

**UNIVERSIDAD NACIONAL JOSÉ FAUSTINO SÁNCHEZ CARRIÓN**  
**FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA, METALÚRGICA**  
**ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE**  
**INGENIERÍA METALÚRGICA.**



**TESIS**

**“OPERACIONES MINERO -METALÚRGICAS PARA LA  
RECUPERACIÓN DE HIERRO SHOUGANG S.A.A ”**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL EN INGENIERÍA  
METALÚRGICA**

**AUTOR:**

**CHACÓN OSORIO, JEAN STIVEN**

Dr. Edgardo O. Carreño Cisneros  
DOCENTE

**ASESOR:**

**Dr. EDGARDO O. CARREÑO CISNEROS**

**HUACHO 20 DE MARZO DEL 2020**

## **DEDICATORIA**

Esta tesis se lo dedico a mis padres por el gran esfuerzo que hicieron para brindarme una carrera profesional y gracias a ellos puedo ser lo que ahora soy.

## ÍNDICE

	<b>Pág.</b>
DEDICATORIA	ii
INDICE	iii
INDICE DE FIGURAS	viii
INDICE DE TABLAS	ix
RESUMEN	x
ABSTRACT	xi
INTRODUCCIÓN	xii
<b>CAPITULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA</b>	<b>01</b>
1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA	01
1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA	04
1.2.1 Problema General	04
1.2.2 Problemas Específicos	04
1.3 OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN	05
1.3.1 Objetivo General	05
1.3.2 Objetivos Específicos	05
1.4 JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	04
1.4.1 Justificación técnica.	04
1.4.2 Justificación económica.	05
1.4.3 Justificación social.	05
1.5 DELIMITACIONES DEL ESTUDIO	05

1.5.1.	Delimitación temporal.	05
1.5.2.	Delimitación espacial.	05
1.5.3.	Delimitación académica.	05
1.6	VIABILIDAD DEL ESTUDIO	05
1.6.1.	Viabilidad de recurso teórico	05
1.6.2.	Viabilidad de recurso humano.	06
<b>CAPITULO II: MARCO TEÓRICO</b>		<b>06</b>
2.1	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN	06
2.1.1	Nacionales	06
2.1.2	Internacionales	11
2.2	BASES TEÓRICAS	14
2.2.1	Concentrados de Hierro de alta ley	14
2.2.2	Geometría de las Celdas de Flotación en Columna	18
2.2.3	Sistema de Lavado de Espumas	19
2.2.4	Sistemas de Inyección de Aire	19
2.2.5	Consideraciones del Diseño de Circuitos de Flotación	20
2.2.6.	El proceso de flotación	21
2.2.6.1.	Colector	21
2.2.7.	Fundamentos del Proceso de Flotación	23
2.2.7.1.	Reactivos Usados en la Flotación	25
2.2.7.2.	Mecanismos de Flotación	25
2.2.8.	Variables Operacionales Relevantes en el Proceso	27
2.2.8.1.	Granulometría	27

2.2.8.2.	Tipo de Reactivos	27
2.2.8.3.	Dosis de Reactivo	27
2.2.8.4.	Densidad de Pulpa	27
2.2.8.5.	Aireación	27
2.2.8.6.	Regulación del pH	28
2.2.8.7.	Tiempo de Residencia	28
2.2.8.8.	Calidad del Agua	28
2.3	DEFINICIONES CONCEPTUALES	28
2.4	FORMULACIÓN DE LA HIPÓTESIS	31
2.4.1	Hipótesis General	31
2.4.2	Hipótesis Específicas	31
2.5.	SISTEMA DE CLASIFICACION DE MINERALES	32
2.5.1.	Zona oxidada	32
2.5.2.	Zona transicional	32
2.5.3.	Zona Primaria	32
2.6.	DESCRIPCIÓN DEL PROCESO	34
2.6.1.	Operaciones	34
2.6.1.1.	Mina	34
2.6.1.2.	Perforación	34
2.6.1.3.	Disparos	35
2.6.1.4.	Carguío	36
2.6.1.5.	Acarreo	37
2.6.1.6.	Chancado	37

2.2.7. Plantas de Beneficio	38
<b>CAPITULO III: METODOLOGÍA</b>	<b>58</b>
3.1 DISEÑO METODOLÓGICO	58
3.1.1 Tipo	58
3.1.2 Enfoque	58
3.2 POBLACIÓN Y MUESTRA	58
3.2.1 Población	58
3.2.2 Muestra	58
3.2.3 Lugar de estudio	58
3.3 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES	58
3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS	59
3.4.1 Técnicas a Emplear	59
3.4.2 Descripción de los Instrumentos	60
3.5 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN	60
<b>CAPITULO IV: RESULTADOS</b>	<b>62</b>
4.1. DESCRIPCION GENERAL DE LAS OPERACIONES MINERO–METALURGICAS DE SHOUGANG HIERRO PERU S.A.A.	62
4.1.1 Ubicación de las operaciones	62
4.1.2. El Proceso Productivo	63
4.1.3. Reservas y Minerales	66
4.1.4. Mercado de SHOUGANG HIERRO PERU	66
4.2. BALANCE METALÚRGICO DE OPERACIÓN DE PLANTA MAGNÉTICA	72
4.3. SISTEMA DE RELAVES	74

4.4.	ESPESADOR PRINCIPAL	74
4.5.	PLANTA DE FILTROS	74
4.6.	PLANTA DE PELETIZACION	75
4.7.	PROCESO DE SECADO Y ENDURECIMIENTO DEL PELLETS DENTRO DEL HORNO (PIRO – CONSOLIDACION)	77
4.7.1.	Secado	77
4.7.2.	Endurecimiento de Pellets	77
4.7.3.	Transferencia y embarque	82
4.7.4.	Sistema de Transferencia	83
4.7.5.	Sistema de Fajas Transportadoras	83
	<b>CAPITULO V: DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	<b>84</b>
5.1.	DISCUSIÓN	84
5.2.	CONCLUSIONES	54
5.3.	RECOMENDACIONES	86
	<b>CAPITULO VI: FUENTES DE INFORMACIÓN</b>	<b>87</b>
6.1.	FUENTES BIBLIOGRÁFICAS	87
6.2.	REFERENCIAS ELECTRÓNICAS	88
	<b>ANEXOS</b>	
	Anexo N° 01. Matriz de Consistencia	90

## INDICE DE FIGURAS

	<b>Pág.</b>
<b>Figura 1.</b> Adsorción de un colector en la superficie de un mineral	22
<b>Figura 2.</b> Acción de un espumante	23
<b>Figura 3.</b> Estructura química de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio)	23



## INDICE DE TABLAS

	<b>Pág.</b>
<b>Tabla 1.</b> Resultados de pruebas a escala piloto para la Producción de concentrados de hierro a ser usados en Reducción Directa	16
<b>Tabla 2.</b> Configuración del Circuito: Un Circuito Rougher con dos etapas de scavengers	16
<b>Tabla 3.</b> Configuración del Circuito: Un Circuito Rougher y Una Etapa de Limpieza	17
<b>Tabla 4.</b> Requerimientos de Inversión: Celdas Mecánicas y Celdas Columna	17
<b>Tabla 5.</b> Producción	67
<b>Tabla 6.</b> Balance metalúrgico de operación de planta magnética	72
<b>Tabla 7.</b> Composición Química de Pellets Verde	76
<b>Tabla 8.</b> Compuestos Mineralógicos	76
<b>Tabla 9.</b> Compuestos del producto final de Pellets Quemado	79
<b>Tabla 10.</b> Composición de Pellets Alto Horno	80
<b>Tabla 11.</b> Composición de Pellets Reducción Directa	81
<b>Tabla 12.</b> Composición de Pellet Chips	82

## RESUMEN

El siguiente Trabajo de investigación el realiza el análisis productivo de la empresa procesadora de minerales Shougang, dentro de las operaciones que se realizan, son la perforación, voladura, carguío, acarreo, chancado primario y secundario, transporte de fajas. Ésta se encuentra ubicada en el distrito de Marcona, el principal mineral que se extrae de este lugar es el hierro y se espera que este tengo un incremento gradual conforme avance de los años, la capacidad de producción de la empresa es 11.1 millones de toneladas por año. El sistema de explotación que se emplea en la mina es el de suelo abierto o Open Pit. El trabajo de investigación logró determinar que mejorando las operaciones minero-metalúrgicas se puede obtener una mayor recuperación de hierro en la minera Shougang S.A.A.

**PALABRAS CLAVES:** Cianuro de Sodio, Methyl Isobutil, Cal, Xantato, Tionocarbonato Y Manganese

## **ABSTRACT**

The following research work is carried out by the productive analysis of the Shougang mineral processing company, within the operations that are carried out, are drilling, blasting, loading, hauling, primary and secondary crushing, belt transport. This is located in the district of Marcona, the main mineral that is extracted from this place is iron and it is expected that this will have a gradual increase as the years progress, the company's production capacity is 11.1 million tons per year. The exploitation system used in the mine is the open ground or Open Pit. The research work was able to determine that improving the mining-metallurgical operations can obtain a greater recovery of iron in the Shougang S.A.A.

**KEY WORDS:** Sodium Cyanide, Methyl Isobutyl, Lime, Xanthate, Thionocarbonate and Manganese

## INTRODUCCIÓN

El Buscar una alta concentración de minerales es el proceso que tiene más desarrollo dentro de la actividad minera, este tiene por objetivo enriquecer las especies mineralógicas que son de utilidad dentro de una Mena, este proceso se logra mediante la eliminación de materiales o otros minerales que no tienen valor alguno para la empresa minera. Este proceso tan esencial dentro de las empresas mineras tiene una división de tres etapas, en primer lugar, se encuentra el chancado, en segundo lugar la molienda y En tercer lugar la flotación.

En esta Tercera División la cual denominamos flotación es en donde se realiza la mayor concentración de minerales esta etapa es fundamental ya que está permite mejorar los procesos de la empresa obteniendo un mineral de un alto valor comercial.

Como ya es sabido múltiple reactivos son empleados Dentro de estos tres procesos es por ello que los reactivos que llegan a la etapa de flotación son los que se emplean en los círculos de molienda y celdas de flotación, todos ellos se descargan a través del agua hacia un cuerpo que lo recepción, es por ello que se hace necesario que estos reactivos sean neutralizados ya que serán descargados y si no tienen un adecuado proceso de neutralización podrían degradar la calidad de agua, sin embargo se debe tener en cuenta que para el hierro y el zinc el tratamiento polimetálico que se emplea tiene concentraciones de reactivos de productos calcáreos e inyección de aire en mínimas concentraciones, esto se puede comparar con el tratamiento que se emplea para el mineral del Oro.

Se debe tener presente que aún si estos niveles son ligeramente elevados de los minerales de plata, cobre, aluminio y zinc pueden llegar a ser nocivos para los peces, hasta incluso pueden llegar a acumularse dentro de los tejidos de estos organismos acuáticos. Se debe tener presente

que estos minerales al tener concentraciones altas dentro de estos organismos acuáticos y si es que llegas a ser consumido por humanos pueden tener efectos nocivos. Existen otros trabajos de investigación en las cuales demuestran que el cobalto el molibdeno y la limonita deprimen el crecimiento de fitoplancton y de cardúmenes marinos.

Muchos autores coinciden que los relaves son sustancias que tienen propiedades muy nocivas si es que no llegan a tener el tratamiento adecuado ya que éstos pueden llegar a degradar el medio ambiente causando daños irreversibles y generalmente son ocasionados por aguas ácidas.

La investigación que se llevó a cabo fue en Marcona y esta zona es considerada ambientalmente crítica, y es lo esto es debido a que la actividad que se lleva a cabo en esa zona es en gran medida la actividad minero metalúrgica.

Así como nuestra opinión y la de múltiples autores la contaminación ambiental es una problemática que competen a múltiples sectores, ya que es el humano el actor fundamental dentro de estas contaminantes mediante las múltiples actividades que realiza para generar divisas económicas, es por ello que se hace muy importante que se haga un diagnóstico el cual sirva de guía para la identificación de los diversos aspectos ambientales más significativos, logrando de esta forma que la empresa permita realizar actividades correctivas y preventivas con la finalidad de que pueda mejorar sus procesos y a la vez disminuir los daños ocasionados al medio ambiente.

## **CAPITULO I**

### **PALNTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

#### **1.1 DESCRIPCIÓN DE LA REALIDAD PROBLEMÁTICA**

En el Perú la Industria Minera-Metalúrgica, es fuente de riqueza de mayor importancia dentro del contexto socio-económico. Dicha actividad se desarrolla en forma acelerada, gracias a las tecnologías limpias que son cada vez más diversificadas y acondicionadas a los procesos tradicionales. En la Minera Shougang S.A.A. tienen la preocupación por mejorar las operaciones minero metalúrgicas con la finalidad de aumentar la recuperación de hierro, es uno de los retos básicos que presenta una buena gestión en la empresa.

Es obligatorio que las empresas cumplan con las normas, cada día más estrictas, en cuanto a SSOMA (Seguridad y Salud Ocupacional y Medio Ambiente).

En la actualidad, cada vez son más las empresas que buscan obtener un enfoque integral y sistemático de las operaciones minero – metalúrgicas la cual tiene incidencia en una mayor recuperación de hierro, además desean minimizar los costos operacionales, evitar problemas y mejorar su imagen frente a clientes potenciales.

Un modelo de gestión eficiente puede implementar de una forma independiente o junta los cambios necesarios para lograr aumentar la recuperación de hierro. Estos cambios incluye la planeación, organización, ejecución y evaluación de los proyectos a implementarse en las áreas de producción con la finalidad de obtener mejoras en el proceso y aumentar la producción.

MINERA SHOUGANG S.A.A., implementa acciones con el fin de mantener condiciones laborales que garanticen esos logros con la productividad de la empresa.

MINERA SHOUGANG S.A.A. reconoce siempre a las personas como su principal recurso. Por ello, considera su obligación promover la existencia de condiciones seguras en sus diferentes áreas de trabajo para brindar una adecuada protección a todos sus trabajadores. Siempre está interesada en la capacitación constante de su personal y otorgar oportunamente los recursos tecnológicos y materiales necesarios para mejorar su productividad.

## **1.2 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### **1.2.1 Problema General**

¿Cómo mejorar la productividad y lograra el máximo rendimiento de los equipos en la MINERA SHOUGANG S.A.A.?

### **1.2.2 Problemas Específicos**

¿Cómo influye reducir los costos operativos en la MINERA SHOUGANG S.A.A. con la finalidad de mejorar los niveles de producción?

¿Cómo influye reconocer y evaluar los circuitos de procesamiento de minerales con la finalidad de realizar un diagnóstico preliminar del desempeño de la Minera Shougang S.A.A.?

¿Cómo influye controlar las variables operacionales en la flotación con la finalidad de optimizar las operaciones?

¿Cómo influye realizar pruebas a nivel de laboratorio con la finalidad de crear condiciones favorables para la óptima recuperación del hierro?

## **1.2. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.2.1. Objetivo General**

Mejorar la productividad y obtener el máximo rendimiento de los equipos en el procesamiento de los minerales.

### **1.2.2. Objetivos Específicos**

Reducir costos operativos y mejorar los niveles de producción y de este modo se dio especial énfasis en las pruebas de molienda, buscando los parámetros adecuados para mantener una óptima recuperación en planta y maximizar el tratamiento.

Reconocimiento de todos los circuitos de procesamiento de minerales y su evaluación en la planta concentradora Shougang para optimizar las operaciones.

Controlar las variables operacionales de la flotación con el fin de optimizar las operaciones.

Realizar pruebas a nivel de laboratorio a fin de crear las condiciones favorables para la óptima recuperación de hierro.

## **1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACIÓN**

### **1.4.1 Justificación técnica.**

El presente estudio está justificado, ya que el problema sobre la mejora en la recuperación de hierro, es importante porque al encontrar las causas que los originan, se podrán implementar medidas de control para optimizar las operaciones. Considerando que estos controles preventivos de las variables operacionales nos darán mejores resultados a escala de laboratorio y después se hará el escalamiento respectivo a nivel de planta para obtener resultados satisfactorios.



#### **1.4.2. Justificación económica.**

La implementación de los controles operacionales para obtener resultados satisfactorios mediante actividades operacionales diarias, nos evitar evitar en el futuro sobrecostos adicionales por las consecuencias del mal manejo de reactivos en la flotación.

#### **1.4.3. Justificación social.**

El conocimiento en el tiempo de la implementación de estos controles operacionales para un eficiente funcionamiento del Proceso Productivo nos permitirá lograr excelentes resultados en la calidad y mejorar la producción de los concentrados, mejorando en consecuencia en la estandarización del proceso.

### **1.5. DELIMITACIONES DEL ESTUDIO**

#### **1.5.1. Delimitación temporal.**

El estudio está enmarcado dentro del período del 2020 al 2025 siendo su proyección al 2029.

#### **1.5.2. Delimitación espacial.**

El estudio se realizó en base a la base de datos del INEI. 2020.

#### **1.5.3. Delimitación académica.**

El estudio elaborado cumple con las exigencias establecidas en la normatividad de la Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión, complementándose con las líneas de formación en la carrera de Ingeniería Metalúrgica.

### **1.6. VIABILIDAD DEL ESTUDIO**

#### **1.6.1. Viabilidad de recurso teórico.**

El tema desarrollado en la presente investigación dispone de diferentes técnicas y repositorios de la información en estudio.

### **1.6.2. Viabilidad de recurso humano.**

El presente trabajo de investigación es viable porque cuenta con el aporte profesional de especialistas en el tema de Recuperación, Optimización de Procesos Metalúrgicos.

## CAPITULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1 ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

A continuación, se citan algunos trabajos de investigación relacionados con el tema del problema planteado, es decir, investigaciones realizadas anteriormente y que guardan alguna vinculación con el objeto de estudio.

Explorando la documentación existente a nivel nacional e internacional, se puede constatar la existencia de tesis de grado con características afines, como se detalla a continuación:

##### 2.1.1 Nacionales

###### **Tesis 1.**

Castro J. (2005), en su tesis: "*Optimización del proceso de flotación de concentrado de zinc en la Compañía Minera Yauliyacu S.A. mediante diseños experimentales*" arribo a las siguientes conclusiones:

- a). Por medio de los diseños experimentales se ha evaluado con facilidad y bajo costo los parámetros que influyen en el proceso de flotación de zinc; Y en la etapa de optimización determinamos las dosificaciones óptimas de  $\text{CuSO}_4$  produciendo un ahorro en el consumo de  $\text{CuSO}_4$  y mejoramos la calidad del concentrado de zinc.
- b). La utilización del software estadístico Statgraphics Plus Versión 4.1 utilizado para realizar el análisis de los datos a fin de evaluar, interpretar y optimizar las variable en estudio, es la adecuada para aplicaciones de diseños experimentales en la investigación del proceso metalúrgico de flotación y de gran ayuda por la rapidez de

obtener los resultados.

c). Determinamos que las variables más trascendentales en la flotación de zinc es la dosificación de  $\text{CuSO}_4$  y el control de la alcalinidad de la pulpa para que pueda flotar el zinc (pH). Los cuales corresponden a los óptimos y produce una total activación del zinc presente en la muestra que se flota y el pH adecuado será favorable para soltar las espumas y facilitar su evacuación.

d) Obtenemos una dosificación de 0.537 Kg/TM de  $\text{CuSO}_4$  y un pH de 11.54 con ello llegamos a una recuperación de 94% teóricamente obteniéndose un ahorro considerable en el consumo de  $\text{CuSO}_4$  mensual. A nivel de laboratorio con las dosificaciones óptimas de  $\text{CuSO}_4$  y pH obtenemos una recuperación de 90.58% de zinc en la etapa de rougher. Y a nivel de planta concentradora con las dosificaciones de  $\text{CuSO}_4$  y pH optimizadas obtenemos un concentrado de zinc de mejor calidad, cuyas leyes son las siguientes:

Comparado con las leyes de un balance metalúrgico normal. ( Ver anexo 3).

d). Al realizar la optimización en la Planta Concentradora se obtuvo la disminución del desplazamiento de plomo hacia el concentrado de zinc de 1.81% a 1.11%, de igual manera se redujo el %Zn en el relave de 0.34% a 0.25%, se disminuyó la activación de Zn en el concentrado de plomo de 8.13% a 6.26%. Con la cual se consiguió mejorar la calidad y la recuperación del concentrado de zinc.

e). En la parte económica se mejoró la calidad del concentrado de zinc lo cual refleja en la evaluación económica (Ver anexo 4), obteniéndose un valor de venta del concentrado de zinc al aplicar la optimización de 271.81 \$/TM, comparado con el valor de venta antes de realizar la optimización de 256.62 \$/TM. De lo cual hay un

valor agregado de 15.13\$/TM.

- f). La liberación de la esfalerita no es buena, e intercrece en abundancia con calcopirita de grano fino no se recomienda molienda ya que no se va a poder obtener una buena liberación de la calcopirita debido a la existencia de una gran proporción de calcopirita de grano muy fino diseminado en la esfalerita los cuales son resistentes a la molienda, estos son responsables para cierto contenido inevitable de cobre.
- g). La galena se encuentra en tamaños pequeños en poca cantidad mayormente intercrecida con ganga y esfalerita, hay presencia de galena libre.
- h). La esfalerita esta relacionada con cobres grises con alto contenido de plata; se ha observado muy pocos puntos de cobres grises, siempre intercrecidos con pirita y ganga.
- i). El sulfuro mas abundante es la pirita que presenta muy poca oxidación superficial. Se presenta libre e intercrecida con sulfuros valiosos en todo tipo de ensamble.

## **Tesis 2.**

Colqui J. (2017), en su Tesis: “*Evaluación del colector pqingener 6293 flotación en de minerales sulfurados de la í a plomo plata en la Empresa Buenaventura Mallay 2017*”, presento las siguientes conclusiones:

- 1) Se concluye que tras la evaluación del reactivo PQ-6293, se determinó que el consumó es de 275 g/Tm del reactivo colector en el proceso de flotación Pb-Ag obteniendo como resultado una mayor recuperación de los concentrados de 84,58 % para la Ag, 82,96 % para el Pb.

- 2) El uso del reactivo PQ-6293 en el proceso de flotación Pb-Ag, se logró reducir considerablemente los costos por día en la Empresa Minera BUENAVENTURA – Unidad Mallay.
- 3) El reactivo PQ-6293 supera ampliamente al promotor 3418, tanto en su efectividad colectora y selectora, también su alcalinidad (pH = 10 á 11).

### **Tesis 3.**

Chambi L. (2020), en su investigación de tesis: “Optimización del proceso de flotación para mejorar la recuperación de minerales mixtos de cobre en la planta concentradora de la empresa-Minera CIEMSA - Unidad El Cofre - Paratía – Puno”, llego a las siguientes conclusiones:

Determinamos que el colector M-11 es un activador de óxidos de Cobre llegando a mayor recuperación con una dosificación de 0.062 gr/ton para lograr una recuperación de 83.81%.

Determinamos que en el proceso de flotación de minerales mixtos de Cobre es muy importante que la granulometría este en 69% # -200 para lograr una recuperación de 83.81 %.

Establecemos que el tiempo flotación de los circuitos Raugher, Scavenger y cleaner sea 60 minutos para lograr una recuperación de 83.81 %.

### **Tesis 4.**

Suarez G. y Vilca P. (2020), en su Tesis: “*Análisis del control de las principales variables del proceso de flotación del cobre*”, presento as siguientes conclusiones:

La metodología empleada para la obtención de cobre en una planta concentradora es mediante el uso de celdas de flotación, las cuales operan utilizando burbujas y aprovechando las propiedades de las partículas del mineral cobre (mena); que son brindadas por la adición de reactivos químicos expuestos en la investigación, se adhieren a dichas burbujas y son separadas de las partículas no valiosas (ganga) mediante rebalse.

Existe un proceso estándar utilizado en la gran minería para la obtención de cobre en una planta concentradora. Dicho proceso sirve como base para el diseño de planta y metodología de operación que varía de acuerdo al requerimiento y necesidad de una compañía minera.

El proceso de flotación consta de tres etapas fundamentales: Etapa de recuperación, de limpieza y de devastado. Así mismo, por cada etapa; las celdas de flotación son de diferentes tipos: En primer lugar, están las celdas rougher que son celdas mecánicas, las cleaner que son celdas neumáticas y finalmente las scavenger que son celdas mecánicas. Además, existen dos tipos de flotación; las cuales son: Flotación colectiva y flotación selectiva. La primera tiene como fin obtener un concentrado bulk (cobre y molibdeno). Mientras que el objetivo de la segunda es separar el cobre del molibdeno.

Existen variables que se controlan estrictamente durante el proceso de flotación. Como es el caso del pH, porcentaje de sólidos, flujo de agua, flujo de aire, cantidad de espumante y colectores, etc. Así mismo, el porcentaje de concentrado final que se obtiene del proceso de flotación depende específicamente de cómo se controlan dichas variables. Es importante; además, recalcar que los usos de los reactivos

químicos detallados en investigación son aquellos que brindan las propiedades y las condiciones requeridas para la realización de un proceso óptimo de flotación.

Mediante el control de las variables del proceso de flotación por herramientas como simulares, diagramas BPMN, tecnología de control específica, entre otra llamada automatización de procesos.

### **2.1.2. Internacionales**

#### **Tesis 1.**

Rojas N. (2003), en su Tesis: “*Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración*“, arribo a las siguientes conclusiones:

1. El oro presente en el residuo final puede recuperarse en forma completa mediante cianuración con una concentración de KCN de 0.06 gpL, pH 10.5, temperatura de 75 °C en un tiempo cercano a 24 horas de lixiviación. También es posible obtener igual recuperación con igual concentración de reactivo a temperatura ambiente (25 °C) en un tiempo de 96 horas de lixiviación.
2. La plata puede recuperarse en forma parcial (~ 60 %) desde el residuo final, con una concentración de KCN de 1.2 gpL, pH entre 10.5 y 11, temperatura de 25 °C y un tiempo superior a 72 horas de lixiviación. También es posible alcanzar igual extracción con una concentración de reactivo de 2.4 gpL de KCN, a igual temperatura de trabajo y un tiempo menor a 72 horas de lixiviación.
3. El cobre presente se encuentra en el residuo en un valor promedio de 10.6 %. Los valores de extracción obtenidos son más bajos que los reportados en la literatura, en todos los casos. En condiciones para una extracción completa de oro, el cobre se



disuelve solamente en un 0.36 % mientras que en las condiciones requeridas para una extracción del 60 % de la plata, el cobre alcanzó una disolución cercana al 5 %.

4. La muy baja disolución en cianuro del cobre presente en el residuo se puede atribuir a la alta refractariedad del cobre presente en forma de ferrita cúprica.
5. Un posible factor limitante en la recuperación de la plata es que ésta siempre se encontró disuelta en una matriz de cobre - azufre, en cantidades que variaron desde 1 hasta 50 %.
6. El aumento de la temperatura en el sistema de lixiviación es un factor importante dentro del proceso de cianuración, pues reduce el tiempo necesario para una recuperación substancial del oro (sobre 90 %), desde 72 h. a temperatura ambiente, a tan solo 6 h. a temperatura de 75 °C, con una baja concentración de reactivo de solo 0.06 gpL de KCN.
7. Los valores calculados para el consumo de cianuro, dan niveles 25 % más bajos comparados con los valores reportados en la literatura correspondiente al tratamiento de minerales cupríferos que contienen metales nobles. Cuando se eleva la temperatura del sistema, el consumo se reduce hasta un 50 % por bajos los valores promedio indicados en la literatura. Este poco consumo de cianuro se debe en gran medida a la baja solubilidad del cobre presente en el residuo.
8. Dentro del contexto del proyecto, a partir del presente trabajo, se puede concluir que es factible la cianuración del residuo para recuperar los metales preciosos.

## **Tesis 2.**

Peña E. (1995), en su tesis: “Investigación para la recuperación del oro residual contenido en los desechos de una instalación de concentración gravimétrica de dicho metal en la provincia de "El Oro" (ecuador)”, concluye lo siguiente:

El objetivo principal de esta investigación es la recuperación del oro residual contenido en los desechos de una instalación de concentración gravimétrica de dicho metal en la provincia de "el oro" (ecuador). Se ha identificado la totalidad de los componentes mineralógicos que constituyen la muestra de partida. En el producto de molienda hay que destacar la presencia de oro nativo, tanto liberado como en forma de mixtos, así como electrum (oro y plata). También existe plata en forma de seleniuros. Dada la alta ley en oro y plata, así como también en cobre se ha investigado las siguientes opciones: - lixiviación directa con cianuro -lixiviación directa con tiourea -flotación diferencial y global con el fin de recuperar el cobre además de oro y plata de los trabajos realizados se llega a la conclusión que la flotación no es el método más adecuado, pues si bien flota el oro, su recuperación en los concentrados tiene bajo rendimiento para altas leyes en cobre. Por la activación natural de los sulfuros acompañantes es difícil obtener leyes altas en cobre. Los mejores resultados en la recuperación de oro se obtienen por lixiviación directa. Tanto con cianuro como con tiourea. La molienda previa del mineral favorece la velocidad de extracción. La recuperación de la plata es más baja que la del oro, siendo más eficaz la lixiviación con cianuro que con tiourea.

## **2.2. BASES TEÓRICAS**

### **2.2.1. Concentrados de Hierro de alta ley**

El agotamiento de reservas importantes de minerales de hierro de alta ley junto con el aumento en demanda del mercado para mejorar la calidad de los concentrados de hierro, ha obligado a los productores de minerales de hierro a examinar sus procesos y flujogramas de operación y de este modo evaluar procesos alternativos y medios suplementarios de proceso.

Los requerimientos de una mejor calidad de pellets, demanda que los contenidos de sílice bajen de 2,0% SiO<sub>2</sub> a contenidos de sílice en el orden de 0,8% SiO<sub>2</sub>.

La aplicación flotación inversa, lo cual significa que la sílice es flotada de los concentrados de hierro, ha probado ser un método económico y eficiente para reducir los contenidos de sílice en los concentrados de hierro a niveles muy bajos. Pruebas a escala laboratorio como también a escala industrial, han demostrado significantes mejoras metalúrgicas y ventajas económicas cuando se usan celdas columnas de flotación para esta aplicación.

El excelente rendimiento metalúrgico [1, 2, 3], como también los bajos costos de capital y de operación [3], han permitido que la tecnología de flotación en columnas sea norma en las nuevas y modernas plantas industriales de concentración de minerales.

Para la aplicación de minerales de hierro, la opción de poder lavar las espumas ha permitido un medio de como obtener concentrados de hierro con bajos contenidos de sílice con una bajísima pérdida de hierro en el proceso. Recientes costos comparativos [4], han demostrado que el costo de instalar celdas columna en los circuitos de flotación, es típicamente 20% - 30% más económico que instalar un circuito equivalente haciendo

uso de celdas convencionales de flotación mecánica, y existen casos donde esta diferencia puede llegar hasta diferencias de 50%, dependiendo en el tipo de circuito y ubicación de las plantas de concentración.

La industria brasileña de tratamiento de minerales de hierro, actualmente lidera la tecnología y producción de pellets en el mundo al adoptar a inicios de los años 90 la tecnología de flotación en columnas, con el objeto de reducir los contenidos de sílice en los pellets de hierro [5]. Las más importantes compañías han instalado, o están en el proceso de instalar, columnas de flotación en sus diversos flujogramas de operación. La compañía Samarco Mineração S.A., fue la primera en hacer uso de columnas de flotación en una de sus plantas de concentración en el circuito de limpieza de hierro para incrementar la capacidad de la planta y como parte de un programa de expansión el año 1990 [4]. Desde ese entonces ellos al igual que otras compañías, han instalado columnas de flotación adicionales o nuevas para la recuperación de hierro fino en tamaño, proveniente de los circuitos de deslame. La [tabla 1](#), muestra a los principales productores de hierro en el mundo que hacen uso de columnas de flotación.

La aplicación de columnas de flotación en la eficiente eliminación de sílice de los concentrados de hierro es intensamente investigado en países como Brasil, Canadá, Estados Unidos, Venezuela, Rusia e India.

El propósito de este trabajo, es describir algunos de los beneficios de la flotación en columna, como también analizar algunos de los aspectos importantes en el diseño de los circuitos de flotación.

Un ejemplo de los beneficios metalúrgicos al hacer uso de columnas de flotación puede ser observado en la tabla 2.

**Tabla 1. Resultados de pruebas a escala piloto para la Producción de concentrados de hierro a ser usados en Reducción Directa.**

	Celdas mecánicas	Celdas columna
Ley de Alimentación (% Fe)	56,87	55,40
Ley de Alimentación (% SiO <sub>2</sub> )	15,07	18,30
Ley de Concentrado (% Fe)	67,84	66,95
Ley de Concentrado (% SiO <sub>2</sub> )	0,76	0,82
Recuperación en masa (%)	66	71
Recuperación en hierro (% Fe)	79,5	87,5

Esta tabla compara resultados a escala piloto haciendo uso de celdas mecánicas y celdas columnas de flotación, para la producción de concentrados de hierro para uso en reducción directa.

En un reciente estudio comparando los costos de capital para la instalación de una planta industrial para tratar 620 tph de minerales finos de hierro, el siguiente equipo fue diseñado considerando un Circuito de Flotación Mecánica y otro de Flotación en Columnas.

**Tabla 2.**

**CIRCUITO DE FLOTACIÓN MECÁNICA**

**Configuración del circuito: Un Circuito Rougher con dos etapas de scavengers**

Número de Celdas Wemco 500 ft <sup>3</sup>		
	Altos Hornos	Reducción Directa
Rougher	16	16
Scavenger 1	10	16
Scavenger 2	9	12
Total	35	44

**Tabla 3.**

**CIRCUITO DE FLOTACIÓN EN COLUMNAS**

**Configuración del Circuito: Un Circuito Rougher y Una Etapa de Limpieza**

Número de Celdas Columna (4 m diámetro x 10 m altura)		
	BF	DR
Rougher	3	3
Limpieza	0	1
Total	3	4

Basados en estos requisitos de flotación, fueron determinados los costos de capital para el equipo (incluyendo necesidades eléctricas), estructuras metálicas y de concreto. Estos costos han sido resumidos en la tabla 3. Se debe resaltar que estos costos se refieren solamente a los circuitos de flotación y no toma en cuenta los costos en los circuitos de acondicionamiento y bombeo, los cuales son comunes para ambos sistemas.

**Tabla 4. Requerimientos de Inversión: Celdas Mecánicas y Celdas Columna**

Descripción		Celdas Mecánicas		Celdas de Columna	
		Cantidad	Costo (\$US)	Cantidad.	Costo (\$US)
Equipos	Celdas de Flotación	44	1.760.000	4	380.000
	Compresor	-	-	3	240.000
Estructura Metálica (Fabricación y Montaje)		200 t	500.000	65 t	162.000
Obras Civiles	Concreto	416 m <sup>3</sup>	232.000	240 m <sup>3</sup>	133.000
	Cimentación	144 t		83 t	
<b>Total</b>			<b>2.492.000</b>		<b>915.000</b>

Existe una variedad de características en las celdas columnas de flotación, los cuales permiten una más alta eficiencia en el proceso de separación de minerales. Algunas de estas características son las siguientes:

Geometría de las Celdas de Flotación en Columna,

Sistema de lavado de espumas y

Un eficiente control del sistema de inyección de aire.

### **2.2.2. Geometría de las Celdas de Flotación en Columna**

La geometría de las celdas de columna ofrece algunas ventajas sobre las celdas convencionales mecánicas de flotación. Las celdas columna tienen un área de superficie considerablemente menor por unidad de volumen de capacidad que las celdas convencionales, lo cual promueve a tener a una más eficiente aglomeración de espumas en la celda. Esto hace que la densidad de las espumas sea mayor, lo cual, en conjunción con la estabilidad de la adición de agua de lavado, permite la estabilidad y permanencia de una camada de espuma entre 1.0 - 2.0 m. El poder obtener una camada de espuma profunda y estable, permite un drenaje más eficiente de la misma y también permite al operador una mayor flexibilidad en el control operativo de la columna lo cual se refleja en la relación metalúrgica requerida de ley vs. recuperación.

Otra de las ventajas de la geometría de las celdas columna, es que la pulpa fluye a través de la columna mediante gravedad, lo cual permite que las columnas operen a densidades mayores en la alimentación que aquellas permitidas en las celdas mecánicas convencionales y por lo tanto, la celda columna provee una mayor tolerancia a la presencia de partículas gruesas.

El diseño de las canaletas circulares internas, permite incrementar la longitud del labio de rebose y reduce la distancia de recorrido que debe hacer una burbuja cargada de mineral colectado a través de la cama de espuma de la columna, lo cual permite un mayor aprovechamiento del material flotado y depositado en las canaletas de la columna y se minimiza la reducción de área libre de superficie de la columna.

El diseño de canaletas circulares ha permitido tener columnas más livianas y por lo tanto, el costo de fabricación de las mismas ha sido reducido considerablemente.

### **2.2.3. Sistema de Lavado de Espumas**

El sistema de lavado de espumas, que es único en las celdas columna, tiene dos propósitos. El primero es proveer agua en la columna con el objeto de estabilizar la espuma, y el segundo es con el objeto de desplazar el agua de proceso, el cual normalmente se descarga con la espuma.

Al mantener el flujo de agua de lavado un poco por encima de la cantidad de agua requerida para remover la espuma de la columna (condición "bias" positivo), el agua de proceso y las partículas hidrofílicas atrapadas por arrastre mecánico en la camada de espuma, pueden ser apropiadamente lavadas y serán transportadas a la zona de colección de la columna.

Esta característica de la flotación en columna talvez sea la razón principal por la cual la tecnología de flotación en columnas sea un éxito y haya mejorado notablemente la eficiencia y el rendimiento metalúrgico allí donde se han instalado celdas columnas de flotación.

### **2.2.4. Sistemas de Inyección de Aire**

Los sistemas de inyección de aire en las celdas columna han tenido una serie de cambios y mejoras en diseño e ingeniería en los últimos años, lo cual permite hoy tener los medios necesarios para regular el tamaño de burbujas, como también los flujos requeridos de inyección de aire para diversas aplicaciones y requerimientos. La habilidad de poder regular el tamaño de burbuja, permite una otra ventaja de celda columna de flotación



sobre la celda mecánica convencional, al permitir la optimización de la distribución de tamaño de burbuja para el material a ser flotado.

### **2.2.5. Consideraciones del Diseño de Circuitos de Flotación**

La incorporación de celdas columna de flotación, en plantas existentes y nuevas de concentración de minerales de hierro, puede ser efectuada de diferente manera dependiendo de los objetivos metalúrgicos y económicos. Algunos de objetivos comunes son:

La incorporación de tecnología de flotación en plantas de concentración que estén usando otros métodos de concentración, para de este modo obtener la producción de "pellets" con bajos contenidos de sílice.

Incrementar la capacidad de flotación en plantas existentes.

Mejorar los valores de recuperación de la planta en general al retratar las colas de la planta. Diseñar e instalar un circuito de flotación flexible que permita obtener más de un producto con una ley diferente de concentrado final.

Muchas plantas requieren de flexibilidad operativa con el objeto de obtener más de un producto final (por ejemplo, material para altos hornos y otro de reducción directa) haciendo uso del mismo equipo de concentración. Por lo general cuando los concentrados con contenidos más altos de sílice son producidos para ser usados en altos hornos, los requisitos de liberación en la etapa de molienda disminuyen y por lo tanto las plantas pueden operar con capacidades mayores de tratamiento. Capacidades mayores en la alimentación afectarán directamente en la distribución del tamaño en la alimentación, lo cual debe ser tomado en cuenta en el diseño del circuito de operación.

Los siguientes ejemplos demuestran algunas de las configuraciones del flujograma de proceso, que han sido adoptados por algunos de los productores de concentrados de hierro.

### **2.2.6. El proceso de flotación**

De esta forma, está gobernado por una gran cantidad de variables las que interactúan entre sí, y cuyo conocimiento contribuirá a comprender mejor el proceso en sí y obtener finalmente un mejor rendimiento en las aplicaciones prácticas.

La propiedad que permite la separación en un proceso de flotación es la naturaleza hidrofóbica (o aerofílica) de las especies mineralógicas que componen la mena, cuyas características hacen que las superficies presenten afinidad por el aire o por el agua.

Al contrario de otros métodos de concentración, en la flotación es posible variar la diferencia entre las propiedades útiles y la ganga, modificando el ambiente químico y electroquímico del sistema mediante la adecuada selección de los reactivos químicos adicionados: colectores, espumantes, activadores, depresores o modificadores de pH.

#### **2.2.6.1. Colector**

es un surfactante, que tiene la propiedad de adsorberse selectivamente en la superficie de un mineral y lo transforma en hidrofóbico. Las burbujas de aire se adhieren así, preferentemente sobre estas superficies, atrapando las partículas. Espumante es un surfactante que se adiciona a la pulpa con el objetivo de estabilizar la espuma, en la cual se encuentra el mineral de interés. Por otra parte, los reactivos modificadores se usan para intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie mineral.

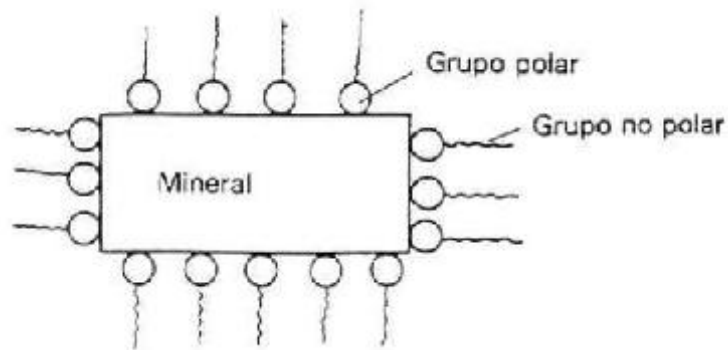
Para que la flotación de minerales sea efectiva, se consideran los siguientes aspectos:

**Reactivos químicos:** colectores, espumantes, activadores, depresores, modificadores de pH.

**Componentes del equipo de flotación:** diseño de la celda, sistema de agitación, forma en que se dispersa el flujo de aire, configuración de los bancos de celdas, control de los bancos de celdas.

**Componentes de la operación:** flujo de alimentación, mineralogía de la mena, granulometría de la mena, densidad de la pulpa, temperatura.

En la figura 1.1. se muestra la adsorción del colector sobre la superficie de un mineral, mientras que, la acción de un espumante se presenta en la figura 1.2. Por otra parte, en la figura 1.3 se muestra la estructura química de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio).



**Figura N° 1. Adsorción de un colector en la superficie de un mineral.**

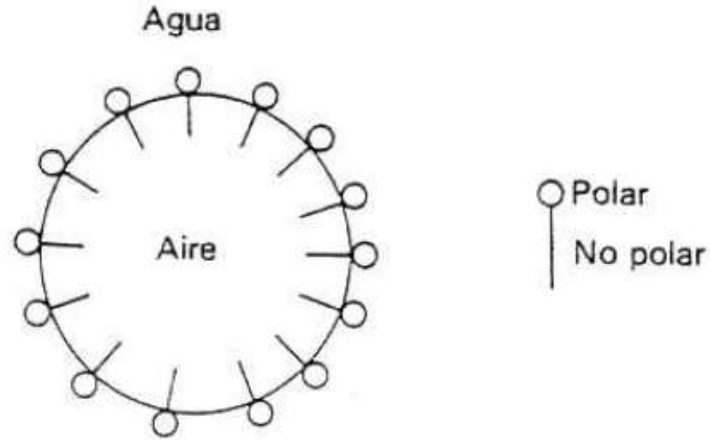


Fig. N° 2. Acción de un espumante

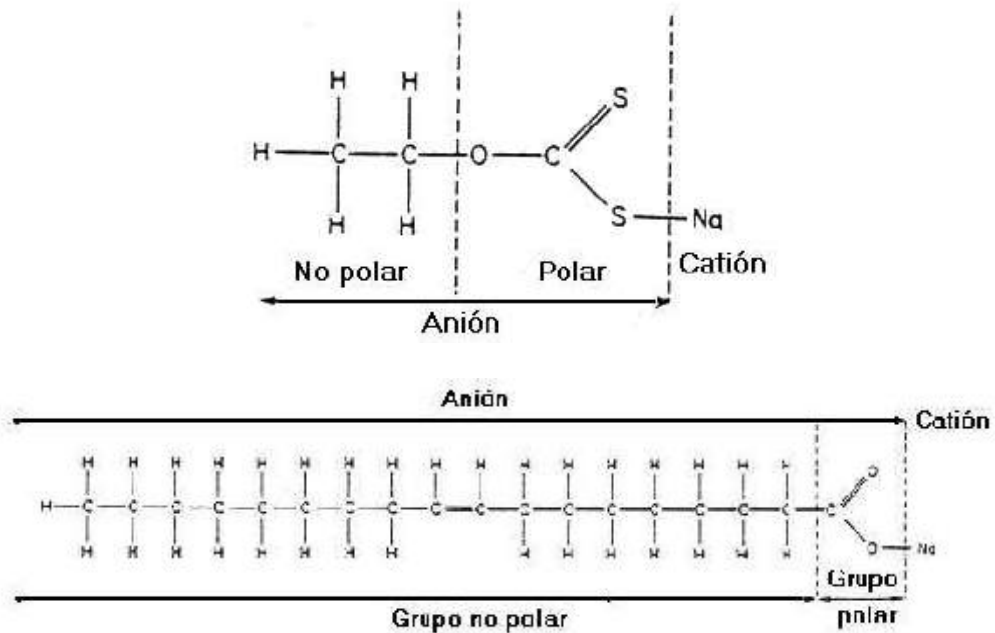


Figura N° 3. Estructura química de dos colectores (etil xantato de sodio y oleato de sodio).

### 2.2.7 Fundamentos del Proceso de Flotación

La definición tradicional de flotación dice que es una técnica de concentración de minerales en húmedo, en la que se aprovechan las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar la selección. En otras palabras, se trata de un proceso de separación de materias de distinto origen que se efectúa desde sus pulpas

acuosas por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas.

Según la definición, la flotación contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias a separar, la fase líquida es el agua y la fase gas es el aire. Los sólidos finos y liberados y el agua, antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpa con porcentaje de sólidos variables pero normalmente no superior a 40% de sólidos. Una vez ingresada la pulpa al proceso, se inyecta el aire para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas.

Para lograr una buena concentración se requiere que las especies que constituyen la mena estén separadas o liberadas. Esto se logra en las etapas previas de chancado y molienda. Para la mayoría de los minerales, se logra un adecuado grado de liberación moliendo a tamaños cercanos a los 100 micrones (0,1 mm). Al aumentar el tamaño de la partícula, crecen las posibilidades de mala adherencia a la burbuja; en tanto que las partículas muy finas no tienen el suficiente impulso para producir un encuentro efectivo partícula burbuja.

En un proceso de concentración de minerales ideal, la mena mineral se divide en un concentrado enriquecido con el componente útil y una cola con los minerales que componen la ganga.

Por su parte, la estabilidad de la burbuja, de estas delgadas películas de líquido son las que determinan la estabilidad global de la espuma dependerá del espumante agregado.

### 2.2.7.1. Reactivos Usados en la Flotación

Los reactivos de flotación corresponden a sustancias orgánicas que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo físico-químico del proceso.

Pueden clasificarse en:

**Colectores:** Son sustancias orgánicas que se adsorben en la superficie del mineral, confiriéndole características de repelencia al agua (hidrofobicidad).

**Espumantes:** Son agentes tensoactivos que se adicionan a objeto de:

1. Estabilizar la espuma
2. Disminuir la tensión superficial del agua
3. Mejorar la cinética de interacción burbuja - partícula
4. Disminuir el fenómeno de unión de dos o más burbujas (coalescencia)

Los reactivos Modificadores, por otro lado, tales como activadores, depresores o modificadores de pH, se usan para intensificar o reducir la acción de los colectores sobre la superficie del material.

### 2.2.7.2. Mecanismos de Flotación

Para estudiar el mecanismo de la flotación es necesario conocer lo que sucede con la partícula de mineral y una burbuja de aire para que ellos formen una unión estable.

El proceso de flotación está basado sobre las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar. Se trata fundamentalmente de un fenómeno de comportamiento de sólidos frente al agua, o sea, de mojabilidad de los sólidos. Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como grafito,

carbón bituminoso, talco y otros, son poco mojables por el agua y se llaman minerales hidrofóbicos. Por otra parte, los minerales que son óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros son hidrofílicos, o sea, mojables por el agua. Se puede observar además que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos, es decir, tienen gran afinidad por las burbujas de aire, mientras que los minerales hidrofílicos son aerofóbicos, o sea, no se adhieren normalmente a ellas.

En resumen, es necesario incrementar la propiedad hidrófoba en las partículas minerales de una pulpa para facilitar la flotabilidad. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con las propiedades iónicas, es decir, con carga eléctrica definida.

La partícula queda cubierta por el colector que se adhiere a su superficie por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte polar propiedades hidrofóbicas.

El agregado de espumantes, como se ha dicho, permite la formación de burbujas de tamaño y calidad adecuada para el proceso. Pues bien, el contacto entre las partículas y las burbujas requiere que las primeras estén en constante agitación, la cual la otorga el rotor de la máquina de flotación, de modo que para realizar la unión con las burbujas son necesarios:

- a) su encuentro y
- b) condiciones favorables para formar el agregado.

El contacto partícula-burbuja se acerca hasta el punto en que la película de agua que las separa es muy fina. En este momento para que la partícula pueda acercarse más a la burbuja tiene que superar lo que se considera una barrera energética. Para las partículas hidrofílicas, en que la asociación de la partícula con las moléculas de agua es muy firme, esta barrera nunca se supera y las partículas no flotan. Para las partículas hidrofóbicas, la barrera queda repentinamente rota por fuerzas no bien conocidas, permitiendo un contacto trifásico (sólido-líquido-gas).

## **2.2.8. Variables Operacionales Relevantes en el Proceso**

Algunas de las variables de mayor importancia para el proceso de flotación son:

**2.2.8.1. Granulometría:** Adquiere gran importancia dado que la flotación requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración.

**2.2.8.2. Tipo de Reactivos:** Los reactivos pueden clasificarse en colectores, espumantes y modificadores. La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de reactivos.

**2.2.8.3. Dosis de Reactivo:** La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

**2.2.8.4. Densidad de Pulpa:** Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.

**2.2.8.5. Aireación:** La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres



elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.

**2.2.8.6. Regulación del pH:** La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo ambiente en el cual se obtendría el mejor resultado operacional.

**2.2.8.7. Tiempo de Residencia:** El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.

**2.2.8.8. Calidad del Agua:** En las Plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación.

### **2.3. DEFINICIONES CONCEPTUALES**

**Aireación:** La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente. El aire es uno de los tres elementos imprescindibles en el proceso de flotación, junto con el mineral y el agua.

**Calidad del Agua:** En las Plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contiene cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas por este flujo de recirculación.

### **Celda de flotación**

Equipo en donde se efectúa el proceso de flotación de minerales y que consta de un tanque y un agitador especial. El agitador está montado en un eje hueco para permitir el ingreso del aire.

### **Celdas de Electro-Deposición**

Equipo compuesto de un tanque y dos electrodos (ánodo y cátodo) utilizado en la recuperación electrolítica de metales disueltos en una solución (electrolito). Esto se logra mediante el paso de un flujo de corriente entre los electrodos, causando que los metales se precipiten y depositen en el cátodo.

### **Chancado**

Proceso por el cual el mineral es triturado entre  $\frac{1}{2}$  a  $\frac{1}{6}$  de su tamaño original, en preparación a la siguiente etapa de reducción (segunda o tercera etapa de chancado o circuito de molienda).

### **Concentrado Bulk**

Concentrado que contiene más de un metal con valor comercial.

**Densidad de Pulpa:** Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos.

**Dosis de Reactivo:** La cantidad de reactivos requerida en el proceso dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos.

### **Flotación**

Proceso metalúrgico que permite la separación de las especies valiosas contenidas en un mineral, del material estéril. Para lograr una buena separación, es necesario que estas

especies valiosas sean liberadas del material estéril. Esto se logra moliendo el mineral en circuitos de molienda. La separación se realiza en agua formándose una pulpa y en donde las partículas sólidas se mantienen en suspensión por medio de unos agitadores especialmente diseñados para este caso.

A la pulpa se agrega una serie de reactivos químicos especiales que causan una condición de hidrofobicidad sobre las partículas valiosas de tal manera que, al introducir aire al sistema, se produce un conjunto de burbujas sobre las cuales se adhieren estas partículas. Las burbujas, a medida que van ascendiendo, se van enriqueciendo de estas partículas hasta que se alcanza la superficie y en donde son posteriormente retiradas. Mientras tanto, las partículas de material estéril no han sido afectadas por los reactivos químicos y permanecerán suspendidas dentro de la pulpa.

La flotación se realiza generalmente para la recuperación de metales que se encuentran en el mineral como sulfuros, aunque existen casos donde se usa para la recuperación de especies oxidadas o de no-metálicos.

### **Flotación Bulk**

Recuperación de todas las especies valiosas (oro, plomo, plata, zinc, cobre, etc.) en un solo producto llamado Concentrado Bulk. En Julcani, se obtiene un concentrado de plata-plomo-oro-cobre, mientras que en Uchucchacua se producen dos tipos de concentrado: un concentrado de plata-plomo (bulk) y otro de zinc.

### **Flotación diferencial**

Es el proceso por el que dos o más especies valiosas son recuperadas en concentrados separados. En el caso de mineral de Plomo-Zinc, el plomo se flota en un concentrado de

plomo inhibiendo la flotación de Zinc. Después de que la flotación del plomo ha terminado, el zinc es activado y recuperado en un concentrado separado.

**Granulometría:** Adquiere gran importancia dado que la flotación requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración.

**Regulación del pH:** La flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Cada fórmula de reactivos tiene un pH óptimo ambiente en el cual se obtendría el mejor resultado operacional.

**Tipo de Reactivos:** Los reactivos pueden clasificarse en colectores, espumantes y modificadores. La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de reactivos.

**Tiempo de Residencia:** El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación de los minerales de la cinética de acción de reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos de las pulpas en las celdas y de las cargas circulantes.

## **2.4 HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN**

### **2.4.1 Hipótesis General**

Determinar si las modificaciones en el circuito de molienda en la Empresa Minera Shougang S.A.A. influyen significativamente en el aumento en la recuperación de hierro.

### **2.4.2 Hipótesis Secundarias**

Determinar si el aumento en la recuperación de hierro y ley más alta en el concentrado influyen significativamente en la rentabilidad de la operación en la Empresa Minera Shougang S.A.A.

Determinar si las modificaciones en el circuito de molienda en la Empresa Minera Shougang S.A.A. influyen significativamente en tener una mayor capacidad de tratamiento de hierro para incrementar el tonelaje de operación.

## **2.5. SISTEMA DE CLASIFICACION DE MINERALES**

Existen tres zonas muy diferentes en nuestras minas:

### **2.5.1. Zona Oxidada**

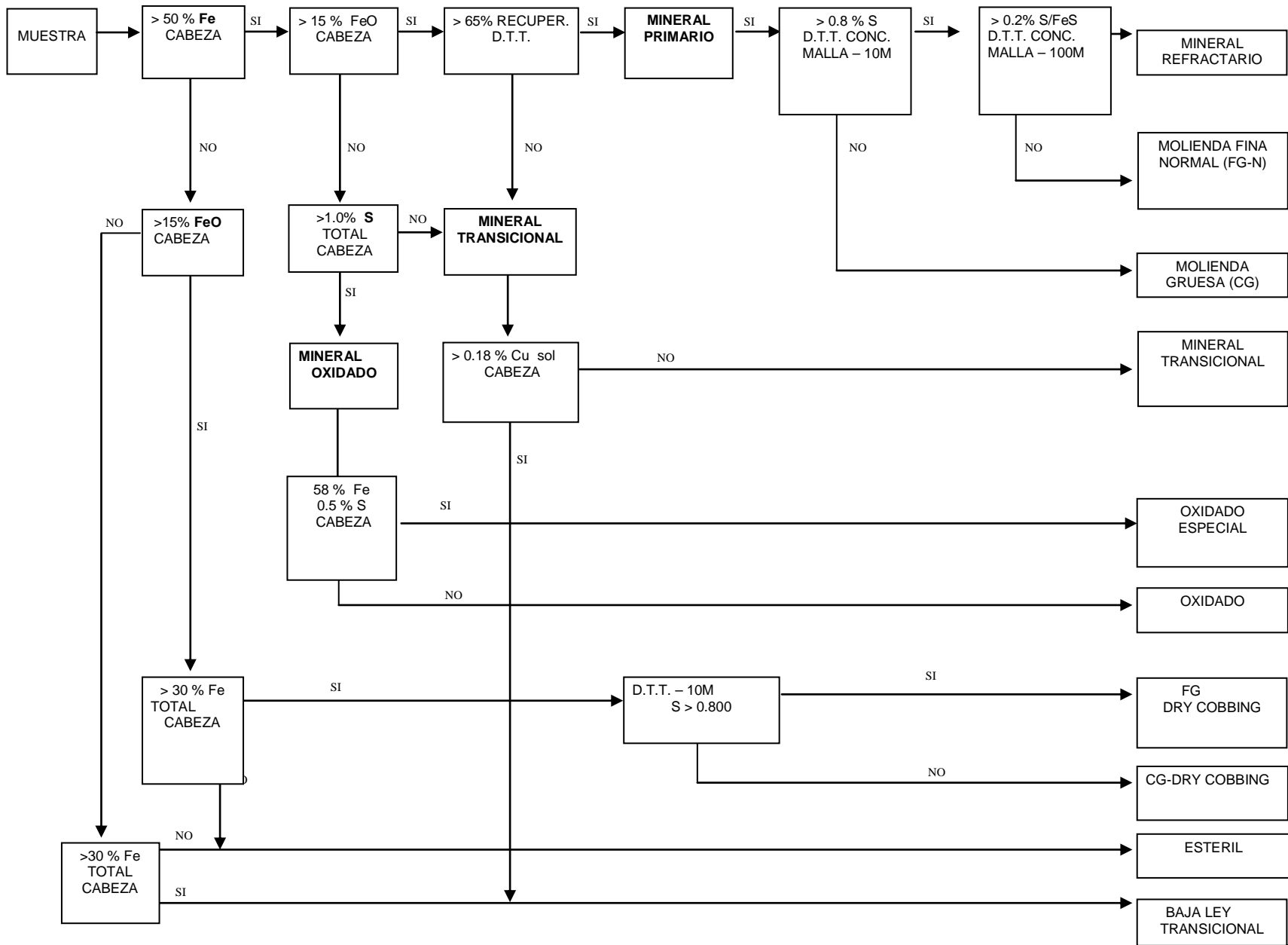
Que corresponde a la parte superficial, formada principalmente de hematitas, limonita, martita, óxidos de cobre y otros; se caracteriza por tener bajo contenido de azufre total, esta zona tiene una profundidad de 30 m. El contenido promedio de Fe es 51.2% y el azufre es 0.4%.

### **2.5.2. Zona Transicional**

Formada por elementos lixiviados de la zona superficial. El contenido de Fe es 47.8% y el nivel de S es 2.2%, esta zona es aproximadamente de 35 m de profundidad y contiene hematita, magnetita, martita e impurezas, tales como pirita, dolomita y otros.

### **2.5.3. Zona Primaria**

Es la zona más profunda y la más abundante, compuesta principalmente por magnetita con presencia de pirita, algo de chalcopirita y pirrotita. El contenido promedio de Fe es 57%, de S es 3.0% y 0.1 de Cu.



## **2.6. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO**

### **2.6.1. Operaciones**

#### **2.2.5.1. Mina**

Toda operación da inicio en la mina, aquí se emplea el sistema de explotación de minado a suelo abierto (Open Pit), las diferentes etapas son:

Perforación

Voladura

Carguío

Acarreo

Chancado: Primario y Secundario

Transporte por Fajas a San Nicolás.

#### **2.2.5.2. Perforación**

Las perforaciones son diseños que se efectúan en diferentes zonas que son establecidas por indicaciones del planeamiento de mina. Generalmente estos diseños obedecen al cumplimiento de múltiples parámetros sin embargo no sólo se requiere de éstos más sino sumado a ello se requiere de la experticia y el conocimiento para poder determinar la zona específica, la sección de diseño de perforación es la encargada de proyectar la perforación para los requerimientos de material en ella trabajan Ingenieros, técnicos de reconocida experiencia.

Los criterios primarios de un buen diseño son:

Cantidad suficiente de material para abastecer las palas.

Estar sujeto a un plan previamente elaborado

Proporcionar calidad óptima del material para permitir una fácil extracción posterior

Criterio de costo óptimo, es decir el mejor

Flexibilidad en el diseño, es decir estar en función de la operación

Cálculo del explosivo óptimo para romper bien el material y evitar un excesivo alejamiento del material.

Secuencia de unirlos para tener un criterio de corto, mediano, largo plazo.

Control de casos de bancos

Seguridad

Realizado el diseño discutido y aprobado empieza la operación de perforación. La operación de perforación utiliza el sistema de perforación rotativa y en ella se emplean 10 máquinas eléctricas de perforación marca Buceirus Erie modelo 61R (B – 16/17/18/19), 50R (B – 6/9/10) y Gardner Denver 100 (Gd 20/21), que tiene la capacidad de realizar perforaciones de tamaños de 9 7/8” y 12 1/4” de diámetro y una profundidad de hasta 30 metros.

Los avances de estas máquinas oscilan entre los 40 a 45 pies/hora de perforación neta. La perforación se realiza en tres períodos diarios de 8 horas cada una y en ella trabajan 52 perforistas todos ellos de amplia experiencia.

### **2.2.5.3. Disparos**

Una vez que los perforadores hayan realizado la perforación se cargan los huecos o taladros de perforación con un explosivo conocido como ANFO cuya carga ha sido determinada previamente.



El explosivo ANFO es empleado para realizar el encapado de roca y desmonte y el ANFO ALMINIZADO para los minerales primarios y T.O.; el ANFO ALUMINIZADO es una mezcla de aluminio metálico granulado, nitrato de amonio, petróleo diesel todos ellos mezclados adecuadamente. Este agente que se encargara de realizar la detonación se fabrica al momento de realizar el bombeo del camión carguero al taladro.

Existen 3 camiones diseñados para tal efecto; una vez terminado de cargar los orificios y que se encuentre limpia la cara principal del proyecto, se procede a realizar la volar la roca de manera programada. Las dimensiones de los disparos tienen variaciones y principalmente está ligado al proyecto de perforaciones.

En la zona en donde se localiza la explotación se realizan disparos de escaso tonelaje hasta 1'250,000 tons. El horario en que se lleva acabo los disparos es a medio día o en la hora de almuerzo de los colaboradores. Para este proceso participan un total de 30 colaboradores.

#### **2.2.5.4. Carguío**

Posterior a realizarse el disparo y el área ya se encuentra limpia de rocas y piedras grandes, las palas comienzan a cargar el material destruido por las voladuras. Estas palas cargan a camiones el mineral a plantas y desmonte a canchas o botaderos.

Las palas son eléctricas marca PH y TZ en total 10 palas cuyos modelos son:

PH 1900 (2 palas) de 7.6 m<sup>3</sup> capacidad

PH 2100 BB (1 palas) de 11.5 m<sup>3</sup> capacidad

PH 2100 BL (3 palas) de 11.5 m<sup>3</sup> capacidad

TZ 2100 wk (4 palas) de 13 m<sup>3</sup> capacidad

A las palas de 1900 y 2100 se puede realizar un cambio, según sea el caso o lo amerite la operación, siendo la capacidad de carga de las palas de 10 – 12 ton, 15 ton, 20 ton. respectivamente.

#### **2.2.5.5. Acarreo**

El material roto es cargado por las palas y trasladado en camiones de acarreo, la empresa cuenta con 31 camiones dentro de sus instalaciones y son:

11 EUCLID de 130 ton de capacidad

17 CAT de 150 ton de capacidad

03 TEREX de 150 ton de capacidad

Esta maquinaria encargada de poder trasladar el material destruido se cuadra en lugares estratégicos donde permitan a las palas poder colocar el material dentro de estos, estas maquinarias trasladan el material dependiendo de su tipo y son llevados a plantas o canchas. Tienen velocidades variables y dependen de la carga y del área geográfica por donde se trasladen.

#### **2.2.5.6. Chancado**

Una vez que el mineral llega al área de chancado son vaciados en tolvas En dónde proceden a triturar los de su tamaño original a uno estándar de 4 pulgadas, la planta de trituración en la empresa se dividen en dos una que es de quijada y la segunda que es de trompo giratorio ambas tienen una capacidad de 1000 y 2000 por hora respectivamente.

Sistema DRY – COBBING:

Dentro de las empresas mineras existe una gran necesidad de poder utilizar la mayor cantidad de mineral beneficiable es por ello que se desarrolló un proyecto llamado “DRY COBBING”, el cual entró en vigencia el 27 de febrero del año 1990 posterior haberse realizado múltiples pruebas que permitieron que este pueda tener la eficiencia productiva necesaria para que entre en operación.

Posterior a que se reduce el tamaño del mineral y si este tiene las dimensiones adecuadas es depositado para su posterior traslado a San Nicolás.

Si el caso fue sé que el material no tenga las dimensiones adecuadas son transportadas en fajas hacia otro sistema para que se pueda refinar en la segunda planta de chancado.

El desmunte que se obtiene De todo estos procesos es redirigido a través de unas fajas en donde se cargará en maquinarias o camiones para que sean depositadas en canchas de desmunte.

## **2.2.7. Plantas de Beneficio**

### **Planta Chancadora**

Antes de ver el proceso de la planta chancadora, mencionaremos los principales equipos que existen:

#### **1. Chancadoras:**

Son las máquinas con las que se efectúa la liberación del mineral, reduciendo el tamaño. En San Nicolás trabajan en la etapa de chancado terciario, existiendo los siguientes equipos:

### 1.1. Chancadora de Línea N° 1

<b>CARACTERISTICAS</b>	<b>022 – 050</b>	<b>022 – 021/042</b>
Marca	Metso	Nordberg - Symons
Tipo	HP 400	Short Head
Tamaño	2.49 m x 2.59 m	7 ’
Potencia Motor HP/KW	400/300	300/224
R.P.M. Motor	1800	720
Capacidad TMH	500	260
Abertura Alimentación	5 ”	2-3/4” 2-1/2”
Abertura (Set) Descarga	¾ “	½ “ - ¼ “
Tipo de Forros (Cavidad)	Mediano	Fino
Material Forros	Al Manganeso	Al Manganeso

### 1.2 Chancadora de Línea N° 2

<b>CARACTERISTICA</b>	<b>022 – 128/129</b>	<b>022 – 130</b>
Marca	Nordberg – Symons	Nordberg
Tipo	Short Head	Short Head
Tamaño	7 ’	7 ’
Potencia Motor HP/KW	300 / 224	300/224
R.P.M. Motor	720	720
Capacidad TMH	600	600
Abertura Alimentación	5 ”	5 ”
Abertura (Set) Descarga	½ ”	½ ”
Tipo de Forros (Cavidad)	Mediano	Mediano
Material Forros	Al Manganeso	Al Manganeso

## 2. Zarandas:

Estos equipos son empleados para clasificar el material por tamaños.

## 2.1. Zaranda de Chancadora Línea N° 1

EQUIPO	MARCA	TAMAÑO	HP	MOTOR (RPM)	CLASIFICACION	ABERTURA
211 - 140	Metso	6'x12'	30	1800	1° Piso y 2° Piso Mallas	1½ - 5/8" y 3/4"
211-018/051	Nordberg	5'x10'	10	1160	1° Piso, 2° Piso Mallas P.	3/8 - 5/8"
211 024/025	Nordberg	5'x12'	10	1160	1° Piso y 2° Piso Mallas	5/8 - 3/4"
211-049/050	Nordberg	5'x10'	10	1160	1° Piso, 2° Piso Mallas J.	3/8 - 5/8"

## 2.1 Zarandas de Chancadora de Línea N° 2

EQUIPO	MARCA	TAMANO	HP	MOTOR (RPM)	CLASIFICACION	ABERTURA
211 -124/125/126	Nordberg	6'x12'	25	1760	1° Piso Mallas	2"
					2° Piso Mallas	5/8 - 3/4"

La Planta Chancadora consiste en el proceso en el cual el mineral (PO, OX, Qz.) llega a reducirse según el tamaño que se requiere de acuerdo a las especificaciones que exigen los siguientes procesos. La planta chancadora dentro de sus instalaciones comprenden:

### Stock de Crudos

Aquí se realiza una programación de acuerdo lo que requiere el cliente en productos a ellos se realiza una programación para la extracción del mineral del área mina.

El área mina envía el mineral mediante un Conveyor de aprox. 15.3 km de longitud, la cual descarga por intermedio de un stacker movable (Mina – San Nicolás) el cual es distribuido en el Stock de crudos, según el tipo de mineral.

El Stock de crudos comprende 22 chutes, el cual esta agrupado en 3 partes:

Chutes del 01 al 11 trabajan con Planta de Chancado N° 1, en el cual se deposita mineral Qz, R--Esp, FGdc y OX.

Chutes del 12 al 21 trabajan con Planta de Chancado N° 2, en el cual se deposita mineral: CG, CGdc, FG, FGdc y R-normal.

En el chute 22, se deposita el mineral y/o producto Lump proveniente de mina. Para luego ser transferido por camiones hacia el stock de productos, para su despacho correspondiente, este producto es chancado en planta de la mina y así es enviado al stock de crudos de san Nicolás, para su respectiva venta. Tiene las siguientes características químicas y granulometría correspondiente que a continuación detallamos:

<b>ANALISIS QUIMICO (%)</b>	<b>TIPICA</b>	<b>GARANTIZADO</b>
Fe	58.3	55.0 Mín.
S	3.40	3.50 Máx.
Cu	0.10	0.10 Máx.
FeO	18.00	20.00 Mín.
SiO <sub>2</sub>	10.00	12.00 Máx.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.50	3.00 Máx.
CaO +MgO	4.00	5.00 Máx.
Na <sub>2</sub> O + K <sub>2</sub> O	0.400	0.650 Máx.
<b>ANALISIS FISICO (%)</b>		
Humedad ( % )	1.1	2.50 Máx.
<b>TAMAÑO (%)</b>		
0 - 50 mm	100.0	92.0 Min.

### **Planta Chancado L – 1**

Esta línea puede procesar mineral Primario (Resp, FGdc), oxidado (OX) y cuarcita (Qz).

El mineral ha procesar provienen de los chutes 1 al 11. Con una capacidad de 600 TMH

Chancado de Mineral FGdc:

Aquí en mineral que se emplea para este proceso es en cantidad de 500 a 6 toneladas métricas por hora, el mineral procedente del chute del stock, es dirigido hacia la etapa de clasificación por medio de un sistema de fajas 021 – 014/63 hacia las zarandas 211 – 140 y la zaranda 211 – 051, la cual constan de 2 pisos con paños de abertura.

Una vez realizado el proceso de clasificación, el material grueso (+ 5/8”) es alimentada a la chancadora 022 – 050 y a la chancadora 022 – 021.

La descarga de esta última chancadora llega a la zaranda 211 - 140. El material fino (- 5/8”) de la zaranda 211 – 051 va directo hacia la faja final 021 – 059.

En cambio el otro material fino (- 5/8”) de la zaranda 211 - 140 se une con la descarga de la chancadora 022 – 050, el cual es transportado hacia las zarandas 211 – 024/025, donde el material es clasificado con paños del 1er y 2do piso.

El material fino de las zarandas 211 – 024/025 (- 5/8”) se envían de manera directa hacia la faja final 021 – 059, en tanto las partículas gruesas (+ 5/8”) se transportan hacia la chancadora 022 – 042. La descarga de la chancadora se traslada a la faja final 021 – 059.

Dentro del proceso se envía el producto final a los diversos silos empleado como almacén: 1, 2, 3, 4, 7, 8 y 9. (Alimento a Planta Magnética)

La granulometría típica del producto chancado es:

<b>Malla</b>	<b>%</b>	<b>Acum. (+)</b>
+ 1"	-	-
+ 3/4"	5.0	5.0
+ 5/8"	5.0	10.0
+ 1/2"	10.0	20.0
+ 3/8"	20.0	40.0
+1/4"	15.0	55.0
-1/4"	45.0	100.0

#### **Chancado de Mineral Oxidado:**

El material mineral que es trasladado y empleado en el proceso de chancado es a razón de 520 - 550 TMH.

Siendo el mismo proceso que el chancado del mineral FGdc.

El producto final guardado en los 2 silos empleados como almacenes que son el 5 y

6. (Alimento a Planta Magnética).

La granulometría típica del producto chancado es:

<b>Malla</b>	<b>%</b>	<b>Acum. (+)</b>
+ 1"	-	-
+ 3/4"	1.1	1.1
+ 5/8"	3.7	4.8
+ 1/2"	8.9	13.7
+ 3/8"	17.1	30.8
+ 1/4"	12.1	42.9
- 1/4"	57.1	-



### **Chancado de Cuarcita:**

Aquí el mineral es de cantidades de 120 - 160 TMH.

Se transporta del chute del Stock hacia la etapa de clasificación por medio de un sistema de fajas 021 – 014/631, hacia las zarandas 211 – 140 y a la zaranda 211 – 051, la cual constan de 2 pisos con paños de abertura.

Una vez clasificado, el material grueso (+ 5/8”) es alimentado a la chancadora 022 – 050 y a la chancadora 022 – 021.

La descarga de esta última chancadora llega a la zaranda 211 - 140. El material fino (- 5/8”) de la zaranda 211 – 051 va directo hacia la faja final 021 – 059.

En cambio el otro material fino (- 5/8”) de la zaranda 211 - 140 se une con la descarga de la chancadora 022 – 050, el cual es transportado hacia las zarandas 211 – 024/025, donde el material es clasificado con paños de 3/4” y 5/8”.

El material fino de las zarandas 211 – 024/025 (- 5/8”) se trasladan a las fajas finales 021 – 059, en tanto los gruesos (+ 5/8”) son transportados hacia la chancadora 022 – 042.

Según el proceso las descargas de las chancadoras son trasladadas a la zaranda 211 - 049/050, los paños de estas Arandas tienen dimensiones de 3/8, esto está ubicado de tal manera que se pueda separar los materiales que ya tengan las dimensiones adecuadas y que los que no tengan las dimensiones adecuadas puedan recircular hacia otras chancadoras para que se obtenga la dimensión requerida.

El producto final es alimentado al silo de cuarcita.

La granulometría típica del producto chancado es:

Malla	%	Acum. (+)
+ 1”	-	-
+ ¾”	-	-
+ 5/8”	0.1	0.1
+ ½”	0.5	0.6
+ 3/8”	0.9	1.5
+ ¼”	20.2	21.7
+ 4M	15.3	37.0
+ 8M	9.4	46.4
+ 10M	8.6	55.0
- 10M	31.7	

### **Chancado de Sinter Calibrado (Resp)**

El mineral que se emplea dentro del proceso de chancado tiene una cantidad de 400 a 500 toneladas, al igual que los procesos anteriores se realiza un proceso de clasificación el cual pasa por una zaranda de 211 - 140 que tiene dos pisos con paños de aberturas de 1 ½” (1° piso) y 5/8 “ (2° piso).

Una vez que se clasifico el material grueso (+ 5/8”) este alimenta a la chancadora 022 – 050 y el material fino (- 5/8”) este es unido con la otra descarga de la chancadora y pasa a las zarandas 211 – 024/025, en donde se clasifica con paños de ¾” y 5/8”.

Según el proceso las descargas de las chancadoras son trasladadas a la zaranda 211 - 024/025, los paños de estas Arandas tienen dimensiones de 3/8, esto está ubicado de tal manera que se pueda separar los materiales que ya tengan las dimensiones

adecuadas y que los que no tengan las dimensiones adecuadas puedan recircular hacia otras chancadoras para que se obtenga la dimensión requerida.

El producto de la faja 021 – 037 es el resultante del proceso y producto final, el cual es depositado en silos de Sinter Calibrado 020 – 500/501/502. Este producto es trasladado de este almacén por medio de fajas 021 - 509/537/625/628 hacia el stock de Sinter Calibrado.

El producto final de Sinter Calibrado tiene las siguientes características químicas y granulometría típica.

<b>Malla</b>	<b>%</b>	<b>Acum. (+)</b>
+ 3/4"	0.0	0.0
+ 5/8"	0.2	0.2
+ 1/2"	1.3	1.5
+ 3/8"	4.7	6.2
+ 1/4"	10.0	16.2
+ 4M	11.0	27.2
+ 6M	8.0	35.2
+ 8M	6.6	41.8
+ 10M	4.8	46.6
- 10M	53.4	

<b>ANALISIS QUIMICO (%)</b>	<b>TIPICA</b>	<b>GARANTIZADO</b>
Fe	60.00	59.0 MÍN.
S	3.20	3.50 MÁX.
Cu	0.07	0.09 MÁX.
FeO	23.5	23.0 MÍN.
SiO <sub>2</sub>	7.50	9.00 MÁX.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1.40	2.00 MÁX.
CaO +MgO	4.00	5.00 MÁX.
Na <sub>2</sub> O + K <sub>2</sub> O	0.400	0.55 MÁX.
<b>ANALISIS FISICO (%)</b>		
Humedad ( % )	1.0	1.5 Max.
<b>TAMAÑO (%)</b>		
0 - 20 mm	100.0	98.0 MÍN.

### **Planta de Chancado L - 2:**

Aquí se lleva el proceso de los minerales Primarios (CG, CGdc, FG, FGdc, Rnormal) en un sistema de circuito abierto que cuenta con la capacidad de 1800 TMH. Este mineral procedente de los chutes 12 al 21.

El mineral que llega aquí es distribuido a las zarandas 211 – 124/125/126. Cada zaranda, la cual está conformada de 2 pisos con paños de abertura 2” (1° piso) y ¾” - 5/8 “(2° piso).

El producto grueso de las zarandas (O/S) pasa hacia las chancadoras cónicas 022 – 128/129/130.

Los materiales finos obtenido de las zarandas (U/S) son unidos con las descargas procedentes de chancadoras y estos productos son enviados a los silos de alimentación de las Planta Magnética. (Silos 1, 2, 3, 4, 7, 8,9).

La granulometría típica del producto chancado es:

Malla	%	Acum. (+)
+ 1”	-	-
+ 3/4”	5.0	5.0
+ 5/8”	5.0	10.0
+ 1/2”	10.0	20.0
+ 3/8”	20.0	40.0
+1/4”	15.0	55.0
-1/4”	45.0	

## **PLANTA CONCENTRADORA**

Antes de entrar a explicar y detallar la producción de la planta concentradora, veremos los equipos que son utilizados para dicha planta.

### **1.- Molinos**

Son los equipos que permiten, con la ayuda de cuerpos moledores, reducir el material ya chancado a tamaños tan pequeños que la especie/especies valiosas (magnetita), se encuentra libre de ganga o la tienen en porcentajes bajos, que permiten la separación / concentración.

En la empresa se utilizan dos tipos de molinos:

#### **Molinos de Barras, para molienda gruesa:**

El porcentaje de sólidos debe de estar en un rango entre 82–84 %, para cualquier rango de tonelaje alimentado y su Densidad de pulpa = 2.62 – 2.66 gr/ cc; Carga Nominal = 98 % ± 2%.

#### **Molinos de Bolas, para molienda fina:**

Su porcentaje de sólidos es de 71 – 73%, Densidad de pulpa = 2.28 – 2.32 gr./ cc,

Carga Nominal = 98 %  $\pm$  2%

En la planta se disponen de 09 molinos de barras y 09 molinos de bolas.

La información principal de los equipos es la siguiente:

### 1.1.- Datos Típicos de un molino de Barras (032 – 081 al 089)

Marca	Nordberg
Tamaño ( Diámetro x Longitud)	10'-8" x 16' (3.25 m X 4.88 m.)
Potencia Motor HP/KW	700 / 522.2
R.P.M Molino	15.6
% Velocidad Critica	64.5
Tipo de Descarga	Por Rebose
Capacidad TMH	160 / 180
Carga de Barras (% Molino)	40
Peso Carga Barras (T.M.)	100
Peso de una Barra Promedio	506.44 Lbs (229.72 Kg.)
Tamaño Barras (Diámetro X Longitud)	3 -1/2" X 15.5' (0.089 m x 4.724m.)
Recarga de Barras Aprox.	5 / Dia

### 1.2.- Datos Típicos de un Molino de Bolas Chicos (032 – 202/203/204)

Marca	Nordberg
Tamaño, Diámetro x Longitud	10' 8" x 22' 5-12" (3.25 X 6.84 m.)
Potencia Motor HP/KW	1250 / 932
R.P.M Molino	18.9
% Velocidad Critica	78.0
Tipo de descarga	Por Rebose
Capacidad TMH	40 / 35
Carga de Bolas (% Molino)	40
Peso carga Bolas (T.M.)	100
Peso de una Bola 2"	1.268 Lbs (0.575 Kg.)
Recarga de Bolas Aprox.	1.81 T.M. Interdiario

### 1.3. Datos Típicos de un Molino de Bolas Grande (032 – 201/205/206/207/208/209)

Marca	Nordberg
Tamaño (Diámetro x Longitud) (4.27m X 12 m.)	14' X 41'
Potencia Motor HP/KW	4000 / 2980
R.P.M Molino	14.59
% Velocidad Critica	70
Tipo de Descarga	Por Rebose
Capacidad TMH	150
Carga de Bolas (% Molino)	41
Peso Carga Bolas (T.M.)	300
Recarga de Bolas Aprox.	3.6 T.M/Dia

## 2.- Separadores Magnéticos

Son empleados en nuestras operaciones, para la recuperación/ concentración del mineral de Fe aprovechando las propiedades magnéticas de la magnetita ( $Fe_3O_4$ ).  
Llevan en el interior del tambor un arco con imanes permanentes (100 – 115°).

### 2.1.- Separadores Magnéticos Primario – Cobber Datos Típicos

Tamaño Diámetro x longitud	36" x 96" (0.91 X 2.44m.)
Motor HP / KW	5 / 3.73
Intensidad ( Gauss )	700
Tambor R.P.M.	A = 23 B = 21 a 23
Capacidad TMH	80 a 130
Altura Tambor – Tanque	1-1/4" - 1- 3/8"
Abertura Tamaño Labio Descarga	7/8 " - 1"

## 2.2.- Separadores Magnéticos Finisher - Datos Típicos

Tamaño Diámetro x longitud	30" x 72" (0.76 x 1.83m.)
Motor HP / KW	3 / 2.24
Intensidad ( Gauss )	A 520 B y C 480
Motor R.P.M.	1740
Tambor R.P.M.	A = 26; B y C = 21
Capacidad TMH	30 a 40
Altura Tambor – Tanque	1-1/8" - 1"
Abertura Tamaño Labio Descarga	3/4 "

## 2.3.- Separadores Magnéticos de Alta Intensidad – Datos Típicos

Dimensión (L x A x H)	3.54 x 1.54 x 1.44
Dimensión Anillo x a (mm)	1750 x 750
Velocidad Giro (RPM.)	4
Motor Anillo KW	4
Capacidad (TMH)	40 - 45
Pulsaciones pulpa (KW)	4
Intensidad máx. ( Gauss )	10000

## 3. Celdas de Flotación

Son máquinas que mediante la agitación e inyección de aire, permiten bajar el contenido de sulfuros (% Azufre), del material, al evacuarlos estos en las espumas formadas con la ayuda de los reactivos de flotación.

### Equipos:

Molienda Gruesa: Bancos de Flotación de 32 ft<sup>3</sup> (10 bancos de 4 celdas c/u = 1280 ft<sup>3</sup>)

Molienda fina: Bancos de Flotación de 75 ft<sup>3</sup> (16 bancos de 5 celdas y 1 banco de 4 celdas = 6300 ft<sup>3</sup>)



Celdas de Flotación de 1000 ft<sup>3</sup> (6 celdas = 6000 ft<sup>3</sup>)

Tamaño	32 ft3 y 75 ft3
Marca	Galigher
Tipo	Agitair
Impulsor	Chilex
Potencia Motor (HP/KW)	20 / 14.9
Motor R.P.M.	1160
Capacidad TMH	60 a 75
Flujo G.P.M.	450 a 500
Impulsor R.P.M.	170

Tamaño	1000 ft3
Marca	Svedala Denver
Tipo	RCS - 30
Longitud labio de descarga	252 ft.
Potencia Motor (HP)	75
Motor R.P.M.	885
Capacidad TMH	400
Flujo max. G.P.M.	1850 - 2135
Impulsor R.P.M.	182.2
Ratio (KW-h /ft3)	0.07

#### 4. Hidrociclones

Son equipos usados para la clasificación de partículas en pulpa. En la planta tenemos en uso dos tamaños, de 15" y 26" .

##### 4.1.- Características de Ciclón 15" .

Tipo	Krebs
Tamaño	15" (0.381 m)
Diámetro Apex ( U/F)	2 ¾ " (70.0 m.m.)

Diámetro Vortex (O/F)	5 ¼ “ (133.0 m.m.)
Presión Aliment. Aprox.	8 Psi
% -325 Mallas O/F	65 / 69

#### 4.2.- Características de ciclón 26” .

Tipo	Krebs
Tamaño	26” (0.664 m)
Diámetro Ápex ( U/F)	5 ¼ “ (133.0 m.m)
Diámetro Vortex (O/F)	7 ¼ “ (184.0 m.m.)
Presión Aliment. Aprox.	12 Psi

### 5. Zarandas desaguadoras

EQUIPO	MARCA	TAMAÑO	HP	MOTOR (RPM)	CLASIFICACION	ABERTURA
211 -290 al 295	Hewitt	6’x12’	20	1760	Mallas	0.3 - 0.5 mm
211 -296 al 297	Slon	142 x 1.5m	3.35	1800	Mallas (Hilo)	1.3 mm

Ahora si entraremos a explicar el proceso de la planta concentradora, para sus respectivos productos; existen Molienda gruesa (Sinter Especial y Marcona) y Molienda Fina (Torta Exportación y Torta para Pelets).

#### **Molienda Gruesa:**

Se le denota así, por que el mineral pasa por toda la planta magnética a excepción de los molinos de bolas, solo tiene molienda primaria (molinos de barras).

#### **Circuito de Producción Sinter Especial, Marcona**

Su diseño está hecho con la finalidad que produzca anualmente 1’800,000 TMS de concentrados para que sea sinterizado.

Lo conforman 4 líneas de molienda (líneas 2, 3, 4 y 9) a razón de 150 - 180 TMH por cada una de las líneas. El mineral se obtiene se llega a acumular en silos que posteriormente son trasladados a los molinos de barras (RM 032– 082/083/084/089) los cuales operan en un circuito cerrado (C.C) con un hidrociclón D-26” inclinado en 42° por cada uno de ellos.

Las líneas 2, 3 y 4 trabajan conjuntamente, mientras que la línea 9 trabaja independientemente que a continuación se detalla:

Para el caso de las líneas 2, 3 y 4 se tiene lo siguiente:

El O/F C.C. línea 4 es trasladado a dos separadores magnéticos cobber de 2 tambor y el concentrado obtenido de la separación cobber es unido con el O/F del C.C. línea 2 y 3 para que posteriormente sea clasificado mediante el uso de ciclones D – 15.

El U/F de los ciclones va a 9 separadores magnéticos finisher de 3 tambores, mientras el O/F de los ciclones va a 5 separadores magnéticos de 2 tambores. De ambos separadores de 2 tambores el concentrado que se obtiene va al circuito de molienda fina.

Los concentrados de los separadores finisher son trasladados a bancos de flotación de 2 etapas (4 bancos de flotación por etapa de 32 ft<sup>3</sup> de capacidad).

Los reactivos de flotación usados para producir Sinter Especial son:

$$Z - 6 (\text{colector}) = 37.1 \text{ gr./TM}$$

$$\text{Dow Froth} - 1012 (\text{espumante}) = 21.9 \text{ gr./TM}$$

Y para el caso del Sinter Marcona los reactivos de flotación son:

$$Z - 6 (\text{colector}) = 27.7 \text{ gr./TM}$$

Dow Froth – 1012 (espumante) = 19.7 gr./TM

El producto obtenido pasa a ser clasificado a través de una batería de hidrociclones D - 15. La fracción gruesa (U/F) es trasladada a zarandas desaguadoras 211 – 291 al 295, sobre el tamaño (O/S) que se interpreta como el producto final ( $Fe > 66 \%$ ,  $S < 0.400\%$ ) que es trasladado a través de fajas hacia el stock de Sinter Especial. (Stock Planta Capacidad: 90 000,000 TMS).

Para el caso de la línea 9 se tiene lo siguiente:

El O/F C.C va hacia 2 separadores magnéticos cobber de 2 tambores, el concentrado es llevado hacia un cajón la cual bombea hasta llegar a los separadores magnéticos Finisher de 2 tambores, dicho concentrado es pasado a 2 bancos de celdas de flotación (75 ft<sup>3</sup>),

(Los reactivos de flotación son los mismos que para las líneas 2, 3 y 4.)

Para luego ser transportado hasta los ciclones 212 -879/880/881, el U/F del ciclón alimenta a las zarandas desaguadoras 211 – 296/297, dicho concentrado grueso es llevado por intermedio de fajas hacia el stock de planta.

Las Arandas cuentan con una fracción fina que se encarga de desaguar, aquí se realiza nuevamente un proceso de clasificación a través de los hidrociclones, al separarse toda la fracción gruesa vuelve a las Arandas, y las fracciones que son finas son derivadas al circuito para una molienda mucho más fina.

Todos materiales finos son colectados en sumideros para que posteriormente alimente al molino de bolas chico (BM 032– 202). Este equipo opera con una batería de tres hidrociclones D-15, posteriormente se unen estos ciclones con

otros circuitos de molienda fina para que se puedan llevar a cabo otras etapas del proceso minero. (separación magnética – flotación).

A continuación, les mostraremos las características químicas del producto de Sinter Especial y Marcona

**Sinter Alta Ley**

<b>ANALISIS QUIMICO (%)</b>	<b>TIPICA</b>	<b>GARANTIZADA</b>
Fe	67.00	66.00 Mín.
S	0.350	0.400 Máx.
Cu	0.02	0.03 Máx.
FeO	27.5	26.0 Mín.
SiO <sub>2</sub>	3.00	4.00 Máx.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.45	0.80 Máx.
CaO	0.60	0.90 Máx.
MgO	1.30	1.50 Máx.
P	0.020	0.045 Máx.
K <sub>2</sub> O+Na <sub>2</sub> O	0.35	0.40 Máx.
<b>HUMEDAD</b>		
Humedad (%)	6.00	6.50 Máx.
<b>TAMAÑO (%)</b>		
- 100 M	50.0	60.0 Máx.

## Sinter Marcona

<b>ANALISIS QUIMICO (%)</b>	<b>TIPICA</b>	<b>GARANTIZADA</b>
Fe	67.00	66.00 MÍN.
S	1.40	1.50 MÁX.
Cu	0.02	0.03 MÁX.
SiO <sub>2</sub>	3.00	4.00 MÁX.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.45	0.80 MÁX.
CaO	0.60	0.90 MÁX.
MgO	1.30	1.50 MÁX.
P	0.020	0.045 MÁX.
Na <sub>2</sub> O+K <sub>2</sub> O	0.35	0.40 MÁX.
<b>HUMEDAD</b>		
Humedad (%)	6.00	6.50 MÁX.
<b>TAMAÑO (%)</b>		
- 100 M	50.0	60.0 MÁX.

Acá mostramos un Balance Metalúrgico del mes de Diciembre y el acumulado de todo el año 2010, sobre el Sinter especial y Marcona.

## **CAPITULO III**

### **METODOLOGIA**

#### **3.1 DISEÑO METODOLÓGICO**

##### **3.1.1 Tipo**

De acuerdo al propósito de la investigación, naturaleza de los problemas y objetivos reúne las condiciones suficientes para ser calificado como **Investigación Aplicada**.

##### **3.1.2 Enfoque**

Será una investigación descriptiva en un primer momento, luego explicativa y finalmente propositiva.

#### **3.2 POBLACIÓN Y MUESTRA**

##### **3.2.1 Población**

La Población está conformado por los análisis rutinarios realizados en el Proceso Normal.

##### **3.2.2 Muestra**

La muestra está conformada por análisis realizados a la propuesta de Proceso.

##### **3.2.3 Área de Estudio**

La Optimización en el proceso de flotación del hierro para aumentar su recuperación se realizará en la Planta de Beneficio de Minerales de la Empresa Minera Shougang S.A.A. – Marcona – Ica.

#### **3.3 OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES E INDICADORES**

**Variables independientes.** - Proceso de Flotación de minerales.

**Variables dependientes.** – Aumento en la recuperación de hierro.

**Variables intervinientes.** - Método de operación, variables operacionales, etc.

**Indicadores de la variable independiente (X):** Modificación en el Proceso Actual.

1. Granulometría

**Indicadores de la variable dependiente (Y):** Incrementar la recuperación de hierro en el concentrado.

1. Recuperación:

Alto

bajo

2. Personal

Alto desempeño

Bajo desempeño

**Tabla 1. Variables e indicadores**

TIPO VARIABLE	VARIABLE	INDICADOR
Dependiente	Incrementar la recuperación de cobre en el concentrado de hierro.	Recuperación
Independiente	Modificación en el Proceso actual.	

### 3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

#### 3.4.1 Técnicas a Emplear

Las técnicas a emplear serán las siguientes:

Análisis Químico – Metalúrgico

Cinética de flotación.

**Análisis de laboratorio.** Serán realizadas a todos a todas las variables intervinientes en la propuesta de mejora del proceso de flotación para determinar la validez de la hipótesis y la validez de la solución en que se basa este estudio.



### 3.4.2 Descripción de los Instrumentos

Para lograr cumplir los objetivos de la tesis, se utilizará los siguientes instrumentos:

**Molino de Bolas;** son equipos para realizar las pruebas de moliendabilidad (análisis de mallas) a diferentes tiempos.

**Celdas convencionales;** Se realizaron pruebas adicionales de cinética de flotación. Considerando el uso de diferentes reactivos para poder medir la recuperación de hierro a diferentes tiempos.

**Hoja de recolección de datos:** también llamada hoja de registro, sirve para reunir y clasificar la información. Este instrumento nos ayudará a registrar toda la información obtenida de las diversas corridas experimentales.

### 3.5 TÉCNICAS PARA EL PROCESAMIENTO DE LA INFORMACIÓN

La técnica a utilizarse será la siguiente:

Matrices para la determinación de las leyes de cabeza del mineral.

Hoja de Excel para el procesamiento de la base de datos tomada de los análisis químicos – metalúrgicos y su respectivo procesamiento.

En el estudio se utilizará los procedimientos siguientes:

Los datos obtenidos de las variables operacionales serán procesados y analizados por medios electrónicos, clasificados y sistematizados de acuerdo a las unidades de análisis correspondientes, respecto a sus variables a través del programa estadístico SPSS para determinar la validez de la solución.

Técnicas del análisis lógico-matemático para la deducción y contrastación de los modelos matemáticos relevantes.

Técnicas numéricas para la solución, e interpretación, de los modelos matemáticos precitados.

Análisis y evaluación de resultados.

Retroalimentación y formulación de conclusiones.

## **CAPITULO IV**

### **RESULTADOS**

#### **4.1. DESCRIPCION GENERAL DE LAS OPERACIONES MINERO–METALURGICAS DE SHOUGANG HIERRO PERU S.A.A.**

##### **4.1.1 Ubicación de las operaciones**

SHOUGANG HIERRO PERU S.A.A. es una empresa privada, dedicada a la extracción y procesamiento de mineral de hierro. Sus principales productos son:

Concentrado para Sinterización (Especial y Marcona)

Concentrado para Peletización (Torta)

Pellets

Sinter Calibrado

Lump

Está ubicado geográficamente en el distrito de San Juan de Marcona, que pertenece a la provincia de Nazca del departamento de Ica. Está a 530 kilómetros al sur de Lima, comprende un área de alrededor de 105 kilómetros cuadrados en dónde se ubica el asentamiento minero, está ubicado a una altura de 800 metros sobre el nivel del mar, las plantas se encuentran en la Bahía de San Nicolás a 43 m sobre el nivel del mar, sin embargo, los ambientes en donde Residen los colaboradores se ubica a 28 metros sobre el nivel del mar.

El área donde opera la mina, pertenece a la cordillera de la Costa, conformada por montañas de regular altitud de batolito de granodiorita y elementos metamórficos de reciente formación, en donde los depósitos de mineral localizados en una terraza marina

modificada. Esta formación denominada “formación Marcona” yace sobre roca base del complejo Lomas de la edad precámbrica y es de donde se extrae el mineral de hierro.

El clima de la zona es bastante seco, teniendo el viento una dirección de Sur a Norte y una velocidad que varía entre 2 y 10 metros por segundo. Durante el invierno la humedad se presenta como neblina baja. No existen aguas subterráneas en el lugar de la operación, el agua para el consumo humano se bombea desde la localidad de Jaguar distante 30 km. De San Juan de Marcona. La temperatura varía entre los 12 y 25 grados centígrados.

El suelo es árido y eriazo, sin presencia de áreas de cultivo, debido a la ausencia de agua, tanto superficial como subterránea. En las cercanías de las dos bahías de San Juan y San Nicolás, no existe ningún río que mezcle su agua con los vertimientos líquidos de la Empresa y desemboque al mar.

#### **4.1.2 El Proceso Productivo**

##### **Mina**

Toda operación Da inicio en la mina, aquí se emplea el sistema de explotación de minado a suelo abierto (Open Pit). Las etapas principales en esta operación son:

Perforación

Voladura

Carguío

Acarreo

Chancado: Primario y Secundario

Transporte por Fajas a San Nicolás. (Conveyor 15.3 Km de Longitud)

##### **Plantas de Beneficio**

En las Plantas de Beneficio, las operaciones son:



Torta	2.3	Millones TM / año
Sinter Especial	1.8	Millones TM / año
Sinter Marcona	0.7	Millones TM / año
Sinter Calibrado	1.5	Millones TM / año
Lump	2.1	Millones TM / año
<b>TOTAL</b>	<b>11.1</b>	<b>Millones Ton/Año</b>

El plan de producción programado para el año 2020 fue:

Péllets	1.8	Millones TM / año
Torta	2.7	Millones TM / año
Sinter Especial	1.5	Millones TM / año
Sinter Marcona	0.5	Millones TM / año
Sinter Calibrado	0.8	Millones TM / año
Lump	0.7	Millones TM / año
<b>TOTAL</b>	<b>8.0</b>	<b>Millones Ton/Año</b>

La producción real en el año 2020 fue de:

Péllets	1.1	Millones TM / año
Torta	3.3	Millones TM / año
Sinter Especial	1.7	Millones TM / año
Sinter Marcona	0.4	Millones TM / año
Sinter Calibrado	1.6	Millones TM / año
Lump	0.4	Millones TM / año
<b>TOTAL</b>	<b>8.5</b>	<b>Millones Ton/Año</b>

#### **4.1.3. Reservas y Minerales**

El Distrito de Marcona cubre un área de 150 Km<sup>2</sup>. Existen 2 formaciones: La formación Marcona y la formación Cerritos. La más importante es la primera, la formación Cerritos contiene depósitos de menor ley.

Las reservas geológicas de mineral, de las formaciones Marcona y Cerritos, ascienden a 1,420'434,334 toneladas. Las reservas probables ascienden a 635'537,840 toneladas. Las reservas probadas ascienden a 784'896,494 toneladas.

El mineral primario se presenta en tres tipos: Molienda Gruesa (CG), Molienda fina (FG) y Refractario (FR).

El mineral CG representa el 57% de las reservas probadas de mineral primario en la Formación Marcona. El azufre es eliminado a -28 M, este mineral es usado para la producción de Concentrado para Sinterización.

El mineral FG representa el 25% de las reservas probadas de mineral primario en la Formación Marcona. El azufre se elimina a -100 M, por lo que requiere molienda fina.

El mineral R representa el 18% de las reservas probadas de mineral primario en la Formación Marcona. En este mineral, además de la pirita, contiene pirrotita, la misma que no puede ser eliminada por medio de los procesos de concentración normal porque la pirrotita es magnética y difícil de flotar. Este tipo de mineral se usa mezclado con CG y FG en proporción tal, como para mantener un nivel de calidad adecuado.

#### **4.1.4. Mercado de SHOUGANG HIERRO PERU**

Shougang Hierro Perú inicio sus trabajos en 1993, sus ventas incrementaron al años siguiente y los clientes sufrieron una variación en su necesidad a raíz del cambio de gestión de la empresa.

En el año 2020 se alcanza un total de 8.5 TMS. La participación de los productos de Torta y Concentrado para Sinter ocupan lugares importantes respectivamente. En el 2010, se nota que el 70% de las ventas se dirigen a China, en un segundo lugar con un 12%, se dirigen a Japón. En Tercer lugar las ventas a EEUU con 9%, y en cuarto lugar con un 6%, las ventas en Perú (Aceros Arequipa, Siderperú, Quimpac, Floc Chem, Agnav, Carbones y Derivados), En quinto lugar con un 3%, las ventas a Corea y en menor proporción ventas a otros países.

**Tabla 5. Producción**

<b>PRODUCTO</b>	<b>TMS</b>
PELETS	1'038,439
SINTER ESPECIAL	1'770,738
SINTER MARCONA	456.424
TORTA	3'089,433
CALIBRADO	1'536,177
LUMP	300,020
<b>TOTAL</b>	<b>8'191,231</b>

**Molienda fina:**

Se le denota así por que pasa por una molienda primaria y secundaria.

**Circuito de Producción Torta para Exportación**

Estos circuitos están diseñados para producir anualmente 5'000,000 TMS de concentrado fino para paletización y exportación. La cual consta de la línea 1, 5, 6, 7 y 8, la cual a continuación detallaremos por partes.

El proceso consta de una línea que tiene una capacidad de 170 a 180 toneladas, todo el mineral que se llega acumular es procesado por un molino de barras y posteriormente trasladado a dos separadores magnéticos.



El concentrado magnético se distribuye en el alimento a un molino de bolas grande (BM 032 - 201) y un molino de bolas chico de (BM 032 – 202), los cuales entregan un producto (O/F) de 65% -325M.

Posteriormente el material clasificado es trasladado a 11 separadores magnéticos y redistribuido a 8 bancos de flotación (75 ft<sup>3</sup> cada uno).

Los reactivos de flotación usados son:

Z – 6 ( colector) = 25.5 gr/TM

Flotanol (espumante) = 16.8 gr/TM

Dow Froth – 1012 (espumante) = 23.2 gr/TM

El producto obtenido de los bancos de flotación es enviado a las diversas bombas de transferencia para ser procesado en la planta de filtros y finalizando el proceso en el stock.

Las características Químicas son las siguientes:

ANALISIS QUIMICO (%)	TIPICA	GARANTIZADO
Fe	70.00	68.0 Mín.
S	0.160	0.22 Máx.
Cu	0.008	0.02 Máx.
FeO	27.00	25.00 Mín.
SiO <sub>2</sub>	1.40	2.00 Máx.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.30	0.50 Máx.
CaO	0.30	0.50 Máx.
MgO	0.70	1.00 Máx.
Mn	0.020	0.030 Máx.
P	0.01	0.02 Máx.
Na <sub>2</sub> O	0.160	0.250 Máx.

K <sub>2</sub> O	0.050	0.150 Máx.
<b>HUMEDAD</b>		
Humedad (%)	8.0	8.5 Máx.
<b>TAMAÑO (%)</b>		
(-100 M)	95.0	97.0 Máx.
(-325 M)	67.0	63.0 Mín.

### **Circuito de Producción para Peletización**

Este circuito consta de 4 líneas de molienda: Líneas 5 y 6 (mineral oxidado), Líneas 7 y 8 (mineral primario).

### **Circuito de mineral primario (Líneas 7 y 8):**

Aquí en mineral se envía entre 160 a 180 toneladas, todo el mineral que se deriva a esta área ingresa por dos molinos de barras y posteriormente se deriva a 4 separadores magnéticos.

El producto obtenido del molino de bolas es derivado a unos separadores magnéticos que se encuentran en 8 grupos y a continuación a ello se los envía a seis banco de flotación.

Los reactivos de flotación usados son:

Z – 6 (colector) = 35.02 gr/TM

Flotanol (espumante) = 20.1 gr/TM

Dow Froth – 1012 (espumante) = 30.1 gr/TM

El concentrado que se obtiene de la flotación es trasladado a una batería de hidrociclones para que sean clasificados, la fracción gruesa es enviado a un molino de bolas para que sea remolido, mientras que la fracción fina pasa ya a una descarga que continúa en una segunda etapa donde se le aplicará nuevamente la flotación.

Esta segunda etapa de flotación cuenta con 3 bancos de flotación (75 ft<sup>3</sup> cada uno).

El producto final del circuito es enviado a las bombas de transferencia con 65% -325 M

**Circuito de mineral oxidado (Líneas 5 y 6):**

El mineral pasa en cantidades de 160 170 toneladas aún si lo y posterior pasa a dos molinos de barras, los cuales operan en un circuito cerrado.

En ambas líneas se trasladan a 4 separadores magnéticos, estos separadores alimentan a dos molinos de bolas, mientras que simultáneamente son recuperadas las colas.

Las colas provenientes de las separadoras son clasificados mediante hidrociclones, todo el material fino que se obtenga es enviado al Canal de colas mientras que el material que no tiene las dimensiones requeridas es nuevamente enviado un molino de bolas.

Del molino de bolas pequeño se envía una zaranda rotatorias, el material obtenido con las calidades necesarias es enviada a un sistema Slong.

Ese concentrado que ingresa a este circuito cerrado pasa a un molino de bolas grandes que se une a un concentrado de cobber magnético.

El O/F de los molinos bolas grandes es enviado a 2 bancos de flotación (75 ft3 cada uno).

Los reactivos de flotación usados son:

Z – 6 (colector) = 57.6 gr/TM

Hostalfloat 703 y 688 (colector) = 29.3 gr/TM

Flotanol (espumante) = 29.4 gr/TM

Dow Froth – 1012 (espumante) = 47.8 gr/TM

El producto final del circuito es enviado a las bombas de transferencia con 65% -325

M.

Acá mostramos un Balance Metalúrgico para molienda fina.

#### 4.2. BALANCE METALÚRGICO DE OPERACIÓN DE PLANTA MAGNÉTICA

**Tabla 6. BALANCE METALÚRGICO DE OPERACIÓN DE PLANTA MAGNÉTICA**

PLANTA MAGNÉTICA CIRCUITO MOLIENDA FINA													
	Diciembre 2010						Año a la Fecha						
	TMS	%Peso	Fe	S	Cu	Dist. Fe	TMS	%Peso	Fe	S	Cu	Dist. Fe	
Alimentación P.O. A Molienda Fina	412360		50.9	2.995	0.227		5183367		54.0	2.769	0.141		
Alimentación T.O. A Molienda Fina	0		0.0	-	0.000		438635		55.1	1.968	0.157		
Total Alimentación a Molienda Fina	412360		50.9	2.995	0.227		5622002		54.1	2.708	0.142		
Mineral Recibido de M.G. - KN	18288		51.6	2.771	0.118		776930		54.1	2.737	0.122		
Mineral Recibido de M.G. - SCVH	0		0.0	-	0		0		0	0	0		
Alimentación Neta de Molienda Fina	430648	100.0	50.9	2.985	0.222	100.0	6398932	100.0	54.1	2.711	0.140	100.0	
Relaves de Separadores Magnéticos	162148	37.7	20.6	7.029	0.524	15.2	1786690	27.9	17.4	7.776	0.400	9.0	
Concentrado separador mag. L 1-4	86434		69.3	0.480	0.038		1545939		69.0	0.705	0.048		
Conc separador mag.L.(5-6-9)P.O.	104196		69.0	0.694	0.049		506226		69.1	0.667	0.033		
Conc separador mag.L.(5-6) OXIDADO	0		0.0	-	0.000		314945		65.2	0.711	0.062		
Concentrado separador mag. L 7-8	77870		69.6	0.411	0.027		2245132		68.0	0.843	0.034		
Concentrado separador mag. L 5-8	182067		69.2	0.573	0.040		3066302		67.9	0.800	0.037		
Total Concentrado separador mag.	268501	62.3	69.3	0.543	0.039	84.8	4612242	72.1	68.3	0.768	0.040	91.0	
Concentrado sep. Magnético primario	268501		69.3	0.543	0.039		4612242		68.3	0.768	0.040		
Espumas de Flotación a Recuperación de espumas	3828	0.9	47.4	26.508	1.813	0.8	146014	2.3	52.8	16.345	0.754	2.2	
Concentrado fino Primario	264673		69.6	0.168	0.014		4466228		68.8	0.239	0.016		
Total neto concentrado fino	264673	61.5	69.6	0.168	0.014	83.9	4466228	69.8	68.8	0.239	0.016	88.8	

**PLANTA MAGNETICA CIRCUITO DE RECUPERACION DE ESPUMAS DE FLOTACION**

Alimentacion Espumas de Flotacion												
Molienda Gruesa Sinter Marcona												
Molienda Gruesa Sinter Especial	18242	54.0	13.060	0.952		18242	54.0	13.060	0.952			
Molienda Fina	3828	47.4	26.508	1.813		3828	47.4	26.508	1.813			
Alimentacion Total	22069	52.8	15.393	1.101		22069	52.8	15.393	1.101			
Producto Concentrado a Sinter marcona	12077	68.3	1.574	0.093		12077	68.3	1.574	0.093			
Colas	9992	34.1	32.094	2.319		9992	34.1	32.094	2.319			

#### **4.3. SISTEMA DE RELAVES**

Este sistema está conformado por las distintas sustancias o relaves que son el subproducto de las líneas de producción de las plantas magnética, generalmente el agua que es empleada en todos los procesos de la planta se almacena y se reutiliza aplicándole ciertos tratamientos para que pueda ser empleada en otros procesos.

Los sistemas de relaves se pueden subdividir en partes:

#### **4.4. ESPESADOR PRINCIPAL**

Aquí se recepciona y concentra la mayor cantidad de relaves de las diferentes plantas y se le aplica un proceso de espesamiento para concentrarlo para su tratamiento.

Entre los equipos que se emplean si utiliza un espesador de 34 m de diámetro. En este proceso se emplean floculantes para lograr incrementar las velocidades de sedimentación en el proceso de espesamiento.

El agua salada también brindó un aporte para la recuperación entre ellos se tiene a el agua que se emplea para clarificar el espesador principal y otros dentro de bombas, plantas de filtros entre otros.

El agua es trasladada a través de bombas y se almacena en tanques para su posterior distribución.

#### **4.5. PLANTA FILTROS**

Aquí los minerales de molienda fina son procesados de acuerdo al tipo de producción.

En primera instancia se tiene la producción de torta stock puerto, el proceso consiste en concentrar los sólidos y posteriormente pasarlos por un sistema del filtro para que se pueda obtener un producto de acuerdo a las características necesarias exigidas por la planta.

Producción para peletización al igual que en el proceso anterior se requiere una formación de una torta para que posteriormente sea nuevamente filtrado y se ha recepcionado y almacenado en una Tolva para que pueda tener un finalizado en forma de pelets.

#### **4.6. PLANTA DE PELETIZACION**

Una vez ya procedido que el producto pasó por todo el sistema de filtrado se revisa de que este producto se encuentra en una humedad del 8 a 9 %, a este producto se le adiciona bentonita dispersándose en todo el concentrado mediante mezcladores, mediante un sistema de alimentación este concentrado pasa a los discos peletizadores, que son los que darán la calidad del concentrado formando unos denominados pelets verdes, que con unas cuchillas se comienzan a cortar de acuerdo al diámetro que se desea.

Los pelets formados tienen una distribución de tamaños que oscila:

$-5/8" + 3/8" : 90 - 95 \%$

$-5/8" + 1/2" : 45 - 50 \%$

Este producto obtenido es llevado o trasladado a hornos horizontales, posteriormente se clasifica de acuerdo al tamaño para que se pueda obtener un producto de calidad homogénea.

El Pelets Verde que ingresa a los Hornos de Parrillas tienen las siguientes características químicas y Mineralógicas:



**Tabla 7. Composición Química de Pellets Verde**

<b>Comp. Química</b>	<b>P.M.</b>	<b>(%)</b>
Fe	55.85	66.8
S	32.0	0.178
Cu	63.57	0.024
FeO	71.9	22.6
CaO	56.08	0.35
MgO	40.32	0.80
Na <sub>2</sub> O	62.0	0.198
K <sub>2</sub> O	94.2	0.055
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	101.9	0.46
SiO <sub>2</sub>	60.1	3.95
Mn	54.93	0.030
P	30.98	0.014

**Tabla 8. Compuestos Mineralógicos**

<b>Compuestos Mineralógicos</b>	<b>P. M.</b>	<b>(%)</b>
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	159.7	19.82
Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	231.6	72.78
FeS <sub>2</sub>	119.9	0.288
CuFeS <sub>2</sub>	183.4	0.069
CaCO <sub>3</sub>	100.1	0.625
MgCO <sub>3</sub>	84.3	1.673
Na <sub>2</sub> O	62.0	0.198
K <sub>2</sub> O	94.2	0.055
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	101.9	0.46
SiO <sub>2</sub>	60.1	3.95
MnO <sub>2</sub>	86.93	0.047
P <sub>4</sub> O <sub>10</sub>	283.9	0.032

## **4.7. PROCESO DE SECADO Y ENDURECIMIENTO DEL PELLETS DENTRO DEL HORNO (PIRO- CONSOLIDACION).**

### **4.7.1. Secado**

Este proceso se da de acuerdo a como se direcciona en los flujos de los gases este puede ser de flujo ascendente o de flujo descendente, se hace un trabajo de recuperación de gases y transferencia de calor logrando de esta forma remover toda la humedad restante.

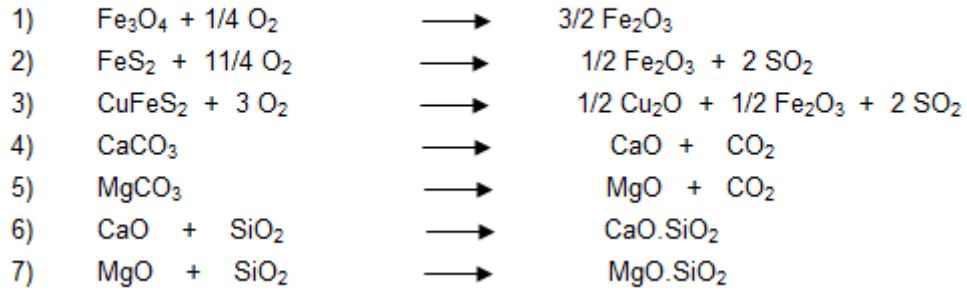
Para que este proceso tenga éxito se toma un procedimiento en el cual inicialmente se realiza un secado ascendente y posterior el descendente, generalmente las temperaturas están oscilando entre 250 a 330 grados centígrados, esta temperatura es variable y va estar influenciada de acuerdo a las características del horno.

### **4.7.2. Endurecimiento de Pellets**

Este proceso se divide en dos etapas la primera es un pre quemado, aquí una vez que ya se eliminó en gran medida toda la humedad ya se puede observar los minerales constituidos en forma de pellets, los hornos principalmente tienen quemadores que se encuentran ubicados estratégicamente Dentro de este con la finalidad de aportar el calor que es necesario para que se pueda llevar a cabo este proceso.

Una de las reacciones es la transformación del compuesto magnetita a hematita el cual se lleva a cabo por una reacción exotérmica esto se da Generalmente a temperaturas de 800 hasta los 1100 grados centígrados.

Reacciones principales que se producen en la transformación de los pelets verdes :



En una segunda etapa se tiene el quemado, aquí se llega a concluir todas las reacciones que ayudan a transformar el pelets, dando la conformidad en su estructura, en sus características mecánicas, entre otras características que son necesarias para poder obtener un producto de excelente calidad, esto está directamente relacionado con la calidad del horno y sus quemadores.

Cómo tercera etapa se tiene el pos quemado, en este proceso se busca de reducir la temperatura de los peles que han sido quemados

Cuarta etapa, enfriamiento, asimismo como existe un proceso en el cual el aire caliente pasa al aire frío se reutiliza este aire caliente con la finalidad de emplearla en otros procesos, generalmente la descarga se realiza a temperaturas de 110 a 130 grados centígrados. El producto final de Pelets Quemado tiene las siguientes características mineralógicas:

**Tabla 9. Compuestos del producto final de Pellets Quemado**

Compuestos	PM	Kg	(%)
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	159.7	93.645	92.527
Fe <sub>3</sub> O <sub>4</sub>	231.6	1.630	1.610
FeS <sub>2</sub>	119.9	0.019	0.019
Cu <sub>2</sub> O	143.1	0.027	0.027
CaO.SiO <sub>2</sub>	116.1	0.725	0.716
MgO.SiO <sub>2</sub>	100.4	1.992	1.968
SiO <sub>2</sub>	60.1	2.383	2.355
Na <sub>2</sub> O	62.0	0.198	0.196
K <sub>2</sub> O	94.2	0.055	0.054
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	101.9	0.4555	0.450
MnO <sub>2</sub>	86.9	0.047	0.047
P <sub>4</sub> O <sub>10</sub>	283.9	0.032	0.032
Total		101.209	100.00

Seguido a todos estos procesos se obtienen los pellets de Alto horno, en el cual entran a tallar todas las características necesarias de los hornos para que se pueda obtener un producto de calidad, cada uno de los compartimientos y accesorios que tiene el horno brindará una transformación correcta del producto terminado.

El producto Pellets Alto Horno, Reducción Directa y chips (material fino obtenido después del zarandeo de estos 2 productos mencionados al principio), tienen las siguientes características químicas, físicas y granulometría que a continuación observaremos:

**Tabla 10. Composición de Pellets Alto Horno**

<b>ANALISIS QUIMICO (%)</b>	<b>TIPICA</b>	<b>GARANTIZADO</b>
Fe	65.0	64.0 Mín.
S	0.015	0.030 Máx.
Cu	0.020	0.030 Máx.
FeO	1.50	2.00 Máx.
SiO <sub>2</sub>	4.00	4.50 Máx.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.50	1.00 Máx.
CaO + MgO	1.50	2.00 Máx.
P	0.010	0.020 Máx.
Na <sub>2</sub> O+ K <sub>2</sub> O	0.290	0.315 Máx.
<b>ANALISIS FISICO</b>		
Humedad (%)	0.5	0.6 Máx.
<b>TAMAÑO(%)</b>		
+16,0 mm (+5/8")	2.0	3.0 Máx.
-16,0 mm + 9,5 mm (-5/8" +3/8")	90.0	85.0 Mín.
- 6,35 mm (-1/4")	1.0	5.0 Máx.
<b>TUMBLER INDEX (%)</b>		
ASTM +6,35 (+1/4")	95.0	93.0 Mín.
<b>COMPRESSION FUERZA (Kg-f / Pellet)</b>		
-16,0 mm + 12,7 mm	250	240 Mín.

**Tabla 11. Composición de Pellets Reducción Directa**

<b>ANALISIS QUIMICO (%)</b>	<b>TIPICA</b>	<b>GARANTIZADO</b>
Fe	68.00	67.50 Mín.
S	0.006	0.008 Máx.
Cu	0.010	0.015 Máx.
FeO	0.50	0.90 Máx.
SiO <sub>2</sub>	1.50	1.70 Máx.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.40	0.80 Máx.
CaO	0.40	0.80 Máx.
MgO	0.60	0.65 Máx.
P	0.010	0.020 Máx.
Na <sub>2</sub> O	0.130	0.155 Máx.
K <sub>2</sub> O	0.040	0.060 Máx.
<b>ANALISIS FISICO</b>		
Humedad (%)	0.5	0.6 Máx.
<b>TAMAÑO</b>		
+16,0 mm (+5/8")	2.0	3.0 Máx.
-16,0 mm + 9,5 mm (-5/8" +3/8")	90.0	85.0 Mín.
- 6,35 mm (-1/4")	1.0	5.0 Máx.
<b>TUMBLER INDEX (%)</b>		
ASTM +6,35 (+1/4")	95.0	93.0 Mín.
<b>COMPRESSION FUERZA (Kg-f / Pellet)</b>		
-16,0 mm + 12,7 mm	250	240 Mín.

**Tabla 12. Composición de Pellet Chips**

<b>ANALISIS QUIMICO (%)</b>	<b>TIPICA</b>	<b>GARANTIZADA</b>
Fe	66.00	64.00 MÍN.
S	0.050	0.070 Máx.
Cu	0.015	0.030 Máx.
FeO	1.00	2.00 Máx.
SiO <sub>2</sub>	3.70	4.50 Máx.
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0.50	1.00 Máx.
CaO+ MgO	1.00	2.00 Máx.
P	0.012	0.020 Máx.
Na <sub>2</sub> O+ K <sub>2</sub> O	0.400	0.445 Máx.
<b>ANALISIS FISICO (%)</b>		
Humedad ( %)	2.5	3.0 Máx.
<b>TAMAÑO (%)</b>		
- 100M	35.0	40.0 Máx.

#### **4.7.3. Transferencia y embarque**

En esta área están comprendidas, desde los estoques encuentran en los almacenes hasta los embarcaderos de los productos, cada una de las áreas que es empleada como embarcadero tiene diferentes estos que están clasificados de acuerdo al tipo de mineral que se piensa enviar.

Las operaciones que generalmente se realizan en estas áreas se llevan a cabo de una manera intermitente, cada una de las embarcaciones que trasladará el producto es conectada a un sistema de fajas para que puedan trasladar los productos al embarque.

#### **4.7.4. Sistema de Transferencia**

El sistema de transferencia es el transportar los productos que se encuentran en el stock de la planta hacia los hangares en donde se tiene el stock de puerto, en dónde es afilado según el tipo y características que se van a embarcar.

Estas operaciones están programadas de acuerdo un cronograma que está elaborado de manera que siempre se tenga el abastecimiento necesario para el transporte y para el consumidor.

#### **4.7.5. Sistema de Fajas Transportadoras**

Este sistema es el encargado de transportar los productos del stock de la planta hacia los productos del stock de puerto, son fajas que tienen una capacidad de hasta 6000 toneladas, generalmente estos sistemas tienen tres fajas transportadoras que trabajan en simultánea.

En mayor detalle de los procesos de la planta, ver anexo 3.



## **CAPITULO V**

### **DISCUSIÓN, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

#### **5.1. DISCUSIÓN**

El gerente general adjunto de Minera Shougang, Raúl Vera La Torre, señaló que la empresa ahora se apresta a realizar las pruebas operativas, actividades que se llevarán a cabo hasta finales de año.

“Se espera aumentar la producción en 10 millones de toneladas de concentrados de hierro, con lo cual la producción va a llegar a 20 millones de toneladas”, informó.

La segunda etapa de la ampliación comprendió la planta de beneficio y planta de desalinización, lo cual significó una inversión de alrededor de US\$ 500 millones.

Previamente, la minera había desembolsado unos US\$ 600 millones en la primera etapa de expansión que correspondía a la etapa de desarrollo de mina, chancado primario, secundario, instalación de fajas y stockpile.

Vera La Torre agregó que para financiar la segunda etapa de la ampliación, la empresa recibió un crédito del banco HSBC por US\$ 500 millones.

Una vez que se termine la fase de pruebas operativas, la empresa comenzará a producir el hierro adicional desde los primeros meses del año que viene.

#### **5.2. CONCLUSIONES**

Pudimos observar que por ambos métodos empleados, tanto (Bond - Berry y Bruce) llegamos a lo propuesto, obtener el Work Index; solo que ambos métodos son distintos y uno de procedimiento mas rápido que el otro.

En conclusión, pudimos deducir que ambos métodos se complementan, ya que para poder iniciar el método comparativo es necesario tener un Work Index conocido, que previamente fue hallado por el de Bond.

### **5.3. RECOMENDACIONES**

Antes de empezar a emplear cualquiera de estos métodos se debe tener en cuenta que los equipos y accesorios a usar estén completos y en óptimas condiciones, y que cumplan los estándares indicados.

Para hallar el Work Index por el método de Berry y Bruce – modificado (comparativo) es necesario contar un Work Index conocido, puede ser el Work Index del cuarzo que es conocido, o sino puede emplearse el Work Index de planta (mineral que alimenta a molienda primaria). Una vez obtenido el Wi conocido puede emplearse con mucha facilidad este método.

Para ser más exactos al hallar el Wi por el método de Bond o el método de Berry y Bruce, es recomendable tener mucho cuidado al homogenizar y pasar mallas, así evitara tener perdida de carga, que perjudicaría el resultado final.

La homogenización es un punto al cual uno debe tener mucho en cuenta, ya que de eso dependerá que su distribución granulométrica de la muestra sea más exacta y este cerca a la realidad de ese tajo.

Aplique todo lo propuesto y obtendrá un buen resultado.

**CAPITULO VI**  
**REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS**

**6.1.**

## ANEXOS A-1

### Glosario de términos

Se inicia con la preparación de los reactivos, para luego almacenarlos en los tanques de alimentación, de donde son alimentados gradualmente de acuerdo a la dosificación requerida.

**ZnSO<sub>4</sub>**.- El sulfato de zinc deprime los sulfuros de zinc, es adicionado en la descarga del molino Ø 12' x 16'.

**NaCN**.- El cianuro de sodio deprime el sulfuro de fierro, es adicionado en la alimentación del molino Ø 12' x 16'.

**Z-11**.- El colector Xantato isobutil propílico es usado para darle a los sulfuros cualidades hidrofóbicas, es usado en diferentes puntos del Bulk y zinc.

**MIBC**.- El Methyl Isobutil Carbinol es adicionado en la cabeza de flotación Bulk, con la finalidad de formar espumas y cargar en ellas los sulfuros colectados, también es utilizado en el circuito zinc.

**CAL**.- Es usado para variar el pH de la pulpa y dar las condiciones necesarias para la flotación, se adiciona a la cabeza zinc y última limpieza de zinc.

**Na<sub>2</sub>Cr<sub>2</sub>O<sub>7</sub>**.- El bicromato de sodio es un depresor de sulfuro de plomo y es usado en el circuito de separación.

**Fosfato Monosódico**.- Es un reactivo que se utiliza en el circuito de separación con la finalidad de deprimir el plomo.

**Carbón activado**.- Es utilizado para eliminar los remanentes de los colectores usados en las etapas anteriores, se usa exclusivamente en el circuito de separación Pb-Cu.

**Z-6.-** El colector Xantato amílico de potasio es usado para darles propiedades hidrofóbicas a los sulfuros, es adicionado en la cabeza de flotación Bulk, 1ra, 2da y 3er Scavenger de Bulk.

**A-208.-** Es un tionocarbonato la finalidad de aplicación de este reactivo es mejorar la recuperación de plata.

**R-404.-** El colector secundario de óxidos de plomo.

**MT-4064.-** Es un colector secundario de plata, dosificándose en la descarga del molino Ø 12' x 16' en el Rougher Bulk.

**MT-4074.-** Es un colector secundario de plata, su punto de dosificación es el 1er acondicionador de zinc.

**Dextrina.-** Depresor de manganeso que es dosificado en la cabeza a la 2 limpieza de zinc y en la cabeza de la 2da o 3ra limpieza de separación.

**Magnafloc 351.-** Es un polímero utilizado para ayudar a sedimentar las partículas finas del concentrado.

**ANEXO A-2**

**FOTOGRAFIAS**

**AREA DE MINA**





## ANEXO A-3

### CARACTERISTICAS DE LAS MAQUINARIAS Y PROCESOS

#### SISTEMA DE RELAVES

Consiste en el tratamiento de los relaves obtenidos en las líneas de producción en Planta Magnética (Colas de separadores magnéticos, espumas de flotación, derrames de planta, limpieza y otros), mediante el espesamiento y/o conducción del Relave a su disposición final (reservorio natural denominado pampa choclon). El agua clarificada obtenida en el espesamiento es almacenada y reutilizada, como agua de proceso.

El sistema de relaves se subdivide en:

Espesador principal:

Donde se recepciona la mayor cantidad de relaves de Plantas y se concentra, mediante un proceso de espesamiento.

Se cuenta con un espesador de 34 m de diámetro (EIMCO), el cual es alimentado a razón de 25000 GPM en promedio (Canal de relaves A, B y C) al 8 % de sólidos en peso. La descarga del espesador (Under) esta en el rango de 3600 – 4000 GPM, con un contenido de 30 – 33 % sólidos en peso. En el proceso de espesamiento se usa floculante para incrementar la velocidad de sedimentación de los relaves en el proceso de espesamiento.

Los aportes del agua salada de recuperación son: Agua clarificada del espesador principal, espesador de espumas KN, agua salada proveniente de Planta Filtros y Planta Pelets (Bombas de vacío Nash e intercambiadores de calor).

El agua de la poza es bombeada hacia los tanques de almacenamiento y distribución de agua salada en Planta.

Casa N° 1 de bombeo:

Recepciona la descarga del under del espesador, el cual por un sistema de bombeo es enviado a casa N° 2. El sistema de bombeo cuenta con 3 líneas de bombeo (Líneas A, B, C)

El trayecto de bombeo de casa N° 1 a casa N° 2 en promedio es de 1.0 Km.

Casa N° 2 de bombeo :

Recepciona el efluente bombeado de casa N°1, para darle un mayor impulso (head) al relave transportado para su disposición final en Pampa Choclon en diferentes zonas.

El trayecto de bombeo de casa N° 2 a Pampa Choclon en promedio es de 4 Km.

Bombeo de espumas:



Recepciona los relaves provenientes de espumas de flotación, colas de mineral oxidado, para su bombeo directo y disposición final a Pampa Chocon.

La cantidad global de colas y/o espumas recolectadas es alrededor de 5000 – 5200 Gpm, con un contenido de 3 a 5 % sólidos en peso.

Los aportes de relaves en el bombeo de espumas esta constituido: espumas de las Líneas (5/6 – Mineral Oxidado), Líneas (7/8 – Mineral Primario), Colas Slon y aportes de relaves en el circuito de la líneas 5/6 (Mineral Oxidado).

Espesamiento de espumas en KN:

Recepciona las espumas de las celdas de flotación (1° nivel) en el circuito de KN, las cuales son concentradas por espesamiento y dispuestas como alimentación al espesador principal. El agua clarificada es recuperada y depositada en tanques de almacenamiento del sistema de espesamiento principal.

El sistema de Espesamiento comprende: Un Espesador de 6 m. Diámetro, con una velocidad de rastra 0.5 RPM y alimentación en el rango de 350 a 400 GPM (Espumas de Flotación celdas KN – 4 Bancos Flotación) al 4 % de sólidos en peso. La descarga del espesador (under) contiene de 9 - 13 % de sólidos en peso.

#### PLANTA FILTROS

El mineral de molienda Fina (Planta Magnética) es procesado en esta etapa según el tipo de producción. (Torta Stock Puerto y Filter Cake para Peletizacion).

Producción Torta Stock Puerto:

La carga proveniente de Línea 1 Planta Magnética es llevada mediante las bombas de transferencia 213 – 477/478 a un cajón receptor, el cual alimenta al espesador 053 – 003 (125' diámetro x 17' altura).

El espesador concentra el mineral de 30 a 74 % sólido. La descarga del espesador (under) es enviado al agitador 053 – 050 (35' Diam. x 35' altura), a un nivel máximo de 70 %.

El agitador alimenta a 4 filtros de 10 discos (Filtro giratorio de discos 6' 9" diámetro EIMCO).

El sistema de filtrado se realiza mediante mecanismo de vacío a 24" Hg (adhesión del concentrado al sector del disco) y soplado a 50 psig (expulsión de la torta formada del sector).

El ratio de producción por filtro es de 50 TMH x filtro.

El concentrado filtrado es llevado mediante sistema de fajas al Stock Puerto.

Producción para Peletización:

La carga proveniente de Líneas 5, 6, 7 y 8 Planta Magnética es llevada mediante las bombas de transferencia 213 – 479/480 a un cajón receptor, el cual alimenta al espesador 053 – 002 (105' diámetro x 17' altura).

El espesador concentra el mineral de 30 a 74 % sólido. La descarga del espesador (under) es enviado a los agitadores 053 – 007/008 (35' Diam. x 35' altura), a un nivel máximo de 70 %.

El agitador alimenta a 16 filtros (Filtro giratorio de discos de 6' 9" diámetro EIMCO) : 6 filtros 10 discos, 6 filtros de 8 discos y 4 filtros de 6 discos .

El sistema de filtrado se realiza mediante mecanismo de vacío a 24" Hg (adhesión del concentrado al sector del disco) y soplado a 50 psig (expulsión de la torta formada del sector).

El ratio de producción por filtro es: de 40 TMH para filtros 10 discos, 30 TMH para filtros de 8 discos y 20 TMH para filtros de 6 discos.

El concentrado filtrado es recepcionado en una tolva, para ser enviado a Planta Pelets.

#### PLANTA DE PELETIZACION

El concentrado filtrado que se encuentra en la tolva tiene una humedad de 8-9%, la cual se subdivide en 2 salidas para alimentar por separado a cada línea de producción (Línea 1 a razón de 140 TMH, Línea 2 a razón de 320 TMH Nominal), para ambas líneas de producción se le adiciona aglomerante "Bentonita" en un rango de 8 a 12 Lb. bentonita/TM filter cake, siendo dispersada en todo el concentrado, mediante mezcladores. El concentrado mezclado es alimentado a tolvas de almacenamiento: Línea 1 cuenta con 3 tolvas de 300 TM de capacidad (c/u) y Línea 2 con 6 tolvas de 20 TM de capacidad (c/u).

Las tolvas de concentrado alimenta a los discos peletizadores, mediante sistema de fajas en la parte central superior izquierda del disco.

Los discos peletizadores tienen un diámetro de 6m, y un ángulo de inclinación de 45°. Los discos tienen una velocidad que oscila de 5 a 7.0 r.p.m., dependiendo de la calidad del concentrado (granulometría, humedad) para la formación de las bolas (conocido como Pelets verdes). Para regular el tamaño de los Pelets y su tiempo de residencia se cuenta con cuchillas fijas, los cuales le dan la dirección en el traslado del grano a través de la cama hasta la formación del Pelets.

Línea 1 cuenta con 5 discos Peletizadores, mientras que línea 2 cuenta con 6 discos Peletizadores. En operación normal Línea 1 trabaja con 3 discos y Línea 2 con 5 discos.

Los pelets formados tienen una distribución de tamaños que oscila:

-5/8" + 3/8" : 90 - 95 %

-5/8" + 1/2" : 45 - 50 %

Los pelets verdes son llevados al horno horizontal de Parrilla Móvil (Línea 1: LURGI, Línea 2 DRAVO - LURGI) por medio de carros con una parrilla con aberturas de 3/8" (barrotes), encima una cama de pelets quemados de tamaño 2 1/2" (protección de parrilla). Los pelets verdes pasan por un sistema de clasificación (extracción de Pelets pequeños: >1/4" y grandes : <3/4") antes de ingresar a los carros. Al ingresar al carro, los pelets forman una cama homogénea.

El Pelets Verde que ingresa a los Hornos de Parrillas tienen las siguientes características químicas y Mineralógicas:

#### Secado

De acuerdo a la dirección del flujo de gases se clasifica en ascendente o descendente. Mediante el paso de gases calientes recuperados se realiza la transferencia de calor, con la consiguiente remoción de la humedad.

Para remover la humedad a través de toda la cama del pelets, se realiza primero el secado ascendente, luego el descendente. La temperatura de los gases de secado está alrededor de 250 - 330°C, dependiendo de las características del horno. El aire húmedo generado es retirado de la cámara mediante un ventilador extractor.

#### Endurecimiento de Pelets

Etapa Pre - Quemado: Generalmente donde culmina el secado de los pelets verdes y empieza la transformación de los minerales constituyentes del pelets. Cuenta con quemadores ubicados en la parte lateral del horno, los cuales aportan el calor necesario para poder efectuarse la reacción.

Las reacciones principales son la transformación de la magnetita a hematita con desprendimiento de calor (reacción exotérmica). Esto se da a partir de los 800 °C hasta los 1000 - 1100°C, dependiendo de la mezcla magnetita - hematita del mineral.

Etapa de Quemado: En esta etapa se concluye las reacciones de transformación del pelets (magnetita a hematita), asimismo se da la consolidación de la estructura del pelets (formación de cristales y fusión de la ganga), los cuales le dan mejores propiedades mecánicas al pelets. Las temperaturas alcanzadas en el horno pueden alcanzar hasta 1340°C. Los cuales son proporcionados por quemadores.

Etapa de Pos - Quemado: Esta etapa consiste en la estabilización total de toda la cama de los pelets verdes dentro del carro (zona media e inferior), para consolidar la estructura del pelets.

Etapa de Enfriamiento: Esta etapa consiste en reducir la temperatura de los pelets quemados , hacia la descarga; asimismo el gas caliente generado por el paso del aire frío a través de los pelets es utilizado nuevamente en el proceso. Los pelets en la descarga llegan a una temperatura de 110 - 130°C en promedio.

El producto final de Pelets Quemado tiene las siguientes características mineralógicas:

Línea 1: Horno 059 – 350

Es alimentado a razón de 130 - 140 TMH de pelets verdes. El mineral utilizado en los pelets verdes es una mezcla de óxidos hierro de Magnetita ( $Fe_3O_4$ ) y Hematita ( $Fe_2O_3$ ). Durante la piro-consolidación del pelets en el horno, el constituyente de magnetita es transformado a hematita, a temperaturas de 1330 °C. Fabricante original: LURGI año 1962, con modificaciones de mejoras por Dravo año 1965.

Equipo: Horno o Máquina de peletización N° 059-350, marca Lurgi, modelo 318700, con motor de 16.8 HP, 1200 rpm. Su estructura básicamente consta de estructura metálicas de acero de soporte del horno, cuyas paredes están construidas de ladrillos y cementos refractarios.

El área total es de 1451,4 ft2 con 27 Wind Box (W.B.). En el proceso.

El horno a su vez tiene las siguientes zonas:

- Zona de Secado ascendente (3 W.B.)
- Zona de secado descendente (1 W.B.)
- Zona de Pre - quemado (3 W.B.)
- Zona de quemado (6 W.B.)
- Zona Pos Quemado (5 W.B.)
- Zona de enfriamiento. (9 W.B.)

El horno opera con control de la presión interna en cada zona. La presión en cada zona es regulada por apertura o cierre de las cajas de viento (W.B.), que alimentan aire o gases calientes provenientes de los ventiladores principales del horno.

Ventiladores Principales

Los ventiladores principales del horno línea 1 son:

- Ventilador de enfriamiento (059-405). Ingreso aire del ambiente.
- Ventilador de secado ascendente (059-391). Aire para secado ascendente.

- Ventilador de recuperación de gases (059-396). Aire caliente de recuperación hacia las troneras.
- Ventilador de recuperación de los W. B. (059-392). Retira los gases gastados en el Horno.
- Ventilador extractor de la zona de secado ascendente (059-390). Retira los gases húmedos generados en la cámara de secado.
- Ventiladores de atomización (059-406/407). Aire utilizado en la atomización del petróleo, para su combustión.

#### Línea 2: Horno 059 – 660

Es alimentado a razón de 330 - 340 TMH de pelets verdes. El mineral utilizado en los pelets verdes es una mezcla de óxidos hierro de Magnetita ( $Fe_3O_4$ ) y Hematita ( $Fe_2O_3$ ). Durante la piro-consolidación del pelets en el horno. El constituyente de magnetita es transformado a hematita, a temperaturas de 1330 °C. Fabricante original: DRAVO año 1965.

Equipo: Horno o Máquina de peletización N° 059-660, marca DRAVO Su estructura básicamente consta de estructura metálicas de acero de soporte del horno, cuyas paredes están construidas de ladrillos y cementos refractarios.

El horno tiene un área de 2880 ft<sup>2</sup> con 44 W.B. En el proceso.

El horno a su vez tiene las siguientes zonas:

- Zona de Secado ascendente (6 W.B.)
- Zona de secado descendente (3 W.B.)
- Zona de Pre quemado (6 W.B.)
- Zona de Quemado (9 W.B.)
- Zona de Pos Quemado (4 W.B.)
- 1° Zona enfriamiento (13 W.B.)
- 2° Zona de enfriamiento. (3 W.B.)

El horno opera con control de la presión interna en cada zona. La presión en cada zona es regulada por apertura o cierre de las cajas de viento (W.B.), que alimentan aire o gases calientes provenientes de los ventiladores principales del horno.

#### Ventiladores Principales

Los ventiladores principales del horno de Pelets Línea N° 2 son:

- Ventilador (059-690) .Retira el aire húmedo de la cámara de secado.
- Ventilador (059-691). Retira el aire húmedo y gases generados por la reacción del mineral en el horno.
- Ventilador (059-692). Ingresa los gases de secado ascendente.
- Ventilador (059-693). Retira los gases que pasan los Pelets que pasan en la etapa de quemado y pos quemado, los cuales son recuperados para el secado de Pelets.
- Ventilador (059-694). Ingresa aire frío del ambiente, al proceso para enfriar los

pelets en la descarga.

- Ventilador (059- 695). Ingres a aire caliente a la zona de secado descendente.
- Ventiladores de atomización (059-698/699). Aire usado para la atomización del petrleo para su respectiva combustión.

El producto Pelets Alto Horno, Reducción Directa y chips (material fino obtenido después del zarandeo de estos 2 productos mencionados al principio), tienen las siguientes características químicas, físicas y granulometría que a continuación observaremos:

## TRANSFERENCIA Y EMBARQUE

Esta área comprende desde los Stocks de almacenamiento planta hasta los embarques propiamente dichos, pasando por el stock puerto. Las áreas de almacenamiento de estos stocks están clasificados según el tipo de mineral a embarcar.

La operación de esta área es de forma intermitente, en el cual trabajan sus instalaciones en épocas de transferencia de stock planta a stock puerto y cuando hay embarques, según el cronograma de llegada de Barcos al puerto de San Nicolás.

Las operaciones de embarque se realizan en el muelle con un sistema de fajas transportadoras que tienen una capacidad de 6000 TM.

### Sistema de Transferencia

La etapa de transferencia consiste en el transporte de los productos desde los stocks de planta hacia el Stock Puerto, donde nuevamente es apilado el mineral para su Embarque según el tipo y características del producto.

Las operaciones de transferencia son programadas según el cronograma de llegada de Barcos, con la finalidad de realizar las operaciones de embarque de manera normal, es decir asegurar el abastecimiento uniforme y constante del mineral a embarcar.

Las operaciones de Transferencia cuenta con las siguientes instalaciones:

- Stock Planta
- Sistema Fajas Transportadoras

#### Stock Planta

De acuerdo al tipo de producto del mineral de producción, se tiene las siguientes áreas de apilamiento de producto:

Pelets para Reduc. Directa (P.R.D.): Ubicado en los chutes 02 al 09 (Capacidad de 60 000 TM).

Pelets para Altos Hornos (P.A.H.) : Ubicado en los chutes 10 al 18 (Capacidad de 170 000 TM)

Sinter Especial (KN) : Ubicado en los chutes 20 al 28 (Capacidad de 80 0000 TM)

Sinter Marcona (KM) : Ubicado en los chutes 29 al 30 (Capacidad de 10 0000 TM)

Sinter Calibrado : Ubicado en los chutes 31 al 46 (Capacidad de 150 000 TM)

Lump : Ubicado en los chutes 47 al 48 (Capacidad de 15 000 TM)

El producto denominado Torta es depositado directamente en su stock, con una capacidad de 250 000 TM y de ahí se transfiere directamente a los barcos.

El sistema de accionamiento de abertura de los chutes se realiza mediante reguladores neumáticos (pistón), usando como fluido regulador – lubricador hidrolina.

#### Sistema de Fajas Transportadoras

Consiste en el transporte del Producto desde los stocks de planta hacia el puerto. El sistema de Fajas cuenta con 3 Fajas transportadoras ( 071 – 030/047/051) y un Stacker para direccionar el producto y apilarlo. El ratio de carguio fluctúa de 1200 a 1500 TMH.

Faja 071 – 030: Se encuentra en el túnel debajo de los stocks de Sinter Especial, Marcona, Sinter Calibrado y Lump. (chutes 20 al 48).

Faja 071 – 047: Se encuentra en el túnel debajo de los stocks de Pelets A.H. y, Pelets R.D. (chutes 03 al 18). Recibe la descarga de la Faja 071 – 030.

Faja 071 – 051: Recibe la descarga de la Faja 071 – 047, y transporta los productos hacia el Stacker N° 1 (071 – 055).

Stacker N° 2 (071 – 054): Tiene como función distribuir la carga según el tipo de producto. De acuerdo al Stock Puerto este deposita desde el chute 01 al 22.

#### Embarque

Es la etapa de carguio de los productos comercializados, realizado mediante un sistema de transferencias de fajas hacia las bodegas de los barcos donde se almacenan.

Las operaciones de Embarque se realizan una vez que se realiza la llegada de un Barco, el cual es comunicado a la autoridad competente, y según los factores climáticos y características del barco se procede a su atraque (acoderarlo al muelle) y a la recepción por las autoridades del puerto. Una vez recepcionado comienza el embarque de los productos.

Las operaciones de Embarque cuenta con las siguientes instalaciones:

- Stocks de productos.
- Sistema de fajas transportadoras.
- Sistema de zarandas de muelle
- Sistema de muestreo
- Muelle.

Stocks de productos

De acuerdo al tipo de producto el cual va a ser embarcado, se tiene las siguientes áreas de apilamiento de producto:

Productos provenientes de las Operaciones de Transferencia:

Torta : Ubicado en los chutes 01 al 05 (Capacidad de 250 000 TM).

Pelets (P.A.H y P.R.D) : Ubicado en los chutes 07 al 13 (Capacidad de 300 000 TM)

Sinter Calibrado y Lump : Ubicado en los chutes 15 al 17 (Capacidad de 100 000 TM)

Sinter Especial y Marcona : Ubicado en los chutes 18 al 22 (Capacidad de 200 000 TM)

Sistema de Fajas Transportadoras

Consiste en el transporte del Producto desde los alimentadores de los productos hacia el muelle. El sistema de Fajas cuenta con 3 Fajas transportadoras, sistema de zarandas (para eliminar la fracción -1/4" de pelets) y un sistema de muestreo para realizar Control de Calidad.

El ratio de carguio fluctúa según el tipo de producto:

Torta : Esta en el rango de 3800 – 4000 TMH.

Sinter Especial y Marcona : Esta en el rango de 3600 – 4000 TMH.

Sinter Calibrado y Lump : Esta en el rango de 1500 – 2000 TMH.

Pelets A.H. y Pelets R.D. : están en el rango de 3500 – 3800 TMH (Trabajando 4 zarandas).



Faja 071 – 022: Recibe la descarga de las fajas 071 – 019 y 071 – 020, proveniente del producto de Torta.

Faja 071 – 080: Se encuentra en el túnel debajo de los stocks de Torta, Pelets A.H., Pelets R.D., Sinter Calibrado, Lump y Sinter Especial, Marcona (chutes 01 al 22).

Faja 071 – 081: Recibe la descarga de las Fajas 071 – 022 (Torta) y 071 – 080 (Pelets A.H., Pelets R.D., Sinter Calibrado, Lump y Sinter Especial, Marcona) y transporta los productos hacia la faja del muelle 071 – 108.

Para los productos Pelets A.H. y Pelets R.D. la faja 902 tiene una desviación de la carga en forma perpendicular a la faja mediante el empleo del chute pantalón el cual se mantiene cerrado. La carga se desvía al sistema de zarandas para la eliminación de finos en los pelets (chips); el producto zarandeado es reinsertado nuevamente a la faja 081

Para los demás productos el chute pantalón se mantiene abierto y la carga continua su recorrido.

Asimismo al finalizar el recorrido de la faja 081, se cuenta con un mecanismo de toma de muestra. (Realización de cortes a un determinado tonelaje embarcado). Este sistema permite realizar el Control de Calidad de los productos embarcados. La frecuencia de cortes para la realización de los análisis (pruebas físicas y químicas) va a depender de la cantidad total del producto embarcado y el tipo de producto.

#### Sistema de zarandas de muelle

La carga proveniente de la faja 081 (Pelets A.H. o Pelets R.D.), es desviada hacia la faja 071 – 123, esta faja tiene como función alimentar al grupo de 4 zarandas (divididas en grupos de 2 : Norte/Sur)

Cada zaranda tiene una capacidad de 1000 TMH, siendo sus dimensiones de 24' x 8' ; consta de 2 pisos con paños de ½" (1º piso) y ¼" (2º piso).

El O/S de las zarandas 211 – 150/151 es descargado en la faja 071 – 121, asimismo el O/S de las zarandas 211 – 152/153 es descargado en la faja 071 – 126.

Las descargas de las fajas 071 – 121/126 es alimentado a la faja 071 – 120 (recepiona la descarga de los O/S de las 4 zarandas). La descarga de la faja 051 – 120 retorna a la faja 081. (se reinserta al sistema).

El U/S de las 4 zarandas (finos de pelets chips) es descargado en la faja 071 – 122 la cual descarga en un stock de pelets chips intermedio.

#### Sistema de muestreo:

Realiza los cortes de forma periódica (según tonelaje embarcado) y mediante un proceso de reducción de muestras (cuarteo), se tiene una cantidad de muestra aceptable para su procesamiento (Control de Calidad del Producto embarcado).

Este sistema tiene las siguientes instalaciones:

La frecuencia de corte del cortador (079 - 085) esta en función al tipo de producto a embarcar. Para productos de Torta, Sinter especial, Marcona, Sinter Calibrado y Lump la frecuencia de corte es cada 500 TMH. Para Pelets A.H. y Pelets R.D. la frecuencia de corte es cada 800 TMH.

La carga realizada por el cortador es transportada mediante las fajas 071 – 086 y 071 – 088. La faja 13 recibe la carga del cortador y descarga en la faja 14, la cual descarga en el sistema de cuarteo de la muestra. El material no procesado del sistema de cuarteo es descargado en la faja 071 – 103, a su vez esta faja descarga en la faja 071 – 108 del muelle.

#### Muelle

Es la etapa final de de las operaciones de embarque, comprende las siguientes instalaciones:

Faja 071 – 108: Recibe la descarga de la faja 071 – 081 y recorre todo lo largo del muelle y alimenta a la faja del cargador de barcos Gantry. En esta faja se encuentra la balanza que censa la cantidad del producto embarcado denominada balanza Merrick (071 – 114) de una capacidad de 6000 TMH.

Cargador de Barcos Gantry (071 – 110): Es un cargador de barcos (apilador móvil), que opera trasladándose a lo largo del muelle mediante rieles, para descargar la carga de los productos en las bóvedas de los barcos (según programación del cliente).

Esta constituido por un castillo de estructuras metálicas de acero, con sistema de 3 fajas para alimentación al barco (faja del trailer: 071 – 111, faja alimentadora de pluma: 071 – 112 y faja de pluma: 071 – 113).

El muelle de San Nicolás tiene una longitud total de 327.6 m y 15.5 m de ancho. Esta construido sobre 406 pilotes metálicos de 20" de diámetro y en su extremo sobre 32 pilotes metálicos de 18" de diámetro, correspondiente a la ampliación de 8 m. El Área Total actual del muelle es de 5077.80 m<sup>2</sup> (incluido la ampliación).

El muelle comprende las siguientes zonas:

- El espigo construido sobre 12 viguetas pretensadas.
- La zona de bombas construido sobre 10 viguetas pretensadas.
- Zona del muelle mismo construido sobre 235 viguetas pretensadas.
- Zona del Dolphin.

El muelle esta unido al espigon por un puente formado por viguetas pretensadas y prefabricadas de 14 m de longitud. En la prolongación del muelle se ubica el dolphin que sirve para amarrar las naves, y esta conectado al muelle por una pasarela metálica.

El muelle tiene dos amarraderos, el del lado Oeste sirve para el acoderamiento de los barcos de carga de minerales y del lado Este sirve para el amarre de los barcos que abastecen de combustible a San Nicolás o de maquinarias y equipos. La profundidad operativa de los amarraderos es de 18 m.

El muelle cuenta en el lado Oeste con defensas de caucho diseñadas para el acoderamiento de barcos de 200 000 TM y en el lado Este con defensas compuestas por mamparas de madera.