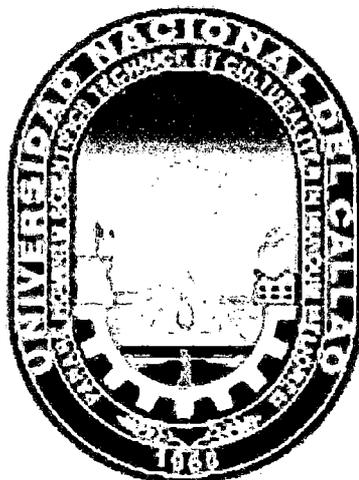


7
660.2
A442

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL CALLAO
Facultad de Ingeniería Química
Escuela Profesional de Ingeniería Química



**ESTUDIO TECNICO ECONOMICO PARA LA
AMPLIACIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA
DE MINERALES BERTHA**

**TESIS PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE
INGENIERO QUÍMICO**

BACHILLER:

JUAN CARLOS ALTAMIRANO OPORTO

ASESOR:

ING. VICTOR HUGO AVALOS JACOBO

**BELLAVISTA - CALLAO
2011**

PRÓLOGO DEL JURADO

La presente Tesis fue sustentada por el Bachiller **ALTAMIRANO OPORTO JUAN CARLOS** ante el **JURADO DE SUSTENTACIÓN DE TESIS**, conformado por los siguiente Profesores Ordinarios:

ING° JULIO CÉSAR CALDERÓN CRUZ	PRESIDENTE
ING° ROBERTO LAZO CAMPOSANO	SECRETARIO
ING° OSCAR CHAMPA HERÍQUEZ	VOCAL
ING° VICTOR HUGO ÁVALOS JACOBO	ASESOR

Tal como está asentado en el Libro de Actas de Sustentación de Tesis **N° 02**, Folio **N° 42**, Acta **N° 225** de fecha **TRES DE AGOSTO DE 2011**, para optar el Título Profesional de Ingeniero Químico de acuerdo a lo normado por el Reglamento de Grados y Títulos aprobado por Resolución **N° 047-92-CU** de fecha 18 de junio de 1992 y el Manual de Procedimientos Académicos aprobado por Resolución **N° 1324-2008-R** de fecha 19 de diciembre de 2008.

Para mis padres Miguel y Nelly quienes siempre nos dieron lo mejor de ellos.

A mis Hermanos por su constante aliento

A mis amigos de la Facultad Ivan, Carlos, Miguel, Karina y Fanny, por los gratos momentos que compartimos.

A la mujer que amo Leslie, agradecido por su apoyo y cariño.

RESUMEN

El presente trabajo tiene por objetivo principal la evaluación técnica y económica a nivel de prefactibilidad de la ampliación de una planta productora de concentrados de plomo y zinc en la región de Ancash.

Para el desarrollo del presente proyecto se investigó las características y las aplicaciones de los concentrados de plomo y zinc. El nivel de consumo que tienen estos concentrados están en un apogeo económico creciente; esto se evidencia en el precio de los metales que se están manteniendo durante estos últimos meses; debido a esta coyuntura económica y su proyección, se realizó este estudio de evaluación técnica económica de la ampliación de la planta concentradora. Para ello se estudio el mercado del plomo y zinc a nivel mundial, para luego enfocarse en la producción de concentrados a nivel nacional, se estudio la normativa ambiental aplicable al proyecto así como el proceso para producir concentrados de plomo y zinc. La información fue obtenida a partir de diversas fuentes bibliográficas.

Dado el estudio de mercado y a la cantidad de materia prima o material a procesar para extraer los concentrados de plomo y zinc, se decidió estudiar las capacidades de los equipos que tiene la planta y realizar la ampliación de esta en el menor costo de inversión.

Del estudio ambiental se concluyó que el proyecto debe someterse al Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental, para lo cual se ha realizado el estudio de una Evaluación de Impacto Ambiental (EIA).

Con la evaluación económica se eligió el escenario de producir **57 997 Tm/año** de Mineral de (galena – esfalerita), cuya evaluación económica del proyecto financiado con préstamos bancario (**70.82%** de la inversión total). Se obtuvo un Valor Actual Neto de **\$ 3 239 823.21** lo que significa que con los beneficios, se cubren todos los costos, se recupera la Inversión Total y se tendría un excedente (VAN). Asimismo se obtuvo una Tasa Interna de Retorno de **112.89%** que al ser superior a una tasa de descuento del **8.74%**, se corrobora una rentabilidad muy atractiva.

De los resultados obtenidos se concluye que es rentable la ampliación de la Planta Concentradora de Minerales Bertha.

INDICE

CAPITULO I

PLANEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Antecedentes	7
1.2. Objetivos de la Investigación	7
1.2.1. Objetivo General	7
1.2.2. Objetivos Específicos	7
1.2.3. Metodología de Trabajo	8
1.3. Descripción del Problema	10
1.3.1. Hipótesis	11
1.3.2. Justificación de la Investigación	11

CAPITULO II

ESTUDIO DE MERCADO

2.1. Oferta de los concentrados	14
2.2. Demanda de los concentrados	20
2.3. Precio de los Concentrados y Minerales	22

CAPITULO III.

EL TAMAÑO DE PLANTA.

3.1. Tamaño de planta actual	25
3.1.1. Diagrama de Flujo Actual	25
3.1.2. Balance de Materia Actual	25
3.2. Tamaño de planta proyectado	25
3.2.1. Diagrama de Flujo Propuesto	26
3.2.2. Balance de Masa Propuesto	26

3.2.3. Balance Metalúrgico del Proceso Actual	27
---	----

CAPITULO IV

LOCALIZACION DEL PROYECTO

4.1. Ubicación y Accesibilidad a la Planta de Beneficio	28
4.2. Infraestructura	29
4.3. Propiedad Minera. (Situación Legal)	29

CAPITULO V

INGENIERIA DEL PROYECTO

5.1. Información Teórica de los Procesos Metalúrgicos	31
5.2. Descripción y datos técnicos de los equipos en el proceso actual	55
5.3. Cálculos y Análisis Metalúrgicos	62
5.3.1. Consumo de Energía de los equipos	62
5.3.2. Cálculo de la Capacidad de los Equipos	64
5.3.3. Cálculo de Consumo de Elementos Moledores	64
5.4. Descripción y datos técnicos de los equipos en el proceso proyectado	66
5.5. Resumen de variables que influyen en los procesos unitarios	68

CAPITULO VI

ANÁLISIS DE LA INVERSIÓN Y FINANCIAMIENTO DEL PROYECTO

6.1. Análisis del Entorno Económico Social	69
6.1.1. Riesgo País	69
6.1.2. Variables Relevantes	70
6.2. Análisis de la Inversión	73
6.2.1. Inversión Fija	74
6.2.2. Inversión en capital de Trabajo	78

6.2.3. Financiamiento de la Inversión	81
6.2.3.1. Fuente de Financiamiento	81
6.2.3.2. Condiciones de Financiamiento	82
6.2.3.3. Cuadro de Pago del Servicio de la Deuda	84

CAPÍTULO VII

ANÁLISIS DE LA RENTABILIDAD DEL PROYECTO

7.1. Consideraciones Básicas	85
7.1.1. Análisis de Costos	85
7.1.2. Valorizaciones	87
7.1.3. Ventas en Equilibrio (Punto de Equilibrio)	87
7.2. Estados Financieros	88
7.2.1. Estado de Ganancias y Pérdidas	88
7.2.2. Flujo de Fondos Neto	89
7.3. Evaluación del Proyecto	90
7.3.1. Evaluación Económica	90
7.3.2. Evaluación Financiera	94
7.3.3. Evaluación del Impacto Ambiental	96

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIALES

ANEXOS

CAPITULO I. PLANEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. ANTECEDENTES

El trabajo de tesis titulado **“ESTUDIO TECNICO ECONOMICO PARA LA AMPLIACION DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE MINERALES BERTHA”**, responde a una necesidad académica, social y económica del país; inversión en el sector minero para alcanzar un desarrollo sostenible para la provincia de Pachapaqui - Ancash, área circundante de los trabajos de explotación del proyecto.

Frente a la evaluación de recursos mineros efectuados en la región Ancash, provincia de Bolognesi, distrito de Aquía, durante los últimos tres años, por diversas compañías, se tiene perspectivas atractivas para la ampliación de la planta y poder incrementar la explotación de dichas reservas. Por este motivo, se ha formulado los objetivos, alcances y el contenido, enmarcado en el análisis de la inversión y la rentabilidad de este proyecto, dada la coyuntura actual de carácter social y económico que atraviesa la minería en el contexto global.

1.2. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

El presente trabajo está orientado a aumentar la capacidad instalada de la planta.

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Realizar un estudio técnico económico que permita determinar la rentabilidad de la ampliación de la Planta Concentradora de Minerales Bertha.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- a. Evaluar el reemplazo del clasificador helicoidal por el hidrociclón.

- b. Determinar la estructura de las inversiones y costos de la ampliación.
- c. Determinar los indicadores de rentabilidad para el proyecto.
- d. Orientar la sostenibilidad del proyecto hacia el compromiso social y responsabilidad ambiental.

1.2.3. METODOLOGÍA DE TRABAJO.

- a. Investigación bibliográfica para obtener una visión global de los aspectos relevantes que se deberían considerar en el desarrollo del proceso aquí presentado.
- b. Técnicas de recolección de datos. Se aplicaron técnicas de muestreo, para evaluar las variables que influyen en los procesos unitarios.
- c. Técnicas de análisis de datos. Para el análisis e interpretación de los datos obtenidos se utilizó la referencia bibliográfica del Manual de Minería; en donde se tiene rangos de parámetros en chancado, molienda, clasificación y flotación.
- d. Determinación de aspectos tecnológicos de antecedentes bibliográficos y con empresas especializadas proveedoras de equipos, las cuales nos brindaran la información de cotizaciones, y catálogos de los equipos.
- e. Evaluación económica del proyecto.
- f. Metodología de la Investigación.
 - f.1. Método General: Análisis y Comparación.
 - f.2. Método Específico: Observación y Medición.
- g. Diseño Metodológico.
 - g.1. Variables.

Variable Independiente: Estudio Técnico Económico.

Variable Dependiente: Ampliación de la Planta.

g.2. Sub Variables.

Sub Variable	Descripción
Entrada	Pruebas Metalúrgicas, Cótización de Metales, Costo de Equipos, Indicadores económicos y financieros.
Salida	Descripción del Proyecto Monto de Inversión y de costos, Estados Financieros e Indicadores de Rentabilidad.

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

g.3. Escala de Medición.

Sub Variable	Descripción
Entrada	Tonelada Métrica de Mineral (Tm) Planeamiento de Producción (Tm) Recuperación Metalúrgica (%) Balances de Materia (Tm) Especificaciones de Equipos y/o Mantenimiento (US\$)
Salida	Capacidad de Planta (Tm/Año) Inversión (US\$) VANe (US\$) TIRe (%) VANf (US\$) TIRf (%)

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

h. Técnicas y Procedimientos de Recolección de Datos.

h.1. La empresa dispone de los datos técnicos sobre el proyecto, éstas se recopilaron y analizaron.

h.2. Se tiene además informes sobre la parte geológica, minera y metalúrgica, elaborados por la empresa WGA Sociedad Minera S.A.C.

h.3. Para la elaboración de este trabajo se tomó como referencia la estructura del proyecto de Yscaycruz, para tener respaldo en el capítulo del análisis de inversión y rentabilidad.

1.3. DESCRIPCIÓN DEL PROBLEMA

La Planta Concentradora de Minerales Bertha, de la empresa WGA Sociedad Minera SAC, está ubicada en el paraje de Vetilla, zona de Pachapaqui, que pertenece al distrito de Aquia, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash. La planta realiza el procesamiento de minerales que contienen plata, plomo y zinc; debido a estudios metalúrgicos realizados a estos minerales, se ha obtenido resultados favorables que nos dan buena rentabilidad en su procesamiento es por ello que se ha venido trabajando en la planta por más de **30** años realizando estos trabajos de concentración de minerales; la empresa WGA Sociedad Minera SAC, teniendo en cuenta el precio de los metales y la coyuntura global actual, donde nuestro país está realizando Tratados de Libre Comercio (TLC) con países que son nuestros principales compradores de nuestros concentrados como son los EEUU y China, ha decidido realizar un estudio técnico de los equipos de la planta donde se encontró que el clasificador helicoidal, está limitando a la planta a un rendimiento actual del **60%**.

El mantenimiento y repotenciación del clasificador helicoidal tiene un costo de **US\$ 31 955**; a propuesta del Ing. Sergio Sanabria – Jefe de Mantenimiento, se cotizo un hidrociclón con un costo de **US\$ 25 600**, el cual reemplazaría al clasificador helicoidal. Esta adquisición del hidrociclón nos permitirá aumentar la capacidad de nuestra planta de **100 Tm/día** a **170 Tm/día**. Esta nueva capacidad se determino de acuerdo a un análisis de nuestros equipos.

Al aumentar la capacidad de la planta, también se deberá modificar el proceso de flotación, donde se tendrá que aumentar el número de bancos de flotación de plomo y zinc, así como el incremento de una celda unitaria, la cual nos servirá como acondicionador; estos equipos posee la empresa, se tendrá que dar un mantenimiento de estos para su correcto funcionamiento, ya que se encuentra almacenados por aproximadamente **7 años**.

El problema se puede plantear mediante las siguientes preguntas:

- ¿Es viable posible la ampliación de la planta concentradora de minerales Bertha, realizando un estudio técnico-económico?
- ¿Es conveniente reemplazar el clasificador helicoidal por un clasificador hidrociclón para ampliar la planta concentradora?

1.3.1. HIPÓTESIS

“Realizando el estudio técnico-económico, se debe hacer rentable la ampliación de la Planta Concentradora de Minerales Bertha”.

1.3.2. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación que se propone, se justifica por las siguientes razones:

- a. La ampliación del tamaño de planta de la Concentradora de Minerales Bertha permitirá incrementar la rentabilidad de la Empresa, por lo tanto tendrá un impacto económico favorable.
- b. Permitirá la dinamización del comercio y servicios, la introducción de puestos de trabajo y la demanda de bienes y servicios generados por el proyecto, tienen a su vez un efecto positivo indirecto sobre la actividad comercial y de servicios, mejorando la situación socio-económica en la zona.
- c. El precio del mineral se encuentra en un valor aceptable y que favorece la rentabilidad; también los especialistas han proyectado que el precio de los metales se mantendrá en el año **2011**. (Revista: Mundo Minero Ejemplar Octubre **2009**).
- d. Al incrementar la capacidad de la planta de **100** a **170** Tm/día, se podrá dar servicio a los diferentes empresarios mineros de la zona que no poseen planta concentradora.
- e. No existe otra Planta Concentradora de Minerales cerca a las mineras que brinden el servicio. Es por ello que nuestra planta, es la elegida por la proximidad a dichas minas ya que reduce el costo en el flete del transporte de mineral, a otras plantas.
- f. Al realizar la adquisición del hidrociclón se obtendrá un mejor rendimiento en el proceso de clasificación, además con el mantenimiento de los demás equipos de la planta se tendrá mejoras en el trabajo, ya que no se tendrá problemas con daños frecuentes, como ha estado ocurriendo.

- g.** Las pruebas metalúrgicas, que se han realizado a las muestras de los minerales de nuestros clientes o socios, nos respaldan acerca de realizar la modificación y ampliación de la planta, y así poder obtener una mejor calidad de concentrado, en un menor tiempo.
- h.** El presente trabajo contiene la información necesaria para dar inicio al proyecto de ampliación de la Planta Concentradora de Minerales Bertha. Donde se tiene la información sobre la inversión y los beneficios que se obtienen.

CAPITULO II. ESTUDIO DE MERCADO

2.1. OFERTA DE CONCENTRADOS ¹

a.- PRODUCTO

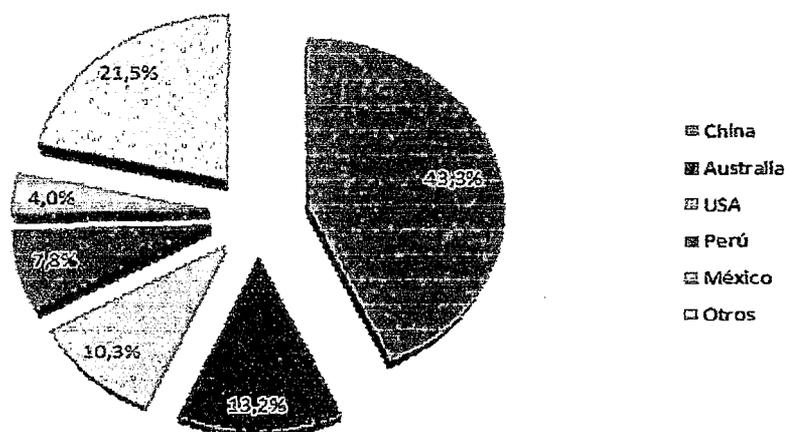
La calidad de los concentrados que se obtiene de nuestro proceso, es aceptado por nuestro comprador para nuestro caso es la empresa Cormin Callao, esta empresa tiene el negocio de comprar concentrado a diferentes plantas concentradoras para luego procesarlo y convertirlos en el metal y aplicar su posterior venta a clientes nacionales o extranjeros. La empresa WGA Sociedad Minera SAC viene trabajando muchos años con la empresa Cormin Callao.

b. PRODUCCIÓN DE PLOMO

Durante el año **2009** se produjeron en el mundo **3.9** millones de Toneladas de concentrados de plomo producto de las operaciones mineras. De estas, los cinco países productores más importantes agrupan alrededor del **78%** de toda la producción, siendo el más importante de ellos China con alrededor de **1.7** millones de Toneladas de producción (como podemos ver del gráfico adjunto). Le siguen Australia, Estados Unidos, Perú y México.

¹(FUENTE: SOCIEDAD NACIONAL DE MINERÍA PETRÓLEO Y ENERGÍA – INFORMES QUINCENALES DE PLOMO Y ZINC)

GRAFICO 2.1. PARTICIPACION MINERA MUNDIAL DE PLOMO 2009

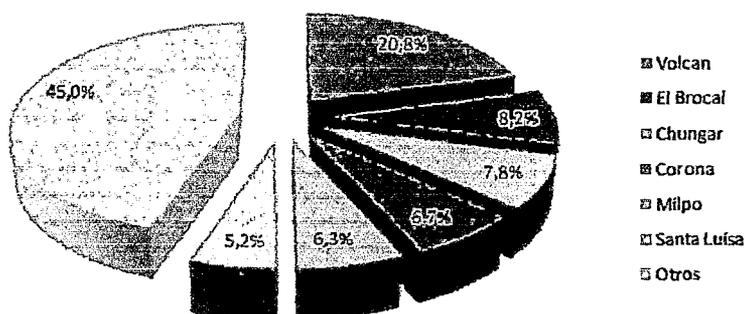


Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

El Perú es, como ya hemos mencionado, uno de los principales productores de plomo a nivel mundial con **302** mil Toneladas producidas durante el **2009**. Este volumen fue producto de la operación de empresas como Volcan Cía. Minera, Sociedad Minera El Brocal, Empresa Administradora Chungar, Sociedad Minera Corona, Cía. Minera Milpo, Cía. Minera Santa las cuales en conjunto representan el **55%** de la producción nacional.

En cuanto a las regiones se refiere Pasco y Lima, producto de las operaciones de las empresas antes mencionadas, fueron las regiones con mayor producción de plomo durante el **2009** con el **42.2%** y el **13.7%** del total respectivamente. Le siguen Junín (**12.0%**) y Ancash (**11.9%**), mientras que el resto produce el **20.2%** restante de la producción nacional.

GRAFICO 2.2. PARTICIPACION EN LA PRODUCCION DE PLOMO 2009



Elaborado por: Juan C. Alfamirano O.

El desarrollo del sector minero en el Perú, en el marco de una minería responsable, ha permitido que la producción de plomo se pueda desarrollar satisfactoriamente, he incluso se ha incrementado a través de los años. Producto de ello el Perú se ha podido consolidar como uno de los más importantes productores de plomo del mundo.

c. PRODUCCIÓN DE ZINC

Los cinco primeros países productores de zinc (China, Australia, Perú, Estados Unidos y Canadá) contribuyen con alrededor del **66.9%** de todo el metal a nivel mundial.

Su producción se ha incrementado de forma sustancial en los últimos **50** años, pasando de **2 millones de Tm** en **1952** a **11 millones de Tm** para el año 2009, lo que podría ser explicado por su mayor demanda, sobre todo del sector construcción (especialmente por el crecimiento mostrado en los últimos diez años por parte de China e India).

Esto ha dado lugar a que los inventarios (stock) de zinc existentes se reduzcan, causando un efecto directo en el precio del metal, cuya cotización se ha incrementado debido a su escasez.

CUADRO 2.1. PRODUCCION MUNDIAL DE ZINC 2009

PAIS	%
China	28.80%
Australia	11.70%
Perú	13.60%
USA	6.20%
Canadá	6.60%
Otros	33.10%

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

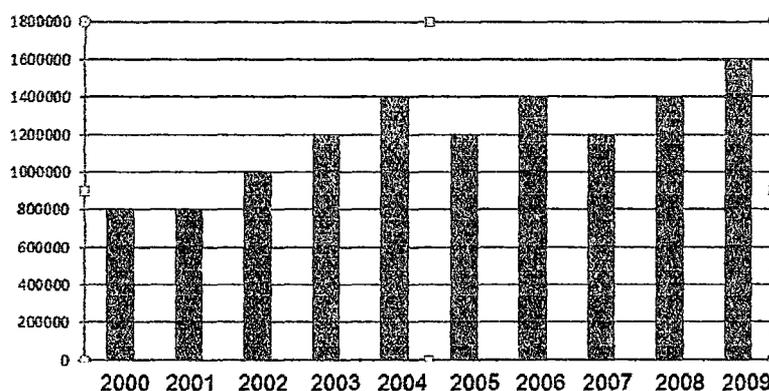
Dado que el Perú es uno de los principales productores de zinc, nuestra producción es de vital importancia para el abastecimiento de los mercados mundiales.

Entre el año **2001** y **2009**, la producción nacional de zinc se ha incrementado en **42%**, pasando de **1** Millón de Tm en **1999** a **1.5** Millones de Tm en el **2009**.

En cuanto a los principales demandantes de zinc, a nivel de continentes en el **2009**, Asia con **6,603** miles de Tm (**57.5%**) lidera el consumo de dicho metal debido principalmente a la demanda de China y Japón. El segundo y tercer lugar

lo ocupan Europa con 2 618 miles de Tm (22.8%) y América (liderado por EEUU) con 1 861 miles de Tm (16.2%), respectivamente. Finalmente, se encuentran Oceanía y África con 207 mil Tm y 199 mil Tm, respectivamente. Para el caso particular del Perú, nuestros principales mercados de destino son Estados Unidos, Colombia, Brasil, Chile, Japón y Venezuela.

GRAFICO 2.3. PRODUCCION DE ZINC 2000 – 2009 (TMF)



Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

Como se podrá observar, la respuesta productiva del Perú a la demanda de otros mercados se ha debido a las oportunas inversiones en el sector minero. En este sentido, otra forma de entender que significa que el Perú ocupa la tercera posición mundial en la producción de zinc es acercándola a los beneficios que trae dicho metal en el quehacer diario (tanto en el aspecto de la construcción como de la medicina).

CUADRO 2.2. PRODUCCIÓN DE CONCENTRADO NETO

(Fuente: MINEN)

Año	Nacional		WGA Sociedad Minera			
	Zn Tm	Pb Tm	Zn Tm	% Prod. Zn	Pb Tm	% Prod. Pb
2001	1,056,629	289,546	493	0.0467%	1,006	0.35%
2002	1,232,997	305,651	519	0.0421%	1,059	0.35%
2003	1,373,792	309,164	546	0.0398%	1,115	0.36%
2004	1,209,006	306,211	575	0.0476%	1,173	0.38%
2005	1,201,671	319,368	605	0.0504%	1,235	0.39%
2006	1,203,364	313,332	637	0.0529%	1,300	0.41%
2007	1,444,361	329,165	671	0.0464%	1,369	0.42%
2008	1,602,597	345,109	706	0.0440%	1,441	0.42%
2009	1,509,129	302,412	743	0.0492%	1,517	0.50%

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

PROYECCIÓN DE CONCENTRADO NETO WGA SOCIEDAD MINERA

Año	Zn Tm	Pb Tm
2010	1069.95	2183.81
2011	1069.95	2183.81
2012	1188.84	2426.45
2013	1188.84	2426.45
2014	1188.84	2426.45
2015	1188.84	2426.45

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

2.2. DEMANDA DE LOS CONCENTRADOS

2.2.1. DEMANDA DE PLOMO

Por otro lado, en cuanto al consumo se refiere, la demanda mundial fue de 8 millones de Toneladas para el año **2009**, monto superior a la producción. Esta diferencia es cubierta, fundamentalmente, a través del plomo reciclado.

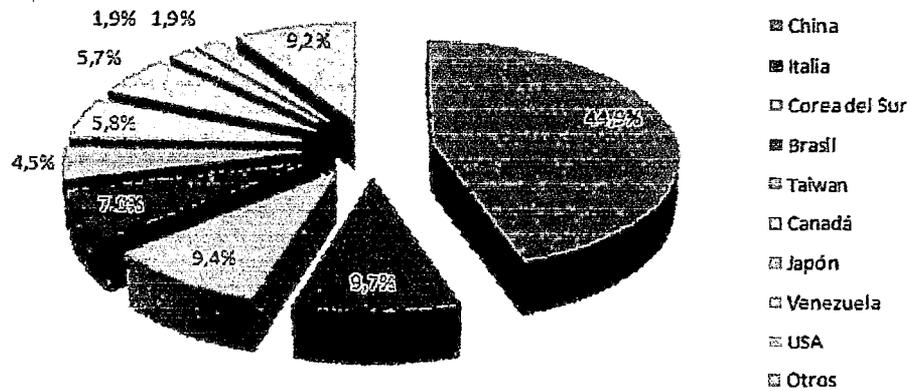
A inicios de la década pasada, cerca de la mitad de la demanda mundial por este mineral provenía de la industria de baterías o acumuladores. Además, era un producto muy requerido por la industria de productos químicos, ya que era utilizado en la elaboración de pinturas, plásticos, vidrio, etc.

Países como Japón, Bélgica, Alemania y Francia eran los principales consumidores del plomo peruano, mineral que era requerido para la fabricación de tetraetilo (antidetonante en la gasolina), tuberías y láminas para construcción, a los que se le sumaban el Reino Unido y Estados Unidos.

En la actualidad, la creciente industria China de baterías para autos y de celulares ha convertido a este país en el principal consumidor a nivel mundial, y por esta razón en nuestro principal comprador de plomo.

Asimismo, destacan entre los compradores de plomo peruano países como: Italia, Corea del Sur y Brasil.

GRAFICO 2.4. EXPORTACIONES DE PLOMO 2009



Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

2.2.2. DEMANDA DE ZINC

Este metal es demandado para la fabricación tanto de productos intermedios como de uso final, aprovechando su resistencia a la corrosión y su bajo punto de fusión.

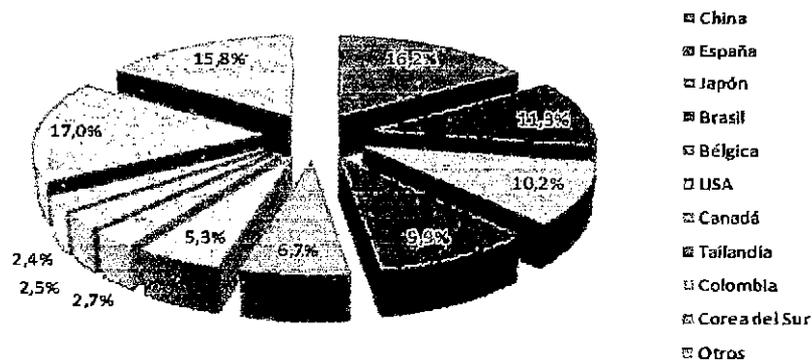
Entre los productos intermedios están los galvanizados, piezas moldeadas, obtención del latón (aleación de cobre y zinc) y laminados.

Asimismo se demanda para la fabricación del óxido de zinc, utilizado en la industria del caucho, en la producción de pigmentos, en la separación de metales preciosos e incluso en productos de uso diario como curitas y cosméticos.

El Perú produce zinc en concentrados y refinado. A inicios de los años 90's, los principales mercados de destino para el zinc refinado eran Alemania, Reino Unido y Estados Unidos, mientras que para los concentrados eran Japón, Bélgica y Francia. En la actualidad, el 12% del total de zinc se exporta en forma refinada y el 88% restante se exporta en concentrado.

Así tenemos que en el 2009, las exportaciones de zinc alcanzaron los US\$ 1 466 millones, los cuales tuvieron como principales mercados de destino a Corea del Sur (17.2%), China (16.2%), España (11.3%), Japón (10.2%) y Brasil (9.9%).

GRAFICO 2.5. EXPORTACIONES DE ZINC 2009



Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

2.2.3. PRECIO DE LOS CONCENTRADOS Y MINERALES ²

2.2.3.1. PRECIO DE LOS MINERALES

El precio de los minerales a estado en alza últimamente, esto se puede observar en los gráficos de los precios a diferentes años, este grafico se ha tomado de la pagina de London Metal Exchange tanto para el Plomo (Lead) y como para el zinc, en esta página se tiene el precio del metal que no es lo mismo con la del concentrado, para determinar el precio del concentrado se tendrá como referencia el precio del metal de donde se realiza unos cálculos que se detallaran a continuación de los gráficos de los precios de los metales.

² (FUENTE: SOCIEDAD NACIONAL DEL MINERÍA PETRÓLEO Y ENERGÍA – INFORMES QUINCENALES DE CALCULO VALOR DE CONCENTRADO)

GRAFICO 2.6. GRAFICA DEL PRECIO DEL PLOMO ³

Lead price graph.

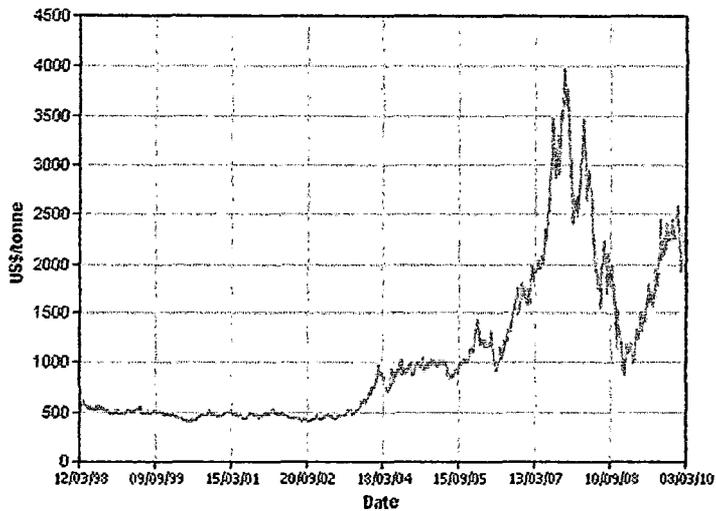
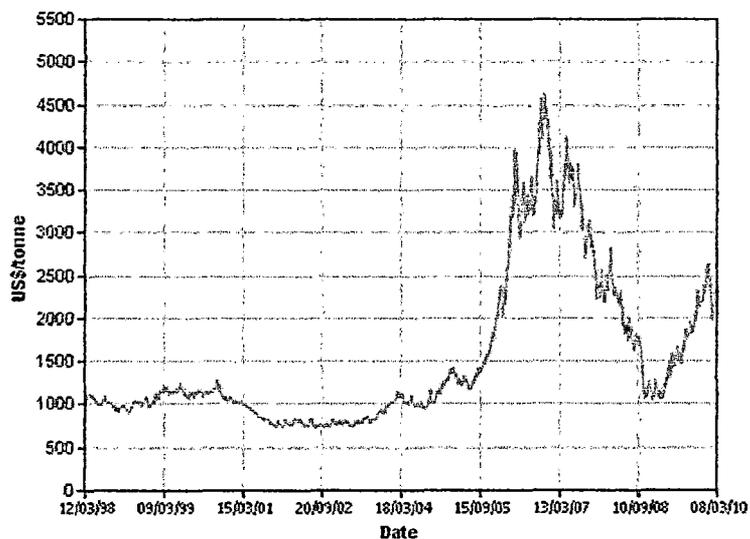


GRAFICO 2.7. GRAFICA DEL PRECIO DEL ZINC ⁴

Zinc price graph.



³ Y⁴ (FUENTE: LONDON METAL EXCHANGE)

2.2.3.2. PRECIO DE LOS CONCENTRADOS

¿Cómo calcular el precio para el concentrado que se obtiene del proceso en la planta?

Al vender un concentrado se toma en cuenta, fundamentalmente, tres variables:

- El peso del concentrado, el cual se mide en Toneladas métricas secas (se debe eliminar la humedad que pueda contener).
- El precio, tomándose como punto de partida la cotización internacional del metal.
- La calidad; es decir, la presencia de otros elementos en el concentrado, los que serán pagables o no pagable dependiendo del caso.

Para obtener un mayor detalle acerca de cómo calcular el precio para el concentrado ver **ANEXO 01 CÁLCULO DEL VALOR DE CONCENTRADO.**

Precio de los concentrados obtenidos del cálculo de acuerdo a sus características:

Precio del Concentrado de plomo **836.59** US \$/Tm

Precio del Concentrado de zinc **890.81** US \$/Tm

CAPITULO III. TAMAÑO DE PLANTA

3.1 TAMAÑO DE PLANTA ACTUAL

3.1.1. DIAGRAMA DE FLUJO ACTUAL

La planta concentradora Bertha, está procesando **100 Tmh/día**, para lo cual se tiene el diagrama de flujo siguiente:

VER ANEXO 02 DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA CONCENTRADORA BERTHA ACTUAL

3.1.2. BALANCE DE MASA ACTUAL

Se realizó un balance de masa, con los datos obtenidos en nuestro proceso, donde se tiene la alimentación al molino de barras **4' x 6'** es de **45 Tmh/hr**, lo cual pasa por una clasificación en el clasificador helicoidal, donde se obtiene un overflow que va a la flotación de **4.41 Tmh/hr**. El detalle se tiene en el anexo **03**.

VER ANEXO 03 BALANCE DE MASA ACTUAL

3.2. TAMAÑO DE PLANTA PROPUESTO

El tamaño de planta propuesto se obtuvo del estudio de capacidad de los equipos, donde el molino de barras nos da una capacidad de **170 Tmh/día**, para lo cual será necesario el cambio del clasificador helicoidal por el hidrociclón, este diagrama se tiene el anexo **04**.

3.2.1. DIAGRAMA DE FLUJO PROPUESTO

**VER ANEXO 04 DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA CONCENTRADORA
BERTHA PROPUESTO**

3.2.2. BALANCE DE MASA PROPUESTO

Se realizó el balance de masa proyectado, con el nuevo Tonelaje que se desea procesar, donde se tiene que procesar **7.26 Tmh/hr** en el molino de barras para obtener en el overflow del hidrociclón **7.11 Tmh/hr**.

VER ANEXO 05 BALANCE DE MASA PROPUESTO

**VER ANEXO 06 LISTA DE EQUIPOS DE LA PLANTA CONCENTRADORA
BERTHA**

3.2.3. BALANCE DE METALÚRGICO DEL PROCESO ACTUAL

BALANCE METALURGICO ACUMULADO

DESDE :	1-Nov
HASTA :	30-Nov

Hrs Acum.	701.00
-----------	--------

Producto	TMS	L E Y E S			CONTENIDO METALICO			RECUPERACION (%)			Ratio
		Ag gr/TM	% PB	% ZN	Ag	PB	ZN	AG	PB	ZN	
CABEZA	3032.089	53.43	4.91	2.75	162011.87	148.94	83.46	100.00	100.00	100.00	
CONC. PB	285.372	490.46	44.29	4.99	139963.86	126.38	14.23	86.39	84.85	17.05	10.63
CONC. ZN	115.595	33.50	1.52	53.57	3872.49	1.76	61.92	2.39	1.18	74.19	26.23
RELAVE	2631.122	6.91	0.79	0.28	18175.53	20.81	7.31	11.22	13.97	8.76	

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

CAPITULO IV. LOCALIZACION DEL PROYECTO

4.1. UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD A LA PLANTA DE BENEFICIO

El área de la planta se encuentra ubicada en las faldas del cerro Minapata, cerca de la quebrada Tunacancha, que pertenece al distrito de Aquia, provincia de Bolognesi, departamento de Ancash.

El área donde está instalada la planta es accesible desde la ciudad de Lima mediante el siguiente recorrido:

CUADRO 4.1. UBICACIÓN Y ACCESO A LA PLANTA.

LOCALIDAD	TIPO DE CARRETERA	DISTANCIA (Km)
Lima – Pativilca	Asfaltado	183
Pativilca – Conococha	Asfaltado	125
Conococha – Planta	Asfaltado	43
Total		351

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

La ruta desde la ciudad de Huaraz hasta la planta, comprende un total **122** Km., pasando previamente por los poblados de Recuay, Ticapampa, Catac, Pachacoto, Conococha y Pachapaqui.

VER ANEXO 07 PLANOS DE UBICACIÓN DE LA PLANTA

4.2. INFRAESTRUCTURA

Las instalaciones de la planta están compuestas por:

- Caseta de vigilancia.
- Oficinas.
- Campamento.
- Almacén.
- Parqueo de vehículos pesados y livianos, etc.
- Planta de Tratamiento.

4.3. PROPIEDAD MINERA (SITUACIÓN LEGAL)

PERMISOS OBTENIDOS

a. Autorización para el uso del terreno superficial.

Titular: W.G.A. Sociedad Minera S.A.C

W.G.A. SOCIEDAD MINERA S.A.C, cuenta con la calificación de Pequeño Productor Minero con Constancia N° **760 - 2006**, expedida por la Dirección General de Minería.

Autoridad competente: Dirección General de Minería del Ministerio de Energía y Minas.

b. AUTORIZACIÓN DE USO DE AGUAS: para la autorización de la planta de Beneficio de Minerales Bertha, se obtuvo la autorización para el uso de aguas expedida por el Ministerio de Agricultura de Ancash.

Autoridad competente: Dirección Regional de Agricultura de Ancash - Administración Técnica del Distrito de Riego de la cuenca del río Pativilca.

c. CERTIFICADO AMBIENTAL: La obtención de dicha certificación el EIASd (Estudio de Impacto Ambiental Semidetallado) se evaluó y aprobó mediante Resolución Directoral expedido por la Dirección Regional de Energía y Minas de Ancash – DREM ÁNCASH.

d. INSUMOS QUÍMICOS FISCALIZADOS: Se obtuvo el permiso de la autorización del Óxido de Calcio (Ca), es necesario obtener la autorización para la compra y uso de dicho insumo.

Autoridad competente: Ministerio del Interior – Policía Nacional del Perú, DINANDRO.

e. INICIO DE OPERACIONES: de conformidad con lo que establece el Art. 43° del D.S. N° 052-99-EM se comunico el inicio de operaciones.

Autoridad competente: Dirección General de Minería Ministerio de Energía y Minas.

CAPITULO V. INGENIERIA DEL PROYECTO

5.1. INFORMACIÓN TEÓRICA DE LOS PROCESOS METALÚRGICOS

CONMINUCIÓN ⁵

Debido a que la mayoría de los minerales se encuentran diseminados e íntimamente ligados con la ganga, ellos tienen que ser primeramente liberados antes de ser separados. Esto se consigue con la conminución, en la cual el mineral es paulatinamente reducido hasta que las partículas de mineral limpio puedan ser separadas por los métodos disponibles. La conminución es un término genérico, que se utiliza para designar procesos de reducción de tamaño. Los objetivos de los procesos de conminución (trituración y molienda) son tres:

- a) Liberación del mineral valioso de la ganga antes de las operaciones de concentración.
- b) Incrementar la superficie específica de las partículas, por ejemplo, para acelerar la velocidad de reacción en los procesos de lixiviación, flotación, etc.
- c) Producir partículas de mineral o cualquier otro material de tamaño y forma definidos.

Por lo general, las operaciones de conminución en las plantas de concentración de minerales se caracterizan por su elevado consumo de energía en comparación a otras operaciones.

⁵(FUENTE: SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGÍA Y TÉCNICO DE MINAS - SERGEOTECMIN).

PRINCIPIO DE LA CONMINUCIÓN

La trituración se debe principalmente a cuatro modos de fractura (impacto, compresión, atrición y corte) dependiendo del mecanismo de la roca y el tipo de carga.

En la trituración por impacto, la fragmentación se produce debido a un golpe instantáneo y seco de un material sólido duro sobre la partícula de roca o mineral, o por golpe de la partícula contra el sólido duro, o finalmente por golpes o choques entre partículas.

En la trituración por atrición, las partículas se desmenuzan debido a fuerzas de fricción que se generan entre dos superficies duras o entre partículas. Como resultado se producen partículas bastante pequeñas o también grandes.

En la trituración por corte, la fragmentación se produce debido a una fuerza cortante.

En la trituración por compresión, la fragmentación se produce por acción de una fuerza de compresión generada entre dos superficies duras.

5.1.1. TRITURACIÓN

La operación de trituración, es la primera etapa mecánica de la conminución. Por lo general se lo realiza en seco y en etapas sucesivas.

Industrialmente se utilizan diferentes tipos de máquinas de trituración y suelen clasificarse de acuerdo a la etapa en que se utilizan y el tamaño de material tratado.

a. TRITURADORAS PRIMARIAS: Fragmentan trozos grandes hasta un producto de 8" a 6". Se tienen dos tipos de maquinas.

- Trituradoras de Mandíbulas

- Trituradoras Giratorias.

b. TRITURADORAS SECUNDARIAS: (*) Fragmentan el producto de la trituración primaria hasta tamaños de 3" a 2", entre estas maquinas tenemos.

- Trituradoras Giratorias
- Trituradoras Cónicas

() En el caso de nuestra planta por tratar cantidades menores de 500 Tm/día se categoriza como una pequeña minería, por ello la trituración secundaria para nosotros será como la trituración terciaria de la información bibliográfica que se tiene.*

c. TRITURADORAS TERCIARIAS: Fragmentan el producto de la trituración secundaria hasta tamaños de 1/2" o 3/8", entre estas maquinas tenemos.

- Trituradoras Cónicas
- Trituradoras de Rodillos

5.1.2. MOLIENDA

A diferencia de la trituración, la molienda por lo general se lo realiza cuando el material está en una pulpa con agua. La molienda es la reducción de tamaño de las partículas relativamente gruesas dejadas por la trituración. Esta reducción debe realizarse al tamaño óptimo para el proceso de concentración, lo que involucra aspectos técnicos y económicos.

Industrialmente se utilizan diferentes tipos de molinos, por su amplia difusión en la minería y además se poseen en planta, nos circunscribiremos a:

a. MOLINO A BARRAS

Estos molinos tienen un casco cilíndrico cuya longitud fluctúa entre 1-1/3 a 3 veces su diámetro. Se utilizan por lo general cuando se desea un producto grueso con muy poco de lama. *(cieno blando y suelto, pero pegajoso con contenidos metálicos mínimos).*

Para tener una adecuada carga de las barras, está contendrá barras de diversos diámetros, desde diámetros grandes hasta aquellas barras que se desgastaron lo suficiente como para ser reemplazados. Lo usual es cargar inicialmente un molino con barras de diámetros seleccionados. *La mayoría de las cargas iniciales contienen barras de 1 ½ " a 4 " (3.8 a 10.2 cm.) de diámetro, en proporción aproximada a las cantidades estimadas de las partículas más gruesas de la alimentación.*

Una alimentación gruesa o un producto grueso requieren normalmente predominancia de barras grandes. Lo inverso se aplica para alimentaciones o productos finos.

Por lo general las barras son reemplazadas cuando se desgastan hasta aproximadamente 1" (2.5 cm.) de diámetro, o menos, dependiendo de su aplicación, debido a que estas barras delgadas tienden a doblarse o romperse. Por este motivo rara vez se incluyen barras menores a 1½" (3.8 cm.) de diámetro en la carga inicial.

Para una molienda eficiente, las barras dobladas o rotas deben ser removidas periódicamente. Las barras deben ser pedidas en longitudes de 3" a 6" más cortas que la longitud del molino. La carga inicial de barras generalmente fluctúa 35% a 45% del volumen interior del molino. La sobrecarga provoca una

molienda ineficiente e incrementa el consumo de soleras y barras. *La carga promedio de barras pesará aproximadamente 6 250 kilogramos por metro cúbico y tendrá aproximadamente un 21% de vacíos entre las barras.*

Para conseguir una molienda satisfactoria, se debe utilizar barras de acero de alto contenido de carbón, que además deben ser laminadas en caliente, ser rectas y redondeadas y de dureza, tenacidad y densidad suficientemente rígidas para soportar la flexión, deben estar libres de fisuras y con extremos limpios y cortados en escuadra.

El consumo de barras varía ampliamente con las características de la alimentación, la velocidad del molino, el grado de acidez de la pulpa, la longitud de las barras y el tamaño del producto. *En molienda húmeda el consumo esperado de barras varía de 0.5 a 1 kilogramo de acero consumido por Tonelada de nueva alimentación (en promedio aproximadamente 0.5 Kg/Tm).*

El consumo de barras y de energía es significativamente menor a velocidades más bajas. Sin embargo, se consigue una molienda más eficiente a velocidades más altas. Por tanto, debe operarse tan rápido como sea necesario para obtener el producto deseado.

b. MOLINO DE BOLAS

Estos molinos pueden ser cilíndricos o cilindro cónicos. En los cilíndricos la relación de longitud a diámetro no excede de 1.5:1; y en los cilindros cónicos los elementos generatrices de los extremos cónicos forman ángulos de aproximadamente 60° y 30° con el eje del molino.

Una carga adecuada contendrá bolas de diversos tamaños, desde los tamaños grandes reemplazables, hasta aquellos tamaños descargados con el

producto. Lo usual es cargar inicialmente el molino con bolas de diámetros seleccionados, calculados para obtener una carga adecuada.

Una alimentación o un producto grueso requieren predominancia de bolas de gran diámetro y a la inversa, alimentación o producto fino requieren bolas más pequeñas. Cuanto más pequeño el tamaño del medio de molienda, más eficiente y económica la operación de molienda, debido a que un medio más pequeño provee una mayor superficie de molienda. Por consiguiente, el tamaño máximo de bola debe ser solo lo suficientemente grande para quebrar la partícula más grande presente en la alimentación. Al seleccionar el tamaño mínimo de bola, debe considerarse que las bolas pequeñas se desgastan más rápido.

*La molienda primaria requiere por lo general una carga graduada de bolas de 4" a 2"; la molienda secundaria de 2" a ¾". Los circuitos de remolienda con alimentación fina permiten el uso de bolas de 1", para una molienda más eficiente. **En nuestro caso se tiene una sola molienda de bolas, donde se tiene tamaños de bolas entre 3" y 1.5".***

*La carga inicial de bolas generalmente fluctúa entre 40% a 45% del volumen interior del molino. El volumen de la carga inicial debe ser cuidadosamente regulado, para evitar la sobrecarga, que ocasiona una molienda ineficiente y un incremento del consumo de soleras y bolas. **La carga promedio de bolas pesará aproximadamente 4 500 kilogramos por metro cúbico y tendrá aproximadamente un 42% de vacíos entre las bolas.***

Para una molienda eficiente hay que utilizar bolas de acero forjado de buena calidad, de redondez, dureza, tenacidad y densidad uniformes.

El consumo de bolas varía considerablemente con su aplicación y depende de factores tales como la dureza del material, el tamaño de la alimentación y del producto deseado. *El consumo puede variar entre 0.10 y 0.82 kilogramos por Tonelada de nueva alimentación.*

La velocidad de alimentación de los molinos de bolas se expresa como un porcentaje de la velocidad crítica, que es alcanzado cuando la fuerza centrífuga obliga a que el material dentro del molino, se adhiera y rote con las soleras. Esta situación evita el efecto de cascada del medio de molienda, del cual depende una molienda efectiva.

5.1.3. CLASIFICACIÓN

La clasificación es la operación de separación de un material granular en dos o más productos basado en la velocidad con la que las partículas caen en el seno de un fluido. En la concentración de minerales normalmente el medio fluido es el agua. La clasificación húmeda generalmente se aplica a partículas de mineral que son consideradas muy finas para ser separadas eficientemente por medio del cernido. Ya que la velocidad de las partículas en un medio fluido no solamente depende de su tamaño, sino también de su peso específico y de su forma, los principios de la clasificación son importantes en la separación de minerales por medios gravimétricos.

PRINCIPIOS DE LA CLASIFICACIÓN

Cuando una partícula cae libremente en el vacío, está es sometida a una constante aceleración y su velocidad se incrementa indefinidamente, siendo independiente de su tamaño y densidad. Consiguientemente, un trozo de plomo y una pluma caen exactamente con la misma velocidad.

En un medio viscoso, como el agua o el aire, hay resistencia al movimiento y el valor se incrementa con la velocidad. Cuando se ha alcanzado el equilibrio entre la fuerza de la gravedad y las fuerzas de resistencia del fluido, el cuerpo alcanza su velocidad terminal y después cae a una velocidad uniforme.

La naturaleza de la resistencia al descenso de la partícula depende de su velocidad de descenso. A bajas velocidades es baja, debido a que la capa de fluido en contacto con la partícula se mueve con está, mientras que el fluido del entorno permanece sin movimiento. Entre ambas posiciones existe una zona de corte en el fluido en toda la trayectoria de descenso de la partícula. En efecto, toda la resistencia al movimiento de la partícula se debe a las fuerzas de corte o viscosidad del fluido y por lo tanto se denomina resistencia viscosa. A altas velocidades la principal resistencia es causada por el desplazamiento de la partícula en el fluido, y la resistencia viscosa es relativamente pequeña; esto es conocido como resistencia turbulenta.

Los clasificadores consisten esencialmente de una columna de clasificación en la cual un fluido sube a una velocidad uniforme (**Figura 5.1**). Las partículas introducidas en la columna de clasificación, o suben o bajan, dependiendo de si su velocidad terminal es mayor o menor que la velocidad de ascenso del fluido.

En la columna se clasifica la carga alimentada en dos productos, un rebalse (overflow) que consiste en partículas con velocidad terminal menor que la del fluido y un underflow o producto spigot con partículas cuya velocidad terminal es mayor que la del fluido.

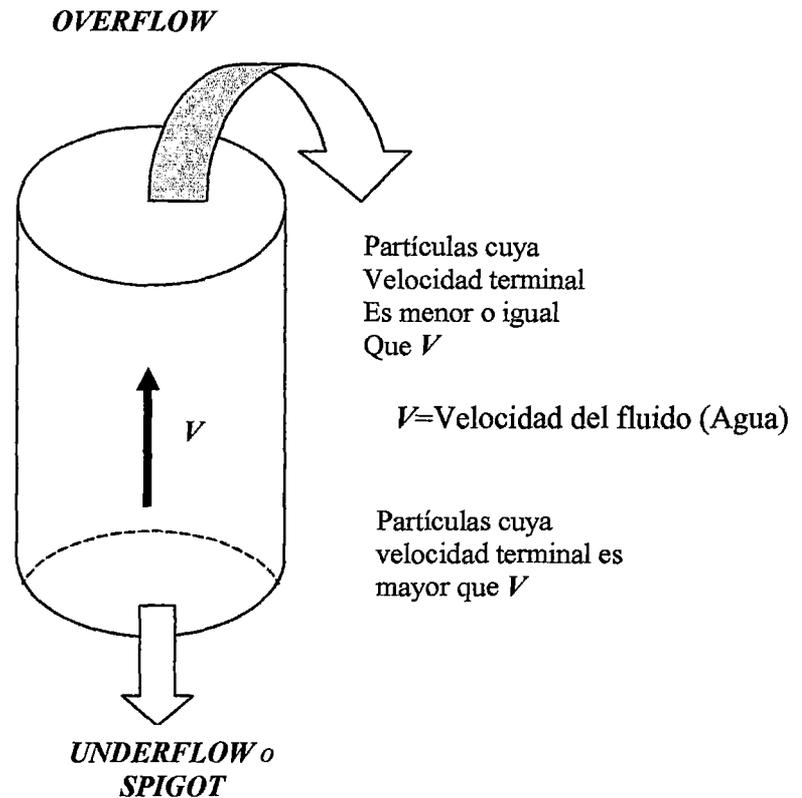


Figura 5.1. Columna de Clasificación.

TIPOS DE CLASIFICADORES

Se han diseñado y construido muchos tipos de clasificadores. Sin embargo, ellos pueden agruparse en tres clases principales dependiendo de la dirección de la corriente del fluido:

- a. **CLASIFICADORES DE CORRIENTE VERTICAL (CLASIFICADORES HIDRÁULICOS)** Para asentamiento retardado.

Estos clasificadores se caracterizan por que la separación de las partículas de acuerdo a sus tamaños se realiza en una corriente vertical de agua, la cual arrastra a las partículas pequeñas y deja sedimentar a las grandes.

b. CLASIFICADORES DE CORRIENTE HORIZONTAL (CLASIFICADORES MECÁNICOS) Para asentamiento libre.

Los clasificadores de este tipo se caracterizan por que la separación de las partículas se realiza en una corriente de agua horizontal, la cual arrastra a las partículas finas y deja sedimentar a las grandes. Además cuentan con un dispositivo mecánico para remover las partículas grandes. Dentro de este tipo de clasificadores tenemos:

- CONO DE ASENTAMIENTO
- CLASIFICADOR DE RASTRILLOS
- CLASIFICADOR DE ESPIRAL TIPO AKINS

c. CLASIFICADORES CENTRÍFUGOS Dentro del grupo de clasificadores centrífugos se encuentra el ciclón, el hidrociclón, que utilizan el campo centrífugo generado por la rotación del fluido, para acelerar la velocidad de sedimentación de las partículas.

El clasificador de espiral tipo AKINS, es el que actualmente la planta posee por ello se detallara una información teórica de este tipo de clasificador.

CLASIFICADOR DE ESPIRAL TIPO AKINS

La Figura 5.2, muestra un esquema del equipo. El sistema de transporte de partículas gruesas asentadas en la piscina del equipo es trasladado hasta la descarga en la parte superior del mismo por medio de una espiral, la cual transporta una parte de la subida en seco, lo cual permite descargar el material con menor porcentaje de agua. Este equipo es ampliamente usado en las plantas convencionales de nuestras minas.

Los clasificadores más importantes son los clasificadores mecánicos de espiral y de rastras.

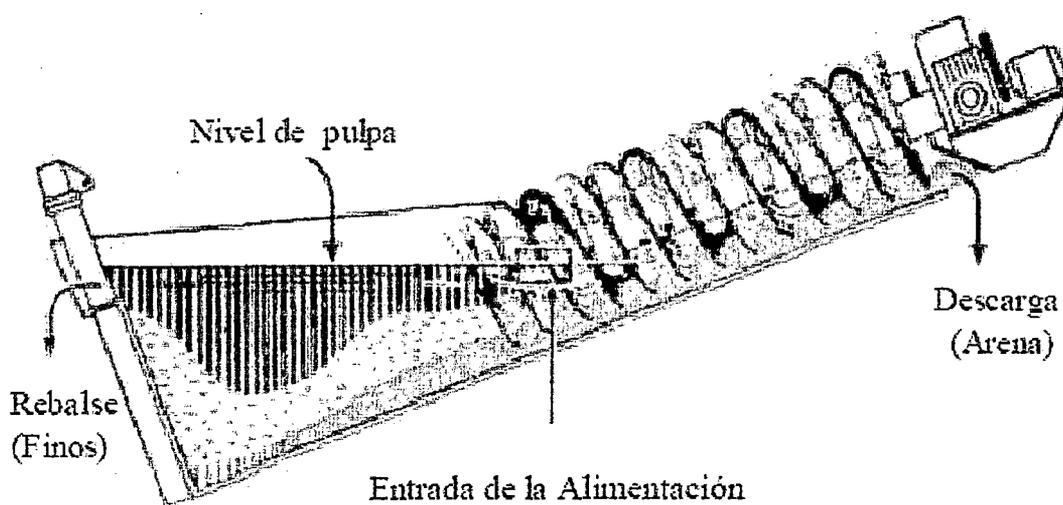


Figura 5.2. Clasificador mecánico de espiral Akins.

CARACTERÍSTICAS DE TRABAJO EN UN CLASIFICADOR MECÁNICO

La Figura 5.3. muestra el esquema de un clasificador de rastras o de espiral, en ella se puede distinguir las cuatro zonas de trabajo más importantes de este tipo de clasificadores.

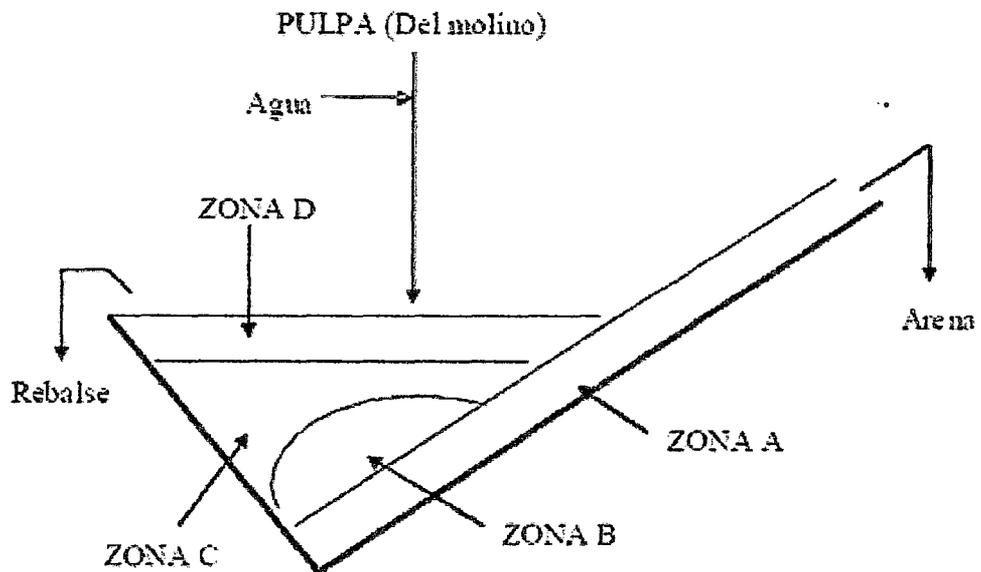


Figura 5.3. Zonas de trabajo de un clasificador mecánico.

ZONA A: Ubicada en el fondo del estanque, es una capa estacionaria de partículas de grano grueso por debajo de los rastrillos o la espiral. Actúa como una capa protectora, ya que absorbe las fuerzas abrasivas durante el transporte.

ZONA B: Partículas de grano grueso que han sedimentado y serán transportadas.

ZONA C: Suspensión de partículas en agua. Zona de asentamiento retardado, de alta densidad y turbulencia.

ZONA D: Corriente horizontal de pulpa desde el punto de alimentación hasta el rebalse (overflow).

VARIABLES DE OPERACIÓN Y DE DISEÑO

a) Pendiente del tanque (variable de diseño), determina el área de la zona de sedimentación y por tanto también determina el tamaño de partículas que van hacia el overflow.

b) Altura del rebalse (variable de operación) permite regular el área de la zona de sedimentación. Un aumento de la altura, produce un aumento del área de la piscina y una disminución del tamaño máximo de partícula en el overflow.

c) Velocidad (variable de diseño) es importante desde el punto de vista de agitación del baño y su efecto en el tamaño de separación.

d) % sólidos del overflow (variable de operación) factor importante porque determina el tamaño de separación del clasificador y está en función de la cantidad de agua que se añade al circuito. Una disminución del % sólidos en el overflow disminuye el tamaño de separación, esto ocurre hasta un valor denominado dilución crítica (aproximadamente **10%** sólidos) por debajo de este valor el tamaño de separación aumenta.

e) Caudal de pulpa en la alimentación (variable de operación) un aumento del caudal aumenta la velocidad de la corriente horizontal y por tanto también aumenta el tamaño de separación.

HIDROCICLONES

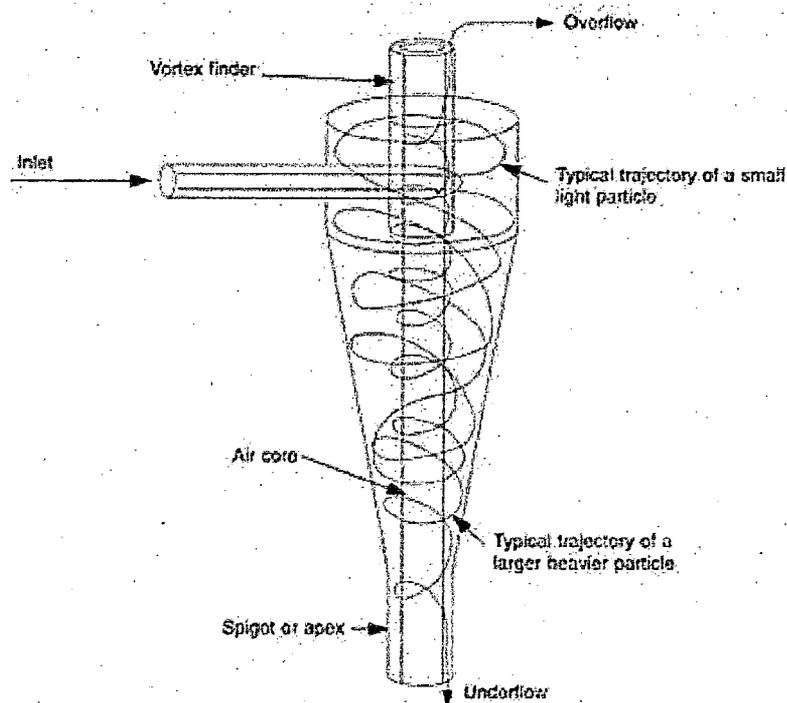
Es un equipo de operación continua que utiliza la fuerza centrífuga para acelerar la sedimentación de las partículas. Es uno de los equipos más importantes usados en la industria minera, y hay más de **50** tipos de hidrociclones fabricados en el mundo.

Su principal uso en la concentración de minerales es la de clasificar, ha demostrado ser un equipo eficiente para separar partículas finas. Se está usando en forma ascendente en los circuitos cerrados de molienda.

Un hidrociclón típico podemos ver en la **Figura 5.4**, el cual consta de un recipiente cónico abierto en la parte inferior, boquilla de descarga (apex) unido a una sección cilíndrica el cual tiene un ingreso de pulpa tangencial.

La parte superior del cilindro es cerrada con una plancha a través de la cual pasa un tubo central, boquilla de descarga (overflow). La cañería se extiende dentro el cuerpo del ciclón por medio de una sección corta y removible conocida como vortex, el cual previene un cortocircuito de la alimentación hacia el overflow.

Figura 5.4. ZONAS DE TRABAJO DE UN HIDROCICLON



La presión hidrostática acelera la velocidad de la pulpa, la cual ingresa al ciclón a través de una boquilla de ingreso tangencial. Mediante el efecto de estrangulación del paso de la parte cónica inferior la pulpa rotante se separa en dos flujos de pulpa, uno que cae hacia fuera y otro que sube por la parte interna.

De esta manera, el material pesado o material grueso se concentra hacia las paredes del ciclón, siendo expulsado por la parte inferior (ápex) y el material liviano o material fino, por la parte superior central del ciclón (vortex).

La parte de desgaste más importante del ciclón es la boquilla inferior de descarga (ápex), por la cual atraviesa la fracción gruesa con una presión relativamente alta. Para una prolongación del tiempo de vida del ciclón se usan las siguientes boquillas de descarga:

- Revestimiento de porcelana dura
- Boquillas cambiables de material resistente al desgaste (goma, poliuretano)
- Boquillas de goma regulables neumáticas.
- Boquillas de goma regulables manualmente.

APLICACIÓN DEL HIDROCICLÓN

Este equipo es adecuado para la aplicación en la minería chica. Puede usarse para el deslame, la clasificación y la concentración. En situaciones donde no hay fuerza motriz, se puede emplear un desnivel entre 3 – 10 m. Estos equipos son relativamente fáciles de construir.

VARIABLES QUE AFECTAN LA OPERACIÓN DEL HIDROCICLON

De diseño: Las variables de diseño definen el comportamiento grueso del hidrociclón, el tamaño de corte y la nitidez de separación. Las más importantes son:

- Tamaño de la unidad.
- Tamaños de la alimentación
- Vortex y ápex

El tamaño de corte depende principalmente del diámetro de la unidad, aumentando con un aumento del diámetro.

Parámetros del material: El más importante es la densidad del material, en la cual si es mayor no se produce una sedimentación y si es menor se mantienen las partículas en suspensión por mucho más tiempo.

De operación: En las variables de operación se pueden distinguirse entre variables de entrada y salida. Entre las de entrada se tiene el flujo, la concentración y la presión de alimentación. La concentración expresada como fracción volumétrica es la principal variable de control que permite cambiar en forma inmediata el tamaño de corte. La mayoría de los investigadores concuerda en que un aumento en la concentración aumenta el tamaño de corte, variante entre 0.1 y 0.25. El tamaño de corte puede variar 1.8 veces por este concepto.

La presión de alimentación y el flujo de material están relacionados íntimamente y determinan la capacidad del equipo. Un aumento en el flujo mejora la eficiencia por un aumento en la fuerza centrífuga y así partículas más finas son llevadas al underflow.

Entre las variables de salida interesa la granulometría del rebalse y la proporción de agua que aparece en la descarga. Existe una interrelación entre ellas, ya que la proporción de agua influye en el cortocircuito y la granulometría del rebalse es función de la curva de clasificación y de la fracción de cortocircuito.

Perturbaciones: La principal perturbación es la distribución granulométrica de la alimentación.

5.1.4. FLOTACIÓN⁶

Existen varias formas de flotación, pero la que subsiste hasta nuestros días es la flotación por espumas y esta consta de 4 tipos que son:

- Flotación Directa.

⁶(FUENTE: ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL DE LA PLANTA BENEFICIO CONCENTRADORA BERTHA)

- Flotación Inversa
- Flotación Colectiva
- Flotación Selectiva o Diferencial.

De estos cuatro tipos de flotación de espuma, la que se realiza en la Planta de Concentración de Minerales Bertha es la flotación diferencial, de la cual se tiene la siguiente información:

FLOTACIÓN DIFERENCIAL

Consiste en un método físico-químico para concentrar minerales finamente molidos, conlleva el tratamiento adecuado de la mezcla de sólidos y líquidos, ó pulpa, a fin de crear condiciones favorables para la anexión de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas de aire llevan consigo los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa y forman una espuma estabilizada que es recogida, mientras los otros minerales no deseados permanecen sumergidos en la pulpa.

FLOTACIÓN DIFERENCIAL DE MINERALES PLOMO-ZINC

El término flotación diferencial, se refiere a la flotación de una ó más especies mineralógicas de sulfuros dejando en los relaves especies de otro tipo, deprimidas por reactivos específicos.

La presencia simultánea de sulfuros de estos elementos en concentraciones económicamente recuperables, es común en los yacimientos peruanos. Su tratamiento metalúrgico comprende la obtención de dos concentrados mediante un procedimiento ya establecido y que consta de las siguientes etapas:

- Flotación de Plomo y Plata, deprimiendo la esfalerita y pirita.
- Activación y Flotación de los sulfuros de zinc (esfalerita, marmatita) de las colas de flotación de Plomo. En esta etapa se deprime nuevamente la pirita.

FLOTACIÓN DE PLOMO

Esta flotación se realiza con una depresión simultánea de zinc y pirita, una combinación de reactivos y puntos de adición de las mismas.

Básicamente la flotación de plomo se realiza a pH natural ó levemente alcalino utilizando generalmente Xantatos como colectores.

La depresión de la pirita y esfalerita se logra mediante el uso del cianuro, bisulfito y sulfato de zinc en dosificaciones que no afecten la flotación del cobre (en el caso que nuestro mineral lo contenga, se ha de conocer que es muy raro tener cobre en los minerales que se han procesado en la planta concentradora Bertha).

El pH de flotación de la galena está en el rango neutro a ligeramente alcalino, pero cuando tiene alto contenido de plata, el plomo tiende a deprimirse a pH mayor a 9.5.

ACTIVACIÓN Y FLOTACIÓN DE SULFUROS DE ZINC

La esfalerita no adsorbe Xantatos de cadena corta sin una activación previa. Esta activación consiste en el recubrimiento de la esfalerita-esfalerita por una capa de ión activante que formará una superficie que podrá interaccionar con el Xantato.

Para la flotación de la esfalerita de las colas de la flotación de plomo se usa generalmente CuSO_4 como activante, el cual forma una superficie de covelita sobre la esfalerita.

Simultáneamente es necesario deprimir la pirita lográndose esto por la elevación del pH hasta los valores de **10-12**, la pirita en este rango no flota al inhibirse la formación del dixántogeno que es la especie colectora.

TIPOS Y CARACTERÍSTICAS DE LOS INSUMOS NECESARIOS PARA LA OPERACIÓN

Los reactivos empleados en la Flotación Diferencial Plomo-Zinc, son los siguientes:

a. COLECTORES

Compuesto orgánico heteropolar que se absorbe selectivamente sobre la superficie de las partículas, haciendo que estas se vuelvan hidrófobas (aerófilas).

Los colectores usados con mayor frecuencia son los xantatos y los aerofloats. Sin los colectores los sulfuros no podrían pegarse a las burbujas y éstas subirían a la superficie sin los minerales y los sulfuros valiosos se irían a las colas.

Una cantidad excesiva de colector haría que flotarían incluso los materiales no deseados (piritas y rocas) o los sulfuros que deberían flotar en circuitos siguientes.

b. ACTIVADORES

Compuesto inorgánico que modifica selectivamente la superficie de las partículas para permitir que el colector se absorba sobre éstas.

- Sulfato de cobre. En solución saturada, para reactivar esfalerita, también para algunos sulfuros como la Antimonita.
- Sulfato de sodio, empleado en la activación de sustancias con superficie oxidada.

b. DEPRESORES

Generalmente es un compuesto inorgánico que modifica la superficie de las partículas volviéndolas hidrófilas o inhibe la absorción del colector.

- Sulfato de zinc, principal depresante de la esfalerita y/o marmatita.
- Bisulfito ó sulfito de sodio, deprime a los sulfuros de zinc y fierro.
- Cianuro de sodio, depresor de muchos sulfuros, principalmente esfalerita, piritita y sulfuros de cobre y arsénico; en exceso, también deprime a las sulfosales de plata. Tiene efecto disolvente sobre el oro metálico y libre.
- Bicromato de sodio ó potasio, depresor de galena de la separación plomo/cobre.

c. REGULADOR DE pH

Cada sulfuro tiene su propio pH de flotación, donde puede flotar mejor. Esta propiedad varía según el mineral y su procedencia. Los reguladores de pH tienen la misión de dar a cada pulpa el pH más adecuado para una flotación óptima.

La cal es un reactivo apropiado para regular el pH, pues deprime las gangas y precipita las sales disueltas en el agua. La cal se puede alimentar a la entrada del molino a bolas.

Los reguladores de alcalinidad comúnmente empleados son: cal y carbonato de sodio ó Soda Ash.

El modificador de acidez usual es el ácido sulfúrico que mantiene un pH ácido, ejemplo para flotar pirita ó arsenopirita.

d. ESPUMANTES

Los espumantes son reactivos tenso activos, que modifican la tensión superficial del agua y que producen una espuma estable. Ejemplo: Aceite de pino. Una espuma consiste de un gas disperso en un líquido en una relación tal que la densidad aparente de la mezcla se aproxima más a la densidad del gas que a la del líquido.

Los productos más usados como espumante son: aceite de pino, ácido cresílico, alcoholes sintéticos como el Metil IsoButil Carbinol (MIBC), Dowfroth **250**, etc.

En la flotación de minerales sulfurosos, es una práctica común emplear por lo menos dos espumantes y más de un colector. Espumantes específicos son elegidos para dar propiedades físicas adecuadas a la espuma, mientras que el segundo espumante interactúa con los colectores para controlar la dinámica del proceso de flotación.

- Aceite de Pino. Tiene propiedades colectoras. Su espuma es persistente y dura, y la característica indeseable es su capacidad para flotar la ganga.

- Dowfroth **200** y Dowfroth **250**, son éteres metílicos del propilenglicol, líquidos de baja viscosidad completamente solubles en agua, apropiado para cualquier tipo de flotación.

- Ácido Cresílico. Es aún muy popular pero es escaso. No es muy selectivo.

e. MODIFICADORES SULFIDIZANTES Y DISPERSANTES

Proporcionan el medio adecuado para que floten las sustancias deseadas y preparan la pulpa para la flotación. Entre éstos tenemos:

- **SULFIDIZANTE:**

Sulfuro de Sodio, cuya función es precipitar una capa de sulfuro sobre la superficie oxidado del mineral ó metal, a fin de que dicha superficie responda favorablemente a la acción colectoras.

- **DISPERSANTES:**

Silicato de Sodio, se usan frecuentemente como dispersantes para materiales de arcilla ácida y los correspondientes carbonatos con lamas básicas. Tanto los silicatos como los carbonatos funcionan neutralizando las cargas de las partículas de lama. Tal dispersión evita la formación de capas de lamas que interfieren en los minerales que están siendo recobrados, así como el arrastre mecánico de lama floculante en la espuma.

CUADRO 5.1. REACTIVOS APLICADOS A MINERALES ESPECIFICOS ⁷

MINERAL	REACTIVOS		
	Espumante	Colectores	Modificadores
Plomo Oxidado Cerusita, anglesita	Aceite de Pino o Acido cresilico	Xantato de Amilo	Sulfuro de Sodio Silicato de Sodio
Plomo Sulfurado Galena Sola	Acido Cresilico o Aceite de Pino y Creosita.	Xantato o Aerofloat	Cal o Carbonato de Soda
Galena con Blenda	Acido Cresilico o Aceite de Pino Y Creosita.	Xantato o Aerofloat	Cianuro de Sodio con Sulfato de Zinc
Zinc Sulfurado Blenda Marmatita	Aceite de Pino o Acido Cresilico.	Xantato de etilo y/o aerofloat.	Sulfato de Cobre, cal (cuando hay pirita).
Cobre sulfurado calcopirita calcosina Bornita, Covelina, etc.	Aceite de Pino	Xantato de Etilo o Aerofloat	Cal Cianuro (cuando hay mucha pirita)

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

⁷ (FUENTE: SERVICIO NACIONAL DE GEOLOGÍA Y TÉCNICO DE MINAS – SERGEOTECMIN)

5.2. DESCRIPCIÓN Y DATOS TÉCNICOS DE LOS EQUIPOS EN EL PROCESO ACTUAL

El proyecto "Planta Concentradora de Minerales Bertha" comprende el desarrollo de las operaciones y procesos unitarios para la recuperación de concentrados polimetálicos de zinc, plomo y plata por el método de flotación. La metalurgia comienza desde la acumulación del mineral en la cancha respectiva para luego realizar las siguientes operaciones:

- Chancado
- Molienda primaria
- Molienda secundaria
- Flotación diferencial
- Filtrado
- Acumulación de concentrados en cochas, listas para su transporte.

Procesamiento Metalúrgico de Mineral Polimetálico.

5.2.1. SECCION CHANCADO

PRIMER ALMACENAMIENTO

La tolva de gruesos (T101) está construida en sección cuadrada de concreto armado terminado en pirámide invertida para su fácil descarga, con una capacidad de **100 Tm** de mineral de densidad aparente **1 914 Tm/m³**, y además posee un chute con compuerta para controlar la alimentación.

La tolva está implementada con una parrilla de rieles en **13** pulgadas de luz donde los bloques mayores serán retirados para partarlos con comba y retornarlos al proceso, los bloques menores a **13** pulgadas pasarán a la tolva de gruesos.

CLASIFICACIÓN 1º

El mineral será descargado de la tolva de gruesos por gravedad, hacia un grizzly vibratorio de 3'x 4' (G101) para obtener un material de 3" Ø.

Los gruesos (Overzise) del grizzly se dirigirán al chancado primario, mientras que los finos pasarán hacia una segunda clasificación.

CHANCADO PRIMARIO

El mineral grueso (+ 3" Ø) de la etapa anterior será chancado por una chancadora de mandíbulas 24"x 10" con motor 25 HP (C101) y un set 3" Ø.

CLASIFICACIÓN 2º

Los productos de la chancadora de mandíbulas y los finos del grizzly se unen y son conducidos por una faja transportadora F101 de 18" x 18 m (motor 3,6 HP) hacia un zaranda vibratoria de 2 pisos de 3' x 6' (motor 3 HP), con una cobertura de mallas de ¾" y ½" de la cual los finos (- ½") serán descargados hacia la tolva de finos.

CHANCADO SECUNDARIO

El overzise (mineral grueso, + ¾" y + ½") de la zaranda vibratoria, es pasado a un Tolvin que descarga a una faja transportadora F102 de 18" x 1.6 m, luego es conducido por una faja transportadora F103 de 18" x 6 m (motor 3,6 HP) y descargado para ser triturados por una chancadora cónica Symons 3" x 72" Marca FUNVESA motor 25 HP, cuyo producto (- ½") será descargado a las tolvas de finos.

5.2.2. SECCION MOLIENDA Y CLASIFICACION

SEGUNDO ALMACENAMIENTO

La tolva de finos (T102) recibirá, almacenará y alimentará el mineral proveniente de la sección chancado. Esta tolva está construida en sección cilíndrica de planchas de fierro de 1/8" de espesor, con una capacidad de 150 TM. Esta tolva tiene un chute de descarga con una compuerta para controlar la descarga al molino. La descarga de la Zaranda Vibratoria, es recibida en la Faja Transportadora F104 de 18" x 14 m y alimenta a la Tolva de Finos.

MOLIENDA PRIMARIA

El mineral de la tolva de finos será conducido por una faja transportadora F201 de 18"x 8 m, (motor 3,6 HP) y la descargará en un Molino de Barras de 4'x 6' (M201) (F80 :10 500 micrones, P80:2 400 micrones) motor 45 HP.

CLASIFICACIÓN 3º Y MOLIENDA SECUNDARIA

El molino de barras alimenta al clasificador helicoidal 30" x 17" X 3" (S201), el cual tiene en el overflow una pulpa fina de 65% - malla 200, mientras que las arenas gruesas salen por el underflow y alimentan al molino de bolas COMESA de 5' x 6' (M202) (F80 :2 170 micrones, P80:360 micrones) motor 55 HP, y la descarga se junta con la descarga del Molino de Barras produciéndose una primera carga circulante. El Clasificador Helicoidal mantiene un circuito cerrado con el molino de bolas.

5.2.3. SECCION FLOTACION

El objetivo fundamental de esta etapa es que en las celdas de flotación separan en forma satisfactoria una cabeza (pulpa proveniente de molienda) con el propósito de producir un concentrado y un relave. Las celdas reciben la pulpa

(overflow del Clasificador Helicoidal) proveniente de la sección de la tercera clasificación y molienda secundaria. En esta etapa el mineral, los reactivos y el aire se pondrán en contacto íntimo ya que los tres primeros han sido acondicionados anteriormente.

Estas celdas se alimentan mediante tubo lateral y descargan el relave por otro situado en un nivel más bajo, mientras que el concentrado será retirado de la parte superior de las celdas por lavado con agua. Las celdas que estarán instaladas en la Sección Flotación serán: Celdas Rougher, que recibirán el mineral de cabeza; Celdas Scavenger, reciben como alimentación las colas de las Celdas Rougher y Celdas Cleaner, que reciben las espumas de las celdas Rougher puesto que el concentrado Rougher aún estaría sucio.

Los bancos de celdas estarán distribuidos de la siguiente manera:

BANCO DE CELDAS CIRCUITO (Pb - Ag):

El overflow del Clasificador Helicoidal se recibe en la Celda Serrana A302 de 7' x 7', donde se acondicionara, la pulpa acondicionada pasa a las celdas Rougher de este circuito. Las espumas del primer rougher pasan a la limpieza; Las espumas de la limpieza constituyen el concentrado de plomo final.

Se obtendrá un concentrado final de Pb-Ag. El producto intermedio de la sección limpieza y el concentrado Scavenger serán recirculados conjuntamente con el overflow del Clasificador Helicoidal a la flotación Rougher. Este circuito consta con las siguientes celdas:

3 Celdas (2 Rougher y 1 Scavenger) y 1 celdas (limpieza)

Potencia:

Un Motor de 6 HP para cada celda. (Rougher y Scavenger)

Un Motor de **5 HP** (Celda de Limpieza).

BANCO DE CELDAS CIRCUITO ZINC:

Las colas o relaves del circuito de plomo constituyen la cabeza del Zinc y se alimentan al celda serrana **7' x 7' A303 (20 HP)** donde se acondicionan con los reactivos adecuados; luego la pulpa acondicionada van a la celda rougher N° **1 y 2**, cuyas espumas pasan a la limpieza que constituyen el concentrado de Zinc final y un relave que pasara al circuito Rougher del Zn. Este circuito tendrá las siguientes celdas:

1 Acondicionador-celda

3 Celdas (**2** Rougher y **1** Scavenger) y **1** celdas (limpieza).

Potencia:

Un motor de **6 HP** para cada celda (Rougher y Scavenger).

Un motor de **5 HP** para cada celda (Limpieza).

Las colas de cada etapa Rougher / Scavenger llegan al final del circuito y constituyen el relave final.

El relave final va a **3** bombas de **4" x 3" SRL – C** para llevar todo el relave a la cancha donde es bombeado para formar los muros o taludes. Los Concentrados de plomo y de zinc van a sus respectivas cochas.

DESCRIPCIÓN DEL DEPÓSITO DE RELAVES

Las características del depósito de relaves son las siguientes:

- Ubicación: Al Este de la Planta, y a una cota superior respecto al punto de salida del relave, de **55 m**
- Área: **12 378 m²**

- Altura final: **15 m**
- Revestimiento: geomembrana de **1.5 mm**
- Tubería de drenaje: tubo $\varnothing = 8"$. Sale al exterior por el muro S.
- Muros perimetrales: N. y S. preparados. Con un muro central también preparado. E. y O. naturales
- Muros de seguridad: Preparados con ejes a **8.00 m** del eje de cada muro perimetral, en los extremos N. y S.
- Los muros perimetrales preparados en nuestro caso, N, S y muro central tienen un canal en tierra de **3.00 m** de ancho x **2.00** de profundidad, los que se han rellenado con piedras de **0.80** y **1.00 m** alcanzando una altura de **1.50 m** sobre el nivel del piso y luego se ha completado la altura a **2.0 m** con un material similar al hormigón grueso.

Equipos:

- **3 Bombas SRL-C 4"x 3"**
- **2 Bomba SRL de 2½"x 2"**

Operación:

El relave al salir de la última celda Zn va a las 3 bombas 4"x 3" y llegan al depósito de relaves donde alimentan a 2 bomba 2½"x 2" la cual lleva el relave a los taludes.

El relave cicloneado tiene un Underflow (gruesos) que se deposita en los muros y un Overflow (finos) que se deposita en el interior del depósito de relaves; el agua del relave se desplaza hacia el extremo opuesto donde se construyo el muro perimetral, y donde se ha ubicado el extremo de la tubería de drenaje, la cual

presenta una chimenea o quena de decantación, esta tubería de drenaje evacua el agua clarificada al exterior del depósito de relaves, donde se han construido 2 pozas de decantación de 2.0 m x 3.0 m x 2.0 m de donde finalmente se envía esta agua clarificada para recirculación y volver a usarse en las operaciones Planta.

5.2.4. OPERACIONES AUXILIARES

Tanques y alimentadores de reactivos

La alimentación de reactivos se efectúa con alimentadores que varían de tipo, según la naturaleza del reactivo y el volumen de alimentación, se tienen los siguientes tipos de alimentadores de reactivos:

Alimentadores de reactivos secos; los sólidos caerán a través de un cono por el movimiento de un vibrador fijado a su lado o alimentadores por medio de un gusano.

Alimentadores de reactivos líquidos; aquí se encuentran los alimentadores por vaso (alimentadores de copas) o simplemente desde estanques por el sistema de sifón a través de un tubo.

En nuestro caso emplearemos los siguientes

11 alimentadores de copas de $\frac{1}{4}$ HP c/u.

02 alimentadores de cal en sólido (tolvín cónico de 12") de $\frac{1}{2}$ HP c/u.

Haciendo un total de **3,75 HP (2,79 kw)**.

COCHAS DE CONCENTRADO

Los concentrados al salir de las celdas serán conducidos a unas pozas (cochas), en donde serán almacenados, y en los cuales se produce el desaguado y filtrado mediante el uso de lonas filtros.

Las cochas están construidas de concreto armado, cada cocha contará con una compuerta (ventana) y una lona filtro para el desaguado, además tendrá un tiempo de almacenaje para 8 días para luego ser descargados.

Los concentrados tendrán de 8 a 10% de humedad.

El número adecuado de cochas será:

04 Cochas para el concentrado Pb - Ag : 5m x 2m x 1,6m.

04 Cochas para el concentrado Zn : 5m x 2m x 1,6m.

5.3 CÁLCULOS Y ANÁLISIS METALÚRGICOS

5.3.1 CONSUMO DE ENERGÍA DE LOS EQUIPOS ⁸

CONSUMO ENERGÉTICO POR TMELADA DE MINERAL TRITURADO

Los costos de energía representan el gasto principal en trituración y molienda, por eso las variables que controlan estos costos son importantes. Para el cálculo del consumo de energía se emplean las siguientes relaciones:

$$P = (\text{Volts.} \times \text{Amps.} \times \sqrt{3} \times \cos \Phi) / 1\ 000 \quad (1)$$

$$W = P / T \quad (2)$$

Donde:

P = Energía realmente suministrada

W = Consumo de energía (KW – hr / TC

Volts = Voltaje suministrado al motor, se toma de la placa

Amps = Amperaje realmente suministrado al motor. Se determina midiendo el amperaje de los tres conductores y obteniendo un promedio.

$\sqrt{3}$ = Factor de corrección en estrella del motor trifásico

⁸(Fuente: <http://www.scribd.com/doc/42828357/CALCULOS>)

$\text{Cos } \Phi$ = Factor de potencia

1000 = Factor de conversión de Watts a KW

T = Tonelaje de mineral alimentado (Tm / hr)

CUADRO 5.2. RESUMEN DE CONSUMO DE ENERGIA DE LOS EQUIPOS

Equipo	Consumo de Energía (Kw-Hr/Tm)
Chancadora Primaria Quijada 24"x10"	0.65
Chancadora Secundaria Conica 3"x72"	0.78
Molino de Barras 4' x 6'	4.67
Clasificador Helicoidal	1.34
Molino de Bolas 5' x 6'	4.67

5.3.2. CÁLCULO DE LA CAPACIDAD DE LOS EQUIPOS
CÁLCULO DE LA CAPACIDAD DE CHANCADORAS, MOLINOS Y
CLASIFICADOR HELICOIDAL

CUADRO 5.3. RESUMEN DE CAPACIDAD DE LOS EQUIPOS

Equipo	Capacidad (Tm/Hr)
Chancadora Primaria Quijada 24"x10"	11.76
Chancadora Secundaria Conica 3"x72"	8.28
Molino de Barras 4' x 6'	7.19
Clasificador Helicoidal	4.48
Molino de Bolas 5' x 6'	8.79

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

CÁLCULO DE CONSUMO DE ELEMENTOS MOLEDORES

CUADRO 5.4. RESUMEN DE CALCULO DE BARRAS

Diam. (Pulg)	Perdida Kg	Nº Barras Desgastadas	Nº Barras Repuestas
4	145.24	2	2
3.5	127.55	2	1
3	109.74	2	1
2.5	91.79	3	0
2	73.70	3	0
Total	548.02	11	4

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

CUADRO 5.5. RESUMEN DE CALCULO DE BOLAS

Diam. (Pulg)	N° de Bolas	Peso Kg
3"	1147	2236.35
2.5"	1652	1734.47
2"	1846	980.05
1.5"	4591	1129.30
Total	9235	6080.16

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

VER ANEXO 08 CÁLCULOS METALÚRGICOS

5.3.3. ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LOS MOLINOS PRIMARIO Y SECUNDARIO

VER ANEXO 09 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE MOLINOS

5.4. DESCRIPCIÓN Y DATOS DE LOS EQUIPOS EN EL PROCESO PROYECTADO

MODIFICACION

El circuito de chancado es el igual que el anterior, la modificación se realizara en la clasificación de la molienda. Lo cual se detalla a continuación.

CLASIFICACIÓN 3°

La pulpa (mineral, agua y reactivo) saliente del Molino de Barras (M201), será bombeada por una bomba (5 HP) a un hidrociclón D10" (H201) de una capacidad de 10 Tm/hr; de donde los finos (overflow) pasarán a la celda unitaria 5' x 5' (A301), donde se acondicionara y luego pasara a la sección de flotación y los gruesos (underflow) pasarán hacia el molino de bolas donde se formara el circuito cerrado.

Hidrociclón D10 con su respectiva bomba Centrífuga SRL-C de 2" x 2" x 10 Motor 5 HP.

VER ANEXO 10 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DEL HIDROCICLON D10

BANCO DE CELDAS CIRCUITO (PB - AG):

La pulpa que se tiene en la celda unitaria 5' x 5' A301, descarga en la Celda Serrana A302 de 7' x 7', donde se acondicionara, la pulpa acondicionada pasa a las celdas Rougher de este circuito. Las espumas de las roughers pasan a la primera limpieza; Las espumas de la primera limpieza pasan a la segunda limpieza y las espumas de la primera limpieza constituyen el concentrado de plomo final.

Este circuito consta con las siguientes celdas:

5 Celdas (3 Rougher y 2 Scavenger) y 2 celdas (limpieza)

Potencia:

Un Motor de **6 HP** para cada celda (Rougher y Scavenger).

Un Motor de **5 HP** para cada celda (limpieza).

BANCO DE CELDAS CIRCUITO ZINC:

Las colas o relaves del circuito de plomo constituyen la cabeza del zinc y se alimentan al celda serrana 7' x 7' A303 (**20 HP**) donde se acondicionan con los reactivos adecuados; luego la pulpa acondicionada van a las celdas roughers, cuyas espumas pasan a la primera limpieza y las espumas de esta limpieza pasan a la segunda limpieza, y las espumas de la segunda limpieza constituyen el concentrado de zinc final y un relave que pasará al circuito Rougher del Zn. Este circuito tendrá las siguientes celdas:

1 Acondicionador-celda

5 Celdas (3 Rougher y 2 Scavenger) y 2 celdas (limpieza).

Potencia:

Un motor de **6 HP** para cada celda (Rougher y Scavenger).

Un motor de 5 HP para cada celda (limpieza).

VER ANEXO 11 CÁLCULO DEL NÚMERO DE CELDAS DE FLOTACIÓN

5.5 RESUMEN DE VARIABLES QUE INFLUYEN EN LOS PROCESOS UNITARIOS

CUADRO 5.6. RESUMEN DE CAPACIDADES DE LOS EQUIPOS

Equipo	Capacidad Tm/Hr
Chancadora Primaria	11.76
Chancadora Secundaria	8.28
Molino de Barras	7.19
Clasificador Helicoidal	4.48
Molino de Bolas	8.79

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

Del cuadro 5.6, se tiene que el clasificador helicoidal es el que esta limitando la capacidad de la planta a **107 TMH/día**.

La capacidad del molino de barras seria el dato a tomar en cuenta en la ampliación ya que esta nos un máximo de Tonelaje a tratar de **173 TMH/día**.

CAPITULO VI. ANALISIS DE LA INVERSION Y FINANCIAMIENTO DEL PROYECTO.

6.1. ANÁLISIS DEL ENTORNO ECONÓMICO SOCIAL

6.1.1. RIESGO PAÍS.

a. ELEMENTOS FUNDAMENTALES QUE INFLUYEN EN LA INVERSIÓN

- Comportamiento de los ciudadanos

Trato que brinde la ciudadanía al turista extranjero.

La manera de actuar de los ciudadanos y comunidades frente a las empresas existentes y a los nuevos proyectos. Azuzados por ONGs, actúan de manera frontal y cerrada en oposición a la minería.

- Comportamiento de los empresarios minero – metalúrgico en el Perú

Asumen pasivos ambientales de los años anteriores.

b. CONCEPTO DE RIESGO – PAÍS

Es la percepción del inversionista sobre la situación económica, político institucional y social de un país, se expresa mediante un indicador.

El indicador trata de cuantificar la probabilidad de situaciones, eventos que alteran el normal desenvolvimiento de la economía, la política y la sociedad en su conjunto.

- **ÁREA DE ANÁLISIS:**

Área económica:

El Perú es un país minero y el aporte de este sector productivo al desarrollo económico social de nuestra nación es sumamente importante; y así lo demuestran los indicadores económicos. La minería responde por el **6.3%** del PBI

Nacional, el **62%** de las exportaciones totales del país y alrededor del **45%** del Impuesto a la Renta de tercera categoría que recauda el estado. Además ha concentrado inversiones por más de US\$ **12 350** millones de dólares en los últimos 15 años.

c. CLASIFICACIÓN DE RIESGO

El 16 Diciembre **2009**, Moody's Investors Service elevó la calificación de riesgo crediticio de Perú a grado de inversión al incrementar la calificación de la deuda pública en moneda extranjera del país a Baa3 desde Ba1. Explicó que ello refleja la mayor resistencia del país a los shocks externos y su menor riesgo crediticio asociado a la dolarización de su sistema financiero, y la menor participación de la moneda extranjera en su deuda pública.

Cabe señalar que la agencia calificadora Standard & Poor's asignó el grado de inversión a Perú el **14** de julio del **2009**, al otorgarle una calificación de BBB- con perspectiva estable, sumándose en América Latina a México, Chile y Brasil.

Mientras que la agencia calificadora de riesgo crediticio Fitch Ratings otorgó el grado de inversión a Perú el **2** de abril del **2009** otorgándole una calificación de BBB- con perspectiva neutra.

De esta manera, Perú ha logrado acceder al grado de inversión de las tres principales agencias calificadoras de riesgo crediticio del mundo.

6.1.2. VARIABLES RELEVANTES

a. ÍNDICE DE ATRACCIÓN EN INVERSIÓN MINERA

El Instituto FRASER (www.fraserinstitute.ca) es una institución canadiense independiente que realiza investigaciones sobre temas económicos, sociales y educativos. Es una organización federal no lucrativa que se financia por la venta

de sus publicaciones y contribuciones de sus miembros y fundaciones. También realiza investigaciones de sectores donde están relacionadas empresas canadienses, como el Reporte Anual de Compañías Mineras, cuyo objetivo es comparar las realidades geológicas y regulatorias sobre el aprovechamiento del RRNN minero. Este Reporte constituye una encuesta de percepción sobre el atractivo para el inversionista, como destino de la inversión minera.

METODOLOGÍA:

En la última encuesta del periodo **2005/2006** participaron funcionarios de **322** compañías. En la actualidad son **64** los países sobre los cuales los entrevistados opinan.

En esta encuesta se usan tres indicadores para medir el atractivo a la inversión minera:

- Índice de Potencial Minero.
- Índice de Clima Político.
- Índice de Atracción de la Inversión.

La metodología es la siguiente:

ÍNDICE DE CLIMA POLÍTICO

Sirve como tarjeta de presentación de los gobiernos sobre cuán atractivas son sus diversas políticas orientadas a la exploración y explotación minera. En este indicador el Perú ha ido variando en los años **2002** al **2006**, ya en los años **2008** y **2009** se ha estabilizado y ofrece buenas perspectivas del clima político para los inversionistas.

ÍNDICE DE POTENCIAL MINERO

Se basa en la respuesta de los encuestados sobre si el potencial mineral de un país anima o desalienta la inversión. Tiene dos indicadores:

- Potencial Minero con regulación actual y utilización restringida del suelo.
- El segundo indicador es sobre el Potencial Minero bajo el mejor escenario, asumiendo que no hay restricción de las utilidades del suelo y se tiene las “mejores prácticas” del sector industrial.

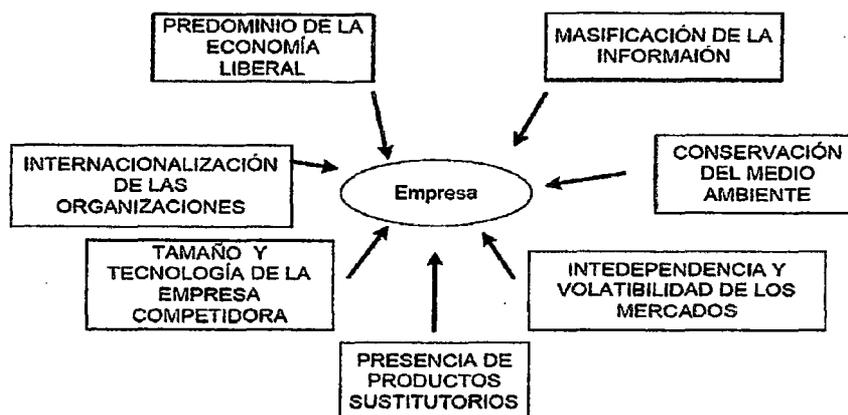
EL ÍNDICE DE ATRACCIÓN DE LA INVERSIÓN

Se construye multiplicando el índice de Potencial Minero (que clasifica las regiones basadas en la atracción geológica) con el índice de Clima Político (que mide los efectos de las políticas del gobierno en la inversión de la exploración).

b. MEGA TENDENCIAS

Según la Comisión Brunlantd existen megatendencias y que marcarán el futuro en la que se desarrollarán los territorios:

Predominio mundial de la economía liberal, mundo inestable, globalización, internacionalización de las organizaciones, las carreras de aprendizaje permanente, redefinición del papel del Estado, desregularizaciones de capitales, interdependencia y volatilidad de los mercados internacionales, redefinición de la competencia y la universalización del hombre.



Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

6.2. ANÁLISIS DE LA INVERSIÓN

6.2.1. INVERSIÓN FIJA

Los desembolsos que se deben efectuar en la ejecución del proyecto se agrupan en dos rubros: inversión fija y capital de trabajo.

a. INVERSIÓN

Comprende el conjunto de desembolsos que originan cargos a alguna cuenta de activos, se divide en:

• ACTIVOS FIJOS

Está constituido por los bienes e inmuebles obras físicas, maquinarias y equipos, etc. La inversión tangible se reincorpora en el proceso bajo el término de depreciación, que no implica desembolso de efectivo, y sus efectos recaen en el cálculo de los impuestos.

La depreciación se calculará sobre el valor de adquisición, además se deben incluir los gastos incurridos tales como flete, seguros, gastos de despacho, derechos aduaneros, instalación montaje, y otros similares que resulten

necesarios para colocar a los bienes en condición de ser usados, excluidos de los intereses. El método de la depreciación a usarse será el de lineal, salvo que la SUNAT autorice otro diferente.

• ACTIVOS FIJOS INTANGIBLES

Son aquellos gastos en que se incurre para poner operativo el proyecto, tales como: gastos de puesta en marcha que incluye la capacitación, pruebas, etc., gastos de organización, que incluye gastos de constitución, asesoría, etc., el pago de licencias adquiridas e imprevistas.

La inversión intangible al igual que la depreciación, origina un cargo contable denominado amortización, que tiene efectos tributarios en la fase operativa.

b) ESTRUCTURA DE LA INVERSIÓN FIJA

De acuerdo a las necesidades del proyecto se han estructurado el siguiente plan de inversiones, cuyo detalle es el siguiente:

Capacidad Proyectada Tm/Dia	Horas Dia	Dias Mes	Mes Año
173	22	28	12

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

Capacidad Maxima 57,997.98 Tm/Año

Rendimiento 100.00%

Total Proyectado 57,997.98 Tm/Año

Total Procesado 4,833.17 Tm/Mes

Total Proyectado de Plomo (Tm/Mes) 485.13 Tm/Mes

Total Proyectado de Zinc (Tm/Mes) 196.51 Tm/Mes

Cuadro 6.1 : Costo de Inversión Fija (CIF)

Concepto		Monto \$
Terreno		8,000.00
Edificacion		11,000.00
Maquinaria y Equipo		246,803.48
Instalacion Montaje		30,000.00
Total CIF	US \$	295,803.48

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

Cuadro 6.2 : Costo de Planta (Cplanta)

Concepto		Monto \$
Maquinaria y Equipo		246,803.48
Instalacion y Montaje		30,000.00
Total Cplanta	US \$	276,803.48

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

Cuadro 6.3 : Costo de Inversión Fija Depreciable (CIFD)

Concepto	Monto \$
Edificaciones	11,000.00
Maquinaria y Equipo	246,803.48
Instalacion y Montaje	30,000.00
Total CIFD	US \$ 287,803.48

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

Cuadro de Inversiones

Cuadro 6.4 : Inversion Fija Tangible

Concepto	Monto \$
Maquinaria y Equipos de Planta	122186.90
Costo de Reparación	93112.58
Taller Mecanica	1624.00
Equipo Laboratorio	7850.00
Grupos Electrogenos	15330.00
Muebles de Oficina	500.00
Computadora	200.00
Camioneta	6000.00
Edificaciones	11,000.00
Terreno	8,000.00
Instalacion Montaje	30,000.00
IFT	US \$ 295803.48

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

6.2.2. INVERSIÓN EN CAPITAL DE TRABAJO

Para que el proyecto funcione además de maquinarias y equipos se necesita capital de trabajo conformado por recursos que permitan sostener la operatividad del negocio durante el tiempo en que se estime recibir los ingresos.

Este período es denominado ciclo operativo, se inicia cuando se adquiere la materia prima e insumos hasta que se recibe el efectivo después de haber vendido los bienes producidos. El capital de trabajo tiene un carácter permanente durante la vida del proyecto, aunque debido al incremento de las ventas pueden existir nuevas inversiones constituyendo el cambio de capital de trabajo que se recuperará en forma conjunta y total cuando el proyecto deje de operar.

En la cuantificación del capital de trabajo se consideró: el dinero necesario para mantener un saldo mínimo de caja que afronte el pago de los gastos menores, las facilidades en el pago que se otorgue a los clientes las que serán financiadas por el negocio, las facilidades que nos otorguen los proveedores en la cancelación de las deudas; considerando como un beneficio ya que financia parte de los recursos; y finalmente, todo negocio debe contar con reservas que permitan enfrentar los desfases entre las distintas funciones. Así se consideran los inventarios y pueden ser en materia prima, productos en proceso y productos terminados, los cuales deben ser financiados.

Contablemente, el capital de trabajo es la diferencia entre los activos corrientes y los pasivos corrientes, y está constituida por tres diferentes clases de recurso; las existencias, las disponibles y los exigibles.

El método del ciclo productivo es lo que se utilizó para calcular la inversión del capital de trabajo (ICT).

Capital de Trabajo al mes

Cuadro 6.5: Existencias

Concepto	Monto \$
Suministros (Mat Indirectos)	230.67
Mantenimiento y Reparac.	10259.38
Utiles de Oficina	157.89
Combustible	113616.00
Mineral (Mat. Prima Directa)	188493.44
Reactivos xa Planta Mes	28614.75
Elementos Moledores Mes	10781.22
Reactivos Laboratorio Mes	534.48
Flete de Conc. Planta Lima(Callao)	12269.59
Total US \$/Mes	364957.43

Cuadro 6.6 :Disponibles

Concepto	Monto \$
Sueldos Administrativos	6421.05
Supervision Directa	6614.04
Operarios	9326.32
Ayudantes	5473.68
Seguro de Planta	719.51
Gastos Generales	119.92
Gastos de Comedor	4736.84
Telefono Fax Internet	259.65
Agua (Oficinas)	52.63
Luz (Oficinas)	87.72
<hr/>	
Total US \$/Mes	33811.36
<hr/>	
Capital de Trabajo/1 mes	398768.78 US \$/Mes

6.2.3. FINANCIAMIENTO DE LA INVERSIÓN

a. FUENTE DE FINANCIAMIENTO

Las fuentes de financiamiento del proyecto pueden ser por recursos propios, a través de aportes del inversionista (si la empresa está en funcionamiento las fuentes internas son principalmente las utilidades retenidas o las reservas legales). También es posible obtener financiamiento de fuentes

externas al negocio por medio de préstamos, bonos y otras modalidades, cuya ventaja radica en el escudo fiscal por los intereses incurridos.

Las entidades que se encuentran en el sistema de intermediación financiera son principalmente: Empresas Bancarias, Empresas de Seguro, Empresas Financieras, Empresa de Desarrollo de la pequeña y microempresa (EDPYME).

Dada la característica financiera de la minería, generalmente se recurre a la banca comercial y financiera.

b. CONDICIONES DE FINANCIAMIENTO

Se asume contratos de préstamo a mediano plazo y con posibilidades a largo plazo.

Los pagos periódicos efectuados por el prestatario generalmente se compondrán en amortizaciones e intereses.

Las tasas de interés dependen de la ganancia libre de riesgo del prestamista, la inflación, el riesgo del negocio, riesgo país, tiempo de duración del préstamo y magnitud del capital.

(Tomar en cuenta la tasa de hipotecario del Banco HSBC Bank Perú que tiene una tasa de **8,74%**).

VER ANEXO 12 TASAS DE INTERÉS PROMEDIO

Plazo: 2 años

Garantías patrimoniales: Equipos

Flujo económico financiero de la empresa.

Aval: Las empresas corporativas

Los pagos periódicos efectuados por el prestatario será de monto constante (anualidad constante), utilizando el factor de recuperación del capital:

c. CUADRO DE INVERSIÓN – FINANCIAMIENTO

El financiamiento cuenta con dos medios: aportes propios y préstamo:

INVERSION TOTAL US \$/Mes

694572.26

			%
PRESTAMO Inversion Total		491881.36	70.82%
Aporte Propio		202690.90	29.18%
Plazo Pago	2 Años	n	2
PeriodGracia	0 Años	Σn	3
Tasa	8.74% Anual		

Cuadro de Financiamiento				
Descripción	Aporte Propio		Financiamiento	
	US \$	%	US \$	%
Inversión Fija	202690.90		93112.58	
Inversión en Capital de Trabajo	0.00		398768.78	
Total	202690.90	29.18%	491881.36	70.82%

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

CUADRO SERVICIO A LA DEUDA CUOTA CONSTANTE

Año	Saldo	Interes	Amortizacion	Cuota
1	491881.36	42990.43	235643.08	278633.51
2	256238.28	22395.23	256238.28	278633.51

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

CAPÍTULO VII ANÁLISIS DE LA RENTABILIDAD DEL PROYECTO

7.1. CONSIDERACIONES BÁSICAS

7.1.1. ANÁLISIS DE COSTOS (COSTO FIJOS Y COSTOS VARIABLES)

Rubro / Año	Costo (F/V) F=Fijo/V=Variable	1	2	3	4	5
ProPro		80%	90%	100%	100%	100%
Procesado		46398.39	52198.18	57997.98	57997.98	57997.98
Conc. Pb		4366.90	4912.76	5458.62	5458.62	5458.62
Conc. Zn		1768.88	1989.99	2211.10	2211.10	2211.10
V_Pb		3653301.09	4109963.72	4566626.36	4566626.36	4566626.36
V_Zn		1575735.68	1772702.64	1969669.60	1969669.60	1969669.60
IngresoVenta		5229036.77	5882666.36	6536295.96	6536295.96	6536295.96
CostoFabricac.		3819704.03	4243957.40	4668210.77	4668210.77	4668210.77
Suministros	F	2768.03	2768.03	2768.03	2768.03	2768.03
Mant. Reparac.	F	123112.58	123112.58	123112.58	123112.58	123112.58
Sup. Directa 14S	F	92596.49	92596.49	92596.49	92596.49	92596.49
Operarios 14S	F	130568.42	130568.42	130568.42	130568.42	130568.42
Ayudantes 14S	F	76631.58	76631.58	76631.58	76631.58	76631.58
Combustible	V	1090713.60	1227052.80	1363392.00	1363392.00	1363392.00
Mineral (MPD)	V	1809537.02	2035729.14	2261921.27	2261921.27	2261921.27
Element. Moedor	V	103499.68	116437.14	129374.60	129374.60	129374.60
React. Planta	V	274701.64	309039.34	343377.05	343377.05	343377.05
React Lab.	V	5131.01	5772.38	6413.76	6413.76	6413.76
Flete Conc.	V	110443.99	124249.49	138054.98	138054.98	138054.98

Gasto Operativo		163504.70	163504.70	163504.70	163504.70	163504.70
Util Oficina	F	1894.74	1894.74	1894.74	1894.74	1894.74
Sueldos Administ.	F	89894.74	89894.74	89894.74	89894.74	89894.74
Seguro Planta	F	8634.10	8634.10	8634.10	8634.10	8634.10
Gastos Generales	F	1439.02	1439.02	1439.02	1439.02	1439.02
Gastos de Comed.	F	56842.11	56842.11	56842.11	56842.11	56842.11
Telef-Fax-Internet	F	3115.79	3115.79	3115.79	3115.79	3115.79
Agua (Oficinas)	F	631.58	631.58	631.58	631.58	631.58
Luz (Oficinas)	F	1052.63	1052.63	1052.63	1052.63	1052.63
Gasto Financ.	F	42990.43	22395.23	0.00	0.00	0.00
Deprec+APCD	F	31128.18	31128.18	31128.18	31128.18	31128.18
COSTO TOTAL		4057327.34	4460985.51	4862843.65	4862843.65	4862843.65

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

7.1.2. VALORIZACIONES

a. Valorizaciones por metal

Primeramente se ha calculado el precio del plomo y zinc considerando el precio histórico desde 2000 hasta el 2009; luego estadísticamente se hizo una proyección hasta el año 2020.

VER ANEXO 13 PROYECCIÓN ESTADÍSTICA DEL PRECIO DE LOS METALES.

7.1.3. VENTAS EN EQUILIBRIO (PUNTO DE EQUILIBRIO)

	ANALISIS DE VENTAS MINIMAS (SON DOS PRODUCTOS QUE SE TIENE)				
Costo /Año	1	2	3	4	5
Costo Fijo	663300.42	642705.21	620309.98	620309.98	620309.98
Costo Variable	3394026.93	3818280.30	4242533.66	4242533.66	4242533.66
Ventas Minimas	1890138.24	1831450.22	1767632.87	1767632.87	1767632.87

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

7.2. ESTADOS FINANCIEROS

7.2.3. ESTADO DE GANANCIAS Y PÉRDIDAS

Rubro / Año	1	2	3	4	5
(+) Ingresos					
Ventas	5229036.77	5882666.36	6536295.96	6536295.96	6536295.96
(-) Costo Total	4057327.34	4460985.51	4862843.65	4862843.65	4862843.65
Renta Neta	1171709.42	1421680.86	1673452.31	1673452.31	1673452.31
(-) Impuesto a la Renta (30%)	351512.83	426504.26	502035.69	502035.69	502035.69
(-) Canon Minero (20%)	234341.88	284336.17	334690.46	334690.46	334690.46
Util Distribuible	585854.71	710840.43	836726.16	836726.16	836726.16
(-) Partic Socios (33%)	193332.05	234577.34	276119.63	276119.63	276119.63
(-) Reserv Legal (10%)	58585.47	71084.04	83672.62	83672.62	83672.62
Util Retenida	333937.19	405179.04	476933.91	476933.91	476933.91

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

7.2.4. FLUJO DE FONDOS NETO

Rubro / Año	0	1	2	3	4	5
(+) Ingreso Ventas		5229036.77	5882666.36	6536295.96	6536295.96	6536295.96
(-) InversionTotal	694572.26					
(-) CostoFabric		3819704.03	4243957.40	4668210.77	4668210.77	4668210.77
(-) Gasto Operat		163504.70	163504.70	163504.70	163504.70	163504.70
(-) IR (30%)		351512.83	426504.26	502035.69	502035.69	502035.69
(-) Canon Minero (20%)		234341.88	284336.17	334690.46	334690.46	334690.46
Flujo Neto Econ.	-694572.26	894315.21	1048700.01	1202544.80	1202544.80	1202544.80
(+) Prestamo	491881.36					
(-) Interes		42990.43	22395.23	0.00	0.00	0.00
(-) Amortizacion		235643.08	256238.28	0.00	0.00	0.00
Flujo Neto Financ	-202690.90	615681.70	770066.50	1202544.80	1202544.80	1202544.80
(+) Aporte Propio	202690.90					
(-) Reserva Legal		58585.47	71084.04	83672.62	83672.62	83672.62
(-) Partic Socios		193332.05	234577.34	276119.63	276119.63	276119.63
Flujo Neto	0.00	363764.17	464405.11	842752.55	842752.55	842752.55

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

7.3 EVALUACIÓN DEL PROYECTO

7.3.1. EVALUACIÓN ECONÓMICA

a. Costo de Oportunidad de Capital

Es la tasa de descuento relevante para la evaluación privada de los proyectos. Tiene carácter especulativo. Se considera el costo de oportunidad (K), a aquél que se deja invertir por la mejor inversión alternativa de similar riesgo.

El costo de oportunidad viene a ser la suma de de la tasa libre de riesgo (Rf) más un premio por riesgo (Rp).

La tasa que se utiliza como libre de riesgo es generalmente la tasa de los documentos de inversión. El premio por riesgo corresponde a una exigencia que hace el inversionista por tener que asumir un riesgo al optar por una inversión distinta a aquella que reporta una rentabilidad asegurada.

Cuantitativamente podemos establecer que:

$$K = R_f + R_p$$

$$K = 4,35 + 4,75 = 9,1\%$$

Estos valores están dados por CAPM (Capital Asset Pricing Model) en USA.

Para homogenizar las estimaciones, en el caso de las empresas mineras que operan en el Perú, se asume un costo de oportunidad igual a **9%** (promedio de la minería metálica), tal es el caso de BHP Tintaya que su costo de oportunidad considera **8,85%**. Para nuestro cálculo asumiremos un costo de oportunidad igual al **20%**.

**CUADRO DE ESTRUCTURA DE LA INVERSIÓN ESPECULATIVA EN LOS
MERCADOS**

EL COSTO DE OPORTUNIDAD	VALORES ESPECULATIVOS
	Minerales.
	Bonos de Alto Riesgo.
	Inversión al Crédito.
	Compras a Futuro.
	Productos Agrarios.
	VALORES DE APRECIACION DE CAPITAL
	Acciones Comunes.
Bonos de Empresas de Menor Calidad.	
Bienes Raíces	
VALORES DE PRESERVACION DE CAPITALES	
Bonos Hipotecarios.	
Bonos Gubernamentales de Países Sólidos.	
VALORES DE PARQUEO	
Certificado de Depósitos.	
Cuentas a Plazo Fijo.	
Ahorros.	

7.3.1. EVALUACIÓN ECONOMICA

	US \$	%
Aporte Propio	202690.90	29.18%
Prestamo	491881.36	70.82%
Inversión	694572.26	100.00%

%AP
%F

Valor Actual Neto Económico
(VANE)

COKi -> Costo de Oportunidad 20%

$COKe = \%AP \times COKi + \%F \times TasaPrestamo$

TasaPrestamo = 8.74% Anual

COKe = 12.03%

Flujo Neto Economico

0	1	2	3	4	5
-694572.26	894315.21	1048700.01	1202544.80	1202544.80	1202544.80
-694572.26	798311.06	835630.60	855353.95	763532.27	681567.59

VANE (US \$) = 3239823.21 Rentabilidad Expresada en Monedas

INTERPRETACION: Con los ingresos generados en el proyecto en los 5 años de operación se podrá cubrir todos

los costos, se podrá recuperar la inversión total y todavía quedara un excedente de US \$ 3239823.21

PERIODO DE RECUPERACIÓN ECONOMICO (PRCE)

FLUJO NETO ECONOMICO

0	1	2	3	4	5
-694572.26	894315.21	1048700.01	1202544.80	1202544.80	1202544.80
-694572.26	798311.06	835630.60	855353.95	763532.27	681567.59
1.046748116					

PRCe = 1 año 17 días

TASA INTERNA DE RETORNO ECONOMICO (TIRE)

Tasa	VANe
12.03%	3239823.21
TIRe	0
120.00%	-228431.99
TIRe =	112.89%

El TIRe es mayor que el COKe entonces el proyecto es Rentable.

7.3.2. EVALUACIÓN FINANCIERA

Valor Actual Neto Financiero (VANf)

$$\text{COKf} = \%AP \times \text{COKi} + \%F \times \text{TasaPrestamo} \times (1 - T)$$

$$T = \text{Imp. A la Renta} \quad 30\%$$

$$\text{COKf} = 10.17\%$$

Flujo Neto Financiero

0	1	2	3	4	5
-202690.90	615681.70	770066.50	1202544.80	1202544.80	1202544.80
-202690.90	558851.72	634466.84	899336.69	816324.18	740974.07

$$\text{VANf (US \$)} = 3447262.61$$

Es el excedente después de haber recuperado toda la inversión y haber cubierto todo el capital de trabajo por los 5 años. (Trabajando con el banco).

Apalancamiento Financiero. (Ep)

$$E_p = \text{VANf} - \text{VANE}$$

$$E_p = 207439.40$$

Nos indica que nos conviene realizar el préstamo, ya que existe el apalancamiento $\text{VANf} > \text{VANE}$

Periodo de Recuperación Financiero (PRCf).

Flujo Neto Financiero

0	1	2	3	4	5
-202690.90	615681.70	770066.50	1202544.80	1202544.80	1202544.80
-202690.90	558851.72	634466.84	899336.69	816324.18	740974.07
1.14		0.14	1.68	0.68	20.4

PRCf = 1 año, 1 mes y 20 días

Tasa Interna de Retorno Financiero (TIRf)

Tasa	VANf
10.17%	3447262.61
TIRe	0
100.00%	-45571.63

TIRf = 98.83%

El TIRf es mayor que el COKf entonces el proyecto es Rentable.

7.3.3. EVALUACIÓN DEL IMPACTO AMBIENTAL.

Consideraciones Generales

a) Antecedentes:

- Se hizo el estudio de impacto ambiental para la explotación realizada en el año **2007**.
- No debe interpretarse como la conservación absoluta del medio ambiente, que impida la identificación de proyectos de inversión que pudieran generar beneficios.
- El estudio de impacto ambiental (EIA) para la explotación, se elaboro en base a los dispositivos legales vigentes que regulan la calidad del medio ambiente y su desarrollo.
- Se tiene los pasivos ambientales por las labores de explotación efectuada por la empresa Santa Teresita en **1994 – 1999**.

b) Objetivos:

- Describir y analizar el proyecto, tanto en sus contenidos como en su objetivo, dado que se trata de la perturbación que generará el impacto.
- Definir y valorar el medio sobre el que va a tener efectos el proyecto, dado que el objetivo de una evaluación del impacto ambiental consiste en minimizar y/o anular las posibles consecuencias ambientales de los proyectos.
- Prever los efectos ambientales generados y evaluarlos para poder juzgar la idoneidad de la obra, así como permitir, o no, su realización en las mejores condiciones posibles de sostenibilidad ambiental.

- Determinar medidas que minimicen, corrijan y compensatorias.
- Formular una política ambiental.

Lineamientos Generales de Impacto Ambiental

a) Impactos Ambientales Potenciales

Las características naturales y antrópicas del área posiblemente prevé un impacto ambiental relativamente positivo, generación de empleo directa e indirectamente, además de ingresos tributarios.

Las matrices de identificación de impactos potenciales permiten apreciar que podrían ocurrir impactos del medio al proyecto y viceversa, los cuales se describen en el documento de Estudio de Impacto Ambiental que realizó la empresa.

b) Plan de Manejo Ambiental

Según el diagnóstico efectuado, se propone un conjunto de medidas de mitigación:

- Manejo eficiente de los procesos productivos.
- Aplicación de tecnologías limpias.
- Control en el punto de origen del probable proceso de afectación.
- Manejo sistémico del ámbito de influencia del proyecto.

Se determinarán cinco ámbitos de manejo ambiental:

- Área de manejo ambiental de botaderos.
- Área de manejo ambiental infraestructura vial y transporte.
- Área de manejo ambiental Campamento.
- Área de manejo ambiental de las cuencas y ríos.

- Área de manejo ambiental socio-económico regional.

c) Plan de Contingencia

El plan de contingencia tiene como propósito establecer las acciones necesarias, a fin de prevenir y controlar eventualidades naturales y accidentes laborales que pudieran ocurrir en el ámbito de influencia del proyecto. Los peligros y riesgos para la zona, por sus características geofísicas y climáticas y por el tipo de actividad minera proyectada, se ha previsto que puede ocurrir de acciones contingentes debido a lo siguiente:

- Factores climáticos pluviales excepcionales y granizadas.
- Factores sísmicos.
- Accidentes en el transporte de personal e insumos mineros.
- Incendios
- Derrames accidentales de productos químicos
- Derrames de combustible
- Accidentes de trabajo
- Conflictos sociales
- Epidemias, etc.

d) Plan de Monitoreo

Se tendrá establecido monitorear la calidad de suelo, de agua y de aire; la duración de dicho plan será durante toda la vida de la planta y continuará hasta su cierre.

e) Plan de Cierre

Se tiene realizado lineamientos de abandono temporal o paralización, así como el abandono definitivo. También se tiene lineamientos post cierre donde se

realizara el monitoreo de la estabilidad física, la calidad del agua y recursos ambientales.

CONCLUSIONES

1° Debido a las características de los depósitos de minerales de la zona, volumen y las condiciones del mercado, se justifica la ejecución del proyecto de ampliación de la "Planta Concentradora de Minerales Bertha", concebido por la empresa W.G.A. SOCIEDAD MINERA S.A.C.

2° La producción de Plomo del Perú en el año 2009 fue de 296 400 Tm y la de Zinc 1 559 800 Tm. La demanda mundial de plomo en ese mismo año fue de 8 millones de Tm, que fue mayor que la producción mundial, siendo cubierta por el plomo reciclado; en el caso de la demanda del zinc, el Perú exporta el 88% de su concentrado y el 12% restante lo refina para su exportación y consumo interno.

3° En el estudio técnico económico se ha realizado el cálculo de capacidad de los equipos de la planta, del cual se obtiene el cuadro que muestra el resumen de capacidad de equipos:

Equipo	Capacidad	
	Tm/Hr	Capacidad Tm/día
Chancadora Primaria	11.76	282
Chancadora Secundaria	8.28	199
Molino de Barras	7.18	172
Clasificador Helicoidal	4.47	107
Molino de Bolas	8.78	211

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

En el cuadro se observa que se tiene un equipo que nos limita la producción de la planta a **100 Tm/día**, este equipo es el Clasificador Helicoidal. Este equipo se encuentra con deficiencias mecánicas, por lo que se opta por realizar un cambio de equipo clasificador que mejore la producción y la ampliación de la planta a **170 Tm/día** de conformidad con el Estudio de Mercado.

4° La mayor capacidad que tenemos en el cuadro, que es **282 Tm/día** de la chancadora primaria, para poder aplicar dicha capacidad a la planta se debería cambiar o modificar las características de los demás equipos como son Chancadora Secundaria, Molino de Barras y de Bolas, lo cual generaría una mayor inversión. Por ello se tomó como capacidad razonable para nuestra ampliación la capacidad que manda el Molino de Barras que nos da un aproximado de **170 Tm/día**, la cual hace obligatorio el cambio del Clasificador Helicoidal.

5° Se ha realizado un estudio del estado de los equipos, de la planta, así como el costo de cada uno de ellos, se encontró que el Clasificador Helicoidal, se encuentra en muy mal estado y su reparación tiene un costo de **31 955 US \$**, esta cantidad es mayor a la cotización de un Hidrociclón D10 con su respectiva bomba Centrífuga SRL-C de **2" x 2" x 10 Motor 5 HP** que tiene un rendimiento de **10 Tm/Hr** y con un costo de **25600 US \$**, y el cual cumpliría una mejor función ya que aumentaría la capacidad de la planta.

6° Los costos más altos en el proceso de concentración de minerales es el consumo de energía (combustible) y la materia prima (mineral extraído de mina) estos dos representan el **88.3%** del Costo Variable.

7° La cantidad de elementos moledores (barras y bolas) que serán repuestas no serán el total de las desgastadas. En el cuadro siguiente se detalla el consumo de barras:

Diam. (Pulg)	Perdida Kg	Nº Barras Desgastadas	Nº Barras Repuestas
4	145.24	2	2
3.5	127.55	2	1
3	109.74	2	1
2.5	91.79	3	0
2	73.70	3	0
Total	548.02	11	4

Elaborado por: Juan C. Altamirano O.

En el caso de la barra de diámetro **3.5"** se desgastaron en total **2**, pero se reponen **1**, debido a que las **2** barras desgastadas de **4"** pasaron a formar parte de las de **3.5"**, y así es el mismo caso para los demás barras de diámetros siguientes y también en el caso de los elementos moledores del molino de bolas.

Diam. (Pulg)	Perdida Kg	N° Bolas Desgastadas	N° Bolas Repuestas	N° Bolas Repuestas al Mes
3"	169.32	87	87	521
2.5"	131.32	125	38	229
2"	74.20	140	15	88
1.5"	85.50	348	208	1247
Total	460.34	699	348	2085

Observación: La reposición de barras se realiza cada 10 días y de bolas cada 5 días.

8° La inversión que se pretende realizar mejorara el rendimiento de todos los equipos, lo que permitirá obtener una mayor cantidad y calidad de concentrado.

9° La cantidad obtenida de concentrado de plomo y zinc de acuerdo a nuestro balance metalúrgico acumulado general son **285.37 Tm** y **115.59 Tm** respectivamente, estas cantidades son después de procesar las 3 032 Tm de mineral. Esta cantidad de concentrado varia cuando se realiza el cálculo del valor de concentrado en el caso del plomo de **285.37 Tm** secas a **107.37 Tm** y el zinc de **115.59 Tm** a **52.37 Tm**, esta cantidad ha disminuido debido a que el concentrado tiene una humedad y una ley o calidad de concentrado que es de **44.29%** para el plomo y **53.57%** para el zinc; la cual no se debe considerar, así

como la merma que es la cantidad que se pierde en el proceso de conversión del concentrado a metal.

10° Al realizar el cálculo del valor del concentrado se obtuvo los siguientes precios, para el concentrado de plomo de **836.59 US \$/Tm**, y para el concentrado de zinc **890.81 US \$/Tm**. Estos valores de los precios de los concentrados tiene una relación directa al precio del metal que se tiene del London Metal Exchange, donde los precios para el plomo es **2 320 US \$/Tm** y para el zinc es **2 280 US \$/Tm**. El precio del concentrado disminuye con relación al del metal, debido que el concentrado pasará nuevas procesos de conversión hacia el metal, y como también es el caso que nuestro concentrado contenga componentes contaminantes, los cuales tienen un cierto rango de aceptación, fuera de este rango se convierte en penalidad, la cual disminuye aun más el precio del concentrado.

11° Los costos de capital de trabajo estimados y la inversión en la reparación de la ampliación de la planta, según las cotizaciones de los proveedores alcanzan los **US \$ 398 768.78**; de los cuales el **100%** serán cubiertas mediante préstamos de los organismos financieros.

12° Las condiciones del financiamiento otorgan un plazo de **2 años**, con un interés del **8.74%**.

13° Como el VANf es mayor que el VANE el nivel de rentabilidad del proyecto es mejorado por el financiamiento. El préstamo del dinero es necesario, existe apalancamiento financiero positivo, por lo que el proyecto financieramente es rentable.

14° El VANE nos dice que con los ingresos generados en el proyecto de 5 años de operación se podrá cubrir todos los costos, se podrá recuperar la inversión total y todavía quedara un excedente de **3 239 823.21 US \$**.

El VANf = **3 447 262.61**, es el excedente después de haber recuperado la inversión y haber cubierto el Capital de Trabajo de por los **5** años, trabajando con el banco.

15° El período de recuperación del capital es de **2** años y del préstamo es de **1** año **1** mes.

16° Concluimos finalmente que es favorable desde todo punto de vista la de ampliación de la "Planta de Concentradora de Minerales Bertha".

RECOMENDACIONES

1° Las políticas de gestión en la vía administrativa, logística, mantenimiento; seguridad, salud y medio ambiente; cierre de mina, impacto ambiental y responsabilidad social, establecidas deben ser estrictamente cumplidas.

2° Se recomienda dar mantenimiento a los equipos que se tienen almacenados (celda unitaria y las celdas de flotación) y usarlos en el proyecto, para así obtener la ampliación de planta.

3° Generar confianza entre el empresariado y la comunidad de Pachapaqui, estableciendo canales de comunicación, donde se conozcan los diversos sub-proyectos de orden social a favor de esas poblaciones.

4° El equipo de gobierno debe garantizar la estabilidad de normas legales y tributarias.

5° Tener en cuenta que las cotizaciones de los equipos de la planta, se realizó por parte de las empresas WGA Sociedad Minera SAC y la empresa Minera Milpo, que estaban interesada en comprar la planta, por lo que se realizó el presente estudio.

6° Todos los trabajos a realizar de mantenimiento y cambio de clasificador se recomienda una duración de **30 días**.

REFERENCIALES :

- DAMMERT, A. Economía Minera.
Lima: Edit. Universidad del Pacífico
Año: 1998.
- DÍAZ, J. Gerencia de Proyectos.
Lima: UNI.
Año: 2004.
- JAPAN INTERNACIONAL COOPERATION AGENCY. REPORT ON
MINING DEVELOPMENT PLAN OF ISCAYCRUZ.
Lima.
Año: 1986.
- SAPAN N, Y SAPAN R. Preparación y evaluación de proyectos.
Santiago de Chile: Edit. Mc Graw-Hill. 4ta.
Edición.
Año: 2000.
- SICCHAR, J. Formulación de Proyectos de Inversión.
Lima: UNI.
Año: 2004.
- TUMIALÁN, J. Gerencia de Operaciones.
Lima: UNI.
Año: 2004.

INTERNET

<http://www.snmpe.org.pe/pdfs/Informe-Quincenal/Mineria/Informe-Quincenal-Mineria-El-plomo-Marzo-2010.pdf>

<http://www.snmpe.org.pe/pdfs/Informe-Quincenal/Mineria/Informe-Quincenal-Mineria-El-zinc-Marzo-2010.pdf>

<http://grupos.emagister.com/documento/manual de entrenamiento en concentración de mineral es conminucion/ 1113-22233>

<http://grupos.emagister.com/documento/manual de entrenamiento en concentración de mineral es clasificación/ 1403-28504>

[http:// www.estudiosmineros.com/ManualMineria/ Manual Minería.pdf](http://www.estudiosmineros.com/ManualMineria/ Manual Minería.pdf)

<http://grupos.emagister.com/documento/manual de entrenamiento en concentración de mineral es flotación/ 1403-30556>

<http://www.snmpe.org.pe/repositorioaps/0/0/jer/ininfpdfs/Ininf infquincminer/ EEES-IQ-33-2006-JR.pdf>

<http://www.snmpe.org.pe/repositorioaps/0/0/jer/ininfpdfs/Ininf infquincminer/ EEES-IQ-53-2007-JL.pdf>

ANEXO 01: CALCULO DEL PRECIO DE CONCENTRADO.

Calculo del Valor de Concentrado de Zinc

Cotizacion de los Metales		
Metal	Precio	Unidad
Ag	18,3	US\$ / Oz.
Pb	2320	US\$ / Tm
Zn	2280	US\$ / Tm

Concentrado de Zinc				
Características del Concentrado de Zinc			Penalizaciones	
Descripción	Cantidad	Unid.	Cantidad Maxima Aceptada	Costo de Penalidad US\$/Exceso
Zn	115,59	TMH		
Ag	1,18	Oz / TM		
Maquila	140	US\$ / TMNS		
Escalador				
Humedad	0%			
Fe	3,35%	1%	2,00%	1,5
As	0,15%	0,10%	0,20%	1
MgO	0,10%	0,10%	0,20%	1,2
Co	9,10	1 ppm	15	1,5
SiO2	2,06%	1%	1,50%	1,4
Hg	12,30	1 ppm	15	1,6
Mn	0,10%	0,10%	0,20%	1,3
Merma	0,50%			
Flete Terrestre				

Producto Seco del Concentrado (PSC)

$$PSC = PHC \times \%H$$

Donde:

PSC - Producto Seco del Concentrado (TMS)

PHC - Producto Humedo del Concentrado (TMH)

%H - Porcentaje de Humedad

Datos:

PHC	115,59	TMH (*)
%H	0%	
PSC	115,59	TMS (**)

Peso Neto Seco del Concentrado (PNSC)

$$PNSC = PSC \times (1 - Merma)$$

Donde:

PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)

PSC - Producto Seco del Concentrado (TMS)

Datos:

Merma	0,50%
PNSC	115,02 TMNS (***)

Contenido Fino de Concentrado (CFC)

$CFC = PNSC \times \% MC$

Donde:

CFC - Contenido Fino de Concentrado (TMF)
PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)
% MC - Porcentaje de Zn en el Concentrado (%)

Datos:

% MC	53,57%	
CFC	61,61	TMF

Contenido Pagable del Mineral (CPM)

$CPM = CFC \times \% Fr$

Donde:

CPM - Contenido Pagable del Mineral (TMF)
CFC - Contenido Fino de Concentrado (TMF)
%Fr - Factor de Recuperacion

Datos:

%Fr	85%	
CPM	52,37	TMF (****)

Valor del Contenido de Mineral (VCM)

$VCM = CPM \times Cin$

Donde:

VCM - Valor del Contenido del Mineral (US\$)
CPM - Contenido Pagable del Mineral (TMF)
Cin - Cotizacion Internacional (US\$/TMF)

Datos:

Cin	2280	US\$
VCM	119398,20	US\$

Costo de Maquila (CMq)

$CMq = Maquila \times PNSC$

Donde:

CMq - Costo de Maquila US\$ / TMNS
PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)

Datos:

Maquila	140	US\$/TMNS
CMq	16102,33	US\$

Escaladores: Esto se calcula cuando existe una variación del precio del metal sea aumento o disminución de su valor.
Se tiene en nuestro caso que el contrato se pactó un precio base por el concentrado de Zinc que es de 2280 US\$ de acuerdo al London Metal Exchange.

En el caso que aumente el precio del metal se tendrá:
Ejemplo su nuevo precio es 2500 entonces se tendrá:
 $Esc = (PB - PN) \times \%Factor \times PNSC$

Donde:

Esc - Escalador (US\$)
PB - Precio Base Pactado US\$
PN - Precio Nuevo US\$
%Factor 16% Si sube el precio y 14% Si baja el precio
PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)

Entonces el costo de nuestro escalador será:

Datos

PB	2280
PN	2500
%Factor	16%
Esc	-4048,59 US\$

En el caso que disminuye el precio del metal se tendrá:
Ejemplo su nuevo precio es 2000 entonces se tendrá:
Entonces el costo de nuestro escalador será:

Datos

PB	2280
PN	2000
%Factor	14%
Esc	4508,65 US\$

Penalizaciones:

$DR = A1 - A2$

Donde:

DR - Exceso Penalizable
A1 - Cantidad Encontrada en Muestra
A2 - Cantidad de Aceptación
Si A2 es mayor que A1, no se tendrá ninguna penalidad, en el caso que A1 sea mayor que A2 se tendrá una penalidad, la cual es calculada de la siguiente manera:

Contenido Penalizable (CPn)

$CPn = (DR/Upn) \times MPn \times PNSC$

Donde:

DR - Exceso Penalizable
Upn - Unidad de Penalidad (%)
MPn - Monto de Penalidad UU\$
PNSC - Peso Netos Seco de Concentrado

En nuestro concentrado se tiene dos penalidades ya que se pasaron los rangos de aceptación.

Penalidad para el Fe**Datos:**

A1	3,35%		
A2	2%		
Upn	1%		
MPn	1,5	US\$	
PNSC	115,02	TMNS	
DR	1,35%		
CPn	232,91	US\$	

Penalidad para el Si**Datos:**

A1	2,06%		
A2	1,50%		
Upn	1,00%		
MPn	1,4	US\$	
PNSC	115,02	TMNS	
DR	0,56%		
CPn	90,17	US\$	

Penalidades Totales:

CPT	323,08 US\$
-----	-------------

Metal Pagable: (Ag)**Contenido de Plata Pagable (CPPg)**

CPPg = CPTC - CPSC

Donde:

CPPg - Contenido de Plata Pagable (Oz/TM)

CPTC - Contenido de Plata por Tonelada de Concentrado (Oz/TM)

CPSC - Contenido de Plata a Superar del Concentrado (Oz/TM)

Datos:

CPTC	1,18	Oz/TM
CPSC	5	Oz/TM

Como el contenido de Plata en el Zinc es menor a 5 Oz/TM entonces no se tiene que realizar un Pago Adicional.

CPPg	0,00 Oz/TM
------	------------

Cotizacion Ajustada (CA)

CA = Cin - Dsc

Donde:

CA - Cotizacion Ajustada (US\$)

Cin - Cotizacion Internacional de la Plata (US\$)

Dsc - Descuento

Datos:

Cin	18,3	US\$ /Oz
Dsc	2	US\$ /Oz
CA	16,3	US\$/Oz

Onzas Pagables por Encima de la Base Establecida (Opg)

$$\text{Opg} = \text{CPPg} \times \% \text{Rrec} \times \text{CA} \times \text{PNSC}$$

Donde:

Opg - Onzas Pagables por Encima de la Base Establecida (US\$)

CPPg - Contenido de Plata Pagable (Oz/TM)

%Rrec - Porcentaje Reconocido Recuperable (%)

CA - Cotización Ajustada (US\$)

PNSC - Peso Netos Seco de Concentrado

Datos:

%Rrec 85%

Opg 0,00 US\$

Valor del Concentrado (VCnc)

$$\text{VCnc} = \text{VCM} - \text{CMq} - \text{Esc} - \text{CPT} + \text{Opg}$$

Donde:

VCnc - Valor del Concentrado (US\$)

VCM - Valor del Concentrado de Mineral

CMq - Costo Maquila

Esc - Escalares

CPT - Costo de Penalidad Total

VCnc 102972,78 US\$

Precio Concentrado de Zinc 890,81 US\$ / TM

Calculo del Valor de Concentrado de Plomo

Concentrado de Plomo				
Características del Concentrado de Plomo			Penalizaciones	
Descripción	Cantidad	Unid.	Cantidad Maxima Aceptada	Costo de Penalidad US\$/Exceso
Pb	285,37	TMH		
Ag	17,30	Oz / TM		
Maquila	190	US\$ / TMNS		
Escalador				
Humedad	0%			
Sb	1,19%	0,10%	0,80%	1
As	0,26%	0,10%	0,20%	1
Bi	0,27%	0,10%	0,20%	1,2
Zn	5,02%	1%	2%	1,1
Al2O3	0,70%	1%	1,00%	1,4
Hg	12,30	1 ppm	15	1,6
Merma	0,50%			
Flete Terrestre				

Producto Seco del Concentrado (PSC)

$$\text{PSC} = \text{PHC} \times \% \text{H}$$

Donde:

PSC - Producto Seco del Concentrado (TMS)

PHC - Producto Humedo del Concentrado (TMH)

%H - Porcentaje de Humedad

Datos:

PHC 285,37 TMH (*)

%H 0%

PSC 285,37 TMS (**)

Peso Neto Seco del Concentrado (PNSC)

$PNSC = PSC \times (1 - Merma)$

Donde:

PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)

PSC - Producto Seco del Concentrado (TMS)

Datos:

Merma	0,50%
PNSC	283,95 TMNS (***)

Contenido Fino de Concentrado (CFC)

$CFC = PNSC \times \% MC$

Donde:

CFC - Contenido Fino de Concentrado (TMF)

PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)

% MC - Porcentaje de Pb en el Concentrado (%)

Datos:

% MC	44,07%
CFC	125,14 TMF (****)

Contenido Pagable del Mineral (CPM)

$CPM = CFC \times \% Fr$

Donde:

CPM - Contenido Pagable del Mineral (TMF)

CFC - Contenido Fino de Concentrado (TMF)

%Fr - Factor de Recuperacion

Datos:

%Fr	85%
CPM	106,37 TMF

Valor del Contenido de Mineral (VCM)

$VCM = CPM \times Cin$

Donde:

VCM - Valor del Contenido del Mineral (US\$)

CPM - Contenido Pagable del Mineral (TMF)

Cin - Cotizacion Internacional (US\$/TMF)

Datos:

Cin	2320	US\$
VCM	246766,99	US\$

Costo de Maquila (CMq)

$CMq = Maquila \times PNSC$

Donde:

CMq - Costo de Maquila US\$ / TMNS

PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)

Datos:

Maquila	190	US\$/TMNS
CMq	53949,65	US\$

Escaladores: Esto se calcula cuando existe una variación del precio del metal sea aumento o disminución de su valor.

Se tiene en nuestro caso que el contrato se pactó un precio base por el concentrado de Plomo que es de 2320 US\$ de acuerdo al London Metal Exchange.

En el caso que aumente el precio del metal se tendrá:

Ejemplo su nuevo precio es 2500 entonces se tendrá:

$$\text{Esc} = (\text{PB} - \text{PN}) \times \% \text{Factor} \times \text{PNSC}$$

Donde:

Esc - Escalador (US\$)

PB - Precio Base Pactado US\$

PN - Precio Nuevo US\$

%Factor 16% Si sube el precio y 14% Si baja el precio

PNSC - Producto Neto Seco del Concentrado (TMNS)

Entonces el costo de nuestro escalador será:

Datos

PB	2320
PN	2500
%Factor	16%

Esc -8177,63 US\$

En el caso que disminuye el precio del metal se tendrá:

Ejemplo su nuevo precio es 2000 entonces se tendrá:

Entonces el costo de nuestro escalador será:

Datos

PB	2320
PN	2000
%Factor	14%

Esc 12720,76 US\$

Penalizaciones:

$$\text{DR} = \text{A1} - \text{A2}$$

Donde:

DR - Exceso Penalizable

A1 - Cantidad Encontrada en Muestra

A2 - Cantidad de Aceptación

Si A2 es mayor que A1, no se tendrá ninguna penalidad, en el caso que A1 sea mayor que A2 se tendrá una penalidad, la cual es calculada de la siguiente manera:

Contenido Penalizable (CPn)

$$\text{CPn} = (\text{DR}/\text{Upn}) \times \text{MPn} \times \text{PNSC}$$

Donde:

DR - Exceso Penalizable

Upn - Unidad de Penalidad (%)

MPn - Monto de Penalidad UU\$

PNSC - Peso Netos Seco de Concentrado

En nuestro concentrado se tiene cuatro penalidades ya que se pasaron los rangos de aceptación.

Penalidad para el Sb

Datos:

A1	1,19%	
A2	0,80%	
Upn	0,10%	
MPn	1	US\$
PNSC	283,95	TMNS

DR 0,39%

CPn 1107,39 US\$

Penalidad para el As

Datos:

A1	0,26%		
A2	0,20%		
Upn	0,10%		
MPn	1	US\$	
PNSC	283,95	TMNS	
DR	0,06%		
CPn	170,37		US\$

Penalidad para el Bi

Datos:

A1	0,27%		
A2	0,20%		
Upn	0,10%		
MPn	1,2	US\$	
PNSC	283,95	TMNS	
DR	0,07%		
CPn	238,51		US\$

Penalidad para el Bi

Datos:

A1	5,02%		
A2	2,00%		
Upn	1,00%		
MPn	1,1	US\$	
PNSC	283,95	TMNS	
DR	3,02%		
CPn	944,68		US\$

Penalidades Totales:

CPT	2460,95	US\$
-----	---------	------

Metal Pagable: (Ag)

Contenido de Plata Pagable (CPPg)

CPPg = CPTC - CPSC

Donde:

CPPg - Contenido de Plata Pagable (Oz/TM)

CPTC - Contenido de Plata por Tonelada de Concentrado (Oz/TM)

CPSC - Contenido de Plata a Superar del Concentrado (Oz/TM)

Datos:

CPTC	17,30	Oz/TM
CPSC	5	Oz/TM
CPPg	12,30	Oz/TM

Cotizacion Ajustada (CA)

CA = Cin - Dsc

Donde:

CA - Cotizacion Ajustada (US\$)

Cin - Cotizacion Internacional de la Plata (US\$)

Dsc - Descuento

Datos:

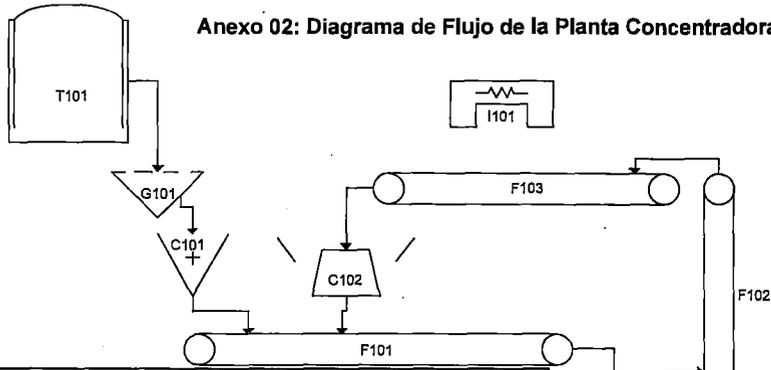
Cin	18,3	US\$ /Oz
Dsc	2	US\$ /Oz
CA	16,3	US\$/Oz

Ver Anexo 02 Diagrama de Flujo de la Planta Concentradora Bertha Actual.

Ver Anexo 04 Diagrama de Flujo de la Planta Concentradora Bertha Propuesto.

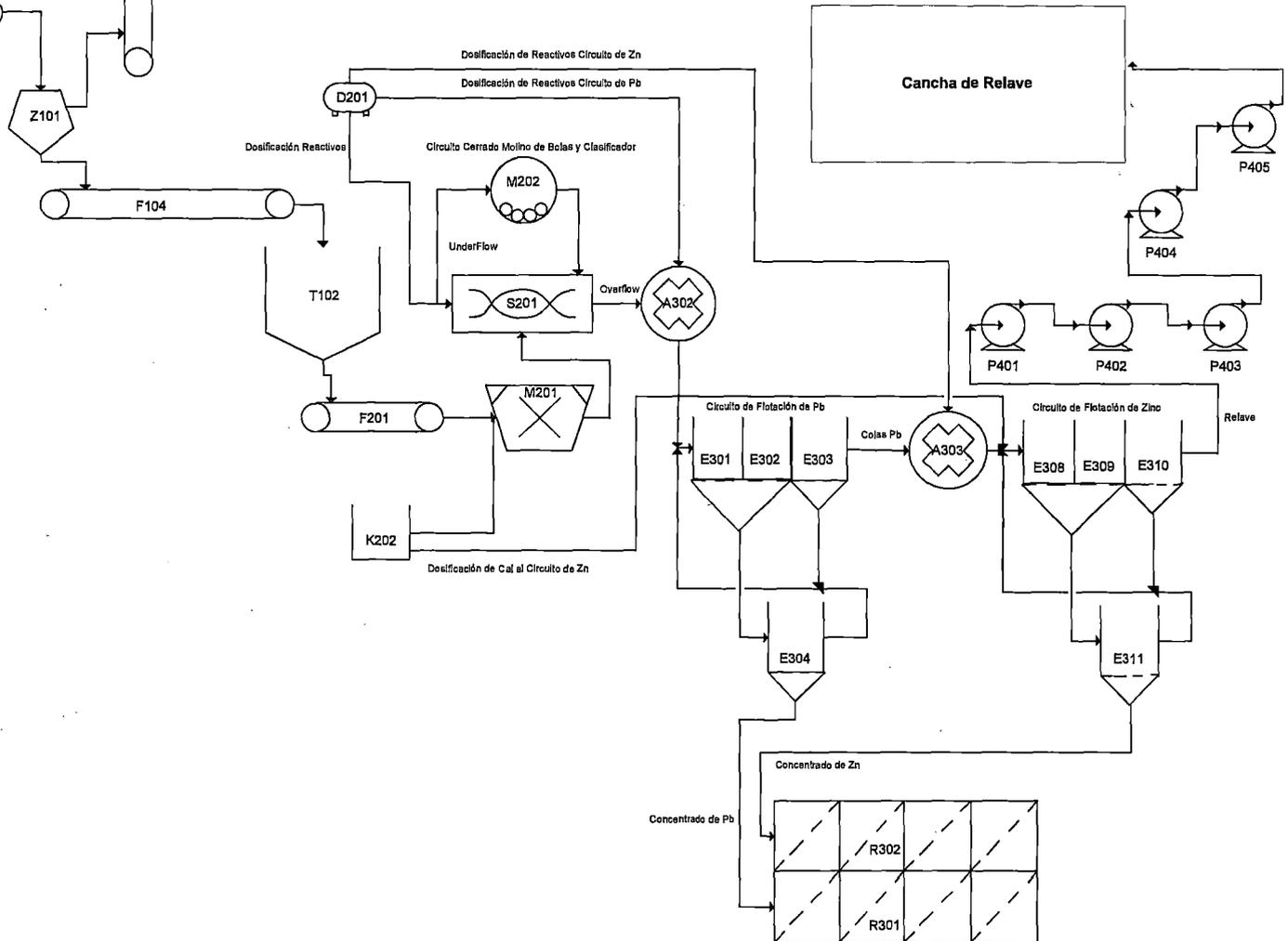
ANEXO 07: Planos y Diagramas de la Planta. AUTOCAD

Anexo 02: Diagrama de Flujo de la Planta Concentradora Bertha - Actual



LEYENDA	
Descripción de las Maquinarias de la Planta	
Código	Descripción
T101	Tolva Primaria de Gruesos Capacidad 100 Tm
G101	Grizzly Vibratorio 3' x 4'
C101	Chancadora Primaria de Quijada 24" X 10" Marca COMESA
Z101	Zaranda de 3' X 6' Menos 1/2" Malla.
C102	Chancadora Secundaria Conica 3" x 72" Marca FUNVESA
T102	Tolva Metalica de Finos Cap. 150 Tm
M201	Molino de Barras de 4' X 6' Marca COMESA
S201	Clasificador Helicoidal de 30" x 17' X 3" Marca COMESA
M202	Molino de Bolas de 5' X 6' Marca COMESA
D201	Dosificador de Reactivos.
F101	Faja Transportadora 18" X 18Mts
F102	Faja Transportadora 18" X 1.6Mts
F103	Faja Transportadora 18" X 19Mts
F104	Faja Transportadora 18" X 14Mts
F201	Faja Transportadora 18" X 8Mts
A302	Celda Serrana 7' X 7' Marca COMESA
E301	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 1 Plomo.
E302	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 2 Plomo.
E303	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Scavenger 1 Plomo.
E304	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 Limpieza 1 Plomo.
A303	Celda Serrana 7' X 7'
E308	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 1 Zinc.
E309	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 2 Zinc.
E310	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Scavenger 1 Zinc.
E311	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 Limpieza 1 Zinc.
P401	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.
P402	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.
P403	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.
P404	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.
P405	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.
K201	Tanque para Agua que alimenta toda la Planta.
I101	Electro Iman 12 Kw - 440V - 60Hz.
K202	Tanque Dosificador de Cal
R301	Cochas de Concentrado de Plomo
R302	Cochas de Concentrado de Zinc

WGA SOCIEDAD MINERA SAC				
PLANTA CONCENTRADORA BERTHA - DIAGRAMA DE FLUJO: 100 TM/DIA				
Departamento	Ancash	CIRCUITO DE FLOTACION DIFERENCIAL Pb Zn		
Distrito	Aquia			
Provincia	Bolognesi		Escala	Fecha
Revisado	E. Reyes		S/E	ago-07
Aprobado	W. Guzman			



ANEXO 03: BALANCE DE MATERIA ACTUAL EN CIRCUITO MOLIENDA DE PLANTA DE BENEFICIO BERTHA

LEYENDA :

TMS/hr	Dp	% S
m3/hr	G.e.	GPM
H ₂ O		Pulpa

UNDER

5.5125	2400	83.92
1.0564	3.63	12.052

FEED FRESCH

TMH/hr	% H	Ge	M3 H2O
4.5	2.00	3.28	0.09

water
2 m3/hr
8.0 gpm

MOLINO 4'X6'

FEED CICLON

9.923	1600	53.48
8.6319	3.35	51.063

MOLINO 5'X6'

FEED M 5x6

5.513	2400	80.53
1.33	3.63	12.559

DESCARGA M 4x6

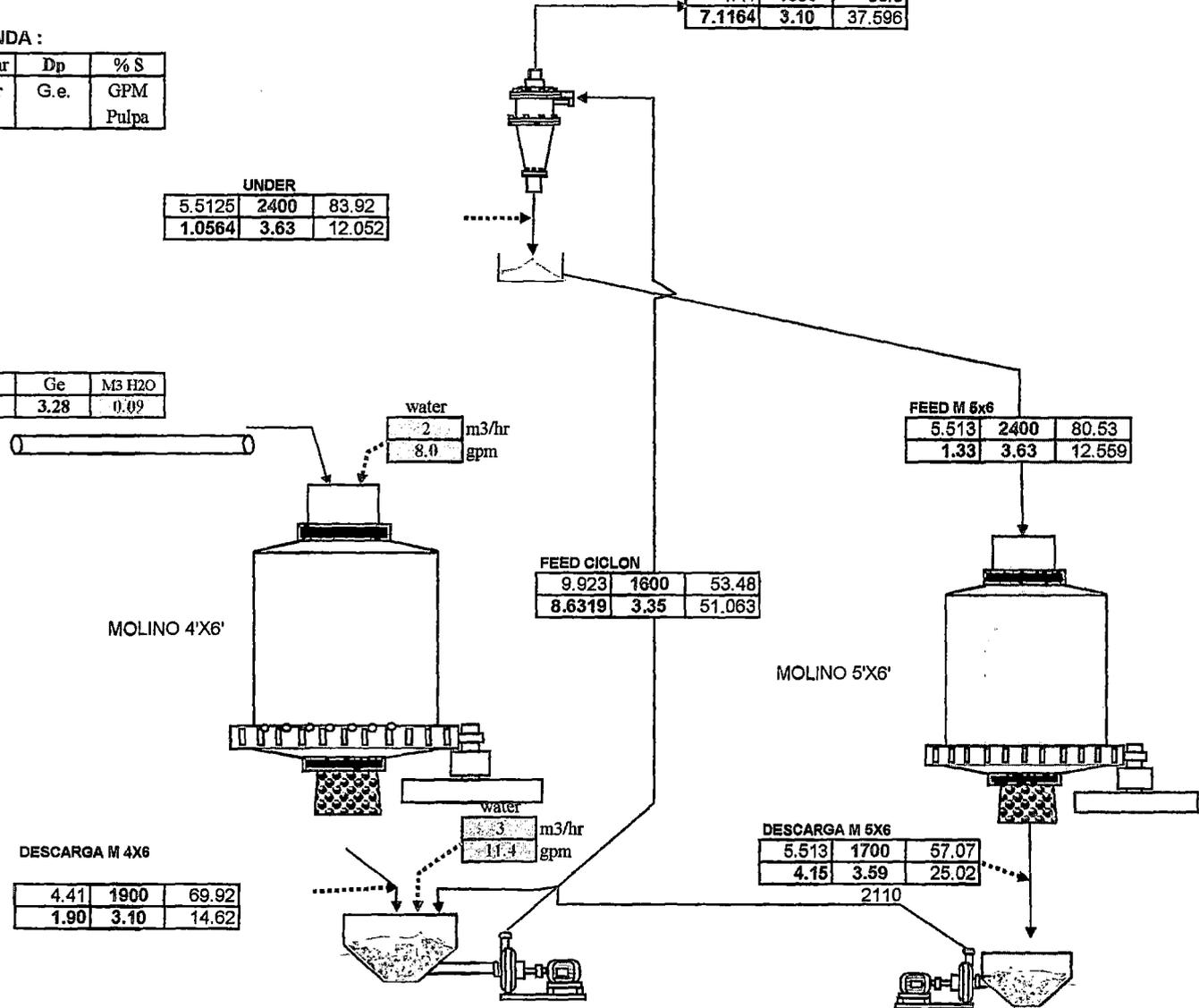
4.41	1900	69.92
1.90	3.10	14.62

DESCARGA M 5X6

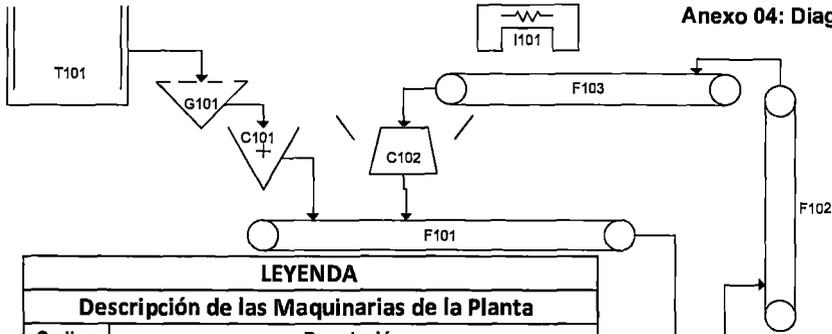
5.513	1700	57.07
4.15	3.59	25.02

OVER

4.41	1350	38.3
7.1164	3.10	37.596

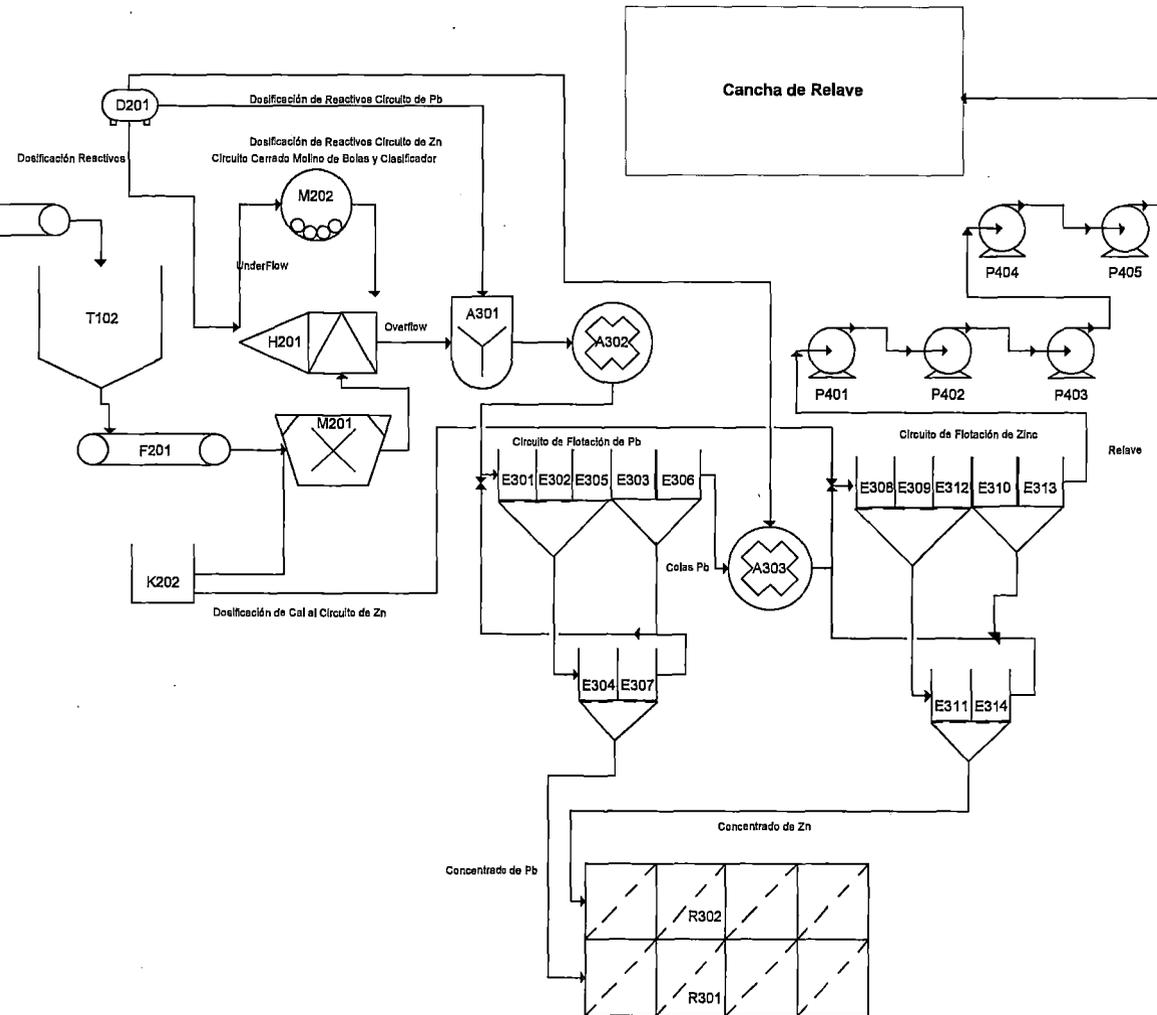


Anexo 04: Diagrama de Flujo de la Planta Concentradora Bertha - Propuesto



WGA SOCIEDAD MINERA SAC			
PLANTA CONCENTRADORA BERTHA - DIAGRAMA DE FLUJO: 170 TM/DIA			
Departamento	Ancash	CIRCUITO DE FLOTACION DIFERENCIAL Pb Zn	
Distrito	Aquia		
Provincia	Bolognesi	Escala	Fecha
Revisado		S/E	Feb-10
Aprobado			

LEYENDA	
Descripción de las Maquinarias de la Planta	
Código	Descripción
T101	Tolva Primaria de Gruesos Capacidad 100 Tm
G101	Grizzly Vibratorio 3' x 4'
C101	Chancadora Primaria de Quijada 24" X 10" Marca COMESA
Z101	Zaranda de 3' X 6' Menos 1/2" Malla.
C102	Chancadora Secundaria Conica 3" x 72" Marca FUNVESA
T102	Tolva Metalica de Finos Cap. 150 Tm
M201	Molino de Barras de 4' X 6' Marca COMESA
H202	Hidrociclón D10 C/ Bomba Cent. SRL-C de 2" x 2" x 10 / 5HP
M201	Molino de Bolas de 5' X 6' Marca COMESA
F101	Faja Transportadora 18" X 18Mts
F102	Faja Transportadora 18" X 1.6Mts
F103	Faja Transportadora 18" X 19Mts
F104	Faja Transportadora 18" X 14Mts
F201	Faja Transportadora 18" X 8Mts
A301	Celda Unitaria 5' x 5'
A302	Celda Serrana 7' X 7' Marca COMESA
E301	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 1 Plomo.
E302	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 2 Plomo.
E303	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Scavenger 1 Plomo.
E304	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 Limpieza 1 Plomo.
E305	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 3 Plomo.
E306	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Scavenger 2 Plomo.
E307	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Limpieza 2 Plomo.
A303	Celda Serrana 7' X 7'
E308	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 1 Zinc.
E309	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 2 Zinc.
E310	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Scavenger 1 Zinc.
E311	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 Limpieza 1 Zinc.
E312	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Rougher 3 Zinc.
E313	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Scavenger 2 Zinc.
E314	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 Limpieza 2 Zinc.
P401	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.
P402	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.
P403	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.
P404	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.
P405	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.
K201	Tanque para Agua que alimenta toda la Planta.
I101	Electro Iman 12 Kw - 440V - 60Hz.
K202	Tanque Dosificador de Cal
D201	Dosificador de Reactivos.



ANEXO 05: BALANCE PROYECTADO DE MATERIA EN CIRCUITO MOLIENDA DE PLANTA DE BENEFICIO BERTHA

LEYENDA :

TMS/hr	Dp	% S
m3/hr	G.e.	GPM
H ₂ O		Pulpa

UNDER

8.8935	2400	83.92
1.7043	3.83	19.444

FEED FRESCO

TMH/hr	% H	Ge	M3 H2O
7.26	2.00	3.28	0.15

water
3 m3/hr
12.8 gpm

FEED CICLON

16.008	1600	53.48
13.926	3.35	82.382

MOLINO 4'X6'

MOLINO 5'X6'

DESCARGA M 4X6

7.1148	1900	69.92
3.06	3.10	23.58

DESCARGA M 5X6

8.894	1700	57.07
6.69	3.59	40.36

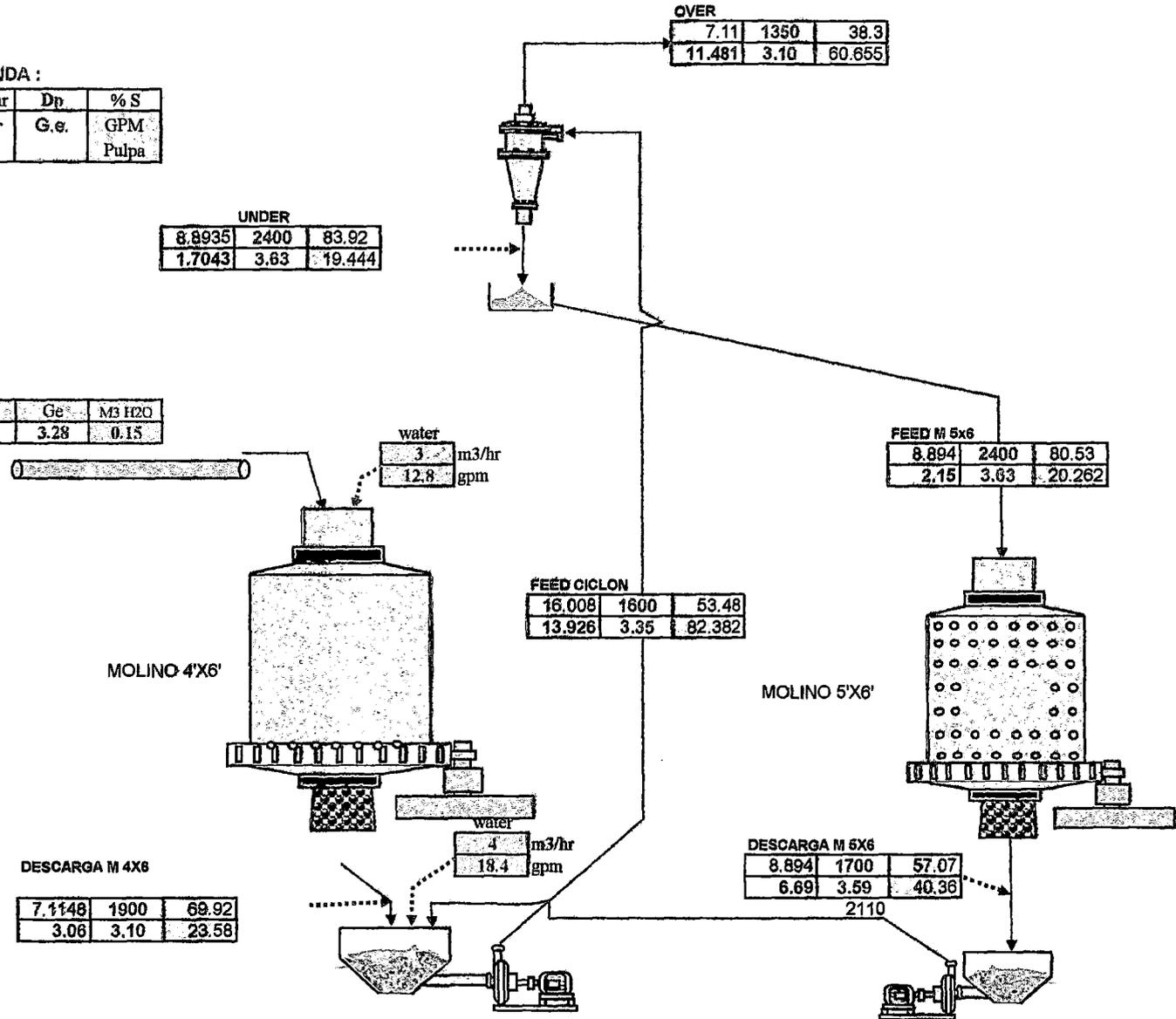
OVER

7.11	1350	38.3
11.481	3.10	60.655

FEED M 5x6

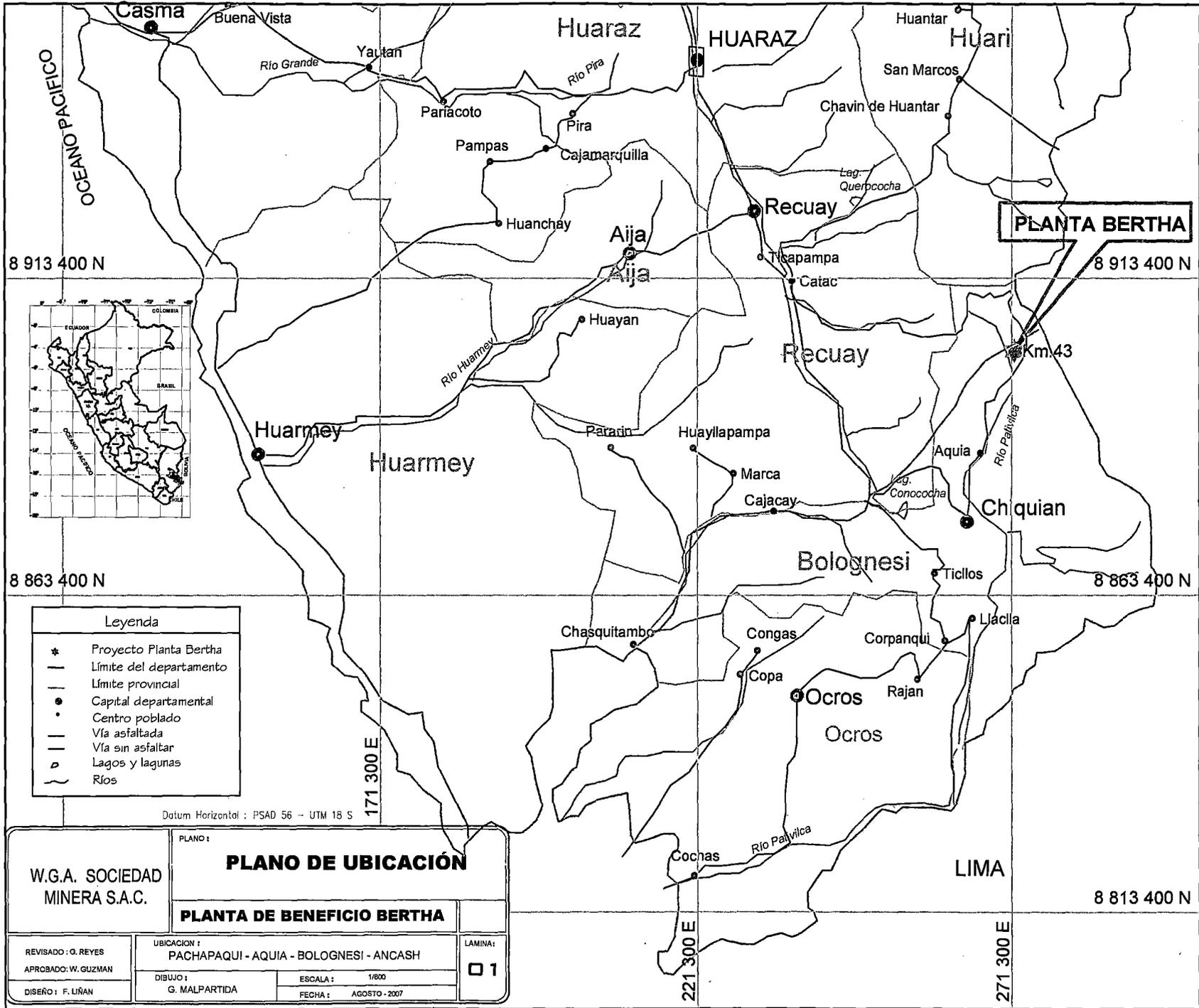
8.894	2400	80.53
2.15	3.63	20.262

2110



ANEXO 06: Descripción General de las Maquinarias de la Planta Concentradora Bertha

Codigo	Descripción	
T101	Tolva Primaria de Gruesos Capacidad 100 Tm	
C101	Chancadora Primaria de Quijada 24" X 10" Marca COMESA	Motor 25 HP
Z101	Zaranda de 3' X 6' Menos 1/2" Malla.	Motor 3 HP
C102	Chancadora Secundaria Conica 3" x 72" Marca FUNVESA	Motor 25 HP
T102	Tolva Metalica de Finos Cap. 150 Tm	
M201	Molino de Bolas de 5' X 6' Marca COMESA	Motor 55HP
S101	Clasificador Helicoidal de 30" x 17" x 3" Marca COMESA	Motor 8 HP
M202	Molino de Bolas de 5' X 6' Marca COMESA	Motor 55HP
F101	Faja Transportadora 18" X 18Mts	Motor 3.6 HP
F102	Faja Transportadora 18" X 1.6Mts	Motor 3.6 HP
F103	Faja Transportadora 18" X 19Mts	Motor 3.6 HP
F104	Faja Transportadora 18" X 14Mts	Motor 3.6 HP
F201	Faja Transportadora 18" X 8Mts	Motor 3.6 HP
A301	Celda Unitaria 5' X 5' Marca COMESA (Almacen)	Motor 6 HP
A302	Celda Serrana 7' X 7' Marca COMESA	Motor 20 HP
E301	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 1 Plomo.	Motor 6 HP
E302	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 2 Plomo.	Motor 6 HP
E303	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 1 Plomo.	Motor 6 HP
E304	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 1 Plomo.	Motor 5 HP
E305	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 3 Plomo. (Almacén)	Motor 6 HP
E306	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 2 Plomo. (Almacén)	Motor 6 HP
E307	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 2 Plomo. (Almacén)	Motor 5 HP
A303	Celda Serrana 7' X 7'	Motor 20 HP
E308	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 1 Zinc.	Motor 6 HP
E309	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 2 Zinc.	Motor 6 HP
E310	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 1 Zinc.	Motor 6 HP
E311	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 1 Zinc.	Motor 5 HP
E312	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 3 Zinc. (Almacén)	Motor 6 HP
E313	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 2 Zinc. (Almacén)	Motor 6 HP
E314	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 2 Zinc. (Almacén)	Motor 5 HP
P401	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.	Motor 5 HP
P402	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.	Motor 5 HP
P403	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.	Motor 5 HP
P404	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.	Motor 5 HP
P405	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.	Motor 5 HP
H301	Hidrociclón cancha de Relave.	
H302	Hidrociclón D10 Marca Espiasa. (2 Unidades)	Motor 5 HP
P306	Electro Bomba 2 1/2" X 2" Hidrostral	
K201	Tanque para Agua que alimenta toda la Planta.	
I101	Electro Iman 12 Kw - 440V - 60Hz.	
K202	Tanque Dosificador de Cal	
D201	Dosificador de Reactivos.	



OCEANO PACIFICO

8 913 400 N

8 913 400 N

8 863 400 N

8 863 400 N

171 300 E

221 300 E

271 300 E

8 813 400 N



Leyenda	
*	Proyecto Planta Bertha
—	Límite del departamento
—	Límite provincial
•	Capital departamental
•	Centro poblado
—	Vía asfaltada
—	Vía sin asfaltar
o	Lagos y lagunas
~	Ríos

Datum Horizontal: PSAD 56 - UTM 18 S

W.G.A. SOCIEDAD MINERA S.A.C.		PLANO DE UBICACIÓN	
		PLANTA DE BENEFICIO BERTHA	
REVISADO: G. REYES	UBICACION: PACHAPAQUI - AQUIA - BOLOGNESI - ANCASH	LAMINA: 01	
APROBADO: W. GUZMAN	DISEÑO: G. MALPARTIDA	ESCALA: 1/600	
DISEÑO: F. LIÑAN	FECHA: AGOSTO - 2007		

ANEXO 08: CALCULOS METALURGICOS.

CONSUMO ENERGÉTICO POR TONELADA DE MINERAL TRITURADO

Los costos de energía representan el gasto principal en trituración y molienda, por eso las variables que controlan estos costos son importantes. Para el cálculo del consumo de energía se emplean las siguientes relaciones:

$$P = (\text{Volts.} \times \text{Amps.} \times \sqrt{3} \times \cos \Phi) / 1000 \quad (1)$$

$$W = P / T \quad (2)$$

Donde :

P = Energía realmente suministrada

W = Consumo de energía (KW – hr / TC

Volts = Voltaje suministrado al motor, se toma de la placa

Amps = Amperaje realmente suministrado al motor. Se determina midiendo el amperaje de los tres conductores y obteniendo un promedio.

$\sqrt{3}$ = Factor de corrección en estrella del motor trifásico

Cos Φ = Factor de potencia

1000 = Factor de conversión de Watts a KW

T = Tonelaje de mineral alimentado (TC / hr)

Consumo de Energía de la Chancadora Primaria de Quijada 24" x 10"

Calculamos la energía suministrada empleando la relación (1)

Datos:

Voltaje Volt	220	Cos ϕ	0,8
Amperios Amp	25	Potencia HP	25

Entonces se tiene:

$$P \quad 7,62 \quad \text{Kw}$$

Usando la relación (2) se calcula el consumo de energía:

$$W \quad 0,65 \quad \text{Kw-Hr/TM}$$

Consumo de Energía de la Chancadora Secundaria Cónica 3" x 72"

Calculamos la energía suministrada empleando la relación (1)

Datos:

Voltaje Volt	220	Cos ϕ	0,8
Amperios Amp	30	Potencia HP	25

Entonces se tiene:

$$P \quad 9,15 \quad \text{Kw}$$

Usando la relación (2) se calcula el consumo de energía:

$$W \quad 0,78 \quad \text{Kw-Hr/TM}$$

Consumo de Energía del Molino de Barras 4' x 6'

Calculamos la energía suministrada empleando la relación (1)

Datos:

Voltaje Volt	440	Cos ϕ	0,8
Amperios Amp	35	Potencia HP	45

Entonces se tiene:

$$P \quad 21,34 \quad \text{Kw}$$

Usando la relación (2) se calcula el consumo de energía:

$$W \quad 4,67 \quad \text{Kw-Hr/TM}$$

Consumo de Energía del Clasificador Helicoidal

Calculamos la energía suministrada empleando la relación (1)

Datos:

Voltaje Volt	220	Cos ϕ	0,8
Amperios Amp	20	Potencia HP	8

Entonces se tiene:

$$P \quad 6,10 \quad \text{Kw}$$

Usando la relación (2) se calcula el consumo de energía:

$$W \quad 1,34 \quad \text{Kw-Hr/TM}$$

Consumo de Energía del Molino de Bolas 5' x 6'

Calculamos la energía suministrada empleando la relación (1)

Datos:

Voltaje Volt	440	Cos ϕ	0,8
Amperios Amp	35	Potencia HP	55

Entonces se tiene:

$$P \quad 21,34 \quad \text{Kw}$$

Usando la relación (2) se calcula el consumo de energía:

$$W \quad 4,67 \quad \text{Kw-Hr/TM}$$

CÁLCULO DE LA CAPACIDAD DE LOS EQUIPOS DE CHANCADO Y MOLIENDA

Cálculo Capacidad de la Chancadora de Quijada o Mandíbula

Utilizando las relaciones empíricas de Taggart, podemos calcular la capacidad teórica aproximada.

$$T = 0,6LS \quad (3)$$

Donde:

T = Capacidad de la chancadora en TC/hr

L = Longitud de la chancadora en pulgada

S = Abertura de set de descarga en pulgadas

Pero podemos obtener las siguientes relaciones:

A = L x a de donde L = A / a

R = a / S de donde S = a / R

Reemplazando en (3) se obtiene:

$$T = 0,6 A / R \quad (4)$$

Donde:

R = Grado de reducción

A = Área de la abertura de la boca de la chancadora en pulg.²

a = Ancho de la boca de la chancadora en pulgada

Considerando condiciones de operación como: dureza, humedad, rugosidad. La fórmula se convierte en:

$$TR = Kc \times Km \times Kf \times T \quad (5)$$

Donde:

TR = Capacidad en TC / hr

Kc = Factor de dureza:

Puede variar de 1,0 a 0,65

Ejemplo:

dolomita = 1,0 cuarzita = 0,80

andesita = 0,9 riolita = 0,80

granito = 0,9 basalto = 0,75 etc.

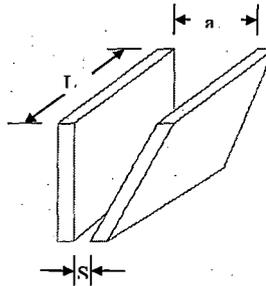
Para una operación normal de dureza media, Kc = 0,90

Km = Factor de humedad:

Para chancadora primaria no es afectada severamente por la humedad y Km = 1,0. Para chancadora secundaria, para una operación normal Km = 0,75

Kf = Factor de arreglo de la alimentación:

Para una operación eficiente, un sistema de alimentación mecánica supervisado por un operador, Kf = 0,75 a 0,85



L 10
S 3

Entonces de la relación (3) se tiene:

T 18,00 TC/hr

Considerando condiciones de operación como:

Kc 0,9

Km 1

Kf 0,8

La capacidad de la chancadora resulta de la relación (5)

TR 12,96 TC/hr

Transformando TR de TC/hr a TM/hr se tiene:

TR 11,76 TM/hr

Cálculo Capacidad de las chancadoras giratorias

Las chancadoras giratorias se especifican por la abertura o ancho de la boca y la longitud de la circunferencia; es decir $a \times L$. Mayormente la denominación de estas chancadoras, es simplemente mencionando "L", para calcular su capacidad puede emplearse la relación (4)

<u>Datos:</u>	a (pulg)	3,00
	L (pulg)	72
	S (pulg)	0,45

Determinamos el grado de reducción $R = a/S$
 $R = 6,67$

Calculamos el Area de Alimentación A

Sabemos que la longitud de la circunferencia es: $L = 2 \cdot \pi \cdot r$

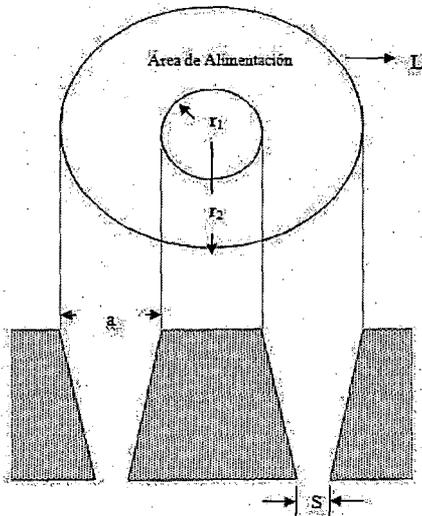
$r_2 = L / (2 \cdot 3.1416)$	r_2 (pulg)	11,46
$r_1 = r_2 - a$	r_1 (pulg)	8,46

$A_1 = 3.1416 \cdot r_1^2$	A_1 (pulg ²)	224,80
$A_2 = 3.1416 \cdot r_2^2$	A_2 (pulg ²)	412,53
$A = A_2 - A_1$	A	187,73

$T = 0.6 \cdot A/R$	T (TC/hr)	16,90
---------------------	-----------	-------

Considerando las condiciones de operación y utilizando la relación (5), tenemos:

TR	9,12	TC/Hr
TR	8,28	TM/Hr



Calculo de la Capacidad de los Molinos y Clasificador Helicoidal

$$C_m = H_{pi} \times 0.7468 / W \quad \dots(6)$$

Donde:

C_m = Capacidad del Molino (Tm/Hr)
 H_{pi} = Potencia Instalada (Potencia del Motor)
 W = Consumo de Energia Kw-Hr / Tm

Capacidad del Molino de Barras

Datos

Hpi 45 HP
W 4,67 Kw - Hr / Tm

Cm 7,19 Tm / Hr

Capacidad en un día: 172,61 Tm / Dia

Capacidad del Clasificador Helicoidal

Datos

Hpi	8 HP
W	1,34 Kw - Hr / Tm

Cm 4,48 Tm / Hr

Capacidad en un día: 107,40 Tm / Dia

Capacidad del Molino de Bolas

Datos

Hpi 55 HP
W 4,67 Kw - Hr / Tm

Cm 8,79 Tm / Hr

Capacidad en un día: 210,97 Tm/Dia

Calculos en la Seccion de Molienda

Calculo de Carga de Elemento Moedor al Inicio de la Operación

Radio Interno de un Molino

$$Ri = Re - A \quad \dots(7)$$

Donde:

Ri Radio Interior
Re Radio Entero
A Altura de la chaqueta

Volumen del Molino

$$V = \pi \times Ri^2 \times L \quad \dots(8)$$

Los molinos se designan mencionando su diametro y longitud (DxL)

Para el Molino de Barras 4'x6'

Datos

D 4 Ft
L 6 Ft
Re 2 Ft
A 0,2 Ft

Calculamos el Ri:

Ri 1,8 Ft

Calculamos el Volumen del Molino:

V 61,07 Ft³ 1,73 m³

Volumen Bruto de Carga de Barras (Vbcb): Se recomienda 40% del Volumen del Molino.

Entonces se tiene:

Vbcb 0,69 m³

Espacios Vacios (Ev): Se recomienda el 21% del Volumen Bruto de Carga de Barras

Entonces se tiene:

Ev 0,15 dm³

Volumen Neto Ocupado por las Barras (Vnob)

Entonces se tiene:

$$Vnob \quad 0,55 \quad m^3$$

Sabemos que la densidad de la barra promedio es de 6.88 Tm/m³

Peso de la Carga de Barras (Pcb)

$$Pcb \quad 3,76 \quad Tm \quad 3759,84 \quad Kg$$

Características de las Barras de un Molino (Catalogo de Proveedor)

Diam. (Pulg)	Largo (Pulg)	Volumen (m3)	Peso (Kg) X	Area (pulg2) Y	X/y	X/Y %
4	66	0,0135	93,01	854,49	0,11	26,50%
3,5	66	0,0104	71,21	744,93	0,10	23,28%
3	66	0,0076	52,32	636,16	0,08	20,02%
2,5	66	0,0053	36,33	528,17	0,07	16,75%
2	66	0,0034	23,25	420,96	0,06	13,45%
			276,12		0,41	100,00%

Calculo de la Cantidad de Barras por Tamaño:

Diam. (Pulg)	N° de Barras	Peso Kg
4	11	996,46
3,5	12	875,12
3	14	752,88
2,5	17	629,73
2	22	505,66
Total	76	3759,84

Calculo del Consumo de Barras de un Molino en 10 Dias de Operación

Observacion: Cada 10 Dias se realiza el incremento de Barras.

$$\text{Mineral Tratado} \quad 109,60 \quad (Tm/dia) \quad 1096,04 \quad Tm/mes$$

(*) Factor de desgaste de consumo de Barr: 0,5 (Kg/Tm)

Desgaste de Barras por Mes 548,02 Kg/mes

Cantidad de Barras a Reponer en 10 Dias:

Diam. (Pulg)	Perdida Kg	N° Barras Desgastadas	N° Barras Repuestas
4	145,24	2	2
3,5	127,55	2	1
3	109,74	2	1
2,5	91,79	3	0
2	73,70	3	0
Total	548,02	11	4

Cantidad de Barras que se reponeran cada 10 dias es: 4 Unidades

Para el Molino de Bolas 5'x6'

Datos

D	5	Ft
L	6	Ft
Re	2,5	Ft
A	0,2	Ft

Calculamos el Ri:

$$Ri \quad 2,3 \quad Ft$$

Calculamos el Volumen del Molino:

$$V \quad 99,71 \quad Ft^3 \quad 2823,61 \quad dm^3$$

Volumen Bruto de Carga de Bolas (Vbcb): Se recomienda 45% del Volumen del Molino.

Entonces se tiene:

$$Vbcb \quad 1270,63 \quad dm^3$$

Espacios Vacios (Ev): Se recomienda el 38% del Volumen Bruto de Carga de Bolas.

Entonces se tiene:

$$Ev = 482,84 \text{ dm}^3$$

Volumen Neto Ocupado por las Bolas (Vnob)

Entonces se tiene:

$$Vnob = 787,79 \text{ dm}^3$$

Sabemos que el volumen de una bola de 2" es 0.0688 dm³

Por lo que el numero de bolas de carga es:

$$Nbc = 11450 \text{ Bolas}$$

Se sabe que el peso promedio de una bola de 2" es de 0.531 Kg

Peso de la Carga de Bolas (Pcb)

$$Pcb = 6080,16 \text{ Kg}$$

Características de las Bolas de un Molino (Catalogo de Proveedor)

Diam. (Pulg)	Peso (Kg) X	Area (pulg2) Y	X/y	X/Y %
3"	1,95	28,26	0,069002123	36,78%
2.5"	1,05	19,62	0,05351682	28,53%
2"	0,531	17,56	0,03023918	16,12%
1.5"	0,246	7,06	0,034844193	18,57%
			0,187602315	100,00%

Calculo de la Cantidad de Bolas por Tamaño:

Diam. (Pulg)	Nº de Bolas	Peso Kg
3"	1147	2236,35
2.5"	1652	1734,47
2"	1846	980,05
1.5"	4591	1129,30
Total	9235	6080,16

Calculo del Consumo de Bolas de un Molino

Observacion: Cada 5 Dias se realiza el incremento de Bolas.

Mineral Tratado (Tm/dia) 109,60

(*) Factor de desgaste de consumo de Bolas (Kg/Tm).

0,84

Desgaste de Bolas por Dia:

$$92,07 \text{ Kg/dia} \quad 460,34 \text{ Kg/Semana}$$

Cantidad de Bolas a Reponer en 5 Dias

Diam. (Pulg)	Perdida Kg	Nº Bolas Desgastadas	Nº Bolas Repuestas	Nº Bolas Repuestas al Mes
3"	169,32	87	87	521
2.5"	131,32	125	38	229
2"	74,20	140	15	88
1.5"	85,50	348	208	1247
Total	460,34	699	348	2085

Resumen de Capacidades de los Equipos

Equipo	Capacidad Tm/Hr
Chancadora Primaria	11,76
Chancadora Secundaria	8,28
Molino de Barras	7,19
Clasificador Helicoidal	4,48
Molino de Bolas	8,79

Del cuadro se tiene que el clasificador helicoidal es el que esta limitando la capacidad de la planta obteniendo un maximo de: 107 Tm / Dia

Si se desea incrementar la capacidad de la planta la maxima seria la capacidad que nos da el molino de barras obteniendo un maximo de: 173

(*) Datos de Bibliografia

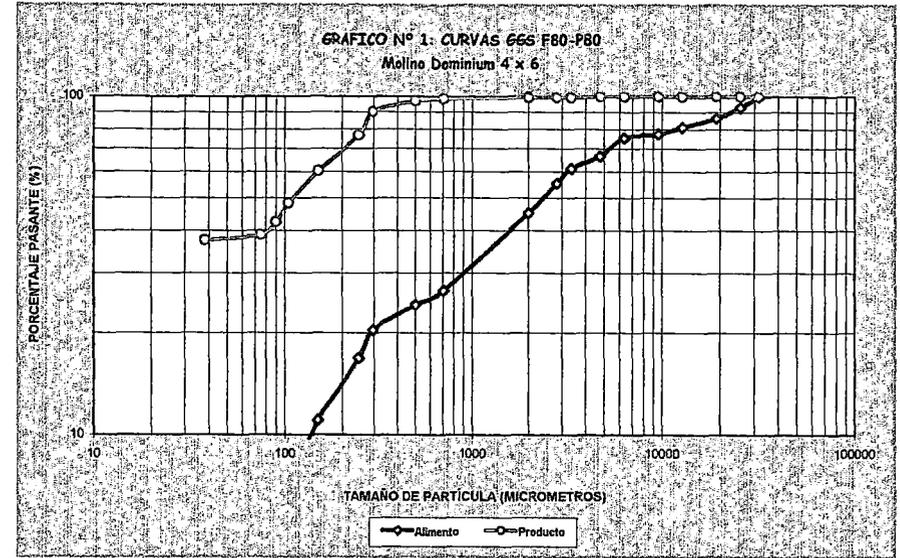
ANEXO 09: ANALISIS GRANULOMETRICO DE LOS MOLINOS.

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO MOLINO PRIMARIO

Molino 4' x 6'

MALLA	MICRONES	ALIMENTO			DESCARGA			CALCULO 80%	
		PESO (gr.)	% PESO	ACUM (%)	PESO (gr.)	% PESO	ACUM (%)	F (80%)	P (80%)
1 1/4	31750	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
1	25400	22,5	6,93	93,1	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
3/4	19050	21,8	6,72	86,4	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
1/2	12700	17,1	5,26	81,1	0,0	0,00	100,0	11710,30	0,00
3/8	9525	12,4	3,81	77,3	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
1/4	6350	6,2	1,92	75,4	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
4	4760	28,7	8,83	66,5	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
6	3360	17,0	5,22	61,3	0,6	0,60	99,4	0,00	0,00
8	2809	19,8	6,10	55,2	0,0	0,00	99,4	0,00	0,00
10	2000	32,5	10,00	45,2	0,0	0,00	99,4	0,00	0,00
30	707	60,6	18,66	26,6	1,2	1,22	98,2	0,00	0,00
35	500	7,9	2,42	24,1	1,4	1,35	96,8	0,00	0,00
45	297	12,3	3,78	20,4	6,9	6,86	90,0	0,00	262,22
70	250	11,4	3,52	16,8	13,5	13,49	76,5	0,00	0,00
100	150	18,9	5,80	11,0	16,4	16,43	60,1	0,00	0,00
140	105	13,6	4,18	6,9	11,7	11,72	48,3	0,00	0,00
170	90	6,5	2,01	4,8	5,8	5,84	42,5	0,00	0,00
200	75	3,9	1,18	3,7	3,7	3,65	38,8	0,00	0,00
400	38	0,9	0,28	3,4	1,4	1,40	37,4	0,00	0,00
-400	0	10,99	3,38	0,0	37,44	37,44	0,0	0,00	0,00
TOTAL		324,91	100,0		100	100,0		11710,30	262,22

Malla -200 = 4,84
Ratio = 44,7

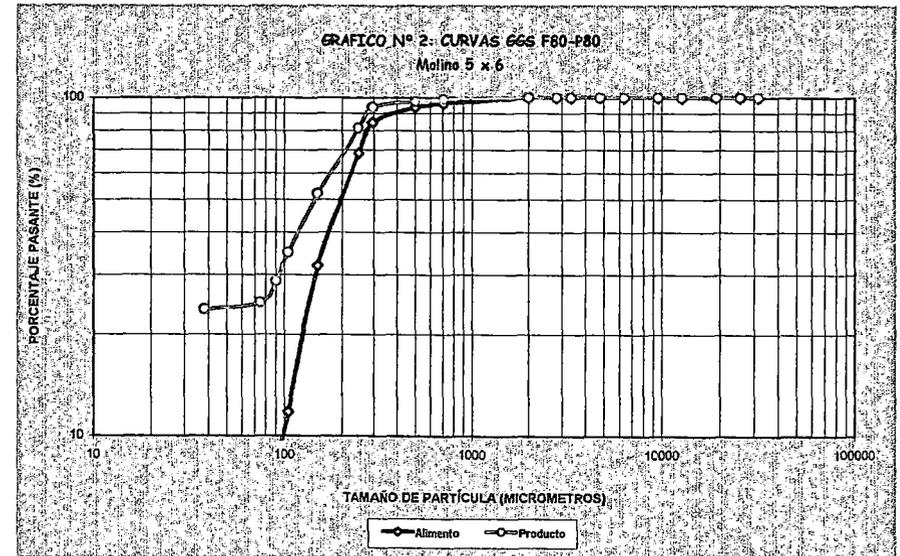


ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO MOLINO SECUNDARIO

Molino 5' x 6'

MALLA	MICRONES	ALIMENTO			DESCARGA			CALCULO 80%	
		PESO (gr.)	% PESO	ACUM (%)	PESO (gr.)	% PESO	ACUM (%)	F (80%)	P (80%)
1 1/4	31750	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
1	25400	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
3/4	19050	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
1/2	12700	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
3/8	9525	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
1/4	6350	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
4	4760	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
6	3360	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
8	2809	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
10	2000	0,0	0,00	100,0	0,0	0,00	100,0	0,00	0,00
25	707	5,2	3,85	96,1	1,0	1,01	99,0	0,00	0,00
35	500	3,2	2,40	93,7	1,5	1,52	97,5	0,00	0,00
45	297	12,3	9,11	84,6	3,8	3,81	93,7	283,68	0,00
70	250	21,7	16,13	68,5	12,6	12,61	81,1	0,00	246,26
100	150	49,4	36,63	31,9	29,0	28,98	52,1	0,00	0,00
140	105	27,0	20,06	11,8	17,3	17,27	34,8	0,00	0,00
170	90	6,1	4,50	7,3	6,1	6,10	28,7	0,00	0,00
200	75	6,4	4,78	2,5	3,9	3,92	24,8	0,00	0,00
400	38	2,2	1,64	0,9	1,1	1,10	23,7	0,00	0,00
-400	0	1,2	0,89	0,0	23,68	23,68	0,0	0,00	0,00
TOTAL		134,78	100,0		100	100,0		283,68	246,26

Malla -200 = 7,31
Ratio = 1,2



ANEXO 10: ANALISIS GRANULOMETRICO DE LA CLASIFICACION DE HIDROCICLONES

MALLA	MICRONES	ALIMENTO		U' FLOW		O' FLOW		G		O' FLOW	U' FLOW	TOTAL	EFICIENCIA		D50	PARAMETROS		
		% PESO	ACUM. (%)	% PESO	ACUM. (%)	% PESO	ACUM. (%)	(F-UY)(O-U)	(O-U) ²				O'	U'		F (d50)	U (d50)	O (d50)
1	25400	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
3/4	19050	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
1/2	12700	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
3/8	4750	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
1/4	6350	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
4	4760	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
6	3360	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
8	2809	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
10	2000	0,00	100,0	0,00	100,0	0,00	100,0	0,0	0,0	100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,00	0,00	0,00	
30	707	2,54	97,5	3,71	96,3	0,24	99,8	4,1	12,1	99,8	7,8	248,5	256,3	3,0	97,0	0,00	0,00	
35	500	1,95	95,5	2,32	94,0	0,32	99,4	8,5	30,0	99,4	10,6	155,1	165,7	6,4	93,6	0,00	0,00	
45	297	7,43	88,1	8,79	85,2	2,29	97,2	34,7	143,3	96,9	75,7	588,0	663,7	11,4	88,6	0,00	0,00	
70	250	13,73	74,4	15,55	69,6	7,12	90,0	96,5	416,4	89,6	235,5	1040,9	1276,3	18,4	81,6	0,00	0,00	
100	150	31,05	43,3	35,32	34,3	27,68	62,4	252,3	786,3	62,3	915,7	2363,8	3279,4	27,9	72,1	0,00	0,00	
140	106	19,91	23,4	19,34	15,0	24,07	38,3	196,7	543,8	38,4	796,0	1294,6	2090,6	38,1	61,9	99,59	20,13	
170	90	7,63	15,8	4,34	10,6	16,07	22,2	59,7	134,3	22,5	531,6	290,6	822,2	64,7	35,3	0,00	0,00	
200	75	4,12	11,7	4,61	6,0	10,22	12,0	33,7	35,8	12,8	337,9	308,3	646,2	52,3	47,7	0,00	0,00	
400	38	1,25	10,4	2,22	3,8	6,73	5,3	9,7	2,2	6,6	222,7	148,4	371,1	60,0	40,0	0,00	0,00	
400	0	10,41	0,0	3,80	0,0	5,27	0,0	0,0	0,0	0,0					0,00	0,00	0,00	
TOTAL		100,0		100,0		100,0		696,0	2104,3						99,59	20,13	13,13	31,11
Malla -200		15,8		10,6		22,2												

PARAMETROS	
F	79,87
U	86,87
O	66,89

GRAVEDAD ESPECIFICA		
Feed	O' Flow	U' Flow
3,35	3,10	3,63

PRESION	
Kg/cm ²	psi
0,65	9,24

α =	0,33
F =	1,00
U =	0,67
O =	0,33
CC =	2,02
φ =	1,56

EFICIENCIAS	
n1	0,66
n2	0,60
Ef	39,96

P. DE MUESTRAS SECAS (gr.)		
Feed	O' Flow	U' Flow
1328,67	1009,07	1998,67

VOLUMEN DE PULPA (cc)		
Feed	O' Flow	U' Flow
1560,42	2125,93	1112,50

TONELAJE (TMSPH)		
FEED	U' Flow	O' Flow
16,01	8,89	7,11

P. MUESTRAS EN PULPA (gr.)		
Feed	O' Flow	U' Flow
2496,67	2870	2670

VOLUMEN DE SÓLIDOS (cc)		
Feed	O' Flow	U' Flow
396,97	325,30	550,90

DENS. DE PULPA (gr/cc)		
Feed	O' Flow	U' Flow
1,600	1,350	2,400

% SÓLIDOS EN VOLUMEN		
Feed	O' Flow	U' Flow
25,44	15,30	49,52

% Sp (PRACTICO)		
Feed	O' Flow	U' Flow
53,22	35,16	74,86

DILUCION		
Feed	O' Flow	U' Flow
2,87	3,61	2,24

% Sp (CALCULADO)		
Feed	O' Flow	U' Flow
53,48	38,26	80,53

BALANCE DE FLUJO Y MASA									
	TMSPH	FLUJO	%Sp	%Sv	G.E.	D.P.	CAUDAL (m3/Hr)		
							PULPA	SOLIDOS	AGUA
Feed	16,01	4,78	53,48	25,4	3,35	1,60	18,71	4,78	13,93
O' Flow	7,11	2,29	38,26	15,3	3,10	1,35	13,78	2,29	11,48
U' Flow	8,89	2,45	80,53	49,5	3,63	2,40	4,60	2,45	2,15

LEYENDA

- %Sp PORCENTAJE DE SOLIDOS EN PESO
- %Sv PORCENTAJE DE SOLIDOS EN VOLUMEN
- G.E. GRAVEDAD ESPECIFICA
- D.P. DENSIDAD DE PULPA

ANEXO 11: CALCULO DEL NUMERO DE CELDAS

DATOS

TMSPD	170
Pe	3,28
%SS (%)	25
t (min)	23
Vk (m ³)	0,68
K	70%

Donde:

Pe	Peso Especifico
%SS	Porcentaje de Solidos
t	Tiempo de Flotacion
Vk	Capacidad de la Celda
K	Capacidad Nominal de la Celda
Vc (m ³ /dia)	Volumen de Pulpa Entrante al Circuito de Flotacion
Vm (m ³ /min)	Volumen de Pulpa Entrante al Circuito de Flotacion

Calculo del Volumen de Pulpa que se Alimenta al Circuito

$$R_p = 3$$

$$\text{TMPD Agua} = 510 \text{ Tm/dia}$$

$$\text{Vagua} = 510 \text{ m}^3/\text{dia}$$

$$\text{Vsolidos} = 51,83 \text{ m}^3/\text{dia}$$

$$\text{Vc} = 561,83 \text{ m}^3/\text{dia}$$

Calculo del Numero de Celdas (n)

$$n = 19$$

CRÉDITOS COMERCIALES

Tasa Anual (%)	Avances en Cuenta Corriente	Sobregiros	Descuentos	Promedio de Préstamos			Préstamos hasta 30 días			Préstamos de 31 a 90 días			Préstamos de 91 a 180 días			Préstamos de 181 a 360 días		
				Ciudad deudora > S/. 5 MM	Demás Clientes	Promedio	Ciudad deudora > S/. 5 MM	Demás Clientes	Promedio	Ciudad deudora > S/. 5 MM	Demás Clientes	Promedio	Ciudad deudora > S/. 5 MM	Demás Clientes	Promedio	Ciudad deudora > S/. 5 MM	Demás Clientes	Promedio
				B. Continental	18,21	35,49	11,88	3,37	8,21	5,75	-	7,69	7,69	2,71	8,18	5,94	3,72	7,43
B. de Comercio	-	50,00	13,32	11,47	13,47	13,40	-	13,98	13,98	11,50	14,57	13,96	11,00	11,87	11,85	-	-	-
B. de Crédito del Perú	22,68	25,26	6,42	4,78	6,57	5,50	4,94	4,61	4,86	3,63	6,03	4,84	4,01	8,60	8,26	3,19	5,90	4,51
B. Financiero	-	-	11,26	9,21	11,15	10,49	-	-	-	8,98	10,25	9,94	8,85	11,78	10,35	-	12,93	12,93
B. Interamericano de Finanzas	20,33	30,71	7,44	3,76	7,75	6,12	-	-	-	2,62	7,31	4,64	5,81	8,80	7,28	5,04	10,86	8,25
Scotiabank Perú	1,62	27,34	7,72	4,79	6,91	5,94	3,13	12,54	3,98	3,37	8,65	6,84	2,96	6,69	4,93	1,58	8,22	4,92
Citibank	4,16	21,49	8,28	5,99	3,10	4,83	8,98	-	8,98	6,45	3,06	4,57	3,93	3,30	3,83	5,00	-	5,00
Interbank	13,67	13,94	7,56	4,85	5,22	5,10	-	-	-	7,57	4,00	4,58	4,31	4,01	4,20	5,00	6,42	6,04
Mibanco	-	-	-	-	18,48	18,48	-	-	-	-	-	27,27	-	20,40	20,40	-	17,63	17,63
HSBC Bank Perú	-	44,58	7,10	5,81	7,75	6,64	5,50	3,34	3,99	3,83	7,10	5,35	-	8,84	8,84	-	12,39	12,39
B. Falabella Perú	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
B. Santander Perú	-	35,00	-	-	5,08	5,08	-	2,81	2,81	-	6,89	6,89	-	6,16	6,16	-	6,26	6,26
B. Ripley	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
B. Azteca	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Deutsche Bank	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Promedio de las Empresas Bancarias	6,19	25,82	8,07	4,40	7,31	5,84	4,68	5,55	5,00	3,63	6,89	5,54	3,83	7,47	5,55	3,85	8,01	6,67
Crediscotia Financiera	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Financiera TFC S.A.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Financiera Edyficar	-	-	-	-	23,25	23,25	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Financiera Crear	-	-	-	-	19,09	19,09	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Financiera Confianza	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Financiera Universal	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Promedio de las Empresas Financieras	-	-	-	-	20,96	20,96	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-

* Las operaciones de avances en cuenta corriente, sobregiros, y préstamos hasta 30 días se calculan utilizando información de los últimos 5 días útiles por ser operaciones de muy corto plazo.

Nota: Cuadros elaborados sobre la base de la información remitida diariamente por las empresas a través del Reporte N°6. Estas tasas de interés tienen carácter referencial.

1: Los conceptos de créditos comerciales, a microempresas (MES), de consumo e hipotecarios, corresponden a las definiciones señaladas en la Resolución S.B.S. N°808-2003.

Tasa Anual (%)	CRÉDITOS A MICROEMPRESAS ²				CRÉDITOS DE CONSUMO											PRÉSTAMOS HIPOTECARIOS
	Tarjetas de crédito	Descuentos	Préstamos no revolventes		Tarjetas de crédito			Préstamos no revolventes								
			Hasta 360 días	A más de 360 días	Tarjetas de crédito abiertas ³	Tarjetas de crédito cerradas ⁴	Promedio	Para Automóviles	Otros Préstamos Hasta 360 días			Otros Préstamos a Más de 360 días				
									Montos menores o iguales a US\$ 500	Montos mayores a US\$ 500	Promedio	Montos menores o iguales a US\$ 500	Montos mayores a US\$ 500	Promedio		
B. Continental	33,29	26,36	23,65	-	37,22	-	37,22	11,08	13,90	13,18	13,18	32,00	14,54	14,54	-	9,06
B. de Comercio	20,84	19,33	10,00	20,00	20,14	-	20,14	-	15,00	-	15,00	16,69	10,92	10,94	-	-
B. de Crédito del Perú	23,24	-	20,59	23,83	23,64	-	23,64	9,56	-	11,66	11,66	-	13,49	13,49	9,08	-
B. Financiero	-	-	-	-	48,37	-	48,37	10,99	15,00	11,63	11,64	-	13,02	13,02	10,50	-
B. Interamericano de Finanzas	-	-	8,78	14,00	30,00	-	30,00	10,46	-	14,25	14,25	-	10,93	10,93	9,04	-
Scotiabank Perú	26,60	19,20	22,88	21,65	21,58	-	21,58	8,57	-	8,52	8,52	-	11,33	11,33	9,14	-
Citibank	-	-	-	-	28,87	-	28,87	-	-	-	-	-	14,63	14,63	-	-
Interbank	27,80	-	21,99	22,21	27,93	-	27,93	8,60	-	-	-	-	8,00	8,00	9,46	-
Mibanco	-	-	23,32	22,83	-	-	-	-	30,83	26,87	27,18	20,00	17,65	17,65	13,37	-
HSBC Bank Perú	-	-	-	-	36,50	-	36,50	8,48	-	-	-	-	9,45	9,45	8,74	-
B. Falabella Perú	-	-	-	-	-	-	-	9,55	-	-	-	-	-	-	-	-
B. Santander Perú	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
B. Ripley	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
B. Azteca	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Deutsche Bank	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Promedio de las Empresas Bancarias	23,46	19,40	19,76	22,09	28,78	-	28,78	9,37	22,36	10,71	10,72	20,29	13,37	13,37	9,16	-
Crediscotia Financiera	-	-	29,80	23,87	-	-	-	-	-	-	-	60,00	20,00	23,15	-	-
Financiera TFC S.A.	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Financiera Edyficar	-	-	23,87	22,98	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Financiera Crear	-	-	38,71	27,65	-	-	-	-	-	-	-	29,62	29,62	-	-	-
Financiera Confianza	-	-	35,87	29,23	-	-	-	-	40,10	40,10	-	36,87	36,87	-	16,08	-
Financiera Universal	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Promedio de las Empresas Financieras	-	-	26,69	25,32	-	-	-	-	40,10	40,10	40,10	60,00	30,11	30,37	16,08	-

Nota: Cuadros elaborados sobre la base de la información remitida diariamente por las empresas a través del Reporte N°6. Estas tasas de interés tienen carácter referencial.

1: Los conceptos de créditos comerciales, a microempresas (MES), de consumo e hipotecarios, corresponden a las definiciones señaladas en la Resolución S.B.S. N°808-2003.

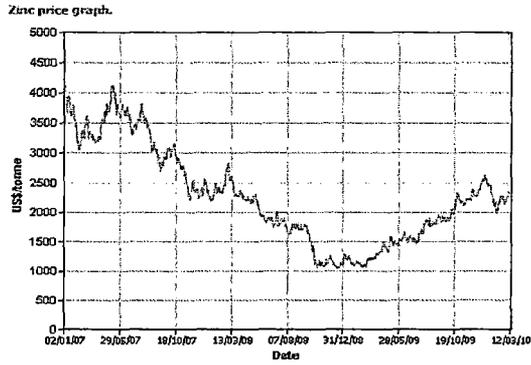
2: Considera las tarjetas de crédito convencionales para personas naturales.

3: Considera las tarjetas de crédito de uso limitado a algún establecimiento comercial en particular, propio de las operaciones de consumo masivo.

ANEXO 13: PRECIOS PROMEDIOS DE LOS METALES

Precio Promedio Anual del Metal Zinc

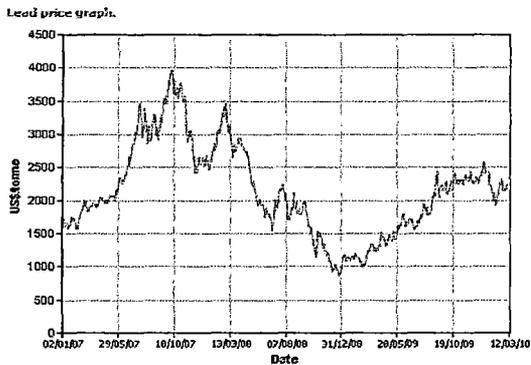
Año	Precio US\$
2000	1200,00
2001	850,00
2002	770,00
2003	900,00
2004	1100,00
2005	1500,00
2006	3000,00
2007	2500,00
2008	1600,00
2009	2200,00
2010	2200,00
Proyectado	
11	2237,06
12	2266,05
13	2293,06
14	2318,34
15	2342,14
16	2364,62
17	2385,93
18	2406,20
19	2425,53
20	2444,01



Precio Promedio Anual del Metal Plomo

Año	Precio US\$
2000	500,00
2001	450,00
2002	500,00
2003	600,00
2004	950,00
2005	1000,00
2006	1350,00
2007	2500,00
2008	1500,00
2009	2200,00
2010	2300,00
Proyectado	
11	2170,96
12	2118,01
13	2070,44
14	2027,35
15	1988,04
16	1951,96
17	1918,66
18	1887,79
19	1859,04
20	1832,17

Se tiene del grafico que los precios entre los años 2007 y 2010 han ido creciendo y decreciendo por los problemas economicos mundial, pero se observa que el año 2009 y 2010 se tiende a una recuperacion, lo cual nos pronostica que el precio del metal tiende a mantenerse o tener una tendencia a subir.



ANEXO 14: TASACION DE EQUIPOS DE PLANTA CONCENTRADORA BERTHA

Tasación de Equipos de la Planta Concentradora Bertha antes de su Reparación

Código	Descripción	Precio Aprox \$
C101	Chancadora Primaria de Quijada 24" X 10" Marca COMESA	2772,00
Z101	Zaranda de 3' X 6' Menos 1/2" Malla.	738,00
C102	Chancadora Secundaria Conica 3" x 72" Marca FUNVESA	8160,00
T102	Tolva Metalica de Finos Cap. 150 Tm	523,20
M201	Molino de Barras de 4' X 6' Marca COMESA	21360,00
S201	Clasificador Helicoidal de 30" x 17' X 3" Marca COMESA	8400,00
M201	Molino de Bolas de 5' X 6' Marca COMESA	27420,00
F101	Faja Transportadora 18" X 18Mts	650,00
F102	Faja Transportadora 18" X 1.6Mts	350,00
F103	Faja Transportadora 18" X 19Mts	710,00
F104	Faja Transportadora 18" X 14Mts	550,00
F201	Faja Transportadora 18" X 8Mts	384,00
A301	Celda Unitaria 5' X 5' Marca COMESA	1404,54
A302	Celda Serrana 7' X 7' Marca COMESA	1560,60
A303	Celda Serrana 7' X 7' Marca COMESA	1560,60
E301	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 1 Plomo.	2122,42
E302	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 2 Plomo.	2122,42
E303	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 1 Plomo.	2122,42
E304	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 1 Plomo.	1810,30
E305	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 3 Plomo. (Almacén)	2122,42
E306	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 2 Plomo. (Almacén)	2122,42
E307	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 2 Plomo. (Almacén)	1810,30
E308	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 1 Zinc.	2091,20
E309	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 2 Zinc.	2091,20
E310	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 1 Zinc.	1810,30
E311	Banco de 2 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 1 Zinc.	1810,30
E312	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Rougher 3 Zinc. (Almacén)	1810,30
E313	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Scavenger 2 Zinc. (Almacén)	1810,30
E314	Banco de 3 Celdas Denver Sub A # 18 (24 pies3 x celda) Limpieza 2 Zinc. (Almacén)	1810,30
P401	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.	705,60
P402	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.	705,60
P403	Bomba 4" X 3" Marca Espiasa para Relave.	705,60
P404	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.	604,80
P405	Bomba 2 1/2" X 2" Marca Espiasa, Intermedio Relave.	604,80
H301	Hidroclon cancha de Relave. (Almacen)	384,00
P306	Electro Bomba 2 1/2" X 2" Hidrostal	312,00
I101	Electro Iman 12 Kw - 440V - 60Hz.	440,00
K202	Tanque Dosificador de Cal	135,00
D201	Dosificador de Reactivos.	80,00
B101	Cargador BobCat	13500,00
		122186,90

Mecánica

Máquina de soldar eléctrica de 280 A corte/soldadura	500,00
Equipo de soldadura autógena y oxicorte, modelo medalist 350	254,00
Esmeril de 6"	70,00
Accesorios	200,00
Herramientas Diversas	300,00
Amolador de 7" - 9"	300,00
	1624,00

Laboratorio

Balanza electrónica Boeco-Alemania, BBC-22, 60 g / 0.00001g	2500,00
Mufla eléctrica Neytech A34 digital serie vulcan,50-1100° C	2350,00
Materiales de Vidrio	3000,00
	7850,00

Grupos Electrogenos

ATLAS COPCO MOTOR DEUTZ QUB 25/30 MOTOR F4L 1011	3500,00
CATERPILLAR MDL 3208 MOTOR SR4R 9 EF - 01943	5400,00
VOLVO PENTA F8 862028 - 1101026931 6188-11D2AGP868177	6430,00
	15330,00

Muebles de Oficinas

Muebles de Oficina	350,00
Estantes	150,00
	500,00

Equipos de Oficinas

Computadora	200,00
-------------	--------

Vehiculo

Camioneta	6000,00
-----------	---------

Total General de los Equipos de Planta**153690,90****Costo Total de los Equipos de Planta luego de la Reparación****246803,48**

Capacidad Proyectada Tm/Dia	Horas Dia	Dias Mes	Mes Año
173	22	28	12

Capacidad Maxima	57.997,98 Tm/Año
Rendimiento	100,00%
Total Proyectado	57.997,98 Tm/Año
Total Procesado	4.833,17 Tm/Mes
Total Proyectado de Plomo (Tm/Mes)	485,13 Tm/Mes
Total Proyectado de Zinc (Tm/Mes)	196,51 Tm/Mes

Cuadro 6.1 : Costo de Inversion Fija (CIF)

Concepto	Monto \$
Terreno	8.000,00
Edificacion	11.000,00
Maquinaria y Equipo	246.803,48
Instalacion Montaje	30.000,00
Total CIF	US \$ 295.803,48

Cuadro 6.2 : Costo de Planta (Cplanta)

Concepto	Monto \$
Maquinaria y Equipo	246.803,48
Instalacion y Montaje	30.000,00
Total Cplanta	US \$ 276.803,48

Cuadro 6.3 : Costo de Inversion Fija Depreciable (CIFD)

Concepto	Monto \$
Edificaciones	11.000,00
Maquinaria y Equipo	246.803,48
Instalacion y Montaje	30.000,00
Total CIFD	US \$ 287.803,48

Cuadro de Inversiones

Cuadro 6.4 : Inversion Fija Tangible

Maquinaria y Equipos de Planta	122186,90
Costo de Reparación	93112,58
Taller Mecanica	1624,00
Eq Laboratorio	7850,00
Grupos Electrogenos	15330,00
Muebles de Oficina	500,00
Computadora	200,00
Camioneta	6000,00
Edificaciones	11.000,00
Terreno	8.000,00
Instalacion Montaje	30.000,00
IFT	US \$ 295803,48

Capital de Trabajo al mes

Cuadro 6.5: Existencias

Suministros (Mat Indirectos)	230,67
Mantenimiento y Reparac.	10259,38
Utiles de Oficina	157,89
Combustible	113616,00
Mineral (Mat. Prima Directa)	188493,44
Reactivos xa Planta Mes	28614,75
Elementos Moledores Mes	10781,22
Reactivos Laboratorio Mes	534,48
Flete de Conc. Planta Lima(Callao)	12269,59
Total US \$/Mes	364957,43

Cuadro 6.6 :Disponibles

Sueldos Administrativos	6421,05
Supervision Directa	6614,04
Operarios	9326,32
Ayudantes	5473,68
Seguro de Planta	719,51
Gastos Generales	119,92
Gastos de Comedor	4736,84
Telefono Fax Internet	259,65
Agua (Oficinas)	52,63
Luz (Oficinas)	87,72
Total US \$/Mes	33811,36

Capital de Trabajo/1 mes **398768,78 US \$/Mes**

INVERSION TOTAL US \$/Mes 694572,26

PRESTAMO Inversion Total	491881,36	%	70,82%
Aporte Propio	202690,90	%	29,18%

Plazo Pago	2 Años	n	2
PeriodoGracia	0 Años	Σn	3
Tasa	8,74% Anual		

Cuadro de Financiamiento				
Descripción	Aporte Propio		Financiamiento	
	US \$	%	US \$	%
Inversión Fija	202690,90		93112,58	
Inversión en Capital de Trabajo	0,00		398768,78	
Total	202690,90	29,18%	491881,36	70,82%

CUADRO SERVICIO A LA DEUDA CUOTA CONSTANTE				
Año	Saldo	Interes	Amortizacion	Cuota
1	491881,36	42990,43	235643,08	278633,51
2	256238,28	22395,23	256238,28	278633,51

Cuadro de Depreciacion			
	Valor	Tasa Deprec	Depreciacion
Maq. Equipo	122186,90	0,20	24437,38
Edificaciones	11000,00	0,03	330,00
Camioneta	6000,00	0,20	1200,00
Mueb. de Ofic.	500,00	0,20	100,00
Eq Laboratorio	7850,00	0,20	1570,00
Taller Mecanic.	1624,00	0,20	324,80
Grupos Elect.	15330,00	0,20	3066,00
Mueb Ofic.	500,00	0,20	100,00
			31128,18
APCD			0,00
Deprec+APCD			31128,18

PRESUPUESTO DE INGRESOS Y EGRESOS

Rubro / Año	Costo (F/V) F=Fijo/V=Variable	1	2	3	4	5
ProPro		80%	90%	100%	100%	100%
Procesado		46398,39	52198,18	57997,98	57997,98	57997,98
Conc. Pb		4366,90	4912,76	5458,62	5458,62	5458,62
Conc. Zn		1768,88	1989,99	2211,10	2211,10	2211,10
V_Pb		3653301,09	4109963,72	4566626,36	4566626,36	4566626,36
V_Zn		1575735,68	1772702,64	1969669,60	1969669,60	1969669,60
IngresoVenta		5229036,77	5882666,36	6536295,96	6536295,96	6536295,96
CostoFabricac.		3819704,03	4243957,40	4668210,77	4668210,77	4668210,77
Suministros	F	2768,03	2768,03	2768,03	2768,03	2768,03
Mant. Reparac.	F	123112,58	123112,58	123112,58	123112,58	123112,58
Sup. Directa 14S	F	92596,49	92596,49	92596,49	92596,49	92596,49
Operarios 14S	F	130568,42	130568,42	130568,42	130568,42	130568,42
Ayudantes 14S	F	76631,58	76631,58	76631,58	76631,58	76631,58
Combustible	V	1090713,60	1227052,80	1363392,00	1363392,00	1363392,00
Mineral (MPD)	V	1809537,02	2035729,14	2261921,27	2261921,27	2261921,27
Element. Moledor	V	103499,68	116437,14	129374,60	129374,60	129374,60
React. Planta	V	274701,64	309039,34	343377,05	343377,05	343377,05
React Lab.	V	5131,01	5772,38	6413,76	6413,76	6413,76
Flete Conc.	V	110443,99	124249,49	138054,98	138054,98	138054,98
Gasto Operativo		163504,70	163504,70	163504,70	163504,70	163504,70
Utili Oficina	F	1894,74	1894,74	1894,74	1894,74	1894,74
Sueldos Administ.	F	89894,74	89894,74	89894,74	89894,74	89894,74
Seguro Planta	F	8634,10	8634,10	8634,10	8634,10	8634,10
Gastos Generales	F	1439,02	1439,02	1439,02	1439,02	1439,02
Gastos de Comed.	F	56842,11	56842,11	56842,11	56842,11	56842,11
Telef-Fax-Internet	F	3115,79	3115,79	3115,79	3115,79	3115,79
Agua (Oficinas)	F	631,58	631,58	631,58	631,58	631,58
Luz (Oficinas)	F	1052,63	1052,63	1052,63	1052,63	1052,63
Gasto Financ.	F	42990,43	22395,23	0,00	0,00	0,00
Deprec+APCD	F	31128,18	31128,18	31128,18	31128,18	31128,18
COSTO TOTAL		4057327,34	4460985,51	4862843,65	4862843,65	4862843,65

ANALISIS DE VENTAS MINIMAS (SON DOS PRODUCTOS QUE SE TIENE)

Costo / Año	1	2	3	4	5
Costo Fijo	663300,42	642705,21	620309,98	620309,98	620309,98
Costo Variable	3394026,93	3818280,30	4242533,66	4242533,66	4242533,66
Ventas Minimás	1890138,24	1831450,22	1767632,87	1767632,87	1767632,87

ESTADOS de GANANCIAS Y PERDIDAS

Rubro / Año	1	2	3	4	5
(+) Ingresos Ventas	5229036,77	5882666,36	6536295,96	6536295,96	6536295,96
(-) Costo Total	4057327,34	4460985,51	4862843,65	4862843,65	4862843,65
Renta Neta	1171709,42	1421680,86	1673452,31	1673452,31	1673452,31
(-) Impuesto a la Renta (30%)	351512,83	426504,26	502035,69	502035,69	502035,69
(-) Canon Minero (20%)	234341,88	284336,17	334690,46	334690,46	334690,46
Util Distribuable	585854,71	710840,43	836726,16	836726,16	836726,16
(-) Partic Socios (33%)	193332,05	234577,34	276119,63	276119,63	276119,63
(-) Reserv Legal (10%)	58585,47	71084,04	83672,62	83672,62	83672,62
Util Retenida	333937,19	405179,04	476933,91	476933,91	476933,91

FLUJO DE FONDOS NETOS

Rubro / Año	0	1	2	3	4	5
(+) Ingreso Ventas		5229036,77	5882666,36	6536295,96	6536295,96	6536295,96
(-) Inversion Total	694572,26					
(-) Costo Fabric		3819704,03	4243957,40	4668210,77	4668210,77	4668210,77
(-) Gasto Operat		163504,70	163504,70	163504,70	163504,70	163504,70
(-) IR (30%)		351512,83	426504,26	502035,69	502035,69	502035,69
(-) Canon Minero (20%)		234341,88	284336,17	334690,46	334690,46	334690,46
Flujo Neto Econ.	-694572,26	894315,21	1048700,01	1202544,80	1202544,80	1202544,80
(+) Prestamo	491881,36					
(-) Interes		42990,43	22395,23	0,00	0,00	0,00
(-) Amortizacion		235643,09	25238,28	0,00	0,00	0,00
Flujo Neto Financ	-202690,90	615681,70	770066,50	1202544,80	1202544,80	1202544,80
(+) Aporte Propio	202690,90					
(-) Reserva Legal		58585,47	71084,04	83672,62	83672,62	83672,62
(-) Partic Socios		193332,05	234577,34	276119,63	276119,63	276119,63
Flujo Neto	0,00	363764,17	464405,11	842752,55	842752,55	842752,55

Evaluación Económica.

	US \$	%	
Aporte Propio	202690,90	29,18%	%AP
Prestamo	491881,36	70,82%	%F
Inversión	694572,26	100,00%	

Valor Actual Neto Economico (VANE)

COKI -> Costo de Oportunidad 20%

COKe = %APxCOKI + %FxTasaPrestamo

TasaPrestamo = 8,74% Anual

COKe = 12,03%

Flujo Neto Economico

0	1	2	3	4	5
-694572,26	894315,21	1048700,01	1202544,80	1202544,80	1202544,80
-694572,26	798311,06	835630,60	855353,95	763532,27	681567,59

VANE (US \$) = 3239823,21 Rentabilidad Expresada en Monedas

Interpretacion: Con los ingresos generados en el proyecto en los 5 años de operación se podrá cubrir todos los costos, se podrá recuperar la inversión total y todavía quedara un excedente de US \$ 3239823,21

Periodo de Recuperación Economico (PRCe).

Flujo Neto Economico	0	1	2	3	4	5
	-694572,26	894315,21	1048700,01	1202544,80	1202544,80	1202544,80
	-694572,26	798311,06	835630,60	855353,95	763532,27	681567,59
	1,046748116					

PRCe = 1 año 17 días

Tasa Interna de Retorno Economico (TIRe)

Tasa	VANE
12,03%	3239823,21
TIRe	0
120,00%	-228431,99
TIRe =	112,89%

Evaluación Financiera**Valor Actual Neto Financiero (VANf)**

$$\text{COKf} = \%AP \times \text{COKi} + \%F \times \text{TasaPrestamo} \times (1 - T)$$

$$T = \text{Imp. A la Renta} = 30\%$$

$$\text{COKf} = 10,17\%$$

Flujo Neto Financiero

0	1	2	3	4	5
-202690,90	615681,70	770066,50	1202544,80	1202544,80	1202544,80
-202690,90	558851,72	634466,84	899336,69	816324,18	740974,07

$$\text{VANf (US \$)} = 3447262,61$$

Es el excedente despues de haber recuperado toda la inversión y haber cubierto todo el capital de trabajo por los 5 años. (Trabajando con el banco).

Apalancamiento Financiero. (Ep)

$$\text{Ep} = \text{VANf} - \text{VANE}$$

$$\text{Ep} = 207439,40$$

Nos indica que nos conviene realizar el prestamo, ya que existe el apalancamiento $\text{VANf} > \text{VANE}$

Periodo de Recuperación Financiero (PRCf).**Flujo Neto Financiero**

0	1	2	3	4	5
-202690,90	615681,70	770066,50	1202544,80	1202544,80	1202544,80
-202690,90	558851,72	634466,84	899336,69	816324,18	740974,07
1,14		0,14	1,68	0,68	20,4

$$\text{PRCf} = 1 \text{ año, 1 mes y 20 días}$$

Tasa Interna de Retorno Financiero (TIRf)

Tasa	VANf
10,17%	3447262,61
TIRe	0
100,00%	-45571,63
TIRf =	98,83%