UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

"PROYECTO PARA EL INCREMENTO DE CAPACIDAD DE OPERACIÓN DE LA PLANTA DE BENEFICIO, COMPAÑÍA MINERA LA NEGRA, MACONÍ QUERÉTARO"

TESIS PROFESIONAL QUE PARA
OBTENER EL TÍTULO:

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

PRESENTA:

EVARISTO VALENCIA GASPAR

DIRECTORA DE TESIS:

I. Q. GUADALUPE CONTRERAS ORDÁZ

MÉXICO D.F. 2013

Hay una fuerza motriz más poderosa que el vapor, la electricidad y la energía atómica: la voluntad.

Albert Einstein

Con especial dedicatoria a mis padres Cipriano Valencia, Enimia Gaspar y hermanos, por enseñarme a vivir con rectitud…

A la luz en mi vida Julieta y Camila por el cariño que me brindan para seguir mis sueños…

ÍNDICE

INTRODUCCIÓN 8

OBJETIVOS 9

1 GENERALIDADES 10

1.1 ANTECEDENTES HISTÓRICOS. 10
1.2 UBICACIÓN. 11
1.3 CONDICIONES GEOGRÁFICAS. 12
1.3.1 Fisiografía, Hidrografía y Clima 12
1.3.2 Servicios. 13
1.4 GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO. 13
1.4.1 Mineralogía. 14

2 PROCESO DE BENEFICIO ACTUAL 15

2.1 FUNDAMENTOS GENERALES DEL PROCESO DE TRITURACIÓN Y MOLIENDA 16
2.2 CIRCUITO DE TRITURACIÓN A 1500 TONELADAS POR DÍA. 19
2.3 CIRCUITO DE MOLIENDA A 1500 TONELADAS POR DÍA. 20
2.4 CIRCUITOS DE FLOTACIÓN DIFERENCIAL Pb - Ag, Cu y Zn. 22
2.4.1 Fundamentos de flotación. 22
2.4.2 Circuito de flotación bulk. 24
2.4.3 Circuito flotación diferencial Ag - Pb 1500 [t/día] 26
2.4.4 Circuito flotación diferencial Cu 1500 [t/día] 26
2.4.5 Circuito flotación diferencial Zn 1500 [t/día] 27
2.5 REACTIVOS. 30
2.6 ESPESADO Y FILTRADO. 32
2.7 DEPOSITO DE JALES 33

3 BALANCES DE MATERIA Y PARÁMETROS DE OPERACIÓN 34

3.1 DETERMINACIÓN DE LA GRANULOMETRÍA DEL CIRCUITO DE TRITURACIÓN..... 35
3.1.1 Estimación de carga circulante de trituración. 39
3.2 ESTIMACIÓN DE CARGA CIRCULANTE DE MOLIENDA. 41
3.2.1 Balance sólido-pulpa de circuito de molienda. 42
3.3 BALANCE SÓLIDO - PULPA CIRCUITO DE FLOTACIÓN. 44
3.4 CÁLCULO DE EQUIPOS. 48
3.4.1 Quebradora primaria..... 48
3.4.2 Alimentador de placas. 50
3.4.3 Parámetros de trituración secundaria y terciaria. 51
3.4.4 Parámetros de cribado 52
3.5 PARÁMETROS DE MOLIENDA. 56
3.5.1 Velocidad crítica 56
3.5.2 Medios de molienda..... 56
3.5.3 Consumo de energía 58
3.5.4 Clasificación por Hidrociclones. 60

4 PROPUESTA DE DISEÑO. 63

4.1 ACARREO 63
4.2 TRITURACIÓN PRIMARIA. 63
4.3 TRITURACIÓN SECUNDARIA Y TERCIARIA. 64
4.3.1 Modificaciones de cribado. 66
4.3.2 Banda de Elevadores. 67
4.4 CIRCUITO DE MOLIENDA. 69
4.5 MODIFICACIONES EN FLOTACIÓN..... 73
4.5.1 Tanques acondicionadores. 73
4.5.2 Celdas de flotación. 75
4.5.3 Bombeo a depósito de jales 78

4.6 ESPESADO 81
4.6.1 Espesador cilíndrico. 81
4.6.2 Espesador de flujo laminar. 81
4.6.3 Espesador de cono profundo. 82
4.6.4 Capacidad de espesadores. 82
4.7 FILTRADO. 86
4.8 INSTRUMENTACIÓN Y CONTROL 90
4.8.1 Espectroscopia de rayos X 90
4.8.2 Espectrómetro de fluorescencia de rayos X de dispersión de longitud de onda (WDXRF). 91
4.8.3 Aplicación y limitación para análisis químico cuantitativo. 91
4.8.4 Analizadores de pulpas minerales en línea. 92
4.8.5 Componentes del sistema 92
4.8.6 Toma de muestra 94

5 ANÁLISIS DE PROYECTO 96

5.1 ESTUDIOS DE FACTIBILIDAD. 96
5.2 RECURSOS Y RESERVAS. 96
5.3 VALOR DE METALES. 97
5.4 GESTIÓN DE PROYECTO. 98
5.5 EQUIPOS INSTALADOS. 99
5.6 COSTO DE OPERACIÓN. 100
5.7 FINANCIAMIENTO 101

6 CONCLUSIONES. 103
6.1 Recomendaciones 104
7 ANEXOS 106

8 BIBLIOGRAFÍA 112

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1	Mapa de ubicación de la Unidad Minera la Negra, Cadereyta de Montes, Querétaro.....	11
Figura 2.1	Representación de los tipos de fractura de la partícula y la distribución resultante de tamaño de los productos.....	16
Figura 2.2	Curvas granulométricas.....	17
Figura 2.3	Imagen de una celda de flotación enfatizando la espuma. Cortesía de la Cía Minera “La Negra”, Maconí, Qro.	23
Figura 2.4	Diagrama que muestra los equipos para proceso de 1000 t/día.....	25
Figura 2.5	Diagrama que muestra los equipos para proceso de 1500 t/día.....	28
Figura 2.6	Diagrama que muestra cualitativamente los parámetros de operación a 1500 t/día.....	29
Figura 3.0	Diagrama de trituración, mostrando los puntos de toma de muestra...	34
Figura 3.1	Distribución granulométrica de la descarga de la quebradora de cono secundaria.	37
Figura 3.2	Distribución granulométrica de alimentación a las cribas vibratorias, que abastecen a silos de finos.	38
Figura 3.3	Distribución granulométrica de descarga a quebradora de cono terciaria.	39
Figura 3.4	Distribución granulométrica de alimentación a quebradora de cono terciaria.	40
Figura 3.5	Diagrama de circuito de molienda 1500 t/día.	44
Figura 3.6	Diagrama del circuito de flotación de Pb.	46
Figura 3.7	Diagrama del circuito de flotación de Cu.	47
Figura 3.8	Diagrama del circuito de flotación de Zn.	48
Figura 3.9	En el esquema, X representa la dimensión de la abertura de la quebradora de quijadas.	50
Figura 3.10	Distribución granulométrica de alimentación de molino 9’ x 11’.	58
Figura 3.11	Distribución granulométrica de alimentación de molino 7.5’ x 10’.	59
Figura 3.12	Distribución granulométrica de descarga de molino 9’ x 11’.	60
Figura 3.13	Distribución granulométrica de descarga de molino 7.5’ x 10’.	61
Figura 4.1	Diagrama circuito de trituración secundaria y terciaria 2000 t/día.	66
Figura 4.2	Geometrías que puede adoptar una banda de elevadores.	68
Figura 4.3	Esquema de la sección transversal de una banda de elevadores.	69
Figura 4.4	Diagrama circuito de molienda 2000 [t/día].	71
Figura 4.5	Principales tipos de celdas de flotación.	77
Figura 4.6	Diagrama del balance macroscópico del sistema esperador- filtro.	84
Figura 4.7	Curvas de asentamiento para pulpas de concentrado de Cobre.	85
Figura 4.8	Curvas de asentamiento para pulpas de concentrado de Plomo.	85
Figura 4.9	Curvas de asentamiento para pulpas de concentrado de Zinc.	86
Figura 4.10	Diagrama que muestra los equipos para proceso de 2000 t/día.	90
Figura 4.11	Diagrama de instalación del sistema de análisis Courier, en dos niveles.	96

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1	Clasificación general de tamaños de partícula de uso industrial.	18
Tabla 2.2	Principales propuestas para la relación energía tamaño de partícula.	18
Tabla 3.1	Distribución granulométrica, de la descarga de quebradora de cono secundaria.	35
Tabla 3.2	Distribución granulométrica de alimentación a las cribas vibratorias, que abastecen a los silos de finos.	36
Tabla 3.3	Distribución granulométrica de descarga de quebradora de cono terciaria.	37
Tabla 3.4	Distribución granulométrica alimentación a quebradora de cono terciaria.	38
Tabla 3.5	Balance de sólidos del circuito de trituración secundaria y terciaria..	40
Tabla 3.6	Balance sólido - pulpa del circuito de molienda.	44
Tabla 3.7	Balance de sólido - pulpa del circuito de flotación de Pb.	46
Tabla 3.8	Balance de sólido - pulpa del circuito de flotación de Cu.	47
Tabla 3.9	Balance de sólido - pulpa de circuito de flotación de Zn.	48
Tabla 3.10	Factores de ajuste para cálculo de área de cribado.	54
Tabla 3.11	Factores de ajuste dependiendo del porcentaje de área abierta.	55
Tabla 3.12	Factores de ajuste considerando forma de las aberturas.	55
Tabla 4.1	Resumen de alimentación a quebradoras.	66
Tabla 4.2	Resumen de factores de ajuste para cálculo de área de cribado. ..	66
Tabla 4.3	Dimensiones de la banda de elevadores.	68
Tabla 4.4	Factor de ineficiencia de circuito abierto.	70
Tabla 4.5	Distribución de la pulpa a 45 % de sólidos.	74
Tabla 4.6	Distribución de la pulpa a 47 % de sólidos.	76
Tabla 4.7	Valores resultantes del balance macroscópico de los espesadores.	83
Tabla 4.8	Velocidades de asentamiento de concentrados m/s.	86
Tabla 5.0	Tonelajes y leyes promedio presupuestadas.	97
Tabla 5.1	Valores unitarios por metal.	98
Tabla 5.2	Listado del equipo instalado.	99
Tabla 5.3	Costos globales del proyecto.	100
Tabla 5.4	Costos unitarios, operación planta de beneficio.	101
Tabla 5.5	Costos unitarios, de la operación completa.	101
Tabla 5.6	Desglose de pagos anuales de financiamiento.	102
Tabla A.1	Capacidades de quebradoras de quijadas excéntricas Thelsmith de 25” x 40” a 55” x 66”.	106
Tabla A.2	Capacidades de quebradoras de cono cabeza estándar, circuito cerrado.	107
Tabla A.3	Capacidades de quebradoras de cono cabeza corta, circuito cerrado.	108
Tabla A.4	Balance de sólidos circuito de trituración secundaria y terciaria para 2000 t/día.	109
Tabla A.5	Balance de sólidos circuito de trituración secundaria y terciaria para 2500 t/día.	110
Tabla A.6	Dimensiones de laterales corrugados y geometrías de elevadores en bandas de canjilones.	111

INTRODUCCIÓN

El aumento de la capacidad de proceso de una compañía minera, se utiliza como estrategia para la obtención de recursos, una decisión de este tipo se encuentra condicionada por factores externos como son el precio de los metales, políticas gubernamentales, estabilidad de los mercados, y de factores internos de la compañía como lo son la disponibilidad de reservas, la capacidad de liquidez e historial de la empresa para obtener los recursos financieros.

El presente trabajo muestra las consideraciones técnicas aplicadas a una planta de beneficio, para lograr un incremento de 1500 t/día a 2000 t/día, en el primer capítulo se resaltan las ventajas de la mineralogía y la geografía del lugar, que permiten elaborar estudios de factibilidad técnica y financiera. En el segundo capítulo se explica a detalle la descripción del proceso de beneficio a 1500 t/día, trabajando con un sistema de flotación diferencial obteniendo concentrados de Pb-Ag, Cu y Zn; y un arreglo anterior que permitía procesar 1000 t/día dando como resultado concentrado Bulk Pb-Ag-Cu, y Zn.

En el capítulo tres se establecen los balances de masa de cada una de las etapas del proceso, con la finalidad de obtener los parámetros de operación, también se calcula la capacidad de los equipos mayores para visualizar las opciones para escalar el proceso.

La propuesta de diseño, con base en los resultados obtenidos de los balances de masa; se plantea en el capítulo cuatro, donde se proponen los posibles arreglos de equipos así como aquellos que es necesario adquirir para logar los objetivos de producción. En el capítulo cinco se muestran las consideraciones de financiamiento del proyecto.

OBJETIVOS

1. Obtener la memoria de cálculo de equipos, así como los parámetros de operación de la planta de beneficio, que sirvan de base para proponer el diseño que permita operar a una alimentación de 2000 t/día de la mina La Negra.

2. Plantear el arreglo tal que permita procesar el aumento de alimentación a la planta de beneficio de 1500 a 2000 t/día

3. Dichos cambios deben de ser planeados de tal forma que no detengan la operación normal de la planta, o por periodos cortos.

4. Mostrar las consideraciones técnicas y criterios para la elección de los equipos necesarios para lograr el incremento de capacidad.

1 GENERALIDADES

1.1 ANTECEDENTES HISTÓRICOS.

El yacimiento de la Negra fue descubierto durante el periodo colonial, pero debido a la complejidad metalúrgica de sus minerales, no fue posible su explotación comercial.

En 1870 la mina La Negra, pasa a poder del Cónsul General de Bélgica en México, Sr. Víctor Beaurang; a su muerte, su hijo vendió las propiedades mineras a los señores Oscar y Tomas Braniff en el año de 1900. En 1950 la Compañía Minera Acoma, S. A., adquiere los lotes mineros, realizando exploración sin resultados satisfactorios; posteriormente estas propiedades pasan a manos de los señores Eloy Vallina y Antonio Guerrero.

A principios de la década de los sesentas la Compañía Minera Peñoles la adquiere, bajo el nombre de La Negra y Anexas. S. A de C. V. y realiza trabajos de exploración descubriendo los depósitos La Negra y El Alacrán; lo que propició en 1966 la creación de la primera unidad minera en el Estado y posteriormente el 11 de abril 1971, inicio operaciones su planta de beneficio, funcionando durante 27 años, suspendiendo sus trabajos en el año 2000.

En 2006 la empresas Aurcana Corporation y Reyna Mining & Engineering, adquieren la unidad minera, y la habilitan para continuar los trabajos de exploración y explotación del yacimiento, con un ritmo de 1000 t/día.

En 2009 termina el acuerdo con la compañía Reyna Mining & Engineering, y queda al frente Aurcana Corporation, la compañía inicia un programa para aumentar su ritmo de producción a 1500 t. p. d., el cual se completa en 2010.

1.2 UBICACIÓN.

La unidad minera La Negra se encuentra ubicada dentro del distrito minero de Maconí, en la parte central del límite sureste, del estado de Querétaro, municipio de Cadereyta de Montes, a 97 km de la capital del estado (Figura 1.1).

El distrito se ubica en el paralelo 20° 51' latitud norte y en el meridiano 99° 31' de longitud oeste, su altura sobre el nivel del mar es de 2300 metros.

Se tiene acceso por la carretera federal 120, en el tramo San Juan del Rio, Querétaro - Jalpan, S. L. P., en el kilometro 80 se encuentra la desviación con dirección al poblado de San Joaquín, pasando el puente Maconí, entronca con la carretera estatal 150, diecisiete kilómetros adelante se encuentra el poblado de Maconí, siendo este el más cercano. Sobre el mismo camino que lleva al poblado de Maconí un camino de terracería se llega a las instalaciones de la planta de beneficio y bocamina del nivel 2000, como acceso a la mina.

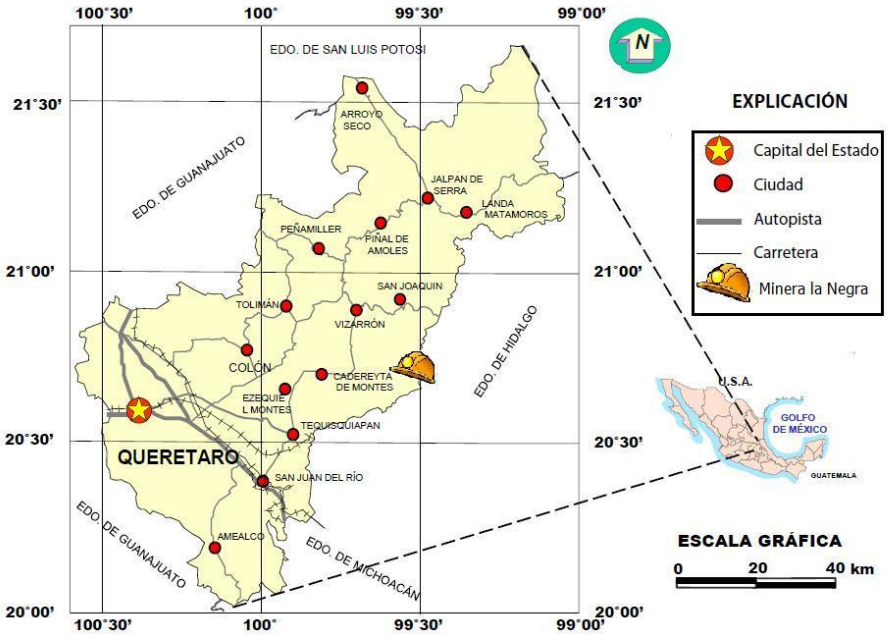


Figura 1.1 Mapa de ubicación de la Unidad Minera la Negra, Cadereyta de Montes, Querétaro.

1.3 CONDICIONES GEOGRÁFICAS.

1.3.1 Fisiografía, Hidrografía y Clima

Fisiográficamente el distrito minero de Maconí se encuentra en la Provincia de la Sierra Madre Oriental, en el borde Occidente del mismo llamado Sub-provincia de Sierras Altas. El relieve es montañoso y extremadamente accidentado.

La provincia de la Sierra Madre Oriental se localiza en la porción centro-norte del Estado formando grandes sierras alargadas con orientación noroeste-sureste, constituidas por rocas jurásicas y cretácicas Estas rocas sedimentarias están intrusionadas por rocas ígneas de composición granodiorítica del Terciario Inferior.

Se registra escasa precipitación, debido a la barrera orográfica que forma la Sierra Gorda, que la divide en dos vertientes: la del Golfo de México y la del Océano Pacífico. La vertiente del Golfo se divide a su vez en dos cuencas, la del río Moctezuma y la del río Tamuín. La primera es la más extensa, y tiene como principal corriente al río Moctezuma, que se origina en el Estado de México, en donde se conoce como San Jerónimo, Arroyo Zarco y finalmente en la entidad como río San Juan, que posteriormente al juntarse con el río Tula que viene del estado de Hidalgo, cambia de nombre a río Moctezuma. Aguas abajo, se le une el río Extoraz, que tiene como afluentes a los ríos Victoria, Tolimán y Colón.

Localmente el relieve está dominado por el valle del Río Maconí tributario del Moctezuma, y es controlado por la litología del lugar.

El clima en la región depende de dos factores geográficos, la variación de altitudes y la influencia de la Sierra Madre Oriental que actúa como barrera orográfica. En la zona predomina el clima cálido y semicálido.

En las porciones más bajas, las lluvias son de carácter veraniego, siendo su precipitación media anual de 850 mm y las temperaturas varían de 18° a 28°C, en tanto que en los terrenos con altitudes de 1950 a 2500 m., la precipitación media anual fluctúa entre 928 y 1110 mm, la temperatura media anual es de 14° C.

1.3.2 Servicios.

La energía eléctrica.- Abastece por líneas de conducción eléctrica de la subestación que opera a 34.5 kV, y que se encuentra en las cercanías del municipio de Vizarrón, Querétaro, abasteciendo el poblado de Maconí, las instalaciones de la planta de Beneficio y equipo de interior mina.

Agua.- La empleada en el proceso es recirculada de la presa de jales numero 5 y almacenada en un tanque de 500 m^3 , las pérdidas por evaporación son repuestas por un sistema de bombeo que almacena el agua fresca en un tanque de la misma capacidad proveniente del rio Maconí, por la estación de bombeo denominada San Nicolás.

1.4 GEOLOGÍA DEL DEPÓSITO.

En forma general se puede decir que el depósito de la Negra se encuentra emplazado en el borde exterior de la zona de metasomatismo de contacto, al bajo del cuerpo mineralizado se encuentra una tactita (roca producida por metasomatismo de contacto) compuesta principalmente por granate verde y café, grosularita y andradita, respectivamente.

Después de la zona de tactita, la cual está mineralizada en casi toda su extensión aunque su ley es muy baja en general, se encuentra el intrusivo diorítico.
Hacia el alto el cuerpo se encuentra limitado inmediatamente por una roca compuesta por wollastonita, continuando hasta donde llegaron los efectos de la intrusión. Fuera de la zona de acción del metasomatismo se encuentra la caliza gris.
El depósito mineral de la Negra es un yacimiento epigenético asociado a un intrusivo de composición diorítica. Éste intrusivo es responsable de los efectos térmicos y metasomáticos que sufrió la roca encajonante.

La primera fase de formación del yacimiento los efectos térmicos y de presión ocasionados por la intrusión diorítica dio origen a la recristalización de la caliza, originando un mármol, creando una aureola de metamorfismo en el contacto con el intrusivo y roca

encajonante, no hubo adición de nuevos minerales, solo recristalización y recombinación de los minerales preexistentes.

En la segunda fase existe la adición de fluidos hidrotermales emanados del intrusivo dando origen a silicatos de calcio y fierro (grosularita y andradita), aumentando su permeabilidad.

En la tercera etapa las soluciones ricas en los minerales metálicos, al entrar en contacto con los silicatos cálcicos los remplazan formando de esta manera el cuerpo de sulfuros.

Presentando una variedad de estructuras como bolsas, vetas, de potencia variable. El rumbo del depósito de mineral, en su parte superior es de N15W, a profundidad el depósito va girando hacia el oeste, cambiando su rumbo a N45W. El echado del depósito es de 60 grados al SW, en concordancia con las capas de caliza.

1.4.1 Mineralogía.

Los minerales de mena que forman el depósito son: plata en forma de argentita (Ag_2S) y en ocasiones en forma de hessita (Ag_2Te), El mineral de plata se encuentra diseminado en los planos de crucero de la galena. El plomo se encuentra como galena (PbS), y el zinc como marmatita una variedad de esfalerita (ZnFe)S, el cobre se presenta como calcopirita ($CuFeS_2$).
El depósito mineral de la Negra es de una mineralogía muy compleja, los minerales de tipo económico se encuentran en forma de sulfuros asociados a minerales de ganga como arsenopirita (FeAsS) y pirrotita (FeS).

En la zona de tactita, donde la mineralización se encuentra en forma diseminada, además de los minerales de ganga ya mencionados se encuentra calcita, cuarzo, en cantidades, menores andradita y grosularita.

2 PROCESO DE BENEFICIO ACTUAL

La sociedad recibe el abasto de metales que se obtienen a partir de complejas operaciones que se realizan en la Industria de la Minería. En general, para poder entregar metales esta industria realiza tres procesos:

- La explotación de un yacimiento mineral, en la cual se pueden emplear métodos de minado subterráneos o a cielo abierto (Open Pit), cuya selección depende de las características del yacimiento, de los criterios técnicos y económicos. Después de los tumbes de mineral, se obtienen fragmentos de roca, que permite su manejo y transporte.
- Proceso de Beneficio o de Concentración del Mineral. Los fragmentos de roca pasan por etapas sucesivas de trituración y molienda, para aplicar el mejor método de beneficio y lograr separar la mena (concentrado) de la ganga. Finalmente el concentrado se envía a plantas de tratamiento Hidrometalúrgico o Pirometalúrgico localizadas en el país o si es factible se exporta.
- Proceso Pirometalúrgico, Hidrometalurgico o combinación de ambos. En esta etapa separan las pocas impurezas que no fue posible separar por beneficio, y que acompañan al metal de interés, con procesos de tostación, calcinación, lixiviación y finalmente se obtiene el metal en lingote con una pureza mayor al 99% y se recuperan otros subproductos de valor comercial.

Lo escrito anteriormente permite resaltar la importancia de un proceso de beneficio. En este trabajo primero se describirá el proceso que se utiliza para tratar 1500 t/día con flotación diferencial, método que da buenas recuperaciones para el tipo de mineral procesado.

2.1 FUNDAMENTOS GENERALES DEL PROCESO DE TRITURACIÓN Y MOLIENDA

En todos los casos, la fragmentación de la roca consume gran cantidad de energía, la eficiencia durante la fragmentación es de alrededor del 1% respecto a la nueva superficie creada. Por esta razón es importante tener en mente los principios de la mecánica de fractura, para comprender los procesos implicados en la reducción de tamaño de la partícula, a pesar de que los procesos ocurren simultáneamente con otras partículas, cada partícula se fractura como resultado de los esfuerzos que se aplican. En la Figura 2.1 se resumen los tipos de fractura y como afecta el tamaño de la partícula.

La manera en que se fractura la partícula depende del esfuerzo y la forma en que se aplica, como mecanismos de fractura se pueden considerar: la *abrasión*, donde los esfuerzos son localizados y se fractura una pequeña área para dar como resultado partículas muy finas; la fractura de *crucero*, ocurre cuando la energía aplicada es suficiente para tensionar algunas regiones de la partícula hasta lograr la fractura y se obtienen pocas partículas de tamaño cercano al de inicio; la fractura por *estallido*, el esfuerzo a aplicar es mucho mayor que el necesario para efectuar la fractura, resultando un gran número de partículas de muy diversos tamaños.

Tipo de carga	Mecanismo de fractura	Distribución de tamaños de partícula
Impacto	Estallidos por fuerzas de tracción aplicadas a alta velocidad	Homogéneo
Compresión	Crucero	Partículas gruesas y algunos finos
Fricción	Abrasión por esfuerzo cortante superficial	Finos y gruesos

Figura 1.1 Representación de los tipos de fractura de la partícula y la distribución resultante de tamaño de los productos.

Un mineral puede considerarse frágil, es decir que la deformación es proporcional al esfuerzo aplicado hasta el momento en que ocurre la fractura, excepto en tamaños muy

pequeños (Griffith, 1920). El concepto que existe de propagación de grietas a partir de fallas diminutas preexistentes, tiene gran aceptación, considerando que la probabilidad de que existan es menor al disminuir el tamaño de la partícula (Oka y Majima, 1970).

Los minerales son materiales cuyos enlaces son iónicos y covalentes, además de que presentan una gran cantidad de defectos cristalinos, que de acuerdo con Griffith reducen la energía necesaria para la fractura, generalmente se fracturan sin que tengan la oportunidad de presentar una deformación plástica. Entre mayor sea el tamaño de una partícula mayor será la probabilidad de ocurrencia de defectos, por lo tanto la energía necesaria para la fractura será menor. Aplicando este principio para obtener tamaños de partícula pequeños, menor es la probabilidad de ocurrencia de defectos y mayor la energía necesaria para la fractura. La ocurrencia de estos mecanismos en procesos de trituración y molienda determinan la distribución de tamaños de partículas de sus productos.

Es vital mencionar que la determinación de la granulometría de un lote de material es un estudio muy importante, debido a que después de un proceso de trituración y de molienda el material tiene una heterogeneidad de tamaños. La elaboración de la curva granulométrica (Ver Figura 2.2), propuesta por A. M. Gaudin, para obtener el comportamiento del material sometido a diferentes esfuerzos permite determinar las condiciones óptimas para trabajar un lote de mineral

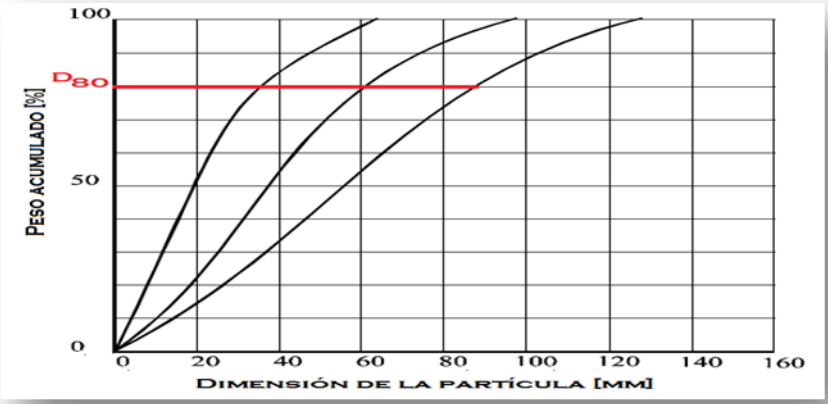


Figura 2.2 Curvas granulométricas.

Existen algunas otras clasificaciones de tamaños, que se usan para describir un lote en lo general, estas se resumen la Tabla 2.1

Tabla 2.1 Clasificación general de tamaños de partícula de uso industrial.

Nomkbre	Intervalo de tamaño	Trituración	Intervalo de tamaño	Molienda	Intervalo de Tamaño
Grueso	> 75 cm (30”)	Gruesa	15 cm (6”)	Gruesa	0.1 a 0.3 mm
Mediano	10 a 75 cm (4” a 30”)	Mediana	3 a 15 cm (1 ¼ ” a 6”)		
Fino	< 10 cm (4”)	Fina	0.5 a 3 cm (< 1 ¼”)	Fina	< 0.1 mm

La relación empírica entre la energía y la reducción de tamaño, ha sido estudiada por P. R. von Rittinger(1867), F. Kick (1885) y Fred. C. Bond (1951), siendo la de este último, la relación empírica que se aplica a un mayor número de minerales. En la Tabla 2.2 se resumen las importantes aportaciones de estos investigadores.

Tabla 2.2 Principales propuestas para la relación energía tamaño de partícula.

	Propuesta	Observaciones
Rittinger	El trabajo realizado en la desintegración es inversamente proporcional a los tamaños producidos, a veces también se expresa en función de la superficie creada.	Tamaño al que aplica Φ< 50 µm (Tamiz Tayler 270) $W\left[\frac{kJ}{kg}\right] = C_R\left[\frac{1}{diametro\ final} - \frac{1}{diametro\ inicial}\right]$ C_R, Constante de Rittinger, su valor depende de la forma de la partícula y del tipo de material.
Kick	El trabajo realizado para producir cambios análogos en la configuración de cuerpos geométricamente semejantes y de la misma materia varia con el volumen o la masa.	Tamaño al que aplica: ϕ > 50 mm (~2”) $W\left[\frac{kJ}{kg}\right] = C_K\left[ln\frac{diametro\ inicial}{diametro\ final}\right]$
Bond n = 1.5	Establece que existe una relación lineal entre el trabajo realizado para llevar a cabo la pulverización y la raíz cuadrada del tamaño de partícula.	Tamaño al que aplica 50mm > ϕ > 0.05 mm $W\left[\frac{kJ}{kg}\right] = C_B\left[\frac{1}{\sqrt{diametro\ final}} - \frac{1}{\sqrt{diametro\ inicial}}\right]$ $W[KW] = 10W_i\left[\frac{1}{\sqrt{diametro\ final}} - \frac{1}{\sqrt{diametro\ inicial}}\right]$ Wi [kWh/ton]
	Un valor fiable para el tamaño de partícula es el d_{80}. Este valor significa que el 80% (en masa) de la materia sólida tiene un tamaño de grano más pequeño.	

2.2 CIRCUITO DE TRITURACIÓN A 1500 TONELADAS POR DÍA.

Emplear una quebradora de quijada es con la finalidad de causar fracturas en el mineral al aplicar compresión, debilita el agregado cristalino, separándose en fragmentos más pequeños. Para partículas de gran tamaño es el método más práctico.

La descripción del circuito se realiza conforme al diagrama de flujo de la Figura 2.4. De manera breve el mineral que se recibe de la Mina, se clasifica para alimentarlo al circuito con un tamaño de 18" a 20", pasa por un proceso de trituración que lo reduce a 4".

Una combinación de clasificadores vibratorios y de bandas transportadoras, la trituradora secundaria trabaja en circuito abierto y la terciaria en cerrado hasta alcanzar e tamaño de -5/16" (9 mm) y pasar a ser almacenado en los silos de finos.

El proceso de trituración comienza cuando el mineral llega en camiones de 20 toneladas, desde las metaleras y rebajes, descargan a la parrilla, construida con viguetas de acero, formando un tamiz con una abertura de *18" x 20" (45.72 cm x 50.8 cm)*, el material de sobretamaño es reducido por un martillo hidráulico modelo BT200 marca Breaker Tecnology Inc (BTI).

El mineral al pasar la parrilla se almacena en una tolva que alimenta a la quebradora primaria de quijada marca Telsmith, de 25" x 40" (63.5cm x 101.6cm), con ayuda de un alimentador de placas. El material triturado tiene un tamaño de *-4" (10.1cm)*, la relación de reducción de la quebradora es de 5.

La descarga de la quebradora primaria cae en la banda transportadora TB00 de 30" (762mm), que lleva el material a la tolva de gruesos con capacidad de 240 toneladas, sobre ésta banda se encuentra un electroimán que retira el acero de desecho que acompaña a la carga.

En la boquilla de la tolva de gruesos se encuentra un alimentador de banda éste lleva a un alimentador grizzli que separan los finos para evitar que entren a la quebradora innecesariamente, las partículas mayores a 4" (10.1cm) son alimentadas a la quebradora secundaria de cono marca *Symons de 4' (121.9 cm)* cabeza estándar, los finos clasificados por la grizzly caen en la banda de 30" (76.2cm) TB01, junto con la descarga de la trituradora secundaria, con una granulometría de *-1" (25mm)*.

Montado en la banda TB01 se encuentra un electroimán, que retiene el acero de barrenación que no se ha logrado retirar en el electroimán de la etapa de trituración primaria.

La banda TB01 lleva la carga y alimenta dos cribas vibratorias Allis Chalmers de 6' x12' (182.0cm x 365.8cm)' identificadas como CV01 y CV02; donde la granulometría mayor a 5/16" (12mm) cae en la banda de 20" (50.8 cm) TB04, y alimenta a la *quebradora terciaria de* cono cabeza corta marca *Symons 5 ½' (167.6cm)*, triturando el material a un tamaño de *-5/16" (9mm)*.

El material que descarga la quebradora terciaria cae en la banda transportadora TB05 de 20" (50.8 cm) y esta descarga en la banda TB02 de 20" (50.8 cm), el material retorna a la banda TB01 donde se junta con las descargas de finos del alimentador grizzly y el producto de la trituración secundaria cerrando de esta forma el circuito de trituración.

El material fino menor a 5/16", que pasa por las cribas CV01 y CV02, llega a la banda TB03 de 25" (63.5 cm) que se encuentra en la parte superior de una batería de silos de finos con capacidad de 450 toneladas, y con ayuda de un alimentador móvil se distribuye la carga en cada uno de ellos según lo requiera la operación, estos tienen las denominaciones SF-A, SF-B y SF- C, en la boquilla de cada uno de los silos se encuentra un alimentador de bandas que proporcionan el mineral al circuito de molienda.

2.3 CIRCUITO DE MOLIENDA A 1500 TONELADAS POR DÍA.

Cuando la partícula mineral es grande, la energía necesaria para fracturarla es grande; pero la energía por unidad de masa es pequeña, por el contrario en partículas pequeñas la energía para fracturarlas es menor; pero la energía por unidad de masa es más elevada, por ello para tamaños pequeños de partículas se emplean molinos, por ser capaces de dispersar la energía en una área más grande con el uso de medios de molienda, predominando la fractura por estallido.

Inicialmente el circuito de molienda fue diseñado para una alimentación de 1000 t/día operando de esta manera hasta el año 2010 cuando incrementa su capacidad hasta 1500 t/día. En el diseño de operación a 1000 t/día éste comenzaba en un molino de bolas de

9’x11’ alimentado por dos silos de material fino, la pulpa de la descarga era enviada al ciclón primario de 20” de diámetro, por medio de una bomba para pulpas horizontal de 8” x 6”, los gruesos del ciclón primario eran enviados a un ciclón secundario de 15” de diámetro mediante una bomba centrifuga horizontal para pulpas de 5” x 4”, los gruesos regresan a la alimentación del molino para de esta forma cerrar el circuito. Las descargas de finos de ambos ciclones se unen por una línea de tubería, para alimentar los circuitos de flotación.

En el actual arreglo del circuito de molienda, el material ingresa con un tamaño de 5/16” por medio de alimentadores de banda en la base de los silos de finos, que descargan en la banda transportadora TB06, la alimentación es controlada por una báscula de pesaje continuo, descargando el material en la banda TB07 que alimenta el molino de bolas Allis Chalmers 9’ x 11’ donde el mineral se reduce, y llega a un cajón receptor en forma de pulpa, de ahí es enviada por las bombas centrifugas horizontales ASH 125 MCC denominadas BCH01 y BCH02.

La pulpa se envía a una torre de ocho ciclones de los cuales operan cinco, donde se selecciona el material, los gruesos son enviados a la alimentación del molino Taylor de 7½’ x 10’ donde se lleva a cabo una remolienda y la descarga de finos del ciclón es enviada a un tanque acondicionador de 10’ x10’ , la descarga del molino de 7 ½’ x10´ llega al cajón donde se mezcla con la descarga del molino primario para volver a ser clasificado en los ciclones, de esta manera se cierra el circuito de molienda.

2.4 CIRCUITOS DE FLOTACIÓN DIFERENCIAL Pb - Ag, Cu y Zn.

2.4.1 Fundamentos de flotación.

Una vez que el mineral ha pasado por procesos de trituración y molienda y se ha llegado al tamaño de liberación de las especies de la mena. Se emplea como método de concentración la flotación por burbujas.

El termino flotación, se refiere al proceso de concentración metalúrgica mediante el cual las partículas sólidas de diferentes minerales, previamente liberadas con superficie modificada de ser necesario , forman una pulpa en la que el agua proporciona el medio para que se dé la sorción entre el mineral y los reactivos, para una posterior interacción entre la fase mineral y aire separe la mena de los minerales sin interés, formando el desecho denominado “ganga” que se envía al depositó de jales.

La *mojabilidad* es la capacidad que da un líquido de extenderse sobre un sólido debido a fuerzas intermoleculares de cohesión y adhesión, la resultante de estas determina el ángulo que forma el líquido en la superficie sólida, cuando éste es muy pequeño, y el líquido es agua, la superficie es hidrófila o afín al agua porque su mojabilidad es alta, una superficie hidrófoba, significa que es repelente al agua y su mojabilidad es baja.

En flotación se desea, que la superficie del mineral sea hidrófoba, para esto se modifica la superficie agregando un reactivo denominado “Colector”, un compuesto orgánico que se “*adsorbe*” selectivamente sobre la superficie del mineral. Una parte de cada una de las moléculas del colector son iónicas (aniónicas o catiónicas) y pueden ser adsorbida por el mineral y la otra parte consiste de una cadena o grupo orgánico que le da el carácter hidrófobo, un ejemplo de estos compuestos son los Xantatos.

La *tensión superficial* es considera como la fuerza que actúa tangencialmente por unidad de longitud en el borde de una superficie libre de un líquido, que tiende a contraer dicha superficie, si se reduce la tensión superficial en el agua, en la interface aire- agua se evita la fusión o unión entre las burbujas, lo que permite la formación de una cama de espuma en la superficie, para lograr ese efecto se agregan agentes “espumantes” para producir burbujas capaces de ascender con partículas de mineral, sin romperse.

En la flotación se aprovechan estos tres principios fisicoquímicos, la mojabilidad de la superficie de las partículas, la adsorción y la tensión superficial, estos fenómenos que ocurren en una pulpa mineral, y con su adecuado control permiten que la mena que se alimenta responda de manera positiva a la concentración.

Figura 2.3 Imagen de una celda de flotación enfatizando la espuma. Cortesía de la Cía Minera “La Negra”, Maconí, Qro.

Para menas polimetálicas existen distintos tipos de flotación, la Bulk o a granel, en donde se recuperan a la vez las especies de la mena se obtiene un concentrado, la selectiva, donde se recuperan concentrados por separado de las especies minerales, en diferentes etapas. También se emplea la flotación inversa, en donde se eliminan los minerales de ganga o impurezas flotándolas y la mena permanece en la pulpa. La elección del tipo de flotación a emplear depende de las especies minerales que se encuentren presentes, del tipo de minerales en la ganga que pudieran contaminar la mena, y que posteriormente se puedan separar, de las leyes de cada una de los minerales de interés y de la factibilidad de obtener subproductos a bajo costo, las posibilidades técnicas que se tengan para lograr los concentrados, la respuesta positiva al proceso y a reactivos en pruebas de laboratorio y las condiciones de venta del concentrado final.

2.4.2 Circuito de flotación bulk.

En el diseño a 1000 t/día, se empleaba una flotación Bulk, obteniendo dos concentrados uno de Cu-Pb-Ag y otro de Zn.

En el circuito de Cu-Pb-Ag el producto fino de los ciclones era alimentado a un banco de cuatro celdas de 160 ft^3 tipo Denver D.R., donde se realizaba la flotación primaria, el concentrado se enviaba por una bomba centrifuga vertical para pulpas de 3½" x 48" a un bancos de limpias, de 8 Denver Sub A de 50 ft^3.

Los medios de la flotación primaria alimentaban dos bancos agotativos sucesivos, éstos concentrados junto con los medios de la limpia eran enviados por una bomba centrifuga horizontal de 5" x 5" al banco primario para enriquecerlo.

En el circuito de Zinc. Los medios del segundo agotativo de Pb- Cu- Ag pasaba a ser cabeza de éste circuito obteniéndose concentrado en un banco primario de 4 celdas de 160 ft^3, el concentrado se envía por gravedad a una serie de bancos de limpias que trabajan en cascada, la primera y segunda formada por dos bancos de 4 celdas Denver Sub A de 50 ft^3, la tercer limpia formada de dos celdas con mismas características que los anteriores bancos de limpias. Las colas del banco primario pasan a un banco agotativo que junto con los medios de la primer limpia se envían a la cabeza del circuito por medio de la bomba para pulpas de 2 ½" x 48". El concentrado de Zn es enviado a los espesadores. (Ver Figura 2.4).

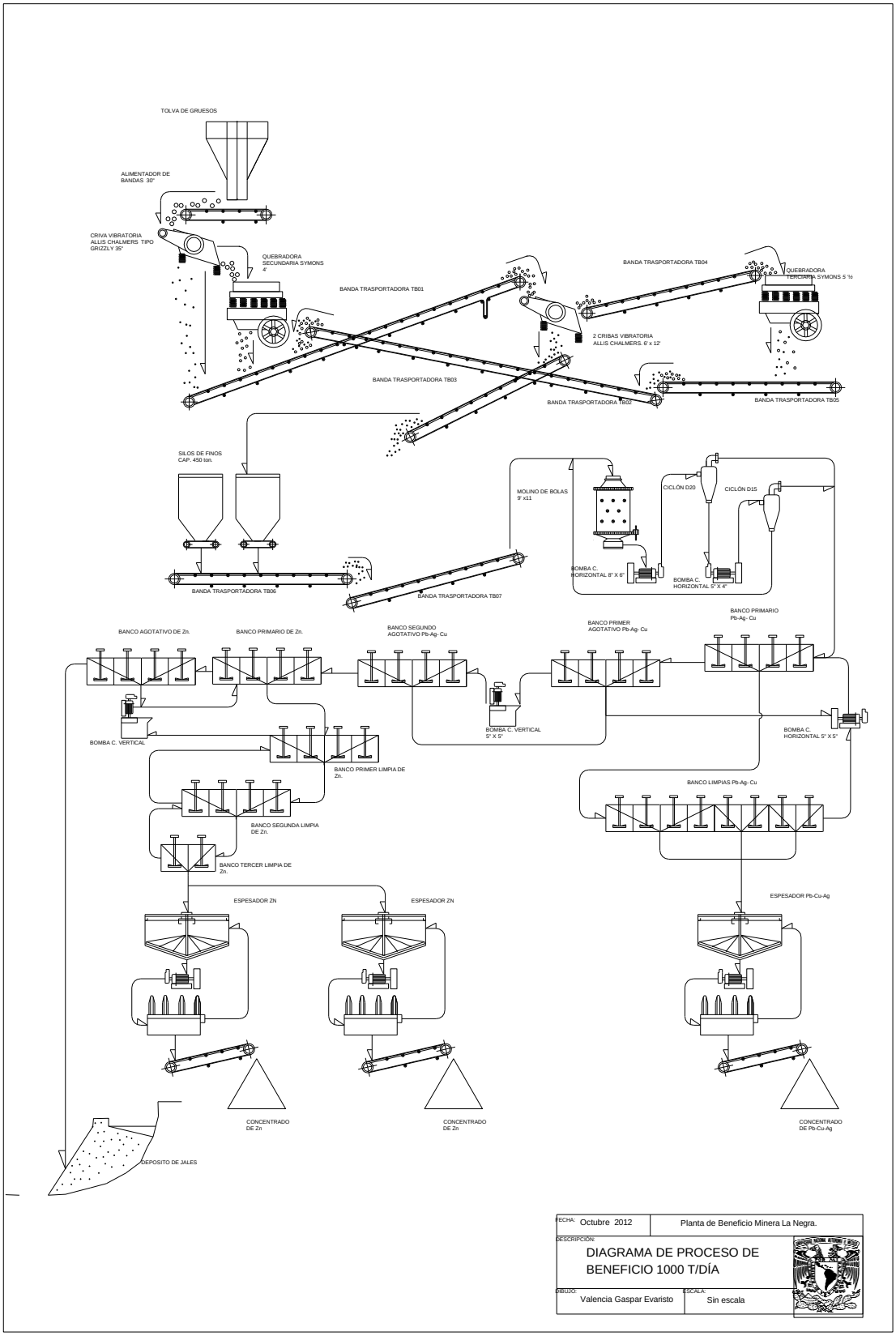


Figura 2.4 Diagrama que muestra los equipos para proceso de 1000 t/día.

2.4.3 Circuito flotación diferencial Ag - Pb 1500 [t/día]

Con el aumento de la capacidad de operación de la planta a 1500 t/día, se modificó el circuito de flotación Bulk y se cambio por uno de flotación diferencial para producir concentrados de Cu, Zn y Pb-Ag.

En la Figura 2.5 se muestra un diagrama general de la planta de flotación diferencial, desde la trituración hasta la flotación de los diferentes concentrados, en figuras posteriores se muestran las operaciones especificas por separado.

Una vez que el mineral pasa por molienda se envía a un tanque acondicionador, que alimenta por gravedad a dos celdas de flotación tipo tanque de 300 ft^3, donde se realiza la flotación primaria de plomo. El concentrado de Pb de esas celdas se une por una tubería de descarga hacia un cajón que alimenta a la bomba centrifuga vertical BCV02, para después pasar por una etapa de limpia en un banco de celdas 50 ft^3, los medios de la primera limpia son recirculados al primario a través de la bomba BCVS/N, el derrame pasa a una segunda limpia y una bomba de pulpas lleva el producto de la segunda limpia a un tanque de espesado.

Los medios de la segunda limpia se envían, por medio de la bomba vertical BCV02 a la primera limpia Pb.

El concentrado de plomo se envia por bombas para pulpas denominadas BCH10 y BCH10A a un filtro de cinco discos, en donde se obtiene el concentrado seco, que cae sobre la banda TB10, y es llevado hasta la zona de embarque.

2.4.4 Circuito flotación diferencial Cu 1500 [t/día]

El circuito de Cu es alimentado con los medios de la segunda celda tanque del primario de Pb, llega por gravedad al banco de seis celdas tipo sub A de 160 ft^3 cada una, los medios son enviados a un banco agotativo de cuatro celdas de 160ft^3, el concentrado de los bancos agotativo y primario, se envian por la bomba centrifuga vertical BCV03, al banco de limpias de cuatro celdas Denver tipo Sub A de 50ft^3, el concentrado de éste banco se

envía a una segunda limpia en dos celdas igual a las anteriores, los medios de la segunda limpia se retornan a la primera limpia a través de la bomba horizontal BCH03.

Los medios resultantes de la flotación agotativa del Cu, se convierten en la cabeza del circuito de flotación de Zn.

El concentrado de la segunda limpia, se envía a través de la bomba horizontal BCH04 hasta un tanque de espesado, y se alimentan por las bombas horizontales BCH11 y BCH11A a un filtro de discos, en donde se obtiene el concentrado seco, que cae sobre la banda TB11, y es llevado hasta la zona de embarque.

2.4.5 Circuito flotación diferencial Zn 1500 [t/día]

Los medios provenientes del banco agotativo del circuito de Cu se envía un tanque de acondicionamiento de 10' x 10', la pulpa se descarga por gravedad al banco primario de dos celdas tanque de 300 ft^3, los medios de primario pasan a una etapa agotativa formada por dos celdas de iguales características que el primario, los medios de ésta etapa va al depósito de jales.

El derrame del primario y la primera celda del agotativo se alimentan por medio de la bomba BCV20 al banco de cuatro celdas de 50 ft^3 que actúa como una primera limpia, el derrame de la segunda celda del agotativo se retorna a la cabeza del agotativo por medio de la bomba BCH6 para enriquecerlo.

La segunda y tercera limpia se compone de dos celdas Denver tipo Sub A de 50 ft^3, conectadas en forma de cascada, el derrame de la primera limpia alimenta la segunda limpia, y el de la segunda a la tercer limpia; todo por gravedad. Los medios de la tercera limpia se retornan a la segunda limpia por medio de la bomba BCH8, y los medios de la segunda a la primera limpia, los medios de la primer limpia regresan a enriquecer al banco agotativo. (Ver Figura 2.5 y 2.6)

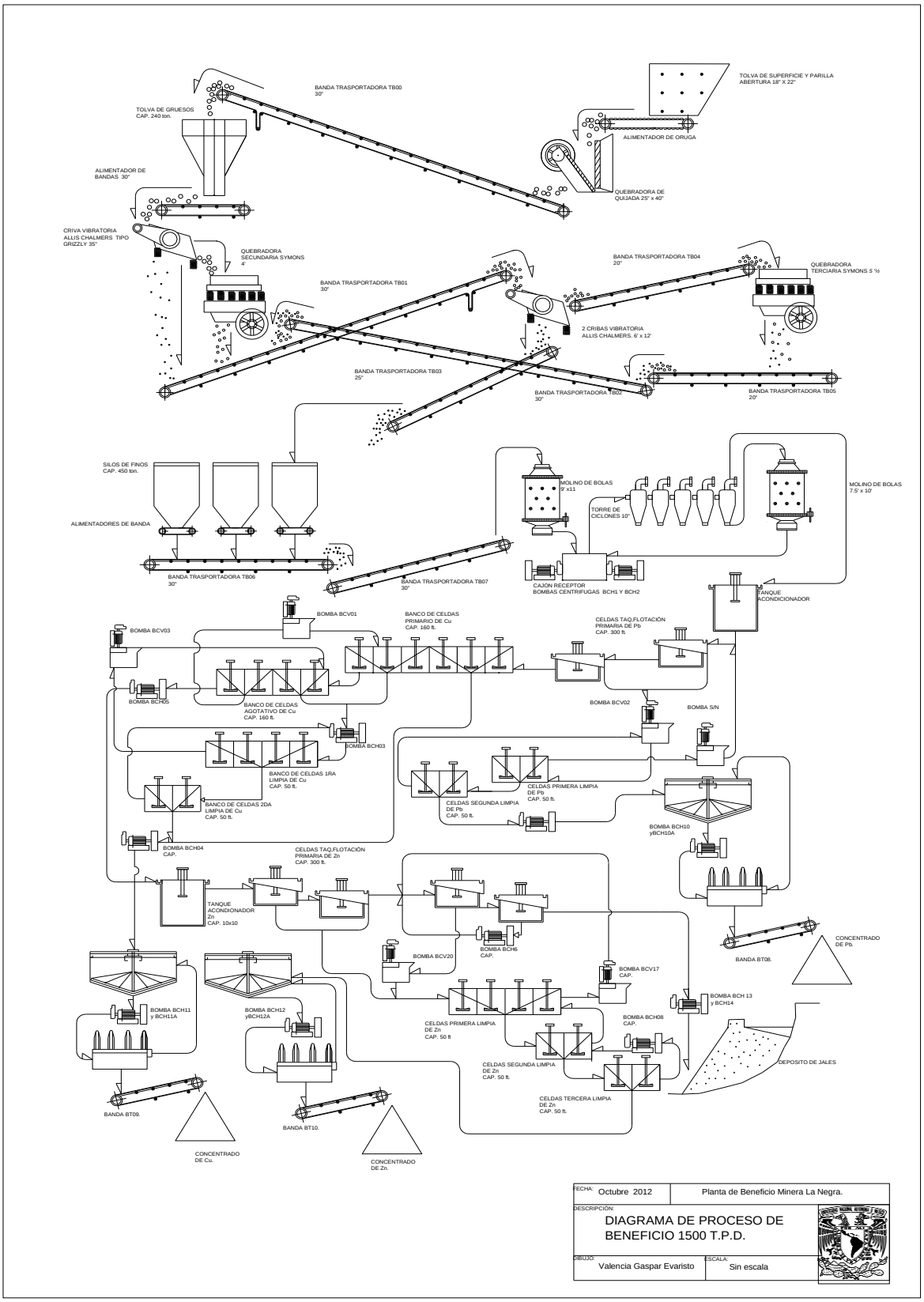


Figura 2.5 Diagrama que muestra los equipos para proceso de 1500 t/día.

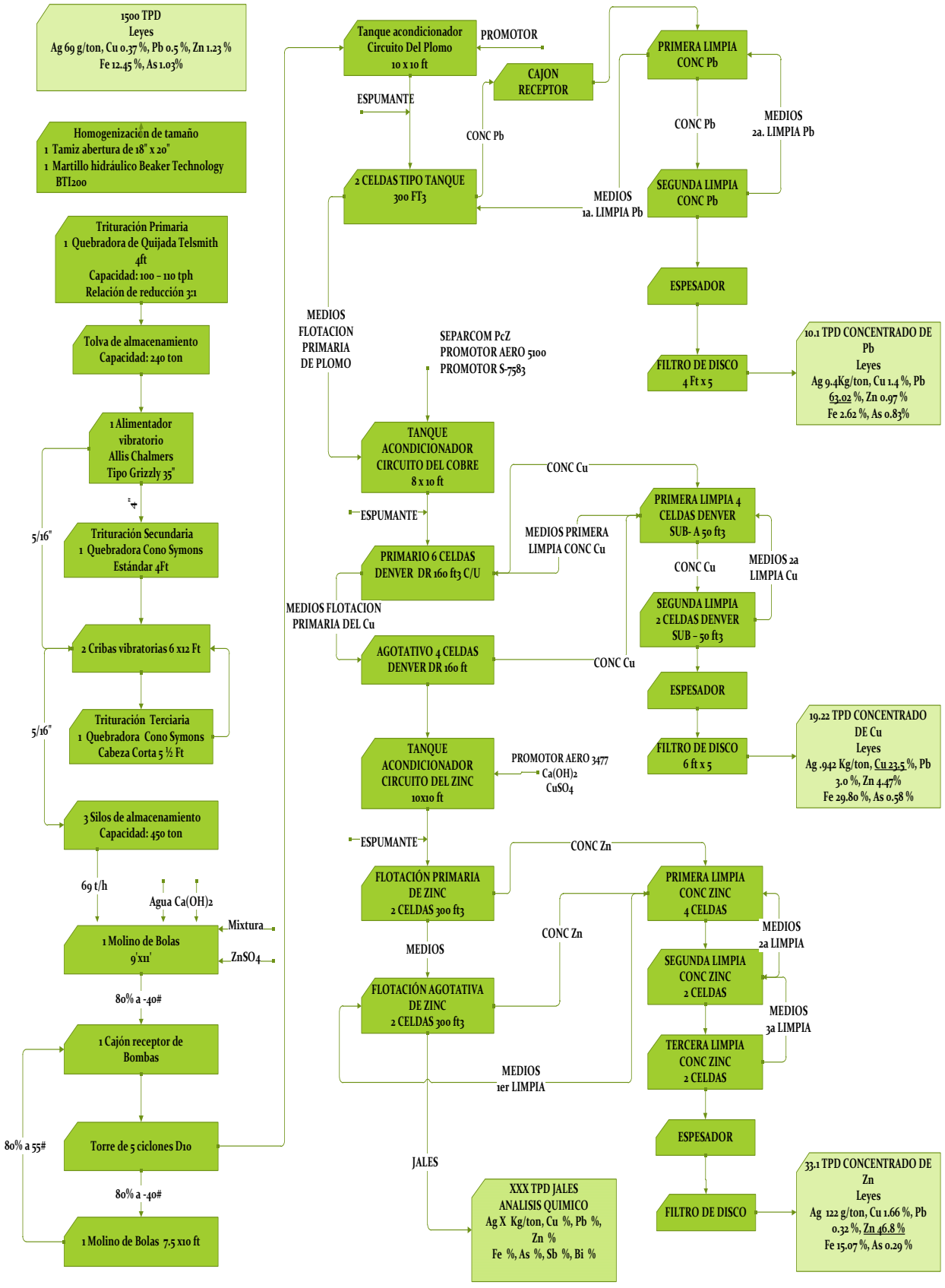


Figura 2.6 Diagrama que muestra cualitativamente los parámetros de operación a 1500 t/día.

2.5 REACTIVOS.

Nombre	Descripción
2.5.1 Hidróxido de calcio. Para control del pH.	Adición en: - Circuito de plomo, Galena, la literatura recomienda un pH de entre 8 y 9. Se adiciona en una solución en la alimentación del molino primario para obtener un pH de 8.4. - En el cajón que descarga las colas del circuito de cobre, el pH de flotación del circuito de Zn que se encuentra entre 8.5 a 9.0. - En ocasiones se emplea en dosificaciones bajas que van de 50 a 100 cm^3/min en celdas de limpias de Cu, cuando hay presencia de lamas de Fe. Consumo por tonelada de mineral 1000 g/ton en promedio. La disolución de la cal pura en agua fría es aproximadamente 1.4 gramos de Óxido de Calcio por litro de agua.
2.5.2 Mixtura. **El cianuro de Sodio es un fuerte depresor de pirita (FeS_2), Arsenopirita (FeAsS) y esfalerita (ZnS) y en dosificaciones altas deprime la Calcopirita ($CuFeS_2$), El sulfato de Zinc actúa como depresor de la Esfalerita y Marmatita.**	La mixtura o "complejo" es una mezcla de Sulfato de Zinc y Cianuro de sodio, se prepara en una proporción de 80:20 a una concentración de 20% en volumen de la solución. Disueltos en un tanque agitador, Adición en: - Alimentación al molino. La dosificación depende de la ley de cabeza alimentada y oscila de 1500 hasta 3000 cm^3/min de solución, con la finalidad de mantener deprimidas las especies contaminantes en el concentrado de Pb, así como a la calcopirita. En ocasiones se emplea en dosificaciones bajas que van de los 50 a 150 cm^3 de solución en la primer limpia de Cu, y agotativo de Cu, cuando la contenido de Fe en la cabeza es muy alto por arriba de 12%, aunque corre el riesgo de deprimir a la Calcopirita elevando el contenido de Cu en las colas.
2.5.3 Sulfato de zinc. **Deprimir los minerales de zinc**	Adición en: - Alimentación del molino, para dar tiempo de acondicionamiento antes de entrar a flotación El sulfato de zinc es adicionado en forma de solución al 15% en la alimentación, aun cuando la mixtura adicionada contiene sulfato de zinc, no es suficiente para deprimir por completo el mineral de zinc. La dosificación se encuentra en un rango de 1800 – 2100 cm^3 depende de la cantidad de Zn en la cabeza alimentada.
2.5.7 Separcom ®. Pcz **Este reactivo tiene tres efectos en la pulpa.** **- Al salir del circuito de Pb reduce el pH a 7.3-7.6 para la flotabilidad de la calcopirita.** **- Destruye el complejo de cianuro que deprime al Cobre** **- su contenido de SO_2, sulfura la superficie de la calcopirita mejorando su capacidad para flotarla.**	Adicionado en: - El acondicionador de Cu El Separcom ®pcz, es un líquido de amarillento a verdoso, con ligero olor a dióxido de azufre, totalmente soluble en agua. Es una mezcla de bisulfito de amonio y sales de amonio, a una concentración de 65% de activos. Con un contenido de 41.0– 43% de SO_2, con una densidad de 1.35 a 1.36 g/ml, con un rango de pH de 4.65 a 5.20.
2.5.8 Sulfato de cobre. **Activación de esfalerita y marmatita**	Adicionado en: - El tanque acondicionador del circuito de Zn. La solución de Sulfato, su dosificación varía de 1200 a 1500 cm^3/min de solución. También actúa como activador de minerales que han sido deprimidos por el empleo de cianuro, tales como la calcopirita, pirita y arsenopirita, por ello la importancia del control de su dosificación, para evitar

	promover impurezas.
Nombre	Descripción
2.5.4 Promotor AERO ® 5100 **Principal uso es en la flotación de Cu, pero también promotor de Zn y en menor grado de Pb**	Adicionado en: - el acondicionador de Cu, donde se adiciona entre 8 y 12 ml/min Este promotor es un Tionocarbamato modificado en Isoabutanol y butano, con la incorporación de un grupo álcali. Su adición es para garantizar la flotación de Cu, aunque su control también determina la cantidad de Zn en el concentrado de Cu.
2.5.5 Promotor ® S-7583. **colector de sulfuros de Cu, Zn, Pb, que ofrece gran selectividad** **Empleado como promotor tanto en el circuito de Pb con en el Cu**	Adicionado en - adicionado en los acondicionadores de Pb y Cu, en c/u de los circuitos, Es una versión del reactivo 3418 de bajo costo, es un Ditiofosfinato de sodio modificado. La dosificación varía de 20 a 25 ml/min en el Pb y 25 a 30 ml/min en el circuito de Cu. Se emplea este reactivo en sustitución del promotor Aero ® 5100 en el circuito de Cu, el Promotor ® 7583 ofrece mayor recuperación pero menor grado.
2.5.6 Promotor Aero ® 3477. **Empleado como colector selectivo de Cu y activador de minerales de Zn, cuando existe presencia de sulfuros de Fe**	Este reactivo es un líquido color ámbar, es un ditiofosfato diisobutil sódico. La dosificación de este promotor se realiza en el acondicionador de Zn y varía de 3 a 5 ml/min, dependiendo del valor del Zn en cabeza.
2.5.9 Espumante.	El espumante empleado es un alcohol Metil isobutl Carbinol $(CH_3)_2CHCH_2CH(OH)CH_3$ o MIBC, adecuado para la flotación de minerales sulfurados, la velocidad de espumado es mayor que la obtenida con otro tipo de espumante y permite un control adecuado de proceso ya que no tiene características colectoras. [6] Se presenta de forma líquida con un leve olor a alcohol, la adición se realiza en los puntos de descarga de los acondicionadores de los circuitos de Pb y Cu, con una dosificación que varía de 10 a 20 cm^3/min dependiendo de la calidad de la burbuja.

2.6 ESPESADO Y FILTRADO.

La sedimentación es la separación de partículas sólidas en suspensión en un líquido, por efecto gravitacional. Las pulpas de concentrado, obtenidas por el proceso de flotación, son una suspensión, y se requiere que se tenga un porcentaje de sólidos alto para el proceso de filtrado, con esto el volumen de pulpa a tratar es menor.

Los espesadores que se emplean son cilíndricos, de 30 pies (9.1 m) de diámetro, 10 pies (3.05 m) de profundidad, con brazos mecánicos para el arrastre del concentrado, la alimentación entra por un pozo central y el líquido clarificado derrama por un canal lateral, que descarga a bombas que lo envían a la presa de Jales.

Los filtros son de discos (medio filtrante), marca PIPSA. Para los concentrados de Cobre y de Zinc son de 6 pies (1.83m) con cinco discos y de 4 pies (1.22) con cinco discos para el de Plomo. La pulpa remanente de la operación de filtrado se regresa al espesador respectivo.

Los concentrados finales caen por medio de los chutes que se localizan por debajo de los filtros de las bandas transportadoras de 20”, que llevan el concentrado con una humedad menor al 10% a los patios de concentrado final.

2.7 DEPOSITO DE JALES

Los jales resultantes se bombean (2 bombas centrifugas accionadas por motores de 50 HP) a una tubería de 6” de diámetro (15.24 cm), venciendo una cabeza dinámica de 183 ft (56 m), hasta el depósito de jales número cinco.

La construcción de la presa es por el método de aguas arriba, donde antes de ser depositados los jales, son clasificados por medio de un ciclón de 15”, con las arenas se construye la cortina y los finos son depositados en el vaso de la presa.

La pulpa se alimenta con 30 – 35 % de sólidos y las arenas que descarga el ciclón se encuentran por arriba del 85 % de sólidos, el mayor contenido de agua es en los finos, la pendiente lleva el agua a la playa donde se clarifica, y por el sistema de drenaje de la presa la lleva a dos cárcamos de almacenamiento, donde dos bombas centrifugas recirculan el agua, por medio de una tubería de 6” al tanque número dos, ubicado en el área de Trituración Primaria.

3 BALANCES DE MATERIA Y PARÁMETROS DE OPERACIÓN

Un balance de materia o de energía, nos permite definir los flujos en los puntos de entrada y salida en cada una de las etapas de un proceso, con ello identificar los parámetros de alimentación y descargas en cada punto y de esta forma establecer las capacidades adecuadas de los equipos.

Como primera tarea se considera detallar el diagrama que se mostró en la Figura 2.5 en el que se muestra el equipo y sus dimensiones, para identificar la dirección de los flujos y la relación que existe entre cada uno de ellos, debido a que se parte de un diseño en que se encuentra operando. Como segundo, trazar el diagrama que se muestra en Figura 2.6 que indica las cantidades e identificar los puntos del proceso en los que había que realizar mediciones. La Figura 3.0 muestra los puntos de tomas de muestra para la operación de trituración.

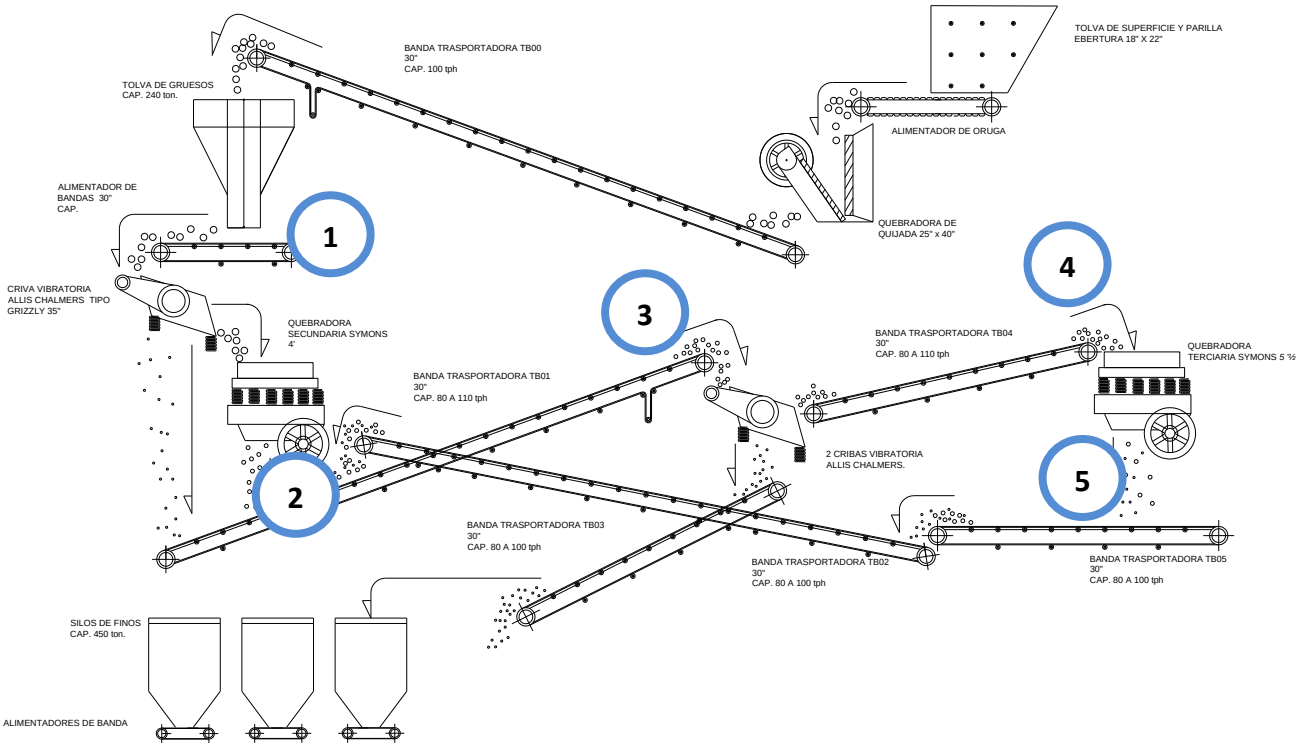


Figura 3.0. Diagrama de trituración, mostrando los puntos de toma de muestra.

3.1 DETERMINACIÓN DE LA GRANULOMETRÍA DEL CIRCUITO DE TRITURACIÓN.

Para la caracterización se realizó un muestreo en los puntos de alimentación - descarga para definir parámetros del circuito de trituración secundaria y terciaria.

El muestreo se hizó de forma manual, en un periodo de tiempo de una hora, tomando dos cortes cada quince minutos, en la cascada de las bandas. Se homogenizó la muestra total y se dividió por el método de cono cuarteo, hasta obtener muestras representativas; se eliminó el contenido de humedad secando a 145°C.

Para cada una de las muestras se llevó a cabo un análisis granulométrico, con la finalidad de obtener la fracción de cada tamaño, y poder calcular el valor de carga circulante, que será el equivalente a la alimentación de la quebradora terciaria.

A continuación se presentan los resultados de los análisis granulométricos:

Tabla 3.1 Distribución granulométrica, de la descarga de quebradora de cono secundaria (2).

Malla [in]	Peso [g]	% Peso	Acumulado (-)
+1	1487.0	59.3	100
-1 +3/4	222.3	8.9	40.7
-3/4 +5/8	89.6	3.6	31.8
-5/8 +1/2	103.8	4.1	28.2
-1/2 +3/8	84.5	3.4	24.1
-3/8 +5/16	234.0	9.3	20.7
-5/16	285.2	11.4	11.4
	2506.4	100.0	

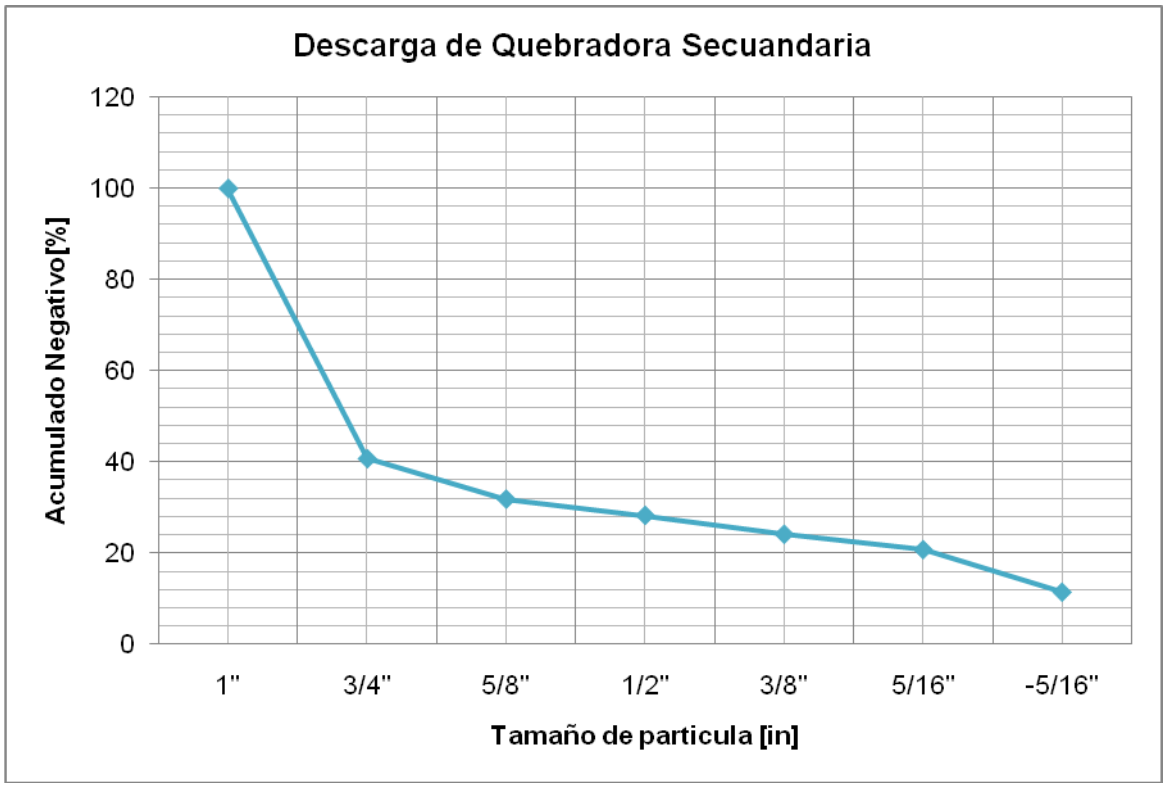


Figura 3.1 Distribución granulométrica de la descarga de la quebradora de cono secundaria (2).

Tabla 3.2 Distribución granulométrica de alimentación a las cribas vibratorias, que abastecen a los silos de finos (3).

Malla [pg.]	Peso[g]	%Peso	Acumulado (-)
+1	323.4	12.8	100
-1 +3/4	44.3	1.8	87.2
-3/4 +5/8	77.8	3.1	85.5
-5/8 +1/2	107.7	4.3	82.4
-1/2 +3/8	264.2	10.4	78.1
-3/8 +5/16	1103.0	43.6	67.7
-5/16	609.7	24.1	24.1
	2530.1	100.0	

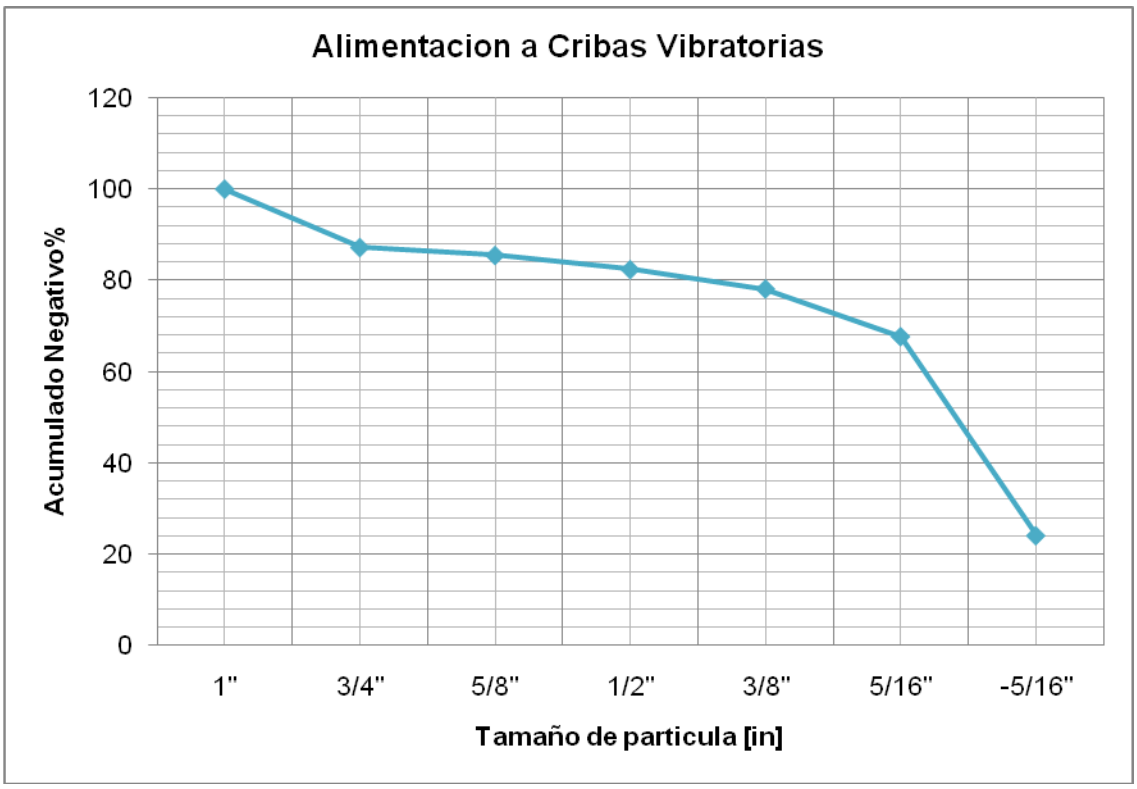


Figura 3.2 Distribución granulométrica de alimentación a las cribas vibratorias, que abastecen a silos de finos (3).

Tabla 3.3 Distribución granulométrica de descarga de quebradora de cono terciaria (5).

Malla [in]	Peso [g]	Peso[%]	Acumulado (-)
+1	0.0	0.0	100
-1 +3/4	79.8	5.2	100.0
-3/4 +5/8	43.2	2.8	94.8
-5/8 +1/2	98.0	6.4	92.0
-1/2 +3/8	275.7	17.9	85.6
-3/8 +5/16	756.4	49.2	67.7
-5/16	285.2	18.5	18.5
	1538.3	100.0	

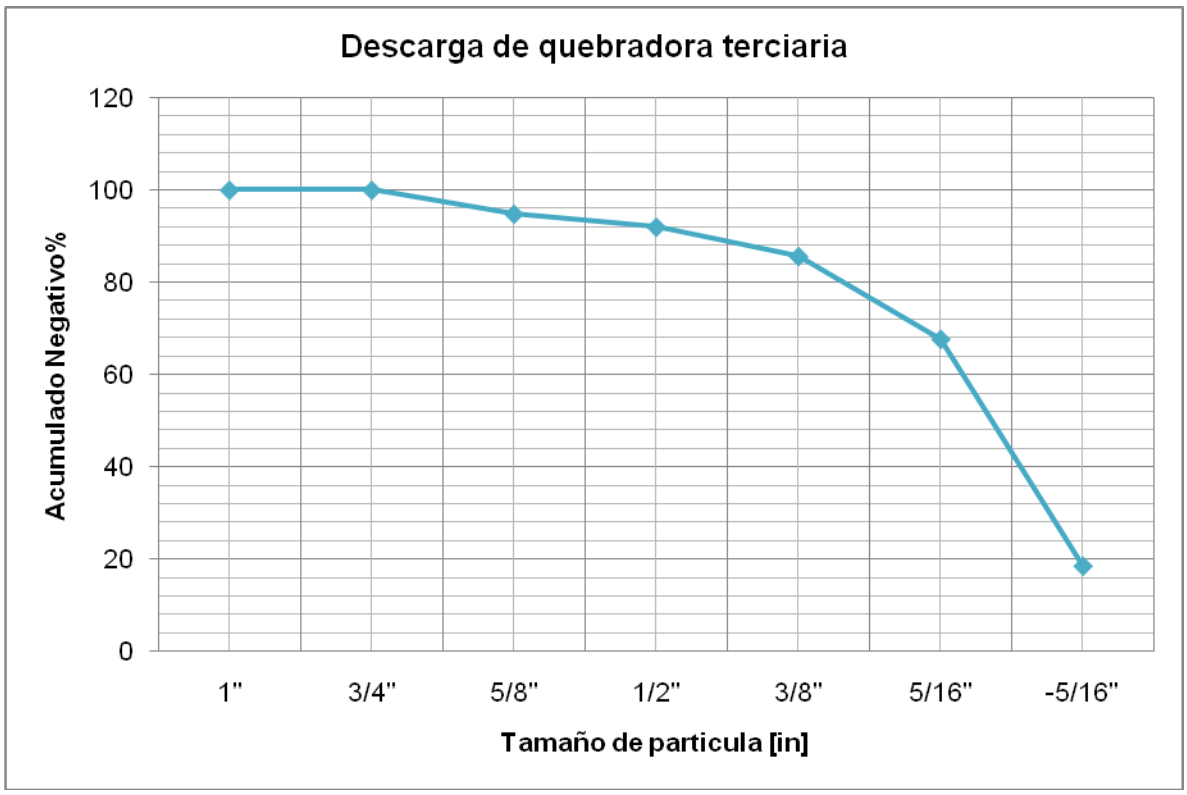


Figura 3.3 Distribución granulométrica de descarga a quebradora de cono terciaria (5).

Tabla 3.4 Distribución granulométrica alimentación a quebradora de cono terciaria (4).

Malla [in]	Peso[%]	%Peso	Acumulado (-)
1"	234.9	13.6	100
3/4"	164.4	9.5	86.4
5/8"	99.2	5.7	76.9
1/2"	186.2	10.8	71.1
3/8"	303.5	17.6	60.4
5/16"	689.1	39.9	42.8
-5/16"	50.2	2.9	2.9
	1727.5	100.0	

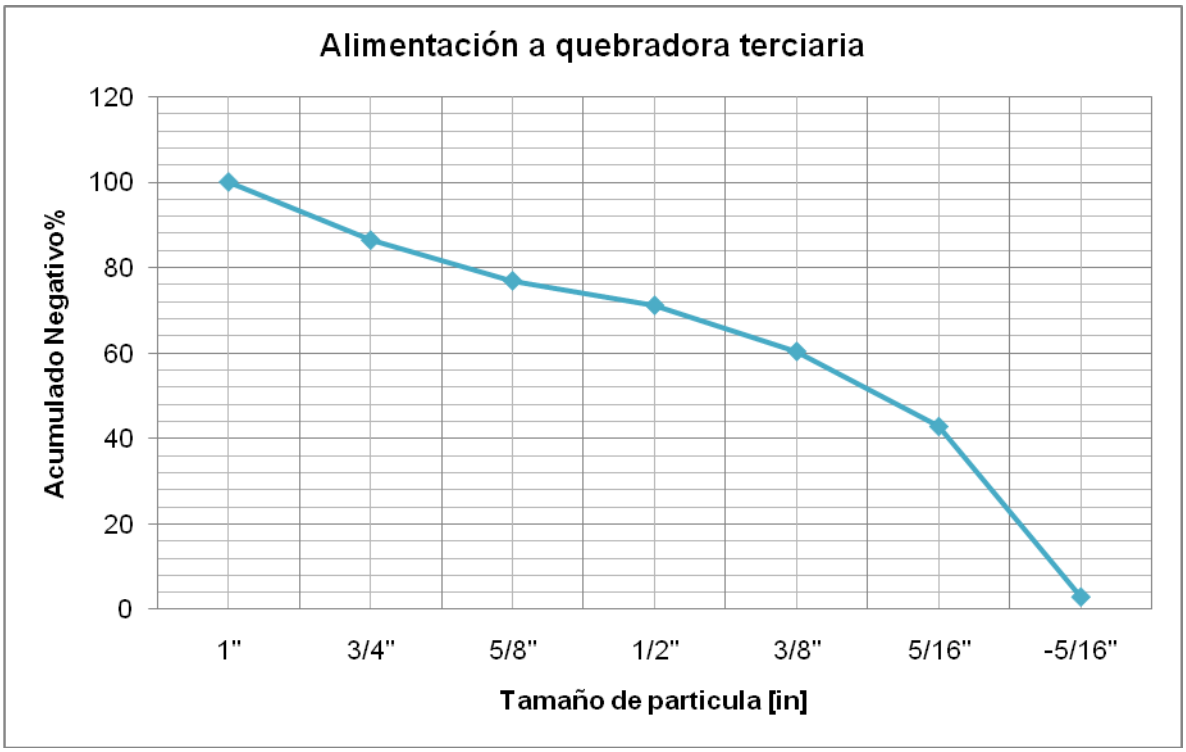


Figura 3.4. Distribución granulométrica de alimentación a quebradora de cono terciaria (4).

3.1.1 Estimación de carga circulante de trituración.

Todo el material que se alimenta al circuito de trituración debe reducirse a menos 5/16" para ser enviado a molienda, el material que no alcanza pasar por las cribas vibratorias se recircula. Para la estimación de carga circulante se considera una alimentación promedio a la quebradora secundaria de 84 t/h triturando 18 horas por día.

Tabla 3.5 Balance de sólidos del circuito de trituración secundaria y terciaria.

Ciclo	Alimentación a banda TB01 [t/h]	Finos de cribas[t/h]	Alimentación a quebradora terc. [t/h]
1	84.00	17.39	66.61
2	150.09	62.48	88.13
3	172.13	77.05	95.08
4	181.32	81.76	97.32
5	182.05	83.27	98.05
6	182.28	83.77	98.28
7	182.36	83.92	98.36
8	182.38	83.98	98.38
9	182.39	83.99	98.39
10	182.39	84.00	98.39
11	182.39	84.00	98.39
12	182.39	84.00	98.39

En la Tabla 3.5 se muestra el balance de sólidos, basado en los resultados del análisis granulométrico de la sección anterior, considerando una eficiencia de las cribas vibratorias del 80%, el circuito se estabiliza hasta el décimo ciclo, en éste punto la alimentación inicial del primer ciclo ha salido del circuito a un tamaño de 5/16”.

La quebradora terciaria, debe de tener capacidad para procesar al menos 98.39 t/h. La alimentación a la banda TB01 incluye la descarga de la quebradora terciaria y se suma a la nueva alimentación, proveniente de la descarga de la quebradora secundaria, es mayor al resto de las bandas ya que ésta es la que transporta la carga circúlate del circuito. Debe de tener una capacidad mínima de:

$$84 \times 2.17 = 182.39 \text{ t/h.}$$

El factor de carga circulante es de 217% del valor de la alimentación.

3.2 ESTIMACIÓN DE CARGA CIRCULANTE DE MOLIENDA.

De igual forma es necesario realizar el balance de sólido- pulpa del circuito de molienda para la obtención de la carga circulante, debemos de considerar que en el molino secundario se encuentra en circuito cerrado.

En un circuito cerrado se conoce como factor de carga circulante, la razón que existe del tonelaje original alimentado, entre el tonelaje que sale del clasificador como carga gruesa y que retorna al circuito para remolienda.

El molino de 7.5 ft x 10 ft, realiza la remolienda, alimentado por el material previamente clasificado por los ciclones, y considerando una alimentación de 1500 t/día secas.

Se tomo el promedio de valores de porcentaje de sólidos en peso (*Cw)* de la alimentación y descarga, en el molino primario, molino secundario y torre de ciclones. El factor de carga y la carga circulante se obtienen con las expresiones 3.1 y 3.2.

$$F.c. = \frac{D_A - D_C}{D_B - D_A} \qquad (3.1)$$

Donde:

C.c. = Carga circulante.

F.c. = Factor de carga circulante.

F= Alimentación a molino primario.

D_A= Dilución de descarga de molino primario, en % de sólidos.

D_B= Dilución de descarga de molino secundario, en % de sólidos.

D_C= Alimentación a la torre de ciclones, en % de sólidos.

$$F.c = \frac{0.80 - 0.69}{0.85 - 0.80} = 2.2 \quad (220\% \, de \, carga \, circulante) \qquad (3.2)$$

Se ajusta o compensa el factor de carga circulante a 250% del valor de la alimentación, para asegurar los ajustes provocados por ligeros cambios en la granulometría de la carga, por lo cual el valor de *C.c* se estima a partir de la ecuación 3.3.

$$C.c. = Fc * F = 1500\ t.p.d. * 2.5 = 3\ 750\ \ t/\text{día} \tag{3.3}$$

3.2.1 Balance sólido-pulpa de circuito de molienda.

La alimentación diaria al molino debe ser 1500 toneladas secas de mineral, si se considera una humedad del 3% tenemos que alimentar 1546 toneladas de material, es decir alimentación mínima de 65 ton/h.

Para lograr una pulpa con 80% de sólidos en el derrame del molino primario se necesita alimentar 76 gpm de agua y la pulpa resultante será de 196 gpm como lo muestran los siguientes cálculos.

Del volumen total restamos el volumen de agua contenida en el material y obtenemos el agua adicionada en la alimentación del molino primario.

$$P_{pulpa} = \frac{P_{sol}}{\%solidos} = \frac{1500\ ton/día}{0.80} = 1875\ ton\ /día \tag{3.4}$$

$$P_{agua} = P_{pulp} - \ P_{sol} = 1875\ - 1500 = 375\ ton/día \tag{3.5}$$

$$P_{agua} = V_{agua} \quad ;87\ gpm \tag{3.6}$$

$$V_{sol} = \frac{P_{sol}}{\rho} = \frac{1500\ ton/dia}{3.2\ ton/m^3} = 469\ \ \text{m}^3/\text{día} \tag{3.7}$$

$$V_{pulp} = \ V_{agua} + V_{sol} \tag{3.8}$$

$$V_{pulp} = \ 375 + \ 469 = 844\ \ \text{m}^3/\text{día} \qquad ; \quad 196\ gpm$$

El resto de los puntos se calcula empleando las mismas expresiones, hay que considerar que en la alimentación de sólidos al molino secundario será el valor de la carga circulante obtenido en la sección anterior.

La adición de agua en el cajón que alimenta la pulpa a la torre de ciclones se obtiene de la diferencia de la cantidad de agua contenida en la pulpa, y la contenida en la pulpa de descarga del molino primario y además el agua de la pulpa que descarga el molino secundario.

En la Tabla 3.6 se muestra el resumen del balance de pulpa del circuito de molienda. La Figura 3.5 muestra los puntos de control del proceso de molienda y se puede apreciar que el molino 9’ x 11’ se encuentra en circuito abierto, mientras que el molino 7.5’ x 10’ trabaja en circuito cerrado.

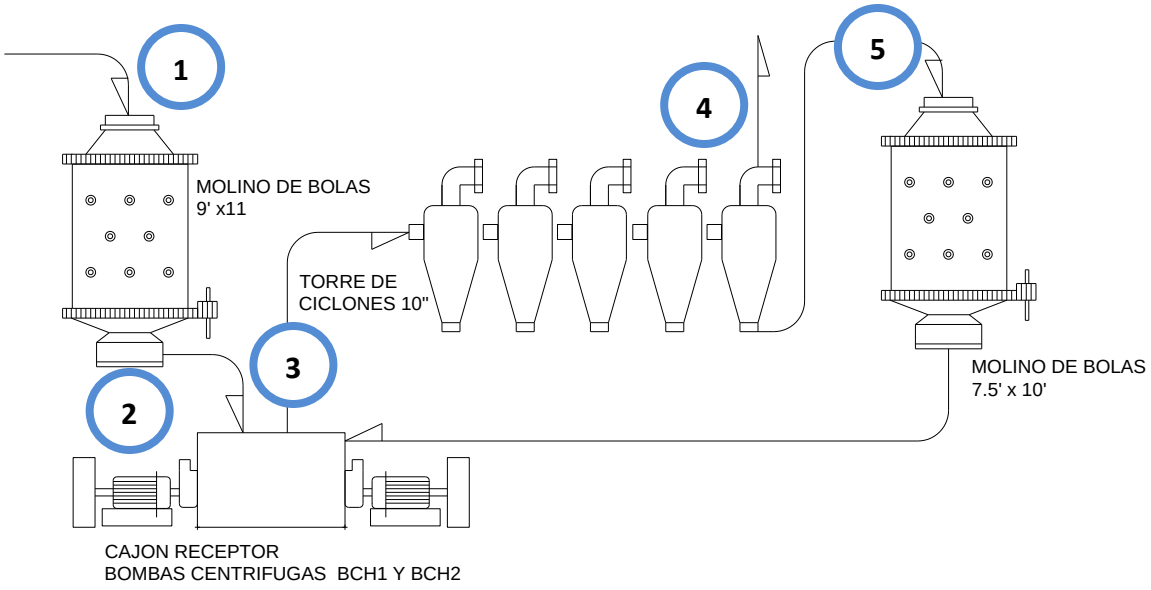


Figura 3.5. Diagrama de circuito de molienda 1500 t/día.

Tabla 3.6 Balance sólido - pulpa del circuito de molienda

	Volumen de pulpa [gpm]	%Sólidos	Sólidos	Agua	Agua adicional
Alimentación molino 9' x11'	----	97.00	1500	11	76
Descarga molino 9' x 11	196	80.00	1500	87	----
Alimentación a ciclones	927	69.00	5250	547	240
Alimentación molino 7.5 x 10	425	85	3750	153	30
Descarga de finos de ciclones	501	47	1500	392	----

3.3 BALANCE SÓLIDO - PULPA CIRCUITO DE FLOTACIÓN.

La importancia de conocer la cantidad de pulpa en cada una de las etapas de los circuitos de flotación nos da la pauta para definir las características más adecuadas de los equipos de bombeo, tuberías, cajones y celdas.

Para identificar los valores de operación se necesita muestrear en cada una de las celdas, de la alimentación, el derrame y los medios, obtener su dilución y analizar cada muestra, para identificar los elementos de importancia en cada etapa.

La pulpa proveniente de la molienda alimenta al circuito de Pb con un porcentaje de sólidos de 47, y ley de cabeza promedio de 0.45% de Pb.

El derrame en la primera celda tanque tiene ley de 21.80% de Pb, y los medios con ley de 0.12 % de Pb.

Para obtener la cantidad de sólidos del derrame, se emplea la expresión 3.9

$$Ton\ conc = Tonelaje * \frac{Ley\ de\ cabeza - Ley\ de\ medios}{Ley\ de\ conc - Ley\ de\ medios} \quad (3.9)$$

$$Ton\ conc = 1500\ ton * \frac{0.45 - 0.12}{21.80\ - 0.12} = 22.69\ ton/dia$$

La pulpa inicia en la primera celda tanque tipo Wemco, pero también recibe la alimentación que retorna de los medios del banco de la primera limpia, por lo tanto la cantidad de pulpa será el resultado de la suma de ambas; la ley promedio de la alimentación se calcula como un compósito. En cada etapa se deben de considerar todas las alimentaciones y descargas.

En las Tablas 3.7, 3.8, 3.9 se muestran el resumen del los balances de cada circuito de flotación.

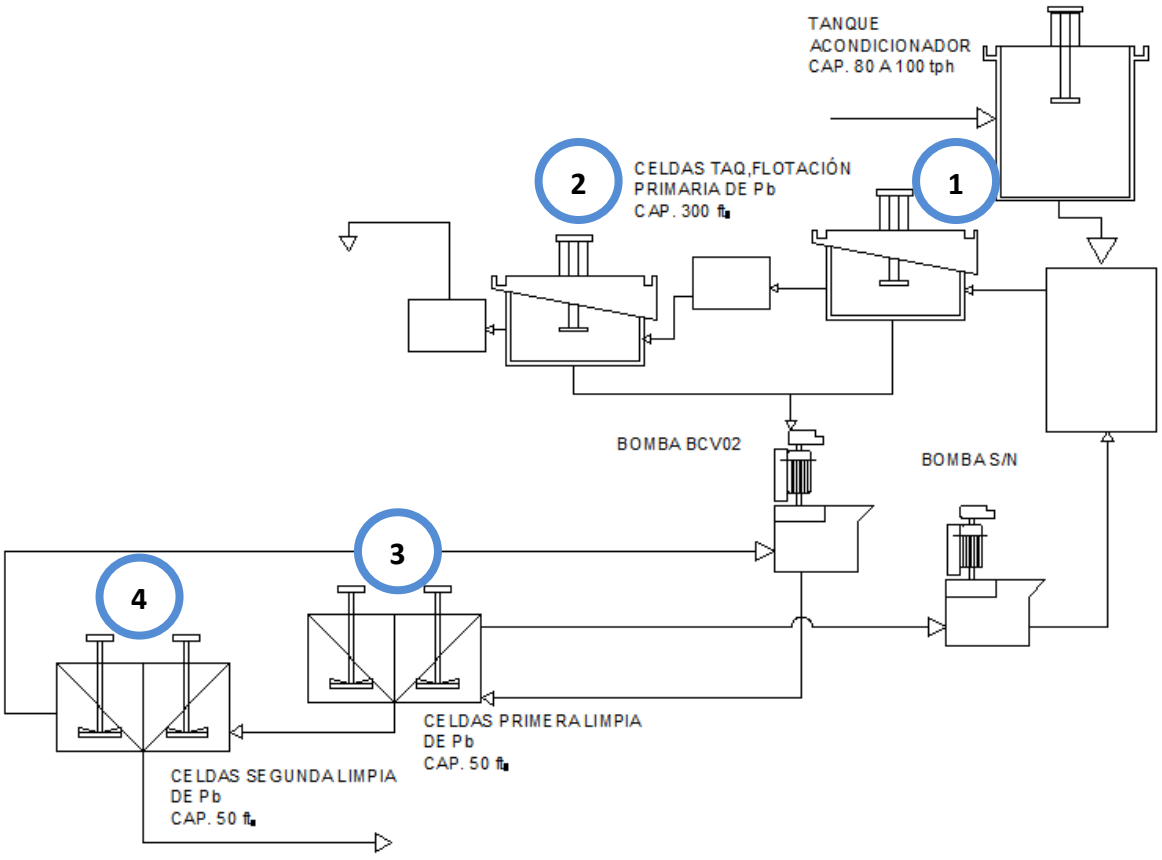


Figura 3.6 Diagrama del circuito de flotación de Pb.

Tabla 3.7 Balance de sólido - pulpa del circuito de flotación de Pb.

	%Sólidos	Sólidos	Ley de concentrado	Sólidos de concentrado
Primario de Pb	47.00	1535	21.80	34.94
Segundo primario de Pb	46.82	1500.56	13.28	10.64
Primera limpia	25.00	45.6	62.92	10.07
Segunda limpia	18.00	10.7	63	10,05

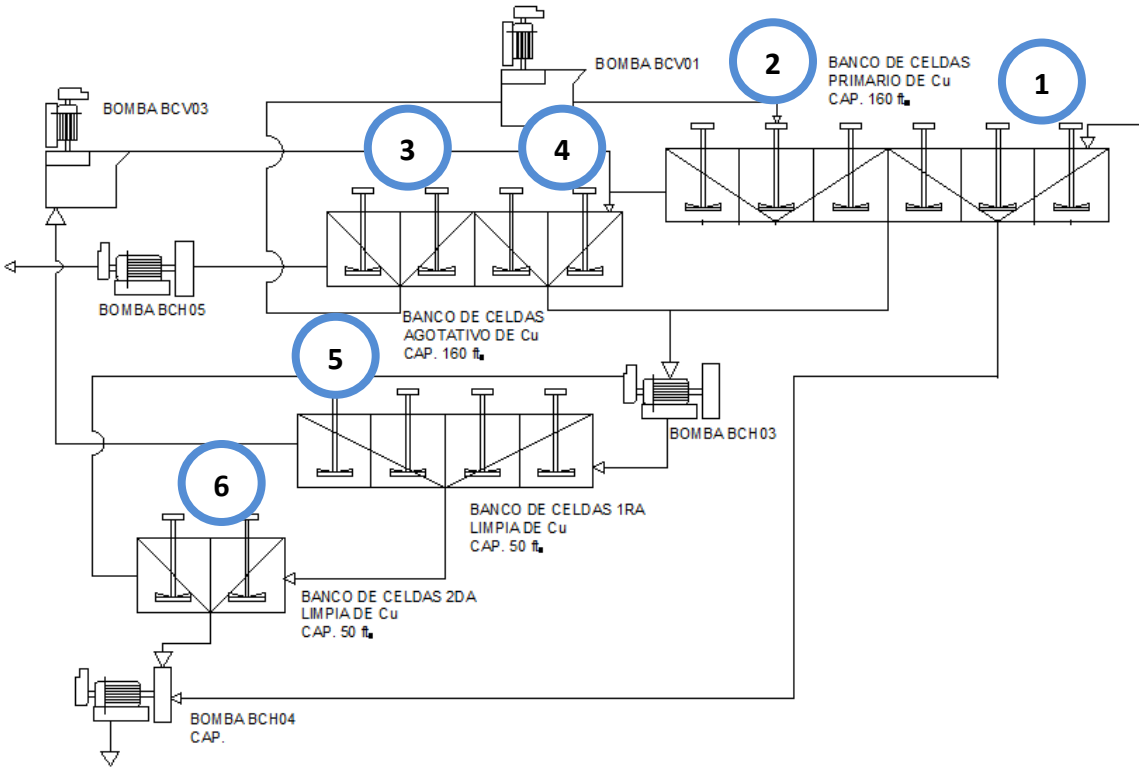


Figura 3.7 Diagrama del circuito de flotación de Cu.

Tabla 3.8. Balance de sólido - pulpa del circuito de flotación de Cu.

	%Sólidos	Sólidos	Ley de concentrado	Sólidos de concentrado
Primario de Cu	46.82	1440	22.81	2.49
Segundo primario de Cu	46.73	1451.3	11.99	5.44
Primer Agotativo	47.40	1452.97	12.78	25.20
Segundo Agotativo	46.42	1427.77	8.60	13.53
Primera limpia	21	33.81	22.05	30.24
Segunda limpia	36	30.24	23.31	22.76

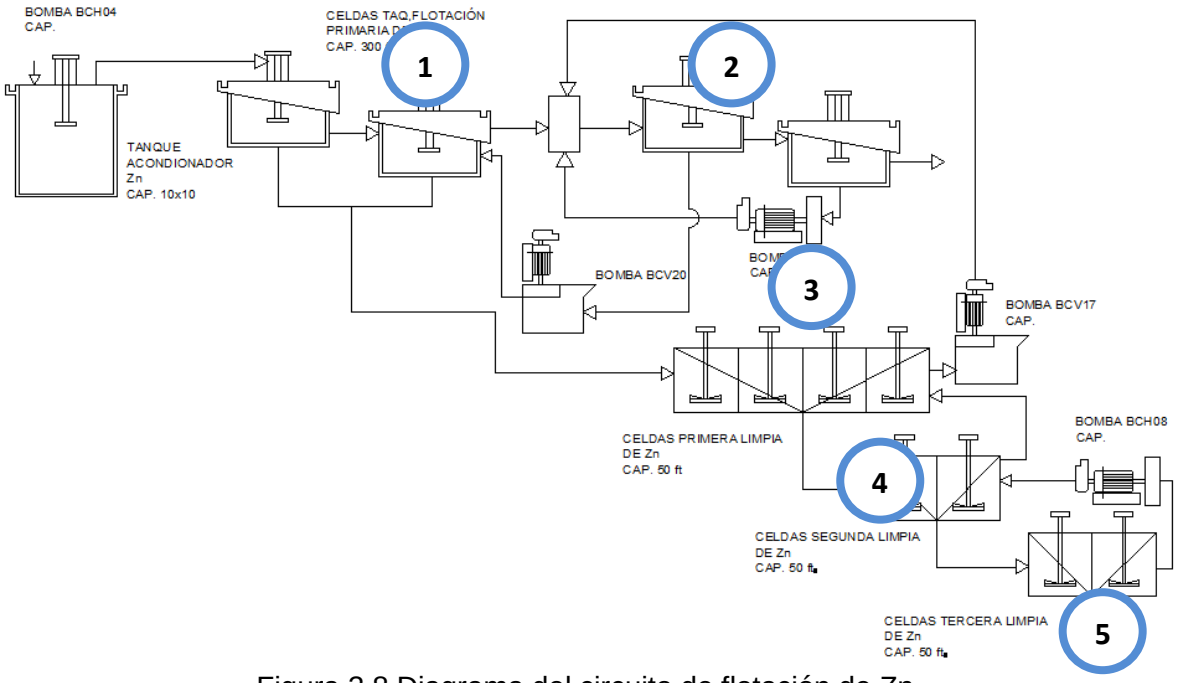


Figura 3.8 Diagrama del circuito de flotación de Zn.

Tabla 3.9 Balance de sólido - pulpa de circuito de flotación de Zn.

	%Sólidos	Sólidos	Ley de concentrado	Sólidos de concentrado
Primario de Zn	46.4	1430	36.01	22.40
^{1er} Celda Agotativo	46.23	1452.97	24.76	23.64
^{2da} Celda Agotativo	47.40	1394	12.78	25.20
Primera limpia	16	60.77	37.09	53.73
Segunda limpia	22	63.49	38.31	49.47
Tercer limpia	24	49.47	44.20	39.7

3.4 CÁLCULO DE EQUIPOS.

Sabemos que al aumentar la capacidad a procesar, es posible que algunos de los equipos sean insuficientes, por lo que se necesita determinar la capacidad máxima de los equipos existentes, e identificar aquellos que deben ser remplazados o redimensionados.

3.4.1 Quebradora primaria

Para el cálculo de la capacidad de la quebradora se emplearon valores de tablas de fabricantes, tomando en cuenta las siguientes consideraciones, las cuales se basan en la experiencia y en pruebas estandarizadas.

- Las capacidades están dadas en toneladas cortas (2000 lb), empleando como material roca caliza de peso específico de 2.6.

- La abertura de descarga de la quebradora de quijadas se mide cuando se encuentra en posición cerrada y de un extremo a otro de la los bordes de las muelas de la quebradora, como se muestra en la Figura 3.9.

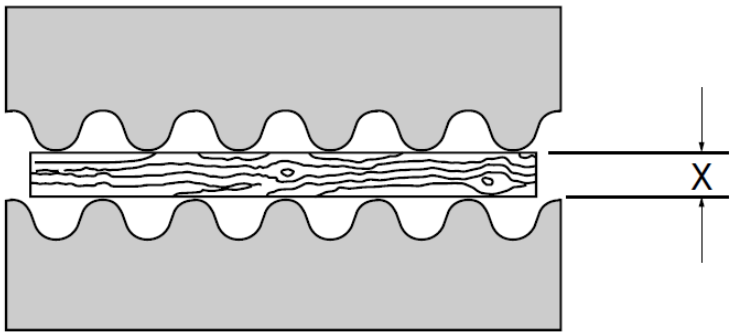


Figura 3.9. En el esquema, X representa la dimensión de la abertura de la quebradora de quijadas.

Se considera una eficiencia de trituración de 80%, la capacidad en tablas de una quebradora de quijada de 25” x 40”, a un tamaño de abertura de descarga de 4” está entre 178 - 282 t/h (Ver Anexos Tabla A.1), se considera el promedio entre ambos valores es de 230 t/h la capacidad de la quebradora se obtiene con la expresión 3.10.

$$Cq = Cp * Fc * \eta = 230 * 0.9078 * 0.80 = 167 \text{ t/h} \quad (3.10)$$

Donde:

Cq = Capacidad de quebradora [t/h]

Cp=Capacidad promedio de quebradora en tablas.

Fc = Factor de conversión a toneladas métricas.

η = Eficiencia de trituración.

El consumo de energía se calculó empleado el índice de trabajo determinado en el diseño inicial de la planta, con la siguiente expresión:

$$W = \frac{w_i}{\left[\frac{\sqrt{RT}}{\sqrt{RT}-1}\right]\left[\sqrt{\frac{P}{100}}\right]} = \quad (3.11)$$

$$W = \frac{13.25}{\left[\frac{\sqrt{3}}{\sqrt{3}-1}\right]\left[\sqrt{\frac{101600}{100}}\right]} = 0.175\ kWh/t \quad (3.12)$$

Donde:

P = Tamaño en µm al cual se encuentra el 80% de la descarga de trituración.

F = Tamaño en µm al cual se encuentra el 80% de la alimentación de trituración.

W = Potencia en kWh/t

w_i= Índice de trabajo del mineral (13.25)

RT= Relación de trituración F/P (3)

Si se trituran 1500 t/día, el consumo de energía diario es de 14.7 kWh, para triturar 2000 t/día el consumo de energía aumentara a 21.7 kWh, no será necesario sustituir la quebradora primaria.

3.4.2 Alimentador de placas.

Actualmente el alimentador de placas trabaja a una velocidad de 1.4 rpm, proporcionada por un motor de 25 hp, acoplado a un variador, que regula la velocidad, de esta forma se alimentan, 84 t/h a la trituradora primaria, para mantener alimentada la banda TB00 y a su vez la tolva de gruesos.

Para logar la alimentación de 2000 t/día es necesario elevar la velocidad a 2.06 rpm ya sea modificando el diámetro de las poleas de trasmisión o cambiar la relación de reducción de la trasmisión.

3.4.3 Parámetros de trituración secundaria y terciaria.

La quebradora secundaria se encuentra trabajando en circuito abierto, en la alimentación los finos no superan el 10%, y se separan antes de la alimentación a la quebradora, el tamaño de abertura de salida se encuentra entre 1" y 3/4", la capacidad se obtendrá de tablas propuestas por el proveedor (revisar Tabla A.2) se expresan en toneladas cortas, y fue calculada para mineral considerando una gravedad específica de 100 lb / ft^3 (1.602 g/cm^3).

Para obtener la capacidad máxima se empleará una eficiencia para la quebradora del 85%. El valor en tablas indica 200 toneladas cortas por hora, empleando la expresión (3.13).

$$Cq = Cp * Fc * \eta = 200 * 0.9078 * 0.85 = 170.77 \text{ t/h} \qquad (3.13)$$

Donde:
Cq = Capacidad de quebradora [t/h].
Cp=Capacidad promedio de quebradora en tablas.
Fc = Factor de conversión a toneladas métricas (0.9078).
η = Eficiencia de trituración.

El consumo de energía se calculó empleado el índice de trabajo, determinado en el diseño inicial de la planta, se emplea la expresión 3.14.

$$W = \frac{13.25}{\left[\frac{\sqrt{4}}{\sqrt{4}-1}\right]\left[\sqrt{\frac{25400}{100}}\right]} = 0.416\ kWh/t \qquad (3.14)$$

La relación de trituración en éste caso es de 4, si se trituran 1500 t/día, el consumo de energía es de 624 kWh/día, para triturar 2000 t/día el consumo de energía aumentará a 832 kWh/día.

Para la quebradora terciaria la alimentación en 1500 t. p. d. es 98.39 t. p. d, aplicando la expresión 3.10, con una eficiencia del 85 %, obteniendo el valor de la tabla (revisar tabla A.3) de 200 t. p. h. obtenemos una capacidad máxima de alimentación de 154.3 t. p. h, por lo tanto la quebradora terciaria será capaz de procesar el cambio de tonelaje.

El consumo de energía se calcula con la expresión 3.11, para obtener, la partícula se reduce de tamaño de 1" a 5/16" teniendo una relación de reducción de 3.2, la energía necesaria para reducir una tonelada de material de 1" a 5/16" es de 0.074 kWh, el consumo se eleva de 110.42 kWh a 154.59 kWh con el incremento de tonelaje.

3.4.4 Parámetros de cribado

El cribado es un proceso de separación física, en el cual se hacen pasar las partículas sobre una superficie perforada, que permite la aceptación o rechazo dependiendo del tamaño de la partícula. Las cribas son máquinas con superficies de cribado usadas para clasificar materiales por tamaño. La capacidad de la criba depende directamente de la superficie efectiva de cribado, aunque las características del material como la humedad, tendencia a compactarse, abrasión, distribución granulométrica, afectan la eficiencia del equipo empleado para este fin.

Debido a que el cribado se realiza alimentando un flujo constante de material, también se necesita considerar la velocidad de alimentación, ya que durante el recorrido de la superficie se realiza la separación, y es éste el periodo de tiempo que existe para que la partícula sea seleccionada.

La cantidad alimentada debe ser tal que forme una cama de material que no permita que el material rebote en la superficie de cribado, o que éste salga de la criba, y debe formar estratificación del material para que pueda ser clasificado. Una capa muy delgada no permitirá la estratificación del material y solo pasara el material más fino.

Como regla general se considera que la relación entre el largo y el ancho de la criba debe de encontrarse de 2:1 y 1.5:1.

El cribado en el circuito de trituración se lleva a cabo por dos cribas vibratorias de 6’ x 12’, la alimentación es dividida y cae a cada una de ellas.

Empleado los datos obtenidos del balance de sólidos del circuito en Tabla 3.5, la alimentación a las cribas es de 187.39 ton/h (191.65 stph), los finos en la alimentación representan 67.7 % de ésta.

Para determinar el área efectiva de cribado se emplea la siguiente relación, para una criba.

$$A = \frac{C_t}{C_u * F} = \tag{3.15}$$

$$= \frac{95.82\ stph}{2.5 * (1.10 * 0.88 * 0.80 * 1.0 * 1.0 * 1.30 * 0.70)} = 54.38\ ft^2$$

Donde

A= Área efectiva de cribado.

C_t= Alimentación, en toneladas cortas por hora.

C_u=Capacidad básica de cribado por ft^2

F = Producto de factores de corrección. ($F_o, F_f, F_d, F_s, F_{oa}$)

Para obtener *F*, se obtiene el producto de los siguientes factores.

F_o, se define como el factor de sobretamaño y corresponde a la fracción de material que no pasa por las aberturas de las cribas, que responde al 55% de la alimentación, y se determina interpolando, el valor resultante es de 0.88. Ver Tabla 3.10

F_f representa la cantidad de finos de la alimentación, el material que pasa la abertura de 5/16" es de aproximadamente 45% de la alimentación. El valor se obtiene interpolando los factores y corresponde a 1.10.

El factor F_s de forma de abertura, para aberturas cuadradas el valor es de 1.0, ver tabla 3.12, los sectores de las cribas presenta forma cuadrada.

El Factor F_d, representa el número de camas con que cuenta la criba, en nuestro caso será de 1.0 para una sola cama, para doble cama es de 0.90 y triple cama es de 0.75.

La eficiencia se estima en 80%, el valor de F_e corresponde 1.30, el factor de área abierta, determina qué porcentaje de área de cribado se encuentra abierto, se consideran las separaciones entre abertura y abertura, el área que ocupan los soportes de cada sector, y la superficie de recibo de la alimentación. En una pulgada cuadrada de un sector se encuentran cuatro aberturas de 5/16" x 5/16", cerca del 40% del área total, y considerando los soportes y la superficie de recibo, la área abierta del 35%, que corresponde a un valor de 0.7.

Tabla 3.10 Factores de ajuste para cálculo de área de cribado.

	Finos F_f	**Sobretamaño F_o**	**Eficiencia F_e**
0	0.44		
10	0.55	1.05	
20	0.70	1.01	
30	0.80	0.98	
40	1.00	0.95	
50	1.20	0.90	
60	1.40	0.86	
70	1.80	0.80	
80	2.20	0.70	1.30
85	2.50	0.64	1.20
90	3.00	0.55	1.10
95	3.75	0.40	1.00

Tabla 3.11. Factores de ajuste dependiendo del porcentaje de área abierta.

% de área Abierta	Factor *"F_{ao}"*
20	0.4
30	0.6
35	0.7
40	0.8
46	0.92
50	1.0
60	1.2

Tabla 3.12. Factores de ajuste considerando forma de las aberturas.

Forma de Abertura	Factor "F_s"
Cuadrado	1
Rectangular 2:1	1.15
Rectangular 3:1	1.20
Rectangular 4:1	1.25
Barras -2"	1.50
Barras +2"	2.00
Circular	0.2

El área efectiva en cada una de las cribas es de 68 ft^2 que es suficiente para realizar el cribado del circuito de trituración secundaria y terciaria.

Si se recalcula el balance de sólidos con el mismo arreglo pero con una alimentación al circuito de trituración de 2100 t/día, tenemos que la alimentación de las cribas aumentará de 187.39 a 269.25 t/h, y el área de cribado necesaria por cada uno de los equipos deberá ser de 76.5 ft^2 sobrepasando su capacidad, en este caso se tendrán que hacer los arreglos necesarios para logar la clasificación adecuada.

3.5 PARÁMETROS DE MOLIENDA.

3.5.1 Velocidad crítica

La reducción de tamaño, en los molinos de bolas, se presenta por la cascada de medios de molienda, carga mineral, y agua, que garantizan una correcta molienda; la magnitud está determinada por la velocidad del molino, la cual no debe de ser mayor a la velocidad critica, si la fuerza centrífuga es mayor evita la caída y la formación de la cascada de molienda.

$$N_c = \frac{76.6}{\sqrt{D}} = 25.53\ rpm \qquad (3.16)$$

Donde:

N_c = Velocidad Critica.

D = Diámetro de molino en ft.

La velocidad recomendable de operación para molinos de 9 a 12ft de diámetro es del 72 al 75%, la velocidad critica actual de operación es igual a 20 rpm; 78%

Para el molino secundario, empleando la ecuación 3.16, la velocidad critica calculada es de 27.97 rpm, la velocidad operativa es de 25 rpm, cerca del 89%.

3.5.2 Medios de molienda

Para lograr que exista molienda se emplean como medios de molienda bolas de acero, para calcular el diámetro ideal se emplea la expresión 3.17.

$$B = \left(\frac{F_{80}}{K}\right)^{\frac{1}{2}} \left(\frac{\delta * W_i}{100 * N_c * \sqrt{D}}\right)^{\frac{1}{3}} \qquad (3.17)$$

Donde:

B= Diámetro de las bolas en pulgadas.

F_{80} = Tamaño en micrometros del 80% de la alimentación.

W_i = Índice de trabajo.

δ = Densidad del material.

N_c = Fracción de la velocidad critica.

D = Diámetro interno del molino en pies.

K= Constante (335 vía seca y 350 vía húmeda)

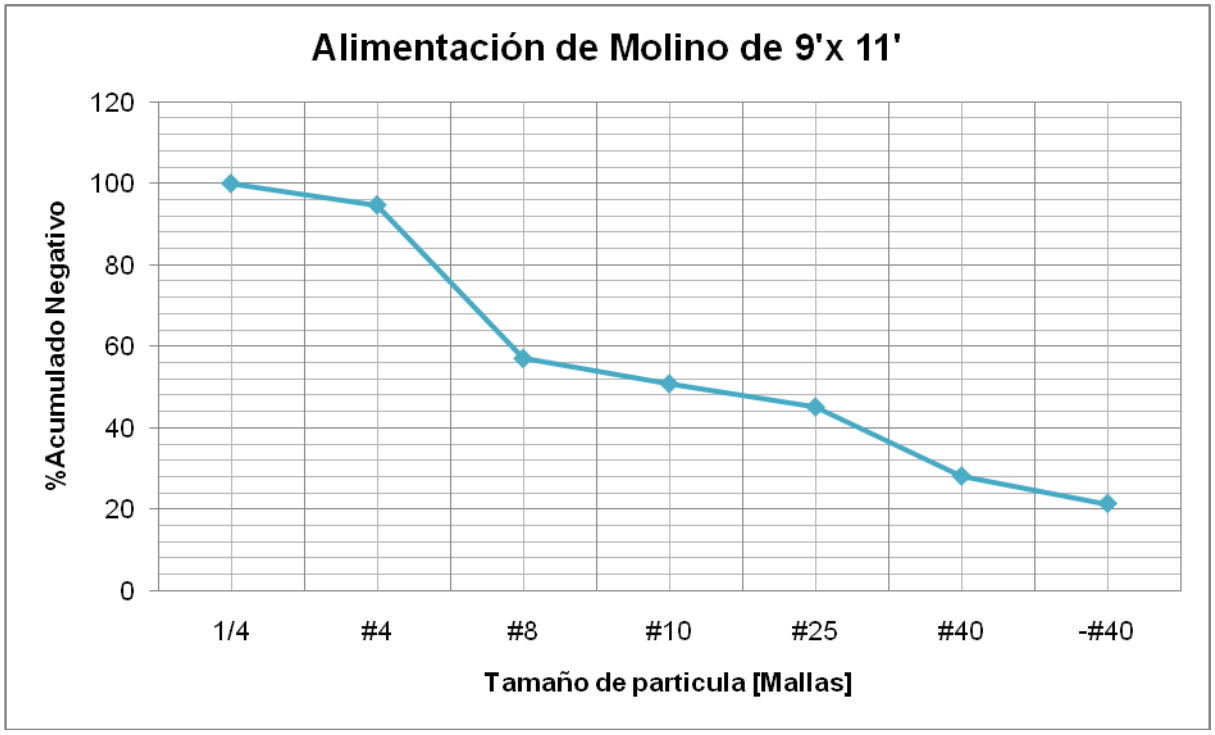


Figura 3.10 Distribución granulométrica de alimentación de molino 9' x 11'.

El grafico 3.6, muestra la distribución granulométrica del molino primario, de donde se obtiene el valor del F_{80} 3818 µm, aplicando la expresión 3.17 se tiene lo siguiente:

$$B = \left(\frac{3818}{350}\right)^{\frac{1}{2}}\left(\frac{3.2 * 13.25}{100 * 0.89 * \sqrt{8.5}}\right)^{\frac{1}{3}} = 1.78'' \qquad (3.18)$$

Para el molino secundario el F_{80} se obtiene interpolando los valores de la Figura 3.11, el diámetro al igual que en el molino primario se resta 0.5 ft del diámetro, debido a los layners.

El diámetro calculado para medios de molienda del molino secundario es de 0.67”, los diámetros de bolas de molienda empleados en operación son 3” para el molino primario y de 1”, Es conveniente indicar que en cualquier caso, la utilización de bolas ligeramente sobredimencionadas es preferente al de bolas subdimencionadas.

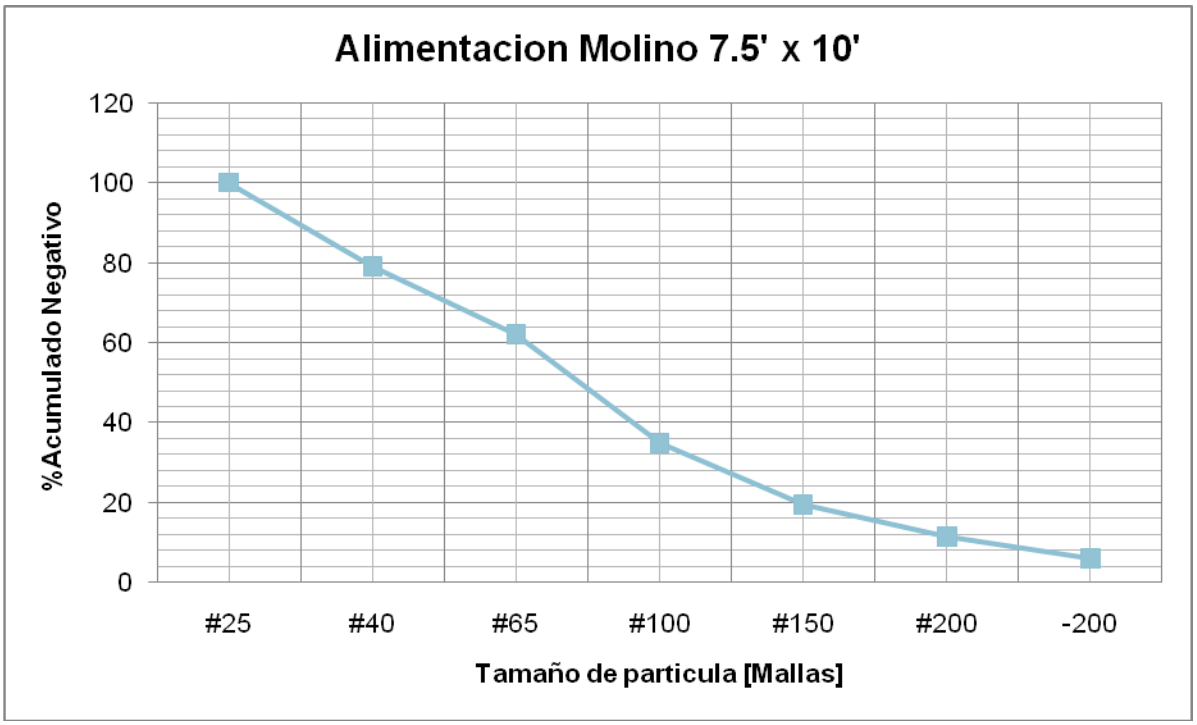


Figura 3.11 Distribución granulométrica de alimentación de molino 7.5’ x 10’.

3.5.3 Consumo de energía

Empleando la relación de Bond, se obtiene el consumo de energía requerido para obtener, el tamaño de molienda deseado.

$$W = \frac{10w_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10w_i}{\sqrt{F_{80}}} \qquad (3.19)$$

Donde:

W = Potencia en kWh/t sh.

P_{80} = Tamaño en µm al cual se encuentra el 80% de la descarga del molino.

F_{80} = Tamaño en µm al cual se encuentra el 80% de la alimentación del molino.

w_i= Índice de trabajo del mineral (13.25)

Para el molino primario tenemos los siguientes valores, para el cálculo de la potencia necesaria, los valores de F_{80}, se obtienen interpolando los valores del grafico 3.6 y 3.8.

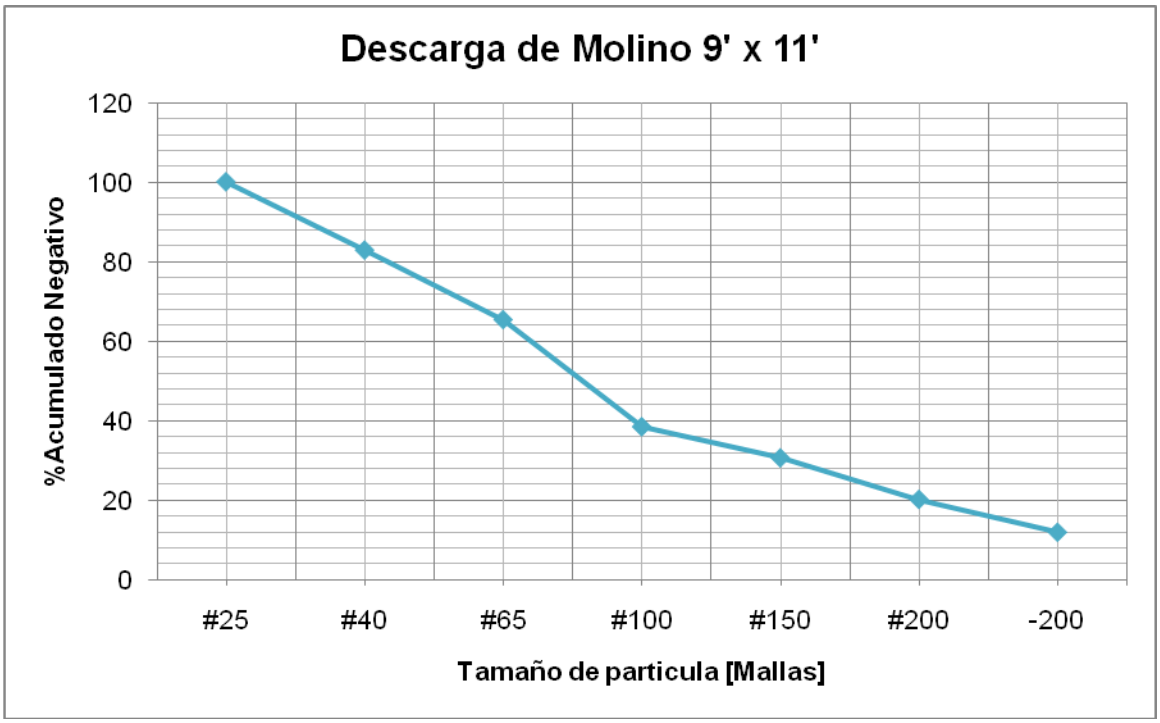


Figura 3.12. Distribución granulométrica de descarga de molino 9’ x 11’.

$$W = \frac{10 * 13.25}{\sqrt{407}} - \frac{10 * 13.25}{\sqrt{3818}} = 4.42 \frac{kWh}{ton\ sh} \qquad (3.20)$$

Para el molino secundario se calcula de igual forma empleando los datos de F_{80} y P_{80} de los gráficos 3.11y 3.13., con un F_{80} de 40# (420 µm) y un P_{80} de 50# (297 µm) Obteniendo un consumo de energía por tonelada en la remolienda de 1.22 kWh/ton sh

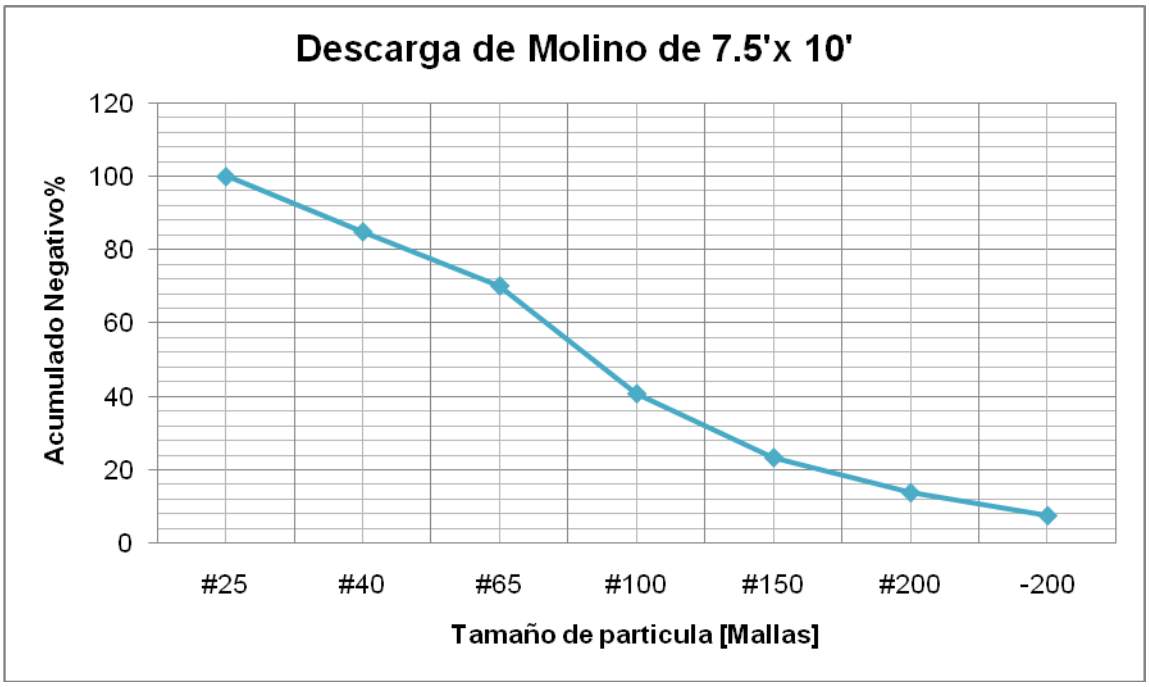


Figura 3.13. Distribución granulométrica de descarga de molino 7.5’ x 10’.

3.5.4 Clasificación por Hidrociclones.

El hidrociclón es un mecanismo de clasificación de forma cilindrocónica, que emplea la fuerza centrífuga para separar partículas finas de los gruesos que trae la pulpa proveniente de la molienda.

El funcionamiento se fundamenta en la trayectoria de las partículas del flujo dentro del hidrociclones sujeta a dos fuerzas, la debida a la velocidad tangencial inducida llamada centrifuga que empuja hacia las paredes y la centrípeta de dirección contraria.

La fuerza centrífuga acelera el rango de colocación de partículas, separando éstas de acuerdo a tamaño y gravedad específica, provocando una decantación de las partículas más gruesas a la pared del ciclón donde la velocidad es baja y produce una trayectoria helicoidal.

Debido a la acción de la fuerza centrípeta, las partículas finas junto con la mayor parte del agua, son movidas a la zona de baja presión y son descargados en la parte superior.

El orificio de entrada controla la velocidad de la pulpa y esta diseñado con una voluta, la cual pre-orienta las partículas de modo tangencial, el *vortex* o derrame, es crítico desde el punto de vista de operación, tiene influencia en la presión para un volumen determinado, y generalmente mientras más grande es su diámetro, mayor porción de sólidos van al derrame, debe de buscarse el balance óptimo entre el vórtice más grande y la presión más baja posible.

El *ápex* o descarga, por este orificio se descarga el mineral grueso de tal forma que se obtenga su máxima densidad, por lo tanto debe de ser de tamaño adecuado para permitir la salida del máximo tonelaje de forma cónica, si se usan orificios pequeños la salida será en forma de soga, indicando que el tonelaje es más alto de lo que permite y el resto va al derrame reduciendo la efectividad de la clasificación. También debe de permitir la entrada de aire a lo largo del eje del ciclón para estabilizarlo.

Bajo las correctas condiciones de operación, la descarga deberá tener una forma de paraguas hueco de 20 o 30°.

En el circuito a 1500 t/día, se clasifica la pulpa por medio de la alimentación a una torre de 5 ciclones, el diámetro de alimentación es de 3 ½ ” (76mm), con medida de *ápex* de 1 $_{7/8}$”, y diámetro de *vortex* de 3 ½”, para obtener la alimentación adecuada a cada uno de ellos se calcula a continuación.

$$Di = \sqrt{\frac{\pi}{4} * Ai} \qquad (3.21)$$

Donde *Ai,* es el área de la tubería de alimentación en mm^2, calculada como una sección circular, en nuestro caso es de 4536 mm^2, aplicando este valor a la expresión 3.14 tenemos que *Di* es 59.68 mm.

Para conocer el gasto adecuado para cada ciclón se emplea la expresión 3.22, basada en los diámetros de *vortex* y el del ciclón:

$$Q_f = \frac{\pi}{4}\sqrt{\frac{2g}{54.3}} * Dc^{0.45} * Di^{0.60} * De^{0.95} * 3.162 \qquad (3.22)$$

Donde:

Q_f =Gasto de pulpa en m^3/h

g: =Aceleración gravitatoria en m/s^2

Dc =Diámetro de ciclón en metros.

De =Diámetro de *Vortex* en metros

$$Q_f = 0.472 * 0.25^{0.45} * 0.060^{0.60} * 0.088^{0.95} * 3.162 = 0.0147 m^3/s \qquad (3.23)$$

Se tiene que la alimentación adecuada para cada ciclón es de 0.0147 m^3/s (233 gpm), el gasto total de la torre obtenido del balance de sólido - pulpa para alimentación es de 927 gpm mostrado en la figura 3.4, del cálculo resulta que es posible alimentar hasta 1165 gpm, a la torre de ciclones.

4 PROPUESTA DE DISEÑO.

Una vez conocidos los parámetros de operación y capacidades de los equipos es necesario evaluar los cambios necesarios, tanto en los arreglos de los circuitos como en la adquisición de nuevos equipos, para lograr procesar las 2000 t/día.

Aunque el objetivo a corto plazo es lograr las 2000 t/día, los nuevos arreglos se proyectaran a una alimentación de 2500 t/día por ello los equipos son estimados para esta capacidad, con la finalidad de que al momento de la segunda etapa de ampliación las modificaciones sean mínimas.

4.1 ACARREO

Los camiones actualmente se cargan directamente en los rebajes o en contrapozos y són vacían a la tolva de recibo, en algunos casos el tiempo de acarreo es de 1 hora, debido a la distancia a la tolva de recibo. La alimentación a tolva de gruesos se realiza en camiones de 15 m^3 y son llenados al 85 % de su capacidad, aproximadamente 40 viajes por turno, con un promedio de 5 vehículos por turno realizando 8 viajes.

Para logar las 2000 t/día de mineral seco, y considerando una humedad del 3%, es necesario procesar 2100 /día como mínimo, se requieren realizar 56 viajes por turno, para cubrir el tonelaje, y se tendrá que aumentar el número de camiones a 7.

4.2 TRITURACIÓN PRIMARIA.

En la sección de cálculo de equipos, se estimó la capacidad de trituración de la quebradora de quijadas, dando como capacidad limite 167 t/h, si consideramos que trabaja 17 horas y la humedad es de 3% la alimentación deberá ser 90.9 t/h para tener mineral triturado en la tolva de gruesos menor a 4 ft suficiente para alimentar 1500 t/día, al cambio de alimentación a 2000 t/día deberán triturarse 121 t/h y para lograr la alimentación de las 2500 t/día se elevará a 152 t/h, por lo tanto la quebradora de quijadas tiene la capacidad para procesar el cambio.

4.3 TRITURACIÓN SECUNDARIA Y TERCIARIA.

El arreglo a 1500 t/día permanece, dado que unas de las consideraciones del proyecto es realizar las modificaciones y continuar operando o parar el menor tiempo posible, el sustituir las cribas por otras de mayor capacidad detiene la operación por un periodo extenso, debido al tiempo de los trabajos para retirar las cribas, acondicionar o construir de las bases del nuevo equipo, instalación de la criba, eléctrica, arrancadores y paros de emergencia, periodo de pruebas para estabilizar el circuito.

Sin modificaciones la capacidad de trasporte de las bandas es superada, la banda TB02 en condición normal de operación se estima en 269 t/h cuando la capacidad se encuentra en 183 t/h.

Una de las alternativas es instalar un circuito de cribado anexo, la descarga de la trituradora terciaria se alimentara por medio de una banda de cangilones, debido al limitado espacio libre para colocar las estructuras de una banda inclinada.

Las cribas de 6’ x 12’ serán alimentadas por la banda TB01, los finos seguirán siendo descargados en la banda TB03 y los gruesos se descargan en la banda TB04 y pasaran a la trituradora terciaria donde son reducidos nuevamente, pero el material no será recirculada a las cribas de 6’ x 12’, sino que se adaptará la banda TB02, para logar una descarga con un arreglo de poleas tipo tripper, aprovechando la posición de la banda evitando reducir su longitud.

La banda TB02 descargará en la banda TB02B, alimentando de esta forma el elevador de canjilones TC01.

Este arreglo permite realizar la instalación de la criba, la banda de canjilones , las bandas TB02B y TB03B, sin detener la operación, solo se considera el tiempo para la instalación de las poleas del tripper que descarga, en la banda TB02 cerrando el circuito de cribado.

A continuación se presenta el diagrama del arreglo, indicando la dirección de flujo de las cargas (Ver Figura 4.1).

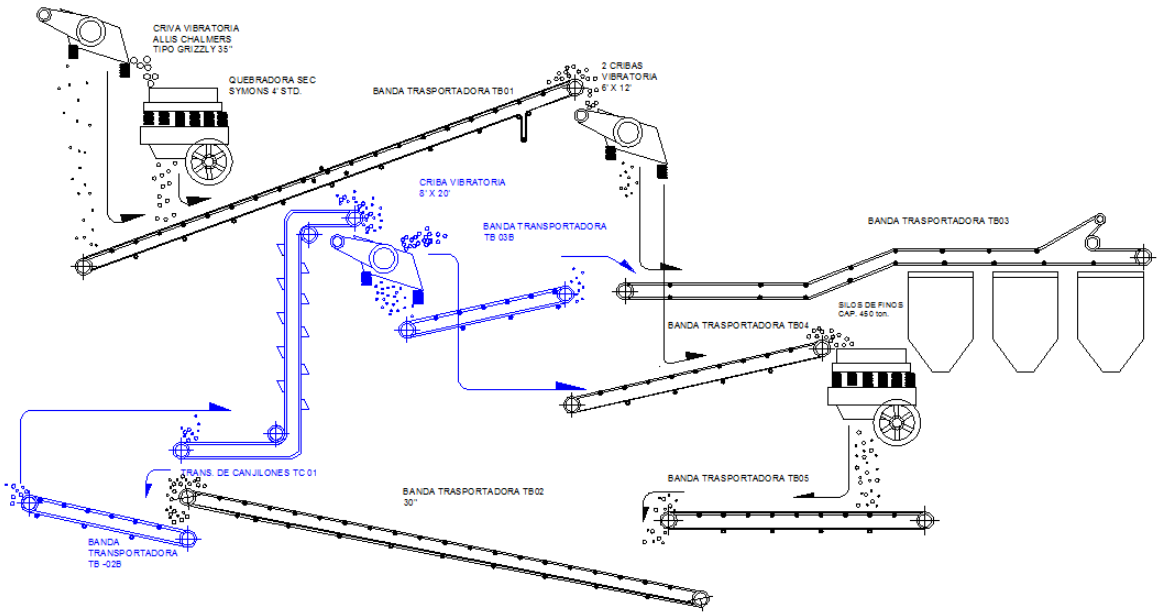


Figura 4.1 Diagrama circuito de trituración secundaria y terciaria 2000 t/día.

Una vez establecido el diseño, se calcula el balance de sólidos en el circuito (Ver Tablas A4 y A5), fue calculado considerando que el 35% del material alimentado a las cribas de 6' x 12' se encuentra a – 5/16", y que el 67% material alimentado a la nueva criba se encuentra a ese mismo tamaño, y una eficiencia del 85%.

De los balances se obtiene las nuevas alimentaciones a las quebradoras (Ver Tabla 4.1), comparativamente con la capacidad calculada, la quebradora secundaria es de una capacidad adecuada para los aumentos de alimentación, pero la terciaria, es superada por algunas toneladas, pero se encuentra cerca de la capacidad promedio. Se sabe que al cerrar las quebradoras, aumentará la cantidad de material a -5/16, reduciendo la alimentación de material grueso que se alimenta a la siguiente etapa de trituración. Por lo tanto si reducimos las aberturas de las quebradoras primaria y secundaria, la cantidad alimentada a la quebradora terciaria es menor. Esta operación puede ser realizada durante el periodo de pruebas.

Tabla 4.1. Resumen de alimentación a quebradoras.

	Alimentación 1500 t/día	Alimentación 2000 t/día	Alimentación 2500 t/día	Capacidad calculada
Q. Secundaria	84	124	152	170.77
Q. Terciaria	98.39	140.06	171.69	154.3

4.3.1 Modificaciones de cribado.

Las cribas de 6’ x 12’ quedaran en circuito abierto, la carga circulante ahora se encontrará en la banda TB04 alimentando a la quebradora terciaria, donde la alimentación será de 171.69 t/h, misma capacidad que debe de tener la banda TB05, la banda TB 02, TB02B, banda de canjilones TC-01 y la nueva criba. La banda TB03B, que lleva los finos a la banda TB03, deberá tener una capacidad mínima de 98.80 t/h.

Como nuevo equipo se ha adquirido una criba de doble cama de 8’ x 20’ marca Deister, empleando las tablas de factores de la sección de parámetros de cribado, tenemos que la alimentación a la criba es de 171.69 t/h de las cuales el 57% son finos y el resto es material grueso a recircular, se considera una eficiencia del 85%, el resumen del valor de los factores se presentan en la Tabla 4.2.

Tabla 4.2 Resumen de factores de ajuste para cálculo de área de cribado.

Denominación de Factor	Valor	Factor
F_o Factor de Sobretamaño	43%	0.95
F_f Factor de Finos	67%	0.80
F_e Factor de Eficiencia	85%	1.20
F_s Factor de forma de abertura	Cuadrada	1.00
F_d Factor por número de camas	2	0.90
F_{ao} Factor por área abierta	35%	0.70

El área de cribado necesaria se estima con la ecuación 3.15, resultando 97.46 ft^2, con la instalación de la criba de 8’ x 20’ se logra una área de cribado de 150 ft^2, este equipo se

encuentra sobrado en capacidad, porque los equipos se planean para un posible incremento de tonelaje hasta 2500 t/día, a esta capacidad el área necesaria de cribado es de 119.53 ft^2, por lo que el equipo se ajusta a aumentos posteriores.

4.3.2 Banda de Elevadores.

Las bandas de elevadores consta de una base trasversal que lleva bordes flexibles ondulados de contención, en los extremos laterales y perfiles transversales dispuestos en espacios intermedios regulares, formando cajones donde se deposita el material.

Adecuados para trasportar fino, con la ventaja que ofrecen sobre las bandas, es el ahorro de espacio en la base.

El material que se trasportará tiene granulometría de -3/4" a +5/16", una de las limitantes de este equipo, es que la velocidad de la banda debe de ser tal que permita que los cajones, depositen totalmente el material, si la velocidad es excesiva, el material quedará en la banda cuando pase por la polea de descarga, y no se depositara en la criba, sino que caerá en la estructura de la banda.

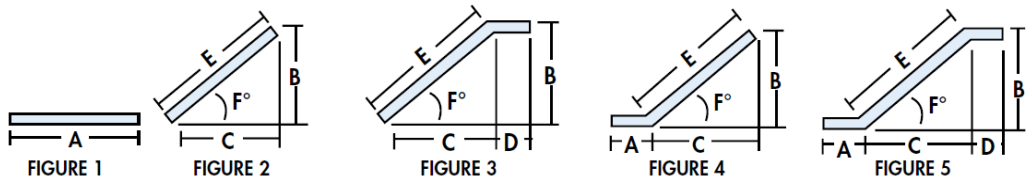


Figura 4.2 Geometrías que puede adoptar una banda de elevadores

En la Figura 4.2 se muestran las geometrías típicas de una banda de elevadores, en nuestro caso se empleara la geometría de la figura 5, aunque el ángulo se considera, de 90°, en la Figura 4.3, se muestra el esquema de las dimensiones a considerar, para establecer la capacidad de la banda.

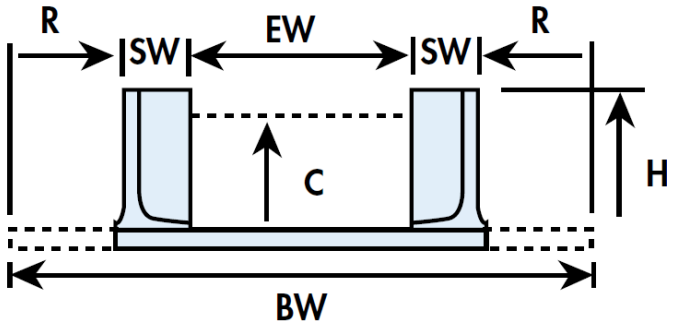


Figura 4.3 Esquema de la sección transversal de una banda de elevadores. (ver Tabla 4.3).

Con las dimensiones mostradas en la Tabla 4.2, es posible alimentar hasta 238.58 t/ h, estimando una capacidad para las 2500 t/día, las dimensiones pueden variar según el criterio de quien selecciona la banda, el factor de llenado varía de 0.55 a 0.65. El volumen del cajón fue calculado tomando las dimensiones existentes entre ambos corrugados y la altura del elevador.

Tabla 4.3. Dimensiones de la banda de elevadores

	Dimensión	Valor		Dimensión	Valor
	Capacidad necesaria [t/h]	171.69	EW	**Distancia entre corrugados [in]**	30
F	**Angulo de carga**	90	H	**Altura de Corrugados [in]**	5
	Configuración	s	C	**Altura de Empujadores [in]**	4.5
BW	**Ancho de banda [in]**	40		**Volumen de Elevadores [m^3]**	0.010
	Velocidad de banda [m/s]	0.8		**Factor de llenado**	0.65
B	**Altura de banda [m]**	9.5		**Volumen de elevador [m^3]**	0.006
A	**Primer Horizontal [m]**	1.5		**Densidad de material [kg/m^3]**	3200
D	**Segundo Horizontal**	1		**Tonelaje movido x empujador [kg]**	20.71
R	**Distancia a laterales [in]**	5		**Elevadores x metro**	4
SW	**Ancho de corrugados [in]**	3		**Capacidad Calculada [t/h]**	238.58

4.4 CIRCUITO DE MOLIENDA.

Si se incrementara la alimentación a 2100 t/día, sin modificar el arreglo del circuito, para obtener una pulpa con 45 % sólidos para flotación con una granulometría de 80% por debajo de la malla 200, equivalente a un tamaño del P_{80} en 125 micrómetros

Se tiene que:

El tiempo de residencia en el molino se reducirá y no se logrará la liberación del mineral. La adición de agua aumentará para lograr las diluciones en el circuito, se tendrá un mayor volumen de pulpa a manejar, el cual aumentará el gasto alimentado a la torre de ciclones superando la capacidad del sistema de bombeo y de la propia torre de ciclones, para clasificar.

La opción para el proceso es emplear de otro molino, pudiendo trabajar en paralelo con el molino de 9’ x 11’, la carga será dividida para ser alimentada a ambos molinos, se ha comprobado que el molino 9’ x 11’, es capaz de lograr el tamaño de liberación trabajando en circuito cerrado, con una alimentación de 43 t/h, logrando moler las 1000 t/día, bajo los parámetros de clasificación y dilución de operación normal, como la alimentación será dividida entre ambos molinos colocados en paralelo, el nuevo molino debe de ser de dimensiones semejantes, logrando de esta forma la molienda de 2000 t/día, como se muestra en la Figura 4.4.

El molino secundario seguirá instalado como remoledor de la carga circulante del 9’ x 11’, y entrará en funcionamiento cuando se aumente la alimentación, pudiendo lograr las 2500 t/día, alimentando 1000 t/día al molino primario y 1500 t/día al circuito formado por el molino 9’ x 11’ y el 7.5’ x 10’.

Este arreglo permitirá que en caso de fallo de alguno de los dos molinos, sea posible trabajar con uno de ellos de forma independiente, aunque con menor tonelaje de alimentación.

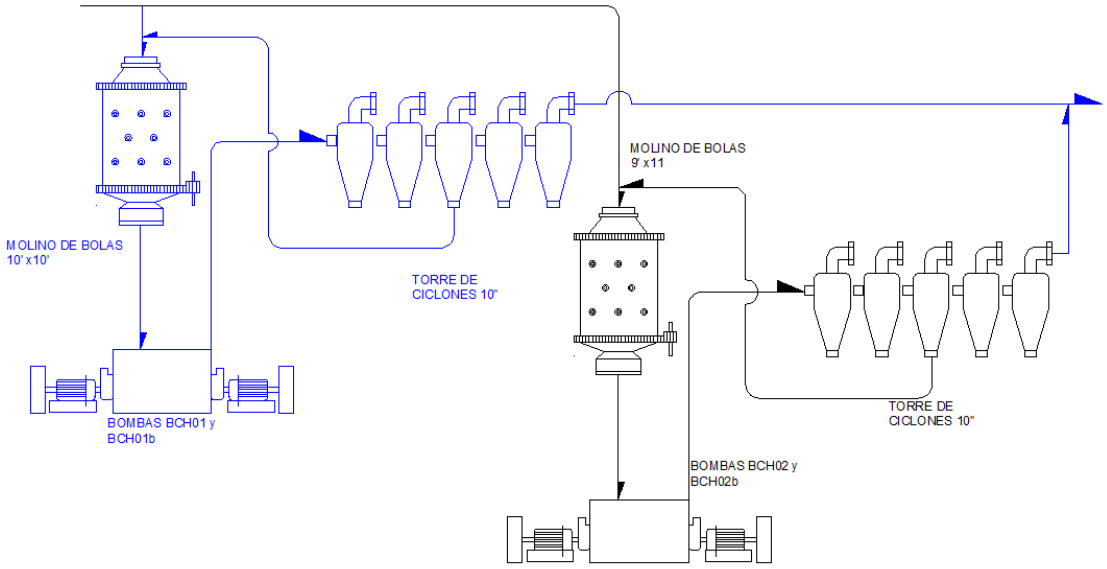


Figura 4.4 Diagrama circuito de molienda 2000 [t/día]

El dimensionamiento de los molinos de bolas mediante factores de corrección de Bond, es un método empírico de correlación que nos permite determinar una aproximación del consumo real de energía para un molino de tamaño industrial. A continuación se muestra el procedimiento para un molino de 10 x 10 ft.

EF_1, Factor de molienda en seco, se requiere 1.3 veces más energía que la molienda en seco, en este caso el valor será de 1 para molienda en húmedo.

EF_2 Factor de circuito abierto de molienda. Cuando la molienda se realiza en circuito abierto, la cantidad de energía extra requerida, comparado con un circuito cerrado es función del grado de control requerido del producto. El factor de ineficiencia para circuitos de molienda abiertos se muestra en la Tabla 4.4, con valor de 1 para circuito cerrado.

Tabla 4.4. Factor de ineficiencia de circuito abierto

% de Producto que pasa el tamaño de control	Valor
50	1.035
60	1.05
70	1.10
80	1.20
90	1.40
92	1.46
95	1.57
98	1.70

EF_3 Factor de eficiencia de diámetro de molino, usando como base un molino de diámetro interior de 8 ft, se calcula con las expresiones 4.1 y 4.2, donde D es el diámetro interior del molino, considerando el blindaje interior, el factor calculado para el molino de 10' x 10' con un diámetro interior de 9.5 ft corresponde un factor de 0.9666.

$$Si\ D > 12\ ft\ \ EF = 0.914 \qquad F_3 = \left(\frac{2.44}{D}\right)^{0.2}\ \ con\ D\ en\ [m] \tag{4.1}$$

$$EF_3 = \left(\frac{8}{D}\right)^{0.2}\ \ con\ D\ en\ [ft] \tag{4.2}$$

EF_4 Factor de sobre tamaño, éste es asociado a molinos de una sola etapa y es relacionado con el tamaño grueso en la alimentación y por lo tanto depende del índice de trabajo del material, se obtiene con la expresión 4.5.

Empleado la relación de reducción F_{80} / P_{80} se obtiene R_r con un F_{80} de 5660 µm (# 3), un P_{80} de 560 µm (# 30); el valor de R_r resultante es de 9.513 y para el tamaño optimo de la alimentación para molino de bolas y barras tenemos las relaciones 4.3 y 4.4, con un Wi de 13.2; F_o resulta 3969.

$$F_0 = 16\,000\sqrt{\frac{13}{Wi}} \qquad Para\ molino\ de\ barras \tag{4.3}$$

$$F_0 = 4\,000\sqrt{\frac{13}{Wi}} \qquad Para\ molino\ de\ bolas \tag{4.4}$$

$$EF_4 = \frac{R_r + (Wi - 7)\left(\frac{F - F_o}{F_o}\right)}{R_r} \tag{4.5}$$

El valor del factor de sobre tamaño EF_4 resulta 1.0089.

EF_5 Factor de corrección por sobremolineda de finos, este aplica a molienda fina cuando 80% por ciento de la molienda están a 75 µm (# 200). Empleando la ecuación 4.6, se obtiene un valor de 0.888.

$$EF_5 = \frac{P_{80} + 10.3}{1.145\ P_{80}} \tag{4.6}$$

EF_6 Bajo relación de reducción de molino de bolas, el uso de este factor no es muy común solo aplica en molino de bolas cuando la relación de reducción es menor a 6, en nuestro caso es de 9.51 por lo tanto no aplica. Particularmente para remolienda de concentrados o colas. Se emplea la siguiente ecuación.

$$EF_6 = \frac{2(R_T - 1.35) + 0.26}{2(R_T - 1.35)} \tag{4.7}$$

Se emplea la alimentación máxima al molino de 71 t/h, tenemos a F_c como producto de los factores anteriormente calculados, G_s como la alimentación por hora, f_c como factor de carga circulante de 3 por tratarse de circuito cerrado, para obtener la potencia necesaria, se emplea la expresión 4.8.

$$K_{wi} = G_s * F_c * f_c * \left(\frac{10w_i}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10w_i}{\sqrt{F_{80}}}\right) \tag{4.8}$$

Multiplicando los factores de eficiencia y conversión tenemos un consumo de energía de 685 Kw (919 Hp)

La relación de dimensión del molino 10 x10 ft, L/D es de 1:1, lo que reducirá el tiempo de residencia del material dentro del molino , pero la longitud del diámetro hace que la caída de la cascada de bola sea desde un punto más alto, con una mayor energía potencial, compensando la molienda.

La relación L/D, es conveniente de 1.25 a 1.75, para un 80% del tamaño que pase en la alimentación se encuentre entre 900 y 4000 mμ, El nuevo equipo será un molino de bolas de 10’ x 10’ marca Mercy, accionado por un motor síncrono con potencia instalada de 1000 Hp.

Queda abierta la posibilidad de trabajar los 3 molinos con alimentación de 2500 t. p. d. colocando el molino de 7.5’ x 10’ como remoledor de los gruesos del molino 9’ x11´.

Se colocara una torre de 6 ciclones D10 con medidas de ápex de 1 7/8" y el vortex recomendado para una alimentación de 43 ton/h es de 2 1/2" con un gasto de 168 gpm de cada ciclón y de la torre de 840 gpm.

4.5 MODIFICACIONES EN FLOTACIÓN

Se sabe que a mayor incremento del tonelaje el proceso demandará un mayor consumo de agua para lograr las diluciones adecuadas para el proceso, pero esto conlleva al aumento del volumen de pulpa en el circuito de flotación. Si se conservan las capacidades de los equipos; un aumento en el volumen de pulpa se refleja en un menor tiempo de tratamiento del mineral en cada etapa y por lo tanto una recuperación deficiente.

4.5.1 Tanques acondicionadores.

La finalidad del empleo de tanques agitadores o acondicionadores, es el de proporcionar tiempo adicional, antes de que las pulpas sean enviadas a proceso, en el caso de flotación, permiten que las partículas interactúen con los reactivos y para su adsorción estén preparados para ser flotados.

Estos se basan en el principio de agitación mecánica, logrando un movimiento de convección de la pulpa por medio de una propela, soldada a una flecha que gira dentro una recamara, donde se alimenta la pulpa, la agitación se estabiliza por deflectores colocados en las paredes del tanque, logrando una agitación uniforme.

Actualmente los tanques de acondicionamiento tienen dimensiones de 10' x 10'. En el circuito de Pb el tiempo de acondicionamiento es de 13.34 m^3 /min, a una alimentación de 1500 t/día, y una pulpa a flotación de 45 % de sólidos. Es necesario calcular, el tanque acondicionador para lograr el mismo tiempo de acondicionamiento.

Es conveniente evaluar el equipo para una alimentación de 2500 t/dia ya que si se adquiere uno que solo permita tratar 2000 t/día, para el aumento posterior, será necesario remplazarlo por otro de mayor capacidad, realizando doble gasto.

La alimentación al acondicionador de Pb 2500 t/día con una densidad de mineral de 3.2 ton/m^3 y un porcentaje de sólidos del 45% tenemos (Ver Tabla 4.5).

Tabla 4.5. Distribución de la pulpa a 45 % de sólidos.

	T. p h	Densidad	m^3/h
Sólidos	104.16	3.2	32.55
Agua	127.30	1	127.30
Pulpa	231.46	1.45	159.85

El gasto se trasforma a m^3/min, dado que los acondicionadores son tanques cilíndricos se calcula el 90 % de su volumen con la expresión 4.10, para evitar que se desborde, debido a la formación del vórtice por la agitación.

$$V_{acond} = \frac{D^2}{4} * \pi * H * 0.9 \qquad (4.10)$$

Donde D y H son el diámetro y la altura del tanque acondicionador. Una vez teniendo el volumen se aplica la expresión 4.11 para obtener el tipo de acondicionamiento.

$$T_{acond} = \frac{V_{acond}}{Q} \qquad (4.11)$$

El tiempo de acondicionamiento en un tanque de 12’ x 12’ es de 12.95 min, que es el tamaño comercial que más se ajusta al tiempo necesario.

Para el circuito de Cu se realizan los mismos cálculos para un acondicionador de 10’ x 10’ dando 6.17 min, se ha comprobó por pruebas de cinética de flotación en laboratorio, que el acondicionar 7 min la pulpa antes de alimentarla al circuito de flotación, se obtiene un concentrado limpio y con mayor recuperación. Ya se contaba con este acondicionador, por lo que su colocación dentro del circuito será una forma de optimizar el arreglo.

En el circuito de zinc se encuentra instalado un acondicionador de 10’ x 10’ el cual se cambiara por un acondicionador de 12’ x 12’ dando un tiempo de 10.48 min, permitiendo tratar el volumen de pulpa a 2500 t/día.

Cuando se tienen equipos instalados, y se desconoce o desea verificar el tiempo de retención, se puede medir directamente, para ello se prepara una solución sobresaturada de cloruro de sodio (NaCl), y se agrega en la alimentación, en la descarga se toman muestras cada medio o un minuto, se decantan y filtran cada una y se toman 50 ml para titulación.

Se emplea dicromato de potasio como indicador interno y se usa una solución de 1% de $AgNO_3$ el punto final es el vire de amarillo a rojo ladrillo se construye la grafica de tiempo contra solución de nitrato de plata en el punto de inflexión de la gráfica da el tiempo de retención.

Este procedimiento puede ser empleado para determinar el tiempo de retención en otros equipos como molinos y bancos de flotación.

4.5.2 Celdas de flotación.

Desde el desarrollo de proceso de flotación se han introducido muchos equipos, y pueden clasificarse en dos categorías, las maquinas de flotación mecánicas y las neumáticas ellas tienen la función primaria de lograr que las partículas hidrófobicas naturales o convertidas entren en contacto y se adhieran a las burbujas de aire.

Para elegir la máquina adecuada se debe considerar el rendimiento metalúrgico, la capacidad, los costos de operación, incluyendo la energía consumida, el mantenimiento, la mano de obra directa y la facilidad de operación.

Las maquinas de flotación mecánicas se distinguen por el tipo de impulsores, en cada una de las celdas que gira dentro de las mamparas y introducción de aire atreves de este o puede ser por succión, dependiendo de la estructura de tal impulsor.

Los equipos neumáticos no requieren impulsor, el mezclado de aire se efectúa mediante boquillas de inyección, también se aplican otros métodos, como la disolución de aire u otro gas estando bajo presión, seguida de la precipitación de burbujas sobre las partículas estando bajo presión atmosférica (flotación por aire disuelto). En la flotación al vacío se satura el líquido con aire a presión atmosférica y luego se aplica vacío para lograr el mismo efecto. La electroflotación implica la generación de burbujas por medio de electrólisis.

La flotación en el circuito de Pb por el banco primario se realiza, en dos celdas mecánicas tanque tipo Wemco-Fagregen, donde el impulsor de tipo rotor – turbina con, dispersor circundante, se encuentra situado a poca profundidad para permitir la autoaeración a través de un tubo vertical de recirculación.Para la alimentación al primario de Pb a 1500 t/día con una densidad de mineral de 3.2 ton/m^3 y un porcentaje de sólidos del 47% tenemos: (ver Tabla 4.6)

Tabla 4.6. Distribución de la pulpa a 47 % de sólidos.

	t/h	Densidad	m^3/h
Sólidos	62.50	3.2	32.55
Agua	70.48	1	127.30
Pulpa	231.46	1.45	159.85

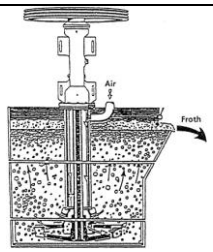
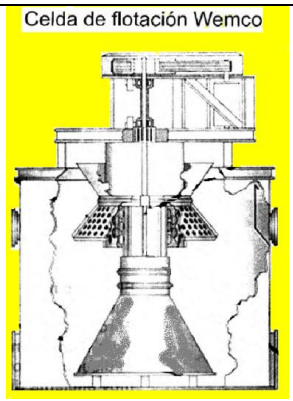
		Tanque, con alimentación por medio de un depósito que comunica con la base del cilindro, con rotor y estator ubicado en el fondo evitando arenamientos por carga gruesa, requiere instalación de equipo para alimentar el volumen de aire para la formación de la cama de espuma.
		Denver, Diseño la alimentación de celda a celda, impulsor tipo turbina plana. El aire se introduce por la flecha del impulsor a baja presión, la recirculación se incrementa mediante un collarín, y esto mejora la suspensión de las partículas gruesas.
		Wemco, impulsor situado a poca profundidad para permitir la autoaereación, a través del tubo vertical de recirculación, Impulsor de tipo rotor-turbina con dispersor circundante. En celdas muy grandes, el fondo falso da mejor recirculación y suspensión de las partículas gruesas.

Figura 4.5 Principales tipos de celdas de flotación.

Para una celda de 300 ft^3, se tiene un tiempo de flotación de 5.66 min, para lograr este mismo tiempo y aumentar la capacidad de pulpa a 500 ft^3, por lo tanto las 2 celdas tanque del primario serán sustituidas por celdas tanque de 500 ft^3, marca Outotec o 3 de 350 ft^3.

Se conservaran bancos de dos celdas para primera y segunda limpia de concentrado de Pb, disminuyendo la dilución de la pulpa.

El banco primario de Cu está formado por 6 celdas Denver tipo DR, de 160 ft^3, con un tiempo de flotación de 18.12 min, este banco de celdas será sustituido por las dos celdas tanque de 300 ft^3 descartadas con la finalidad de aprovechar las celdas usadas en el primario de Pb, el tiempo de retención de las celdas a 16.99 min, se ha observado por pruebas de laboratorio y se comprueba en el balance de sólidos del circuito de Cu (Ver Figura 3.7) que la mayor cantidad de Cu se obtiene en las primeras tres celdas del banco primario, a partir de la cuarta y hasta la sexta celda el grado y ley son menores.

El banco de 6 celdas Denver, pasará a ser el segundo primario del circuito con un tiempo de retención de 10.87 min. Logrando en total 27.86 min, las cuatro celdas Denver DR de 160 ft^3 pasaran a ser el primer agotativo, con la finalidad de reducir la cantidad de Cu en las colas.

La primera limpia de cobre se ampliara de 4 a 6 celdas, y la segunda limpia se conservará de dos celdas.

El banco primario de Zn con dos celdas tanque de 300 ft^3 con una alimentación de 1500 t/día con un porcentaje de sólidos de 46% utiliza un tiempo de flotación de 10.97 min, empleando cuatro celdas tanque de la misma capacidad a una alimentación de 2500 t/día tenemos 13.17 min. El banco agotativo de igual manera se debe ampliar con dos celdas tanque tipo Wemco, para lograr un tiempo de flotación similar.

La primer limpia continuara formada por cuatro celdas Denver sub A de 50 ft^3, pero la segunda limpia se formará por las cuatro celdas Denver sub A de 50 ft^3 que anteriormente formaban la segunda y tercer limpia. Y se colocara otro banco de cuatro celdas Denver sub A de 50 ft^3 como tercer limpia, si así se requiere.

Los tiempos de flotación pueden ser verificados por el método de titulación empleada en los tanques acondicionadores.

4.5.3 Bombeo a depósito de jales

La disposición de jales se realiza a través de líneas de tubería que se extienden en ocasiones hasta un par de kilómetros hasta el punto de descarga final. El corazón de esta operación es el sistema de bombeo, debe ser adecuado a las características de la pulpa a transportar, como la gravedad especifica de los sólidos, la distribución de los tamaños de partícula, y el porcentaje de sólidos en la pulpa.

Debido a la existencia de sólidos, es conveniente que el transporte se realice en régimen de flujo turbulento y no laminar, de lo contrario los sólidos comenzarán a segregarse en la parte baja de la tubería provocando que se tape forzando o dañando el sistema de bombeo.

Actualmente el bombeo debe de llevar el jal resultante del proceso hasta la presa número cinco, teniendo que vencer una cabeza dinámica de 183 m, con un porcentaje de sólidos de 30%.

Debemos conocer el valor de la velocidad para un diámetro de tubería en específico y considerando el volumen de pupa a trasportar. Para ello se emplea la expresión 4.11

$$V = \frac{4Q}{\pi Di^2} \qquad (4.11)$$

En donde

V= Velocidad del flujo a través de la sección de tubería en m/s.
Q= Gasto, alimentación a sistema de bombeo m^3/s
Di= Diámetro interior de tubería en m.

Para un régimen de operación de 2500 t/día y para una pulpa con 30% de sólidos, se debe de transportar 1595 gpm (0.80 m^3/s), si se hace pasar por una tubería de 8” aplicando la ecuación 3.24 se tiene que la velocidad deberá ser 3.52 m/s.

Para saber si la tubería es adecuada, se necesita realizar el cálculo de la velocidad crítica, y debiendo ser menor que la velocidad de transporte, para que no exista asentamiento en la línea de transporte.

Para obtener la velocidad crítica es necesario obtener el valor del porcentaje de sólidos en volumen en la pulpa con la expresión 4.12

$$Cv = Cw * \frac{\rho_{pulpa}}{\rho_{mineral}} \qquad (4.12)$$

En donde:

Cv = Fracción de sólidos en volumen.

Cw = Fracción de sólidos en peso.

ρ_{pulpa} = Gravedad especifica de la pulpa (1.257 kg/m^3)

$\rho_{mineral}$ = Gravedad especifica de mineral (3.2 kg/m^3)

El valor de la fracción de sólidos en volumen corresponde a 11.78% además es necesario calcular los siguientes factores.

El factor volumétrico es calculado por la expresión 4.13, donde el valor de d_{80} representa el valor del tamaño en micrómetros correspondiente al 80% del acumulado, con valor de 105 µm, el valor del factor volumétrico es 0.995.

$$Fv = 1.3 * Cv^{0.125} * \left(1 - e^{(-6.9 * d_{80})}\right) \qquad (4.13)$$

El factor de flujo turbulento se calcula empleando la expresión 4.14, donde el valor de *Di* representa el diámetro interior de la tubería, empleada en la línea de transporte.

$$Fw = 1 - \left(\frac{d_{80}}{Di * 10^6}\right)^{1.5} \qquad (4.14)$$

Una vez obtenido los factores de ajuste, estos son empleados para el cálculo de la velocidad crítica con la expresión 4.15, la velocidad límite de sedimentación es de 0.999.

$$Vc = Fv * Fw * 1.1 * \left[\frac{2g * Di * \left[\frac{\rho_{mineral} - \rho_{liquido}}{\rho_{liquido}} \right]}{1 - \sqrt{\frac{d_{80}}{Di * 10^6}}} \right] \quad (4.15)$$

La velocidad límite de sedimentación es 3.00 m/s es menor al de la velocidad de la pulpa, por lo tanto la tubería de 8" es adecuada.

La longitud de la tubería se divide en seis estaciones conforme la topografía del lugar lo marca, para la obtención de la cabeza estática total, se consideran las pérdidas por fricción en las paredes, pérdidas por el uso de accesorios como codos y válvulas; obteniendo una cabeza total del sistema de 85.22 m la cual será dividida entre dos bombas, obtenido una cabeza por bomba de 42.61 m.

Para la obtención de la potencia necesaria se emplea la expresión 4.16 donde:

H_{pump} =Cabeza total por bomba en m.

ξ_{pump} =Eficiencia de bombeo.

ξ_{motor} =Eficiencia de motor.

$$P = Q * H_{pump} * \frac{\rho_{pulpa} * g}{\varepsilon_{bomba} * \varepsilon_{motor}} \quad (4.16)$$

Considerando una eficiencia de bombeo 60.80% y una eficiencia del motor de 95.40%, la potencia necesaria es de 69 kW (92.47 hp), los motores comerciales para las bombas son de 100 hp, trabajando con tubería de strucpack de 8".

4.6 ESPESADO

El espesamiento como ya se mencionó es la operación se separación de una pulpa para lograr un producto más denso, el mecanismo clásico de espesamiento es la sedimentación por gravedad, existen diferentes equipos de espesado a nivel industrial.

4.6.1 Espesador cilíndrico.

Es este el más empleado, consiste de un cilindro, que termina en fondo cónico; el ángulo depende de la fluidez dinámica de material sedimentado, en la parte superior se establece una canaleta perimetral por donde fluye el rebose del tanque, se acompaña por un mecanismo de arrastre que lleva el sólido al ápice del cono.

Las variantes dependen de dos características, la forma de alimentación que puede ser; al pozo por la parte superior, por el fondo, a contracorriente, pozo de alimentación perforado, o de manto de lodo mediante pozo de alimentación profundo.

La otra variante es con respecto al mecanismo de arrastre, en donde se puede tener rastrillos suspendidos soportados por una estructura de lado a lado, para diámetros de hasta 20 m, mecanismo central de impulsión con columna central de soporte de 20 a 150 m, mecanismo de tracción donde el movimiento se proporciona por un carrito motorizado, que recorre la pared del tanque.

4.6.2 Espesador de flujo laminar.

Consiste de una serie de placas paralelas inclinadas, cuya finalidad es reducir las distancias de asentamiento, es de espacio reducido, pero el área de asentamiento es la suma de las aéreas proyectadas por las placas.

4.6.3 Espesador de cono profundo.

Consiste en un cilindro, que termina en cono con ángulo muy agudo, donde la compresión que se logra permite el desalojo del agua atrapada entre las partículas, logrando de 60 a 70% de sólidos en volumen. Este equipo opera con alta adición de floculante de hasta 200 g/ton.

En el espesador se puede distinguir tres zonas, en la parte superior de líquido claro, que ha sido separado de la pulpa y se elimina por medio del rebase, para eliminar partículas se emplean floculantes, la zona de sedimentación obstaculizada, consiste de una pulpa de concentración constante, a velocidad constante, si se alimenta sólido en exceso sobre este flujo máximo, el sólido no sedimentará a través de la zona II sino que pasara a la zona de clarificación y será eliminado con el líquido del rebose.

En la parte inferior se encuentra la zona de sedimento, también conocida como zona de compresión, la capacidad de tratamiento se define como la cantidad de sólidos que pasan de esta zona a la siguiente, por unidad de área y tiempo, la velocidad de sedimentación es una función de la concentración de la pulpa y por lo tanto también lo será la capacidad de tratamiento.

4.6.4 Capacidad de espesadores.

Existen diferentes métodos para establecer la capacidad de un espesador, en nuestro caso se empleará el método desarrollado por Coe y Cleveger, para ello es necesario establecer el balance macroscópico de cada uno de los espesadores.

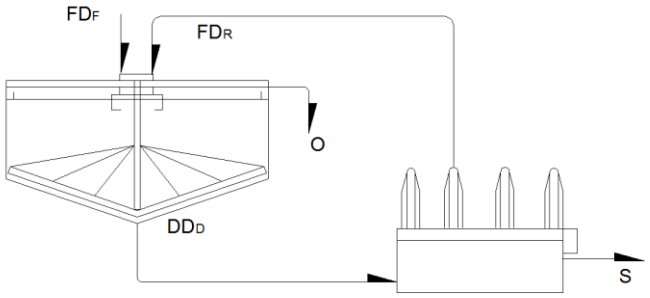


Figura 4.6 Diagrama del balance macroscópico del sistema esperador- filtro.

En la figura 4.6 se muestra el balance macroscópico de un espesador en donde F representa la alimentación de sólidos, D los sólidos a descarga $D_{F,}$ y D_D las diluciones de alimentación y descarga respectivamente y D_R la dilución del retorno del filtro. En este análisis se considera que el agua de derrame no contiene sólidos y se representa por el valor de O y se desprecia la humedad del concentrado S. Bajo estas consideraciones se tienen las siguientes expresiones.

$$solidos \qquad F = D \tag{4.17}$$

$$liquido \quad FD_F + FD_R = DD_D + O + S \tag{4.18}$$

Empleando las expresiones 4.17 y 4.18 se establecen los valores en cada uno de los espesadores considerando el proceso a 1500 t/día. Tabla 4.7

Tabla 4.7 Valores resultantes del balance macroscópico de los espesadores.

	F [t/día]	D [t/día]	O [t/día]	D_F	D_D	%Sol F	%Sol D
Espesador Pb	24.5	10.5	32	4	2.125	20	32
Espesador de Cu	51.96	22.76	58	3	1.5	25	40
Espesador Zn	90.7	39.7	128	3	1.23	25	45

La capacidad de los espesadores es directamente dependiente la dilución de la pulpa al ser alimentada y la dilución deseada a la descarga, así como la velocidad de asentamiento del sólido.

La velocidad de asentamiento se obtuvo realizando pruebas para cada concentrado con 20, 30 y 40% de sólidos en peso, para cubrir el rango de alimentación al espesador y observar su comportamiento, al aumentar la concentración de sólidos,

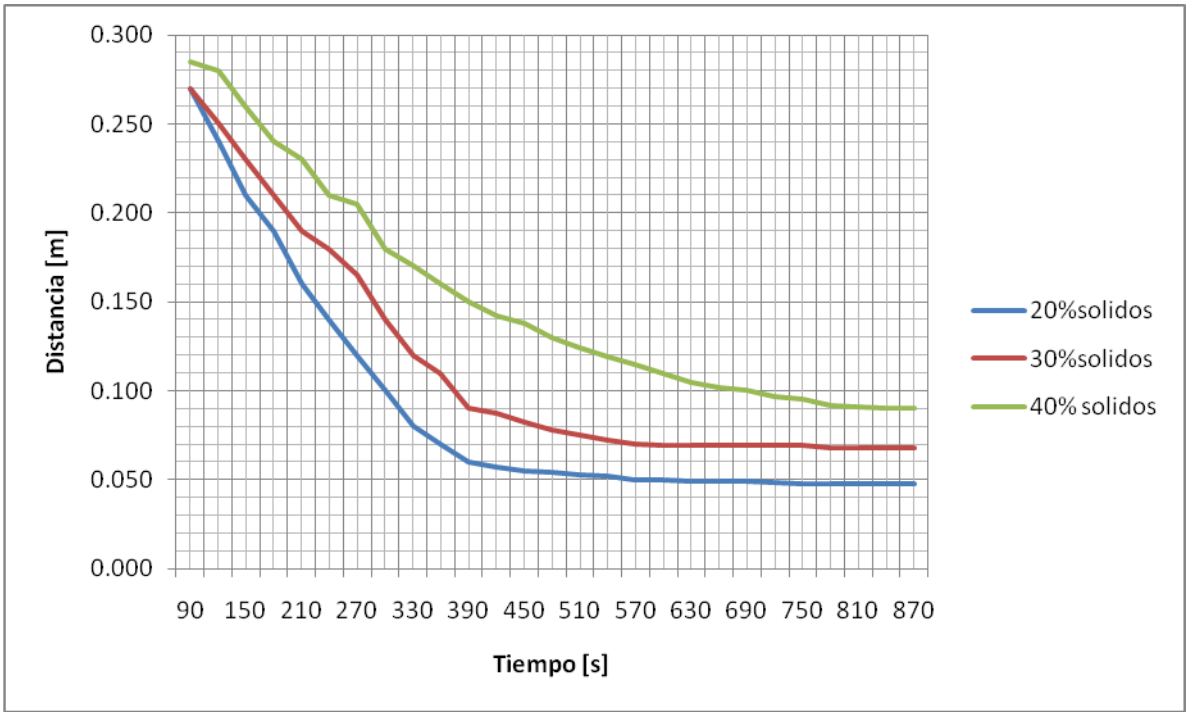


Figura 4.7 Curvas de asentamiento para pulpas de concentrado de Cobre.

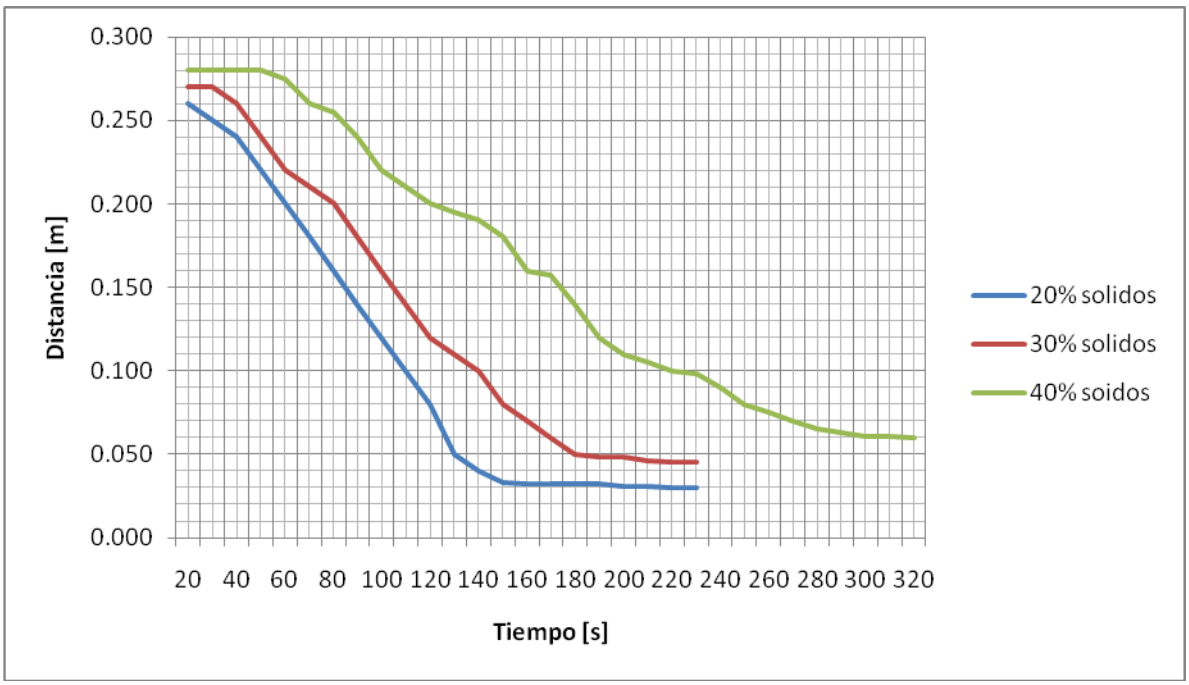


Figura 4.8 Curvas de asentamiento para pulpas de concentrado de Plomo.

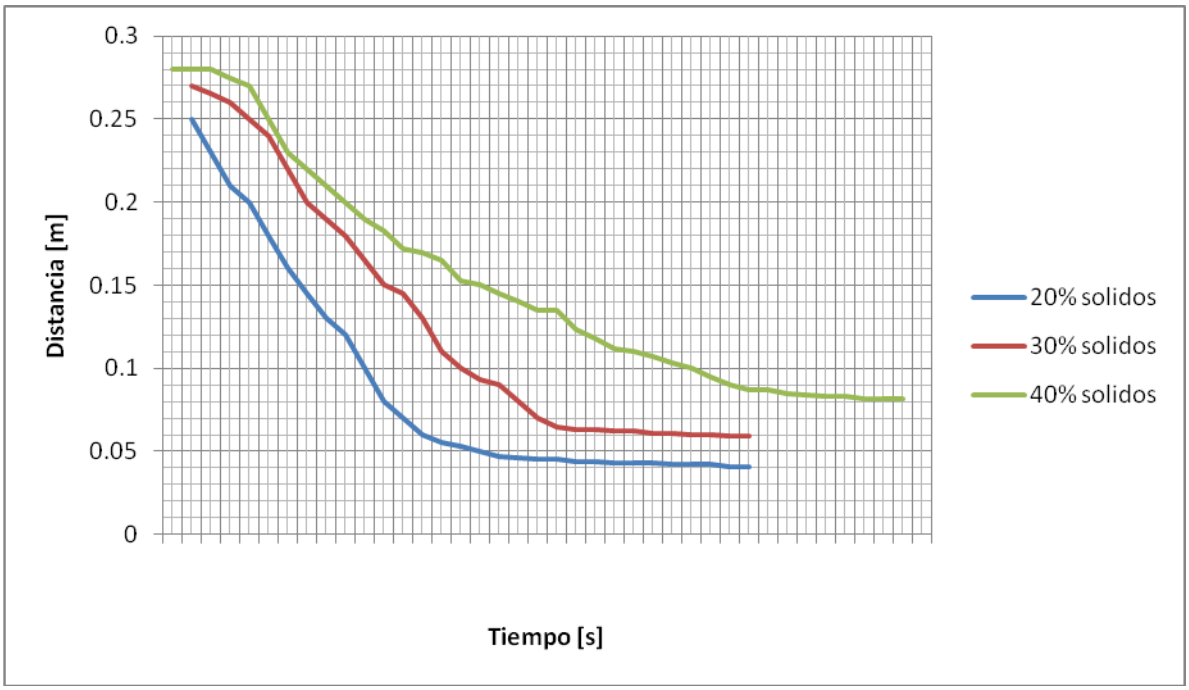


Figura 4.9 Curvas de asentamiento para pulpas de concentrado de Zinc.

Las Figuras 4.7, 4.8 y 4.9 muestran una tendencia lineal en la primera sección, en esta parte los sólidos se encuentran a una velocidad inicial, el punto de inflexión determina el momento en el que la zona de velocidad constante, alcanza la zona de sedimento, el proceso siguiente es la compactación del sólido debido a su propio peso, logrando el desalojo del agua atrapada entre las partículas.

El método de cálculo para la capacidad de un espesador según Mishler (1912), se basa en las ecuaciones del balance macroscópico, que establece que el caudal de agua Qo, de un espesador continuo, debe ser igual al producto de la velocidad de agua formada en una columna de sedimentación por su área S, para una suspensión de la misma concentración que la alimentación, esto se establece en la ecuación 4.19

$$S = \frac{F(D_f - D_d)}{\rho_f R} \qquad (4.19)$$

Coe y Clevenger (1916) realizan el mismo balance de Mishler, pero indican que la concentración dentro del espesador no es la de la alimentación, argumentan que en el espesador hay diferentes concentraciones y que, en la zona de sedimentación se establecerá una concentración que tenga la misma velocidad de sedimentación y todas las

otras concentraciones desaparecerán a medida de que se establece el estado estacionario.

Bajo estas consideraciones la velocidad empleada es donde se obtiene agua clarificada, empleando la expresión 4.8.

Tabla 4.8 Velocidades de asentamiento de concentrados m/s.

	Velocidad m/s	Área de Espesador m^2	Área para 1500 t/día	Área para 2500 t/día
Concentrado Pb	$1.6x\ 10^{-4}$	29.19	3.20	6.11
Concentrado Cu	$1.2x10^{-4}$	65.67	7.52	18.85
Concentrado Zn	$1.36x10^{-4}$	65.67	9.33	20.11

De lo anterior se establece que la capacidad de los espesadores es adecuada, bajo la consideración de los parámetros establecidos en el anterior análisis. Esta puede ser mejorada cambiando la configuración del sistema, haciendo pasar el concentrado producido a filtración y el retorno alimentarlo al espesador, y la descarga del espesador alimentando al filtro, esto reducirá el tonelaje alimentado a espesador, permitiendo mejorar su capacidad.

4.7 FILTRADO.

Filtración es el proceso de separación sólido-fluido mediante el cual el sólido es separado del fluido en una suspensión haciéndolo pasar a través de un lecho poroso, denominado medio filtrante. El lecho retiene las partículas mientras que el fluido pasa a través del medio filtrante y recibe el nombre de filtrado, para establecer el flujo a través del medio filtrante es necesario aplicar un gradiente de presión como fuerza impulsora.

Los equipos de filtración que se emplean son filtros de disco, que consiste de un eje que soporta un determinado número de discos, cada uno de los cuales está conectado a un sistema de vacío, los discos tienen su parte inferior sumergida en la pulpa del concentrado, cada disco está cubierto de lona filtrante, trabajando en ciclos de filtrado-secado-descarga, a medida que el sistema de disco va girando.

La diferencia de presión impulsa el filtrado a través de medio filtrante dejando el sólido adherido al medio filtrante en la forma de un pastel. La diferencia de presión máxima teórica posible en este tipo de filtros es de 1 atmósfera, sin embargo las pérdidas en el equipo y, principalmente la altura sobre el nivel del mar a que se encuentre la concentradora reduce este valor, siendo frecuentemente de 0.6 a 0.8 bares.

La capacidad de un filtro está determinada por las siguientes variables:

- ✓ **Variables de entrada**: En las que se considera el gasto alimentado y la concentración de la pulpa.
- ✓ **Variables de salida:** Se encuentra; la humedad del sólido filtrado y flujo de descarga.
- ✓ **Variables de control**: Se establece el tiempo de filtración, lavado, secado y magnitud de agitación.
- ✓ **Variables de diseño:** Área de filtración y gradiente de presión.
- ✓ **Parámetros:** Porosidad, permeabilidad, compresibilidad del solido filtrado, densidad y forma de las partículas.

Como se ha mencionado para el filtrado del concentrado de Pb se emplea un filtro de discos de 4', con una velocidad máxima de operación de 0.33 rpm, permitiendo obtener concentrado seco y se encuentra en capacidad para procesar las 20 t/día, pronosticadas para una alimentación de 2500 t/día.

De igual manera el filtro de Zn es operado a una velocidad 0.26 rpm, con una eficiencia del equipo de 70%, si se considera el arreglo mencionado en la sección de espesamiento, es capaz de obtener las 82 t/día.

Actualmente se emplea un filtro de discos de 6' x 5, se estima una producción de 57 t/día de concentrado de Cu, al igual que el Zn se puede modificar el arreglo, para maximizar la capacidad del espesador, a pesar de que las área de filtrado es igual para el concentrado de Zn, las características del medio filtrante deben de revisarse, el medio filtrante

actualmente presenta alta tendencia a la colmatación (obstrucción) y presenta una descarga del filtrado ineficiente, reduciendo la eficiencia del equipo hasta un 40%. Se instalará un filtro de discos de 6’ x 3 para aumentar la superficie de filtrado.

En la Figura 4.10 se muestra el diagrama resultante de las modificaciones en cada una de las etapas del proceso de beneficio, que permitirá procesar 2000 t/día de mineral.

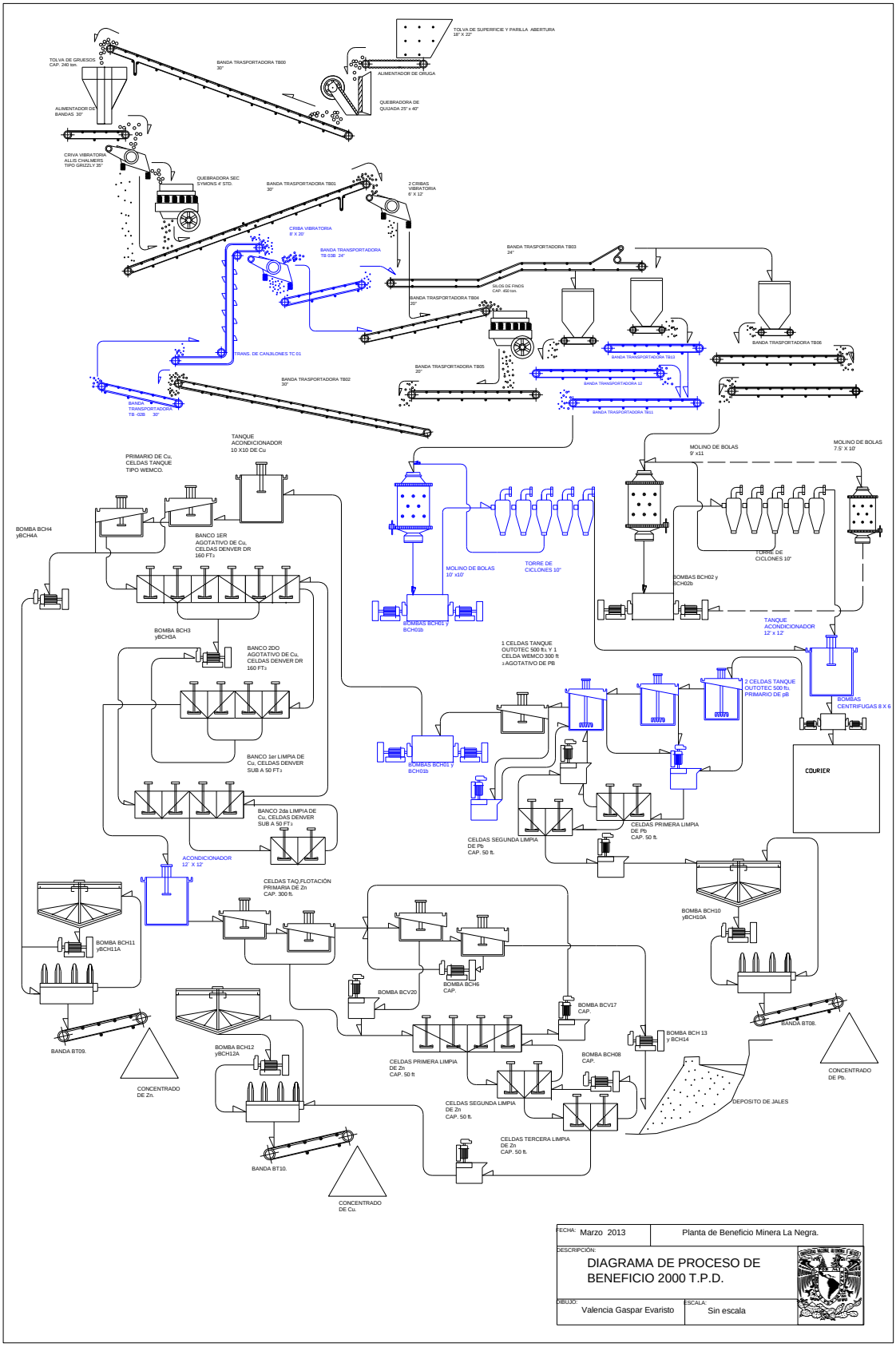


Figura 4.10 Diagrama que muestra los equipos para proceso de 2000 t/día.

4.8 INSTRUMENTACIÓN Y CONTROL.

Se sabe que en procesamiento de minerales es de suma importancia el control del grado de los concentrados, este parámetro determina la calidad de nuestro producto. Por la naturaleza variante del mineral alimentado, derivado de cambios en la ley de cabeza, especies minerales presentes, asociaciones minerales, se deben hacer ajustes en la operación para lograr el mejor resultado.

Esta información se obtiene de muestreos continuos de alimentación y concentrados finales, se ensaya por vía seca y lecturas con un equipo de absorción atómica, el tiempo de entrega de los resultados es de algunas horas, siendo demasiado para lograr realizar cambios en operación, cuando existe cambios drásticos en la cabeza alimentada.

4.8.1 Espectroscopia de rayos X

La espectroscopia de rayos X es el nombre genérico que abarcan todas aquellas técnicas espectroscópicas utilizadas para determinar la estructura cristalográfica de los materiales mediante la excitación por rayos X, esta radiación es especialmente capaz de penetrar estructuras cristalinas, su longitud de onda, de orden de magnitud igual al de las distancias interatómicas hacen que se difracten, produciendo patrones específicos.

Entre las técnicas se encuentra, la difracción; que en materiales cristalinos se utiliza para obtener su estructura cristalina, la fluorescencia que nos aporta información de la superficie de la muestra.

En los métodos de florescencia que producen espectros de rayos X característicos los elementos se excitan cuando se irradia una muestra con haz de radiación X de longitud de onda suficientemente corta, las intensidades de los rayos X fluorescentes resultantes son casi 1000 veces más bajas que la del haz obtenido por excitación directa con electrones, por ello el método de fluorescencia requiere tubos de rayos de alta intensidad y de detectores muy sensibles.

Cuando se irradia con un haz de rayos X una muestra de composición desconocida, esta emitirá las radiaciones características de los elementos que la componen. Si podemos

identificar la longitud de onda o energía de cada una de estas radiaciones características, podremos conocer los elementos que componen la muestra.

4.8.2 Espectrómetro de fluorescencia de rayos X de dispersión de longitud de onda (WDXRF).

Un espectrómetro se conoce como el sistema de excitación, dispersión y detección de la radiación fluorescente, en el se dispone una muestra que se hace girar para mejorar la exposición, y se irradia con un haz de rayos X primarios lo que provoca que se emitan líneas fluorescentes características.

Una porción del haz fluorescente es colimada por una rendija de entrada al goniómetro y dirigida a una superficie plana del cristal analizador, las líneas de radiación pasan a través de un colimador hacia el detector donde a energía de los cuantos se convierte en impulsos eléctricos o conteos.

En análisis cualitativo, es deseable trabajar con el voltaje más alto posible en el tubo de rayos X, con el objetivo de asegurar que mayor número de elementos produzcan una excitación fluorescente, esto también garantiza la máxima intensidad de fluorescencia para cada elemento en el análisis cuantitativo.

El sistema analizado anteriormente es el de un espectrómetro de florescencia de rayos X de dispersión de longitudes de onda, llamado así porque el espectro de fluorescencia policromático es descompuesto en sus componentes monocromáticas en función de sus longitudes de onda, al difractarse en un monocristal de espaciado conocido.

Una variante es la fluorescencia de rayos X de dispersión de energías, que surge del uso de semiconductores, principalmente silicio y litio, como detectores, la elevada resolución permite la descomposición en función de la diferencia entre sus energías.

4.8.3 Aplicación y limitación para análisis químico cuantitativo.

La técnica es aplicable para elementos con número atómico mayor que el berilio no depende del compuesto ni del estado físico en que se encuentre, las interferencias

espectrales son poco frecuantes, se trata de un método no destructivo o con un deterioro leve.

Las muestras pueden encontrarse en una gran variedad de formas, y es aplicable a un intervalo de concentraciones amplio desde 0,001% hasta 100%, la sensibilidad es mayor cuan mayor es el número atómico del elemento presente, el análisis es lo suficiente preciso como para competir en exactitud con los métodos químicos por vía húmeda.

4.8.4 Analizadores de pulpas minerales en línea.

El desarrollo del control y automatización aplicado a procesos mineros ha dado como resultado la manufactura de una gama importante de equipos entre ellos analizadores de humedad, de tamaño de partículas, analizadores químicos de sólidos y pulpas.

Uno de los equipos de análisis continuos de pulpas es el sistema Courier ® 5i, basado en la técnica de espectrometría de fluorescencia de rayos X por longitud de onda, el equipo es adaptado a las condiciones de rudeza de los procesos metalúrgicos, permitiendo obtener datos con alta precisión de los valores metálicos en las pulpas de diferentes puntos del proceso, de ciclos automáticos y con el mínimo de mantenimiento. Existen equipos similares, aunque es necesario la toma de muestra manual y la preparación de una briqueta de forma manual, para su posterior lectura.

4.8.5 Componentes del sistema

El sistema Courier ® 5i SL, comprende todo el equipo y controles necesarios para poner en funcionamiento el muestreo y la entrega de los resultados de análisis. Figura 4.10.

Sistema de muestreo primario: Se compone de una serie de cortadores accionados por un pistón neumático, para flujos recomendados de 70 a 200 l/min (18 a 53 gpm), con máximos y mínimos de 40 a 300 l/min (10 a 80 gpm), con un diámetro de entrada de 60.3

mm, es posible el empleo de muestreadores horizontales por gravedad o con flujos presurizados.(Ver numeral 7,9,10 de Figura 4.11)

Sistema de muestreo secundario: El sistema de muestreo secundario se compone del sistema de multiplexores (MXA), y demultiplexores (DMA), la muestra tiene un flujo de 25 a 40 l/min, tiene como finalidad reducir la muestra primaria a un flujo menor para su lectura en la sonda de análisis. (Ver numeral 4 y 5 de Figura 4.11)

Sonda de análisis (PRS) y sistema de enfriamiento: La sonda hace la medición de la concentración basado en WDXRF, la celda de medición tiene una capa delgada plástica por donde pasan los rayos, desde el tubo de rayos X, que es la fuente. La exposición a los rayos X emite fluorescencia en forma de fotones con una determinada energía característica y la intensidad (número de fotones por unidad de tiempo), determinan el tipo y la concentración del elemento. Para cada elemento de interés es necesario un espectrómetro sintonizado para dejar pasar la radiación dentro de la banda estrecha, alrededor de la energía característica del elemento. El detector convierte la radiación en impulsos eléctricos, de manera que cada impulso representa un fotón detectado, los pulsos de amplifican y se hacen pasar por la unidad de procesamiento de impulsos (PPU), que realizara el conteo de los impulso, el sistema puede ser equipado hasta con 6 espectrómetros. (Ver numeral 1 de Figura 4.11)

Interfaz local de usuario: Existen varias formas en las que el sistema permite acceder a la aplicación de control. Una de ellas es la interfaz local del usuario, conformada por un gabinete con una pantalla táctil, instalada en las cercanías de la sonda de análisis, muestra el control del muestreo y estado operacional del equipo, ensayes y diagnostico de los datos en valores numéricos y en gráficos de tendencia, el estatus del equipo y comandos especiales del equipo, y comandos de mantenimiento y eventualmente la solución de problemas. (Ver numeral 2 de Figura 4.11)

Cuenta con un tablero de controles de arranque de la sonda y indicadores luminosos donde se muestra si se encuentra trabajando los rayos X y muestra la existencia de alguna alarma.

4.8.6 Toma de muestra

Las muestras primarias se cortan de los flujos continuos, ya sea como bucles rápidos o como la pulpa fluye hacia el analizador a través de la línea de muestra y hacia la línea de retorno. Los multimplexores seleccionan una muestra para una medición, al desviarla al tanque del multimplexor, pasa por una malla que elimina la basura y el aire, arrastrado en la pulpa a través de la superficie abierta del tanque y se desvía el flujo excedente. Cuando el sistema está listo para iniciar la medición, el flujo secundario se dirige a la sonda de análisis y el bypass se cierra, a medida de que el flujo del depósito se mantiene constante entre 20-30 l/min, cuando la medición se completa el flujo del tanque del multiplexor es redirigido, la sonda es purgada para evitar la contaminación de la siguiente muestra.

Cuando la calibración es necesaria el flujo de la muestra después de la medición, es desviada a un contenedor para dar un corte representativo de la pulpa, que ya se ha medido, las muestras leídas, pueden ser devueltas al proceso con ayuda del demultimplexor.

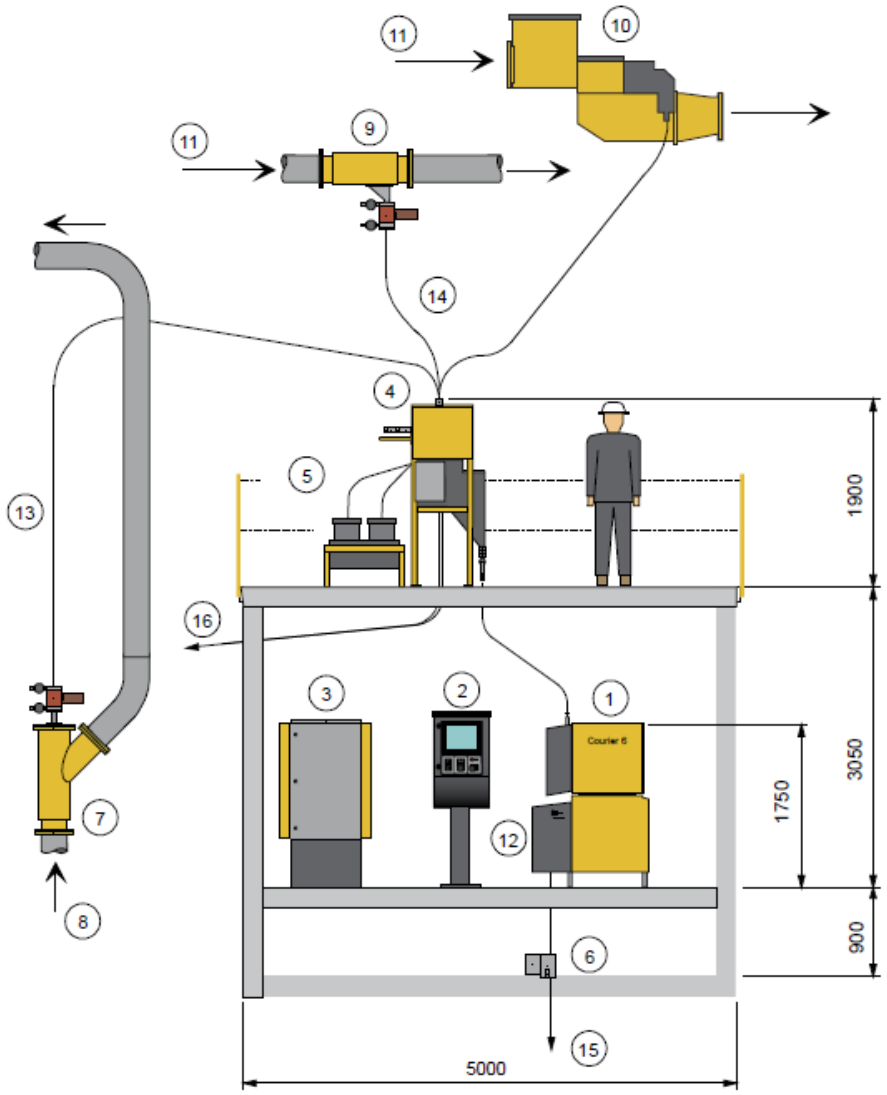


Figura 4.11 Diagrama de instalación del sistema de análisis Courier, en dos niveles.

5 ANÁLISIS DE PROYECTO

5.1 ESTUDIOS DE FACTIBILIDAD.

Un estudio de factibilidad hace referencia a la disponibilidad de recursos necesarios para llevar a cabo los objetivos o metas señalados, en los rubros económico, técnico y operativo. Provee datos relevantes sobre el desarrollo de un proyecto y, con base en ello tomar la mejor decisión, si procede su estudio, desarrollo o implementación.

Dentro de los estudios posibles que deben de implementarse se encuentran: estudios geológicos, estimación de reservas, resultados preliminares de pruebas metalúrgicas de laboratorio, plan de minado, programa de producción, diagramas de proceso, balances de materia, lista de equipo y presupuestos, costos estimados, costos de operación, consideraciones ambientales, evaluación económica del proyecto.

5.2 RECURSOS Y RESERVAS.

Todo incremento en la capacidad de proceso de una planta de beneficio está basado en la cantidad y calidad de sus recursos minerales, para justificar la continuidad de la operación, y a su vez exige su validez como respaldo para nuevas inversiones.

Para ello se emplea el criterio canadiense de la National Instrument NI 43- 101 “Standards of Disclosure for Mineral Projects” aprobado por el Canadian Institute of Mining, Metallurgy and Petroleum,

Establece los lineamientos que sirven para la divulgación de información de carácter técnico de prospectos, o proyectos mineros que buscan entrar a las bolsas internacionales o conseguir inversionistas.

El informe final presenta la declaración científica y técnica de los recursos o reservas minerales concernientes a un proyecto minero, basadas en la información preparada o presentada por una persona calificada.

De 2006 a febrero de 2012, se establecieron campañas de muestreos con los lineamientos establecidos en la NI 43-101 con base en la información obtenida de 16, 422 barrenos a diamante y 22, 289 muestras de canal tomadas, se certificaron reservas minerales por 11,862,000 de toneladas como reservas medidas y 15,159,000 de reservas indicadas, dando un total de 27,021,000 toneladas.

En la Tabla 5.0 se muestra las reservas probadas y probables, según el plan de minado planeado para los siguientes seis años, mostrando las leyes promedio por año, Estos datos se emplean para proyectar presupuestos, y justificar el aumento en el tonelaje procesado, y se encuentran principalmente en los cuerpos mineralizados El alacrán, Trinidad, Mónica, Desprendido de Mónica, y Maravillas.

Tabla 5.0 Tonelajes y leyes promedio presupuestadas.

Año	Tipo	Wtpm	Ag	Pb	Zn	Cu	Fe	As
2012	Reservas probadas	744,000	89	0.55	1.57	0.47	7.30	0.71
2013	Reservas Probadas	729,000	91	0.55	1.52	0.47	7.75	0.75
2014	Reservas Probadas +Probables	766,500	92	0.61	1.55	0.48	7.62	0.88
2015	Reservas Probadas +Probables	786,000	98	0.64	1.55	0.47	8.00	0.93
2016	Reservas Probadas +Probables	763,500	97	0.64	1.52	0.46	8.51	0.96
Total		**3,789,000**	**94**	**0.60**	**1.54**	**0.47**	**7.84**	**0.85**

5.3 VALOR DE METALES.

La valorización de los productos minerales o metales constituye una parte esencial de cualquier estudio de viabilidad de un proyecto. La venta de los productos mineros se da en un mercado determinado y especializado, de tal forma que de ahí se obtienen los ingresos necesarios para cubrir los gastos de producción, amortizar las inversiones necesarias y devolver un retorno del capital invertido por los accionistas de la empresa.

Los valores de los minerales dependen de los acuerdos comerciales y a la volatilidad de las cotizaciones de los metales, como consecuencia de la oferta y demanda en las

principales bolsas internacionales. El precio del concentrado se establece sobre la base del metal contenido más que sobre el propio peso bruto en sí mismo. Uno de los indicadores que también es empleado es la fluctuación r del tipo de cambio.

El valor de la onza troy de Ag en los últimos 10 años se ha ido incrementando, de un precio de 5 USA$/oz en 2003 hasta un valor en 2012 alrededor de los 30 USA$/oz., teniendo un máximo histórico de 49.53 USA$/oz. El valor de la libra de plomo en el mismo periodo de un precio de 0.2 USA$/lb en 2003 hasta valores alrededor de 0.9 USA$/lb. El valor de la libra de cobre en 2003 se encontraba alrededor de 0.7 USA$/lb teniendo un repunte hasta alcanzar un valor de 3.5 USA$/lb. En la Tabla 5.1 se muestra los valores que fueron empleados como referencia para las estimaciones del proyecto.

Tabla 5.1 Valores unitarios por metal.

Metal	Precio($US)	Recuperación	Pago	Valor Unitario
Ag	25 $/oz	0.83	0.95	0.63 $/(g/t)
Pb	0.9 $/lb	0.82	0.95	15.46 $/%
Zn	0.9$/lb	0.8	0.85	13.49 $/%
Cu	3 $/lb	0.82	0.965	0.63 $/%

5.4 GESTIÓN DE PROYECTO.

Existen distintas herramientas de planeación que permiten controlar los avances, tiempos, interrelaciones, entre actividades, que forman parte de un proyecto.

El diagrama de Gantt es una herramienta gráfica cuyo objetivo es presentar el tiempo de dedicación previsto para diferentes actividades a lo largo de un proyecto, la forma en que se establece visualiza las interrelaciones entre cada una de las actividades, lo que permite su adecuada programación y control. El uso de estos diagramas se puede complementar con otras técnicas basadas en técnicas de precedencia como ruta critica. Este método conocido por sus siglas en ingles CPM (Critical Path Method), consiste en una secuencia de elementos terminales con mayor duración entre ellos, determinando el tiempo más corto en el que es posible completar el proyecto. Cualquier retraso en un elemento de la ruta crítica afectará la fecha de término planeada del proyecto. Un proyecto puede tener varias rutas críticas paralelas.

5.5 EQUIPOS INSTALADOS.

A continuación se muestra la relación de equipos instalados, para 2500 t/día.

Tabla 5.2 Listado del equipo instalado.

Cantidad	Equipo	Costo Unit. [Dlls]*	Costo total [Dlls]
1	Transportador de Empujadores de 42" de ancho, estructura, juego de poleas y motor de 3Hp.	**146 000.^{00}**	**146 000.^{00}**
1	Banda transportadora TB02B de 24" de ancho estructura, motoreductor y motor.	**15 000.^{00}**	**15 000.^{00}**
1	Banda transportadora TB03B de 24" de ancho estructura, motoreductor y motor.	**10 000.^{00}**	**10 000.^{00}**
1	Criba vibratoria de doble cama de 8' x 20', con motores de 30 Hp y acessorios	**$145 000.^{00}**	**$145 000.^{00}**
1	Molino Mercy 10'x 10', con motor de 800 Hp, sistema de lubricación y accesorios	**$280 000.^{00}**	**$280 000.^{00}**
2	Bombas Centrifugas tipo ASH, con motor de 50Hp, juego de poleas y bandas	**$15 000.^{00}**	**$30 000.^{00}**
1	Nido de 6 ciclones tipo Krebs D10, con distribuidor de presión y canaletas de gruesos y finos.	**$47 000.^{00}**	**$47 000.^{00}**
1	Banda transportadora TB012 de 24" de ancho estructura de soporte y motor.	**18 000.^{00}**	**18 000.^{00}**
1	Banda transportadora TB011 de 24" de ancho estructura de soporte, y motor|	**16 000.^{00}**	**16 000.^{00}**
1	Compresor a 125 psi, con motores de 50 Hp.	**25 000.^{00}**	**25 000.^{00}**
2	Celdas tanque tipo Tanque Outotec 500 ft^3, incluye mecanismos, poleas y cajones de alimentación y descarga.	**$250 000.^{00}**	**$500 000.^{00}**
1	Acondicionador 12' x 12' forrado, con poleas y eje hueco, juego de tensores y motor de 50 Hp	**$136 000.^{00}**	**$136 000.^{00}**
1	Acondicionador 10' x 10' forrado con juego de tensores, motor de 30 Hp,	**$110 000.^{00}**	**$110 000.^{00}**
2	Bombas Centrífugas tipo ASH, con motor de 100Hp, juego de poleas y bandas	**$19 500.^{00}**	**$39 000.^{00}**
2	Bombas verticales tipo pozo profundo, capacidad 1000 gpm tipo tazones, flecha hueca y motor de 300 Hp	**$85 000.^{00}**	**$170 000.^{00}**
1	Tendido de tubería de strucpack de 8" planta de B- presa 5, con abrazaderas y válvulas de cuachilla.	**$85 000.^{00}**	**$85 000.^{00}**
1	Filtro rotatorio de vacío de 6ft de diámetro, x5 discos, con agitador, bomba Krogh y trampa de humedad.	**$88 700.^{00}**	**$88 700.^{00}**
1	Sistema de análisis de pulpas Courier® 5i y cortadores de muestra.	**$700 000.^{00}**	**$700 000.^{00}**

*Para la conversión de precios se emplea como tipo de cambio 13.50 pesos por dólar americano.

Tabla 5.3 Costos globales del proyecto.

Definición	Monto [Dlls]
Costo de equipo	**$2 560 700.^{00}**
Montaje de equipo mayor, Montaje de celdas de 500 ft, Criba vibratoria 8’ x20’, Molino 10 x10, Banda de empujadores.	**$420 000.^{00}**
Construcción de edificios, bases, naves de molino 10 x10 y celdas tanque 500 ft^3.	**$550 200.^{00}**
Ingeniería y dirección.	**$200 000.^{00}**
Contingencias e imprevistos.	**$500 000.^{00}**
Puesta en marcha	**$100 000.^{00}**
TOTAL	**$4 330 700.^{00}**

5.6 COSTO DE OPERACIÓN.

Un parámetro que es necesario analizar son los costos de operación, para ello se realiza la tabulación de todos los costos directos e indirectos y el total estimado de la operación entera.

Dentro de los costos directos se incluye los sueldos y salarios de la supervisión y operadores, mantenimiento preventivo y correctivo, consumo eléctrico, combustibles, materiales y herramientas, insumos, equipos, reactivos.

Los costos indirectos, sueldos y salarios de administrativos, generales de oficina, laboratorio, distribución de energía, equipo de seguridad, sistemas de comunicación, transporte, gastos ambientales.

El proceso de beneficio los costos unitarios para una producción de 2000 t/día, considerando 325 días laborados; obteniendo una producción de 650 000 t/año se muestran en la Tabla 5.4, para la planta de beneficio

Tabla 5.4 Costos unitarios, operación planta de beneficio.

Operación	Valor unitario [Dlls/Ton]
Trituración primaria	$ 0.23
Trituración Sec. Y Terc.	$ 0.27
Molienda	$ 0.92
Flotación	$ 4.21
Filtración y espesado	$ 0.09
Deposito de Jales	$ 0.16
Total	**$ 5.89**

Para obtener el valor de los costos, es necesario incluir los costos de la operación completa. Tabla 5.5

Tabla 5.5 Costos unitarios, de la operación completa.

Operación	Valor unitario [Dlls/Ton]
Mina	$ 6.75
Mantenimiento mina	$ 4.00
Planta de Beneficio	$ 5.89
Mantenimiento P. Beneficio	$ 3.50
Administración	$ 3.56
Exploración	$ 3.25
Energía	$ 2.07
Laboratorio	$ 4.68
Total	**$ 33.70**

5.7 FINANCIAMIENTO

Los recursos para financiar el proyecto, pueden ser obtenidos de varias fuentes, ya sea por aportación de capital de inversionistas, obtención de crédito, invertir parte de las utilidades obtenidas en la operación, o recursos obtenidos por puesta en venta de acciones.

La obtención de un crédito conlleva el pago de interés, el termino interés refiere a lo que se gana o paga por el uso, o se cede el uso de un bien material o monetario que

prestamos o pedimos prestado por un periodo. El interés se mide usualmente como una fracción del bien prestado y se expresa como un porcentaje que recibe el nombre de tasa de interés.

Es importante considerar que en la tasa de interés, debe de incluir la componente inflacionaria, que es el alza sostenida en el nivel general de los precios, para agosto de 2012 es del 4.57 %anual.

Suponiendo que se quisiera obtener un préstamo para financiar el proyecto en su totalidad, con miras a liquidarse en 5 años, con una tasa de interés anual de 15%, en la Tabla 5.6 se muestra el desglose del préstamo, empleando la ecuación 5.1.

$$R = \left[\frac{A_a * i}{1 - (1+i)^{-n}}\right] \qquad (5.1)$$

Donde:

R= Anualidad.
i= Interés.
n= Años.
Aa= Valor presente.

Tabla. 5.6 Desglose de pagos anuales de financiamiento.

Año	Saldo de Deuda	Pago anual	Interés	Amortización	Saldo final
1	$4,330,700.00	$1,291,915.16	$649,605.00	$642,310.16	$3,688,389.84
2	$3,688,389.84	$1,291,915.16	$553,258.48	$738,656.69	$2,949,733.15
3	$2,949,733.15	$1,291,915.16	$442,459.97	$849,455.19	$2,100,277.96
4	$2,100,277.96	$1,291,915.16	$315,041.69	$976,873.47	$1,123,404.49
5	$1,123,404.49	$1,291,915.16	$168,510.67	$1,123,404.49	$0.00

6 CONCLUSIONES.

Me integre al trabajo de la planta de beneficio durante la implementación de los cambios, por lo que me enfrente a:

1.- La ampliación de la planta de beneficio, para pasar de una alimentación de 1500 a 2000 t/día era necesario ajustarse al diseño inicial sin detener la operación, por lo que fue necesario prever lapsos cortos sin operación y realizados los cambios para continuar operando.

2.- Debido a que la compañía no había operado esta mina desde su explotación inicial, existía poca documentación histórica, de los cambios por los que había pasado la planta de beneficio, como función para proyectar la actualización a 2000 t/día.

3.- Enfocarnos en la ampliación de la planta de beneficio como primera tarea fue primordial el levantamiento de diagrama de proceso a detalle, requirió el conocimiento a fondo de los equipos con los que se trabaja y los principios básicos de su operación y su forma de trabajo en conjunto.

4.- Es de resaltar que los equipos de trituración mayores como son quebradoras no se cambiaran por unas de mayor capacidad, se pretende optimizar el circuito, disminuyendo la cantidad de finos con la criba 8 x 20 ft, y trabajando la carga circulante con el elevador vertical de cangilones, eligiéndose este equipo por el reducido espacio disponible.

5.- En la sección de molienda se realizaron cambios, se adquirió un molino de bolas de 10 x10 ft, junto con una torre de 6 ciclones D10 y su sistema de bombeo para trabajar en circuito cerrado, a la par con el molino 9 x11 ft, aumentando la potencia instalada en 1000 Hp dividendo la alimentación a 43 t/h por molino.

6.- Los cambios en el sistema de flotación, contemplan conservar el proceso de separación diferencial, la capacidad de los equipos está basada en las pruebas cinéticas de flotación a nivel laboratorio, donde se establecen los tiempos de residencia ideales para las etapas de acondicionamiento y flotación. Realizando cambios en la capacidad de los tanques acondicionadores, algunas celdas de tipo Wemco- Fagregen serán sustituidas por

celdas tipo tanque Outotec, considerando que el impulsor de estas se encuentra ubicado cerca del fondo evitando segregación de carga, a diferencia de las Wemco que presentan este problema por la ubicación del impulsor reduciendo la eficiencia de flotación.

7.- Para el manejo de jales la tubería de transporte se modificará de la actual de 6 a una de 8", cambiando los motores de las bombas a 100 Hp, como se cuenta con dos pares de bombas, fue posible realizar el cambio en operación.

8.- En la sección de espesamiento se realizó pruebas de velocidad de asentamiento para los tres concentrados, modificando el sistema de filtrado mostrado en la Figura 4.6, es posible conservar los espesadores actuales, para obtener concentrado de Cu se propone instalar un filtro 6 x 3 ft de discos, para aumentar el área de filtrado.

9.- Para complementar el control de la operación se instalo un espectrómetro de fluorescencia de rayos X de longitud onda (WDXRF), el cual provee información, arrojando datos del balance metalúrgico en tiempo real, permitiendo ajustar la operación, se recomienda el desarrollo de la instrumentación como área de oportunidad, empleando los datos que arroja el equipo para control automático de la dosificación de reactivo, teniendo una operación de flotación preparada para las variaciones de ley en la cabeza del mineral, reflejando un ahorro en el consumo de reactivos.

10.- La factibilidad del proyecto se respalda en las reservas cubicadas que ascienden a 27,021, 000 toneladas probadas y probables, la tendencia estable del precio de los metales indican la conveniencia para efectuar el proyecto, se propone efectuar el financiamiento por medio de un préstamo cubriendo la totalidad del proyecto pagadero a 5 años.

6.1 Recomendaciones

Sin duda el potencial del crecimiento en capacidad operativa, queda abierta para futuras ampliaciones, pero es importante considerar:

- El espacio físico para instalar nuevos equipos, debida a la localización de la planta en una zona escarpada.

- La obtención de recurso hídrico necesario para el proceso; una alternativa a nuevas fuentes de obtención de este recurso es la perforación de pozos profundos o canalización de nuevos afluentes.
- Proyectar la construcción de nuevos depósitos de jales o estudiar el uso de técnicas de deshidratación de jal, para su uso como relleno de obras mineras o construcción de presas más estables, como consecuencia de los incrementos en producción la vida de la actual presa de jales será menor.

Es importante considerar que por el crecimiento, el empleo de la automatización ofrece ventajas operativas que pueden ser aprovechadas, con la finalidad de obtener una operación estable, el monitoreo de parámetros críticos en equipos prevé fallas de estos, reduce los paros inesperados y pérdidas de continuidad del proceso.

La realización de este trabajo impacto directamente mi formación como ingeniero ya que me permitió aterrizar los conocimientos adquiridos durante la carrera, reforzarlos y aplicarlos para la resolución de problemas. Un fuerte pilar en mi desarrollo laboral, sin duda una experiencia muy enriquecedora.

7 ANEXOS.

Tabla A.1 Capacidades de quebradoras de quijadas excéntricas Thelsmith de 25” x 40” a 55” x 66”

Tamaño	25” x40”	30” x 42”	30” x 55”	36” x 48”	38” x 58”	40” x 50”	44” x 48”	55” x 60”	55” x 66”
Capacidad. -Toneladas por hora en la descarga									
2”	----	----	----	----	----	----	----	----	----
2 ½”	133--217	150--230	----	----	----	----	----	----	----
3	148--237	167--252	----	----	----	----	----	----	----
3 ½”	160--259	183--273	283--430	----	----	----	----	----	----
4”	178--282	197--319	300--460	280--435	390--600	----	----	----	----
5”	206--334	230--342	350--530	328--492	432--680	----	384--580	----	----
6”	234--399	270--405	390--600	362--547	500--735	----	443--665	548--785	----
7”	234-444	310--505	430--670	408--620	530--800	----	500--750	570--850	670--995
8”	----	----	----	438--660	575--860	----	540--810	625--940	720--1080
9”	----	----	----	----	620--950	----	580--870	680-1015	785-1175
10”	----	----	----	----	----	----	620--930	795-1120	857-1282
11”	----	----	----	----	----	----	660-980	840-1190	938-1410
12”	----	----	----	----	----	----	700-1030	925-1260	1045-1566
13”	----	----	----	----	----	----	----	995-1350	1170-1750
14”	----	----	----	----	----	----	----	1065-1400	1310-1950
17”	----	----	----	----	----	760-1120	----	----	----
18”	----	----	----	----	----	770-1160	----	----	----
19”	----	----	----	----	----	800-1200	----	----	----
20”	----	----	----	----	----	830-1250	----	----	----
21”	----	----	----	----	----	870-1300	----	----	----
22”	----	----	----	----	----	900-1350	----	----	----

Tabla A.2 *Capacidades de quebradoras de cono cabeza estándar, circuito cerrado.

Tamaño	Tipo de material	Máximo tamaño de descarga recomendada	Abertura de descarga alimentación min. recomendada		1/8”	3/16”	1/4”	3/8”	1/2”	5/8	3/4”	1”
			Cerrada	Abierta								
2 Ft	Fino	1/8”	3/4”	1-3/8”	10	18	20	30	40	--	--	--
(610mm)	Grueso	3/16”	1-1/2”	2”	--	18	24	32	45	55	--	--
3 Ft	Finos	1/8”	1/2”	1-5/8”	30	45	60	75	100	--	--	--
(914mm)	Medio	1/8”	1-5/16”	2-3/8”	30	45	60	75	100	110	--	--
	Grueso	1/4”	2”	3”	--	--	65	80	105	125	140	--
4 Ft	Finos	3/16”	1-1/8”	2-1/4”	--	55	85	95	135	145	--	--
(1219mm)	Medio	5/16"	1-3/4”	2-7/8”	--	--	--	100	145	160	--	--
	Gruesos	1/2"	2-3/16”	3-1/2”	--	--	--	--	155	180	200	--
	Extragrueso	5/8”	3-1/2”	4-5/8”	--	--	--	--	160	185	210	240
4- 1/4 Ft	Finos	1/8”	1-1/8”	2-1/2”	40	65	90	115	150	180	--	--
(1295mm)	Medio	1/4”	2-1/8”	3-1/2”	--	--	90	115	150	180	--	--
	Gruesos	5/16”	2-3/4”	4-1/8”	--	--	--	120	175	200	220	250
	Extragrueso	5/8”	3-7/8”	5-1/4”	--	--	--	--	--	--	230	260
5-1/2”	Finos	3/16”	1-3/8”	2-3/4”	--	100	150	180	230	--	--	--
(1676mm)	Medio	1/4”	2-1/8”	3-1/2”	--	--	150	180	230	**280**	310	--
	Gruesos	3/8”	3-7/8”	5-1/4”	--	--	--	210	280	310	340	370
	Extragrueso	1/2”	4-5/8”	5-1/4”	--	--	--	--	280	310	340	370
7Ft	Finos	3/16”	2”	4-1/8”	--	210	300	360	400	450	--	--
(2134mm)	Medio	3/8”	3-3/4”	5-1/4”	--	--	--	390	450	500	560	--
	Gruesos	1/2”	5”	7”	--	--	--	--	500	530	600	660
	Extragrueso	5/8”	6”	8”	--	--	--	--	--	560	650	720

¨*Capacidades en toneladas cortas (2000 lb) pasando atreves de la quebradora con el tamaño de abertura de descarga indicada.

Tabla A.3. *Capacidades de quebradoras de cono cabeza corta, circuito cerrado.

Tamaño	Tipo de material	Máximo tamaño de descarga recomendada	Abertura de descarga alimentación min. recomendada		1/4"	3/8"	1/2"	5/8"	3/4"	7/8	1"	1-1/4"	1-1/2"	2"	2-1/2"
			Cerrada	Abierta											
2 Ft	Fino	1/4"	2-1/4"	2-7/8"	18	20	25	30	35	40	45	50	60	--	--
(610mm)	Grueso	3/8"	3-1/4"	4-3/8"	--	20	25	30	35	45	50	60	75	--	--
	Extragrueso	1/2"	4"	4-3/8"	--	--	25	30	40	50	55	70	80	--	--
3 Ft	Finos	3/8"	3-5/16"	4-1/16"	--	50	65	80	90	100	--	--	--	--	--
(914mm)	Gruesos	1/2"	6-3/8"	7"	--	--	65	80	100	120	130	150	180	--	--
	Extragrueso	1"	6-1/2"	7-1/8"	--	--	--	--	--	--	130	150	180	--	--
4 Ft	Finos	3/8"	5"	5-1/4"	--	70	100	120	140	155	170	185	--	--	--
(1219mm)	Medio	1/2"	6-1/8"	6-1/4"	--	--	110	130	150	160	180	200	220	--	--
	Gruesos	3/4"	7-1/8"	7-5/8"	--	--	--	--	155	170	200	220	270	340	--
	Extragrueso	1"	9-1/4"	10"	--	--	--	--	--	--	210	230	280	340	--
4- 1/4 Ft	Finos	5/8"	7-1/2"	8-3/8"	--	--	120	140	160	170	180	200	--	--	--
(1295mm)	Medio	7/8"	8-1/2"	9-5/8"	--	--	--	145	175	190	220	250	280	--	--
	Gruesos	1"	9-5/8"	10-3/4"	--	--	--	--	190	215	240	275	325	385	--
	Extragrueso	1-1/2"	13-1/4"	14-1/2"	--	--	--	--	--	--	280	300	335	395	--
5-1/2"	Finos	5/8"	7-1/2"	8-3/8"	--	--	--	**200**	225	250	285	325	360	--	--
(1676mm)	Medio	7/8"	8-1/2"	9-5/8"	--	--	--	--	--	285	320	370	420	460	--
	Gruesos	1"	9-5/8"	10-3/4"	--	--	--	--	--	--	330	390	460	500	700
	Extragrueso	1-1/2"	13-1/4"	14-1/2"	--	--	--	--	--	--	--	--	460	525	750
7Ft	Finos	3/4"	10-1/8"	11-1/8"	--	--	--	--	420	450	550	680	800	--	--
(2134mm)	Medio	1"	12-1/8"	13-3/8"	--	--	--	--	--	--	670	800	890	1100	--
	Gruesos	1-1/4"	13-3/8"	14-3/4"	--	--	--	--	--	--	--	870	930	1200	1400
	Extragrueso	1-1/2"	16-3/4"	18-1/8"	--	--	--	--	--	--	--	--	970	1300	1500

¨*Capacidades en toneladas cortas (2000 lb) pasando atreves de la quebradora con el tamaño de abertura de descarga indicada.

Tabla A.4. Balance de sólidos circuito de trituración secundaria y terciaria para 2000 t/día.

Ciclo	Alimentación cribas '6 x '12	Finos de cribas 6' x 12'	Alimentación Q. Terciaria	Finos de criba 8’ x 20’	Gruesos de cribas	Banda TB03
1	124.00	43.40	80.60	46.38	34.22	89.78
|	124.00	43.40	114.82	66.07	48.75	109.47
3	124.00	43.40	129.35	74.43	54.91	117.83
4	124.00	43.40	135.51	77.98	57.53	121.38
5	124.00	43.40	138.13	79.49	58.64	122.89
6	124.00	43.40	139.24	80.13	59.12	123.53
7	124.00	43.40	139.72	80.40	59.32	123.80
8	124.00	43.40	139.92	80.51	59.40	123.91
9	124.00	43.40	140.00	80.56	59.44	123.96
10	124.00	43.40	140.04	80.58	59.45	123.98
11	124.00	43.40	140.05	80.59	59.46	123.99
12	124.00	43.40	140.06	80.60	59.46	124.00
13	124.00	43.40	140.06	80.60	59.46	124.00
14	124.00	43.40	140.06	80.60	59.46	124.00

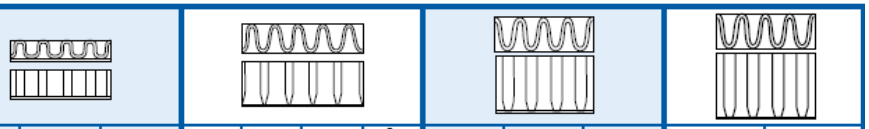
Tabla A.5. Balance de sólidos circuito de trituración secundaria y terciaria para 2500 t/día.

ciclo	Alimentación cribas '6 x '12	Finos de cribas 6' x 12'	Alimentación Q. Terciaria	Finos de criba 8’ x 20’	Gruesos de cribas	Banda TB03
1	152.00	53.20	98.80	56.85	41.95	110.05
2	152.00	53.20	140.75	80.99	59.75	134.19
3	152.00	53.20	158.55	91.24	67.31	144.44
4	152.00	53.20	166.11	95.59	70.52	148.79
5	152.00	53.20	169.32	97.44	71.89	150.64
6	152.00	53.20	170.69	98.22	72.46	151.42
7	152.00	53.20	171.26	98.55	72.71	151.75
8	152.00	53.20	171.51	98.70	72.81	151.90
9	152.00	53.20	171.61	98.76	72.86	151.96
10	152.00	53.20	171.66	98.78	72.88	151.98
11	152.00	53.20	171.68	98.79	72.89	151.99
12	152.00	53.20	171.69	98.80	72.89	152.00
13	152.00	53.20	171.69	98.80	72.89	152.00
14	152.00	53.20	171.69	98.80	72.89	152.00

Tabla A.6. Dimensiones de laterales corrugados y geometrías de elevadores en bandas de canjilones.

BELTWALL COMPONENTS

SIDEWALLS



Height	1" 25 mm	1-1/2" 38 mm	2" 51 mm	2-1/2" 64 mm	3" 76 mm	4" 102 mm	5" 127 mm	6" 25 mm	8" 38 mm	10" 51 mm	12" 203 mm	16" 406 mm
								(Sidewall Heights 6" and above are fabric reinforced)				

CLEATS

I

Height	I			I or I(B)				I or I(B)			IB	
	1/2" 13 mm	1" 25 mm	1-1/2" 38 mm	2" 51 mm	2-1/2" 64 mm	3-1/2" 89 mm	4-1/2" 114 mm	5-1/2" 140 mm	7-1/2" 190 mm	9-1/2" 241 mm	11-1/4" 286 mm	15-1/4" 387 mm

C

Height		1" 25 mm	1-1/2" 38 mm	C 2" 51 mm	2-1/2" 64 mm	3-1/2" 89 mm	4-1/2" 114 mm	5" 127 mm				

S

Height				S or S(B)				S or S(B)			S(B)	
							4-1/2" 114 mm	5-1/2" * 140 mm	7-1/2" 190 mm	9-1/2" 241 mm	11-1/4" 286 mm	15-1/4" 387 mm

Any intermediate size sidewall or cleat is available upon request.
* 5-1/2" cleat available in hot molded rubber or 2 piece urethane construction.

(B) Optional two-bolt attachment of cleats to sidewalls
B Two-bolt attachment of cleats to sidewalls

8 BIBLIOGRAFÍA

1. ***"Ampliación de la Planta concentradora La Caridad"***, Informe Foncada Warren Eduardo, Mexicana de Cobre S. A. Nacozari Sonora, México, Octubre de 1985, 24 p.

2. ***"Bombas su selección y Aplicación***" Tyler G. Hicks, C. E. C. S. A.,año 1954 530 p.

3. ***"C – Series Jaw Crushers, Norberg Group Company***" Catalogo, 8 p.

4. ***"Comó Seleccionar Correctamente una Banda Trasportadora"***, Goodrich Euzkcadi, 33 p. 1955

5. ***"Concentración de Minerales por Flotación"***, Rabone Philip, Traducido por, De la Rosa Salgado Norberto, Comisión de Fomento Minero, México, 1975, 155p.

6. ***"Crushing And Grinding, III Relation of Work Input to Surface Produced in Crushing Quartz* "**J.Gross y S. R. Zimmerley, AIME/SME 87 35-50p (1930)

7. **"CYTEC Indistries ®, *Mining Chemical Handbook"***, 2002, 297 p.

8. ***"Determinación y aplicación de parámetros de trituración y molienda".*** Monjardin López Homero. 15 p.

9. ***"D-R Denver 1275 Flotation Machine***, Boletín Numero F01- B280, Joy Manufacturing Company, 1980. 8 p.

10. ***"Elevadores de Canjilones, Aplicaciones y descripción"*** ARETEMA®, Maquinaria Técnica para Áridos S. A. L ,. Madrid, España. BELTWALL® Corporation, Products and service Catalog, año 2008 p.36 -45.

11. **"Equipos de Trituración, Molienda y Clasificación"**, Tecnología Diseño y Aplicación, Fueyo Luis, Editorial Rocas y Minerales. 359 p.

12. ***"Estudio de Costos de Instalación y Operación de una planta de Flotación de Flourita***" Guzman Lopez Alfonso, Universidad Autónoma de Guadalajara, 1979, 133 p.

13. ***"Estudio Económico para Sustituir Equipo de Molienda en una Planta de Beneficio"*,** Robledo Estrada Cuahutemoc, Tesis de Licenciatura, Instituto Politécnico Nacional, 1976, 73 p.

14. ***"Flotación y la Denver Sub- A"***, Boletín Numero 3501-S-5C, Denver Equipment Company, 1935, Denver Colorado. Impreso U. S. A. 40 p.

15. ***"Flotation Fundamentals and Mining Chemicals",*** The Down Chemical Company, Midland Michigan 1970,113 p.

16. ***"Galigher Agutair Flotation Machines"***, Catalogo. Mining Group of Baker International Corporation, Satl Lake City, año 1950 130 p.

17. ***"Geología del depósito mineral de La Negra y generalidades sobre explotación y sistema de explotación"***, Informe, Gaytan José E. Unidad La Negra y Anexas S. A, Biblioteca virtual del Servicio Geológico Mexicano. 367-378p.

18. ***"Guía para la comercialización de minerales y metales"*** Asociación Latinoamericana de Zinc LATIZA. Lima, Perú. 18 p.

19. ***"Introducción al procesamiento de minerales"***, Kelly Errol G, Spottiswood David J, Primera Edición, Noriega Limusa, México 1990, 530 p.

20. **"Manual de Filtración & Separación",** Concha Arcil Fernando, Ph. D., Centro de Tecnología Mineral, CETTEM, Tecnología Productiva Red CETTEC, Fundación Chile, Universidad de Concepción, 423 p.

21. ***"Manual TELSMITH®, Mineral Processing Handbook"***, tercer edición, U.S.A , año 2002 , 226 p.

22. "***Methyl Isobutyl Carbinol***", Hoja técnica, Industrias Down 2000, 3 p.

23. **"Mineral Processing Flowsheets",** Denver Equipment Company**,** 1ª Edición, Denver Colorado, USA, 1962, page. 219.

24. **"*Monografía Geológico-Minera del estado de Querétaro"*,** Secretaria de Energía, Minas e industria Paraestatal, Subsecretaria de Minas e Industria Básica. Editorial Consejo de Recursos Minerales, 1992. 108 p

25. ***"Panorama Minero del Estado de Querétaro"***, Informe, Servicio Geológico Mexicano, Secretaría de Economía, año 2010. 51 p.

26. ***"Principios Básicos en los Procesos para la Concentración de Minerales."*** López Aburto Víctor Manuel, México, UNAM, Facultad de Ingeniería, 2004, 346 p.

27. **"*Pulpas, Mezclas Solido – Liquido"*** revista Canteras y Explotaciones, Marzo 1987, Numero 24. 8 p.

28. "***Resultados de operación de Plataforma Trepadora Alimak en Unidad La Negra",*** Informe Chagollan Leonardo, Unidad La Negra y Anexas S. A, Biblioteca virtual del Servicio Geológico Mexicano. 383-387 p

29. ***"S. M. E. Mineral Processing Handbook"***, Norman L. Weiss, Volume 1, Editorial Society of Mining Engineers 1985. 37 secciones.

30. **"Uso e Instalación del equipo Courier 5i SL Slurry Analyzers"** Manuales, Outotec, Proyect manual, 2005, 23 p.

31. ***"Uso y manejo de reactivo Separcom ® Pzc"*** de Orion Productos industriales, S.A de C. V. 2005. 30 p.

32. **http://www.criba.edu.ar/cinetica/solidos/Capitulo9.pdf**

33. **http://www.elmetalurgista.comyr.com/index.php/component/k2/itemlist/tag/Flotaci%C3 %B3n**

34. **http://eleconomista.com.mx/estados/2011/07/03/potencial-minero-queretaro**