

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

**FACULTAD DE INGENIERIA QUIMICA
Y MANUFACTURERA**



**DISEÑO Y EVALUACION ECONOMICA DE PLANTAS
CONCENTRADORAS DE HASTA 1000 TONELADAS
METRICAS SECAS POR DIA QUE TRATAN MINERAL
COMPLEJO DE PLOMO Y ZINC**

TESIS

PARA OBTENER EL TITULO PROFESIONAL DE

INGENIERO QUIMICO

JUAN MANUEL LIRA CACHO

LIMA PERU

1993

I N D I C ECAPITULO 1.- INTRODUCCION

- 1.1 Resumen
- 1.2 Conclusiones

CAPITULO 2.- ESTUDIO DEL MERCADO

- 2.1 Reservas de minerales de plomo y zinc.
- 2.2 Características de los concentrados de plomo y zinc.
- 2.3 Principales consumidores de los concentrados de plomo y zinc.
- 2.4 Demanda de concentrados de plomo y zinc.
- 2.5 Oferta de concentrados de plomo y zinc.
- 2.6 Cotizaciones de los metales y concentrados de plomo y zinc.
- 2.7 Interacción entre los precios, la oferta y la demanda para concentrados de plomo y zinc.
- 2.8 Evolución de la producción mundial de plomo en el Perú frente a la producción mundial.

2.9 Causas del decaimiento de la producción minera de plomo y zinc en el Perú.

2.10 Reactivación de la minería peruana.

CAPITULO 3.- INGENIERIA DEL PROYECTO

3.1 Trituración

3.1.1 Principales equipos en la trituración primaria.

3.1.2 Principales equipos en la trituración secundaria y fina.

3.1.3 Equipos para el almacenaje y transporte del mineral.

3.1.4 Circuitos de trituración.

3.1.5 Diseño de la planta de trituración.

3.1.6 Selección de diagramas de flujo cualitativos para plantas trituradoras de diferentes tonelajes que tratan mineral complejo plomo-zinc.

3.1.7 Dimensiones de los principales equipos para plantas de trituración de diferentes tonelajes que tratan mineral complejo plomo-zinc.

3.2 Molienda

3.2.1 Principales equipos en la planta molienda.

3.2.1.1 Molinos.

- 3.2.1.2 Clasificadores.
 - 3.2.1.3 Bombas para pulpas.
 - 3.2.2 Etapas y circuitos de molienda.
 - 3.2.3 Diseños de plantas de molienda.
 - 3.2.4 Selección de diagramas de flujo cualitativo para plantas de molienda de diferentes tonelajes que operan mineral complejo plomo-zinc.
 - 3.2.5 Dimensionamiento de los equipos principales para plantas de molienda de diferentes tonelajes que tratan mineral complejo plomo-zinc.
- 3.3 Flotación.
- 3.3.1 Equipos principales en una planta de flotación.
 - 3.3.1.1 Máquinas de flotación.
 - 3.3.1.2 Acondicionadores de reactivos.
 - 3.3.1.3 Alimentadores de reactivos.
 - 3.3.1.4 Bombas para pulpas.
 - 3.3.2 Reactivos de flotación.
 - 3.3.3 Circuitos de flotación.
 - 3.3.4 Diseño de plantas de flotación de mineral complejo plomo-zinc.
 - 3.3.5 Determinación del circuito de flotación para plantas que operan diferentes tonelajes de mineral complejo plomo-zinc.

- 3.3.6 Llave metalúrgica de flotación de minerales complejos de plomo-zinc provenientes de yacimientos peruanos.
 - 3.3.7 Selección y dimensionamiento de los principales equipos en plantas de flotación de mineral complejo plomo-zinc que procesan diversos tonelajes.
- 3.4 Eliminación de agua
- 3.4.1 Principales equipos en una planta de eliminación de agua.
 - 3.4.1.1 Espesadores.
 - 3.4.1.2 Filtros.
 - 3.4.1.3 Bombas de vacío.
 - 3.4.2 Circuitos de espesado y filtrado.
 - 3.4.3 Selección y dimensionamiento de los principales equipos en una planta de eliminación de agua.

CAPITULO 4.- ESTIMACION DE COSTOS

- 4.1 Inversión
 - 4.1.1 Inversión fija.
 - 4.1.2 Capital de trabajo.
- 4.2 Costo del producto.
 - 4.2.1 Costos de fabricación.
 - 4.2.2 Gastos de operación.
 - 4.2.3 Gastos financieros.

- 4.2.4 Otros gastos.
- 4.3 Depreciaciones y amortizaciones de cargos diferidos
 - 4.3.1 Depreciaciones.
 - 4.3.2 Amortizaciones de cargos diferidos.

CAPITULO 5.- EVALUACION ECONOMICA

- 5.1 Valor actual neto
 - 5.1.1 Flujo total de efectivo.
 - 5.1.2 Tasa de actualización.
- 5.2 Tasa interna de recuperación.
- 5.3 Período de recuperación.
- 5.4 Coeficiente beneficio-costo.
- 5.5 Evaluación económica.

APENDICES

- A.- Método de diseño de una planta de trituración de mineral complejo plomo-zinc que procesa 1000 TMSD.
- B.- Métodos de diseño de una planta de molienda de mineral complejo plomo-zinc que procesa 1000 TMSD.
- C.- Método de diseño de una planta de flotación de mineral complejo plomo-zinc que procesa 1000 TMSD.
- D.- Método de diseño de una planta de eliminación de agua de una concentradora que opera 1000 TMSD de material complejo plomo-zinc.

BIBLIOGRAFIA

CAPITULO 1

I N T R O D U C C I O N

El Perú es un país que tiene abundantes recursos mineros debido a la presencia de la cordillera de los Andes, la cual garantiza una gran variedad de recursos minerales metálicos y no metálicos. Muchos países tienen solo uno o dos metales como los más importantes de su producción minera, pero en el Perú se explotan y procesan un variado número de metales entre los que destacan nitidamente seis: el cobre, la plata, el zinc, el plomo, el oro y el hierro.

El sector productivo minero tiene notable importancia en la economía nacional. La minería es el principal sector exportador en el país, y ya desde 1970, las exportaciones mineras se han incrementado a tal nivel, que llegan a representar alrededor del 50% del valor total de las exportaciones peruanas.

La exportación de productos minero-metalúrgicos de

plomo y zinc tienen una participación dentro de la oferta mundial de $11,3\%$ del total de las exportaciones mundiales de minerales metálicos **respectivamente**, e **entre 1985 y 1989**.

En el caso del zinc, la metalúrgica de este metal se ha mantenido en $5,7\%$ en el período considerado, lo que representa una participación **respectivamente**, en el total de las exportaciones mundiales de minerales metálicos, y **entre 1985 y 1989**, el $1,2\%$ es el caso del plomo, y **entre 1985 y 1989**, el $1,1\%$ es el caso de las exportaciones mundiales de minerales metálicos.

En el caso del zinc y del plomo, **tanto refinados** en el período considerado con índices de $1,54\%$ y $1,54\%$ respectivamente, se registra una participación en el total de las exportaciones mundiales de minerales metálicos de $1,54\%$ y $1,54\%$ respectivamente, lo que representa un nivel de participación en el total de las exportaciones mundiales de minerales metálicos de $1,54\%$ y $1,54\%$ respectivamente, lo que representa un nivel de participación en el total de las exportaciones mundiales de minerales metálicos de $1,54\%$ y $1,54\%$ respectivamente, lo que representa un nivel de participación en el total de las exportaciones mundiales de minerales metálicos de $1,54\%$ y $1,54\%$ respectivamente.

Como resultado de esta **tendencia** en el consumo, los principales productores mundiales de **plomo y zinc**, han registrado un nivel de producción de plomo y zinc que **se ha mantenido** en el índice de producción de $1,54\%$ y $1,54\%$ respectivamente.

En el caso de Perú, que es el quinto productor minero de plomo y el tercer productor minero de zinc, el nivel de producción de plomo y zinc **ocurre al contrario**; **entre 1985 y 1989**, el nivel de producción de plomo y zinc ha registrado un nivel de participación en el total de las exportaciones mundiales de minerales metálicos de $1,54\%$ y $1,54\%$ respectivamente.

Perú decreció en su producción minera de plomo con un índice anual de 4.3% y decreció en la producción minera de zinc con un índice anual de 1.9%.

La crisis por la que atraviesa el sector minero nacional en general está influenciada principalmente por tres factores: la cotización internacional de los metales, el tipo de cambio y el marco jurídico-institucional. Los dos últimos factores **son manejados** directamente por el estado.

Dada la importancia de la actividad **minera** en la economía nacional proceder a su reactivación es indispensable. A corto y mediano plazo, el estado debe elevar el subvaluado tipo de cambio real, promulgar "reglas de juego" claras y estables para el marco económico, jurídico e institucional para la actividad minera, y fomentar fuentes de financiamiento - principalmente para la pequeña y mediana minería - y al mismo tiempo bajar la tasa activa del mercado. A largo plazo, se debe incentivar la realización de proyectos orientados a la prospección, exploración y explotación **de nuevos yacimientos, la instalación de nuevas plantas** concentradoras, aumentar el nivel de tratamiento de las **fundiciones** y refinerías existentes así como la instalación de nuevas **plantas**, y otras medidas que tengan por objetivo aumentar y mejorar las etapas del

proceso productivo minero.

El objetivo de este estudio está enmarcado dentro de esta intención. Este trabajo nos muestra en esencia tres aspectos: el estudio del mercado de los minerales de plomo y zinc, el diseño de plantas concentradoras para procesar minerales complejos plomo-zinc de hasta 1000 TMSD, y la evaluación económica nacional actual de estas concentradoras.

El estudio del mercado nos mostrará cómo a evolucionado el consumo y la producción minera de plomo y zinc en el mundo en los últimos años, como se ha desarrollado la producción minero-metalúrgica nacional frente a la demanda y oferta mundial, y analizará las causas del estancamiento de la actividad minera nacional en general.

En lo referente al diseño de plantas concentradoras de mineral complejo plomo-zinc de hasta 1000 TMSD, este estudio nos muestra las características de los principales equipos usados en la concentración así como los métodos para su dimensionamiento. También nos muestra la lleva metalúrgica de la flotación de estos minerales.

En lo que se refiere a la evaluación económica, el

estudio nos muestra la magnitud de la inversión inicial y el capital de trabajo en la instalación de estas concentradoras, los costos en que se incurre en la fabricación y operación de los concentrados de plomo y zinc, y la determinación de índices económicos para evaluar la rentabilidad actual nacional de estas plantas concentradoras.

Para el desarrollo de este trabajo, el autor ha consultado información de entidades públicas y particulares, libros y revistas especializadas en concentración de minerales, información de compañías mineras de la pequeña, mediana y gran minería que explotan mineral complejo plomo-zinc, libros y revistas de estadística minera nacional e internacional, entrevistas con expertos en logística y diseño de plantas concentradoras de mineral plomo-zinc, etc. A todo ello se suma la experiencia profesional del autor en la dirección de operaciones en diversas concentraciones de CENTROMIN PERU ubicadas en la sierra central del Perú.

1.1 RESUMEN

Como ya se mencionó, este trabajo trata esencialmente tres aspectos: el estudio del

mercado de los minerales de plomo y zinc, el diseño de plantas concentradoras de mineral complejo plomo-zinc, y la evaluación económicas de estas plantas.

En el Capítulo 2 se trata el estudio del mercado. El Capítulo empieza mostrando la importancia de la minería en la economía nacional, tanto como generador de divisas, como en la generación de ahorro, en el desarrollo industrial, en la contribución al fisco y en el estímulo al desarrollo regional. Asimismo muestra su importancia en la generación de empleo, la distribución del ingreso y la independencia económica.

El Capítulo continúa, centrándose en aspectos referentes al plomo y zinc. Se muestra el potencial de recursos minerales de plomo y zinc en el Perú y en el mundo, las características de sus concentrados y los principales consumidores mundiales de los mismos. Luego se trata lo referente al estudio del mercado propiamente dicho; es decir a la demanda y oferta a nivel mundial y a la cotización internacional de los metales y concentrados de plomo y zinc. Se analiza la interacción de estos tres aspectos y se

proyecta la demanda y oferta futura de estos concentrados

En la parte final del Capítulo, se muestra como ha evolucionado la producción minera de estos metales frente al consumo y oferta mundial de los mismos. Se analizan los factores que han contribuido al estancamiento de la minería nacional y se plantea medidas a tomar en el corto, mediano y largo plazo, con el fin de reactivar el sector productivo minero.

En el Capítulo 3, se trata específicamente el diseño de plantas concentradoras que tratan mineral complejo plomo-zinc con capacidad de hasta 1000 TMSD. El Capítulo muestra inicialmente la ubicación de la concentración de minerales dentro del sector productivo minero así como algunas características físicas y químicas, promedio, de los minerales complejos de plomo-zinc, que luego serán utilizadas en el dimensionamiento de los equipos principales. Así mismo, se nombra las etapas a seguir en la concentración de minerales. El resto del Capítulo se divide en cuatro partes; en cada una de ellas se describen los equipos principales y auxiliares, los circuitos de operación, criterios de diseño, selección de diagramas de flujos cualitativos y

dimensionamiento de los equipos principales y auxiliares de las etapas de trituración, molienda, flotación y eliminación de agua. Para el dimensionamiento de los equipos principales se utilizarán postulados empíricos y serán corregidos mediante factores de seguridad basados en la experiencia en plantas concentradoras en actividad. Asimismo, los diagramas de flujo seleccionados son basados en plantas en operación en nuestro país. En la sección referente a la flotación, se trata también lo referente a la llave metalúrgica de flotación de minerales complejos de plomo-zinc provenientes de yacimientos peruanos.

En el Capítulo 4, se trata lo referente a los costos de inversión y capital de trabajo en la instalación de las plantas concentradoras diseñadas. Además, se analizan los costos de fabricación y operación de los concentrados de plomo y zinc para plantas de diferentes tonelajes. Por último, se trata lo referente a la depreciación y amortización por cargos diferidos. En el Capítulo 5, se analiza la evaluación económica de las plantas concentradoras diseñadas. Para ello se determinan diversos indicadores, tales como: el valor actual neto, la tasa interna

de recuperación, el período de recuperación y el coeficiente beneficio costo. Por último, se realiza la evaluación económica propiamente dicha contrastando los diferentes indicadores y determinando la rentabilidad de cada concentradora diseñada.

En la parte final del trabajo se dan cuatro apéndices, que muestran los métodos de diseños seguidos en el dimensionamiento de los equipos principales en las diferentes etapas de la concentración, y por último, se hace una referencia de la información bibliográfica consultada en la elaboración de este trabajo.

1.2 CONCLUSIONES

a.- A pesar que la exportación de concentrados de plomo y zinc contribuyen con el 5% y 9%, respectivamente, de las exportaciones totales del Perú; y, que el mercado internacional muestra condiciones favorables para aumentar el nivel de producción de mina de plomo y zinc (especialmente de este último), el Perú decayó en su producción con tasas anuales de 4.3% y 1.9% respectivamente entre 1985 y 1989.

b.- Este decaimiento se debe principalmente a el subvaluado tipo de cambio y a la falta de un marco económico, jurídico e institucional claro y estable para el sector productivo minero.

c.- La reactivación de la minería compete tanto al estado como las empresas mineras. corto y mediano plazo, se debe elevar el tipo de cambio a cierto nivel que permita elevar la rentabilidad de la actividad minera pero evite los efectos inflacionarios, decretar reglas de juego claras y estables para la actividad minera, fomentar la creación de fuentes de financiamiento y reducir la tasa activa del mercado. El sector privado debe contribuir a la reactivación elevando la productividad de sus operaciones.

A largo plazo se debe proyectar la explotación de nuevos yacimientos de minerales de plomo y zinc de alta y mediana ley.

d.- Los minerales de plomo y zinc se encuentran normalmente juntos. Las características de un mineral dependen del yacimiento donde se

extraído; pero en promedio, en el Perú los minerales complejos de plomo-zinc **contienen** de 2 a 5% de plomo y **de 5** 15% de zinc, tienen una densidad relativa de 3.37, una humedad de 4 a 6% y un índice de trabajo de 11.35 Kw-hr/TM.

- e.- La concentración de minerales comprende básicamente cuatro etapas: trituración, molienda, flotación y eliminación de agua. Las dos primeras operaciones son de reducción de tamaño y tienen por objeto liberar el mineral valioso del material estéril. Estas operaciones se realizan en máquinas pesadas y de gran consumo energético. La concentración, propiamente dicha, se realiza en la flotación. En ^{ella}, gracias a la adición de reactivos químicos, se logra separar un mineral de otro y, a su vez, estos del material estéril. En las operaciones de eliminación de agua (espesado y filtrado) se reduce el contenido de humedad a valores no mayores al 15%.
- f.- El diseño de una planta concentradora comprende dos aspectos esenciales: la selección de un diagrama de flujo

cualitativo, y la selección y dimensionamiento de los equipos. En la selección de un diagrama de flujo cualitativo se busca ubicar los equipos de manera tal que se optimice la capacidad de operación de los mismos y se reduzca al mínimo los consumos energéticos y de materiales directos e indirectos de fabricación. La selección de un diagrama de flujo está limitado por las características de los equipos disponibles en el mercado.

La selección y dimensionamiento de los equipos está regido por postulados empíricos factores de seguridad basados en la experiencia. Esto se debe a que las operaciones de concentración son más un arte que fenómenos cuantificados por leyes físicas de carácter general.

g.- Los minerales complejos de plomo-zinc son unos de los más difíciles de flotar selectivamente. La metalurgia de estos minerales está íntimamente ligada a los antecedentes geológicos de la mina y su estado de oxidación. En consecuencia, para llegar a un método de flotación

satisfactorio, hay que contemplar muchos factores y hacer estudios individuales de los minerales de cada yacimiento.

Siendo el objetivo del estudio plantear un método general de diseño, se da una llave metalúrgica de flotación basada en la operación de varias plantas concentradoras que tratan mineral complejo plomo-zinc.

- h.- La inversión fija requerida para instalar en el Perú una planta concentradora que trata no más de 1000 TMSD de mineral complejo plomo-zinc (referido a 1992) puede calcularse mediante la relación:

$$I.F. (U.S.\$) = 49,946 \times (\text{capacidad})^{0.77}$$

- 1.- El Capital de Trabajo necesario para poner en funcionamiento una de estas plantas concentradoras es del orden del 25% de la inversión fija requerida.
- j.- El costo de producción por tonelada métrica de mineral complejo plomo-zinc (en el Perú y referido a 1992) varía entre U.S. \$ 37.0 para una concentradora de 50 TMSD y U.S. \$ 31.0

para una concentradora de 1000 TMSD. Los materiales e insumos directos representan el mayor gasto y dentro de ellos, la adquisición de mineral de mina representa el mayor porcentaje (U.S. \$ 20.0 / TMS).

k.- Los gastos de operación y otros gastos están en el orden del 70% de los costos de producción.

l.- El costo total de producción por tonelada métrica de mineral complejo plomo-zinc (en el Perú y referida a 1992) es de U.S. \$ 31.0 para una concentradora de 50 TMSD y de U.S. \$ 55.0 para una concentradora de 1000 TMSD.

m.- La evaluación económica para las concentradoras de menos de 350 TMSD (pequeña minería) se realizan a una tasa de actualización de 15.3% anual, mientras que para las concentradoras entre 350 y 1000 TMSD la tasa de actualización es de 12.4%.

La diferencia entre estas tasas se debe a que la pequeña minería se financia en un 70% de fuentes externas y el 30% restante es capital propio. En el caso de la mediana minería las

fuentes externas contribuyen con el 50% y el otro 50% proviene de fuentes internas. Para las fuentes externas se ha considerado una tasa de interés igual a la tasa activa del mercado (19.2% anual) y para las fuentes internas una tasa igual a la tasa pasiva del mercado (6.34% anual).

n.- La evaluación económica a estas tasas de actualización, muestra que, en las condiciones actuales de la economía nacional, un proyecto de instalación de una planta concentradora de menos de 200 TMSD no recuperaría la inversión una vez transcurrido el horizonte del proyecto.

ñ.- También nos muestra, que a pesar que en la instalación de una concentradora de entre 200 1000 TMSD si se recupera la inversión realizada, el período de recuperación es tan alto y los coeficientes beneficio-costos son tan parecidos a uno, que se puede calificar la inversión como de baja rentabilidad.

o.- Las causas de la baja rentabilidad actual en las inversiones en el sector minero se debe principalmente a dos motivos: los elevados

costos de producción y operación, y a los cortos horizontes de vida de los proyectos.

El primer motivo tiene su causa en el subvaluado tipo de cambio real. Para la minería el tipo de cambio es un indicador de la rentabilidad entre el precio que se recibe (precio de venta) y su costo de fabricación.

El segundo motivo tiene su causa principalmente en la inestabilidad institucional. Si bien el proceso productivo es de por sí una actividad riesgosa, la falta de reglas de juego claras y estables hacen que los proyectos mineros busquen recuperar inmediatamente a inversión.

CAPITULO 2

ESTUDIO DEL MERCADO

El Perú es un país minero y esta tradición tiene su origen antes del Imperio Incaico, pero es sólo a comienzos del siglo XX que la minería cobra relevancia como sector exportador. En el transcurso del siglo la actividad minera ha tenido una serie de ciclos como resultado, tanto de la coyuntura interna como de la coyuntura externa, pero su importancia en la generación de divisas a quedado en manifiesto.

Pero no sólo en la generación de divisas, la minería cumple un papel importante, también en la capacidad de generación de ahorro en el desarrollo industrial, en la contribución al fisco y en el estímulo al desarrollo regional. El sector minero desempeña un rol menos importante, pero no por eso fuera de consideración, en la generación de empleo, la distribución del ingreso y la independencia económica.

Como generador de divisas, la minería con las exportaciones de concentrados y refinados, genera más

del 40% de las exportaciones totales del Perú. En 1977 y 1983 alcanzaron una participación superior al 50% en 1987 y 1988 el porcentaje llegó a un 45%, para repuntar en 1989 hasta 62%.

En lo que se refiere al ahorro, el sector minero, sea en la forma de divisas, o en moneda nacional, tiene una gran capacidad de generación de ahorro por la rentabilidad de sus operaciones, especialmente en los períodos en que los precios son relativamente altos. El ahorro minero ha representado alrededor del 10% del ahorro nacional, aunque ha tenido una evolución muy fluctuante, esto debido en gran parte a las políticas cambiarias y a la evolución de los precios internacionales.

En el desarrollo industrial, la minería contribuye directamente en la industrialización, sea como actividad insumidora de productos industriales que como proveedora de materias primas. El sector minero utiliza para sus operaciones alrededor del 9% del FPI del sector manufacturero.

En lo que respecta los tributos, la minería contribuye con un significativo aporte al fisco que ha llegado, en promedio en los últimos diez años, a 12% de los ingresos tributarios totales del gobierno central y

a 27% del FBI minero para los últimos nueve años. Este último, revela una presión tributaria para el sector, muy superior a la del conjunto de la economía, que ha sido sólo del 11%. La mayor parte de la carga tributaria en la minería ha estado constituida por los impuestos indirectos - en especial el impuesto a las exportaciones - aunque el impuesto a la renta también ha sido considerable.

La actividad minera se concentra al lado de los yacimientos que explota, los cuales se ubican la mayor parte de las veces en regiones rurales y parajes desolados que hacen necesario el autoabastecimiento de alimentos y vestido para todo el campamento, el cual tiene que estar a la vez dotado de infraestructura habitacional y provisto de servicio de agua, desagüe, educación, salud y recreación. Se torna igualmente necesaria la construcción de carreteras y la generación propia de electricidad. Así pues, la minería contribuye al desarrollo descentralizado impulsando obras de infraestructura, prestando servicios de vivienda y generando empleos en zonas que son en la mayoría de casos de poco desarrollo.

La minería no tiene un impacto directo muy significativo con respecto a la generación de empleo. En la década del 70, la fuerza de trabajo ocupada en el

sector minero equivalió al 2% del total nacional adecuadamente empleado, la cual era de 2,368,000 personas (es decir 47,360 personas). En 1990, el personal empleado en la minería llegó a 64,022 personas, sin embargo, a partir de ese año, y debido a la crisis por la que atraviesa el sector, se han registrado continuas reducciones en el empleo total; con excepción de 1984, 1988 y 1989. El empleo en el sector minero ha registrado una tasa de crecimiento promedio negativa de 1.1% anual para el período comprendido entre 1980 y 1989, siendo la más afectada la mediana y pequeña minería.

A pesar de que en los últimos 20 años el marco jurídico institucional ha sido muy cambiante, lo cual ha favorecido al estancamiento de la minería, y que la política cambiaria ha tenido también un claro sesgo antiexportador en los últimos 5 años, afectando seriamente a las empresas mineras, la importancia del sector minero en la economía nacional es evidente, siendo necesario prestar especial consideración este sector dentro de los planes de desarrollo.

La minería en el Perú presenta algunos rasgos particulares que merecen ser destacados. En primer lugar, en el país se explotan y procesan un variado número de metales entre los que destacan nítidamente

seis: el cobre, la plata, el zinc, el plomo, el oro y el hierro. En segundo lugar dadas las características específicas del proceso productivo minero peruano, deben ser incluidas como parte del sector no sólo las etapas de extracción y concentración, sino también las de fundición y refinación - estas últimas - que son considerados como actividades industriales, por la mayoría de clasificaciones internacionales.

Siendo el objetivo de este estudio, el diseño y evaluación económica de plantas concentradoras de minerales de plomo y zinc, en lo que resta del Capítulo se evaluará la contribución de la producción de concentrados de estos metales al proceso productivo minero.

El objeto del estudio del mercado es detectar la necesidad actual y futura de los concentrados de plomo y zinc, tanto en el mercado nacional, como en el internacional.

Los aspectos a considerar son los siguientes:

2.1 Reservas de minerales de plomo y zinc

El potencial de producción de los diversos minerales depende de las reservas existentes, de

su costo de extracción y de la localización de las mismas. El término "reservas" se refiere a la porción de recursos identificados que puede ser explotada económica y legalmente.

El Perú contaba, hasta 1988, con 4,723.65 miles de TM finas de plomo y con 11,683.70 miles de TM finas de zinc, como reservas de estos metales. En la Fig. 2.1 se ilustra el potencial de recursos de minerales de plomo y zinc en nuestro territorio.

El Perú contribuye a las reservas mundiales de plomo y zinc en 2.3% y 2.4% respectivamente.

2.2 Característica de los concentrados de plomo y zinc

Una concentradora trata el mineral extraído del yacimiento minero. Los minerales de plomo y zinc se encuentran normalmente juntos y en la mayoría de los casos van asociados además con minerales de fierro, cobre, oro, plata y otros metales. Tanto en el Perú como fuera de él, debido a la continua explotación, los minerales muestran una degradación de su contenido metálico. En nuestro país los promedios normales para los minerales complejos de plomo y zinc, son de 2 a 5% de plomo por tonelada métrica de mineral, y de 5 a 15% de



Figura 2.1 - Potencial de recursos minerales de plomo y zinc en el Perú.

zinc por TM de mineral.

Una vez tratados en la concentradora, se **generan** dos productos: un concentrado de plomo, con una ley entre 55% a 75% de plomo por TM de concentrado; y un concentrado de zinc, con una ley entre el 50 a 60% de zinc por TM de concentrado.

El porcentaje restante de estos concentrados, está conformado por elementos, que en algunos casos, aumentan en otros casos, disminuyen la cotización del concentrado. Este aspecto se analizará mas adelante.

2.3 Principales consumidores de los concentrados de plomo y zinc

Centromin Perú produce el 38%, tanto de los concentrados de plomo, como de zinc, producidos en el Perú. Pero esta empresa no comercializa estos productos, **sino que** los dirige a las refinerías de la Oroya y Cajamarquilla (esta última sólo en el caso del zinc), para obtener productos refinados, que luego comercializa.

Los principales consumidores, no sólo de los concentrados de plomo y zinc producidos en el

Perú, sino de los principales ofertantes mundiales de los mismos son: Estados Unidos, Japón y la Comunidad Económica Europea. En las figuras 2.2 y 2.3 se ilustran los principales flujos de exportación de plomo y zinc en el mundo.

Los países Europeos que en el siglo pasado se encontraban entre los más importantes productores de minerales, se han convertido en importantes importadores de los mismos, debido a su crecimiento industrial, al agotamiento de las reservas de alta ley y a la reducción de costos de transporte. La producción de plomo y zinc de mina en la CEE es insuficiente para sus necesidades.

Estados Unidos a pesar de ser uno de los más importantes productores de minerales de plomo y zinc en el mundo, dadas las dimensiones del país y su estructura industrial avanzada, es también uno de los más importantes importadores de estos minerales.

La producción minera del Japón no es muy significativa, con excepción del caso del zinc. El desarrollo considerable del Japón en la postguerra lo ha convertido en un gran importador de minerales.

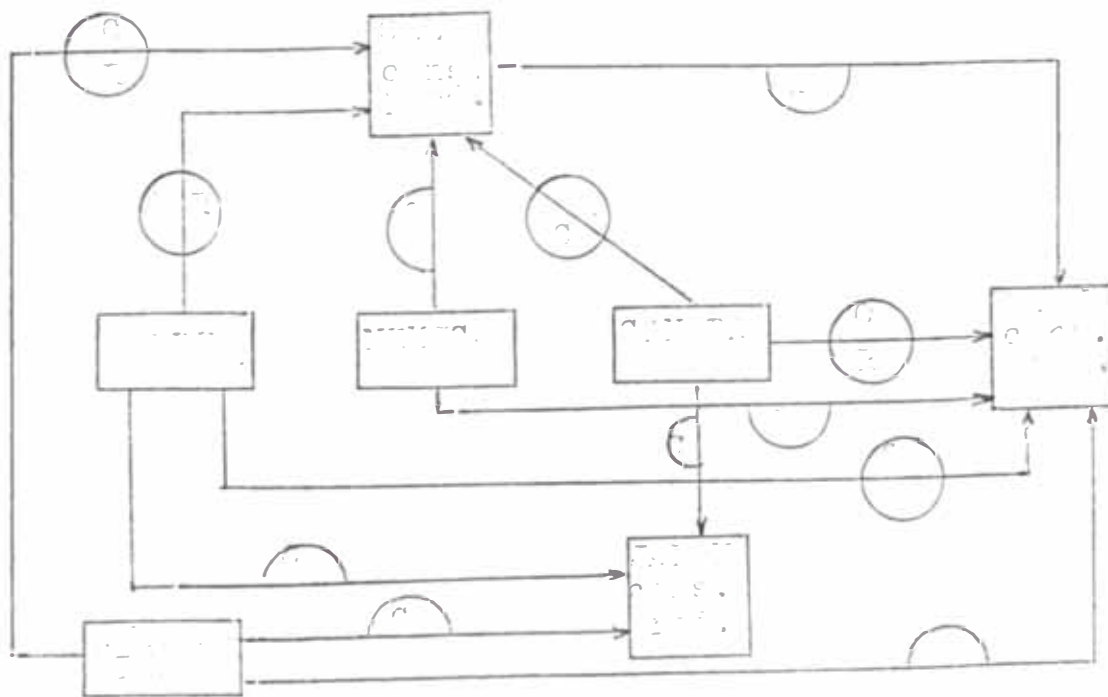


Figura 2.2 - Principales flujos de exportación del plomo.

Leyenda

- C : Concentrados
- R : Refinados
- Cons : Consumo
- Prod : Producción

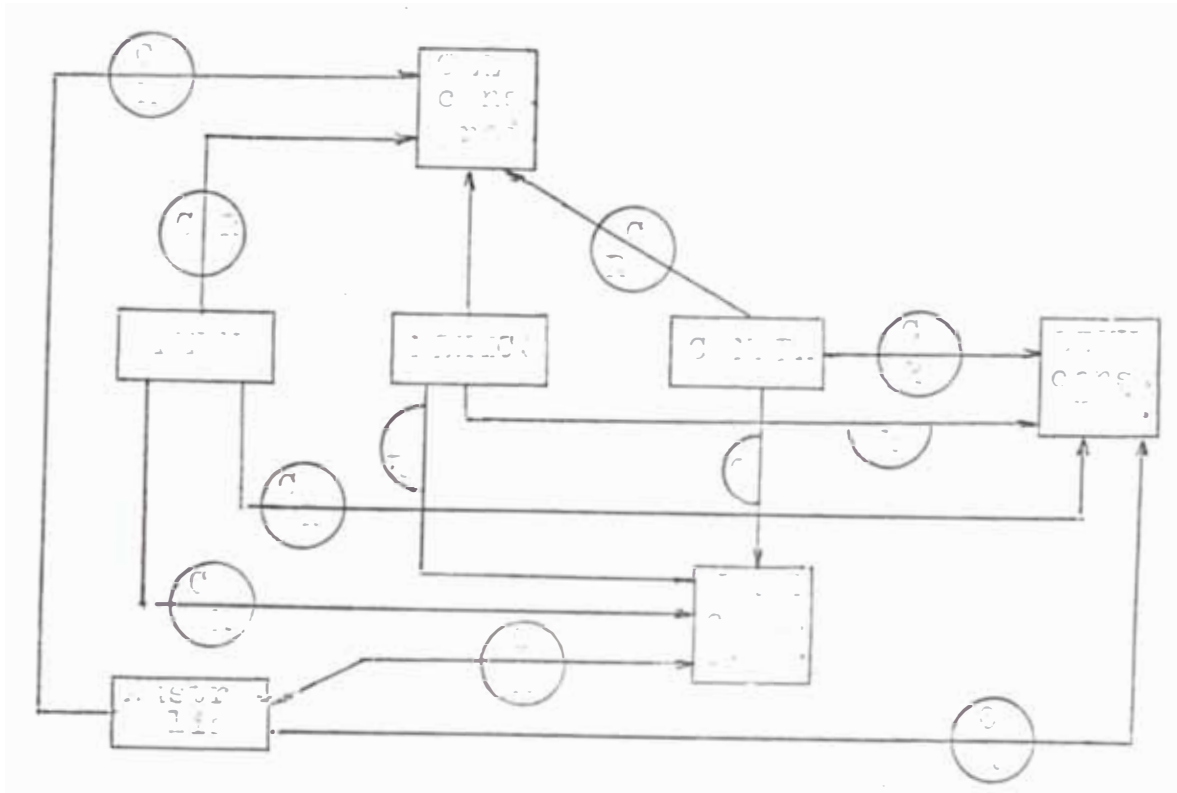


Figura 2.3 - Principales flujos de exportación del zinc.

Leyenda

- C : Concentrados
- R : Refinados
- Cons : Consumo
- Prod.: Producción

2.4 Demanda de concentrados de plomo y zinc

El comportamiento de la demanda de los productos mineros está relacionado con la evolución de los sectores que utilizan dichos productos.

Los concentrados importados por los países industrializados son transformados en metales refinados y otros productos en sus propias refinerías. Tanto el plomo como el zinc refinados son dirigidos a la industria automotriz como en la de la construcción, así como también a las industrias de bienes de consumo duradero.

El consumo de plomo y zinc refinados sufren variaciones mayores en términos relativos que las del producto bruto interno y las de la producción industrial global. El consumo de estos metales experimentan el impacto del ciclo económico magnificadamente. Es decir, en periodos de expansión económica, la demanda de estos metales experimenta un crecimiento mayor que el de la economía y en periodos de estancamiento o declinación económica, la demanda decae considerablemente.

En la Tabla 2.1 se da la producción y consumo de

AÑO	MILES DE TONELADAS METRICAS DE CONTENIDO METALICO RECUPERABLE	
	PRODUCCION REFINADO	CONSUMO DE REFINADO
1980	5943.1	5709.4
1981	5908.0	5853.7
1982	5812.2	5707.5
1983	5834.1	5854.1
1984	5922.6	5953.0
1985	6210.5	6039.8
1986	6032.2	6143.6
1987	6250.8	6218.4
1988	6393.3	6340.4
1989	6400.9	6336.1

Tabla 2.1 - PRODUCCION Y CONSUMO DE REFINADO DE PLOMO EN EL MUNDO ENTRE 1980 Y 1989.

PRODUCCION Y CONSUMO DE REFINADO DE PLOMO EN EL MUNDO ENTRE 1980 Y 1989

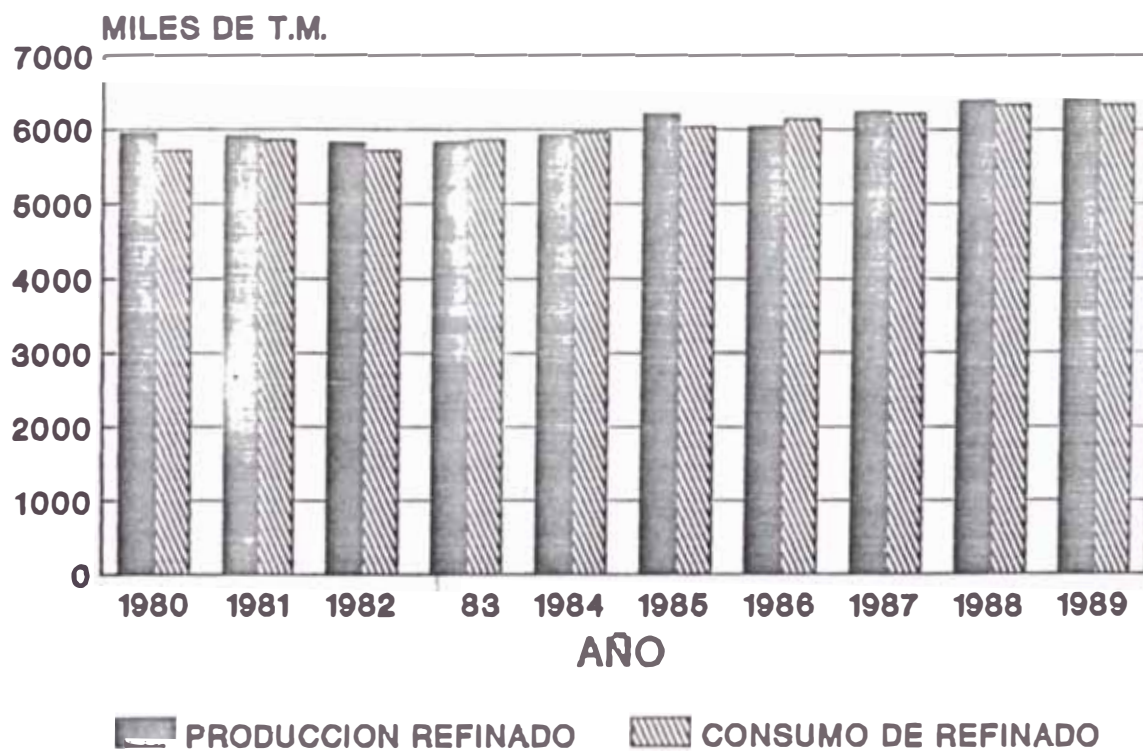


Figura 2.4

AÑO	MILES DE TONELADAS METRICAS DE CONTENIDO METALICO RECUPERABLE	
	PRODUCCION REFIÑADO	CONSUMO DE REFINADO
1980	6789.5	6817.6
1981	6825.0	6799.0
1982	6553.4	6598.3
1983	6937.1	7013.7
1984	7193.8	7165.9
1985	7550.0	7204.9
1986	7501.7	7405.2
1987	7739.7	7615.6
1988	8019.3	7905.1
1989	8010.5	7812.8

Tabla 2.2 - PRODUCCION Y CONSUMO DE REFINO DE ZINC EN EL MUNDO ENTRE 1980 Y 1989.

PRODUCCION Y CONSUMO DE REFINADO DE ZINC EN EL MUNDO ENTRE 1980 Y 1989

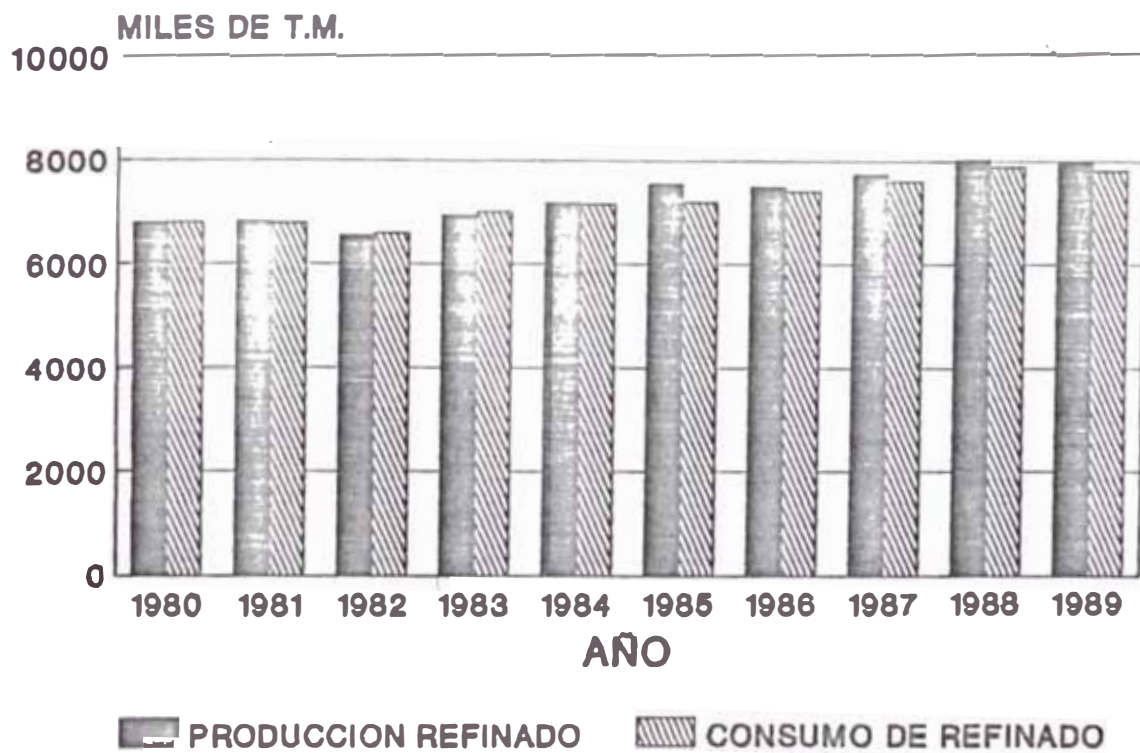


Figura 2.5

refinado de plomo entre 1980 y 1989 a nivel mundial. En la Fig. 2.4 se ilustran estos valores. Del mismo modo en la Tabla 2.2 se muestra la producción y consumo de refinado de zinc. En la Fig. 2.5 se ilustran estos valores.

El índice de crecimiento anual para el consumo de refinado de plomo, entre 1980 y 1989, fue de 1.27%, mientras que para el zinc fue de 1.94% anual.

Si se divide esta década en dos periodos; es decir, 1980 - 1984 y 1985 - 1989, se puede observar que el índice de crecimiento anual para el consumo de refinado de plomo en el primer periodo fue de 0.87%, mientras que en el segundo periodo fue de 1.28%. Del mismo modo para el zinc, el índice de crecimiento en el primer periodo fue de 1.32% y en el segundo periodo fue de 2.3%.

El menor índice de consumo tanto de refinados de plomo como de zinc en el periodo 1980 - 1984, se debió a la recesión mundial de los años 1980 - 1982.

Esta recesión ha sido considerada como la peor después de la Gran Depresión que llevó a los

países industrializados a tomar medidas de ajuste en sus economías, lo que obviamente **contrajo la** producción y con ello la demanda por consumos industriales

De acuerdo con proyecciones tanto del Banco Mundial como del Fondo Monetario Internacional, las perspectivas de crecimiento económico para la siguiente década son moderadas: aunque se espera que sean mayores a las observadas en la primera mitad de la década pasada.

Respecto de la posible evolución de los sectores que son importantes usuarios de estos metales, se espera un moderado **crecimiento** tanto en la industria automotriz como en la de la construcción así como una reactivación relativamente importante en las industrias de consumo duradero.

Otro factor que determina la demanda por metales en los países industrializados tiene que ver directamente **con el** proceso productivo y la **tecnología de** los diversos tipos de bienes que utilizan metales como insumos.

En el caso del plomo, medidas de protección ambiental en los países industrializados han

reducido su uso como aditivo en pinturas y gasolina. Los plásticos han sustituido a este metal en forros de cable y tuberías, excepto en aquellas aplicaciones que requieren gran resistencia a la corrosión. Se prevee que el consumo de plomo en el largo plazo **evolucionará** positivamente, aunque en forma no muy dinámica. Su uso para baterías continuará siendo la aplicación más importante, debido a que no existe alternativa frente al uso comercial del plomo en estos productos, ya que es difícil aumentar aún más la vida útil de éstas o reducir su contenido metálico.

En lo que respecta al consumo de zinc, se espera que este crezca aún mayores tasas que las observadas entre los años 1980 y 1989. El zinc es un metal que ~~se~~ utiliza principalmente para la protección del acero por medio de una capa que se aplica sobre este (galvanizado), debido a que posee la propiedad de impedir **la oxidación**. La industria automotriz está recurriendo con mayor frecuencia al galvanizado para proteger tanto las partes internas como externas de los vehículos.

Otro empleo del zinc es el Zalmak (aleación con aluminio cobre), para producir artículos

moldeados que requieren buen acabado y exactitud de dimensiones, tales como partes de automóviles, electrodomésticos, maquinarias, juguetes, etc.

El esperado dinamismo en la demanda mundial de zinc se debe a que ya tuvo lugar un intento de sustitución por otros materiales ya que los productores respondieron positivamente la competencia, empleando procesos como la aplicación de capas más finas de galvanización.

Así pues, de lo antes expuesto, se considerará para la proyección de la demanda de plomo refinado, en la presente década, un índice de crecimiento igual al de la década pasada; es decir, un crecimiento de 1.27% anual. Para la proyección de la demanda en el consumo refinado de zinc, en la presente década, se considerará un índice de crecimiento anual de 2.00%.

2.5 Oferta de concentrados de plomo y zinc

La producción de mina de plomo y zinc a nivel mundial, entre 1980 a 1989 se muestra en la Tabla 2.3. Estos valores se ilustran en la Fig. 2.6.

De estos datos, se puede observar que la

AÑO	MILES DE TONELADAS METRICAS DE CONTENIDO METALICO RECUPERABLE	
	PLOMO	ZINC
1980	3939.5	6803.5
1981	3803.1	6743.3
1982	3919.3	7117.6
1983	3799.7	7191.8
1984	3717.2	7398.3
1985	3965.5	7767.8
1986	3730.9	7742.8
1987	3788.4	8075.8
1988	3771.4	7812.8
1989	3831.7	7811.4

Tabla 23 - PRODUCCION DE MINA DE PLOMO Y ZINC A NIVEL MUNDIAL EN E 1980 Y 1989.

PRODUCCION DE MINA DE PLOMO Y ZINC A NIVEL MUNDIAL ENTRE 1980 Y 1989

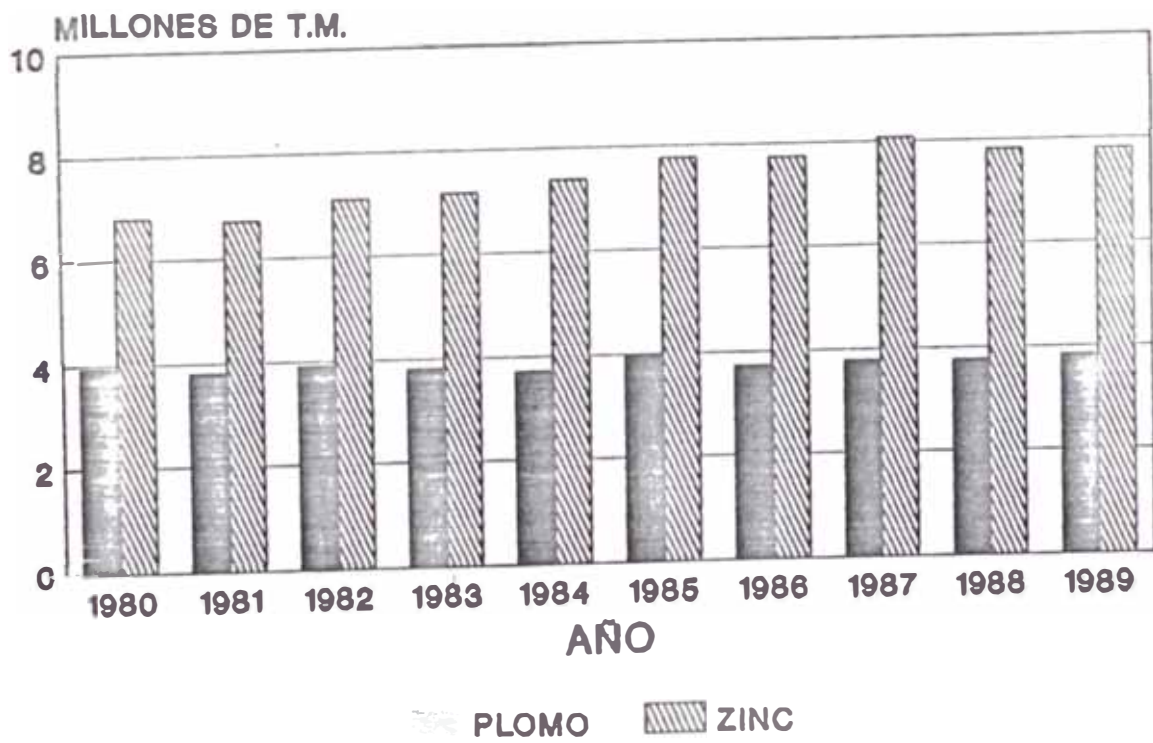


Figura 2.6

producción de mina de plomo y zinc, en la década pasada, experimentó para el plomo, una tasa de decrecimiento anual de 0.3%; y para el zinc, una tasa de crecimiento anual de 1.9%.

En la primera mitad de la década, el índice de crecimiento para la producción de mina de plomo fue de 1.1%; mientras que, la producción de mina de zinc creció con un índice de crecimiento de 2.3% anual.

En la segunda mitad, la producción de mina de plomo decreció a una tasa anual de 0.6%; mientras que la producción de mina de zinc creció a una tasa anual de 0.2%.

Como se puede observar de la Fig. 2.2, los principales competidores del Perú en la oferta mundial de minerales, concentrados y refinados de plomo y zinc son: Canadá, Australia y México.

El principal productor de minerales de plomo en el mundo entre 1985 y 1989 fue Australia, con un porcentaje promedio para los 5 años, de 13.9% de la producción total mundial. Siguen en orden: Estados Unidos, con 11%; Canadá con 9.8%; Perú, con 5.5%; y México, con 5.5% (ver Fig. 2.7). Sólo

PRINCIPALES PRODUCTORES DE MINERALES DE PLOMO EN EL MUNDO (PROMEDIO: 1985-1989)



Figura 2.7

Estados Unidos y Australia experimentaron crecimiento en su nivel de producción, con índices de crecimiento anual de 0.9% y 0.6% respectivamente. Los demás países experimentaron caídas en su nivel de producción; Canadá tuvo un índice de decrecimiento anual de 0.2%; Perú, decreció 4.3%; y México decreció 0.8%.

El principal productor de minerales de zinc en el mundo entre 1985 y 1989, fue Canadá con un porcentaje promedio en los 5 años, de 18.4% de la producción total mundial.

Siguen en orden: Australia, con 10.6%; Perú, con 8.1%; China, con 6.3%; y México, con 3.8% (ver Fig. 2.8). China, Canadá y Australia experimentaron índices de crecimiento anuales en su producción, de 11.7%, 1.2% y 2.1%. Perú y México cayeron en su nivel de producción en índices anuales de 1.9% y 3.4% respectivamente.

La oferta de productos mineros está limitada por la capacidad de las minas y refinerías (producción primaria) y por la cantidad de material reciclable existente al que se conoce como chatarra u oferta secundaria. En el corto plazo no se puede decidir la capacidad instalada por lo que el aumento en la

PRINCIPALES PRODUCTORES DE MINERALES DE ZINC EN EL MUNDO (PROMEDIO: 1985-1989)

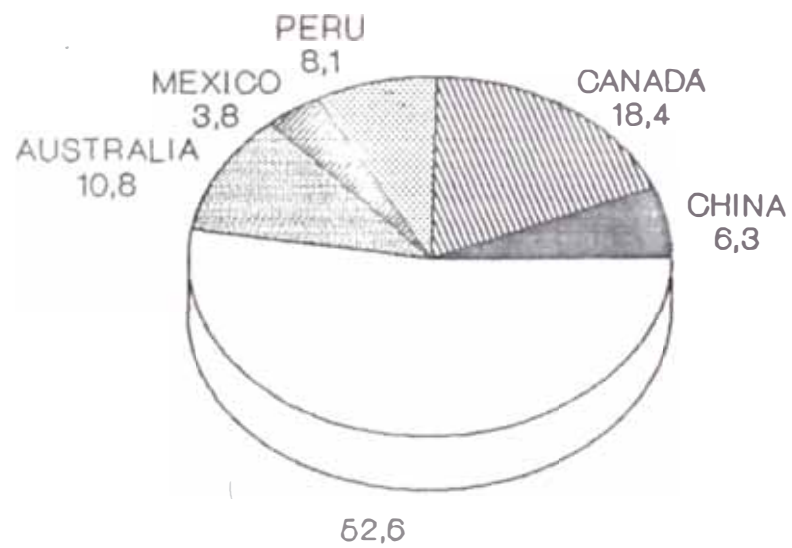


Figura 2.8

oferta depende solamente de la capacidad instalada ociosa de las minas y plantas de funcionamiento, de **la magnitud** de los stocks de productores y consumidores y de los proyectos que comienzan a producir en el período pero cuya implementación había sido decidida años **atrás**. A esto hay que agregar la oferta secundaria, que depende en parte de los precios. En el mediano plazo, es decir entre uno y cinco años, además de los factores anteriormente mencionados, existe la posibilidad de **reactivación** de minas y plantas paralizadas principalmente por los bajos precios del mercado, así como la expansión de minas y plantas existentes y la puesta en marcha de proyectos de dimensiones reducidas. En el largo plazo, cinco años o más, que es el tiempo necesario para que la decisión de ejecutar nuevos proyectos en la mediana y gran minería puede materializarse, las únicas limitaciones a la expansión de capacidad serían las posibilidades de financiamiento adecuado y la existencia de reservas.

Adicionalmente a lo expuesto, es conveniente considerar también el hecho que la decisión de incrementar la capacidad instalada para la **producción de un metal influye en la producción de otros metales**, ya que muchos yacimientos del mundo

son polimetálicos. Este es el caso del plomo y del zinc, que como ya se mencionó, van asociados. Así pues, el aumentar la capacidad de producción de uno de ellos, aumentará la producción del otro. La relación entre el nivel de producción mundial de mina de zinc a la producción de mina de plomo es de 2:1; ello está asociado directamente a una ley promedio de los minerales complejos de plomo-zinc extraídos de los yacimientos del orbe (ver Fig. 2.6). De la Tabla 2.1, 2.2 y 2.3 se puede observar que existe una diferencia promedio de 2,300 miles de toneladas métricas entre la producción de refinado de plomo y la producción de mina; mientras que la producción de refinado de zinc tiene un nivel similar al de la producción de mina. Esta relación puede observarse en las Figs. 2.9 y 2.10. Decidir aumentar el nivel de producción de mina de plomo, con el fin de alcanzar los mismos niveles de producción de refinado, causaría un aumento dos veces mayor en la producción de mina de zinc, ubicándose de esta forma, en niveles muy superiores al nivel de consumo de refinado. Por razones económicas obvias, es pues preferible tener un déficit en la producción de mina de plomo que tener un superávit en el nivel de producción de mina de zinc (el zinc tiene una cotización, en el mercado internacional,

PRODUCCION MUNDIAL DE REFINADO Y MINA DE PLOMO (1980-1989)

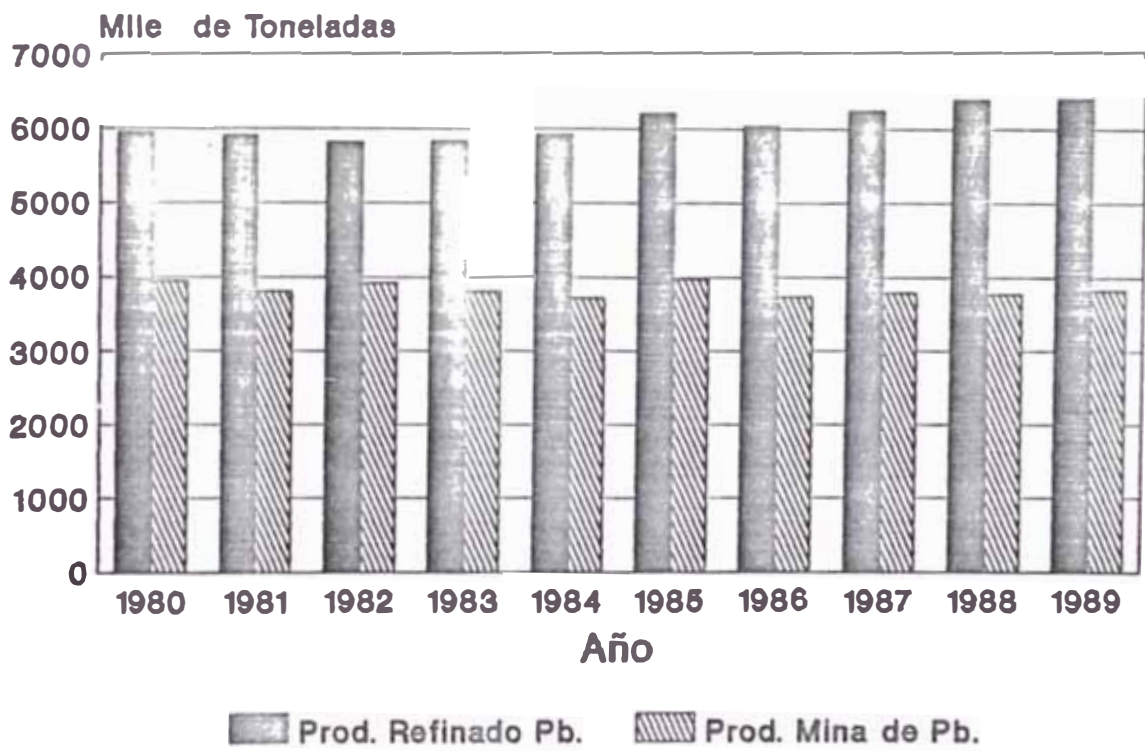


Figura 2.9

PRODUCCION MUNDIAL DE REFINADO Y MINA DE ZINC (1980-1989)

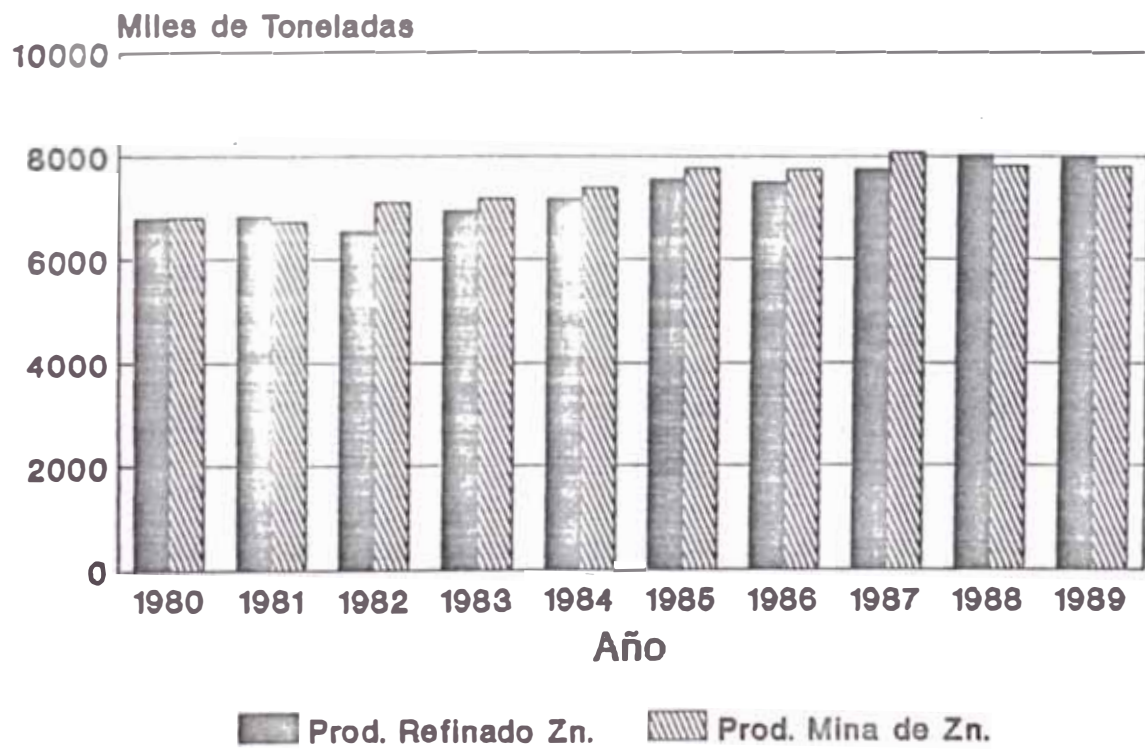


Figura 2.10

El déficit en la producción de mina de plomo se cubre con el reciclaje.

2.6 Cotizaciones de los metales y concentrados de plomo y zinc

El precio de los metales se determina en diferentes mercados. Uno de ellos es el mercado de productores, donde los principales productores mundiales fijan los precios de sus productos. Otro mercado importante lo constituyen las bolsas de metales, que permiten no solamente la compra y venta de metal físico, sino también operaciones a futuro por motivos especulativos o para cubrirles contra fluctuaciones de precios. Las bolsas de metales más importantes son la Bolsa de Metales de Londres, el COMEX de New York y el Chicago Mercantile Exchange. También se registra el precio de comerciante (dealers) y los precios del mercado de Chatarra. Los precios de estos mercados influyen entre sí debido a la intercomunicación que existe entre los mismos. Por regla general, el precio de productores es más estable que el de la bolsa de metales. Esto se debe a que las operaciones en la bolsa de valores están regidas por la oferta y la demanda en las operaciones diarias. Los productores por sus propias funciones

y con el objeto de mantener sus mercados en el largo plazo efectúan cambios en los precios con mucha menor frecuencia. Se han dado periodos en que los precios de los productores estaban muy por debajo de los de la bolsa de metales, lo que algunos investigadores interpretan como una estrategia para evitar la sustitución del producto y para la integración vertical entre algunos productores de refinados y las empresas consumidoras del metal.

En la Tabla 2.4 se muestra la cotización de la bolsa de metales, tanto del plomo como del zinc, entre 1980 y 1989. Estos valores se ilustran en la Fig. 2.11.

El precio del plomo, que se incrementó en más de 80% en 1979 (alcanzó US \$ 54.2 centavos la libra), cayó luego en forma significativa y constante hasta 1983. Mostró una leve recuperación al año siguiente, para volver a caer en 1985. En 1986, el precio recibido por la producción de este metal sólo llegó al 34% del obtenido en 1979, si bien la cotización internacional mostró una tendencia al alza que se confirmaría en 1987, 1988 y 1989. En 1988 el precio se incrementó en 8.5% respecto de 1987 (llegó a US \$ 29 centavos la libra) y en 1989

AÑO	COTIZACION PROMEDIO ANUAL (US \$/LIBRA)	
	PLOMO	ZINC
1980	0.41	0.35
1981	0.33	0.38
1982	0.25	0.34
1983	0.20	0.35
1984	0.20	0.41
1985	0.18	0.34
1986	0.19	0.33
1987	0.27	0.36
1988	0.30	0.56
1989	0.41	0.78

Tabla 2.4 - COTIZACION PROMEDIO ANUAL DEL PLOMO Y DEL ZINC EN LA BOLSA DE METALES ENTRE 1980 Y 1989.

COTIZACION PROMEDIO ANUAL

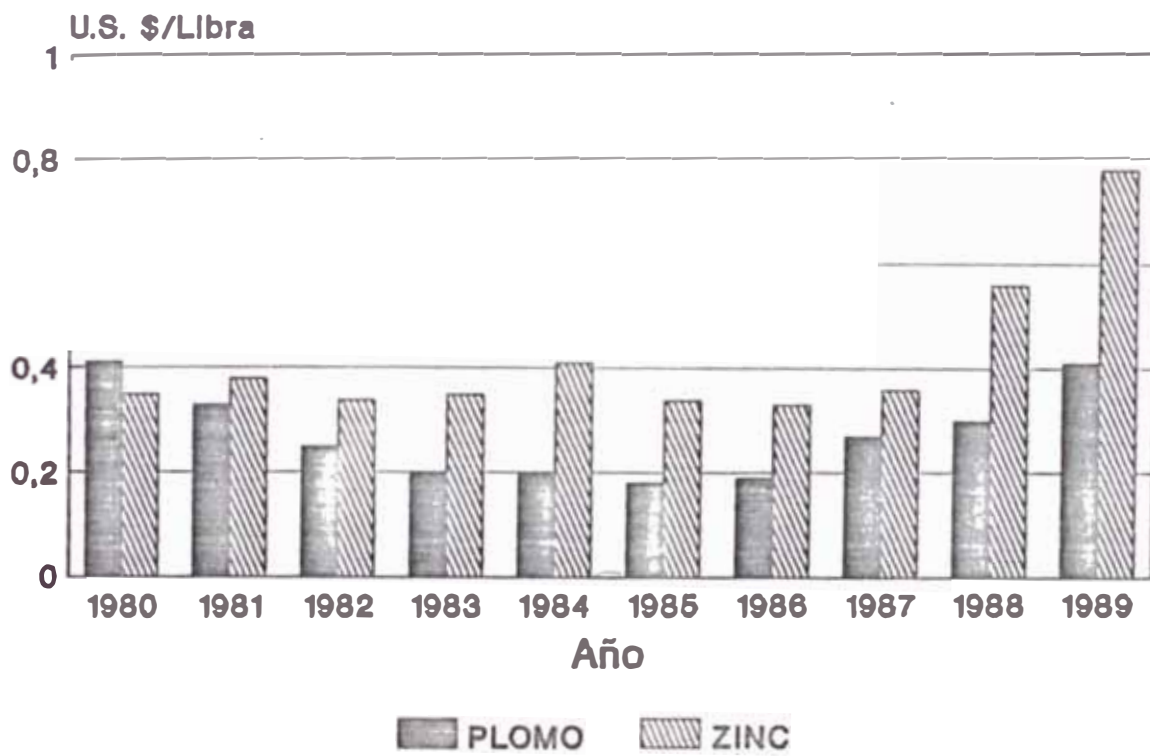


Figura 2.11

volvió a subir aunque sólo alcanzó el 76% de la cotización de 1979.

La cotización internacional del zinc alcanzó el nivel históricamente más alto en 1989 con US \$ 77.7 centavos la libra; con ello superó inclusive el ya elevado nivel de 1988. Los precios del zinc fueron particularmente altos entre 1981 y 1984, respecto de los niveles alcanzados en los años anteriores. En 1986 se registró una caída que los llevó hasta niveles cercanos a los de 1980, tal como se aprecia en la Tabla 2.4.

Los concentrados de plomo y zinc se cotizan a los precios de los metales, menos descuentos por costos de tratamiento, pérdidas y otros factores que se mencionan a continuación:

- Deducciones por pérdida metalúrgica; son generalmente de 85% del contenido de zinc con un mínimo de 3 unidades para el zinc y de 95% del contenido de plomo con un mínimo de 3 unidades para el plomo.
- Factor de precio: es de 1.00 para el zinc y entre 0.98 y 1.0 para el plomo.
- Maquila de refinación; se establece por unidad de contenido pagable; es decir, el

- contenido de **metal en** el concentrado menos las deducciones por pérdidas metalúrgicas.
- Maquila de tratamiento; que son factores de ajuste a las **maquilas** de **refinación** y tratamiento, que deben reflejar en alguna medida la evolución de los costos de fundición y refinación a lo largo del tiempo.
 - Deducciones por impurezas; cuando los concentrados contienen ciertos elementos por encima de ciertos porcentajes se deben pagar penalidades. Para los concentrados de zinc, tenemos los siguientes niveles de tolerancia: arsénico, 0.1%; Sílice 2-4%; **hierro, 2-10%** Para los concentrados de plomo: Arsénico, 0.1%; antimonio, 0.5%; bismuto, 0.01%; azufre, 20%; **cloro, 0.01-0.1%**; flúor, 0.2%.
 - Créditos por elementos; las **fundiciones** y refinerías pagan créditos por elementos que luego recobrarán de los concentrados. Para los concentrados de zinc, tenemos la deducción, el porcentaje del pago del contenido y el costo de refinación, para los siguientes elementos: Cd, 0.0-0.20%, 50-80, variable; plata, 30-155 gr/tonelada, 60-100, variable; plomo, 1.0-6.0%, 50-100, variable; cobre, 1.3-2.5%, 50-100, variable. Para los concentrados de plomo, tenemos: plata, 30-60

gr/tonelada, 95-98% antes de la deducción y además entre 95 y 100% del precio, US \$ 0.15-0.25/onza troy.; oro, 1-2 gr/tonelada, 100% y entre 80 y 95% del precio, hasta US \$ 1/onza troy.; bismuto, 0.05-0.1%, 60-100% entre 80-100% del precio, sin información.

De un análisis de los costos pagados por las fundiciones por los concentrados de plomo y zinc, se puede observar que el pago por contenido metálico en los concentrados como porcentaje del precio del metal refinado está en alrededor del 48% del precio del plomo y del 65% del precio del zinc respectivamente. Así pues, ya que los concentrados de plomo y zinc contienen alrededor del 50% de estos metales, y que los precios actuales del plomo y zinc son US \$ 668/tonelada métrica y US \$ 1,358/tonelada métrica; la cotización actual de los concentrados de plomo y zinc son US \$ 159.5 y 450.5 por tonelada métrica respectivamente (setiembre de 1992).

Como ya se mencionó, el plomo y zinc vienen asociados en minerales complejos, cuyas leyes dependen del yacimiento de donde son extraídos los minerales. Como se verá más adelante, una ley promedio para los minerales complejos de plomo-

zinc, extraídos de yacimientos peruanos, es de 4.5% de plomo y 15% de zinc (una relación de 3:1 entre el contenido metálico de zinc al contenido metálico de plomo).

Así pues, una tonelada de mineral complejo de Plomo-Zinc tratada en una concentradora, causará un ingreso por ventas de US \$ 75.00. Este dato es muy importante para la posterior evaluación económica (Capítulo 5) en la determinación del ingreso total por ventas para concentradoras de diversos tonelajes que tratan mineral complejo de plomo-zinc.

2.7 Interacción entre los precios, la oferta y la demanda para concentrados de plomo y zinc

La oferta minera de plomo y zinc evoluciona en función de la demanda y los precios de los mismos. la decisión de aumentar o disminuir la producción dependerá de los precios esperados de los metales. Generalmente las expectativas de precios futuros están influenciadas en gran parte por los precios actuales. En el corto y mediano plazo, existe un límite la expansión de la producción. En el largo plazo, de contarse con el financiamiento adecuado y con las reservas suficientes, no

existirían límites a la expansión de la producción, por lo que esta debería teóricamente adecuarse a un nivel tal que permitiera precios suficientes para cubrir los costos y generar utilidades de acuerdo a la estructura del sector. Sin embargo, dado que es difícil prever el nivel de oferta que permitiría dichos precios, y mucho más difícil aún que los productores se pongan de acuerdo para ampliar conjuntamente la oferta a dicho nivel, generalmente los mercados de metales y minerales se encuentran en desequilibrio. Es decir, hay períodos de precios altos y falta de mineral y períodos de precios bajos y superávit de estos productos. Además de la falta de coordinación en el largo plazo, se deben considerar los problemas de corto y mediano plazo. En estos períodos, los problemas coyunturales tales como desequilibrios económicos y financieros mundiales que afectan la demanda y problemas políticos y laborales que influyen en el potencial exportable, redundan constantemente en desequilibrios entre la oferta y la demanda causando las notables fluctuaciones en los precios a las que estamos acostumbrados.

Como se ha visto, el consumo del plomo en el largo plazo evolucionará lentamente, aunque no en forma

muy dinámica. Se proyecta un índice de crecimiento anual, en la presente década, en el consumo de refinados de plomo de 1.27%. Se proyecta en la presente década una oferta con un crecimiento de 1% al año. El plomo tendrá una cotización promedio en la década de US 0.30 la libra. El bajo crecimiento de la demanda en esta década y la adecuación de la oferta llevan a la conclusión de que los precios de este metal evolucionarían paralelamente los costos de producción permitiendo cubrir costos y un margen de utilidades normal para la mayoría de productores. La diferencia promedio para la década, entre el consumo de refinado y la producción de mina es de 2,750 miles de toneladas métricas.

El consumo de refinados de zinc se proyecta que crecerá en la presente década a un índice de 2% anual. Se espera que en la presente década la oferta de minerales también crezca a niveles parecidos, es decir a un índice de crecimiento de 2% anual. Se espera una cotización promedio del zinc de US \$ 0.70 la libra.

En la Tablas 2.5 y 2.6 se dan las proyecciones de la producción de mina y consumo de refinados tanto para el plomo como para el zinc. Estas

proyecciones se ilustran en la Fig. 2.12 y 2.13.

2.8 Evolución de la producción minera de plomo y zinc en el Perú frente a la producción mundial

El sector de la mediana minería produce el mayor volumen de la producción de plomo y zinc en el Perú. Centromin Perú, conformada por un conglomerado de minas medianas pertenecientes a la mediana minería, ocupa el primer lugar en la producción individual de estos metales.

En las Tablas 2.7 y 2.8 se muestran la producción minero metalúrgica de plomo y zinc por productores en los últimos cinco años, en el Perú. En las Figs. 2.11 y 2.15 se ilustra la producción minero metalúrgica total comparada con la de concentradora, minerales de plomo y zinc para este período en el Perú.

La producción física de plomo está constituida en su mayor parte, por concentrados y minerales (aproximadamente 60% en los últimos años). Mientras que la producción de concentrados se ha incrementado la de refinados ha caído; especialmente por las continuas paralizaciones ocurridas en la refinería de La Oroya.

AÑO	MILES DE TONELADAS METRICAS DE CONTENIDO METALICO RECUPERABLE	
	PRODUCCION DE MINA	CONSUMO DE REFINADO
1990	3870	6413
1991	3909	6494
1992	3948	6577
1993	3987	6660
1994	4027	6745
1995	4067	6830
1996	4108	6917
1997	4149	7005
1998	4191	7094
1999	4233	7184

Tabla 2.5 - PROYECCION DE LA PRODUCCION DE MINA Y CONSUMO DE REFINADO DE PLOMO EN EL MUNDO HASTA 1999.

AÑO	MILES DE TONELADAS METRICAS DE CONTENIDO METALICO RECUPERABLE	
	PRODUCCION DE MINA	CONSUMO DE REFINADO
1990	7968	7969
1991	8127	8128
1992	8290	8291
1993	8455	8457
1994	8624	8626
1995	8797	8798
1996	8973	8974
1997	9152	9154
1998	9335	9337
1999	9522	9524

Tabla 2.6 - PROYECCION DE LA PRODUCCION DE MINA Y CONSUMO DE REFINADO DE ZINC EN EL MUNDO HASTA 1999.

PROYECCION DE LA PRODUCCION DE MINA Y CONSUMO DE REFINADO DE PLOMO EN EL MUNDO HASTA 1999

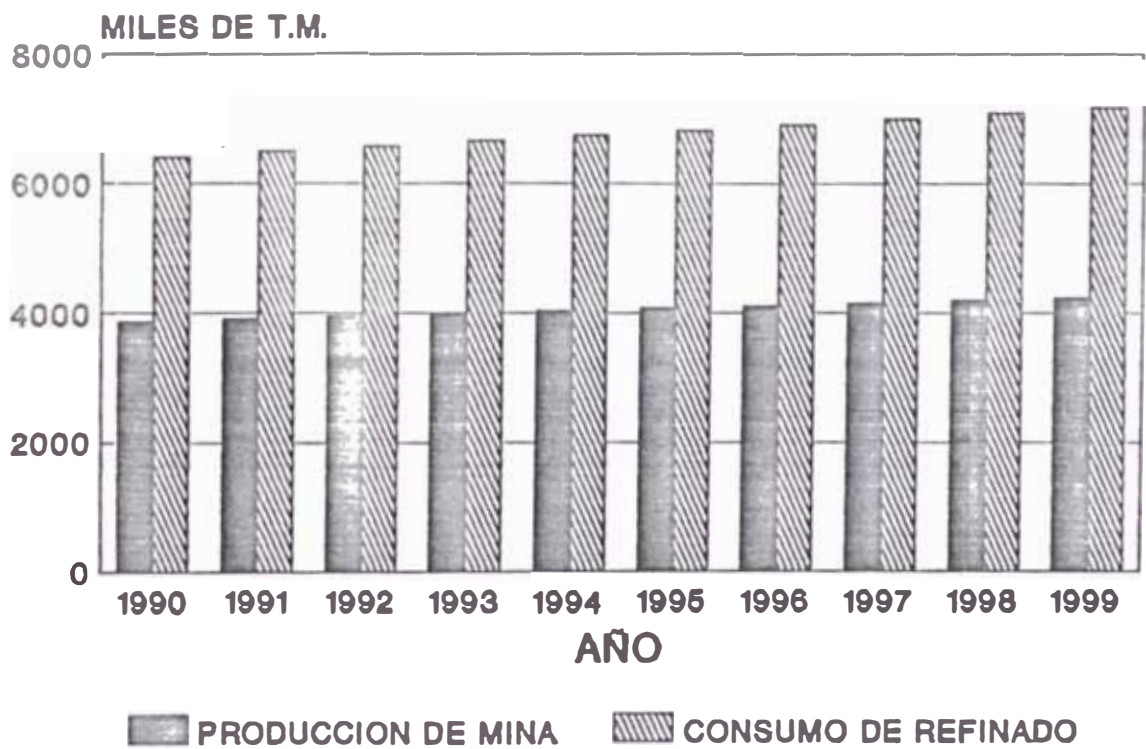


Figura 2.12

PROYECCION DE LA PRODUCCION DE MINA Y CONSUMO DE REFINADO DE ZINC EN EL MUNDO HASTA 1999

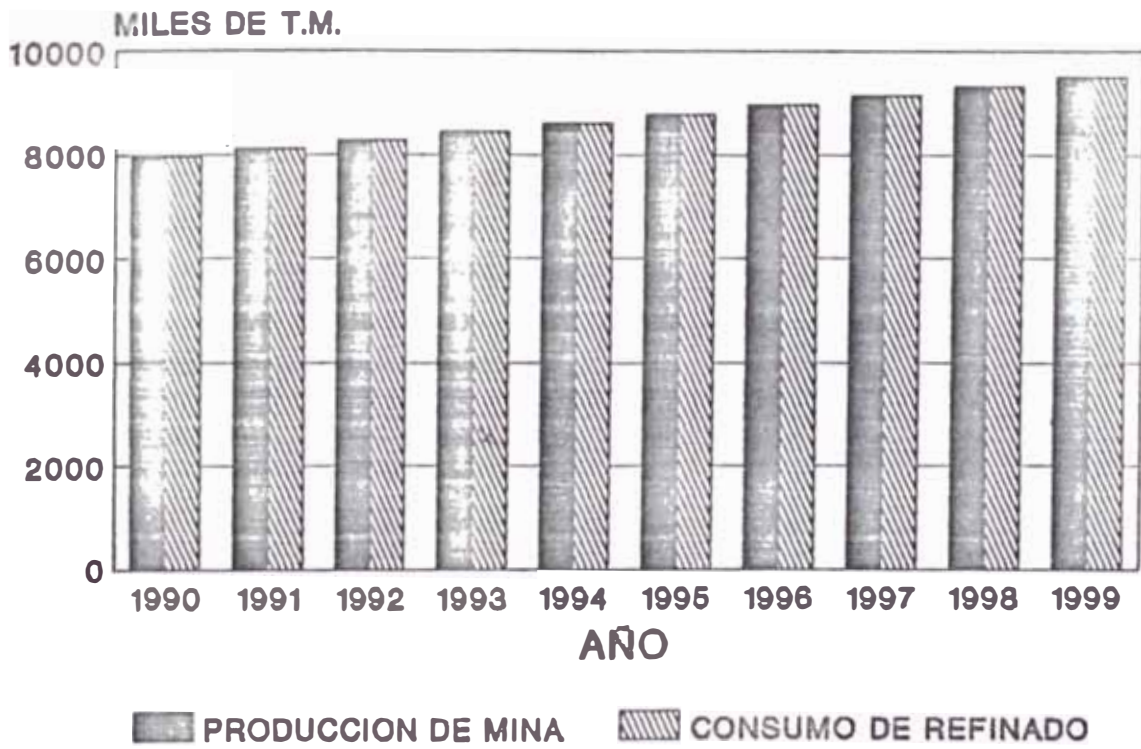


Figura 2.13

PRODUCTO	AÑO				
	1985	1986	1987	1988	1989
CENTROMIN PERU	81809	66345	66523	44327	68832
- Plomo refinado	81809	66324	66509	44288	68832
- Plomo en láminas	0	0	0	0	0
- Plomo antimonial	0	21	14	39	0
FUNDECONSA	0	0	4846	9352	5730
- Plomo refinado	0	0	4846	9352	5730
SALDO NETO DE CONCEN- TRADOS Y MINERALES	119175	123416	118314	94612	114258
TOTAL	200984	189761	189683	148291	199820

Tabla 2.7 - PRODUCCION MINERO METALURGICA DE PLOMO POR PRODUCTORES
1985 - 1989. (TM DE CONTENIDO FINO RECUPERABLE).

COMPARACION ENTRE PRODUCCIONES (PLOMO)

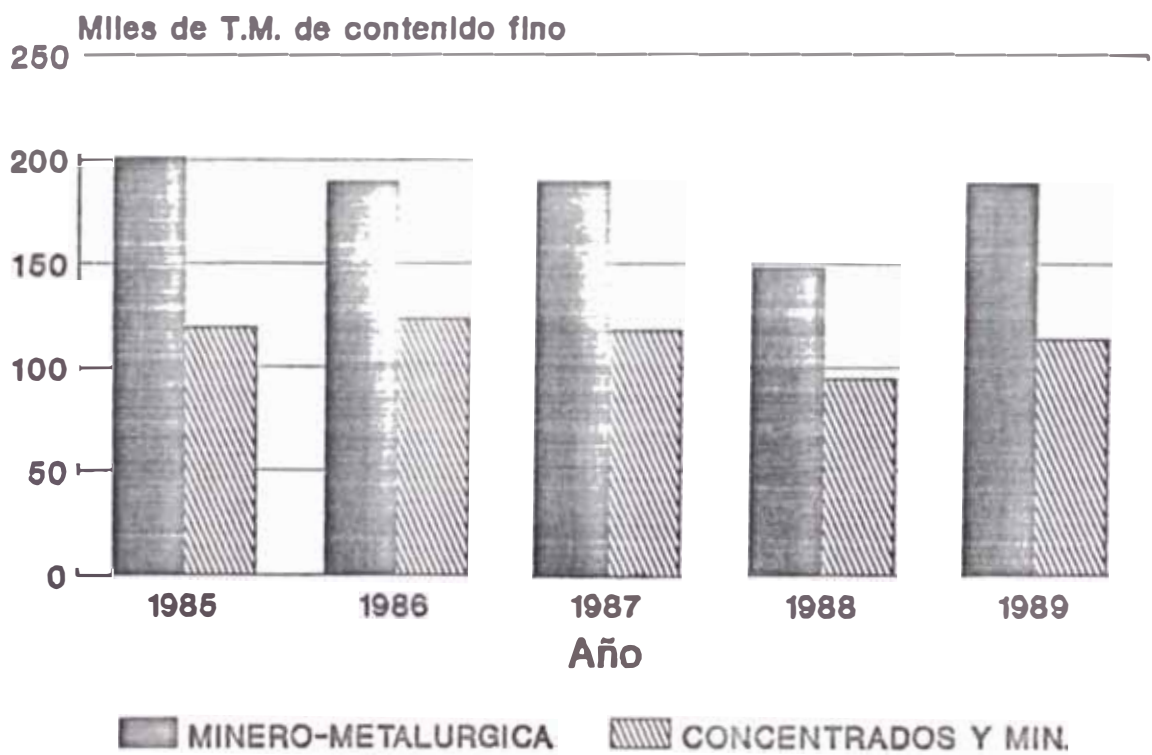


Figura 2.14

PRODUCTO	AÑO				
	1985	1986	1987	1988	1989
CENTROMIN PERU	72757	62989	70545	53540	68681
- Zinc electrolítico	69133	59766	66284	50574	64805
- Zinc en polvo	2462	1784	2168	1310	2141
- Sulfato de zinc	1162	1439	2093	1656	
MINERO PERU	93592	101049	86904	79362	80870
- Zinc refinado	93592	96045	82544	75145	76606
- Zinc en polvo	0	5004	4360	4217	4264
SALDO NETO DE CONCEN-					
TRADOS Y MINERALES	354618	345814	368879	290899	375157
TOTAL	520967	508852	526328	423801	524708

Tabla 2.8 : PRODUCCION MINERO METALURGICA DE ZINC POR PRODUCTORES
1985 - 1989. (TM DE CONTENIDO FINO RECUPERABLE).

COMPARACION ENTRE LAS PRODUCCIONES (ZINC)

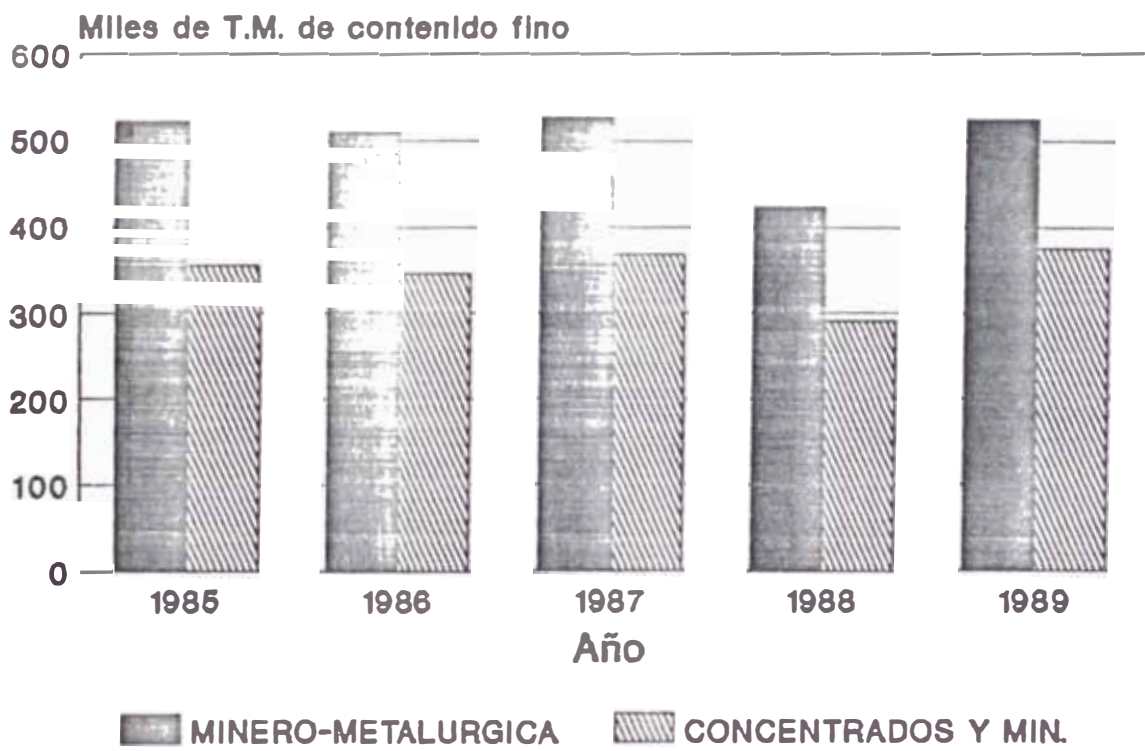


Figura 2.15

En 1985, el volumen de producción de este metal tuvo una importante recuperación de 16% con respecto a 1984, gracias a la mayor producción de las minas de Atacocha, Buenaventura, Arcata y otras de Centromin, las cuales extrajeron mineral de mayor ley. Pero al año siguiente, el cierre de la mina El Madrigal causó una reducción de más de 20% en el volumen de producción. En 1987 la producción se mantuvo prácticamente en el mismo nivel que el año anterior: sin embargo, en 1988, debido tanto a las huelgas como a los atentados terroristas contra diversas unidades productoras, los volúmenes de producción de plomo se redujeron en 22%. En 1989, la producción prácticamente recuperó los niveles de 1987, pese a las paralizaciones laborales en La Oroya.

A principios de la década pasada la producción de refinados de zinc se elevó notablemente gracias a que en 1981 entró en funcionamiento la refinaria de zinc de Cajamarquilla con una capacidad de producción de 96,000 TMF al año, lo cual también permitió obtener mayores precios por este producto al tener un mayor grado de pureza (más de 99.8%). A pesar de ello, la producción de concentrados sigue siendo muy superior a la de refinados; los primeros constituyen aproximadamente el 70% del

volumen total producido.

La producción de zinc, luego de haber alcanzado niveles superiores a las 500,000 toneladas de contenido fino recuperable en 1985, 1986 y 1987, se vio reducida sustancialmente en 1988 en un 20%. Tan significativa declinación se debió principalmente a las paralizaciones laborales en las unidades de Cerro de Pasco, Casapalca y Yauricocha de Centromin; y en la unidad de Huanzalá, de Santa Luisa. A esto se sumó además la carencia de fluido eléctrico suficiente, lo cual limitó la producción de refinados.

Si los principales productores de mina de plomo, en el mundo. Siguen la misma tendencia de producción que los últimos cinco años, para el año 2000, Australia seguiría siendo el primer productor, con el 13% de la producción mundial total. Siguen en orden: Estados Unidos, con el 11%; Canadá, con el 9%; México, con el 4%; y Perú, con el 4% (Ver Fig. 2.16).

Es decir, el Perú pasaría de ser de cuarto productor a quinto productor, reduciendo su participación de la producción mundial de 5.5% a 4%. México a pesar de tener una tendencia

PRINCIPALES PRODUCTORES DE MINERALES DE PLOMO
EN EL MUNDO (PROYECCION AL AÑO 2000)

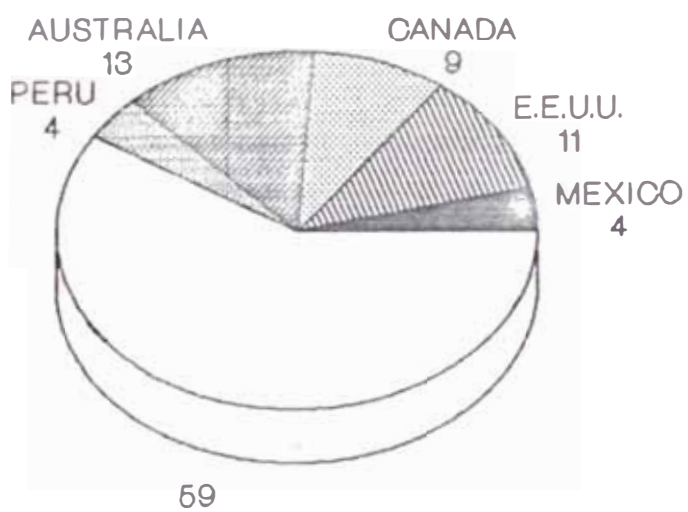


Figura 2.16

decreciente en su nivel de producción de mina, subirá al cuarto lugar; esto debido a que su decaimiento será menor al sufrido por el Perú.

Del mismo modo, si sigue la tendencia del nivel de producción de mina de zinc en el mundo, para el año 2000 China pasaría a ser el primer productor mundial con el 19% de la producción mundial total. Seguirían en orden: Canadá, con el 17%; Australia, con el 11%; Perú, con el 7%; y México, con el 2% (ver Fig 2.17).

Es decir, Perú pasaría de ser el tercer productor a ser el cuarto; ello debido al repunte resaltante de China en la producción de mina de zinc en los últimos años. Perú reduciría su nivel de participación de 8.1% a 7%.

2.9 Causas del decaimiento de la producción minera de plomo y zinc en el Perú

Como se trató inicialmente, la minería ha tenido un papel muy importante en la generación de divisas para el país. Ello se puede ver claramente en la Tabla 2.9. En la Fig. 2.18 se ilustran estos valores.

Sin embargo, desde 1985 el sector minero atraviesa

PRINCIPALES PRODUCTORES DE MINERALES DE ZINC
EN EL MUNDO (PROYECCION AL AÑO 2000)

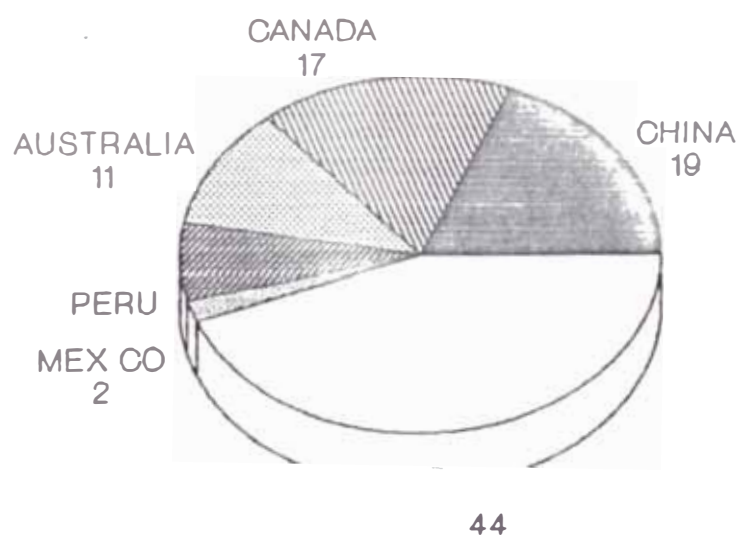


Figura 2.17

una aguda crisis. Entre 1985 y 1989, el valor corriente promedio anual de las exportaciones mineras se redujo en 23% con respecto al promedio anual del período comprendido entre 1980 y 1984. Esto, a pesar de que ya desde 1987 se había notado mejoría en los precios internacionales durante 1988 y 1989. Debido a este último factor mencionado y a la caída de los demás rubros de exportación, la participación de las exportaciones mineras se ha recuperado estos últimos años superando el 60% de las exportaciones totales.

El plomo y el zinc tienen una participación similar dentro del total con 16% y 23% de promedio respectivamente, entre 1988 y 1989. Las exportaciones de plomo que habían registrado en 1988 una disminución de su valor en 21% respecto de 1987, se incrementaron en 6% en 1989 respecto del año anterior. En 1987 los montos exportados de este metal habían crecido casi 50% respecto de 1986. Por su parte las exportaciones de zinc, que se habían estabilizado en alrededor de US \$ 250 millones entre 1986 y 1988, registraron un importante crecimiento durante 1989, al incrementarse en más de 50%.

Indudablemente, uno de los aspectos que influyen

de manera significativa en el comportamiento de los valores exportados es la elevación de los precios internacionales. Para todos los metales a excepción de la plata, los precios internacionales se han recuperado y alcanzado niveles elevados en 1987 y, sobretudo en 1988 y 1989. Destaca el incremento importante en los precios del cobre, zinc y plomo.

Otro elemento fundamental que influye en las decisiones de producción e inversión y que al final determina el precio que efectivamente recibe el exportador por su producto es el tipo de cambio. Este, en cierta forma, puede neutralizar o agudizar la presencia de precios internacionales favorables o desfavorables e influir así directamente sobre la rentabilidad de las empresas mineras.

El tipo de cambio real es el resultado de multiplicar el tipo de cambio nominal por el cociente entre lo que recibe el productor nacional por vender en el extranjero y el precio interno. Para la minería, que vende la mayor parte de su producción en el mercado externo (porque allí se encuentra localizada su demanda), el tipo de cambio pasa de ser un indicador de rentabilidad

relativa entre dos precios a ser un indicador de rentabilidad entre el precio que se recibe por el producto (precio de venta) y su costo de fabricación. Así el tipo de cambio real es el que al final determina el precio efectivo que recibe el productor minero por la venta de sus productos. Así, es posible que aun pesar de contar con precios internacionales favorables el exportador reciba precios bajos por su producción debido a que el tipo de cambio no es el que debería ser, sino que se encuentra artificialmente bajo. En la Tabla 2.11 se dan los precios efectivos recibidos por el exportador en moneda nacional según metal exportado. Estos datos son el resultado de ajustar los índices de precios reales de los productos mineros (mostrados en la Tabla 2.10) por el efecto del tipo de cambio. En las Figs. 2.19 y 2.20 se comparan estos valores para el plomo y zinc respectivamente.

El tipo de cambio altera las variaciones en el índice de precios internacionales, suavizándolas en algunos casos y profundizándolas en otros.

El zinc ha sido el metal que menos ha sufrido el efecto negativo del tipo de cambio. Esto, obviamente, se debe a que también ha sido el menos

AÑO	PLOMO	ZINC
1978	100.00	100.00
1979	192.20	121.10
1980	194.30	124.10
1981	117.30	131.00
1982	83.10	120.80
1983	99.30	129.50
1984	83.30	152.80
1985	79.20	132.00
1986	73.70	102.80
1987	86.40	105.30
1988	87.00	120.10
1989	n.d.	163.42

Tabla 2.10 - INDICE DE PRECIOS REALES DEL PLOMO Y ZINC
(DATOS PROMEDIOS DEL PERIODO BASE 1978-100)

AÑO	PLOMO	ZINC
1978	100.00	100.00
1979	181.22	114.18
1980	162.01	103.48
1981	83.06	92.76
1982	59.09	85.89
1983	77.17	100.63
1984	67.13	123.14
1985	82.56	137.60
1986	63.78	88.96
1987	67.93	82.79
1988	66.92	92.39
1989	n.d.	99.69

Tabla 2.11 - PRECIO EFECTIVO RECIBIDO POR EL EXPORTADOR
EN MONEDA NACIONAL POR EL PLOMO Y ZINC.

COMPARACION ENTRE EL INDICE DE PRECIO REAL Y EL PRECIO EFECTIVO RECIBIDO POR EL EXPORTADOR (PLOMO)

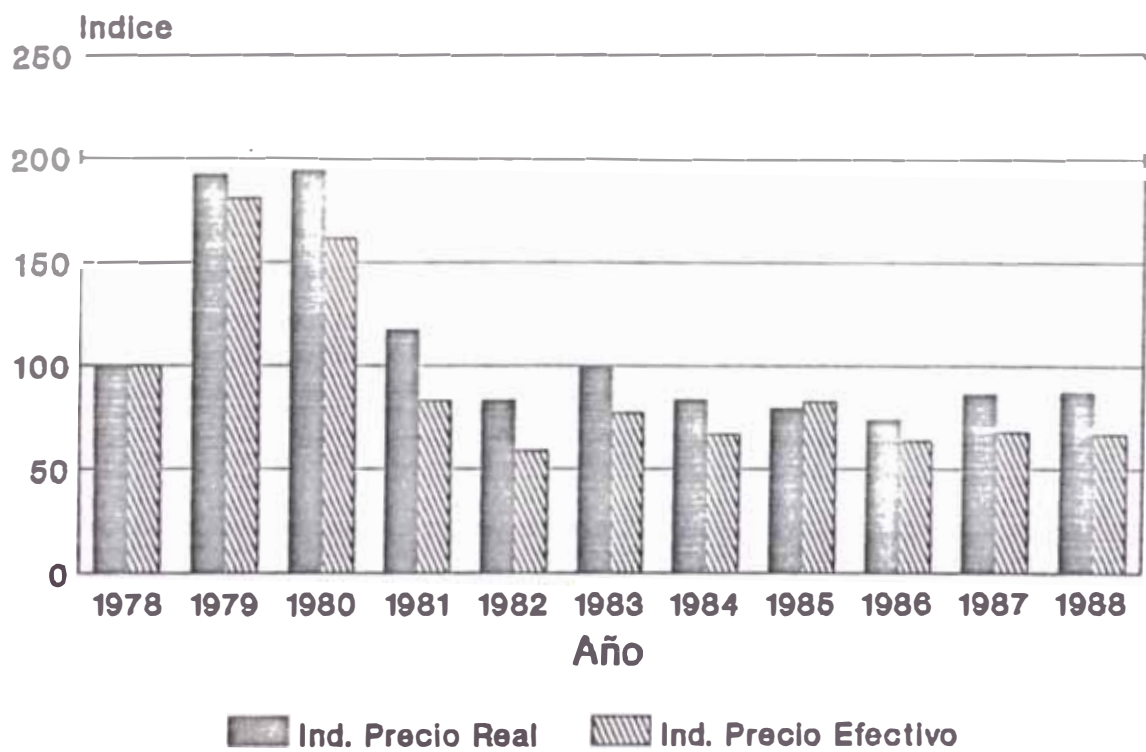


Figura 2.19

COMPARACION ENTRE EL INDICE DE PRECIO REAL Y EL PRECIO EFECTIVO RECIBIDO POR EL EXPORTADOR (ZINC)

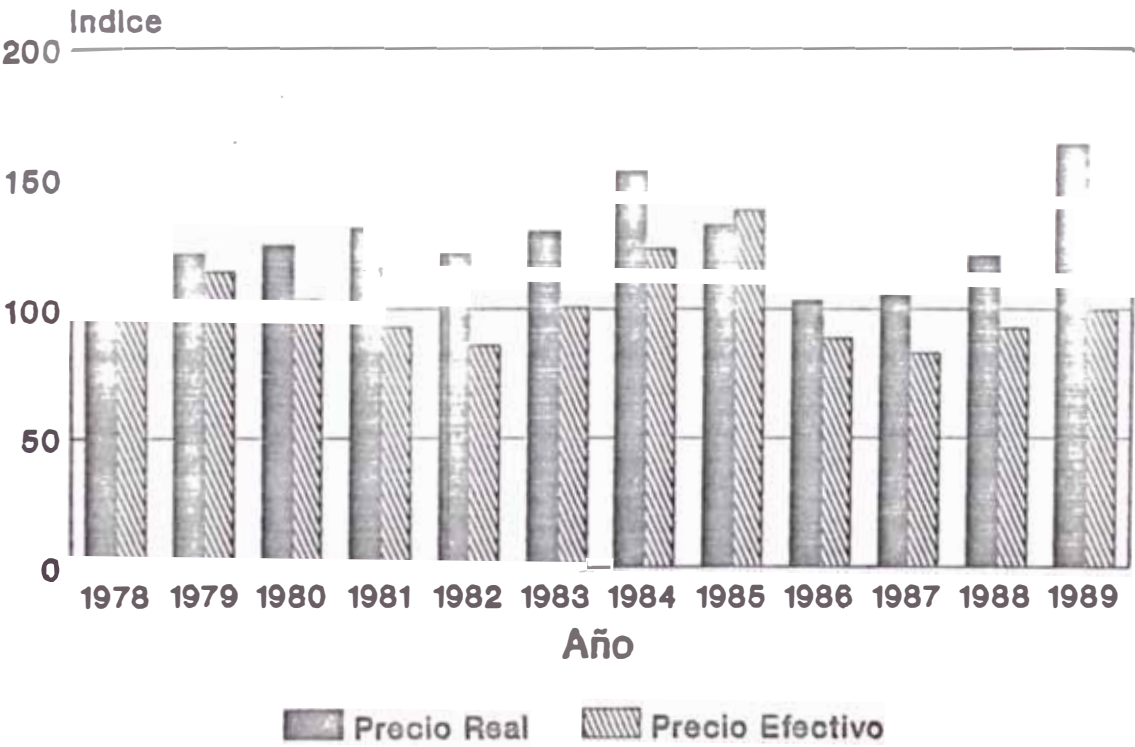


Figura 2.20

perjudicado en la evolución de sus precios internacionales, lo cual **no quiere decir** que el exportador minero de zinc no haya recibido menos por su producto. En efecto, a pesar de que para 1989 el precio real de este producto supera en más del 60% el precio del año base; al incluirse el efecto del tipo de cambio, el precio efectivo recibido por el exportador no llega siquiera a igualar el precio efectivo del año base.

En el caso del plomo el efecto negativo del tipo de cambio es más notorio. Así por ejemplo, en 1988 el precio real de este metal era el 87% del precio del año base, pero al incluirse el efecto del tipo de cambio, el precio recibido por el exportador fue menos del 67% del precio efectivo recibido por el exportador en el año base.

Como se puede observar, la política cambiaria es esencial para la promoción **y desarrollo** de las exportaciones mineras. Es importante también que la política cambiaria sea estable en el tiempo, y así reducir al mínimo la incertidumbre, fin de no perjudicar las decisiones de inversión y el desarrollo de nuevos proyectos. En este sentido políticas de cambio erráticas **pueden** ser tan perjudiciales o más dañinas que tipos de cambio

permanentemente sobrevaluados.

Otro factor importante que ha causado el declive de la producción minera es la inestabilidad institucional. La acción del Estado y su intervención en la economía del país a nivel global y en la actividad minera en particular resulta crucial para el desarrollo de esta última, dado el carácter que tienen las inversiones mineras. A principio de la década 1970-1979 se inició una decidida, clara y significativa intervención del Estado en la actividad minera. Este ha actuado inclusive de manera importante en el campo de la producción. Es precisamente a partir de estos años que la inestabilidad y variación permanente de las "reglas de juego" ha sido muy frecuente con lo cual se ha frenado de manera significativa el desarrollo de la minería. Lo que la actividad minera necesita son "reglas de juego" claras y estables, es decir, la presencia de un marco económico institucional y legal que sea permanente en el tiempo; marco en que todos los agentes económicos involucrados (Estado, productores trabajadores mineros) estén capacitados de entender plenamente y poder así hacer valer sus derechos y cumplir con sus obligaciones.

Desde que se descubre un yacimiento hasta que éste entra en producción transcurre un período de tiempo que puede fluctuar entre los 10 y 15 años, durante los cuales se lleva a cabo estudios geológicos y metalúrgicos para determinar las reservas y calidad del mineral del yacimiento; se construyen carreteras de acceso, se construyen campamentos, centrales energéticas, túneles de preparación, concentradoras de mineral, etc. Este tipo de inversiones no se hace en el corto plazo. Se necesitan hacer numerosos estudios y evaluaciones para decidir la explotación de un yacimiento. Para hacer la evaluación es imprescindible conocer las tasas de impuestos, el precio efectivo que recibe el productor por vender en el exterior, todos los costos de producción, si existen o no incentivos a la producción y, en general, el marco legal dentro del cual se circunscribe la actividad. Si todos estos factores están cambiando frecuentemente no es posible evaluar cabalmente algunos buenos proyectos de inversión, los cuales pasan a ser calificados como de alto riesgo. Así, proyectos con una alta rentabilidad pero con un período de recuperación relativamente largo, son dejados de lado y se prefieren proyectos que buscan recuperar inmediatamente la inversión. Como se comprenderá,

estos últimos no son los que contribuyen al desarrollo del sector minero.

En los últimos 20 años, se han dictado 273 Leyes relativas al sector minero y 727 Decretos Supremos; además hubieron 12 Ministros de Energía y Minas. Esto explica la gran inestabilidad de las reglas de juego. Si a lo ya mencionado se añade el errado manejo de la política cambiaria, se comprenderá el estancamiento de la inversión observado en los últimos años y la crisis por la que atraviesa el sector minero.

2.10 Reactivación de la minería peruana

Las medidas a tomar con el fin de reactivar la minería deben estar enmarcadas en el corto, mediano y largo plazo.

En el corto plazo las medidas a tomar deben estar dirigidas hacia aquellas plantas y minas que se encuentran en operación. Entre estas medidas están: el aumento del tipo de cambio y la formulación de reglas de juego claras y estables.

Las medidas a mediano plazo, aparte de las medidas

ya mencionadas, deben estar dirigidas a la reactivación de las minas y plantas paralizadas. La producción de plomo y zinc es realizada principalmente por la mediana y pequeña minería. En el caso del plomo, la mediana minería contribuye con el 50% de la producción la pequeña minería con el 10%. En el caso del zinc, la mediana minería contribuye con el 55% de la producción y la pequeña minería con el 10%. Dentro del financiamiento de la mediana minería cerca del 50% de las fuentes de financiamiento provienen de fuentes externas. En el caso de la pequeña minería, las fuentes de financiamiento externas representan el 70%. Si bien el nivel de producción de la pequeña minería es de poca significancia; su importancia se relleva por la ardua labor que desempeña en el campo de la exploración y por su permanente generación de puestos de trabajo, ya que sus propias características, es la que más intensamente emplea mano de obra. Si bien en algún momento existieron alrededor de 500 empresas y productores en la pequeña minería, estos prácticamente han desaparecido. Así pues, las medidas mediano plazo, deben promover la creación de fuentes de financiamiento externo.

En el largo plazo, las medidas a tomar deben estar

orientadas a la ejecución de nuevos proyectos en la mediana y **gran** minería; para ello deben considerarse la explotación de las reservas de mineral de alta ley y la **búsqueda** de financiamiento adecuado.

CAPITULO 3

I N G E N I E R I A D E L P R O Y E C T O

El proceso productivo minero consta de las siguientes etapas: la prospección y exploración, la explotación, la concentración, la fundición y la refinación.

El desarrollo del tema está centrado en la concentración de minerales. Es en esta etapa cuando los minerales adquieren un valor comercial efectivo al enriquecerse el muy escaso contenido metálico de mineral útil por tonelada procesada que existe inicialmente.

Los minerales de plomo y zinc se encuentran normalmente juntos en la mayoría de los casos van asociados además con fierro, cobre, oro, plata y otros minerales. En el Perú se cuenta con yacimientos de mineral complejo plomo-zinc a lo largo de toda la cordillera de Los Andes, pero principalmente se encuentran ubicados en la sierra central.

Las **propiedades** físicas y químicas del mineral son específicas para cada yacimiento. Mas aún, minerales **extraídos** de un mismo yacimiento, en diferentes extracciones, pueden tener **propiedades** disímiles.

Tanto en el Perú como fuera de él, debido a la continua explotación, los **minerales muestran** una degradación de su contenido metálico. En nuestro país el **contenido metálico promedio** normal para los **minerales** complejos de plomo-zinc es:

- Plomo : 2 a 5% de plomo **por tonelada métrica** de mineral.
- Zinc : 8 a 15% de zinc **por tonelada métrica** de mineral.

Asimismo, los **minerales** complejos plomo-zinc **muestran** en promedio las siguientes características físicas:

- **densidad relativa** : 3.27
- **Índice de trabajo** : 11.35 Kw-hr/TM
- **Humedad** : 4 a 6%

Una vez extraído el mineral es **transportado** a la **planta** concentradora. Por lo general, dado los costos de transporte, las **plantas** concentradoras son instaladas cerca de las áreas en explotación.

El primer paso en la concentración del mineral es liberar el mineral valioso del material estéril que lo contiene. Para conseguirlo se procede a reducir de tamaño el mineral través de dos o tres etapas de chancado cribado, lo cual reduce generalmente su tamaño original de 30 cms. o más, a partículas de 6 a 8 mm. como máximo. Como aún esta dimensión no se encuentra liberado, se continúa la reducción de tamaño, mezclando el mineral triturado con agua y procediendo a su pulverización en molinos, en una o dos etapas de molienda y clasificación, con lo que es frecuente obtener un producto en el cual generalmente el tamaño del 60% al 80% de las partículas no excede las 74 micras.

Una vez obtenidas las dimensiones deseadas se tiene que separar el mineral valioso de plomo del mineral valioso de zinc y ambos del material estéril. Existen diversos métodos para la separación, pero el más usado en plantas concentradoras es la flotación. Esta operación mediante el uso de reactivos químicos y la inyección de aire en las celdas de flotación permite la separación en un concentrado de plomo, un concentrado de zinc y un relave. El concentrado de plomo contiene como promedio de 55 a 75% de plomo por tonelada métrica de concentrado. El concentrado de zinc contiene como promedio de 50 a 60 de zinc por tonelada métrica de

concentrado. El relave contiene casi todo el material estéril.

La concentración termina con operaciones de eliminación de agua de los concentrados: espesaje y filtrado (y en casos excepcionales un secado). Los concentrados listos para su transporte a fundición u otro destino deben tener de 10 a 15% de humedad.

3.1. TRITURACION

La trituración es una de las dos operaciones de reducción de tamaño llevadas a cabo en la concentración de minerales. Las operaciones de reducción de tamaño son muy importantes en la concentración de minerales puesto que en ellas se libera el material valioso del material estéril, lo cual es condición indispensable para la posterior operación de concentración. La concentración es impracticable si primero no se realiza satisfactoriamente las operaciones de reducción de tamaño.

Pero estas operaciones de reducción de tamaño requiere de un alto consumo de energía eléctrica que en muchos casos representan más del 60% de los costos operativos de las plantas concentradoras.

Así pues, un dimensionamiento adecuado de los equipos es indispensable para optimizar los gastos de energía.

De las operaciones de conminución la trituración es más eficiente que la molienda (la otra operación de conminución). Así pues, es en la trituración en donde se debe de obtener los productos más finos posibles. Los productos de las plantas de trituración tienen normalmente un tamaño entre $1/4$ a $5/8$.

Para reducir de tamaño el todo-uno de mina (que varía de entre 8" a 6') se requiere de varias etapas de trituración. Estas etapas se pueden agrupar en dos: trituración primaria, trituración secundaria y fina.

Cada una de estas etapas se llevan a cabo en equipos específicos, cuyas características se deben en gran parte al tamaño de alimentación, a los grados de reducción requeridos, y a las características propias del mineral.

3.1.1 Principales equipos en la trituración primaria

Dependiendo del tonelaje y tamaño del material inicial, de su naturaleza y de consideraciones económicas, la etapa primaria de trituración se efectúa en trituradoras de mandíbula o en giratorias.

A) Trituradoras de mandíbulas.-

Estos aparatos se dividen en tres grupos principales:

El Blake, que tiene una quijada móvil sobre un pivote en la parte superior que proporciona el movimiento más amplio posible a los grumos más pequeños.

El Dodge, que tiene una quijada móvil con pivote en la base que da un movimiento mayor los grumos más grandes.

El de movimiento de mandíbula compuesto, que es una trituradora Blake, modificada, la cual permite consumos menores de energía, menores pérdidas por

fricción un menor peso de los aparatos. La fig. 3.1 ilustra este modelo la tabla 3.1 muestra sus características.

La capacidad de una **chancadora** de quijadas trabajando con rocas de características medias, puede calcularse aproximadamente por la relación 3.1:

$$T = 0.6 \times L_r \times S_o \quad (3.1)$$

En donde:

T = Toneladas por hora

L_r = Longitud de la **abertura receptora** (pulg).

S_o = **Abertura** a la salida en posición abierta (pulg).

Esta expresión da valores cercanos a los obtenidos en forma práctica para trituradoras pequeñas y valores bajos para las grandes.

B) Trituradoras Giratorias

Tienen una construcción completamente

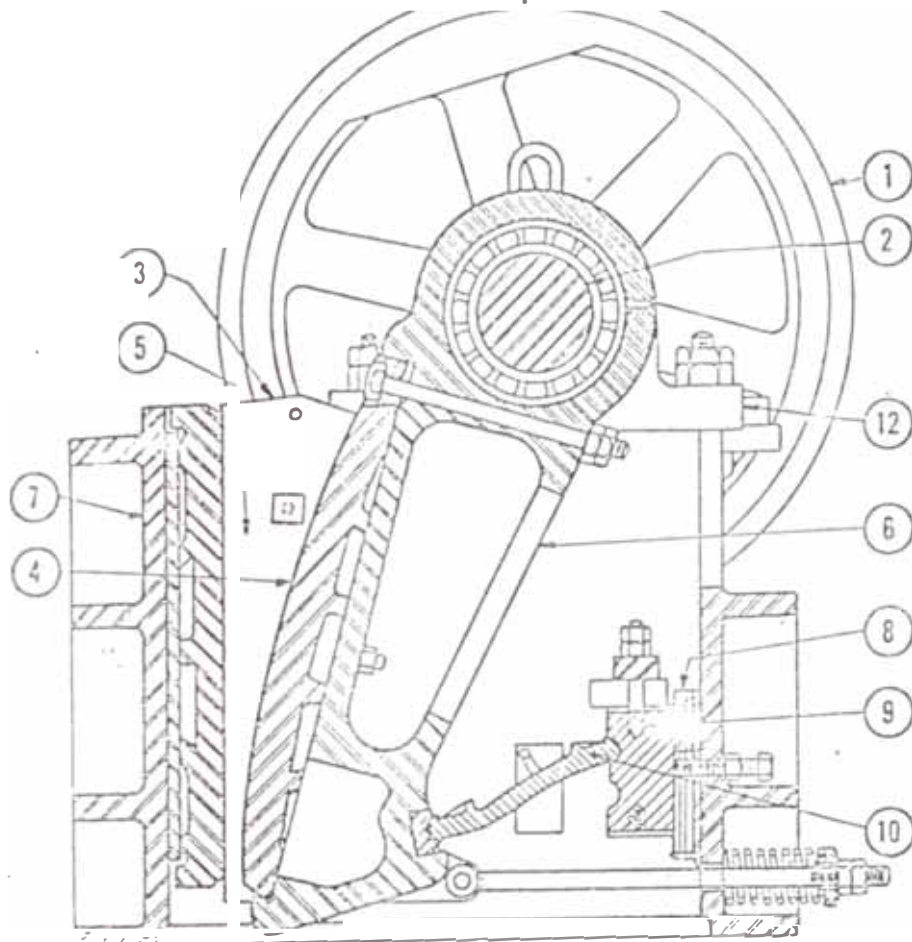


Figura 3.1 - Trituradora con movimiento de mandíbula compuesto.
(Construcción Allis-Chalmers).

Leyenda

- 1.- Volante.
- 2.- Arbol excéntrico.
- 3.- Placas.
- 4.- Placa móvil.
- 5.- Placa.
- 6.- Balancín.
- 7.- Bastidor.
- 8.- Dispositivo de regulación.
- 9.- Dispositivo de regulación.
- 10.- Placa de arriostamiento.

DIMENSIONES DE LA ABERTURA (mm)	RENDIMIENTO EN t/h							HP				
	1/4"	1/2"	3/4"	1"	1 (1/4)"	1 (1/2)"	2"		2 (1/2)"	3"		
305 x 70	5	9	11	13							7-10	
305 x 108		7	9	10	12	15	21	28			10-15	
406 x 228		10	13	15	17	19	25	35			15-20	
609 x 254		16	24	28	34	38	45	54	60		15-30	
		RENDIMIENTO EN t/h										
		1 (1/4)"	1 (1/2)"	2"	2 (1/2)"	3"	3 (1/2)"	4"	5"	6"		
762 x 381	35	40	50	65	72	80	100				20-30	
914 x 254	57	67	80	91	105						25-40	
914 x 507			70	82	90	115	135	160			30-50	
1067 x 635			90	120	150	165	180	215	250		40-60	

TABLA 3.1 CARACTERISTICAS DE LA TRITURADORA KUE-KEN.

distinta a las de mandíbulas, pero su principio de funcionamiento es prácticamente el mismo. Básicamente consta en un cono que gira en forma excéntrica dentro de una carcasa de construcción robusta. El cono está afirmado en la parte superior de la carcasa y el movimiento excéntrico se obtiene mediante un engranaje convenientemente conectado con el motor por medio de un eje horizontal.

Este modelo de trituradora es ilustrado en la Fig. 3.2 y sus características dadas en la tabla 3.2.

La capacidad de estas trituradoras puede deducirse aproximadamente mediante la siguiente relación:

$$T = 0.0845 L \times S \quad (3.2)$$

En donde:

L = Perímetro de la circunferencia cuyo diámetro es el promedio de los diámetros de los dos

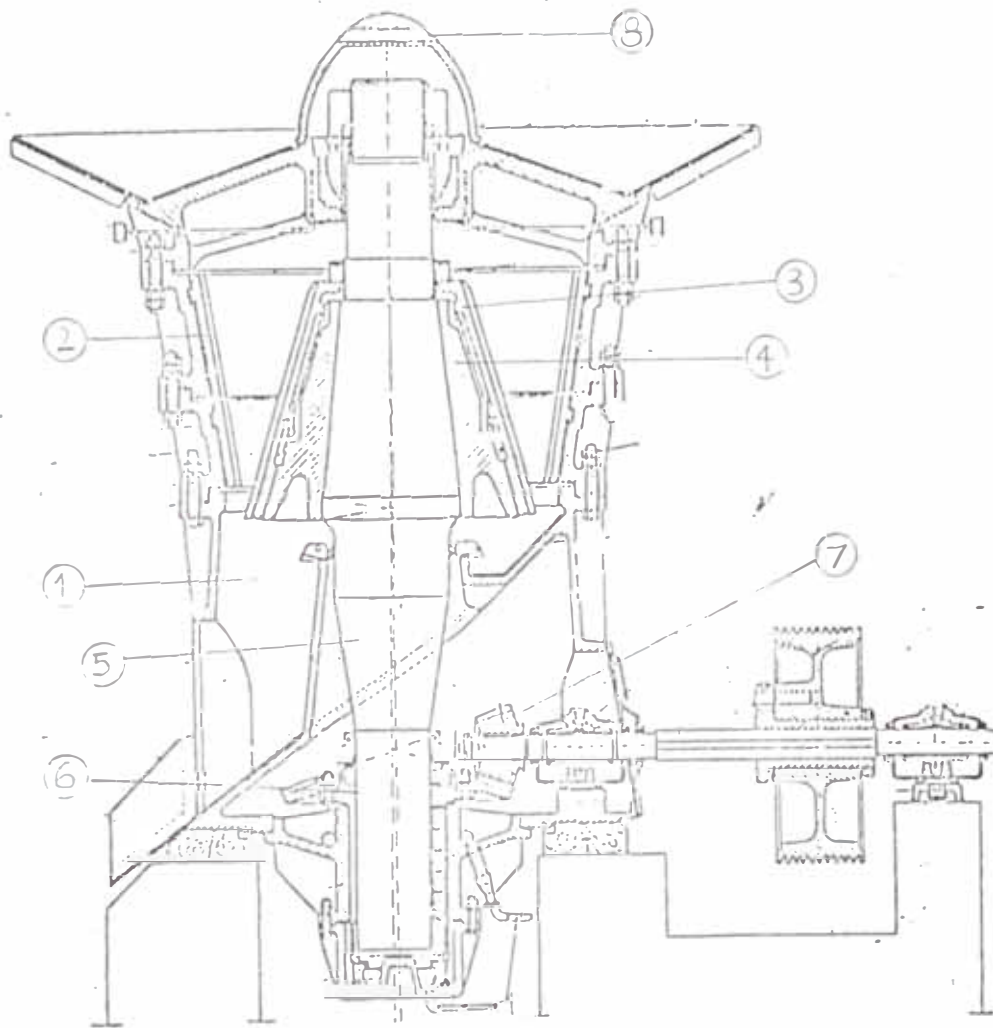


Figura 3.2 - Trituradora giratoria con árbol vertical móvil y con apoyo superior.
(Construcción Wedag).

Leyenda

- 1.- Bastidor.
- 2.- Placa trituradora.
- 3.- Placa trituradora.
- 4.- Cono triturador.
- 5.- Arbol vertical.
- 6.- Manguito excéntrico.
- 7.- Pinón.
- 8.- Tapa.

DIMENSIONES DE LA ABERTURA DE CARGA (mm)	DIMENSIONES DE LOS TROZOS (mm)	RENDIMIENTO (m ³ /h)	R.P.M.	H.P.
825 x 220	400 x 220	15 - 20	480	12 - 20
950 x 290	450 x 290	20 - 30	450	15 - 25
1250 x 400	530 x 400	30 - 60	420	25 - 35
1450 x 400	650 x 400	60 - 80	400	40 - 50
1575 x 480	700 x 480	70 - 90	400	50 - 70
1725 x 525	700 x 525	80 - 110	375	60 - 90
2000 x 600	920 x 600	100 - 200	350	100 - 140
2400 x 780	1100 x 780	150 - 250	300	125 - 170
2800 x 920	1300 x 920	350 - 500	300	180 - 220
700 x 150	250 x 125	8 - 5	500	18 - 22
825 x 170	325 x 150	15 - 20	500	20 - 40
1000 x 200	400 x 175	20 - 40	480	30 - 60
1200 x 200	450 x 175	30 - 60	450	60 - 100
1450 x 250	500 x 225	50 - 75	420	80 - 120

TABLA 3.2 CARACTERISTICAS DE LAS TRITURADORAS IMEDAG.

conos (pulg).

S = Ancho de la abertura de descarga en posición abierta (pulg).

T = Toneladas cortas por hora.

3.1.2 Principales equipos en la trituración secundaria y fina

La etapa secundaria y fina de trituración se llevan a cabo en trituradoras giratorias de cono las cuales pueden ser de cono standard y Short Head, para las etapas secundaria y fina respectivamente. Las trituradoras cónicas del modelo Symons se consideran ideales, para estas etapas de trituración, por sus ventajas de gran razón de reducción y capacidad de tratamiento de grandes tonelajes.

La trituradora Symons se distingue de la giratoria en que la última las zonas de trabajo son dos conos con ápices opuestos, mientras que en la primera los ápices de los conos coinciden. Además el cono está afirmado en el fondo del eje central, y para mejorar la distribución de alimentación la trituradora Symons tiene un plato

distribuidor en el tope del cono central. Cuenta además con resortes que unen la parte superior de la carcasa con la inferior con la finalidad de proteger el equipo contra trozos muy duros o desechos de acero. Este modelo Symons Standard se ilustra en la Fig. 3.3 y sus características son dadas en la Tabla 3.3.

La trituradora Symons Short Head se distingue de la Symons Standard en que son de menor capacidad y que son adaptadas a la trituración fina al hacer el cono central más paralelo a la carcasa exterior. En todos los demás aspectos son casi iguales. Esta trituradora es mostrada en la Fig. 3.4 y sus características son dadas en la Tabla 3.4.

Para reducciones más finas aún, se utilizan las trituradoras cónicas del modelo Gyradiac. Este tipo de trituradora se caracteriza porque es capaz de triturar un lecho de muchas capas de partículas y se dice que esto reduce el desgaste. Los conos tienen ángulos amplios y los que forman entre ellos son relativamente agudos.

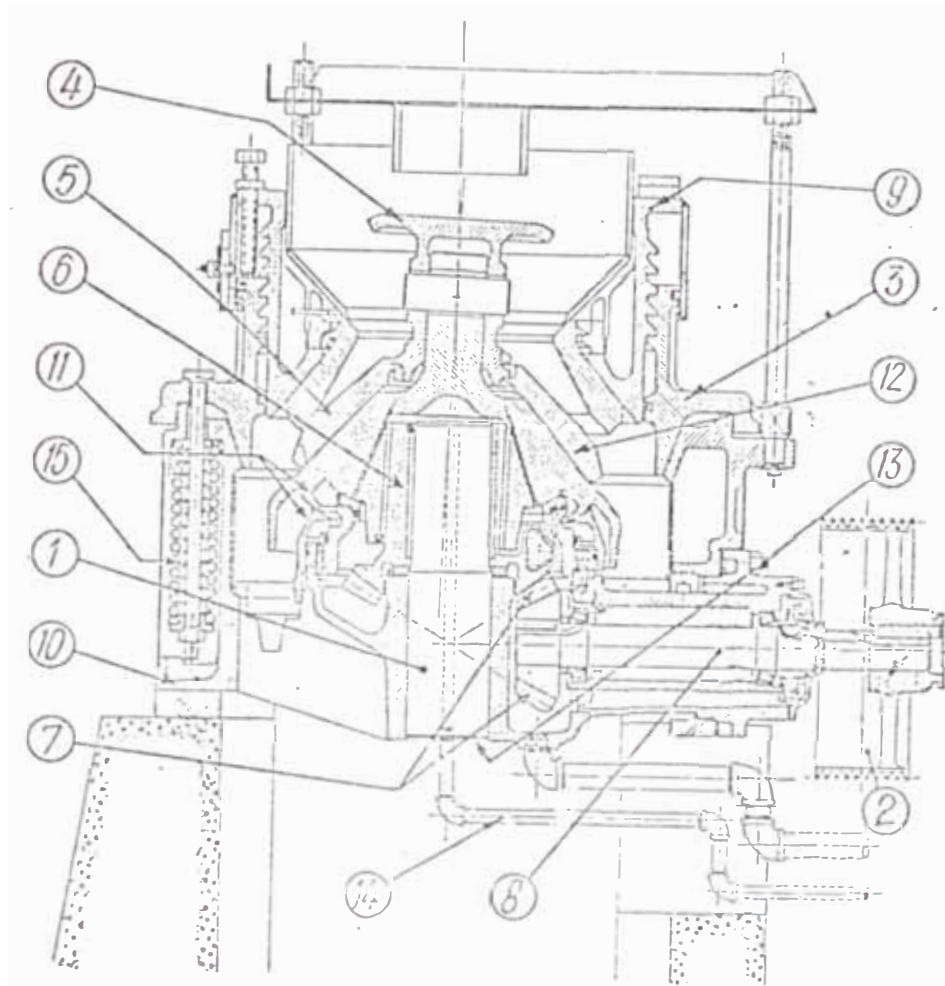


Figura 3.3 - Trituradora cónica con árbol móvil y con apoyo inferior.
(Construcción Symons-Nordberg).

Leyenda

- 1 Arbol vertical.
- 2.- Polea.
- 3.- Marco.
- 4.- Plato.
- 5.- Placa.
- 6.- Casquillo excéntrico.
- 7.- Transmisión.
- 8.- Arbol horizontal.
- 9.- Rosca.
- 10.- Bastidor.
- 11.- Caja protectora de polvo.
- 12.- Placa.
- 13.- Base.
- 14.- Tubería de aceite.
- 15.- Resorte.

CAPACIDADES EN T/H, A LA DESCARGA EN PULGADAS

A	B	1/4"	3/8"	1/2"	5/8"	3/4"	7/8"	1"	1(1/4)"	1(1/2)"	2"	HP
2	2(3/4) - 4	15	20	25	30	35	40	45	50	60		30
3	4(1/8) - 7(1/2)		35	40	55	70	75	80	85	90		60
4	5(5/8) - 9(3/4)		60	80	100	120	135	150	170	180	185	100
4(1/4)	5(3/8) - 11(1/4)			100	125	140	150	175	190	220	250	150
5	7(1/2) - 12(1/4)				145	175	200	230	250	275	300	200
5(1/2)	7(3/4) - 14(1/2)				160	200	235	275	320	365	430	200
7	11 - 18(1/8)					370	400	500	620	750	100	300

A = Tamaño del triturador en pies.

B = Apertura de la alimentación, lado abierto, en pulgadas.

Tabla 3.3 - CARACTERISTICAS DE OPERACION DE LOS TRITURADORES SYMONS DE CONO STANDARD, EN CIRCUITO ABIERTO.

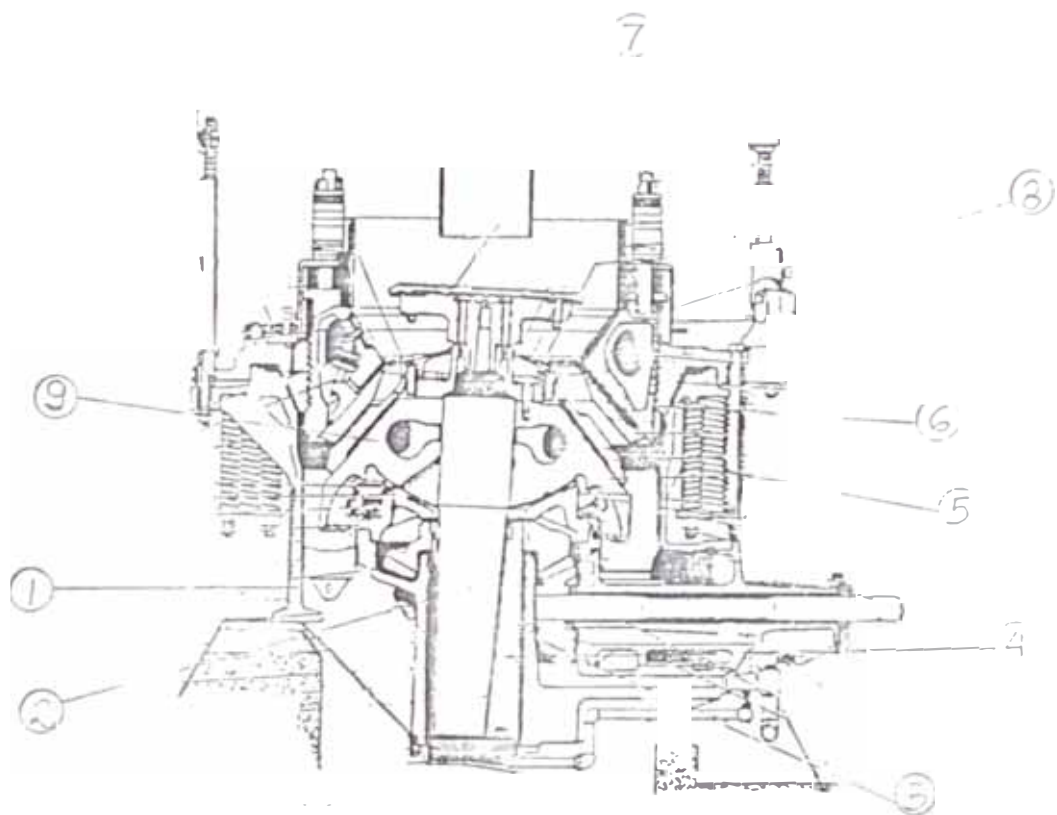


Figura 3.4 - Trituradora cónica de 7 pies. Cabeza Corta para trabajos extra duros.

Leyenda

- 1 Forro carcasa principal.
- 2. Eje principal.
- 3.- Piñón
- 4 Excéntrica.
- 5.- Forro nuez.
- 6.- Taza.
- 7 - Distribuidor de alimentación.
- 8.- Cono de alimentación.
- 9.- Nuez.

CAPACIDADES EN T/H, A LA DESCARGA EN PULGADAS

A	B	3/16"	(1/4)"	3/8"	(1/2)"	5/8"	3/4"	1"
2	1 (1/2) - 2	23	23	25	34	40		
3	2 - 3		68	68	77	95	100	105
4	2(3/4) - 4							
4(1/4)	2(3/4) - 4			115	140	175	192	210
5(1/2)	3(3/4) - 5(1/4)			220	220	280	300	320
7	5 - 7				468	468	500	560
10	7 - 9					935	1040	1350

A = Tamaño del triturador en pies.

B = Apertura de la alimentación, a mínima regulación de descarga, en pulgadas.

Tabla 3.4 - CARACTERISTICAS DE OPERACION DE LOS TRITURADORES SYMONS DE CONO SHORT HEAD, EN CIRCUITO ABIERTO Y A UNA CAMARA DE TRITURACION GRUESAS.

La última etapa de la trituración, por lo general, casi siempre se hace en circuito cerrado con clasificación por tamizaje. Para este fin se utilizan tamices vibratorios. Los tamices vibratorios son los de mayor aplicación en la trituración de minerales; están constituidas por telas metálicas o placas perforadas, **montadas sobre** armazones que vibran a gran velocidad, con oscilaciones que originan **movimientos** circulares, elípticos o de vaivén en un plano oblicuo a la superficie del tamiz. En la Fig. 3.5 se muestra un modelo de tamiz vibratorio. Una **criba de barras vibratorias se muestra** en la Fig. 3.6, así mismo en la Fig. 3.7 se muestra una criba de discos.

3.1.3 Equipos para el almacenaje y transporte del mineral

Los minerales tratados en la planta concentradora son almacenados en tolvas, que pueden ser de concreto o de fierro negro con perfiles de refuerzos estructurales. El mineral proveniente de mina se almacena en la "tolva de gruesos" y el **mineral ya triturado,** que será alimentado a la planta de

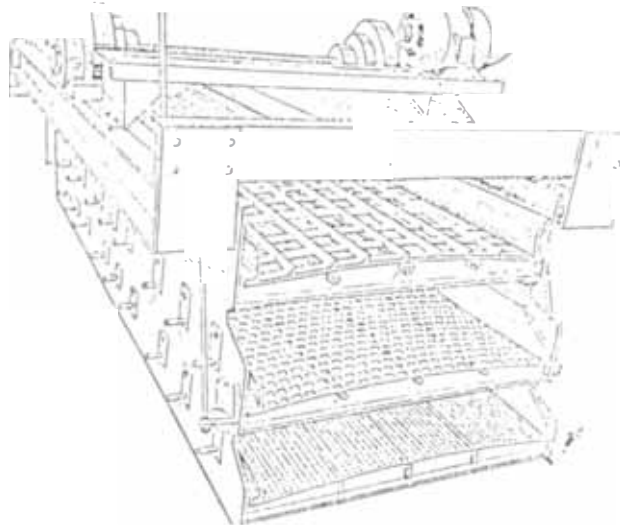


Figura 3.5 - Criba vibratoria de polea descompensada.

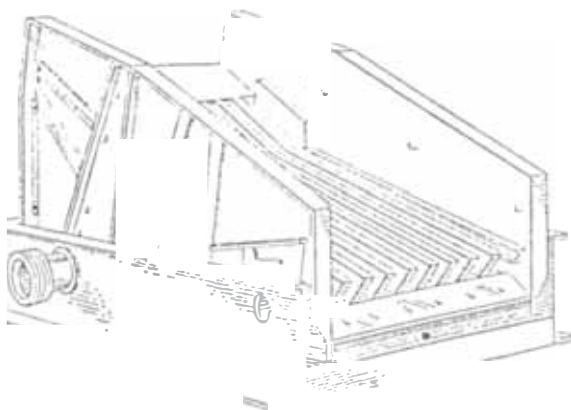


Figura 3.6 Criba de barras paralelas.

molienda, se almacena en la "tolva de finos". La forma generalizada de las tolvas es de pirámide truncada invertida y de base cuadrangular. Para controlar la alimentación del mineral almacenado en las tolvas son utilizados los alimentadores. En las plantas concentradoras son usuales: el alimentador de cadena, el alimentador de placas (estas dos usadas en tolvas de gruesos), alimentadores de fajas (usadas en tolvas de finos), alimentadores de rodillo, alimentadores de estrella, etc.

El transporte de mineral se hace por medio de fajas transportadoras, las cuales son correas sinfín, flexibles, que se desplazan circulando en dos poleas extremas con soportes intermedios convenientemente distribuidos (polines).

Otros dispositivos usuales en las plantas de trituración son: electroimanes, colocados encima de las fajas transportadoras (y con frecuencia antes del ingreso una trituradora) los cuales permiten atrapar piezas metálicas, tales como clavos, tuercas, tornillos, etc., que llegan con el mineral y

que de **ingresar** la trituradora pueden causar graves daños en esta; otro dispositivo usual son las balanzas automáticas, que mide el tonelaje del **mineral** triturado, que generalmente van instalados en la faja transportadora que descarga el mineral en la tolva de finos.

3.1.4 Circuitos de trituración

La asociación de un tamiz con una trituradora es una combinación usual en las etapas de **trituración** sobre todo en las etapas **secundaria** y **fina**. Esta asociación es conocida como un **circuito**. En la **practica** existen múltiples combinaciones entre una **trituradora(s)** y un **tamiz(es)**, pero **básicamente** son **variantes** de dos tipos de circuitos: abiertos y cerrados.

A) Circuitos Abiertos

En este tipo de circuito el tamiz precede la trituradora y **tanto** el pasante del tamiz como el producto de la trituradora forman un **composito** que es **el producto del** circuito. Este circuito

es representado en la Fig. 3.8.

B) Circuitos Cerrados

Dentro de este tipo de circuito tenemos:

B.1) Circuitos cerrados inversos

El alimento al tamiz está formado por un composito entre el producto de la chancadora y el alimento al circuito, siendo el producto del circuito el pasante del tamiz. El circuito se ilustra en la Fig. 3.9.

B.2) Circuitos Cerrados

El alimento a la trituradora es un composito entre el rechazo del tamiz y el alimento al circuito, siendo el pasante del tamiz el producto del circuito. Este circuito se ilustra en la Fig. 3.10.

En estos tipos de circuitos existe un tonelaje que retorna a una operación, el

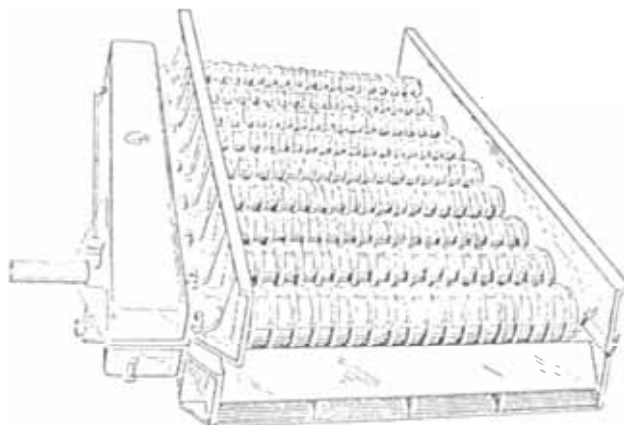


Figura 3.7 - Criba de discos.

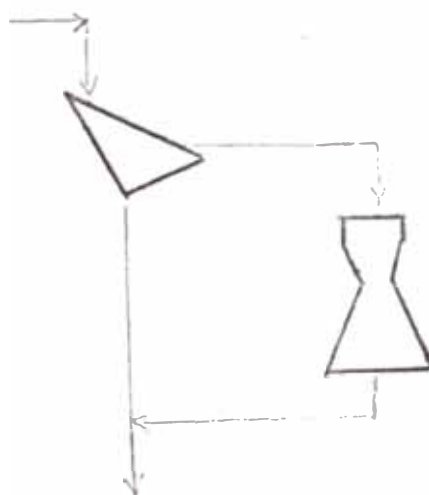


Figura 3.8 Circuito abierto de trituración.

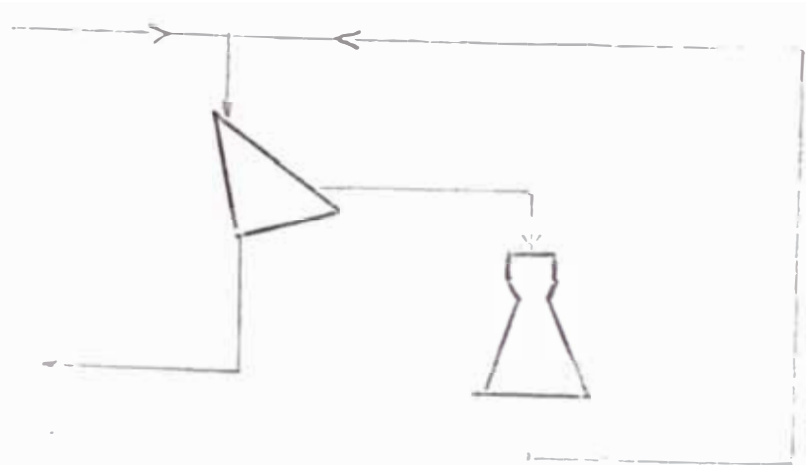


Figura 3.9 - Circuito cerrado inverso de trituración.

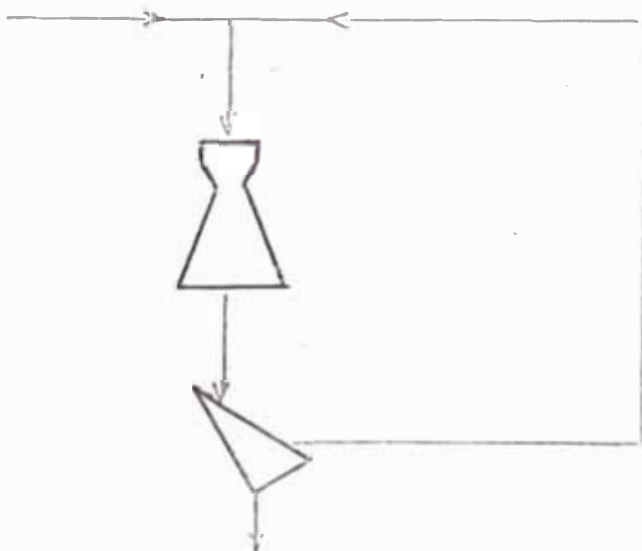


Figura 3.10 - Circuito cerrado de trituración.

cual es conocido como carga circulante. Esta es generada debido a que los productos de trituración nunca son 100% menores que la abertura del tamiz.

3.1.5 Diseño de la planta de trituración

El diseño de la planta de trituración envuelve gran cantidad de consideraciones, requiere de muchas decisiones de ingeniería de gran importancia, así como de detalles operativos. Aparte de las justificaciones económicas la ubicación de planta, el primer paso en el diseño de una planta de trituración es la selección del diagrama de flujo. Esta selección se hace luego del análisis del mineral, y se basa en los resultados y principalmente en la práctica. La preparación de un diagrama de flujo cualitativo es relativamente simple, mientras que la preparación de uno cuantitativo requiere de:

- a) Información exacta de cada fase del diseño.
- b) Conocimiento de la capacidad de la maquinaria, no solamente la optimista

predicción de los fabricantes, sino la realidad de la práctica pasada.

- c) Amplia capacidad de decisión para elegir entre una u otra maquinaria.

Así pues, el primer paso en el diseño de una planta de trituración es la selección del diagrama de flujo y el equipo principal es una manera cualitativa; luego el principal y auxiliar en una manera cuantitativa. Este último está referido esencialmente al transporte de materiales en la planta y por tanto requiere de espacios disponible para la ubicación de los equipos.

3.1.6 Selección de diagramas de flujo cualitativos para plantas trituradoras de diferentes tonelajes que tratan mineral complejo plomo-zinc

Como se mencionó líneas arriba la selección de un diagrama de flujo cualitativo se basa esencialmente en la experiencia. A continuación se describen diagramas de flujos de plantas trituradoras de mineral complejo plomo-zinc operantes en el Perú. La capacidad

de estas se limitará en 1000 TMD (pequeñas y medianas concentradoras) que es el objetivo de este estudio.

A) Plantas trituradoras de hasta 50 TMD

Un ejemplo de planta trituradora de este tamaño es el de la concentradora "Virgen de la Puerta", la cual procesa 50 TMD de mineral complejo plomo-zinc y cuyo diagrama de flujo se ilustra en la Fig. 3.11.

Se observa que la trituración se realiza en una sola etapa (primaria) para lo cual se tiene un circuito abierto entre una parrilla de barras fijas (grizzly) y una trituradora de quijadas. La trituradora de quijadas es de 10" x 16" y es accionado por un motor de 24 Hp.

Este diagrama de flujo es adoptado por todas las plantas de trituración que tratan 50 TMD o menos de mineral complejo Pb-Zn.

B) Plantas trituradoras de 100 TMD

Estas plantas presentan dos etapas de

trituration. La primaria, que consta de un circuito abierto entre un grizzly y una trituradora de quijadas; y la secundaria dada por un circuito abierto entre una trituradora giratoria cónica y un cedazo vibratorio.

Un ejemplo de ello, es la planta trituradora de la concentradora "Monterrey" (Recuay, Ancash). La trituradora de quijadas es de 10" x 21" y accionada por motor de 30 Hp. La trituradora cónica, de 2' y motor de 30 CV. El cedazo vibratorio con un área tamizante de 3' x 7 y motor de 4.8 Hp. El diagrama de flujo de esta planta se observa en la Fig. 3.12.

Aún en plantas mayores, por ejemplo la concentradora "Caridad" (Huarochiri, Lima) de 150 TMD, el diagrama de flujo es el mismo.

C) Plantas trituradoras de 200 TMD

Estas plantas presentan dos etapas de trituración. La primaria, con un circuito abierto entre una trituradora de quijadas y una parrilla vibratoria; y la secundaria en donde, de acuerdo a la dureza, humedad, etc. del mineral, la trituración puede realizarse

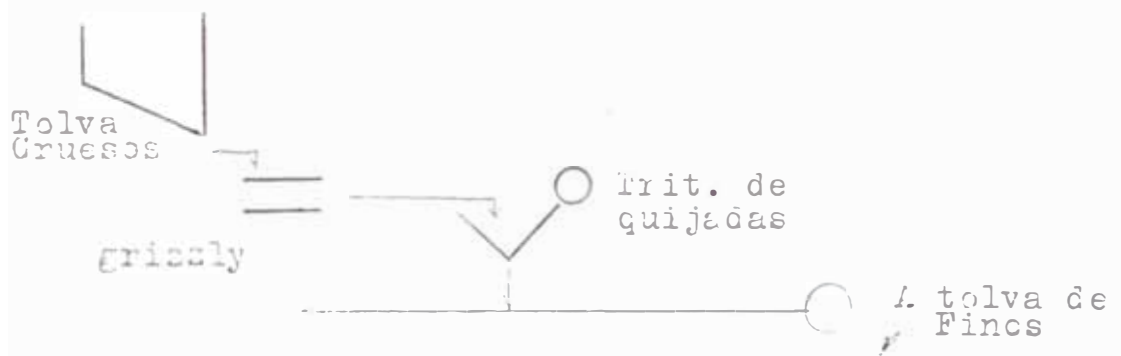


Figura 3.11 - Planta de trituración de 50 TMD.
Concentradora "Virgen de la Fuerta".

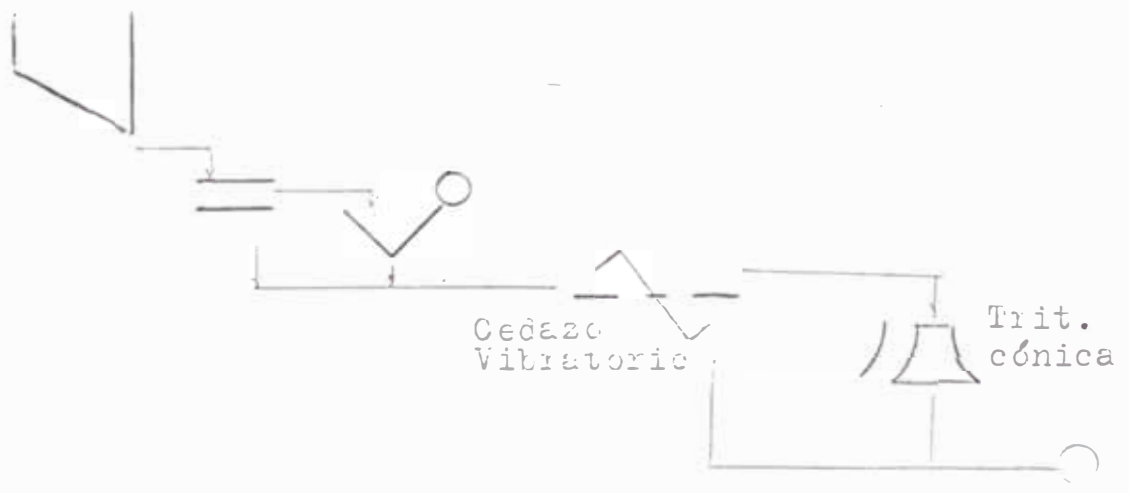


Figura 3.12 - Planta de trituración de 100 TMD.
Concentradora "Monterrey".

en diferentes circuitos. Así por ejemplo, en la concentradora "Chavín" (Castrovirreyna, Huancavelica), en donde el mineral es un tanto blando, la trituración secundaria se realiza en circuito abierto. En la concentradora "Cochas" (Yungay, Ancash), donde se trata un mineral un tanto duro, la trituración secundaria se realiza en circuito cerrado. Pero, la gran mayoría de plantas trituradoras que procesan mineral Pb-Zn de este tonelaje, presentan una trituración secundaria en circuito cerrado inverso. Este es el caso, por ejemplo, de la concentradora "Mesapata" (Recuay, Ancash), cuyo diagrama de flujo es mostrado en la Fig. 3.13. La trituradora de quijadas es de 10" x 24" y motor de 48 Hp. La trituradora cónica es de 2' y motor de 42.4 Hp. El cedazo vibratorio con un área tamizante de 3' x 6' y motor de 3 Hp.

D) Plantas trituradoras de 400 TMD

Estas concentradoras presentan dos etapas de trituración. La etapa primaria consistente en un circuito abierto entre una parrilla vibratoria y una trituradora de quijadas. La

etapa secundaria, al igual que el caso anterior, puede realizarse en diferentes circuitos dependiendo de las características del mineral. Por ejemplo, en la concentradora de la Cia. Minera "Austria Duvaz" (Yauli, Junín) la trituración secundaria se realiza en circuito abierto, esto debido quizás a un mineral Pb-Zn un tanto blando. En la concentradora de la Soc. Minera "Gran Bretaña" (Huari, Ancash), se tiene un circuito entre una trituradora cónica y dos cedazos vibratorios. Uno de ellos, en circuito abierto con la trituradora, y el otro en circuito cerrado con el circuito anterior. Esta combinación tiene por efecto aumentar la eficiencia de cernido y reducir la carga a la trituradora. Esta necesidad puede deberse, quizás, a un mineral más duro de lo usual.

Aún así, en la mayoría de las plantas concentradoras, la trituración secundaria se realiza en circuito cerrado inverso entre una trituradora cónica y un cedazo vibratorio. Este es el caso del complejo minero "Centraminas" (Yauli, Junín), en donde la trituradora de quijadas es de 26" x 24" y

motor de 40 Hp, el grizzly vibratorio de 3' x 6' y motor de 14 Hp, la trituradora cónica de 3.75' y motor de 120 Hp; y el cedazo vibratorio de 5' x 10' y motor de 14 Hp. El diagrama de flujo se muestra en la Fig. 3.14.

E) Plantas trituradoras de 1000 TMD

El diagrama de flujo anterior se repite aun para plantas trituradoras mayores. Por ejemplo, en la concentradora "Chapi" (Arequipa, Arequipa), que trata mineral de cobre (un tanto más duro que el mineral Pb-Zn), de 300 TMD, la trituración se realiza con el mismo diagrama de flujo. La trituradora de quijadas es de 28" x 36", la trituradora cónica de 4¼', y el cedazo secundario de 5' x 5' de área tamizante.

Pero para plantas trituradoras de 1000 TMD ó mayores, la limitación de contar con una trituradora comercial con la capacidad requerida para producir un producto con la granulometría adecuada para la molienda genera dos alternativas: la utilización de un circuito secundario con dos trituradoras cónicas en paralelo y/o cedazos vibratorios

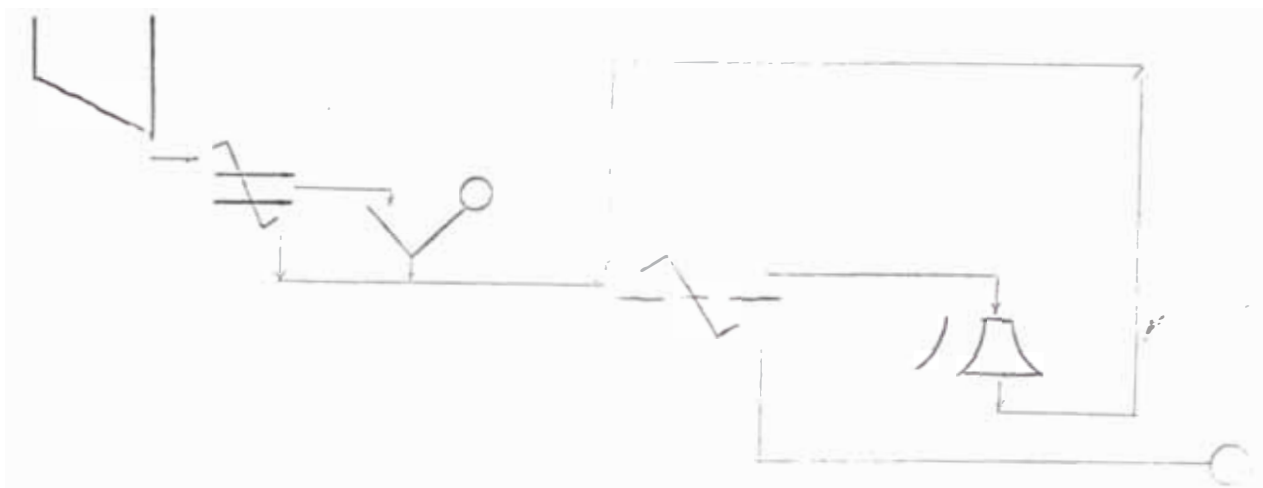


Figura 3.13 - Planta de trituración de 200 TMD.
Concentradora "Mesapata".

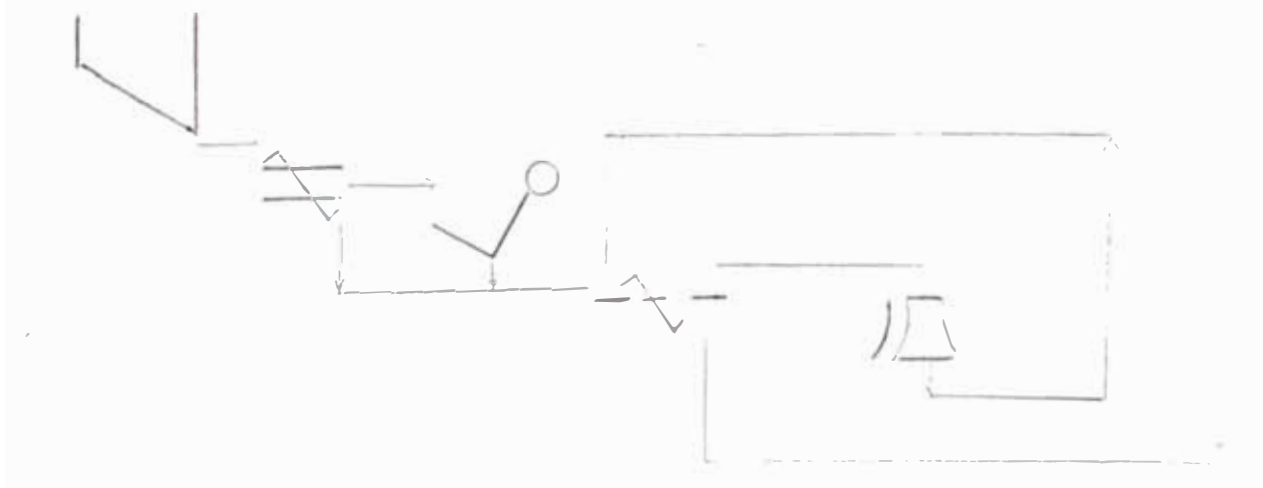


Figura 3.14 - Planta de trituración de 400 TMD.
Complejo Minero "Centraminas".

antes y después de la trituradora. Como en el caso de la concentradora "Gran Bretaña"; ó la utilización de una etapa más de trituración.

Como ejemplo del primer caso, tenemos la concentradora "Carhuacayan" (Yauli, Junín), en la cual la planta trituradora tiene el diagrama de flujo mostrado en la Fig. 3.15. La trituradora de quijadas es de 20" x 42" con motor de 75 Hp, el grizzly vibratorio de 4' x 6' de área tamizante y motor de 9 Hp, una de las trituradoras cónicas de 4¼' y motor de 150 Hp, la otra de 3' con motor de 75 Hp; y el cedazo vibratorio secundario con un área tamizante de 6' x 12' y motor de 18 Hp.

Pero la posibilidad más adecuada es la de tener una etapa más de trituración. La primera etapa constaría de un circuito abierto entre una trituradora de quijadas y un grizzly vibratorio. La segunda etapa, de un circuito abierto entre una trituradora giratoria ó cónica y un cedazo vibratorio de uno ó dos pisos, y la tercera etapa de un circuito abierto entre una trituradora cónica un cedazo vibratorio de un piso. El

diagrama de flujo se muestra en la Fig. 3.16. Según la dureza del mineral el pasante del cedazo secundario pueda ser producto final (mineral blando) o alimento al cedazo terciario (mineral de dureza normal ó duro).

Un diagrama de flujo de este tipo para la trituración tiene como ventaja principal que permite ampliaciones futuras en la capacidad de tratamiento de la planta.

Diagramas de flujo similares tienen plantas trituradoras de mayor capacidad, por ejemplo la concentradora "Mahr Tunnel" (Yauli, Junín) de 1350 TMD o la concentradora "San Vicente" (Tarma, Junín) de 2000 TMD. Las principales desventajas son, un mayor costo de equipos así como el requerimiento de mayor espacio para la disposición de los mismos.

De los diferentes diagramas de flujo de las plantas de trituración de mineral complejo plomo-zinc que han sido mencionadas se puede observar lo siguiente:

1. Todas ellas utilizan en la trituración primaria un circuito abierto entre una

tritурadora de quijadas y una parrilla de barras fijas (grizzly) ó una parrilla vibratoria. El uso de esta última se requiere en plantas de 200 TMD ó mayores. Con ella la eficiencia en el tamizaje es mayor y por lo tanto el tonelaje tratado en la trituradora de quijadas es menor, obteniéndose así una trituración más eficiente y un menor consumo de potencia.

Para plantas de trituración mayores se requieren trituradoras de quijadas más grandes un tamizaje más eficiente. Pero mientras más grande la trituración el grado de reducción a obtener es menor, llegando el momento de ser necesario el uso de dos trituradoras en paralelo. En este caso, el uso de una trituradora giratoria es preferible, pues su capacidad, para la misma abertura de boca, supera a la de las chancadoras de mandíbula en 2 ó 2.5 veces. El uso de una trituradora giratoria en la trituración primaria es frecuente en plantas de más de 3000 TMD.

2. Para plantas de más de 50 TMD, la trituración primaria no es suficiente para producir un producto adecuado para la molienda, siendo necesaria la trituración secundaria. Esta se realiza en circuito entre una trituradora giratoria cónica y un cedazo vibratorio. Para plantas menores 200 TMD el circuito de trituración es abierto, pero para tonelajes mayores, este tipo de circuito no proporciona los grados de reducción requeridos, siendo necesario el uso de un circuito cerrado. Para el mineral complejo plomo-zinc el circuito cerrado inverso de trituración es el más adecuado. Para minerales más duros sería necesario el uso de un circuito cerrado.

El cedazo vibratorio, para plantas de trituración de estos niveles de tratamiento, es de sólo un piso.

3. Conforme aumenta la capacidad de tratamiento de la planta de trituración se requerirá una trituradora cónica más grande así como una mayor eficiencia en el cernido. Pero alrededor de las 1000

TMD, el circuito cerrado **inverso** ya no proporciona el grado de reducción requerido, siendo necesario el uso de otra etapa de trituración. Como se explicó anteriormente, el uso de más de un **cedazo** vibratorio puede evitar la necesidad de una etapa más de chancado, pero las ventajas, ya mencionadas de este último, son las preferibles.

4. **Para plantas de 1000 TMD ó mayores** el cedazo vibratorio secundario es de doble piso, y el pasante del cernido es ya **producto final**. La trituradora secundaria es, normalmente, una giratoria cónica **Symons Standard**: el **cedazo vibratorio** terciario es de sólo un piso y va en circuito abierto con una trituradora terciaria que es normalmente una trituradora cónica **Symons Short Head**.

5. Las plantas de trituración aparte de los equipos principales (trituradores y cedazos), presentan equipos de almacenaje y transporte de mineral. Como

ya se mencionó el mineral (grueso y fino) son almacenados en tolvas. La tolva de gruesos (pueden ser más de una) tienen adosada en la parte superior una parrilla (que evita el ingreso a la tolva de trozos demasiados gruesos), y en la parte inferior cuentan con un alimentador (de cadenas, placas, reciprocante, etc.). La capacidad total de las tolvas de gruesos depende del tipo de suministros de mineral. Mientras el suministro sea más continuado la tolva será de menor capacidad. A más intermitencia la capacidad requerida será mayor llegando a ser un tanto mayor a la capacidad de tratamiento de la planta.

El transporte de mineral se hace a través de fajas transportadoras, las cuales son diseñadas en base al tonelaje a tratar y teniendo consideración al espacio disponible para su ubicación.

3.1.7 Dimensionamiento de los principales equipos para plantas de trituración de diferentes tonelajes que tratan mineral complejo Pb-Zn

En el dimensionamiento de los equipos principales de una planta de trituración deben tenerse en cuenta algunas consideraciones importantes que a continuación se mencionan:

a) Trituradoras

El dimensionamiento de las trituradoras consiste en la determinación de dos factores: la especificación de la trituradora adecuada para procesar un determinado tonelaje, y la potencia que debe ir conectado a la misma.

El primer factor, debe precisar la trituradora que será la adecuada para procesar un determinado tonelaje horario, recibiendo un alimento cuyos trozos más grandes deberán ser aceptados por la abertura de alimentación de la trituradora y originar un producto de tamaño adecuado. El segundo factor

indica la potencia que será necesaria proporcionar a la máquina para realizar el proceso de **reducción de tamaño**. La principal consideración en cada etapa de trituración para una máxima producción es un eficiente cálculo de la potencia. El triturador debe ser alimentado y trabajar en **condiciones** próxima a la máxima carga de potencia.

El consumo de potencia por tonelada de alimentación no es por sí sola una medida de productividad. La eficiente utilización de la potencia, través de una adecuada aplicación de la cámara de alimentación, de acuerdo con la **alimentación** y productos requeridos, determinan la **óptima** producción por caballo consumido.

b) Tamices

El dimensionamiento de tamices consiste en el cálculo del largo y ancho de la **superficie** tamizante que cumple la función requerida en una operación de **reducción de tamaños**.

Para las parrillas de sacudidas y los cedazos vibratorios es también necesario la determinación de la potencia del motor que accionará el mecanismo del tamiz. Como se verá más adelante, el consumo de energía de un tamiz vibratorio es prácticamente despreciable comparado con los consumos de energía de las trituradoras. El costo más importante está determinado por la renovación de los tamices gastados (cubiertas). La renovación puede retardarse, con una elección adecuada de la cubierta, una adecuada concordancia entre la amplitud y frecuencia de oscilación (de manera que las partículas tengan una eficaz exposición a la superficie), y una adecuada inclinación del cedazo.

A continuación se detallarán las especificaciones de los equipos principales de plantas de trituración de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD que tratan mineral complejo plomo-zinc, dando a conocer la potencia necesaria para su accionamiento así como otras características importantes. El método

de diseño se da en el apéndice A, el cual se ilustra con los cálculos para una planta de 1000 TMSL de mineral plomo-zinc. En el se conjugan valores de índice de trabajo granulometría de productos de trituradoras y datos empíricos exclusivos para la trituración de mineral complejo plomo - zinc.

A. Planta trituradora de 50 TMD

Etapas de trituración: Primaria.

Circuito de trituración: abierto, entre una trituradora de quijadas y una parrilla de barras fijas.

Características y especificaciones de equipos y accesorios:

- Tolva de gruesos de 60 TM de capacidad, construida de planchas de acero de ¼" de espesor, en secciones desarmables, debidamente reforzada con su respectiva compuesta de regulación y estructura de soporte. Con parrillas de rieles de 30 lbs/yda.
- Grizzly de 3' x 5' fabricado con

platinas de 3/4" de espesor con abertura de 1" y chute con plancha de 3/16" de espesor

- Chancadora de quijadas de 10" x 16", con casco de acero fundido, muelas de acero al Mn, motor eléctrico trifásico de 24 Hp para 440 volts, arrancador y accesorios. Abertura de descarga 1/2".

Chute de descarga para la chancadora con planchas de acero de 3/16".

- Para el transporte de mineral se usa una cinta transportadora de 16" de ancho. La longitud estará determinada por la disposición de los equipos. Se asume que el sistema está accionado por un motor eléctrico de 3.6 Hp y 440 volts.

Consumo de energía total: 1.73 Kw-hr/TM.

B. Planta trituradora de 100 TMD

Etapas de trituración: Primaria y secundaria.

Trituración primaria: Circuito abierto

entre trituradora de quijadas / grizzly.

Características y especificaciones de equipos y accesorios:

- Tolva de gruesos de 120 TM de capacidad de fierro negro con perfiles de refuerzos estructurales y parrilla con rieles de 30 lbs/yda.
- Alimentador de placas de 32" x 7", accionado por motor eléctrico trifásico de 4.8 Hp y 440 volts.
- Grizzly de 3' x 5' base de rieles de 20 lbs/yda., con abertura de 1½", y su respectivo chute.
- Chancadora de quijadas de 10" x 21", accionado por motor eléctrico de 30 Hp y 220/440 volts. Abertura de descarga 1".

Trituración secundaria: Circuito abierto entre trituradora cónica y cedazo vibratorio.

Características y especificaciones de equipos y accesorios:

- Cedazo vibratorio de 1 piso, de 3'

X " " abertura de malla de $\frac{1}{2}$ ",
accionado por motor eléctrico
trifásico de 4.8 Hp y 220/440
volts.

- Chancadora giratoria cónica de 2',
abertura de descarga de $\frac{1}{2}$ ",
accionada por motor eléctrico
trifásico de 30 Hp y 220/440 volts,
sistema de reducción y accesorios.

Para el transporte de mineral se
considera el uso de 2 faias
transportadoras de 16" de ancho,
accionada c/u por motor de 3.6 Hp.

Consumo Total de Energía: 2.77 Kw-hr/TM.

C. Planta trituradora de 200 TMD

Etapas de trituration: Primaria y
secundaria.

Trituración Primaria: Circuito abierto
entre trituradora de quijadas y parrilla
vibratoria.

Características y especificaciones de
equipos y accesorios:

- Tolva de gruesos de 150 TM de capacidad, parrilla con rieles de 100 lbs/yda.
- Alimentador de placas, de 3' x 7' accionado por motor eléctrico trifásico de 4.8 Hp y 440 volts.
- Parrilla vibratoria de 2' x 5', accionado por motor eléctrico trifásico de 4 Hp y 440 volts.
- Chancadora de Quijadas de 10" x 14", con motor eléctrico de 40 Hp y 440 volts. Abertura de descarga 10".

Trituración Secundaria: Circuito cerrado inverso entre una trituradora conica y un cedazo vibratorio.

Características y especificaciones de equipos y accesorios:

- Cedazo vibratorio de 1 piso de 4' x 10', abertura de malla de 1/2", accionada por motor eléctrico de 60 Hp, 440 volts, sistema de reducción y accesorios.

Para el transporte de mineral se considera 2 fajas transportadoras de 7' de ancho, accionada cada una por motor de 4 Hp.

Consumo total de energía: 2.59 Kw-hr/TM.

D. Planta de trituración de 400 TMD

Etapas de trituración: Primaria
secundaria.

Trituración Primaria: Circuito abierto entre trituradora de quijadas y parrilla vibratoria

Características y **especificaciones** de equipos y accesorios:

- Tolva de gruesos de 250, TMH, parrilla con rieles de 60 lbs/yda.
- Alimentador de placas de 3' x 11', accionado por motor eléctrico trifásico de 4.8 Hp y 440 volts.
- Parrilla **vibratoria** de 3' x 11' accionado por motor eléctrico trifásico de 14 Hp y 440 volts.
- **Chancadora** de **quijadas de 16" x 24"**, accionado por motor eléctrico

Trifásico de 45 Hp / 220/440 volts.

Abertura de descarga de 2½"

Trituración Secundaria: Circuito cerrado inverso entre una trituradora giratoria cónica y cedazo vibratorio.

Características especificaciones de equipos y accesorios:

- Cedazo vibratorio de un piso de 5' x 10', abertura de malla de ½", accionada por motor eléctrico trifásico de 14 Hp.
- Chancadora giratoria de 3(¾)', con abertura de salida de ½", accionada por motor eléctrico de 120 Hp y 220/440 volts.

Se considera 3 fajas transportadoras de 2' de ancho, para el transporte del mineral, accionado cada una por motor de 5 Hp.

Consumo Total de Energía: 2.64 Kw-hr/TM.

E. Planta de trituración de 1000 TMD

Etapas de trituración: Primaria, Secundaria y Terciaria.

Trituración Primaria: Circuito abierto entre una trituradora de quijadas y una parrilla vibratoria.

Características especificaciones de equipos y accesorios:

- Tolva de gruesos de 300 TM de capacidad, parrilla con rieles de 60 lbs/yda. y 10" de abertura.
- Alimentador de placas de 32" x 12'6", accionado por motor trifásico de 6.6 Hp.
- Parrilla vibratoria de 4' x 8', accionado por motor eléctrico trifásico de 9 Hp y 220/440 volts.
- Chancadora de quijadas de 20" x 36", abertura de descarga de 3½", accionado por motor eléctrico trifásico de 50 Hp, 220/440 volts.

Trituración Secundaria: Circuito abierto entre una trituradora cónica y cedazo

vibratorio de dos pisos.

Características y especificaciones de equipos y accesorios:

- Cedazo vibratorio de 2 pisos de 12', el primer piso con malla de 2" y el piso inferior con malla rectangular de $\frac{1}{2}$ " y $\frac{3}{4}$ ", accionado por motor eléctrico trifásico de 18 Hp
- Trituradora Symons Standard de 4', con abertura de descarga de $\frac{3}{4}$ ", accionado por motor de 100 Hp y 220/440 volts.

Trituración Terciaria: Circuito abierto entre cedazo vibratorio de un piso y trituradora cónica.

Características y especificaciones de equipos y accesorios:

- Cedazo vibratorio de un piso, malla de $\frac{1}{2}$ ", de 7' x 14', accionado por motor eléctrico trifásico de 23 Hp, 220/440 volts.
- Trituradora Symons Short Head de 3', con abertura de descarga de $\frac{1}{2}$ ",

accionada por motor eléctrico trifásico de 60 Hp, 220/440 volts.

Para el transporte del mineral se considera 3 fajas transportadoras de 2' accionadas por tres motores de 10 Hp c/u.

Consumo Total de Energía: 1.86 Kw-hr/Tm.

3.2 MOLIENDA

La Molienda es la segunda operación de conminución. El objetivo fundamental de una planta de molienda es finalizar la liberación del mineral, iniciada en la planta de trituración, de forma tal que la flotación puede realizarse óptimamente. Para ello, el producto debe tener una granulometría ni muy gruesa (que el mineral no haya sido liberado adecuadamente), ni muy fina (con formación excesiva de lamas). De acuerdo a las necesidades, el producto tiene un tamaño entre 48 a 100 mallas. Las operaciones de reducción de tamaño son caras por lo alto del consumo de energía, alto costo de los medios de molienda y desgaste de los equipos. Es por esto, el mineral debe ser molido hasta lo requerido por las

necesidades metalúrgicas y no más fino.

Para las plantas de molienda que procesan mineral complejo Pb-Zn, la granulometría del producto deberá ser determinada desde el punto de vista técnico y económico. Es usual para este tipo de mineral los siguientes requerimientos granulométricos: Malla +48, 24%; malla +200, 31%; malla -200, 45% (mínimo). Minerales más diseminados requerirán una molienda más fina.

La molienda en la concentración de minerales se realiza en húmedo, en molinos cilíndricos con bolas o barras como medio de molienda, y clasificadores intercalados con los molinos que permiten eliminar del circuito de molienda las partículas minerales que ya han adquirido el tamaño adecuado. Las pulpas son transportadas por bombas centrifugas, las cuales también son utilizadas en la planta de flotación.

En la siguiente sección se describirán los principales equipos en los circuitos de molienda, así como las condiciones operativas con las cuales se trabaja en las plantas de molienda de mineral complejo Pb-Zn. Ello nos permitirá luego un adecuado diseño de los principales equipos.

3.2.1 Principales equipos en la planta de molienda

Los equipos principales en la molienda lo constituyen los molinos, los clasificadores y las bombas de transporte de pulpa.

3.2.1.1 Molinos

Los molinos son cilindros rotatorios forrados interiormente con materiales resistentes, cargados en una fracción de su volumen con mineral y barras ó bolas de acero que al girar el molino ejercen fuerzas de desgaste y/o impacto sobre el mineral reduciendo su tamaño.

En la Fig. 3.17 se ilustra un molino de barras de descarga por rebalse. Este tipo de molinos pueden ser operados en circuitos abiertos o cerrados con clasificadores mecánicos ó hidrociclones. Los radios de reducción de estos molinos están en el orden de 28 a 1. Este tipo de molinos es recomendado cuando se requiere un producto más grueso de 35 mallas. Los molinos de barras ofrecen la ventaja de producir

una **cantidad** mínima de finos en el producto. Así, los molinos de **barras** proveen los medios más económicos de reducción de **tamaño** para la preparación de la **alimentación** los molinos de bolas. Es por eso que en la **mayoría de** los circuitos modernos de **molienda** molinos de **barras son** usados delante de los circuitos de molienda por bolas. En la **Tabla 3.5** se muestran las principales especificaciones para molinos de barras de diferentes tamaños.

Los molinos de bolas son usados cuando se requiere una molienda de 28 mallas o más fina. Los molinos de bolas pueden ser usados en circuitos abiertos o cerrados con clasificadores mecánicos ó hidrociclones. Los molinos de bolas son clasificados de acuerdo a la descarga como: **molinos de descarga por rebalse**, y molinos de descarga por **parrilla** (ver Fig. 3.18). Un esquema de un típico molino de bolas es mostrado en la Fig. 3.19 y sus principales especificaciones para diferentes tamaños de **molinos son** dadas en la **Tabla 3.6**.

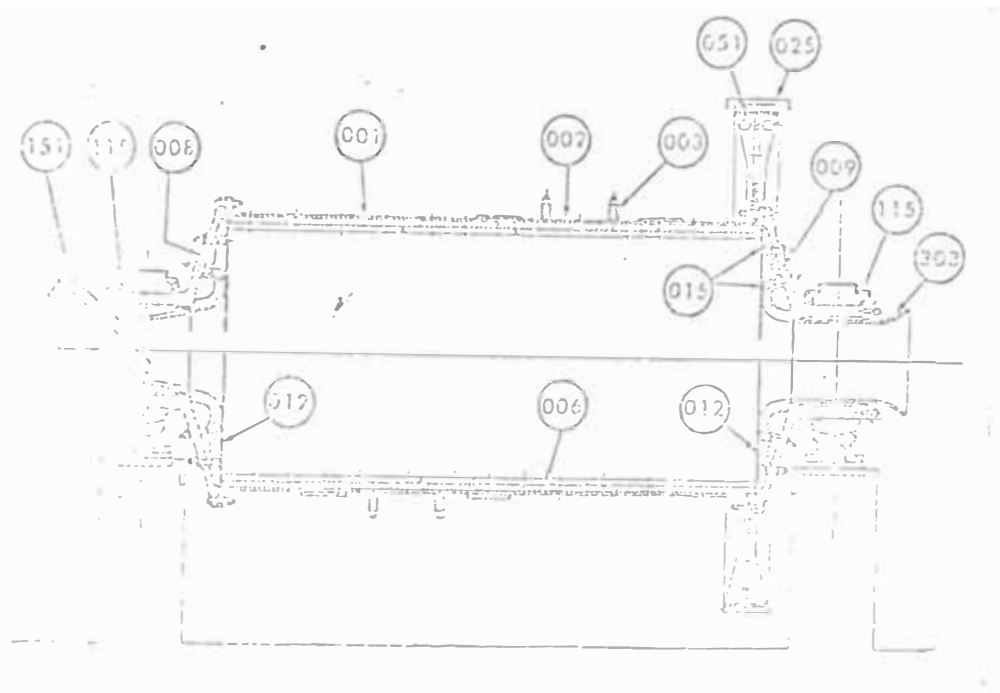


Figura 3.17 - Molino cilíndrico de barras.
(Fabricación Allis Chalmers).

Leyenda

- 001 Cuerpo.
- 002 Trampa.
- 006 Placas.
- 008 Base.
- 009 Base.
- 012 Guarnición.
- 015 Guarnición.
- 025 Caja de defensa de engranaje.
- 051 Rueda dentada de acero.
- 115 Cojinetes.
- 151 Conducto de ingreso de material.

TAMAÑO MOLINO D x L (PIES) *	RPM	MOTOR NORMAL HP	CARGA BARRAS (LBS) **	CAPACIDAD DEL MOLINO TCS D ***		
				TAMAÑO DE MALLA PRODUCTO		
				4m	14 m	35 m
3 x 5	32	20	7,000	120	75	53
3 x 6	32	25	8,500	144	87	64
3 x 8	32	30	11,500	192	101	83
4 x 6	27	40	13,000	288	170	128
4 x 8	27	50	18,000	384	220	165
4 x 10	27	60	23,000	480	265	198
5 x 8	24	75	27,000	607	370	280
5 x 10	24	100	34,000	810	450	340
5 x 12	24	125	42,000	975	540	410
6 x 10	22	200	49,000	1180	700	520
6 x 12	22	200	59,000	1440	805	602
7 x 10	20	250	68,000	1800	1040	754
7 x 12	20	300	82,000	2160	1180	898
8 x 12	17.5	400	105,000	2880	1650	1265
8 x 14	17.5	450	122,000	3250	1925	1475
9 x 12	15	500	134,000	3930	2240	1725
9 x 14	15	600	156,000	4480	2610	2010
10 x 12	14.1	700	166,000	5200	2980	2280
10 x 14	14.1	800	195,000	6060	3470	2680

Tabla 3.5 DIMENSIONES Y ESPECIFICACIONES DE MOLINOS DE BARRAS DE DIFERENTES TAMAÑOS.

Diámetro y largo son medidos dentro de los forros nuevos.

** Las barras ocupan el 45% del volumen del molino.

*** Las capacidades son basadas sobre circuitos abiertos de molienda en humedo, para una alimentación de mineral de dureza media y de menos de 3/4".

TAMAÑO MOLINO D x L (PIES) *	RPM **	MOTOR NORMA HP	CARGA BOLAS (LBS) ***	PESO MOLINO (LBS)	CAPACIDAD MOLINO (TCSD)
3 x 3	33	10	2800	9000	13
3 x 4	33	15	3700	9900	17
3 x 5	33	20	4600	10800	22
3 x 6	33	20	5500	11700	27
4 x 4	29	25	6600	20500	36
4 x 5	29	30	8200	22400	45
4 x 6	29	40	9800	24300	55
4 x 8	29	50	13000	28100	74
5 x 5	26	50	12400	29100	71
5 x 6	26	60	14900	31200	85
5 x 8	26	75	21800	35400	116
5 x 10	26	100	24800	42000	146
6 x 5	23.5	100	17900	54000	125
6 x 6	23.5	125	21500	57500	152
6 x 8	23.5	150	28700	64500	202
7 x 5	21.7	150	24300	75800	190
7 x 6	21.7	200	29200	79900	230
7 x 7	21.7	200	34000	84100	275
7 x 9	21.7	250	43800	92600	360
8 x 7	20.5	250	44300	114000	387
8 x 8	20.5	300	50600	121000	448
8 x 9	20.5	350	56900	128000	501
8 x 10	20.5	400	63300	135000	560
9 x 8	19.1	400	64200	149500	620
9 x 9	19.1	450	72200	159000	700
9 x 10	19.1	500	80300	168500	790

Tabla 3.6 - ESPECIFICACIONES PARA MOLINOS DE BOLAS DE DIFERENTES TAMAÑOS.

* Diámetro y largo son medidos dentro de forros nuevos.

** Los RPM del molino son aproximadamente el 75% de la velocidad crítica.

*** Las bolas ocupan el 45% del volumen del molino.

3.2.1.2 Clasificadores

Los clasificadores son usados en los circuitos de molienda para evitar que el mineral de tamaño adecuado ingrese nuevamente al molino disminuyendo la eficiencia en la molienda y produciendo un exceso de lamas.

Por mucho tiempo los clasificadores más usados en el tratamiento de minerales fueron los basados en la separación hidráulica; es decir, la diferencia de velocidades de caída de granos de distintas dimensiones, en una corriente de agua. Por el principio de su acción, se distinguen los separadores de rastrillos, de mesa y helicoidales.

Estos clasificadores de separación hidráulica también son conocidos como separadores mecánicos. Tanto el separador de rastrillos como el separador helicoidal (Akins) fueron los primeros clasificadores utilizados con buenos resultados para la molienda en circuito cerrado. Se puede lograr

separaciones de hasta malla 325 con índices reducidos de tonelaje. En las Figs. 3.20 y 3.21 se ilustran un separador de rastrillos y un helicoidal respectivamente. Asimismo, sus características son dadas en las Tablas 3.7 y 3.8. Estos separadores son usualmente utilizados en las etapas primarias de molienda al poder recibir partículas de hasta 1" en la alimentación.

Para separaciones más finas se utilizaron por mucho tiempo los clasificadores de tambor, pero en los últimos años han sido desplazados por los hidrociclones. En realidad, los hidrociclones están reemplazando a los clasificadores mecánicos en los circuitos cerrados de molienda. Estos son aparatos de muy bajo costo de capital y con gran capacidad para efectuar separaciones extremadamente finas así como de proporcionar una separación dada con un porcentaje elevado de sólidos en la descarga. En la Fig. 3.22 se ilustra un hidrociclón

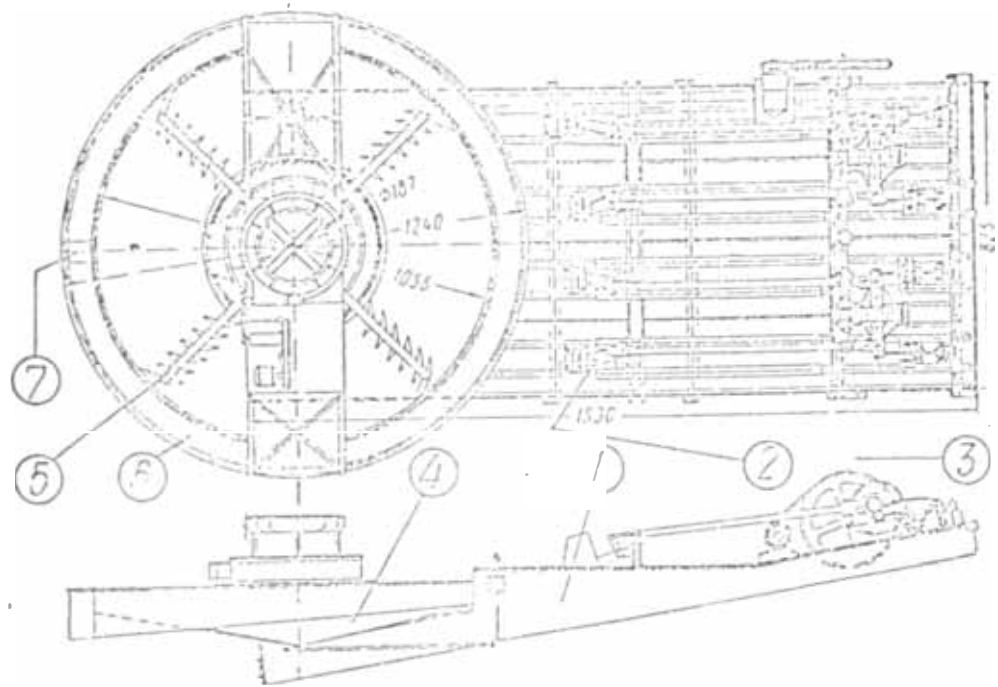


Figura 3.20 - Clasificador de rastrillos con taza.
(Fabricación Dorr).

Leyenda

1. Cajón.
2. Rasquetas.
3. Transmisión.
4. Taza.
5. Rastrillos giratorios.
6. Canaleta anular.
7. Abertura de desalajo de partículas pequeñas.

TAMAÑO MATERIAL	RPM RASTRILLO EN EL PLATO	DIAMETRO PLATO (mm)	RELACION ENTRE LIQUIDO A SOLIDO	RENDIMIENTO (t/h) *	HP
48	7.3	2.4	4:1	11.3	2
65	4.8	3.0	4.5:1	11.3	2
100	3.0	3.6	4.5:1	11.3	3
150	2.2	4.2	5:1	11.3	3
200	1.4	5.4	7:1	11.3	3

* Material de gravedad específica igual a 2.7.

Tabla 3.7 CARACTERISTICAS DEL CLASIFICADOR DE RASTRILLOS.

DIAMETRO D (mm)	ANCHO		LONGITUD	RPM	HP
	SIMPLEX	DUPLEX			
609	736	1346	3962		
762	888	1651	4495	D	D
914	1066	2006	5588	E	E
1143	1295	2438	6400		
1219	1371	2590	6552	2	1
1371	1549	2921	6857	A	A
1523	1702	3226	7162	5	2
1676	1854	3531	7772		0
1828	2032	3861	8381		
1981	2184	4165	9144		

Tabla 3.8 - CARACTERISTICAS DEL CLASIFICADOR HELICOIDAL (AKINS).

indicándose sus partes principales.

3.2.1.3 Bombas para pulpas

Para el transporte de la pulpa en el circuito de molienda se usa bombas centrífugas. Más aun, cuando los clasificadores son hidrociclones, las bombas proporcionan la caída de presión necesaria para la operación de clasificación. Las bombas para pulpas pueden ser horizontales y verticales. Normalmente, las primeras son utilizadas en los circuitos de molienda en donde a la alimentación proviene de una caja. Las bombas verticales son utilizadas cuando es necesario succionar desde un pozo, normalmente en operaciones de limpieza.

Se dispone de una gran variedad de materiales de construcción para las bombas. En las bombas que alimentan pulpa para los hidrociclones pueden verse revestimientos de goma o en fundición aleada dura indistintamente. Estos revestimientos sufren un gran

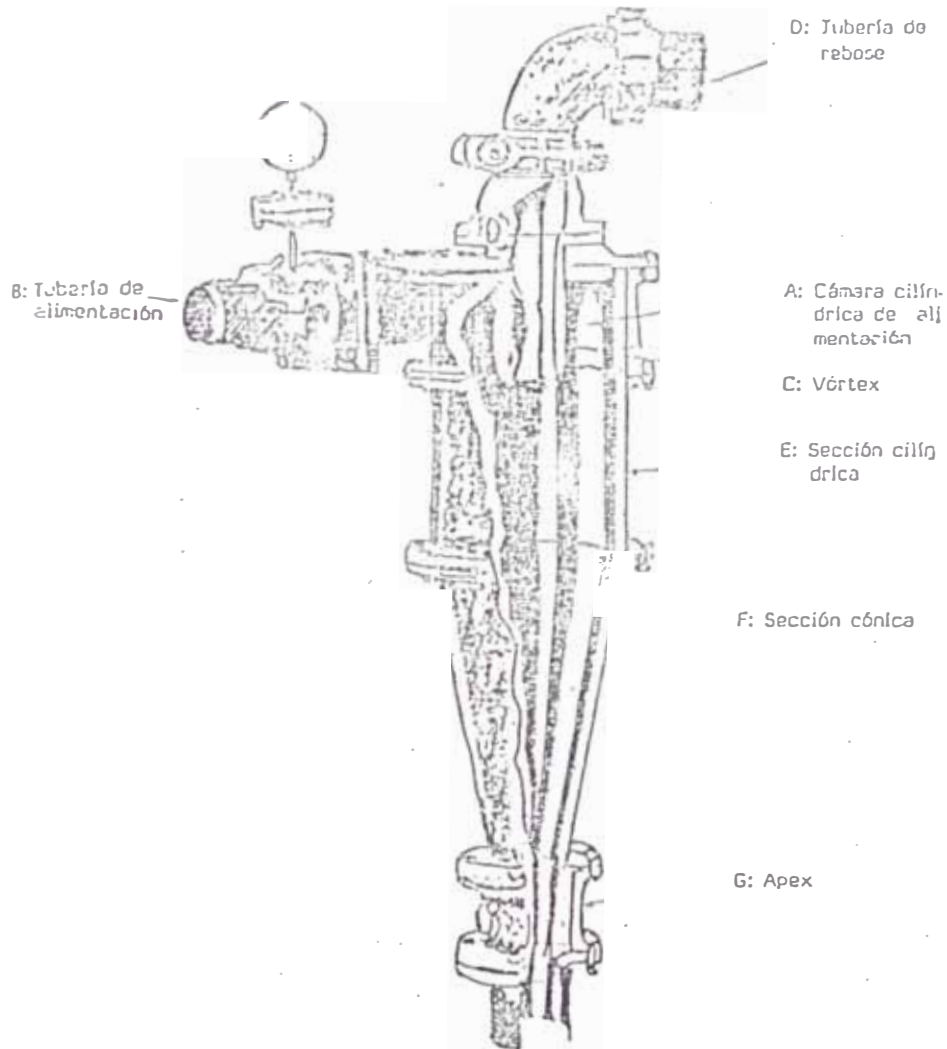


Figura 3.22 - Hidrociclón.

desgaste cuando el hidrociclón trabaja en molienda primaria en donde se presentan partículas grandes.

3.2.2 Etapas y circuitos de molienda

Normalmente la molienda se realiza en dos o tres etapas; siendo necesario tres etapas cuando existe una diseminación sumamente fina y serios problemas de liberación. Es poco habitual moler el mineral en una sola etapa para obtener la granulometría requerida para la flotación ya que los consumos energéticos así como el de los medios de molienda resultan mayores que cuando se muele en varias etapas. La molienda en una sola etapa sólo se justifica en plantas de poca capacidad en donde, a la larga, los consumos operativos son menores, que los costos de un molino adicional (añade clasificadores, bombas, etc).

Usualmente en las plantas de molienda de mineral Pb-Zn de menos de 1000 TMSD operantes en el Perú, se presentan los siguientes circuitos de molienda:

- A) Molienda en una etapa, circuito cerrado entre un molino de bolas y un clasificador: (ver Fig. 3.23).

El molino de bolas es generalmente uno de descarga por rebose. El producto del molino presenta una granulometría bastante heterogénea lo cual origina el uso de un clasificador. Son usuales el uso de clasificadores mecánicos, de preferencia el helicoidal cuando las arenas son gruesas. En la actualidad los hidrociclones están desplazando a los clasificadores mecánicos.

- B) Molienda en dos etapas; etapa primaria, molino de barras en circuito abierto; etapa secundaria, circuito cerrado inverso entre un molino de bolas y un clasificador: (ver fig. 3.24).

En la etapa primaria el molino de barras proporciona un producto con una granulometría bastante homogénea. Normalmente el producto tiene un tamaño de 28 a 35 mallas.

La etapa secundaria tiene por clasificador un hidrociclón (antiguamente se usaba un clasificador de taza) en donde el rebose alimenta la planta de flotación y la descarga alimenta al molino de bolas. El producto del molino de bolas se reúne con el producto del molino de barras y es bombeado al hidrociclón.

En las plantas de molienda de tratamiento de mineral Pb-Zn, operantes en el Perú, es frecuente el uso de dos o más circuitos del tipo A operando en paralelo en vez de uno solo del tipo B.

7.2.3 Diseño de plantas de molienda

Como en el caso del diseño de plantas de trituración el primer paso en el diseño de una planta de molienda es la selección del diagrama de flujo cualitativo. Esta selección debe ser hecha en base a resultados prácticos, pues del mismo modo que en la trituración, una selección sin un patrón experimental puede llevar a resultados erróneos. Así pues, para la selección de diagramas de flujo de plantas de molienda de tratamiento de mineral complejo Pb-Zn se analizarán los diagramas de flujo de plantas operantes en el Perú.

El siguiente paso en el diseño es la selección y dimensionamiento de los principales equipos de molienda. Esto se realizará mediante métodos específicos de cálculo y el uso de valores típicos de las variables que controlan la operación de molienda.

En las siguientes dos secciones se trata acerca de

estos aspectos:

3.2.4 Selección de diagramas de flujo cualitativos para plantas de molienda de diferentes tonelajes que operan mineral complejo Pb-Zn:

En primer lugar se analizará los diagramas de flujo de plantas de molienda operantes en el Perú que tratan hasta 1000 TMSD de mineral complejo Pb-Zn:

A) Plantas de molienda de hasta 100 TMSD

Estas plantas muestran en general un solo circuito cerrado de molienda entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal. El diagrama de flujo se muestran en la fig. 3.23. Este es el caso de las concentradoras "Virgen de la Puerta" (50 TMSD) y "Monterrey" (100 TMSD).

B) Plantas de molienda de 200 TMSD

La molienda en plantas que tratan este nivel de tonelajes se realiza normalmente en dos etapas. La primera etapa consta de un circuito abierto en donde el molino puede ser de barras o de bolas. La segunda etapa consta de un circuito cerrado inverso entre

un molino de bolas y un clasificador helicoidal. Se pueden tomar como ejemplos las plantas de molienda de las concentradoras Mesapata y Cochabamba ambas de 200 TMSD.

La molienda también puede llevarse a cabo en un solo circuito cerrado de molienda entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal; tal es el caso de la concentradora de la Cía. Minera "Chavín".

Otra opción para la molienda, es la operación de dos circuitos en paralelo cada uno de ellos conformado por un circuito cerrado entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal. Como ejemplo podemos citar a las concentradoras de la Cía. Minera Caridad de 150 TMSD.

C) Plantas de molienda de 400 TMSD

Los diagramas de flujo de plantas de molienda de este nivel de tratamiento están conformados por la unión de dos diagramas de flujo de plantas, de 200 TMSD cada una, operando en paralelo. Se puede notar que las combinaciones de dos circuitos operando en paralelo, cada uno de 200 TMSD, son varias. Por ejemplo, tenemos la concentradora de la

Soc. Minera "Autria-Duvaz" (400 TMSD), cuyo diagrama de flujo es una combinación entre dos circuitos de la Concentradora "Mesapata", o por ejemplo la Concentradora "Centraminas" (360 TMSD), cuyo diagrama de flujo es la combinación de los diagramas de las concentradoras "Mesapata" y "Chavín".

También se da el caso de molienda en un sólo circuito cerrado de molienda, en donde el molino es de bolas y la clasificación se realiza en serie entre un clasificador espiral y un hidrociclón. Como ejemplo se tiene la concentradora de la Soc. Minera "Gran Bretaña" (Ver diagrama de flujo en la fig. 3.25).

D) Plantas de molienda de 1000 TMSD

Del mismo modo que en el caso anterior, el diagrama de flujo de plantas de molienda de este nivel de tonelaje consta básicamente de la combinación de diagramas de flujo de plantas de menor tonelaje operando en paralelo. Por ejemplo en la planta de molienda de la Concentradora "Carhuacayán" (1000 TMSD) el diagrama de flujo es la

combinación de los diagramas de flujo de la **Concetradora "Gran Bretaña"** y dos circuitos similares al de la Concentradora "Chavín".

Para plantas de este nivel de tonelaje no se ha encontrado diagramas de flujo de un solo circuito cerrado de molienda.

En un proyecto de **ampliación** de la **concentradora "Gran Bretaña" a 1000 TMSD**, se considera el uso de dos circuitos de molienda de 500 TMSD cada uno, actuando en paralelo.

Como se observa el uso de circuitos de molienda **actuando en** paralelo es frecuente en las plantas de molienda de mineral complejo Pb-Zn. Cada circuito puede ser de una o dos etapas. Cuando **el** circuito es de **una** etapa se utilizan molinos de bolas en circuito cerrado con un clasificador helicoidal. Cuando el circuito es de **dos** etapas, generalmente la molienda primaria se realiza en circuito abierto con un molino de barras y la molienda secundaria se realiza en circuito cerrado **inverso entre** un clasificador helicoidal y un molino de **bolas**.

Es un hecho comprobado que la molienda en más de una **etapa** es más económico que la realizada en una sola; tanto por los consumos energéticos como por el desgaste de la carga

molturante y forros. Asimismo, también es más económica la molienda entre dos molinos en serie que entre dos molinos en paralelo. Esto se hace mucho más patente cuando se trata altos tonelajes de mineral. Pero cuando la carga moler no es muy alta (plantas de bajo tonelaje; es decir, menores a 1000 TMSD) los costos provenientes de la adquisición de un molino más compensan los gastos energéticos y consumo de carga molturante.

Para la selección de los diagramas de flujo, se tratará de simplificar los mismos, tratando en lo posible seleccionar un solo circuito cerrado de molienda. A continuación se selecciona los diagramas de flujo para plantas de molienda de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD que tratan mineral complejo Pb-Zn:

- 1) Tanto para plantas de 50, 100, 200 y 400 TMSD se utiliza circuitos cerrados de molienda entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal. El diagrama de flujo se muestra en la fig. 3.23.
- 2) Para plantas de 1000 TMSD se selecciona dos circuitos cerrados de molienda similares al del punto anterior.

actuando en paralelo. El diagrama de flujo se muestra en la fig. 3.26.

3.2.5 Dimensionamiento de los equipos principales para plantas de molienda de diferentes toneladas que tratan mineral complejo Pb-Zn

Para el dimensionamiento de los equipos en una planta de molienda (molinos y clasificadores) se tiene que tener en consideración ciertos aspectos que a continuación se exponen:

1) En los molinos

Para que la molienda sea racional y económica se debe considerar tres factores fundamentales:

- La velocidad de rotación de los molinos que debe ser para los molinos de barras del 75% de la velocidad crítica y para los molinos de bolas del 70%. La velocidad crítica de un molino se calcula mediante la siguiente relación:

$$N_c = 76.8 / \sqrt{D} \quad (3.3)$$

En donde:

N_c = Velocidad crítica en RPM

D = Diámetro del molino en pies.

- El porcentaje en sólidos en la molienda, que también puede expresarse como la densidad de la pulpa y que para la molienda de mineral complejo Pb-Zn debe mantenerse entre 2200 - 2400 gr./lt.
- La carga balanceada de los elementos de molienda. Esta carga puede ser evaluada mediante el volumen ocupado por el medio de molienda en relación al volumen total del molino. Para molinos de barras es del 40% y para molinos de bolas de 50%. Como los medios de molienda constantemente está desgastándose es necesario su reemplazo para así mantener la carga balanceada. El consumo de acero cuando el medio de molienda son barras es de 0.35 Kg./TMS; y cuando el medio de molienda son bolas es de 0.5 Kgs./TMS. Estos consumos están referidos a la molienda de mineral complejo Pb-Zn. Consumo de forros: 0.2 Kgs./TMS.

Las variables a controlar durante la operación son:

- La carga; la cual se controla mediante una balanza automática instalada en las fajas que alimentan a los molinos.
- El agua; la cual se controla por la determinación de la densidad de la pulpa. La densidad de la pulpa determina el tiempo de molienda; así, una pulpa más densa tendrá un mayor tiempo de residencia que una pulpa más diluida. Como ya se indicó, esta densidad deberá estar entre 2200 - 2400 gr./lt.
- Medios de molienda y torros; el control se puede hacer directamente por observación del nivel de barras o bolas, o de una manera indirecta mediante el análisis granulométrico del producto de molienda. Un producto más grueso nos indica una deficiencia de carga molturante.

2) En los clasificadores

Los clasificadores helicoidales son los preferidos en la molienda en una etapa y en circuito cerrado.

Mientras mayor sea la carga o se requiera una

clasificación más fina más grande será el clasificador requerido.

La función del clasificador es retirar del circuito las partículas de tamaño adecuado y retornar al molino las más gruesas. Ello causa una carga adicional al molino que es conocida como carga circulante. En la práctica la carga circulante entre un molino de bolas y un clasificador es raramente menor de 200% y frecuentemente excede los 700%. Una baja performance en la clasificación redundará en deficiencias operativas en el molino y viceversa; en otras palabras la operación del clasificador y del molino están interrelacionadas.

Para tener una operación óptima en el clasificador la principal variable controlar será la densidad del rebose, la cual para la molienda del mineral Pb-Zn está en el rango de 1600 gr./lt. Una dilución mayor denota un aumento en la carga circulante lo que causa una baja performance en el molino y un aumento en la producción de lamás. Una pulpa más densa denota una clasificación más gruesa.

Los clasificadores helicoidales no requieren agua adicional de la ya presente en la

suspensión que está siendo tratada. Así la alimentación al clasificador es a una densidad entre 2200 - 2400 gr./lt. lo usual en la molienda de mineral Pb-Zn una densidad en la descarga del clasificador de 2800 gr./lt.; lo cual originará una carga circulante de aproximadamente 250%.

Ácerca de la instalación del clasificador, este debe estar ubicado a una elevación y distancia del molino de tal forma que la circulación de flujos en el sistema se realiza completamente por gravedad; es decir, la descarga del molino fluye al clasificador por gravedad y la descarga del clasificador la alimentación del molino también por gravedad. Cuando esta ubicación no sea posible se debe ubicar el molino de forma tal que la descarga del clasificador acceda al molino por gravedad y la descarga del molino será alimentado al clasificador por una aparato auxiliar de transporte de pulpa.

En la continuación se detallan las especificaciones de los equipos principales para plantas de molienda de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD, indicando los requerimientos energéticos, consumos de medios de molienda y forros, así como también el requerimiento de

aqua. En el apéndice B se ejemplariza el método de diseño aplicado al cálculo de los equipos principales de un planta de molienda de 1000 TMSD.

A) Planta de molienda de 50 TMSD

Molienda de una etapa, en circuito cerrado entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal.

Características y especificaciones de los equipos principales y auxiliares:

- Tolva de finos de 75 TM de capacidad, de sección circular con fondo cónico, fabricada de planchas de acero reforzada con perfiles angulares, con compuerta de regulación de accionamiento manual.
- Alimentador de minerales de faja, de 16" de ancho por 5' de longitud, accionado por motor trifásico de 1.8 Hp.
- Molino de bolas de 4' ϕ por 4', cabezales empernados y trunions intercambiables; accionado por motor eléctrico trifásico de 40 Hp.
- Clasificador helicoidal de 24" ϕ x 13' de largo, accionado por motor

eléctrico trifásico de 4.8 Hp.

Consumo total de energía : 16.68 Kw-hr./TM
 Consumo de bolas : 0.5 Kg.acero/TM
 Consumo de forros : 0.2 Kg.acero/TM
 Consumo de agua : 0.835 M³/TM

B) Planta de molienda de 100 TMSD

Molienda de una etapa, en circuito cerrado entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal.

Características y especificaciones de los equipos principales y auxiliares:

- Tolva de finos de 100 TM, de planchas de fierro de 3/8, siendo sus medidas 16' x 16'.
- Alimentador de fajas de 16" x 12', accionado por motor eléctrico trifásico de 2.4 Hp.
- Molino de bolas de 5' x 5', accionado por motor eléctrico trifásico de 72 Kw.
- Clasificador helicoidal de 30" x 18', con motor eléctrico trifásico

de 5 Hp.

Consumo total de energía 18.6 Kw-hr/TM
 Consumo de bolas · 0.5 kg acero/TM
 Consumo de forros : 0.2 kg acero/TM
 Consumo de agua : 0.835 M³/TM

C) Planta de molienda de 200 TMSD

Molienda de una etapa, en circuito cerrado entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal.

Características y especificaciones de los equipos principales y auxiliares:

- Tolva de finos de 200 TM de planchas de fierro negro de ¼" 4560 mm ϕ y 4280 mm de alto y refuerzos de perfiles estructurales.
- Alimentador de faja de 2' x 19', accionado por motor eléctrico trifásico de 5 Hp.
- Molino de bolas de 6' ϕ x 6' accionado por motor eléctrico trifásico de 150 Hp.

- Clasificador helicoidal de 36" ϕ x 6.5 m de longitud, con motor eléctrico trifásico de 5 Hp.

Consumo total de energía : 14.32 Kw-
hr/TM

Consumo de bolas : 0.5 kg acero/TM

Consumo de forros : 0.2 kg acero/TM

Consumo de agua : 0.835 M³/TM

D) Planta de molienda de 400 TMSD

Molienda de una etapa, en circuito cerrado entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal.

Características especificaciones de los equipos principales y auxiliares:

- Tolva de finos de fierro negro de $\frac{1}{4}$ " de espesor, para 500 TM y 8 m ϕ y 8m.
- Alimentador de faja de 24 28', con rodillos de acarreo y retorno, accionado por motor eléctrico trifásico de 10 Hp.
- Molino de bolas de 8' ϕ 8',

accionado por motor eléctrico de 350 Hp.

Clasificador helicoidal de 66" ϕ x 25.5' de largo, con motor eléctrico de 18 Hp.

Consumo total de energía : 16.91 Kw-hr/TM

Consumo de bolas : 0.5 kg acero/TM

Consumo de forros : 0.2 kg acero/TM

Consumo de agua : 0.835 M³/TM

E) Planta de molienda de 1000 TMSD

Los circuitos de molienda actuando en paralelo cada uno de 500 TMSD. Cada circuito es de una etapa de molienda, circuito cerrado entre un molino de bolas y un clasificador helicoidal.

Características y especificaciones de los equipos principales y auxiliares:

- Dos fajas alimentadoras de 24" x 28' c/u, accionadas por dos motores eléctricos, cada uno de 10 Hp.
- Dos molinos de bolas de 8' ϕ x 10'

c/u. accionados por motores eléctricos trifásicos, c/u de 450 Hp.

- Dos tolvas de finos, de fierro negro de ¼" de espesor, para 500 TM c/u.
- Dos clasificadores helicoidales c/u de 60" x 31'11" accionados por dos motores eléctricos trifásicos, c/u de 18 Hp.

Consumo total de energía : 22.94 Kw-hr/TM

Consumo de bolas : 0.5 kg acero/TM

Consumo de forros : 0.2 kg acero/TM

Consumo de agua : 0.835 M³/TM

3.3 FLOTACION

La flotación tiene por finalidad separar del mineral ya tratado en la trituración y molienda los sulfuros valiosos (galena, chalcopirita, esfalerita, marmatita y otros sulfuros de cobre) y reunirlos en sus respectivos concentrados, y al mismo tiempo eliminar el material estéril en un producto conocido como relave.

El mecanismo esencial de la flotación involucra la adhesión de partículas pequeñas de minerales a las burbujas de aire, de manera que dichas partículas sean llevadas a la superficie de la pulpa, donde son removidos. Esta adhesión es provocada mediante reactivos químicos, los cuales crean superficie hidrofóbicas de ciertos minerales seleccionados mientras que otros minerales (hidrofílicos) permanecen sumergidos en el tondo.

Así pues, en la flotación hay que poner en contacto íntimo: el mineral, agua, reactivos y el aire. La máquina de flotación cumple la función de introducir el aire en la pulpa, mantener la pulpa en suspensión y una evacuación ordenada de concentrados y relaves.

Pero son los reactivos químicos la variable más importante, ya que sin ellos no se podría llevar a cabo la flotación. Entre ellos tenemos a los colectores, que proporcionan las propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales; los modificadores, que regulan las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentan su selectividad; y los espumantes, que permiten la formación de una espuma estable y de tamaño adecuado para llevar los minerales los

concentrados. Seleccionar una fórmula apropiada de flotación es un problema sumamente complejo, esto debido a la gran cantidad de variables que afectan el proceso. Es por ello que se **considera** a la flotación un **arte** en vez de una ciencia.

En las siguientes secciones **se** tratará acerca de las **características** de las máquinas de flotación, sus disposiciones en un circuito de **flotación** y la utilización de **otros** equipos complementarios. **También** se analizarán las **fórmulas** empíricas para la **flotación** de minerales complejos de Pb-Zn y puntos y métodos de **edición**.

3.3.1.1. Equipos principales en una planta de flotación

Entre los equipos **principales** en una planta de flotación tenemos:

3.3.1.1.1 Máquinas de flotación

Es el equipo principal en una planta de **flotación**. Como ya se mencionó la función más importante de una máquina de flotación es la introducción de aire en la pulpa. Según **esta** función las

máquinas pueden ser clasificadas en: mecánicas, neumáticas, y de vacío. Las máquinas mecánicas son más eficientes con respecto a las otras tanto en consumo de energía, rendimiento, recuperaciones y gastos de operación y mantenimiento. Es por ello, que las máquinas de flotación neumáticas y de vacío han perdido vigencia.

Dentro de las máquinas mecánicas tenemos dos modelos muy usados en la flotación de mineral complejo Pb-Zn. Estas son las Denver Sub A y las Agitair.

En la fig. 3.27 y 3.28 se puede apreciar una máquina de flotación Denver Sub A y una Agitair respectivamente. En las tablas 3.9 y 3.10 se dan sus características principales.

Estas máquinas difieren en el diseño del agitador, estator y geometría de la celda. La Agitair tiene una aireación pareja debido a su estabilidad y control de volumen. En la Denver Sub A no se puede controlar el aire succionado. La

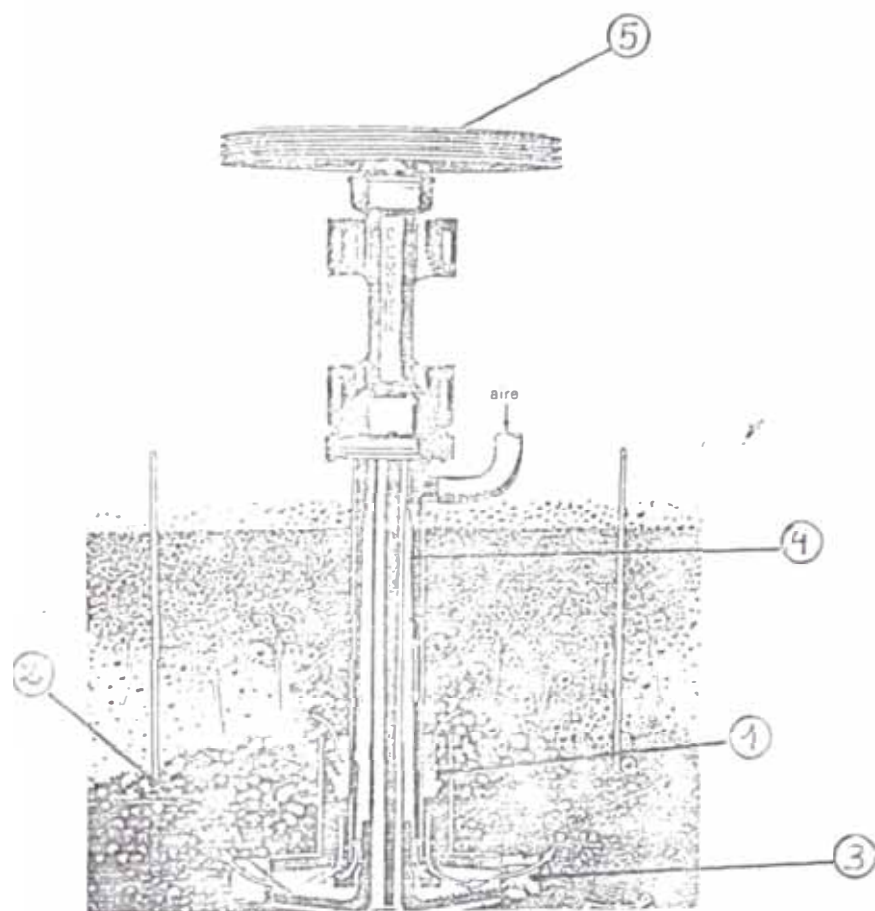


Figura 3.27 - Máquina de flotación Denver Sub-A.

Leyenda

1. Artesa de recirculación.
2. Agitador.
3. Difusor estacionario.
4. Pasaje de aire.
5. Poles.

MAQUINA No.	TAMAÑO DE LA CELDA (pulgs)	VOLUMEN DE LA CELDA (pie ³)	HP x CELDA	PESO DE CELDA (lbs)
8	16 x 16	2.75	0.5	456
12	22 x 22	10	1.0	920
15	24 x 24	12	1.2	1050
18	28 x 28	18	1.4	1360
18	32 x 32	24	2.2	1770
21	38 x 38	40	3.2	2660
21-D	38 x 38	50	3.8	2750
24	43 x 43	50	4.5	3200
30	56 x 56	100	9.2	6700

Tabla 3.9 - CARACTERISTICAS DE LAS MAQUINAS DENVER SUB-A.

MODELO LONGITUD x VOLUMEN	TAMAÑO DE CELDA ANCHOxLONG.xPROFUND.	VOLUMEN DE CELDA (pie3)
8 x 0.3	8 x 6 x 8	0.3
12 x 1.0	12 x 12 x 12	1.0
15 x 1.6	15 x 15 x 12	1.6
24 x 10	24 x 24 x 27	10.0
36 x 22.5	36 x 36 x 30	22.5
48 x 32	48 x 48 x 24	32.0
48 x 40	48 x 48 x 30	40.0
48 x 50	48 x 48 x 40	50.0
60 x 60	60 x 60 x 30	60.0
60 x 100	60 x 60 x 48	100.0
78 x 150	78 x 78 x 48	150.0
78 x 200	78 x 78 x 56	200.0
96 x 200	96 x 96 x 40	200.0
90A x 300	120 x 90 x 54	300.0
120 x 300	120 x 120 x 36	300.0
120A x 400	120 x 120 x 54	400.0
120 x 400	120 x 120 x 48	400.0
120A x 500	120 x 120 x 64	500.0
144 x 650	144 x 144 x 54	650.0
120A x 1000	240 x 120 x 64	1000.0

Tabla 3.10 - CARACTERISTICAS DE LAS CELDAS DE FLOTACION AGITAIR.

* Dimensiones de la celda son dadas en pulgadas.

Agitair flota más rápido que la Denver, pero produce concentrados más sucios pero con mejor recuperación. Las máquinas Denver Sub A son muy utilizadas en los circuitos de limpieza por que permite el agregado de reactivo en cualquier celda y además el impulsor actúa como succionador de aire, y también, como bomba manipulando así concentrados y relaves. Los consumos energéticos de estas máquinas son mayores que las Agitair, las cuales son muy usadas en los circuitos primarios de flotación (rougher).

El diseño de una máquina de flotación eficiente en el consumo de energía busca una relación adecuada entre el volumen de la celda y del agitador, su velocidad y su altura.

3.3.1.2 Acondicionadores de reactivos

Los reactivos químicos que intervienen en la flotación se agregan a la pulpa para crear las condiciones necesarias para la flotación de partículas de

mineral **seleccionado**. Los puntos de adición de los **reactivos** no son los mismos: algunos son añadidos antes y otros en las mismas celdas de **flotación**. Esto se debe a condiciones que más adelante se discutirán. De los **reactivos** que no son añadidos en las celdas, algunos son **añadidos** en los acondicionadores de reactivos. Estos son recipientes cilíndricos con un agitador en el **centro**. Los diámetros de los acondicionadores son aproximadamente del mismo orden de su altura y varían entre 1 y 7 **mts**, según las necesidades. Son fabricadas de **madera, de acero** o acero revestidos de **goma** en casos de **problemas** de corrosión. Los motores que operan los agitadores son de 2 a 25 **Hp** con velocidades entre 100 y 300 **RFM**.

3.3.1.3 Alimentadores de Reactivos

La alimentación de reactivos se realiza por medio de alimentadores, que según la **naturaleza del reactivo y el volumen** de alimentación, pueden ser alimentadores de reactivos sólidos y alimentadores de

reactivos líquidos. Los más usados en la flotación de minerales complejos de Pb-Zn son los segundos. Los reactivos líquidos se agregan o con un alimentador de vaso o cuchara o simplemente desde un tanque por el sistema de sifón a través de un tubo. El último caso se usa cuando la cantidad de reactivos agregados es apreciable, como es el caso de los modificadores.

3.3.1.4 Bombas para pulpas

El movimiento de las pulpas en las celdas de flotación se efectúan por gravedad, pero el de los concentrados y particularmente su devolución a otros puntos del circuito requiere de medios adicionales, específicamente de bombas. El uso de bombas se puede evitar mediante el uso de celdas del tipo Denver Sub A que por su construcción especial permite el paso de los productos medios hasta la cabeza de la máquina por un sistema de desnivel entre la canaleta de los productos medios y la primera celda, con succión de estos

productos por el movimiento del agitador.

Cuando el uso de este sistema no es aplicable, el uso de bombas es inevitable. Entre las bombas comerciales con uso generalizado en el transporte de pulpas y concentrados en las plantas de concentración de minerales tenemos las Wilfley y Denver SRL. Estas están revestidas interiormente con goma para disminuir el desgaste causado por la erosión de las partículas minerales de la pulpa.

3.3.2 Reactivos de flotación

Como se mencionó anteriormente, los reactivos de flotación son absolutamente necesarios para cualquier flotación. También se mencionó que los reactivos estaban divididos en 3 grupos fundamentales: colectores, modificadores y espumantes. En la flotación de minerales complejos de Pb-Zn, los colectores más usados son los Xantatos y los aerofloats, que son los nombres comerciales de los tiocarbonatos y ditiofosfatos

respectivamente. Dentro de los xantatos los más usados son los Z-3, Z-5 y Z-11; y por parte de los aerofloats, los más usados son el aerofloat 25 y el aerofloat 31. Los aerofloats son colectores de menor potencia que los xantatos. Para obtener buenas recuperaciones se acostumbra a veces agregar una mezcla de xantato aerofloat en los circuitos primarios de flotación. Por su naturaleza líquida y poca solubilidad en el agua, los aerofloats comúnmente son añadidos en los acondicionadores, o todavía mejor, en el circuito de molienda. La adición de colector en exceso motiva la flotación de todo tipo de sulfuro, no hay selección, se ensucian los concentrados debido a la flotación de pirita e insolubles. El defecto en el uso de colector causa espumas pobres y ocasiona que sulfuros valiosos se pasen al relave.

Dentro del grupo de los modificadores tenemos la siguiente subdivisión: modificadores del medio o del pH, los activadores y los depresores. Los modificadores del pH controlan la concentración iónica de las pulpas y sus reacciones a través de su

acidez o alcalinidad. Normalmente en la flotación de minerales complejos de Pb-Zn se utilizan medios alcalinos debido al hecho que los reactivos son más estables en los circuitos y porque las sales de iones pesados, en estos circuitos, se precipitan, purificándose la pulpa. Entre los reactivos más usados como modificadores del pH tenemos la lechada de cal, el hidróxido de sodio y el carbonato de sodio. La cal es más barata y más usada que los otros reactivos. La cal actúa como aglutinante, coagulante y modificador del pH. Al ser necesario un pH alcalino para la estabilidad de los colectores la lechada de cal debe ser añadida previamente los colectores; es decir en los circuitos de molienda, y de preferencia a la entrada de los molinos primarios. Un exceso en el uso de la cal causa una elevación del pH, una espuma frágil y un aumento en el consumo de los colectores. Un defecto en su uso causa una baja en el pH, flotación de la pirita en abundancia y un espesamiento de las espumas.

Los modificadores activadores tienen por función fomentar las propiedades hidrofóbicas

de los minerales y aumentar su flotabilidad. Los mecanismos por lo cual un reactivador logra aumentar la adsorción de los colectores sobre la superficie de los minerales fortalecer el enlace entre la superficie y el colector son diversos pero no serán tratados en este estudio. El reactivo activador más usado en la flotación de mineral complejo Pb-Zn es el sulfato de cobre, cuya función es reactivar los sulfuros de zinc que han sido deprimidos en la flotación del plomo. El sulfato de cobre es añadido en los acondicionadores de reactivos. Un exceso en su uso causa un espesamiento de las espumas de los concentrados de zinc y se ensucian con pirita. Un defecto en su uso, causa una reactivación incompleta de los sulfuros de zinc que vienen de la flotación del plomo. Además, los sulfuros valiosos pasan al relave debido a una espumación suave.

Los modificadores depresores tienen la función de disminuir la flotabilidad de un mineral haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de colectores que pueden hidrofílicarla. Como en el caso de los activadores, la acción

depresora puede ser llevada a cabo por **diferentes** mecanismos, que no son motivo de estudio en este trabajo. En la **flotación** de **mineral** complejo Pb-Zn se utilizan **depresoras** de zinc, siendo los más usados: el sulfato de zinc, el cianuro de sodio y el bisulfito de sodio. Estos reactivos son añadidos generalmente **en** el circuito de molienda. Los efectos de exceso o **defecto** son producidos para el sulfato de zinc y bisulfito de sodio. El exceso causa un aumento en el posterior uso del sulfato de cobre, **además** puede producir un envenenamiento de la pulpa malogrando así la flotación. Un **defecto** causa la flotación de **los** sulfuros de zinc en el circuito de plomo. Un exceso en el cianuro de sodio causa una depresión de los sulfuros de plata y cobre en el circuito de plomo. Un defecto en el uso causaría una flotación excesiva de **fierro** y **por** tanto un ensuciamiento del concentrado.

Por último tenemos a los **espumantes**, cuya función es la de formar una espuma estable, de tamaño de burbujas apropiado para llevar los minerales al concentrado. Entre los **espumantes** más usados **en** la flotación de

mineral complejo Pb-Zn tenemos el aceite de pino, ácido cresílico (espumantes naturales); y al frother 70 y el Dowfroth 250 (espumantes sintéticos). Estos reactivos son añadidos de preferencia en el circuito de flotación en las celdas de flotación rougher y scavenger. Un uso excesivo de espumante causa una gran cantidad de espumas, rebalsando los canales de concentrado y tienden ensuciar los mismos. Un defecto en su uso causa una columna de espumas muy baja y también ocasiona que los sulfuros valiosos se pasen al relave.

Es importante destacar que los espumantes tienen menudo propiedades colectoras y viceversa. Así, se puede indicar que los aerofloats tienen propiedades espumantes, mientras que el ácido cresílico posee propiedades colectoras. Este carácter doble hace más difícil aun la formulación de los reactivos químicos en la flotación de un mineral en particular. La tendencia en la síntesis de reactivos químicos para la flotación es generar reactivos específicos para cada función.

3.3.3 Circuitos de flotación

Los circuitos de flotación generalmente están constituidos de varias etapas ya que no es posible recuperar el mineral valioso eliminar el estéril en forma simultánea en una sola etapa. Las etapas de flotación son tres: rougher, limpieza y scavenger.

La etapa rougher o de desbaste recupera un alto porcentaje de sulfuro valiosos a costa de un concentrado de baja ley. Las celdas en la etapa rougher tienen velocidades altas de agitación y baja altura en la columna de espumas. Además la concentración colectores y depresores en la pulpa es alta.

El concentrado obtenido en la etapa rougher es tratado en los circuitos de limpieza. La limpieza puede realizarse en una o más etapas y tienen por finalidad obtener concentrados de alta ley pero a costa de una baja en la recuperación. Las celdas en la etapa de limpieza tienen bajas velocidades de agitación y mayores alturas en las columnas de espumas.

La pulpa tiene un porcentaje de sólidos menor que en las caldas de la etapa rougher (la cual causa un aumento en la selectividad). No se añade más colector ni espumante a la pulpa, siendo necesario el ya existente en el concentrado rougher; pero si se acostumbra añadir más depresores, el concentrado de una etapa de limpieza es tratado en la siguiente etapa de limpieza, y el relave retorna a la etapa anterior.

La etapa scavenger tiene por finalidad recuperar del relave de la etapa rougher la mayor cantidad posible de sulfuros valiosos. Las celdas de la etapa scavenger funcionan con mayor velocidad y aireación que las de la etapa rougher, pues se debe recuperar las partículas útiles, en todo lo posible, antes que se vaya a los relaves. El concentrado de la etapa scavenger retorna la cabeza de la etapa rougher y su relave es relave final del circuito.

El retorno de relaves y concentrados ha determinadas etapas, se realiza con el criterio de que ellos deben tener aproximadamente la misma ley de los flujos -

los cuales se unen. Así pues, la ley del concentrado de la última celda scavenger debe ser algo superior a la ley de la cabeza rougher.

Los circuitos típicos de flotación en plantas concentradoras se analizan a continuación:

- A) Circuito Rougher-Scavenger: Se aplica solo en los casos en que el mineral molido está bastante liberado y no contiene sulfuros valiosos bloqueados por las gangas. Esto permite la obtención de un concentrado con una ley aceptable para la fundición. Este circuito es mostrado en la Fig. 3.29.
- B) Circuito Rougher-Cleaner (limpieza): mostrado en la Fig. 3.30. Se utiliza cuando el concentrado rougher no es suficientemente puro y hay necesidad de someterlo a una nueva flotación, alcanzando así un producto de ley satisfactoria con recuperaciones razonables.
- C) Circuito Rougher-Scavenger-Cleaner: Mostrado en la Fig. 3.31. En este tipo de circuito es común que el concentrado

«cavenger» y el relave de la primera limpieza contengan partículas mixtas en los cuales intercrecen mineralógicamente mineral valioso y de ganga. Por ello, estos productos deben ser sometidos a remolienda para romper los intercrecimientos por reducción de tamaño.

3.3.4 Diseño de plantas de flotación de mineral complejo Fibra

En el diseño de plantas de flotación, en general, se debe seguir los siguientes pasos:

- 10 Determinación del circuito de flotación; ello se establece mediante la realización de pruebas en laboratorio y la sub-siguiente comprobación en una planta piloto. La realización de éstos nos permitirá establecer las etapas de flotación, su número y distribución. Así mismo, nos permite establecer la llave metalúrgica de flotación; es decir la combinación de reactivos de flotación y punto de aplicación de los mismos.

22 Selección y dimensionamiento de los equipos de flotación.

El segundo paso sólo se puede llevar a cabo si el primero ha sido efectuado antes. A continuación se evalúa estos dos aspectos para plantas de flotación de mineral complejo Pb-Zn.

3.3.5 Determinación del circuito de flotación para plantas que operan diferentes tonelajes de mineral complejo Pb-Zn

La determinación del circuito de flotación requiere pruebas de flotación en el laboratorio. Ya sea por las características superficiales del mineral, reducidos de tamaño, las imperfecciones en la red cristalina natural, o por las contaminaciones provenientes en el mineral, en el agua y en el aire; es decir, por los antecedentes geológicos, condiciones climáticas o método de explotación, todo mineral tiene su propia llave metalúrgica.

Es por eso que la determinación de un circuito de flotación basa en pruebas de

laboratorio es específico para un mineral proveniente de un cierto yacimiento. Inclusive para un mineral proveniente de un mismo yacimiento, se presentan diferencias en la ley y mineralización de las menas, siendo estas diferencias mayores en plantas pequeñas que en las grandes.

Del estudio de circuitos de flotación de plantas concentradoras que tratan mineral complejo Pb-Zn provenientes de yacimientos peruanos se observan diferencias en la disposición número de las etapas de flotación, así como en la dirección de los flujos, la fórmula de los reactivos químicos de flotación (cantidad absoluta, relativa y puntos de aplicación).

A pesar de ello, se encuentran ciertos criterios generales en dichos circuitos de flotación. Así pues, ante la imposibilidad de plantear un solo circuito de flotación absolutamente válido para minerales complejos de Pb-Zn provenientes de cualquier yacimiento se establecerá circuitos de flotación generalizados para plantas de flotación de diferentes tonelajes. Cabe recalcar que estos

circuitos de flotación no son específicos para un determinado mineral, sino más bien constituyen una aproximación al circuito real de flotación.

Antes de detallar los circuitos de flotación de minerales complejos Pb-Zn para plantas de diferentes tonelajes es necesario mencionar que la flotación del mineral complejo Pb-Zn consta de dos circuitos de flotación: circuito de flotación de Pb, en el cual se obtiene un concentrado de plomo, y un circuito de flotación de zinc, en el cual se trata el relave del circuito de Pb, para obtener un concentrado de Zn y un relave final que será destinado a las canchas de relave.

A continuación se describen los circuitos de flotación generalizados de mineral complejo Pb-Zn para plantas de hasta 1000 TMSD.

A) Plantas de flotación de hasta 200 TMSD

Estas plantas tienen las siguientes características:

Circuito de Pb_2 en forma generalizada. éstas plantas cuentan con un acondicionador de reactivos antes de la entrada de la pulpa al circuito de flotación, el cual está conformado por un banco de celdas de tipo Denver Sub H, normalmente del número 18 superior. El número de celdas varía entre 4, para las plantas de menor tamaño a 16, para las mayores. El tipo de circuito es el Rougher Scavenger-Cleaner (R-S-C). Estos circuitos presentan de a 2 etapas de limpieza, cada una de las cuales se lleva a cabo en una celda de flotación. Las restantes celdas del banco son repartidas de manera casi equitativa entre las etapas Rougher Scavenger. Tanto la alimentación al circuito como el concentrado Scavenger ingresan a una de las celdas intermedias de la etapa Rougher.

Circuito de Zn_2 presentan un acondicionador de reactivos previo al circuito de flotación. El circuito es del tipo R-S-C.

conformado por un banco de celdas del tipo Denver Sub A, del N° 18 sp. En la mayoría de casos presentan 7 etapas de limpieza, cada una de ellas llevada a cabo en una celda de flotación. El número de celdas en el banco varía desde 4 a 16. Aparte de las celdas de limpieza, el resto de celdas son repartidas entre las etapas Rougher y Scavenger de manera casi equitativa.

El diagrama de flujo de estas plantas de flotación se ilustra en la Fig. 3.32.

B) Plantas de flotación de 400 TMSD

Estas plantas tienen las siguientes características:

- Circuito de Pb; normalmente no presentan acondicionador de reactivos, puesto que el acondicionamiento se lleva de manera efectiva en la molienda. El circuito de flotación es del tipo

R-S-C, y está conformado por un banco de celdas del tipo Denver Sub A, en la mayoría de los casos del Nº 21. Para este tamaño de celdas el número de ellas varía de 10 a 18 celdas. La etapa de limpieza se realiza en 2 celdas y las restantes se utilizan equitativamente entre las etapas Rougher y Scavenger. Tanto la alimentación al circuito, como el concentrado Scavenger son alimentados a una de las celdas intermedias de la etapa Rougher.

Circuito de Zn: presentan un acondicionador de reactivos previo al circuito de flotación. El circuito es del tipo R-S-C. El circuito está conformado por bancos de celdas del tipo Denver Sub A. Cuando las celdas son del Nº 21, normalmente la flotación se realiza en 2 bancos actuando en paralelo; cada banco contiene de 12 a 18 celdas. La limpieza se realiza en una etapa, usando para ello 2 celdas y las demás celdas se reparten equitativamente entre las

etapas Rougher y Scavenger. La alimentación al circuito y el concentrado Scavenger son alimentados una de las celdas intermedias de la etapa Rougher.

El diagrama de flujo de estas plantas se muestra en la Fig. N° 3.33.

03- Plantas de flotación de 1000 TMBD

Estas plantas tienen las siguientes características:

- Circuito de Pb; al igual que las plantas anteriores, estas plantas no presentan acondicionador de reactivos, previo al circuito de flotación. El circuito es del tipo R-S-C, con bancos de celdas del tipo Denver Sub A. Cuando las celdas son del N° 30, normalmente, la flotación se lleva a cabo en 2 bancos actuando en paralelo. El número de celdas varía de 12 a 14 por banco. La limpieza se lleva a cabo en una etapa, usando para ello

dos celdas de cada banco. Las demás celdas del banco son repartidas equitativamente entre las etapas **Rougher** y **Scavenger**, aunque normalmente, el número de celdas destinadas a la etapa Scavenger es ligeramente mayor que las destinadas a la etapa Rougher.

Circuito de Zn; presentan un acondicionador de reactivos previo al circuito de flotación. El circuito es del tipo R-B-H, con **bancos de celdas** del tipo Denver Sub A. Comúnmente las celdas son del NE 30, y el circuito consta de dos bancos actuando en paralelo. El número de celdas por banco varía de 12 a 26 celdas. Presentan normalmente una etapa de limpieza, llevada **cabo en** 6 celdas de cada banco. El resto de celdas son repartidas entre las etapas Rougher y **Scavenger**, correspondiéndole a ésta última una mayor **cantidad de celdas**. La alimentación al circuito y el concentrado Scavenger ingresan a la **etapa Rougher** por una de las

celdas intermedias de ésta etapa.

El diagrama de flujo de estas plantas se muestra en la Fig. 1.10.

3.3.6 Llave metalúrgica de flotación de minerales complejos de Pb-Zn provenientes de yacimientos peruanos

El hecho de que se denomine minerales complejos de Pb-Zn, proviene de dos apartes: los minerales de Pb y Zn existen con otros minerales, tales como el cobre, plata, o otros metales. Una flotación selectiva, es decir la separación de cada mineral en su concentrado, respectivo, es un asunto muy complicado. Como se ha dejado entrever previamente, el objetivo de las plantas de flotación diseñadas en éste trabajo, tienen por objetivo la obtención de dos concentrados y un relave. El concentrado de plomo, aparte de los sulfuros de plomo, contendrán los sulfuros de cobre y plata (así como pequeñas cantidades de oro); mientras que, el concentrado de zinc, contendrá los sulfuros de Zn. Cabe recalcar, que la separación no es absoluta, es decir, los concentrados

relaves tendrán contenidos metálicos de todos los minerales en una menor o mayor proporción.

Así como para la selección del circuito de flotación, para determinar el método metalúrgico de un mineral, se tienen que tomar en cuenta muchos factores y llevar a cabo estudios particulares del yacimiento donde proviene el mineral. Es decir, no existe una llave metalúrgica satisfactoria para los minerales complejos de Pb-Zn de una manera absoluta. Lo que se propone más adelante es proporcionar un método de flotación general, basado en los métodos de flotación usados en plantas concentradoras de mineral complejo Pb-Zn provenientes de yacimientos ubicados en diferentes zonas del Perú. Este método constituirá una aproximación del método real de flotación de un mineral en particular.

La primera etapa en la flotación es la obtención de un concentrado de Pb. Esta se lleva a cabo en un pH entre 8 y 10, para obtener este medio básico se utiliza cal, la cual es disuelta en agua, obteniendo una

solución de pH, aproximado de 12 y densidad de 1150 gr/lt. Como los minerales complejos de Pb-Zn son ligeramente alcalinos, la cantidad de cal a usar no es mucha y está en el rango de 0.5 a 1.5 kg/TMS. Esta debe ser añadida previa al circuito de flotación, ya sea en el circuito de molienda, o en el acondicionador, puesto que la mayoría de colectores y espumantes son estables sólo en medios básicos. Es decir, se debe añadir la cal antes que los colectores y espumantes. Como colector se emplea uno del tipo sulfídrico, siendo generalizado el uso del xantato Z-11 se usan en cantidades de 5 a 15% en peso. Las cantidades a usar dependen de la ley de Pb y Cu en la cabeza, y están en el rango de 0.01 a 0.08 kgs/TM. Estos son añadidos en el circuito de molienda o en el acondicionador, puesto que no son muy solubles. También son añadidos en la cabeza de las etapas scavenger. Para evitar la flotación de los minerales de Zn y Fe es necesaria una fuerte depresión, ésta se consigue mediante el uso de cianuro de sodio ayudados por la acción de sulfato de zinc. Realmente los minerales Zn no flotan en las condiciones mencionadas, pero una cantidad

infinitesimal de iones cobre en la pulpa, la activan. Así pues, la función de los cianuros y sulfatos es complejar estos iones y evitar su acción activante sobre los minerales de Zn. La cantidad de cianuro sódico varía entre 0.07 y 0.1 kg/TMS en soluciones al 5% en peso, mientras la cantidad de sulfato de zinc varía entre 0.08 y 1.0 kg/TMS en soluciones al 10% en peso. Ambos reactivos son añadidos antes del circuito de flotación.

Por último, falta mencionar la acción de los espumantes. Normalmente, en la flotación de minerales complejos de Pb-Zn, se utiliza una mezcla de aceite de pino y ácido cresílico. La cantidad de ambos estará proporcionalmente establecido por las leyes de Pb y Cu en la cabeza (aparte de otros factores), y está en el orden de 0.01 a 0.08 kg/TMS para ambos reactivos. Normalmente son aplicados en el circuito de flotación. Son utilizados en forma pura.

Una vez obtenido el concentrado de plomo y cobre, que contiene además una buena parte del oro y de la plata y casi todos los minerales de bismuto, se procede a la

flotación de los minerales del relave de la flotación de Pb. Para separar los minerales de zinc de los minerales de fierro, es necesario tener un medio alcalino de pH 12. Tanto este medio, como la presencia de cianuros, provenientes de la flotación de Pb, deprimen los minerales de fierro (pirita, pirrotita, etc.). La cantidad a añadir de cal está en el rango de 3 a 6 kg/TMS, es añadida antes del circuito de flotación, pudiendo ser en el acondicionador o en el canal que alimenta al mismo. Para poder flotar los minerales de Zn es necesario activarlos, y esto se realiza mediante el uso de sulfato de cobre. La cantidad a usar está en el rango de 0.7 a 1.5 kg/TMS y es usado en soluciones de 5 al 20% en peso. Son añadidos en el acondicionador, y el tiempo de acondicionamiento varía entre 10 a 30 minutos, siendo conveniente acompañarla con una aireación que contribuye una mejor depresión de la pirita.

Del mismo modo que en la flotación del Pb se utiliza el Z-11 como colector y su cantidad está en el rango de 0.04 a 0.08 kg/TMS, siendo aplicados en el acondicionador y en la

cabeza de la etapa Scavenger. Se utiliza también ácido cresílico y aceite de pino como espumantes en cantidades entre 0.05 a 0.08 kg/TMS de cada reactivo. Son añadidos en el circuito de flotación tanto en la etapa Rougher como en la Scavenger.

3.3.7

Selección y dimensionamiento de los principales equipos en plantas de flotación de mineral complejo Pb-Zn que procesan diversos tonelajes.

La selección y el dimensionamiento de los equipos de flotación es el paso final en el diseño de una planta de flotación.

La selección de una máquina de flotación debe considerar una evaluación del performance metalúrgico, consumo de energía, costos, gastos de instalación, operación y mantenimiento. Debe considerar además la flexibilidad de operación, el tiempo de desuso, el espacio ocupado por unidad de volumen, etc.

Un criterio moderno en la selección de máquinas de flotación es la de escoger celdas

de gran tamaño, las cuales reducen de manera notable el número de celdas, el área ocupada por las mismas, y esencialmente el costo y gastos de instalación.

Pero el tamaño de la celda tiene un límite determinado por los corto circuitos que se producirían en la pulpa con el uso de celdas de un tamaño exagerado. Así mismo, el tamaño de celda determina el número de secciones del circuito. Mientras mayor sea el tamaño de celda el número de secciones será menor y viceversa. El trabajar con más de una sección permite una mayor flexibilidad de operación, ventaja que tienen varias unidades de equipo pequeño sobre una grande. En caso de reparaciones, por ejemplo, no hay que cerrar todo el circuito sino una parte de él. Por otra parte, varias unidades chicas se pueden cambiar y reagrupar de la manera más conveniente.

El siguiente paso es el dimensionamiento de las máquinas de flotación. Para lo cual es esencial conocer el tiempo de flotación, densidad permisible de la pulpa y el tonelaje de la planta. Al diseñar los equipos se debe

tener un factor de corrección de 10 a 15%. El conocer el tiempo de flotación implica tener un conocimiento de la cinética de la flotación del mineral en particular que se va a flotar. Nos topamos entonces nuevamente con el obstáculo insalvable de la realización de pruebas de laboratorio con un mineral de un yacimiento específico. No se puede por tanto, dimensionar equipos para una planta de flotación en una forma generalizada sin tomar en cuenta el yacimiento de donde proviene el mineral.

En comparación con el diseño de equipos en las secciones de trituración y molienda, y como se verá en las secciones de eliminación de agua, el diseño de equipos en la planta de flotación está íntimamente ligado a pruebas con un mineral específico. La determinación de dimensiones de una máquina de flotación de una manera generalizada es vulnerable a errores muy serios. Pero el alcance del trabajo no es dimensionar equipos de flotación para un mineral complejo de Pb-Zn específico, sino más bien, dar a conocer un método de diseño para este tipo de minerales que sea una aproximación lo más cercana al

caso real.

En continuación se dan las dimensiones y características para los equipos de plantas de flotación de mineral complejo Pb-Zn de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD. El método de diseño se muestra en el apéndice C en donde se dimensiona y selecciona los equipos de una planta de flotación de 1000 TMSD.

A) Planta de flotación de 50 TMSD

Circuito de Pb:

- Acondicionador de pulpa, superagitadores de 5' ϕ x 5' de alto, con sistema de accionamiento mediante motor eléctrico trifásico de 6.6 Hp, 440 volts, tanque de plancha de acero de 3/16" y sus respectivos accesorios.
- Dos bancos de caldas del tipo Sub A del N^o 18 superior (24 pies²), cada banco de caldas, y cada 2 de ellas accionadas mediante motor eléctrico trifásico de 9 Hp y 440 volts.

Circuito de Zn:

- Compuesto por los mismos equipos y dimensiones que el circuito de Pb.

Alimentadores de reactivos:

- Dos alimentadores de reactivos sólidos tipo cilindro vertical con fondo conico, completo, con sistema de accionamiento por motor eléctrico de 0.6 Hp y 440 V.
- Ocho alimentadores de reactivos líquidos duplex completos con tinas de fierro fundido, mecanismo de regulación, accionado con motor eléctrico trifásico de 0.4 Hp, 440 volts.

Consumo de agua: 1.6 M³/TM

Cons. de energ. eléct. : 32.16 kw-
Hr/TMS

Consumo de reactivos de flotacion (éste consumo será el mismo para las demás plantas).

-	Cal	7.50 kg/TMS
-	Z-11	0.16 kg/TMS
-	Ac. Cresílico	0.16 kg/TMS
-	Aceite de pino	0.16 kg/TMS
-	Cianuro Sódico	0.10 kg/TMS
-	Sulfato de zinc	1.00 kg/TMS
-	Sulfato de cobre	1.50 kg/TMS

b) Plantas de flotación de 100 TNEI.

Circuito de Pb:

- Acondicionado de pulpa de 5'6" x 11' accionado por motor eléctrico trifásico de 6.6 Hp y 220/440 V.
- Un banco de flotación con 6 celdas del tipo **Sub A del Nº 18** sp. con 3 motores de 9 Hp c/u. con reducción por fajas y paletas para la separación de espumas.

Circuito de Zn:

- **Acondicionador** de pulpa de 5'6" x 11' accionado por motor de 6.6 Hp y 220/440 volts.
- **Banco de** flotación con 8 celdas del

tipo Sub A del N^o 18 sp, con 4 motores de 9 Hp c/u con reducción de taja / demás accesorios.

Alimentadores de reactivos:

- Cuatro alimentadores de reactivos líquidos del tipo duplex c/u de ellos, accionado por motor eléctrico trifásico de 0.4 Hp y 220/440 v ca.
- Alimentador de sulfato de cobre, consistente en una posa de concreto que alimenta al acondicionador de Zn por sistema de sifón.
- Alimentador de cal de 4' ϕ x 4' con motor eléctrico de 4.80 Hp.

Consumo de energ. elect.: 15.20 kw-hr/TMS

Consumo de agua : 1.6 M³/TM

C) Plantas de flotación de 200 TMSD

Circuito de Fb:

- Acondicionador de pulpa de 6' ϕ x

- 6', accionado por motor eléctrico de 7.5 Hp y 220/440 volts.
- Banco de 4 celdas del tipo Sub-A del N^o 21, etapa Rougher accionados por 2 motores eléctricos trifásicos de 15 Hp c/u.
 - Banco de 6 celdas del tipo Sub-A del N^o 18 sp. etapa Scavenger, accionados por 3 motores de 10 Hp c/u.
 - Banco de 2 celdas del tipo Sub-A del N^o 18 sp. etapa cleaner, accionados por un motor eléctrico trifásico de 15 Hp.

Circuito de Zinc:

- Acondicionador de pulpa 6' x 6', accionado por motor eléctrico trifásico de 7.5 Hp.
- Banco de 4 celdas del tipo Sub-A, del N^o 18 sp. etapa Rougher, accionados por 2 motores eléctricos trifásicos de 10 Hp c/u.
- Banco de 10 celdas del tipo Sub-A del N^o 18 sp. etapa Scavenger, accionados por 5 motores eléctricos

trifásicos de 10 Hp c/u.

- Banco de 2 celdas del tipo Sub-A, del NQ 18 sp., etapa Cleaner accionados por motor eléctrico trifásico de 10 Hp.

Alimentadores de reactivos:

- Dos alimentadores de reactivos líquidos, accionado por motor eléctrico de 1 Hp.
- Tres alimentadores de reactivos líquidos, accionados por motor eléctrico de 0.75 Hp.
- Cuatro alimentadores de reactivos líquidos, accionados por motor eléctrico de 1 Hp.

Cons. de energ. elect.: 15.84 kw-Hr/TMS

Consumo de agua : 1.6 M³/TM

Plantas de flotación de 400 TMSD

Circuito de Pb:

- Banco de 10 celdas del tipo Sub-A,

del N^o 21, accionadas por 5 motores eléctricos trifásicos de 15 Hp c/u.

Circuito de Zn:

- Dos bancos de 10 celdas c/u., del tipo Sub-A, de N^o 21, accionados por 10 motores de 15 Hp c/u.
- Dos accionadores de pulpa de ϕ 12", accionados c/u por motor eléctrico trifásico de 15 Hp.

Alimentadores de reactivos:

- Tanque para lechada de cal, de 5' ϕ x 4', accionado por motor eléctrico trifásico de 5 Hp, 220/440 volts.
- Alimentador de sulfato de **cobra**, de pino oregón, de sección cuadrada, de 43" x 43" x 42" de alto, **alimenta al** circuito por medio del sifón.
- Un **alimentador** de **reactivos** líquidos del tipo **duplex**, accionado por **motor eléctrico** de 0.25 Hp.
- Dos **alimentadores** de reactivos líquidos del tipo Duplex,

accionados c/u por motor eléctrico de 0.4 Hp.

- Tres alimentadores de reactivos líquidos del tipo Triplex accionado c/u por motor eléctrico trifásico de 0.8 Hp.

Cons. de energ. eléct.: 12.0 kw-hr/TMS

Consumo de agua : 1.6 m³/TMS

D) Plantas de flotación de 1000 l.c.l.

Circuito de Pb: Dos bancos actuando en paralelo.

- Dos bancos de 8 celdas c/u., del tipo Sub-A, del N^o 30, accionados por 8 motores eléctricos trifásicos de 20 Hp c/u.

Circuito de Zn: Dos bancos actuando en paralelo.

- Acondicionador de pulpa de 10' ϕ x 10', accionado por motor eléctrico trifásico de 2- Hp.
- Dos bancos de 10 celdas c/u., del

tipo Sub-A del N^o 30, accionados por 10 motores eléctricos trifásicos de 20 Hp c/u.

Alimentadores de reactivos:

- Tanque para lechada de Cal de 6' $\frac{1}{2}$ x 6' accionado por motor eléctrico de 8 Hp.
- Alimentador de sulfato de cobre de sección cuadrada de 54" x 54" y 53" de alto, alimentación al circuito por medio de sifón.
- Tres alimentadores de reactivos líquidos, del tipo Duplex, accionados c/u., por eléctrico de 0.4 Hp.
- Cinco alimentadores de reactivos líquidos del tipo Triplex, accionado c/u por motor eléctrico trifásico de 0.8 Hp.

Cons. de energ. eléct.: 7.2 kw-hr/TMS

Consumo de agua : 1.6 M³/TM

3.4 ELIMINACION DE AGUA

Los concentrados de sulfuros valiosos que se obtienen en la flotación contienen gran cantidad de agua; es por eso que, antes de aprovecharlos para su tratamiento posterior, es necesario quitarles todo el agua posible.

Para la eliminación de agua de los concentrados, generalmente se emplean dos etapas: la primera de espesaje que aumenta el porcentaje de sólidos desde el valor con que se obtiene en la flotación hasta un 45% - 75% (obteniéndose al mismo tiempo un reboso que contiene menos de 1% de sólidos); y la segunda, de filtración, que reduce la humedad a 10% - 15%. Si es necesaria una menor humedad del concentrado, se prosigue con un secado, el cual puede eliminar casi totalmente la humedad. Esta última operación no se aplica en las concentradoras de mineral complejo Pb-Zn operantes en el Perú, siendo solamente necesario para los fines prácticos, la sedimentación y el filtrado.

En esta sección, se describirán los diversos equipos utilizados para la eliminación de agua de los concentrados, los circuitos de espesaje filtrado, y los criterios de selección diseño de

los principales equipos en plantas de eliminación de agua de concentrados de Pb y Zn que tratan diversos tonelajes de mineral complejo Pb-Zn.

3.4.1 Principales equipos en una planta de eliminación de agua

Los principales equipos en una planta de eliminación de agua lo constituyen los espesadores y los filtros. Equipos auxiliares importantes lo constituyen las bombas de vacío, y las bombas de los rya tratados en las secciones anteriores. A continuación se describen las principales características de estos equipos.

3.4.1.1 Espesadores

Estos equipos son tanques cilíndricos en los cuales los sólidos se separan del agua por sedimentación. El agua limpia rebalsa a una canaletta que rodea el estanque y la arena, arrastrada hacia el centro por paletas, descarga por el fondo de él y re bombea hacia donde sea necesario.

La alimentación llega por una cañería situada en el centro del estanque.

Para ilustrar un típico espesador, usado en la concentración de minerales, se muestra la Fig. 3.35, en donde se detallan sus partes más importantes.

Para aumentar la velocidad de sedimentación de las partículas de concentrado se puede agregar agentes químicos, los cuales por medio de la coagulación y/o floculación generan aglomerados más grandes y más abiertos. Los reactivos más usados en los espesadores son los floculantes, los cuales se agregan a la corriente principal en concentraciones muy diluidas (menos del 0.1% en peso). Una vez añadido el floculante, debe evitarse la turbulencia para impedir la ruptura de los floculos.

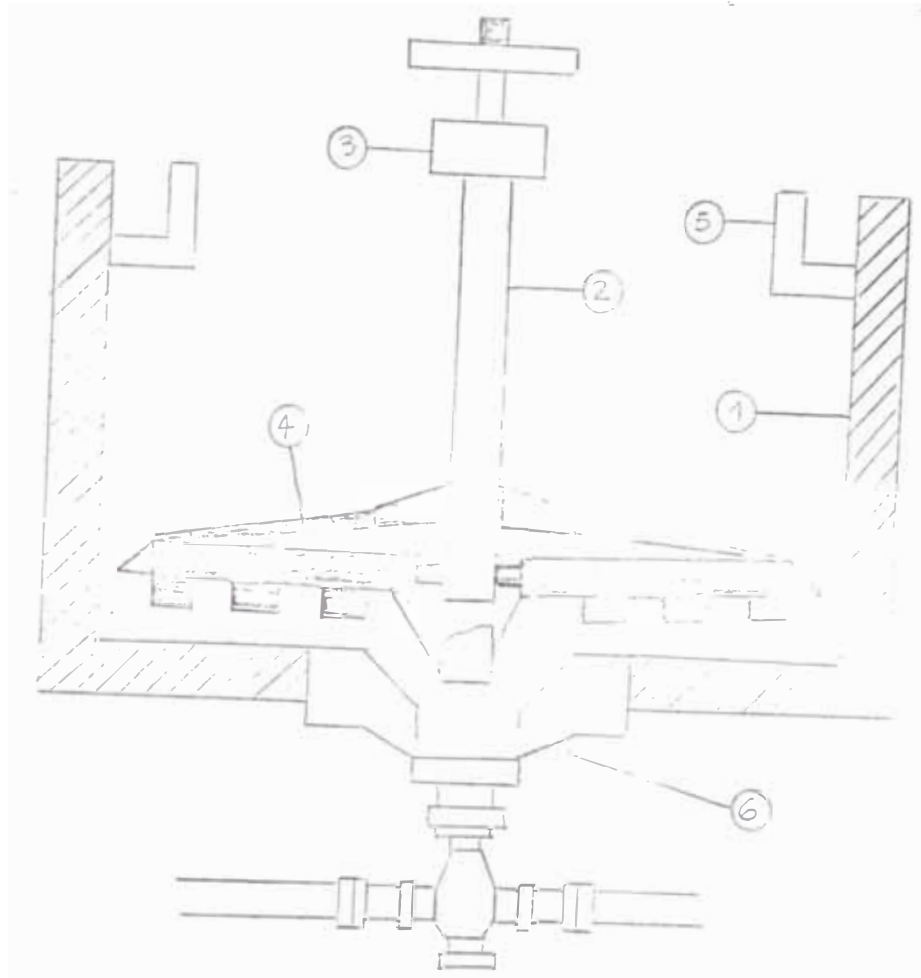


Figura 3.35 - Partes principales de un espesador.

Leyenda

1. Tanque.
2. Eje.
3. Recibidor de carga.
4. Rastrillos.
5. Canal de rebaje.
6. Cono de descarga.

3.4.1.2 Filtros

La filtración tiene por finalidad la separación del agua en mayor cantidad posible que la que hay en los concentrados bombeados de los espesadores.

Las operaciones de filtrado se hacen en filtros especiales de vacío. En la concentración de minerales son muy usados los filtros de tambor y los filtros de discos. En las Fig. 3.36 y 3.37 se muestran estos 2 tipos de filtros, indicándose sus partes más importantes. En las Tablas 3.11 y 3.12 se dan tamaños estándares de fabricantes de ambos equipos.

3.4.1.3 Bombas de vacío

La bomba de vacío tiene por objetivo succionar el agua del contenido a través del medio filtrante del filtro. Este tipo de bomba está diseñada para manejar

apreciables cantidades de líquido sin riesgo de dañar la bomba.

El esquema de una bomba de vacío, de fabricación NASH, se muestra en la Fig. Nº 3.38, en donde se indican sus partes más importantes.

3.4. Circuitos de espesado y filtrado

El circuito típico de espesado y filtrado usado en plantas concentradoras es mostrado en la Fig. Nº 3.39.

El concentrado proveniente de la flotación entra a los espesadores mediante un canal, al receptor de carga, la que distribuye la alimentación. Al caer la carga se distribuye uniformemente en todo el área del espesador y luego comienza sedimentar, ayudado por la acción del floculante. El rebose del sedimentador pasa a una canaleta que rodea el estanque y es dirigido hacia las posas de recuperación. El concentrado espesado es arrastrado hacia el centro del espesador, por medio de paletas y descargado por el centro. El concentrado, con un porcentaje de sólidos

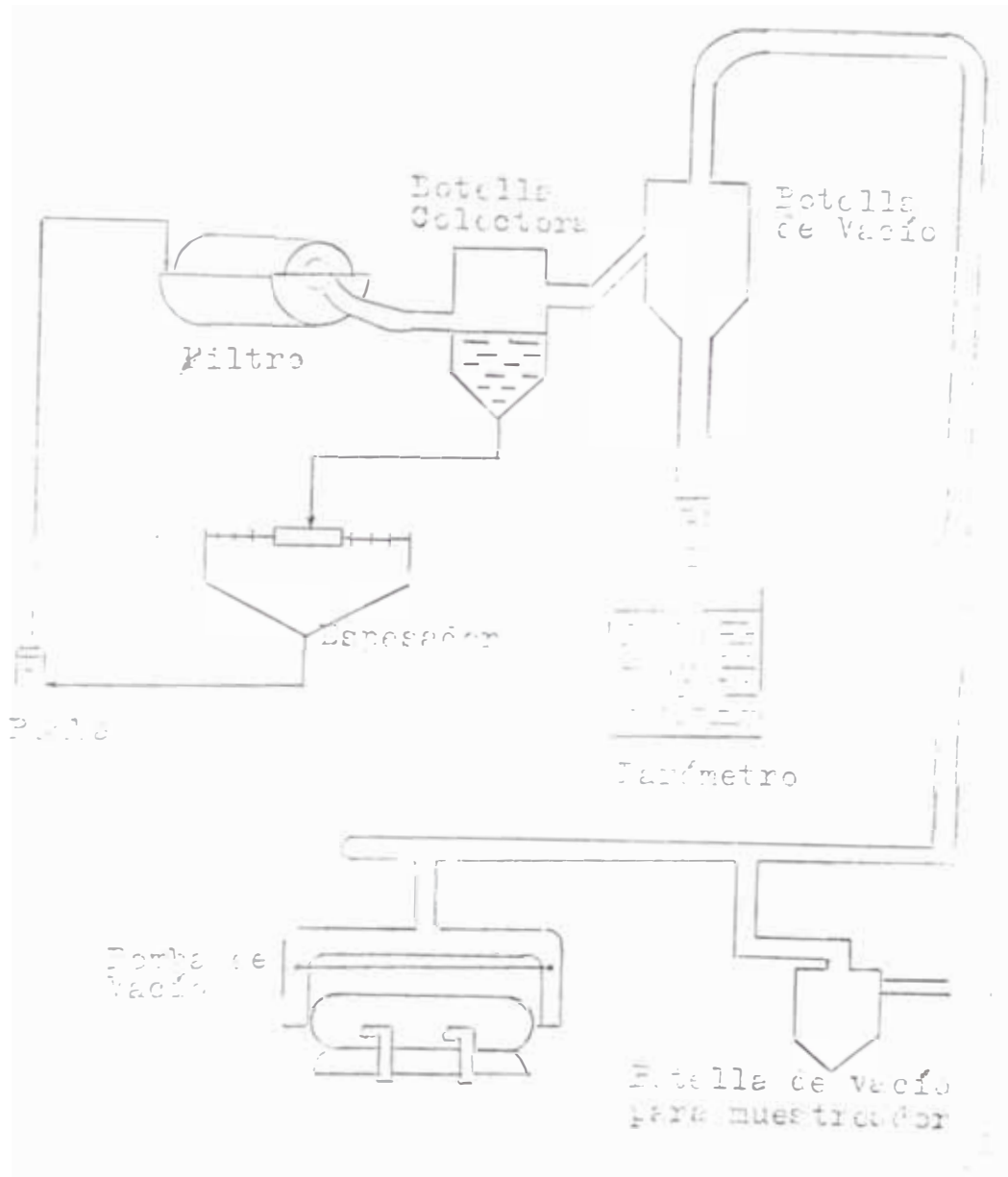


Figura 3.39 Circuito de espesamiento filtrado.

entre 45% - 75%, es bombeado hacia los filtros.

Cuando funciona el filtro, el tambor ó los discos giran lentamente mientras llega al tanque la pulpa a filtrar, y se mantiene fijo el nivel para asegurar una profundidad constante de sumersión de la parte inferior del tambor ó discos. Hebre a una válvula se le aplica vacío (bomba de vacío). Este vacío es el que succiona agua, fango y arena de concentrado, los cuales son retenidos en una botella colectora. De esta botella son separados los finos y el agua, los cuales son devueltos a los espesadores por medio de la gravedad. Entre la botella colectora y la bomba de vacío se tiene la botella de vacío, la cual tiene un cierre barométrico, cuya función es eliminar la humedad.

En el caso de los filtros de tambor, tipo Dorr-Oliver, la bomba de vacío está conectada en el centro del tambor, el cual está dividido en secciones. El tambor cubierto con una tela apropiada, gira lentamente alrededor de su eje y en la parte inferior se sumerge en el tanque lleno de pulpa. Al sumergirse el

filtro succiona el concentrado que se **adhiera** a la tela mientras **el agua pasa a** través de ella y **se elimina del** tambor. Al **salir de la pulpa**, el tambor sigue succionando el aire, con lo que se seca el concentrado. Al llegar a una **canaleta horizontal**, la succión se transforma en presión, y el queque seco se desliza **por la canaleta**. Para ayudar este deslizamiento existe un **cuchillo horizontal**, **que raspa el tambor**.

3.4.3 Selección y dimensionamiento de los principales equipos en una planta de eliminación de agua

En primer lugar, se seleccionará las **características de** los equipos principales, es decir, los espesadores y los filtros.

Los espesadores son clasificados de acuerdo al método de soporte **y manejo del** mecanismo de rastrillo. De los distintos mecanismos, **son los más usados en las concentradoras**. Primero tenemos el mecanismo de rastrillo que se soporta en una superestructura (puente), a través del tanque, el cual también da **facilidades para el transporte de la pulpa**

hacia el centro del espesador o caja de alimentación, y también puede servir de pasadizo para los operadores (ver Fig. 3.40). Este soporte ó puente generalmente está restringido para tanques porales de hasta 20 mts. de diámetro. El segundo tipo de mecanismo es usado en tanques desde 20 - 150 mts. de diámetro, y considera una columna central de concreto ó acero, utilizada tanto para soporte de los rastrillos, así como para el mecanismo motor.

Los sólidos espesados se descargan a través de un canal o surco en forma de anillo que rodea la base de la columna central (ver Fig. 3.41). Este tipo de espesadores es el que comúnmente se usa en plantas concentradoras.

Como se mencionó anteriormente, los filtros más usados en las plantas concentradoras son los filtros de vacío de tambor rotatorio y los de discos. De ambos, el filtro de disco es más barato que el de tambor rotatorio; su bajo costo y su tamaño extremadamente pequeño constituyen sus principales ventajas. La mayor desventaja es su incapacidad para

adaptarse a un lavado eficiente. La decisión en la selección entre uno de ellos se basa en criterios prácticos.

Para el diseño de espesadores y filtros, entre los datos necesarios para el dimensionamiento, se debe conocer el tonelaje de concentrado a tratar. Este tonelaje está vinculado directamente a la ley de cabeza del mineral. Como ya se ha indicado en secciones anteriores, cada mineral proveniente de un yacimiento diferente también tendrá características diferentes y leyes de cabeza diferentes. Así pues, el dimensionamiento de equipos para plantas de un mismo tonelaje, pero diferentes leyes de cabeza del mineral tratado, también será diferente.

Siendo la intención de este trabajo dar a los diseñadores de planta concentradoras de mineral complejo Pb-Zn, una herramienta de consulta, tanto ingenieril como económica, se escogerá para el diseño de los equipos de espesaje y filtrado, un valor de la ley de cabeza arbitrario, la cual estará entre los valores más altos de los minerales complejos Pb-Zn que se extraen de yacimientos peruanos.

Con ello, se estará **dimensionando** los equipos **por encima** de las necesidades que se requiere en la mayoría de los casos.

Cabe recalcar, que el uso de espesadores y filtros son comunes en plantas concentradoras de más de 200 TMSD. En el caso de plantas concentradoras menores, se acostumbra el uso de cochas de sedimentación, en donde las partículas de concentrado sedimentan lentamente y la separación de la fase acuosa de la sólida se realiza por decantación.

En el apéndice D se muestra el procedimiento de diseño de los equipos **principales** y auxiliares de una planta de desagué de una concentradora de 1000 TMSD. A continuación se dan las características de las mismas de plantas de concentración de mineral complejo Pb-Zn de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD.

A. Planta de desagué de concentradora de 500 TMSD

- Una cocha de **concreto armado**, para el **concentrado** de plomo, de 2 m m de sección y 1.1 m de altura; con

un espesor de 0.2 m.

- Una cocha de concreto armado de 0.2 m de espesor, para el concentrado de zinc; de 1.5 m x 3.5 m de sección y 1.1 m de altura.

B. Planta de desagué de concentradora de 100 TMSD

- Una cocha de concreto armado de 0.2 m de espesor, para el concentrado de Pb de 2.75 m x 2.75 m de sección y 1.1 m de altura.
- Una cocha de concreto armado de 0.2 m de espesor para el concentrado de Zn de 5 m x 5 m de sección y 1.1 m de altura.

C. Planta de desagué de concentradora de 200 TMSD

- Dos espesadores de 14'6" x 8' de altura, uno para el concentrado de Pb y el otro para el Zn. accionados por 2 motores eléctricos trifásicos, c/u de 2.4 Hp
- Filtro de discos de 6'6" con 5

discos, 2 para el concentrado de Pb y para el concentrado de Zn; accionado por motor eléctrico trifásico de Hp. Incluye botellas de vacío de 24"φ x 68" de alto y 2 botellas colectoras de 24"φ x 60" de altura.

- Dos bombas de pulpa, una para Pb y la otro para el zn, cada uno de 2" y accionadas por 2 motores de 1.8 Hp cada uno.
- Bomba de vacío, con motor eléctrico trifásico de 25 Hp y 220/440 volts.
- Soplador, con motor eléctrico de Hp.

Cons. de energ. eléct.: 5.21 kw-hr/TMS

D. Planta de desaque de concentradora de 400 TMSD

- Dos espesadores de 22'φ x 10' de altura, uno para el concentrado de Pb y el otro para el concentrado de Zn, accionados por motores eléctricos trifásicos, cada uno de 2.4 Hp y 440 volts.

- Filtro de discos para el Pb, de 6' ϕ , con 7 discos y accionado por motor eléctrico de 3.0 Hp.
- Filtro de discos para el Zn, de 6' ϕ , con 7 discos y accionado por motor eléctrico de 3 Hp y 440 v.
- Dos bombas de pulpa, 1 para el Pb y la otra para el Zn, c/u de 20" accionadas por motores de 1.8 Hp cada una de ellas.
- Bomba de vacío, con motor eléctrico trifásico de 40 Hp x 440 v. Incluye tanque separador de filtrado soplador.

Cons. de energ. eléct. : 3.26 kw-hr/TMS

E. Planta de desague de concentradora de 1000 TMSD

- Dos espesadores de 32' ϕ x 10' de alto, uno para el concentrado de Pb y el otro para el Zn, accionados por motores de 2.4 Hp cada uno.
- Filtro de discos para el Pb, de 6' ϕ por 8 discos y motor eléctrico trifásico de 3.5 Hp. Incluye

Soplador de L. FSI.

- Filtro de discos para el Zn, de 6' $\frac{1}{2}$ por 8 discos y motor eléctrico trifásico de Hp.
- Dos bombas de pulpa, una para el concentrado de Zn y la otra para el Pb, de 2 $\frac{1}{2}$ "-2" $\frac{1}{2}$, accionado cada una por motor eléctrico de 1.8 Hp.

Las bombas de vacío, una para el Pb y la otra para el Zn, cada una con motor eléctrico trifásico de 40 hp y 440 volts. Incluye también separador de filtrado y soplador.

Cons. de energ. eléct. : 2.35 kw-hr/ThS

CAPITULO 4

ESTIMACION DE COSTOS

En todos los estudios relacionados con un proyecto, además de los aspectos concernientes a la tecnología, ingeniería, mercado o localización de la planta, es indispensable establecer los costos e ingresos originados por él.

Así pues, una vez establecidos los aspectos de mercado e ingeniería para plantas concentradoras de mineral complejo Pb-Zn provenientes de yacimientos peruanos, se analizarán los costos en los cuales se incurre tanto en la inversión del proyecto, como en los costos de fabricación y operación de los concentrados. También se analizarán otros aspectos tales como depreciación, amortización de cargos diferidos, etc.

4.1 Inversión

La inversión de un proyecto representa los valores de los recursos asignados para la fabricación, creación, producción o adquisición de los bienes de capital con los cuales el proyecto producirá,

durante su vida útil, los bienes o servicios cuya producción está destinado.

La inversión se puede clasificar en **inversión fija** y **capital de trabajo**.

4.1.1 **Inversión fija**

Está representada por el conjunto de bienes físicos intangibles requeridos en el proyecto que **están destinados en forma directa indirecta** la producción.

Dentro de los bienes físicos, tenemos los terrenos, las edificaciones, los equipos, las **instalaciones** eléctricas y otras **instalaciones** complementarias. Entre los bienes intangibles tenemos las investigaciones y estudios, **ingeniería**, puesta en marcha, intereses durante la construcción. A la suma de estos dos tipos de bienes se debe añadir un monto para imprevistos, el cual **está en el orden del 10% de la inversión fija**.

La cuantificación de la **inversión fija** se puede estimar de **diferentes** formas, pero en **este trabajo** se realiza mediante el uso de

factores con respecto al costo de los equipos principales. Los resultados obtenidos originan errores aproximados de un 30%.

Es decir, conociendo el valor de los equipos se puede estimar el capital fijo. De datos prácticos se ha logrado establecer que existe una variación típica de cada uno de los rubros del capital fijo. En base a las variaciones indicadas se ha establecido un método de cálculo del capital fijo como porcentajes o factores del costo de los equipos. Los porcentajes para plantas concentradoras se muestran a continuación:

	PORCENTAJES
EQUIPO ENTREGADO	100
INSTALACION DEL EQUIPO ADQUIRIDO	40
INSTALACIONES ELECTRICAS (COLOCADAS)	10
OBRAS CIVILES	25
INSTALACIONES DE SERVICIOS	40
PREPARACION DEL TERRENO	15
TERRENO	6
INGENIERIA Y SUPERVISION	33
GASTOS DE CONSTRUCCION	35
<hr style="border-top: 1px dashed black;"/>	
COSTO TOTAL DE LA PLANTA	304
CONTRATISTA (5%)	15
IMPREVISTOS (10%)	30
<hr style="border-top: 1px dashed black;"/>	
CAPITAL FIJO	349

TABLA 4.1 - Porcentaje de los diferentes rubros de la inversión fija con respecto al valor de los equipos principales para plantas concentradoras.

Así pues, para determinar el capital fijo de la inversión será necesario conocer primero el costo de los equipos principales. En las Tablas 4.2, 4.3, 4.4 y 4.5 se dan los costos de los equipos diseñados en el Capítulo 3 tanto para las concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD de mineral complejo Pb-Zn.

Para el uso de los valores de Tabla 4.1 es necesario conocer los costos de los equipos puestos en el lugar de la instalación. Ya que los valores dados en las Tablas 4.2, 4.3, 4.4 y 4.5 son los valores referidos a la Capital Lima, será necesario añadirles a los mismos el costo de transporte. El costo de transporte está en el orden del 2% del costo de los equipos. Es claro que el costo de transporte es proporcional a la distancia entre el punto de ubicación de la planta concentradora a Lima, así el 2% es un promedio referencial.

En la Tabla 4.6 se detallan los costos desagregados y los costos totales de la inversión fija para plantas concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD que tratan

EQUIPO	COSTO U.S. \$ (1992)				
	TONELAJE DE LA CONCENTRADORA, TMSD				
	50	100	200	400	1000
TOLVA DE GRUESOS	2800	2800	3500	5900	7100
Alimentador		18700	18700	18700	18700
Grizzly					
- Estacionario	400	1500			
- Vibratorio			2300	3600	3800
Chanc. Quijadas	21400	39900	39900	59800	99700
Cedazo Vibratorio					
- Un piso		2300	3000	3200	
- Dos pisos					4600
Chanc. Giratoria (2o)		141200	221000	342600	354800
Cedazo vibratorio un piso					4000
Chanc. Giratoria (3o)					206700
Fajas transportadoras	23700	31000	43100	64700	104900
TOTAL	28300	237400	331500	498500	804300

Tabla 4.2 - COSTOS DE LOS EQUIPOS PARA PLANTAS DE TRITURACION
(EL COSTO DE FAJAS TRANSPORTADORAS REPRESENTA EL
13% DEL COSTO TOTAL DE EQUIPOS).

mineral complejo Pb-Zn.

En la Fig. 4.1 se muestra la relación entre la capacidad de una planta concentradora respecto al costo total de equipos (Lima) y la inversión fija. Correlacionando estos valores se obtienen las siguientes relaciones:

para el costo total de equipos (Lima):

$$\text{Costo equipos} = 14032 \times (\text{TMSD})^{0.77} \quad (4.1)$$

$$R = 1.00$$

$$\text{Inversión fija} = 49946.2 \times (\text{TMSD})^{0.77} \quad (4.2)$$

$$R = 1.00$$

4.1.2 Capital de trabajo

Para financiar adecuadamente el funcionamiento de cualquier instalación, se deben mantener fondos adicionales en efectivo o invertidos en inventarios. Para cálculos preliminares del capital de trabajo, se consideran porcentajes sobre la inversión. Este porcentaje varía entre el 10% al 20%.

Otra forma de estimar de manera preliminar el capital de trabajo es que este equivale al 25% de los gastos anuales o entre el 10% al 30% de las ventas anuales.

Para obtener el capital de trabajo con mayor precisión es necesario considerar lo siguiente:

- Costo de materias primas e insumos directos para un mes de fabricación:
Precio de la materia prima x materia prima utilizada en un mes.
- Costo de las materias primas e insumos directos o en proceso de fabricación para medio mes.

$$0.5 \times \text{costo de fabricación del producto final} \times \text{producción mensual} \times f$$

donde f: factor de ciclo de fabricación.

Si el ciclo en el que se produce una unidad del producto final fuera un día,

f sería 1/30.

- Costo de un mes de productos fabricados en almacén.

$$\text{Costo de fabricación del producto final} \times \text{producción mensual}$$

- Costo de un mes de ventas pendientes de cobre.

$C.S. \times \text{prec. de venta} \times \text{producción mensual}$

- Disponible en caja y bancos, es decir la reserva en dinero necesario para la adquisición de repuestos, pago de salarios, impuestos, etc. Se considera equivalente al costo de producción de un mes.

Costo de fabricación del producto final producción mensual

En la Tabla 4.7 se detallan los diversos costos y el costo final del capital de trabajo para plantas concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD de mineral complejo Pb-Zn.

Cabe recalcar que para determinar estos costos se ha empleado los valores dados en la Tabla 4.14.

4.2 Costo del producto

Costos son los valores de los recursos reales o financieros utilizados para la producción en período dado. Para justificar una proposición de

inversión, se requiere estimar el costo de producción. Tanto la determinación del costo de producción como el de la inversión permiten precisar la rentabilidad del proyecto o definir la alternativa de invertir o no.

La clasificación de los costo de producción puede realizarse acorde los usos contables. Así, estos se clasifican en costos de fabricación, gastos de fabricación, gastos financieros y otros gastos.

Entre los costos de fabricación tenemos los costos directos y los costos indirectos. Los costos directos están constituidos por los costos de materiales directos y mano de obra directa. Los costos indirectos o gastos de fabricación lo constituyen los costos de mano de obra indirecta, materiales indirectos y los gastos indirectos (depreciaciones y amortizaciones por cargos diferidos).

Los gastos de operación lo constituyen los gastos de ventas (gastos laborales, comisiones, publicidad, impuestos a las ventas, transportes, etc.) y los gastos generales y de administración (gastos laborales, gastos de representación, seguros, alquileres, materiales y útiles de

oficina, impuestos, etc.).

Dentro de otros gastos tenemos las pérdidas, los incobrables y los imprevistos.

4.2.1 Costos de fabricación

En las Tablas 4.8 a 4.13 se detallan los costos de fabricación en los que se incurre en plantas concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD de mineral complejo Pb-Zn. En la Tabla 4.14 se resumen estos datos y se dan los costos totales de fabricación.

Los datos de materiales e insumos directos han sido obtenidos del Capítulo 3, los cuales son valores empíricos basados en la operación de plantas operativas. Los valores de mano de obra directa, indirecta, materiales indirectos y gastos indirectos han sido obtenidos de consultar con ingenieros proyectistas, jefes de logística y otros profesionales expertos en plantas concentradoras.

Los costos de mineral proveniente de mina se incluyen en los costos de fabricación, puesto

MATERIAL	COSTO U.S. \$ / TMS				
	TONELAJE DE LA CONCENTRADORA, TMSD				
	50	100	200	400	1000
Mineral proveniente de mina	20	15	13	10	8

Tabla 4.8 - COSTOS DE MINERAL PROVENIENTES DE MINA PARA DIFERENTES T. ~ OS DE CONCEN ORAS.

que si bien un complejo minero consta tanto de mina como de concentradora, y los costos de extracción de mineral se pueden incluir en los costos de operación de mina, lo que se trata es de evaluar a la concentradora como una planta independiente de la mina.

4.2.2 Gastos de operación

Entre los gastos de operación tenemos los gastos de ventas y los gastos generales y administrativos. Los gastos de ventas incluyen todos los costos implícitos en las operaciones de mercadotecnia del producto. En este rubro se consideran también los costos de transporte, que en el caso de concentrados de Pb y Zn representan del 12% al 15% del valor total de las ventas.

Los gastos generales y administrativos son la suma de los costos de las oficinas generales que no se cargan directamente en ninguna forma; los salarios de los ejecutivos superiores; los honorarios legales, el personal central de contabilidad, relaciones públicas, las funciones de tesorería y contabilidad, la planeación e incluso la

evaluación económica. Estos gastos son del orden del 7% del valor total de las ventas.

En la Tabla 4.15 se detallan los gastos de operación para concentradoras de diferentes tonelajes de mineral complejo Pb-Zn.

4.2.3 Gastos financieros

Comprende los pagos de intereses y comisiones a la financiación del proyecto. En este trabajo **no se** analiza la financiación del proyecto y por tanto la posterior evaluación económica no se realiza desde el punto de vista financiero.

4.2.4 Otros gastos

Dentro de otros gastos tenemos las pérdidas, los incobrables y los imprevistos. Se considera que estos gastos son del orden del 10% de los ingresos por ventas.

En la Tabla 4.15 se detallan estos gastos para plantas concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD de mineral complejo Pb-Zn.

En la misma Tabla 4.15 se indica los costos totales de producción para estas diferentes plantas.

G A S T O	U.S. \$/TMS de mineral				
	50	100	200	400	1000
Costo de fabricación	36.6	34.4	32.9	32.1	31.0
Gastos de operación					
* Gastos de ventas	11.2	11.2	11.2	11.2	11.2
* Gastos Generales y Administrativos	5.2	5.2	5.2	5.2	5.2
* Otros gastos	7.5	7.5	7.5	7.5	7.5
COSTO TOTAL DE PROD.	60.5	58.3	56.8	56.0	54.9

TABLA 4.15.- Costo del producto para concentradoras de diferentes tonelajes que tratan mineral complejo Pb-Zn.

4.3 Depreciaciones y amortizaciones de cargos diferidos

Económicamente, depreciación es la pérdida de valor que experimenta un bien físico de capital por efecto de su desgaste u obsolescencia. Los cargos por depreciación son las cantidades que se deducen periódicamente (por lo general en forma anual), del excedente generado por la producción, para compensar la depreciación experimentada por los bienes de capital físicos.

El cargo por depreciación, y la aplicación que se

le dé no constituye un desembolso ni un ingreso efectivamente realizado, sino sólo una ficción contable, una operación en libros, a la que no corresponde un flujo real de recursos financieros.

Las amortizaciones por cargos diferidos son deducciones de fondos, contabilizados a partir del excedente, para cubrir en un plazo convencional el valor de los bienes intangibles adquiridos en la etapa de inversiones, como gastos pre-operativos. A diferencia de la depreciación de los bienes físicos los bienes intangibles no se deprecian, puesto que estos se desvalorizan en cuanto se utilizan, pero los montos desembolsados para obtener o usar estos intangibles pueden y deben ser recuperados mediante deducciones del excedente, mediante un número convencional de años, hasta que la suma de estas deducciones iguale el desembolso inicial.

4.3.1 Depreciaciones

La vida útil ó período en el cual se utilizará el equipo en el proyecto es, para la maquinaria utilizada en la minería, de 5 años. Las edificaciones tienen una vida útil de 33 años y otros bienes físicos se pueden

considerar con una vida útil de 10 años.

Entre los **bienes** físicos, aparte de los equipos, también debe considerarse su instalación, instalaciones eléctricas, **obras** civiles, instalación de servicios, preparación del terreno los gastos de construcción. Las obras civiles en este caso no pueden ser consideradas como edificaciones (para ser depreciadas a una tasa anual de 3%) debido a que se ejecutan **para** instalar, proteger, dar mantenimiento o complementar la función de los equipos.

Cabe recalcar que el terreno no está sujeto a depreciación.

Los montos de depreciación anuales para concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD de mineral complejo Pb-Zn se muestran en la Tabla 4.16.

4.3.2 Amortizaciones de cargos diferidos

De acuerdo a las leyes peruanas la amortización de **intangibles** puede ser realizada en un período máximo de 10 años

TONELAJE DE LA CONCENTRADORA TMSD	DEPRECIACION ANUAL DE LOS BIENES FISICOS U.S. \$/AÑO	DEPRECIACION INTANGIBLES U.S. \$/AÑO	TOTAL \$/AÑO
50	1 46660	21580	1 68240
100	292560	43030	335590
200	391740	57640	449380
400	785680	115610	901290
1000	1517400	223290	1 740690

Tabla 4.16 - TABLA DE DEPRECIACIONES DE LOS BIENES FISICOS Y DE
LOS BIENES INTANGIBLES POR AÑO DE OPERACION.

considerando una depreciación lineal. Como intangibles debe considerarse la ingeniería y supervisión, los pagos al contratista y los imprevistos.

Los montos para las diferentes concentradoras se dan en la Tabla 4.16.

CAPITULO 5

EVALUACION ECONOMICA

La evaluación económica de un proyecto consiste en la medición de su valor, en base a la comparación entre los beneficios que genera y los costos que requiere, independientemente de como se obtengan y se paguen los recursos financieros que necesite el proyecto y del modo como se distribuyan los excedentes netos que genera.

Dependiendo como se comparen los costos con los beneficios, puede obtenerse diversos coeficientes o magnitudes, cada uno de los cuales indicará algún aspecto del valor del proyecto. Entre estos indicadores tenemos el valor actual neto (VAN), la tasa interna de recuperación (TIR), coeficiente Beneficio-Costo (B/C) y periodo de recuperación.

A continuación se analizan estos indicadores

económicos, para las plantas concentradoras de mineral complejo Pb-Zn de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD.

5.1 Valor actual neto (VAN)

es la suma algebraica de los valores actualizados de los costos y beneficios generados por el proyecto durante su horizonte de evaluación.

La evaluación económica utilizando el VAN se basa en el criterio que un proyecto será viable económicamente si la diferencia entre los ingresos y los costos utilizados es mayor que cero. O en otras palabras, que los FLUJOS TOTALES DE EFECTIVO durante la vida útil del proyecto actualizados al año de inversión, menos la inversión total de proyecto sea mayor que cero. Los flujos totales de efectivo son actualizados con tasas de actualización (o descuento) que son factores que permiten establecer las variaciones del valor del dinero a través del tiempo.

5.1.1 Flujo total de efectivo

El flujo anual de efectivo puede calcularse mediante la relación:

$$F = (1-t) \times (S-E-D) + D \quad (5-1)$$

En donde:

F = Flujo anual de efectivo

S = Recaudaciones del período

E = Gastos del período que incluyen el desembolso en efectivo

D = Carga anual de depreciación

t = Impuesto sobre la renta

Las recaudaciones del período son dadas por la venta de los concentrados de plomo y zinc.

Los gastos del período está constituido no sólo por los costos totales de producción sino también por deducciones regidas por el Estado, las cuales comprenden para la minería no aurífera de los siguientes porcentajes:

- Participación trabajadores	4.0%
- Participación de la comunidad	0.5%
- Investigación Científica y Tecnológica	1.5%
- Participación patrimonial trabajadores	5.5%

TOTALES

11.5%

Estos porcentajes son aplicados sobre la renta neta, es decir, la diferencia entre los ingresos totales menos los costos totales de producción.

La carga anual de depreciación son dadas en la tabla 4.16 para diferente tonelaje de concentradoras.

El impuesto sobre la renta, es aplicada sobre la renta imponible, la cual es la diferencia entre S menos E y menos D. El Estado ha establecido un impuesto de 30% sobre la Renta Neta Imponible.

La determinación de los flujos anuales de efectivo para concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD se detallan en la tabla 5.1. A pesar que la inflación afecta en forma diferente a casi todos los conceptos de costos de producción, la suposición implícita que se hace en las estimaciones de la rentabilidad es que todos los conceptos (incluyendo con frecuencia el precio de venta del producto) tendrán la misma inflación, por lo cual los ingresos netos no se verán afectados. Aún cuando esta suposición no es

	U.S. \$ (1992)				
	TONELAJE DE LA PLANTA CONCENTRADORA, TMSD				
	50	100	200	400	1 000
Ingreso por ventas anuales	1366925	2733850	5467700	10935400	27338500
Costos totales de producción anuales	1104125	2127950	4146400	8176000	20038500
Cargos de depreciación anuales	168240	335590	449380	901290	1740690
RENTA NETA	94560	270310	871920	1858110	5559310
D.L. 23377					
- Trabajadores (4%)	3782	10812	34877	74324	222372
- Comunidad (0.5%)	473	1352	4360	9291	27797
- Investigación (1.5%)	1418	4055	13079	27872	83390
- Participación Patrimonial de trabajadores (5.5%)	5201	14867	47956	102196	305762
RENTA IMPONIBLE	83686	239224	771649	1644427	4919989
IMPUESTO A LAS UTILIDADES (30%)	25106	71767	231495	493328	1475997
GANANCIA	58580	167457	540154	1151099	3443993
FLUJO ANUAL DE EFECTIVO	226820	503047	989534	20523891	5184683

Tabla 5.1 - DETERMINACION DE LOS FLUJOS ANUALES DE EFECTIVO PARA CONCENTRADORA DE DIFERENTES TONELAJES QUE PROCESAN MINERAL COMPLEJO PLOMO-ZINC.

realista, no se puede tomar mejores medidas, en tanto no se **tenga** un buen método de predicción de la inflación.

En la tabla 5.1 se puede apreciar a la ficción contable que representa la depreciación. Esta permite un menor pago por efecto del impuesto a la renta, pero como ella no corresponde a un flujo real de recursos financieros, estos montos deben ser **añadidos** para determinar el flujo real de efectivo. Para evitar un pago extremadamente reducidos de impuestos a la renta, el Estado rige las tasas de depreciación de los activos fijos.

5.1.2 Tasa de actualización descuento

La tasa de descuento es fijada por las entidades financieras **cuando** se interactúa con ellas. Sin embargo al evaluar proyectos la tasa de descuento debe ser definida en función al concepto de costo de capital que tiene que ver con conceptos relacionados al riesgo de la inversión y la posibilidad de realizar inversiones en proyectos alternativos. **Cuando** se asume una tasa de

descuento para la actualización de los flujos netos de efectivo y así establecer el VAN, se asume también que este porcentaje es el costo de oportunidad de capital o la tasa de descuento que se puede establecer para una inversión similar. En la Fig. 5.1 se ilustra los VAN para diferentes tasas de actualización (r) y para diferentes capacidades de plantas concentradoras que tratan mineral complejo Pb-Zn.

5.2 Tasa interna de recuperación

El TIR refleja el valor de la rentabilidad total del proyecto, es decir equivale a la tasa de interés compuesto que se tendría que obtener del capital invertido en el proyecto, para percibir un **flujo** de beneficios netos financieramente equivalentes al generado por el proyecto. En otras palabras, el TIR es la tasa de actualización que hace igual cero el VAN de un flujo económico.

En las tablas del 5.2 y 5.3 se detallan los flujos económicos y la determinación del VAN para diferentes tasas de actualización, así como la determinación del TIR para proyectos de inversión

en concentradoras de 50, 100, 200, 400 y 1000 TMSD que tratan mineral complejo Pb-Zn. Gráficamente se determina ubicando la intersección de las curvas dadas en la Fig. 5.1 con el eje de las "r".

5.3 Período de recuperación

Este indicador económico se define como el número de años que se requiere para que los flujos de efectivo actualizados igualen la inversión inicial.

En la tabla 5.4 se dan los períodos de recuperación para diferentes tasas de actualización en las inversiones de las concentradoras en estudio. En la Fig. 5.2 se ilustran estos valores.

5.4 Coeficiente Beneficio-Costo (B/C)

Es el cociente que resulta de dividir la sumatoria de los beneficios actualizados entre la sumatoria de los costos actualizados generados por el proyecto a lo largo de su horizonte.

En la tabla 5.5 se dan los coeficientes

beneficio/costo, actualizados para diferentes tasas, para las inversiones de las concentradoras en estudio. Estos valores se ilustran en la Fig. 5.3.

Para la determinación de los costos totales de producción se han incluido, aparte de los costos inherentes a la fabricación, las deducciones de ley y los impuestos a las utilidades. No se han considerado los cargos anuales de depreciación.

5.5 Evaluación económica

Como se mencionó al principio del capítulo, la evaluación económica consiste en emitir un juicio sobre la bondad del proyecto, utilizando como parámetros de medida los indicadores económicos.

Los diferentes indicadores económicos, tales como el VAN, TIR, el período de recuperación y los coeficientes beneficio-costo, han sido calculados para diferentes tasas de actualización. La tasa de actualización la cual se realizará la evaluación económica será igual al costo de capital del inversionista, la cual puede definirse como la tasa promedio ponderado de interés que el inversionista tendría que pagar para disponer de recursos marginales que invertir.

Los recursos marginales destinados a la inversión pueden provenir de diversas fuentes. A cada fuente corresponde el pago de una tasa de interés, pudiendo ser diferentes las tasas correspondientes a diversas fuentes.

Como se vio en el capítulo 2, la pequeña minería tiene un 70% de financiamiento externo y un 30% de financiamiento interno. La mediana minería se financia en un 47% de fuentes externas y 53% provenientes de fuentes internas. Se vio también, que los dispositivos legales establecen como pequeña minería el nivel de explotación inferior a las 350 TMSD; la mediana minería entre 350 y 5,000 TMSD; mientras que la gran minería incluye a aquellas que sobrepasan las 5,000 TMSD.

Para las fuentes de financiamiento externo se considerará una tasa de interés igual a la tasa activa de mercado, la cual para el año 1992 tuvo un valor promedio de 19.20% anual para moneda extranjera.

En el caso de las fuentes de financiamiento interno, la tasa de interés es igual al "costo de oportunidad", equivalente a la tasa promedio ponderada de máximos rendimientos marginales que

dichos fondos podrían generar, en caso de ser utilizados en oportunidades de inversión alternativas. Siendo prácticamente nulas las oportunidades de inversión en la situación actual de la economía nacional, se considerará como "costo de oportunidad" a la tasa pasiva de mercado, cuyo promedio ponderado es de 6.34% anual

Así pues, el costo de capital para la pequeña minería es de 15.3% y para la mediana minería de 12.4%. La evaluación económica se realizará a partir de estos costos de capital.

Para concentradoras de hasta 100 TMSD, los indicadores económicos muestran una situación totalmente desfavorable para la inversión. Los VAN son negativos, los períodos de recuperación son mayores a los horizontes de los proyectos, los coeficientes beneficio-costos son menores de uno y las tasas internas de retorno son mucho menores a los costos de capital.

Para concentradoras de 200 TMSD, se observa que a pesar de tener un VAN positivo, el período de recuperación es prácticamente igual al horizonte del proyecto, y el coeficiente beneficio-costos es uno; es decir, invertir en una planta

concentradora de 200 TMSD nos causa el mismo beneficio que se obtendría al depositar el total de la inversión en una institución bancaria.

Para concentradoras de 400 TMSD -mediana **minería**- se obtiene un VAN positivo, pero aun así los períodos de recuperación son muy altos (un poco más de 4 años). Al ser la minería considerada actualmente, como un área de inversión de alto riesgo, proyectos con una alta rentabilidad pero con un período de recuperación relativamente largo son dejados de lado y se prefieren proyectos que buscan recuperar inmediatamente la inversión. Asimismo, el coeficiente beneficio-costo es sólo ligeramente superior a la unidad.

Para concentradoras **de 1000 TMSD**, el VAN es ya mayor y representa más del 40% de la inversión total inicial. Pero aún así el período de recuperación sigue siendo relativamente alto (alrededor de 3 años; es decir el 60% del **horizonte** del proyecto), y el coeficiente beneficio-costo sigue teniendo un **valor** relativamente bajo (1.06).

En general, se puede observar que la inversión para la instalación de plantas concentradoras que

tratan mineral complejo Pb-Zn con tonelajes menores a 1000 TMSD no son económicamente atractivas en las circunstancias actuales.

Las causas del deterioro de la rentabilidad en el sector minero se han tratado en el capítulo 2. Cabe recalcar en este punto la importancia que tiene el tipo de cambio real como indicador de rentabilidad entre el precio de venta y su costo de fabricación. Actualmente para concentradoras de 50 TMSD, el precio de venta es dos veces mayor que el costo de fabricación y 1.24 veces mayor que el costo total de producción. Para concentradoras de 1000 TMSD, el precio de venta es 2.5 veces mayor que el costo de fabricación y 1.37 veces mayor que el costo total de producción. Dentro de los costos de fabricación, para una concentradora de 50 TMSD los costos de materiales e insumos directos representan más del 80% de los costos de fabricación y para una concentradora de 1000 TMSD, estos costos representan más del 95% de los costos de fabricación. Dentro del rubro de materiales e insumos directos se aprecia que para una concentradora de 50 TMSD, el costo de mineral de mina representa alrededor del 55% del costo de fabricación; mientras que para una concentradora de 1000 TMSD, el costo de mineral de mina

representa cerca del 65% del costo de fabricación.

Se puede apreciar pues, el bajo margen de ganancia en la operación de plantas concentradoras de menos de 1000 TMSD que **tratan mineral** complejo Pb-Zn, siendo los costos de explotación los de mayor incidencia en el costo total de producción de concentrados.

En este punto es claro apreciar que el tipo de cambio real se encuentra subvaluado. Uno de los principales problemas que debe afrontar el actual gobierno y los futuros gobiernos para la reactivación tanto del sector minero como de los demás sectores productivos nacionales, consiste en aumentar el tipo de **cambio** sin causar graves problemas inflacionarios.

Otro aspecto que ha contribuido al deterioro del sector minero como campo de inversión es la inestabilidad institucional. **Como ya se mencionó,** al ser calificada la minería de alto riesgo, los horizontes de los proyectos no pueden ser muy largos y se prefieren los proyectos que buscan recuperar inmediatamente la inversión. Pero estos proyectos no son los que contribuyen al desarrollo del sector minero. El calificativo de alto riesgo

para el sector minero lo ha producido la falta de un marco institucional, económico y legal permanente en el tiempo. Así pues, con reglas claras y estables en el tiempo, se podría establecer proyectos con horizontes y períodos de recuperación mayores.

Son pues el errado manejo de la política cambiaria y la inestabilidad institucional los causantes del estancamiento de la inversión en los últimos años y las crisis por la que atraviesa el sector minero.

BIBLIOGRAFIA

- 1.- ALLIS CHALMERS: "Grinding Mills, Process Technology for the Mining Industry"; Allis Chalmers Corporation; Milwaukee, Wisconsin USA; 1984.
- 2.- ANEPID: "Almanaque Mundial, 1989-1990-1991-1992"; Ediciones América S.A.; Florida - USA.
- 3.- Banco Minero del Perú: "Tasación de Activos Fijos de Compañías Mineras Privadas"; División de Derechos y Bienes Mineros; Lima 1983-1984-1985-1986-1987-1988.
•
- 4.- Carbajal, Fernando: "Teoría y Práctica de Proyectos de Inversión"; Volúmenes 2 y 3; Universidad Nacional de Ingeniería; Lima-1980.
- 5.- CENTROMIN: "Memoria Anual 1990"; Empresa Minera del Centro del Perú; Lima-1991.

- 6.- DENVER; "Grinding Mills"; Denver Equipment Company
Denver; Colorado - USA; 1986.
- 7.- Gaudin, A.M.; "Principles of Mineral Dressing";
Tata MacGraw-Hill Publishing Company LTD; New
Delhi; 1978.
- 8.- IDEM: "Importancia Económica de la Minería en el
Perú"; Instituto de Estudios Económicos Mineros;
Primera Edición: Lima-1991.
- 9.- Ministerio de Energía y Minas: "Anuario de la
Minería del Perú 1985"; Oficina General de
Estadística: Oficina de Estadística Minera ; Lima-
1986.
- 10.- Ministerio de Energía y Minas: "Anuario de la
Minería del Perú 1989"; Oficina General de
estadística: Oficina de Estadística Minera ; Lima-
1990.
- 11.- Mular, A.L.: "Mineral Processing Plant Design";
A.L. Mular, R. Bhappu Editors; New York; 1980.
- 12.- Peters y Timmerhaus; "Plants Design and Economics
for Chemical Enginners"; Segunda Edición; Mc Graw-
Hill; New York-1968.
- 13.- Quiroz, Iván; "Principio de Operaciones Unitarias
de Procesamiento de Minerales"; Universidad
Nacional de Ingeniería; Lima 1986.

- 14.- Quiroz, Ivan: "Diseño de Plantas II, Curso Completo Universidad Nacional de Ingeniería; Lima-1970.
- 15.- Snow, Richard: "Reducción y Aumento de Tamaño"; Biblioteca del Ingeniero Químico, volumen III; Quinta Edición; Mc Graw Hill; México-1986.
- 16.- Sutulov, A.; "Flotación de minerales"; Instituto de Investigaciones Tecnológicas; Concepción-1968.
- 17.- Taggart, A; "Elementos de Preparación de Minerales"; Ediciones Interciencias; Madrid-1966.
- 18.- Waganoff, Nicolas; "Trituración-Molienda y Separación de Minerales"; Editorial Alsina; Buenos Aires-1956.
- 19.- Weaver, James; "Estimación de Costos y Rentabilidad"; Biblioteca del Ingeniero Químico; Volumen VI; Quinta Edición; Mc Graw Hill; México-1986.