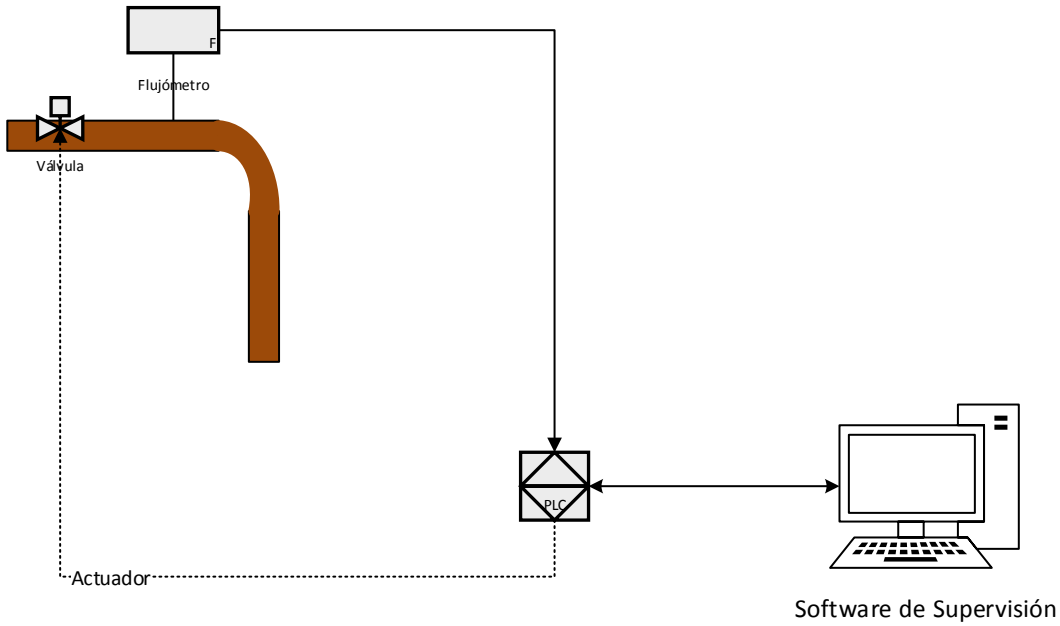


Figura N°20

Refiere a que el flujómetro se instala en planta y este envía las señales de medición a un PLC, este se comunica con el HMI mostrando en forma gráfica los datos censados en planta; hasta aquí llega nuestro sistema de MONITOREO Y SUPERVISION, que solo toma datos censados en planta para su posterior análisis.

Lo cual si se requiere añadir un sistema de CONTROL AUTOMATICO, el software devuelve las señales hacia el actuador, regulando la cantidad de flujo requerido. Este tipo de control es el que se maneja en las plantas industriales de gran envergadura, lo que lo hace más costoso, además de usar la última gama de equipos de automatización. Las líneas discontinuas indican que este procedimiento no se hará.

5.2.- APLICACIÓN DEL SISTEMA DE MONITOREO Y SUPERVISIÓN CON EL SOFTWARE ESPECIALIZADO.

Para poder aplicar esta tecnología se ha hecho un análisis de los equipos a instalar, los cuales se mostraran y explicaran a continuación, el área referida fue tomada al área de molienda:

- En la faja N°3 un pesómetro: Es un sistema que se utiliza para procesar peso y caudal de material transportado por una faja en movimiento. Este sistema tiene su campo de aplicación en aquellos procesos, que de modo continuo realizan transporte de materiales, Las celdas de carga que trabajan a tracción y que se encuentran montadas sobre el bastidor mandan una señal de salida al integrador, proporcional al peso aplicado en el tramo de pesaje permitiendo computar el peso acumulado y el caudal másico.

Figura N°21: Bastidor de Pesaje

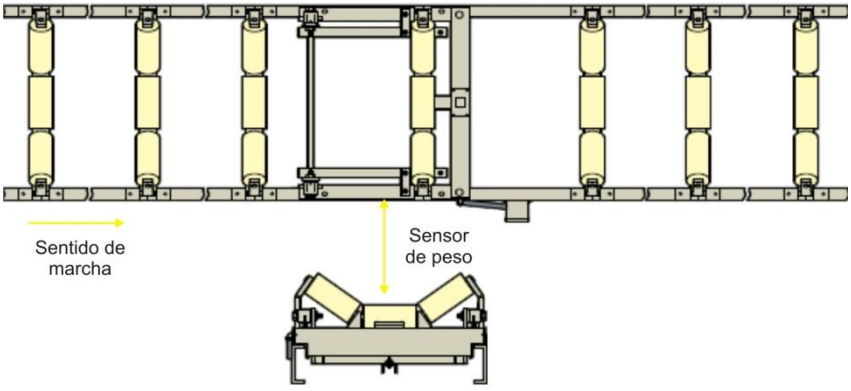


Figura N°22: Ubicación del Bastidor de Pesaje

- Flujometros de agua y pulpa, instalados en:

  Flujometro de agua en la tubería de 3” que alimenta a molienda primaria

  Flujometro de agua en la tubería de 1” que ingresa a la Bomba Espiasa 4”x3” N°1

  Flujometro de agua en la tubería de 1” que ingresa a la Bomba Espiasa 4”x3” N°2

  Flujometro de agua en la tubería de 1” que ingresa a la Bomba Espiasa 4”x3” N°3

Flujometro de agua en la tubería de 1” que ingresa al molino Hardinge
Flujometro de agua en la tubería de 1” que ingresa a la preparación de Reactivos de Flotación.
Flujometro de pulpa en la tubería de 4” que son los finos del tambor lavador
Flujometro de pulpa en la tubería de 3” del relave cleaner
Flujometro de pulpa en la tubería de 3” en el over flow del hidrociclon N°1
Flujometro de pulpa en la tubería de 3” en el over flow del hidrociclon N°2

El Flujómetro electromagnético. Es un dispositivo electrónico de uso universal, de muy baja mantención y alta precisión para medir caudal. Está formado por un tubo, revestido interiormente con material aislante. En dos puntos diametralmente opuestos de la superficie interna se colocan dos electrodos metálicos, entre los cuales se genera la señal eléctrica de medida.

La diferencia de potencial entre los electrodos es del orden de milivoltios, por lo que dicha señal tiene que ser amplificada mediante un dispositivo secundario denominado convertidor, que proporciona una señal de salida en miliamperios, en voltios o en impulsos, enviados a un sistema computacional.

No presentan obstrucciones al flujo, por lo que son adecuados para la medida de todo tipo de suspensiones, pulpa, etc. No dan lugar a pérdidas de carga, por lo que son adecuados para su instalación en grandes tuberías de suministro de agua, donde es esencial que la pérdida de carga sea pequeña. No son prácticamente afectados por variaciones en la densidad, viscosidad, presión temperatura y dentro de ciertos límites, conductividad eléctrica.

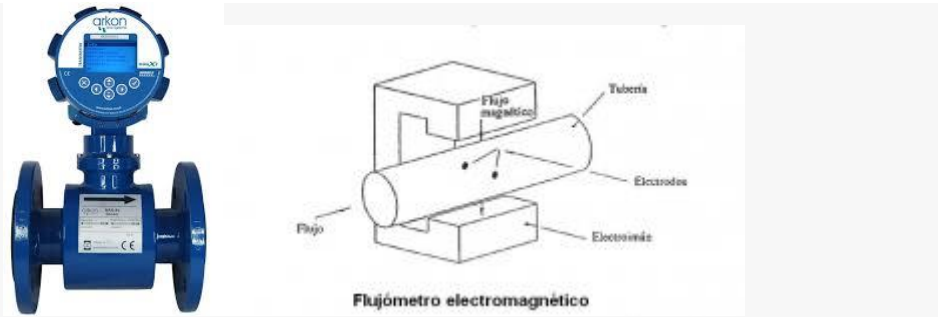


Figura N°23: Flujometro, y su sistema de funcionamiento.

- Transductor de energía, instalados en los molinos:
  Molino Comesa 5'x5'
  Molino hardinge 5'x32"
  Molino Comesa 4'x4'
  Un transductor es un dispositivo capaz de transformar o convertir una determinada manifestación de energía de entrada, en otra diferente a la salida, pero de valores muy pequeños en términos relativos con respecto a un generador.
  El tipo de transductor ya nos indica cual es la transformación que realiza (por ejemplo electromecánico, transforma una señal eléctrica en mecánica o viceversa). Es un dispositivo usado principalmente en la industria, en la medicina, en la agricultura, en robótica, en aeronáutica, minera, etc., para obtener la información de entornos físicos y químicos y conseguir (a partir de esta información) señales o impulsos eléctricos o viceversa, enviados a un sistema computacional.
  En este caso medirá la potencia de energía consumida en un molino, enviando impulsos eléctricos a un sistema computacional.

Figura N°24: Transductor.

- Variador de frecuencia de velocidad, instalados en:

  Variador de frecuencia de velocidad en el motor de la Bomba Espiasa 4”x3” N°1

  Variador de frecuencia de velocidad en el motor de la Bomba Espiasa 4”x3” N°2

  Variador de frecuencia de velocidad en el motor de la Bomba Espiasa 4”x3” N°3

El variador de frecuencia de velocidad es un Dispositivo usado para controlar la velocidad de rotación de un motor de corriente alterna mediante el control de la frecuencia de la corriente eléctrica suministrada al motor.

También conocido como variador de frecuencia ajustable (AFD), variadores de velocidad variable (VSD), variadores de corriente alterna, variador inversor o variador micro.

Primero se convierte la corriente alterna en corriente continua usando un rectificador. Luego convertimos esa señal por medio de un inversor de conmutación a una onda casi senoidal en tres canales de energía de CA que un motor de inducción de CA puede utilizar para funcionar correctamente.

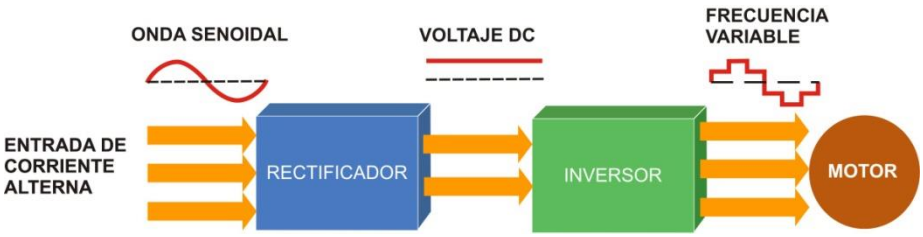


Figura N°25: Diagrama de Bloques del Variador de frecuencia.

- El PLC: es un dispositivo de estado sólido, diseñado para controlar procesos secuenciales (una etapa después de la otra) que se ejecutan en un ambiente industrial. Cumple las siguientes funciones:

  - Recoger datos de las fuentes de entrada a través de las fuentes digitales y analógicas. Desde planta hasta servidor.
  - Tomar decisiones en base a criterios pre programados.
  - Almacenar datos en la memoria.
  - Generar ciclos de tiempo.
  - Realizar cálculos matemáticos.

- Actuar sobre los dispositivos externos mediante las salidas analógicas y digitales.
- Comunicarse con otros sistemas externos.

Los PLC se distinguen de otros controladores automáticos, en que pueden ser programados para controlar cualquier tipo de máquina.

Además de poder ser programados, son automáticos, es decir son aparatos que comparan las señales emitidas por la máquina controlada y toman decisiones en base a las instrucciones programadas, para mantener estable la operación de dicha máquina.

Puedes modificar las instrucciones almacenadas en memoria, además de monitorizarlas.

Figura N°26: PLC

Las ventajas de los PLC son las siguientes:

1. Menor tiempo empleado en la elaboración de proyectos debido a que:
   - No es necesario dibujar el esquema de contactos.
   - No es necesario simplificar las ecuaciones lógicas ya que, por lo general, la capacidad de almacenamiento del modulo de memoria es lo suficientemente grande como para almacenarlas.
   - La lista de materiales a emplear es mas reducida y, al elaborar el presupuesto correspondiente, se elimina parte del problema que supone el contar con diferentes proveedores, distintos plazos de entrega, etc.
2. Posibilidad de introducir modificaciones sin cambiar el cableado y añadir aparatos.
3. Mínimo espacio de ocupación
4. Menor coste de mano de obra de la instalación
5. Economía de mantenimiento. Además de aumentar la fiabilidad del sistema, al eliminar contactos móviles, los mismos autómatas pueden detectar e indicar posibles averías.
6. Posibilidad de gobernar varias maquinas con un mismo autómata.

7. Menor tiempo para la puesta en funcionamiento del proceso al quedar reducido el tiempo de cableado.
8. Si por alguna razón la maquina queda fuera de servicio, el autómata sigue siendo útil para controlar otra maquina o sistema de producción.

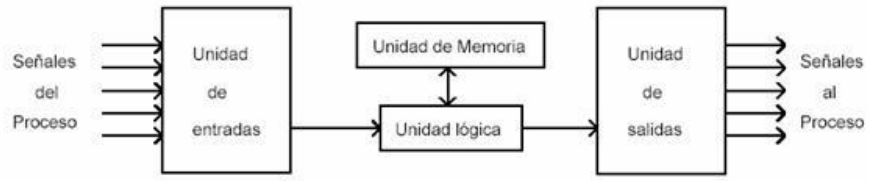


Figura N°27: Esquema del proceso del PLC

- HMI: abreviación en ingles Interfaz Hombre Maquina, el cual es como una “Ventana del Proceso” en este caso, el proceso metalúrgico en Planta ARC. Esta ventana puede estar en dispositivos especiales o en una computadora, también conocido como software HMI, de monitoreo y supervisión. Las señales producidas en el proceso de planta son conducidas al HMI, por medio de dispositivos como el PLC, este tipo de dispositivo debe tener una comunicación que entienda el HMI, siendo conocido el sistema SCADA.

  Funciones de un software HMI

  - Monitoreo: habilidad de obtener y mostrar datos de la planta en tiempo real, se pueden mostrar, números, textos, gráficos que permitan una lectura más fácil de interpretar.
  - Supervisión: esta función permite junto al monitoreo la posibilidad de ajustar las condiciones de trabajo del proceso directamente desde la computadora.
  - Alarmas: es la capacidad de reconocer eventos excepcionales dentro del proceso y reportarlo estos eventos, las alarmas son reportadas basadas en límites de control preestablecidos.

  Tareas del software:

  - Permitir una comunicación con dispositivos de campo,

- Actualizar una base de datos dinámica con variables del proceso
- Visualizar las variables mediante pantallas con objetos animados
- Supervisar niveles de alarma fuera de los limites normales

5.3.- COSTOS Y PRESUPUESTOS DE LA APLICACIÓN DEL SISTEMA DE MONITOREO Y SUPERVISIÓN CON EL SOFTWARE ESPECIALIZADO.

Para poder ejecutar este proyecto, la empresa deberá aprobarlo. La instalación de equipos lo realiza una empresa dedicada a la instrumentación y automatización. Lo cual se ha hecho las cotizaciones respectivas de los equipos a usarse.

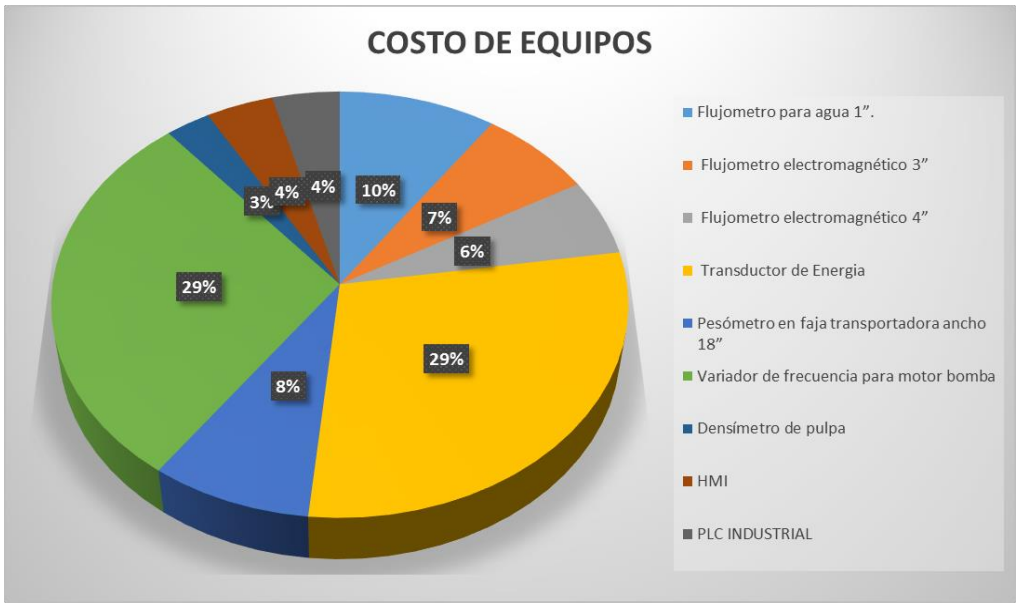


Figura N°28: Costo total de equipos nuevos a instalarse

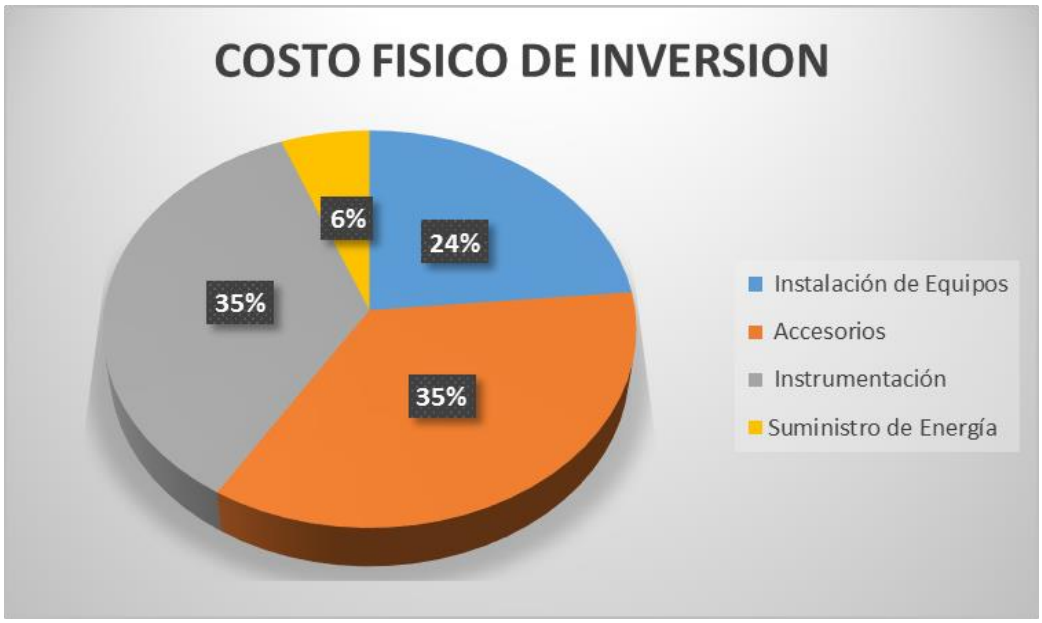


Figura N°29: Costo fisico de inversion.

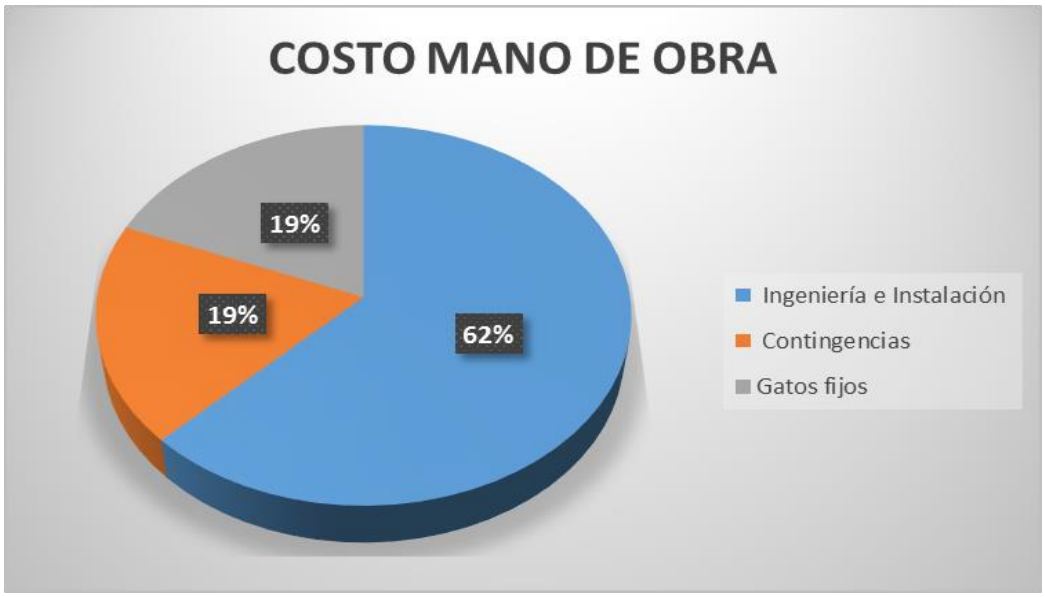


Figura N°30: Costo de mano de obra

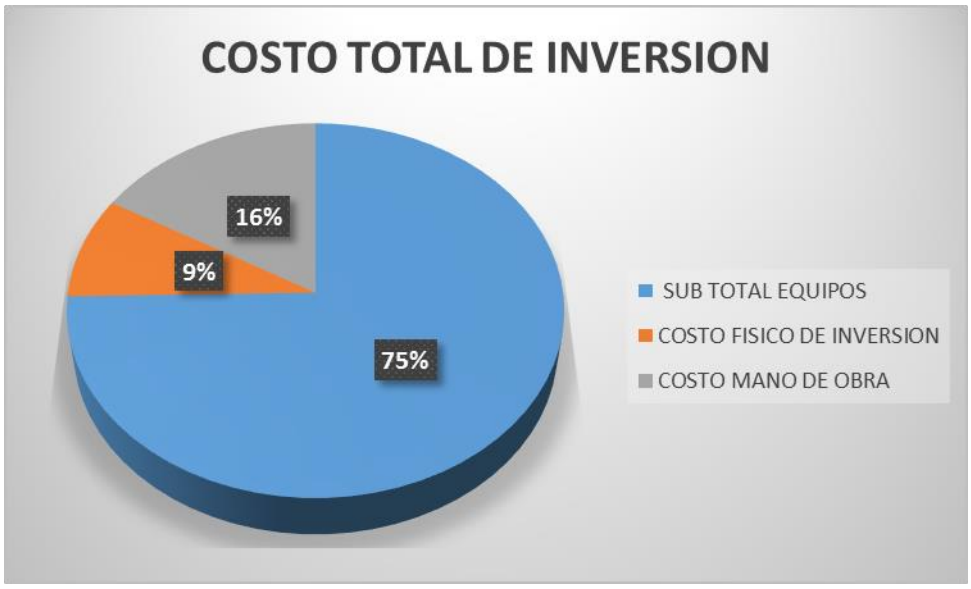


Figura N°31: Costo total de inversion

Los gastos como alimentación y transporte asume la empresa. Los costos de cada equipo se muestran en el siguiente cuadro, siendo un costo de inversión total de 100000 $. Se ha estimado que el tiempo de instalación vendría a ser en 2 meses, 15 días aproximados en instalación y los restantes para realizar las pruebas metalúrgicas, cálculos, balances y la programación respectiva.

Item	DESCRIPCION	US $ Costo unitario	Cantidad	US $ Costo	CONDICION
1	Flujometro Transmisor de flujo para agua. Rango 16 – 166 L/m 1”.	700	10	7000	Nuevo
2	Flujometro electromagnético, DN100. Rango 8.5 – 169 m3/h. 3”	1700	3	5100	Nuevo
3	FLUJOMETRO ELECTROMAGNÉTICO DE 4”	4200	1	4200	Nuevo
4	Transductor de Energia	700	3	21000	Nuevo
5	Pesómetro de mineral en faja transportadora ancho 18”	3000	2	6000	Nuevo
6	Variador de frecuencia para motor bomba	700	3	21000	Nuevo
7	Densímetro de pulpa	2000	1	2000	Nuevo
8	HMI	3000	1	3000	Nuevo
9	PLC INDUSTRIAL	3000	1	3000	Nuevo
	SUB TOTAL EQUIPOS			**72300**	
10	Instalación de Equipos	2000		2000	
11	Accesorios	3000		3000	Equipos
12	Instrumentación	3000		3000	contratados
13	Suministro de Energía	500		500	
	COSTO FISICO DE INVERSION			8500	
14	Ingeniería e Instalación	10000		10000	Personal
15	Contingencias	3000		3000	contratado
16	Gatos fijos	3000		3000	especialista instrumentación
	COSTO MANO DE OBRA			16000	
	COSTO TOTAL DE INVERSION			**96800**	

CONCLUSIONES

1. Se hace efectiva la supervisión de una planta concentradora en tiempo real, mediante el software elaborado, controlando la operatividad de planta a través de un sistema de datos en línea con el control de variables. Esto de forma simulada.

2. Se logra realizar balances de masa con la simulación de datos en línea.

3. El balance metalúrgico en función a leyes se realiza con datos en línea.

4. Se ha diseñado gráficos que muestran las tendencias de las variables criticas como el tonelaje, porcentaje de sólidos, work index, recuperación de cada mineral valioso; lo que facilita el control de cada una de estos datos a través de esquemas, lo que refleja de cómo se está comportando cada variable en función al tiempo.

RECOMENDACIONES

1. El costo aproximado para implementar una planta de 150Ton/día con sistema de Supervisión y Monitoreo por Computadora asciende a 100000 dólares, lo cual es un costo mínimo con respecto a la gran minería.

2. Para la creación de un software de Supervisión y Monitoreo no se requiere conocimientos altos de programación, es necesario conocer el uso adecuado de programas básicos y el proceso metalúrgico en sí.

3. Este sistema también puede usarse con fines de investigación y educación.

BIBLIOGRAFIA

Evaluación de Plantas Concentradoras
J. ANGEL EGAS SAENS
LIMA PERU -1985.

Tecsup
CURSO DE ACTUALIZACIÓN “CONCENTRACIÓN DE MINERALES”
Tecsup Virtual
Lima, 2010

IVAN QUIROZ NUÑEZ
“INGENIERIA METALURGICA OPERACIONES UNITARIAS EN PROCESAMIENTO DE MINERALES”
Cusco, 1986

CYTEC
“PRODUCTOS QUIMICOS PARA MINERIA”
2002

CERRON MADUEÑO, MARIO
CORDOVA CABRERA, FIDEL
GUERREROS MEZA, MANUEL RUBEN
“CALCULOS METALURGICOS EN LAS PLANTAS CONCENTRADORAS”
Huancayo, Perú, julio 1998

RIVERA ZEVALLOS, JUAN H
“COMPENDIO DE CONMINUCION”
CONCYTEC
Lima, 2003

LINKS:

- PAGINA PRINCIPAL DE ADVANCED MINERAL PROCESSING S.L.
  - Procesos
  - Cilindros lavadores

  http://www.ampmineral.com/equipos/cilindros-lavadores.php
- PAGINA PRINCIPAL DE TECSUP.
  - Optimización del Proceso de Cianuración con Reactivos Químicos
  - Necesidades de Capacitación y Entrenamiento

    http://app.tecsup.edu.pe/webuds/web/publicacion/publicacion5/detalle01.htm
  - Automatización de Procesos Metalúrgicos

    http://app.tecsup.edu.pe/webuds/web/publicacion/publicacion5/detalle02.htm
  - Planta Piloto Automatizada en Procesamiento de Minerales

http://app.tecsup.edu.pe/webuds/web/publicacion/publicacion5/detalle03.htm

- Evaluación del Entrenamiento y Capacitación

http://app.tecsup.edu.pe/webuds/web/publicacion/publicacion5/detalle04.htm

- PAGINA PRINCIPAL DE LA ASOCIACIÓN DE LA INDUSTRIA ELÉCTRICA DE CHILE
  - ABC DE LA AUTOMATIZACIÓN

http://www.aie.cl/files/file/comites/ca/abc/hmi.pdf

- PAGINA PRINCIPAL DE INGENIERÍA EN AUTOMATIZACIÓN Y CONTROL INDUSTRIAL DE LA UNIVERSIDAD NACIONAL DE QUILMES
  - ARCHIVOS DOC Y PDF

http://iaci.unq.edu.ar/materias/laboratorio2/HMI%5CIntroduccion%20HMI.pdf

- PAGINA PRINCIPAL DEL MINISTERIO DE EDUCACION , CULTURA Y DEPORTE DEL GOBIERNO DE ESPAÑA
  - MONOGRAFICO: Lenguajes de programación - Principios básicos de PLC

http://recursostic.educacion.es/observatorio/web/gl/component/content/article/502-monografico-lenguajes-de-programacion?start=2

ANEXOS