

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA  
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y  
METALÚRGICA**



**“ESTUDIO REFERENTE AL PROCESAMIENTO DE  
ARCILLA, FACTIBILIDAD PARA LA  
RECUPERACIÓN DE CAOLINITA DE MENAS DE  
ARCILLA DE BAJA LEY CON ALTOS  
CONTENIDOS DE SÍLICE  
EN CEMENTO ANDINO S.A.”**

**TESIS**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR:**

**WALTER ANGEL RIVERA SOLÓRZANO**

**Lima – Perú**

**2006**

## **AGRADECIMIENTO**

Agradezco a mis padres y hermanas por haberme apoyado moralmente y económicamente para poder llegar a ser un Ingeniero Metalurgista.

También, agradezco a mis profesores universitarios por sus enseñanzas tanto en el aspecto académico como en lo personal.

Por último, agradezco a todos los colegas de las distintas ramas de la ingeniería con quienes tuve la oportunidad de trabajar y por compartir sus conocimientos.

---

---

## ÍNDICE

	Página.
<b>Resumen de la Investigación.</b>	
 <b>CAPÍTULO I</b>	
<b>INTRODUCCIÓN.....</b>	11
<b>1.1.- Antecedentes de la Investigación.....</b>	13
 <b>CAPÍTULO II</b>	
<b>MARCO TEÓRICO.....</b>	17
<b>2.1.- Minerales de Arcilla.....</b>	17
2.1.1.- Silicatos.....	17
2.1.2.- Clasificación de silicatos.....	18
2.1.3.- Grupo de los minerales arcillosos.....	20
2.1.4.- Propiedades fisicoquímicas de las arcillas.....	22
2.1.5.- Empleo de la caolinita como materia prima en la fabricación de cemento...	24
 <b>CAPÍTULO III</b>	
<b>CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL INVESTIGADO.....</b>	28
<b>3.1.- Identificación del mineral.....</b>	28
<b>3.2.- Composición mineralógica del mineral.....</b>	28
3.2.1.- Análisis químico por difracción de rayos X.....	29
3.2.2.- Análisis químico por vía clásica húmeda: gravimetría y volumetría.....	33
3.2.3.- Análisis químico por fluorescencia de rayos X.....	36
 <b>CAPÍTULO IV</b>	
<b>PRUEBAS EXPERIMENTALES.....</b>	40
<b>4.1.- Proceso de Dispersión de la Caolinita y la Sílice.....</b>	40
<b>4.2.- Proceso de Sedimentación de la Sílice.....</b>	42
<b>4.3.- Condiciones para las pruebas de Dispersión y Sedimentación.....</b>	43

---

---

<b>4.4.- Condiciones para las pruebas de Molienda.....</b>	<b>44</b>
<b>4.5.- Condiciones para las pruebas de Clasificación.....</b>	<b>45</b>

## **CAPÍTULO V**

<b>RESULTADOS EXPERIMENTALES.....</b>	<b>46</b>
<b>5.1.- Resultados de las pruebas de Dispersión y Sedimentación.....</b>	<b>46</b>
5.1.1.- Resumen de resultados de los balances de ensayos.....	46
5.1.2.- Ecuaciones que relacionan a las variables operativas.....	48
<b>5.2.- Resultados de las pruebas de Molienda.....</b>	<b>49</b>
5.2.1.- Resumen de resultados de los análisis granulométricos.....	49
5.2.2.- Resumen de resultados de los análisis granuloquímicos.....	53
5.2.3.- Ecuaciones que relacionan a las variables operativas.....	55
5.2.4.- Contenido de contaminantes – Alcalis, sulfato y magnesita.....	58
<b>5.3.- Resultados de las pruebas de Clasificación.....</b>	<b>60</b>
5.3.1.- Balance de ensayos – Arcilla del sector A.....	60
5.3.2.- Balance de ensayos – Arcilla del sector B.....	60
<b>5.4.- Diagrama de flujo del proceso de Molienda y Clasificación a nivel de laboratorio.....</b>	<b>61</b>

## **CAPÍTULO VI**

<b>DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS EXPERIMENTALES.....</b>	<b>62</b>
<b>6.1.- Discusión de los resultados de las pruebas de Dispersión y Sedimentación.....</b>	<b>62</b>
<b>6.2.- Discusión de resultados de las pruebas de Molienda.....</b>	<b>63</b>
<b>6.3.- Discusión de resultados de las pruebas de Clasificación.....</b>	<b>67</b>

## **CAPÍTULO VII**

<b>PROCESO INDUSTRIAL PLANTEADO.....</b>	<b>68</b>
<b>7.1.- Cubicación del Lote N° 1 de Arcilla Marginal.....</b>	<b>68</b>
<b>7.2.- Dimensionamiento de equipos para el Proceso Industrial.....</b>	<b>69</b>
7.2.1.- Dimensionamiento del molino de bolas.....	69
7.2.2.- Dimensionamiento del alimentador de faja.....	74
7.2.3.- Dimensionamiento de la bomba centrífuga horizontal.....	76
7.2.4.- Dimensionamiento del hidrociclón.....	78
<b>7.3.- Costos aproximados de los equipos.....</b>	<b>79</b>
<b>7.4.- Dimensionamiento de la tolva de finos.....</b>	<b>79</b>
<b>7.5.- Dimensionamiento de las cochas de sedimentación.....</b>	<b>79</b>

---

---

<b>7.6.- Diagrama de flujo del proceso de Molienda y Clasificación a nivel industrial.....</b>	<b>80</b>
------------------------------------------------------------------------------------------------	-----------

## **CAPÍTULO VIII**

<b>CONCLUSIONES GENERALES.....</b>	<b>81</b>
------------------------------------	-----------

## **CAPÍTULO IX**

<b>RECOMENDACIONES.....</b>	<b>85</b>
-----------------------------	-----------

## **CAPÍTULO X**

<b>BIBLIOGRAFÍA.....</b>	<b>87</b>
--------------------------	-----------

## **APÉNDICES**

<b>1.1.- Fundamento Teórico de la Dispersión.....</b>	<b>90</b>
1.1.1.- Sistema arcilla – agua.....	90
1.1.2.- Partículas coloidales.....	92
1.1.3.- La doble capa eléctrica.....	95
<b>1.2.- Fundamento Teórico de la Sedimentación.....</b>	<b>107</b>
1.2.1.- Sedimentación de partículas finas en un fluido.....	108
1.2.2.- Sedimentación de partículas gruesas en un fluido.....	110
1.2.3.- Sedimentación de partículas intermedias en un fluido.....	112
1.2.4.- Sedimentación obstaculizada.....	114
<b>1.3.- Fundamento Teórico de la Molienda.....</b>	<b>115</b>
1.3.1.- Molienda.....	115
1.3.2.- Molinos rotatorios.....	116
1.3.3.- Parámetros de la molienda.....	120
<b>1.4.- Fundamento Teórico de la Clasificación.....</b>	<b>127</b>
1.4.1.- Clasificación.....	127
1.4.2.- Hidrociclones.....	128
1.4.3.- Variables operativas de los hidrociclones.....	129
1.4.4.- Aspectos operativos de los hidrociclones.....	131

---

---

<b>1.5.- Fundamento Teórico de los Análisis Químicos por vía clásica húmeda - Gravimetría y Volumetría.....</b>	134
1.5.1.- Análisis químico gravimétrico.....	134
1.5.2.- Análisis químico volumétrico.....	140
<b>1.6.- Fundamento Teórico de los Equipos Electrónicos utilizados.....</b>	143
1.6.1.- Difractómetro de rayos X – Shimadzu 6000.....	143
1.6.2.- Espectrómetro secuencial de rayos X – SRS 3000.....	148
1.6.3.- Granulómetro CILAS 1064.....	152
<b>2.1.- Resultados del análisis por difracción de rayos X – INGEMMET.....</b>	155
<b>3.1.- Pruebas de Dispersión y Sedimentación.....</b>	156
3.1.1.- Materiales, equipos y reactivos empleados para las pruebas.....	156
3.1.2.- Procedimientos de las pruebas.....	157
<b>3.2.- Pruebas de Molienda y Clasificación.....</b>	158
3.2.1.- Materiales y equipos empleados en las pruebas.....	158
3.2.2.- Procedimientos de las pruebas de molienda y clasificación.....	159
<b>3.3.- Análisis químico por Gravimetría y Volumetría – Procedimiento.....</b>	161
3.3.1.- Disgregación y ataque de las muestras.....	161
3.3.2.- Determinación de la sílice total - Gravimetría.....	163
3.3.3.- Determinación de la mezcla alúmina/hematita – Gravimetría.....	164
3.3.4.- Determinación de la hematita – Volumetría.....	166
<b>3.4.- Análisis químico por Fluorescencia y Difracción de rayos X. Procedimiento.....</b>	167
<b>3.5.- Análisis granulométrico con el Granulómetro - Procedimiento.....</b>	168
<b>4.1.- Resultados de las pruebas de Dispersión y Sedimentación.....</b>	170
4.1.1.- Balances de ensayos – Grupo N° 1.....	170
4.1.2.- Balances de ensayos – Grupo N° 2.....	172
4.1.3.- Balances de ensayos – Grupo N° 3.....	175
<b>4.2.- Resultados de las pruebas de Molienda.....</b>	178
4.2.1.- Análisis granulométrico.....	178
Análisis granulométrico de las muestras gruesas (+38 $\mu\text{m}$ ).....	178
Análisis granulométrico de las muestras finas (-38 $\mu\text{m}$ ).....	192
4.2.2.- Análisis granuloquímico.....	196
4.2.3.- Determinación de los índices de trabajo ( $W_i$ ).....	201
<b>5.1.- Tablas y gráficos utilizados para el dimensionamiento de equipos.....</b>	202
<b>6.1.- Proceso de fabricación de cemento en Cemento Andino S.A.....</b>	209
<b>7.1.- Tipos de cemento.....</b>	215
<b>8.1.- Diagramas de flujo de Cemento Andino S.A.....</b>	218

---

**LISTADO DE TABLAS:**

Tab. 1: Composición porcentual del clinker.....	25
Tab. 2: Composición mineralógica del clinker.....	26
Tab. 3: Mineralogía de las muestras de cabeza de la arcilla marginal.....	29
Tab. 4: Mineralogía de las muestras de arcilla procesada y recuperada.....	30
Tab. 5-7: Composición mineralógica de las arcillas marginales.....	34
Tab. 8: Composición mineralógica de la arcilla comerciable.....	35
Tab. 9 y 10: Composición mineralógica de las arcillas procesadas y recuperadas.....	37
Tab. 11: Composición mineralógica de la arcilla marginal del sector C.....	39
Tab. 12: Velocidad y tiempo de sedimentación de la sílice - Stokes.....	42
Tab. 13: Velocidad y tiempo de sedimentación de la caolinita - Stokes.....	42
Tab. 14: Carga y nivel de bolas del molino de Bond.....	44
Tab. 15 y 16: Resultados de las pruebas de dispersión y sedimentación.....	46
Tab. 17: Resultados de los análisis granulométricos – muestras gruesas.....	49
Tab. 18: Resultados de los análisis granulométricos – muestras finas.....	51
Tab. 19 y 20: Resultados de los análisis granuloquímicos.....	53
Tab. 21: Resultados de álcalis de las pruebas de molienda.....	58
Tab. 22: Resultados de sulfato y óxidos (Mg y Ca) de las pruebas de molienda.....	59
Tab. 23: Cubicación del lote N° 1 de arcilla marginal.....	69
Tab. 24: Distribución de bolas del molino industrial.....	71
<b><u>Apéndices</u></b>	
Tab. 1 y 2: Resultados de los análisis químicos por difracción de rayos X.....	155
Tab. 3: Serie de tamices utilizados.....	159
Tab. 4-10: Análisis granulométrico de las muestras gruesas (+38 $\mu\text{m}$ ), arcilla del sector A.....	178
Tab. 11-17: Análisis granulométrico de las muestras gruesas (+38 $\mu\text{m}$ ), arcilla del sector B.....	185
Tab. 18-24: Análisis granulométrico de las muestras finas (-38 $\mu\text{m}$ ), arcilla del sector A.....	192
Tab. 25-31: Análisis granulométrico de las muestras finas (-38 $\mu\text{m}$ ), arcilla del sector B.....	194
Tab. 32-38: Análisis granuloquímico de las muestras molidas del sector A.....	196
Tab. 39-45: Análisis granuloquímico de las muestras molidas del sector B.....	198
Tab. 46-54: Dimensionamiento de equipos.....	202

**LISTADO DE FIGURAS:**

Fig. 1: Flow sheet de la Planta de lavado de mineral o deslamado.....	16
Fig. 2: Estructura de las unidades básicas de las arcillas.....	21
Fig. 3: Sistema de cristalización de la caolinita.....	22
Fig. 4: Estructura laminar de las arcillas, intercambio de cationes en sus capas.....	24
Fig. 5: Flow sheet del proceso de molienda y clasificación a nivel de laboratorio.....	61

Fig. 6: Flow sheet del proceso de molienda y clasificación a nivel industrial.....	80
<b>Apéndices</b>	
Fig. 1 y 2: Carga eléctrica en las partículas.....	93
Fig. 3: pH versus carga superficial.....	94
Fig. 4 y 5: Configuración esquemática de la doble capa eléctrica.....	97
Fig. 6: Modelo de la doble capa difusa de Stern – Gouy.....	99
Fig. 7: Variación de la densidad de iones en la capa difusa.....	100
Fig. 8: Potencial zeta contra potencial superficial.....	102
Fig. 9 y 10: Energía neta y potencial de interacción.....	103
Fig. 11-13: Potencial de una partícula coloidal, variación con la concentración de iones.....	106
Fig. 14: Sección transversal de un molino de bolas en operación.....	119
Fig. 15: Circuito cerrado directo de molienda y clasificación.....	122
Fig. 16: Circuito cerrado inverso de molienda y clasificación.....	122
Fig. 17: Representación esquemática de la clasificación.....	128
Fig. 18: Partes de un hidrociclón.....	129
Fig. 19: Torbellinos originados en el interior del hidrociclón.....	131
Fig. 20: Difractómetro de Rayos X – Shimadsu 6000.....	143
Fig. 21: Generación de los Rayos X.....	144
Fig. 22: El espectro electromagnético.....	146
Fig. 23: Espectrómetro secuencial de Rayos X – SRS 3000.....	148
Fig. 24: Proceso de análisis de muestras por fluorescencia de rayos X.....	151
Fig. 25: Granulómetro - CILAS 1064.....	152

### **LISTADO DE GRÁFICOS:**

Gráf. 1: Difractograma de las muestras de cabeza de arcilla marginal.....	31
Gráf. 2: Difractograma de las muestras de arcilla procesada y recuperada.....	32
Gráf. 3 y 4: Distribución granulométrica de las muestras gruesas (+38 $\mu\text{m}$ ), arcilla de los sectores A y B.....	50
Gráf. 5 y 6: Distribución granulométrica de las muestras finas (-38 $\mu\text{m}$ ), arcilla de los sectores A y B.....	52
Gráf. 7: Granulometría vs tiempo de molienda de la arcilla del sector A.....	55
Gráf. 8: Granulometría vs tiempo de molienda de la arcilla del sector B.....	55
Gráf. 9: Ley de alúmina vs tiempo de molienda de la arcilla del sector A.....	56
Gráf. 10: Ley de alúmina vs tiempo de molienda de la arcilla del sector B.....	56
Gráf. 11: Recuperación de alúmina vs tiempo de molienda de la arcilla del sector A.....	57
Gráf. 12: Recuperación de alúmina vs tiempo de molienda de la arcilla del sector B.....	57
<b>Apéndices</b>	
Gráf. 1-3: Dimensionamiento de equipos.....	206

---

## RESUMEN

La presente investigación comprende el desarrollo de diversas pruebas a nivel de laboratorio destinadas a recuperar la caolinita de canteras de arcilla marginal con altos contenidos de sílice. Para esto se plantearon dos métodos de procesamiento destinados a beneficiar este mineral no metálico:

- 1.- Método de dispersión y sedimentación.
- 2.- Método de molienda y clasificación.

Las muestras de arcilla marginal pertenecen al lote N° 1 – sectores A, B y C. Previamente al desarrollo de las pruebas se determinó la composición mineralógica del mineral de arcilla mediante Difracción de Rayos X. Con este análisis químico se confirma que se trata de arcilla caolinítica ( $2\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), con alto contenido de sílice ( $\text{SiO}_2$ ) y cantidades significativas de hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ), principalmente.

Para realizar las pruebas con el método de dispersión y sedimentación, se prepararon muestras de arcilla marginal con una granulometría 100 % - malla N° 100 (150  $\mu\text{m}$ ), y 100 % - malla N° 170 (90  $\mu\text{m}$ ).

Los parámetros operativos fueron los siguientes:

- La granulometría de la muestra de arcilla marginal: 100 % -150  $\mu\text{m}$  y -90  $\mu\text{m}$ .
- Peso de muestra de arcilla marginal: 50, 75 y 100 g.
- Peso de carbonato de sodio: entre 0,3 y 1,5 g ( $8 < \text{pH} < 9$ ).
- Tiempo de agitación: 60 min.
- Tiempo de sedimentación: 20 y 30 min.

Los análisis químicos se realizaron por gravimetría y volumetría para determinar las cantidades (%) de los compuestos de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), sílice y hematita, de la arcilla marginal, la arcilla caolinítica recuperada y la sílice sedimentada respectivamente.

Los resultados de los balances de ensayos obtenidos con el método de dispersión y sedimentación, indican que si es posible lograr una aceptable separación de la sílice del mineral arcilloso y por consiguiente incrementar la ley de caolinita.

---

Con este método la arcilla caolinítica recuperada presenta una ley máxima de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) de 22 % con 55 % de recuperación. Esto se obtendrá al separar la caolinita dispersada luego de 30 minutos de sedimentación, el peso de muestra utilizado fue de 50 g, el peso de carbonato de sodio utilizado fue de 0,5 g y la granulometría fue 100 % -malla N° 100 (150  $\mu\text{m}$ ).

La ventaja de este método es que se obtiene una mayor recuperación de alúmina luego de separar la sílice ( $\text{SiO}_2$ ) de la caolinita. La desventaja es su alto costo operativo y de implementación a nivel industrial, sobre todo por el alto grado de molienda que necesita el mineral.

Para efectuar este método de procesamiento se utilizaron diversos equipos y materiales de laboratorio, entre los principales destacan: Chancadora de quijadas, chancadora de rodillos, pulverizador de discos, horno eléctrico, tamices, probetas, vasos, agitador eléctrico, entre otros. También, se utilizó el reactivo químico: carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ), como agente dispersante.

Para realizar las pruebas con el método de molienda y clasificación, primero se realizaron pruebas de moliendabilidad para determinar el tiempo óptimo de molienda. Los tiempos de molienda fueron de 2, 4, 6, 8, 10 y 12 minutos.

Los parámetros operativos de la molienda fueron los siguientes:

- Se prepararon muestras de arcilla marginal con una granulometría 100 % - malla N° 6 (3000  $\mu\text{m}$ ).
- La cantidad de muestra por molienda fue de 2 kg.
- La cantidad de agua por molienda fue de un litro.

Los parámetros operativos de la clasificación para 4 minutos de molienda (51 y 52 % -malla N° 200), empleando un hidrociclón D4 fueron los siguientes:

- Porcentaje de sólidos del alimento: 30,0 %.
  - Densidad de pulpa del alimento: 1233 g/l.
  - Tamaño de corte teórico  $d(50)$ : 30  $\mu\text{m}$ .
-

Los análisis químicos se realizaron por gravimetría, volumetría y fluorescencia de rayos X para determinar las cantidades (%) de los compuestos de alúmina, sílice, hematita y otros compuestos secundarios; de la arcilla marginal, la arcilla caolinítica recuperada y la sílice separada respectivamente. Los análisis granulométricos se efectuaron con series de tamices para las muestras gruesas (+ 38  $\mu\text{m}$ ) y empleando un Granulómetro para las muestras finas (- 38  $\mu\text{m}$ ).

Los resultados de los balances de ensayos obtenidos con el método de molienda y clasificación; también, indican que si es posible lograr una aceptable separación de la sílice del mineral arcilloso. La arcilla caolinítica recuperada presenta una ley máxima de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) de 21 % con 53 % de recuperación. Esta arcilla recuperada se obtiene en el rebose del hidrociclón luego de clasificar el mineral molido por 4 minutos empleando un hidrociclón D4.

La ventaja de este método es su bajo costo operativo y de implementación a nivel industrial comparado con el primer método. La desventaja es la menor recuperación de alúmina que se obtiene luego de separar la sílice ( $\text{SiO}_2$ ) de la caolinita, comparado con el primer método de procesamiento.

Debido a la mínima desventaja de los resultados del segundo método comparados con el primero y sobre todo a la menor inversión que se necesitaría en un proceso industrial, se determinó que fuese el mejor método de tratamiento. Se optó también por este segundo método; porque en un futuro proceso industrial, es más flexible a los cambios de capacidad productiva y por la facilidad de su control operacional. Ante estas conclusiones se plantea y diseña un proceso industrial para una capacidad de tratamiento de 20 t/h de arcilla marginal ó de baja ley de caolinita.

Para efectuar este método de procesamiento se utilizaron diversos equipos y materiales de laboratorio, entre los principales destacan: Espectrómetro de rayos X, granulómetro, chancadora de quijadas, chancadora de rodillos, pulverizador de discos, horno eléctrico, molino de bolas, filtro neumático, hidrociclón, tamices, probetas, vasos, brochas, entre otros. También, se utilizaron diversos reactivos químicos para los análisis por gravimetría y volumetría.

---

## CAPÍTULO I

### INTRODUCCIÓN

En la concentración de los minerales, es necesaria la conjugación de muchos factores destinados a lograr la separación del mineral valioso de la ganga. Entre ellos está el determinar los parámetros óptimos para lograr dicha separación y que a su vez el producto ó productos obtenidos después de la separación sean de buena calidad. También, es importante que el proceso empleado para el beneficio del mineral sea de bajo costo económico y no contamine el medio ambiente.

Esta investigación es un proyecto que desea poner en marcha Cemento Andino S.A., con la finalidad de utilizar sus canteras de arcilla de baja ley de caolinita y por consiguiente baja ley de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), debido a su alto contenido de sílice ( $\text{SiO}_2$ ) que está mezclada con la caolinita. La arcilla caolinítica con una ley mínima de 23 % de alúmina es una de las materias primas para la fabricación de los diferentes tipos de cemento; actualmente estas arcillas de baja ley contienen 12,1 y 12,6 % de alúmina.

La ley de alúmina es uno de los parámetros operativos más importantes que se controlan en el proceso de fabricación de cemento. Es por esta razón que es el compuesto principal de la caolinita.

El mineral de arcilla investigado está compuesto principalmente por: caolinita ( $2\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), sílice ( $\text{SiO}_2$ ) y hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). Esta muestra de arcilla marginal o de baja ley de alúmina con la cual se realizaron los estudios pertenece al lote N° 1 - sectores A, B y C; actualmente Cemento Andino S.A. cuenta con dos lotes de arcilla marginal (N° 1 y N° 2), de gran magnitud y a su vez cuenta con más

---

canteras de arcilla marginal que aún no han sido explotados. Estos lotes están en forma de rumas cerca de la Planta de Procesos.

**El objetivo** de la presente investigación es el de separar lo suficientemente la sílice de la arcilla de baja ley ó marginal para incrementar la ley de caolinita y por consiguiente también aumentar la ley de alúmina. La arcilla caolinítica recuperada mediante los métodos de procesamiento debe de tener una buena ley y recuperación de alúmina ( $Al_2O_3$ ). La sílice que se va ha separar es la sílice libre y la que está unida ó mezclada con la caolinita, no es la sílice presente como compuesto químico de la caolinita.

En la presente investigación se estudian dos métodos de procesamiento a saber:

- 1.- Método de dispersión y sedimentación.
- 2.- Método de molienda y clasificación.

El primer método de dispersión y sedimentación, consiste en aprovechar los fenómenos de la dispersión que experimentan las partículas finas ( $-38 \mu m$ ) de sílice y caolinita por efecto del aumento de la concentración de cationes  $Na^+$  y el incremento del pH en la solución al añadirle carbonato de sodio. También, se aprovechan en estos minerales (100 %  $-150 \mu m$ ), las diferencias que existen entre sus velocidades y tiempos de sedimentación por efectos principalmente de sus diferencias granulométricas. La caolinita se recuperará al separar la fase líquida dispersa después de un tiempo de sedimentación establecido; por tanto, la dispersión principalmente se dará en la caolinita por efectos de su menor granulometría respecto a la sílice.

El segundo método de molienda y clasificación, consiste en aprovechar la diferencia granulométrica que existe entre la sílice y la caolinita luego de moler el mineral de arcilla marginal a diferentes tiempos. Esta diferencia servirá para establecer un tamaño de corte ( $d_{50}$ ) adecuado antes de efectuar las pruebas de clasificación por tamaños a las muestras molidas por un tiempo óptimo determinado. La caolinita se recuperará en el rebose del clasificador; para esto se utilizará un hidrociclón (D4) en donde se obtengan tamaños de corte menores a  $38 \mu m$ .

---

Con el desarrollo de ambos métodos de procesamiento se determinarán los parámetros y variables que influyen en el proceso de separación selectiva de este tipo de mineral no metálico; estos parámetros operativos servirán para optimizar el método de procesamiento. La elección de los métodos de procesamiento estuvo condicionada por las siguientes limitaciones:

- Emplear un proceso de bajo costo económico.
- No emplear reactivos químicos contaminantes.
- Obtener una arcilla recuperada de buena calidad.

La calidad de la arcilla caolinítica recuperada luego de los métodos de procesamiento, estará determinada por su ley de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), la cual debe ser mayor a 20 %, por la recuperación de alúmina la cual debe ser mayor a 50 % y por la baja cantidad de contaminantes (álcalis, sulfato y óxido de magnesio), los cuales no deben de pasar de 1 % para los álcalis y 2 % para el sulfato y el óxido de magnesita. En la presente investigación se logran alcanzar los objetivos planteados y a su vez se cumplen con las limitaciones de los contaminantes impuestos, mediante el método de molienda y clasificación.

Para efectuar esta investigación se implementó un laboratorio metalúrgico con las siguientes secciones: chancado, molienda, clasificación y filtrado.

### **1.1.- Antecedentes de la Investigación.**

Respecto al método de Dispersión y Sedimentación, se cuenta con antecedentes estrictamente teóricos los cuales se desarrollan ampliamente en los fundamentos teóricos respectivos (Apéndices).

De la teoría de dispersión se aplicaron los efectos que se producen al incrementar los cationes de sodio ( $\text{Na}^+$ ) y el pH a una suspensión que contiene partículas coloidales (-1  $\mu\text{m}$ ) y finas de tamaño (-38  $\mu\text{m}$ ). Se determinó que el efecto es el de incrementar las fuerzas eléctricas repulsivas entre las partículas de sílice y caolinita, y por tanto

---

aumentar el grado de dispersión. También, el incremento del pH por efectos de los aniones  $\text{CO}^{-2}$  aumenta la carga superficial negativa de ambos minerales. La dispersión fundamentalmente se da en las partículas de caolinita por ser partículas cuya granulometría es menor a 10  $\mu\text{m}$ . También, se da en menor cantidad en las partículas finas de sílice (- 38  $\mu\text{m}$ ).

De la teoría de sedimentación se aplicaron las diferencias de velocidades y tiempos de sedimentación para partículas menores a 200 micrones (ecuación de Stokes). La sedimentación se da principalmente en las partículas de sílice libre y en aquellas partículas de sílice unidas ó mezcladas con la caolinita; esto es, porque la mayor parte de las partículas de sílice son mayores a la malla N° 400 (38  $\mu\text{m}$ ).

Los procesos de dispersión y sedimentación se dan al mismo tiempo por tanto se busca un tiempo adecuado de sedimentación para realizar la separación de los minerales y así obtener una buena ley y recuperación de alúmina de la arcilla caolinítica recuperada.

Acerca del método de Molienda y Clasificación, se cuenta con antecedentes prácticos y teóricos; los antecedentes teóricos se desarrollan ampliamente en los fundamentos teóricos respectivos (Apéndices). Los antecedentes prácticos se tomaron del proceso de lavado del mineral que se realiza en la Planta de lavado de la Sociedad Minera “El Brocal” S.A. Esta Planta de lavado de mineral forma parte de la sección de Chancado de la Planta Concentradora de la mencionada mina polimetálica. El lavado de mineral se realiza porque el mineral proveniente de la mina a tajo abierto contiene como impurezas principalmente mineral de arcilla caolinítica, la cual es muy perjudicial para el proceso de flotación selectiva que se realiza en la sección de flotación de la Planta Concentradora. El mineral arcilloso separado de los sulfuros en la Planta de lavado, es finalmente desechado.

Este proceso de lavado de mineral se experimentó durante el desarrollo de mis prácticas pre-profesionales en la Planta Concentradora “Huaraucaca” de la Sociedad Minera El Brocal S.A., durante los meses de Enero, Febrero y Marzo del año 2001.

---

### **Proceso de lavado del mineral en la Sociedad Minera “El Brocal” S.A.**

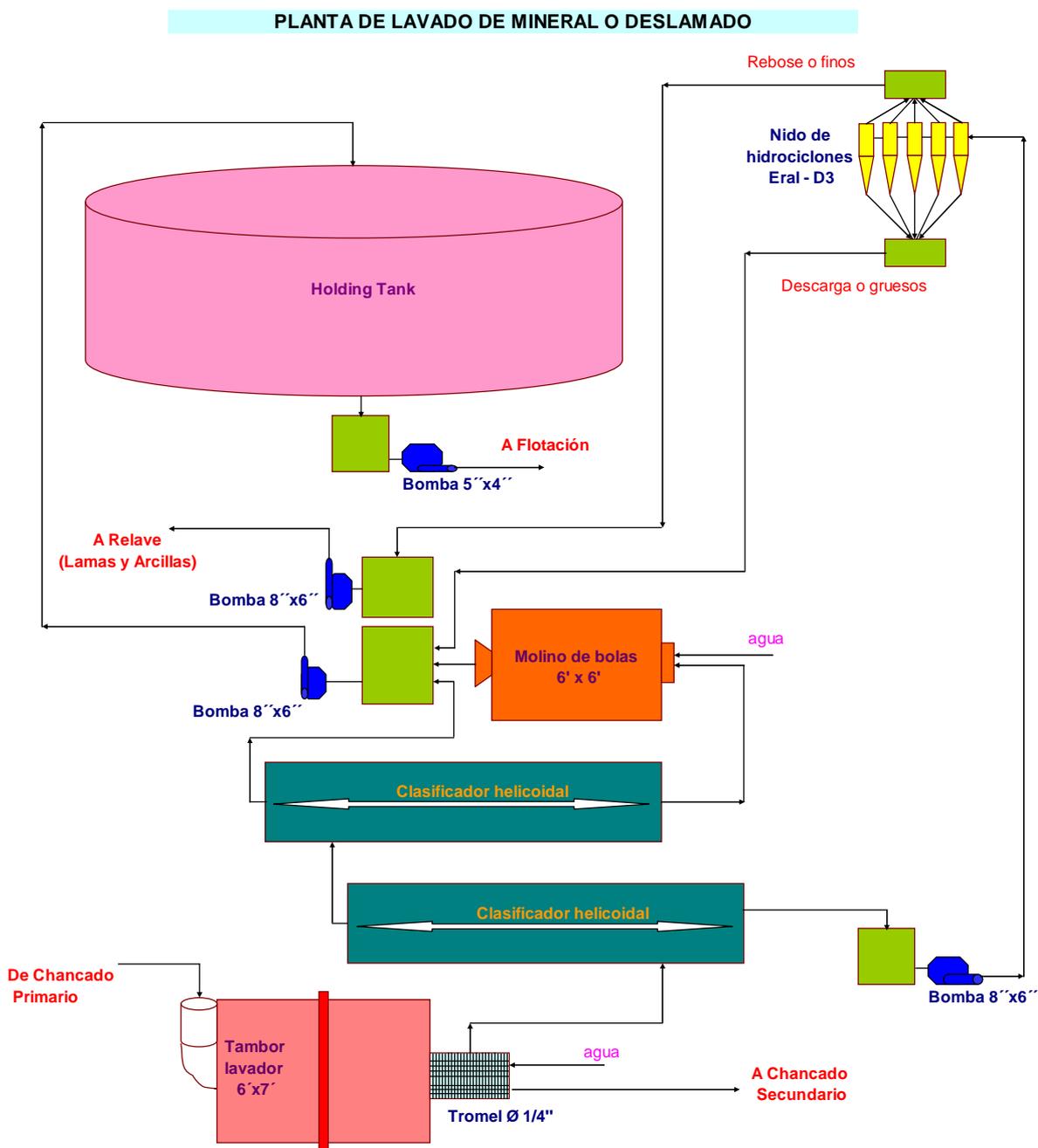
El mineral almacenado en la tolva de gruesos es reducido de tamaño en la chancadora de quijadas 24''x36'', luego por medio de una faja transportadora este mineral chancado alimenta a un tambor lavador 6'x7', el cual libera la mayor parte de la arcilla adherida al mineral, a este tambor se le inyecta agua en contracorriente. El tambor descarga por medio de un trommel (abertura ¼ plg), a las partículas de mineral valioso menores de ¼ plg, junto con las lamas (mezcla de partículas de mineral no valioso ó impurezas menores a 15 micrones y arcillas), hacia un clasificador helicoidal; el rebose del trommel es el mineral lavado que por medio de otra faja transportadora se envía al chancado secundario y luego al terciario para así obtener el producto de la sección. Los gruesos del clasificador helicoidal alimentan a un segundo clasificador helicoidal; mientras que los finos por medio de una bomba 8''x6'', alimentan a un nido de 30 hidrociclones D3 (Eral). Los gruesos del segundo clasificador helicoidal alimentan a un molino de bolas 6'x6', mientras que los finos se unen a la descarga del molino de bolas, a estos dos flujos se le adicionan los gruesos (descarga) del nido de hidrociclones, luego esta mezcla es transportada a un tanque sedimentador (holding tank), para finalmente ser enviado al circuito de flotación por contener minerales valiosos. Los finos (rebose) del nido de hidrociclones se junta con el relave de la sección de flotación y se envía por medio de una bomba 12''x10'' al depósito de relaves jebe.

El nido de hidrociclones deslamadores (Eral) consta de 30 hidrociclones de 3 pulgadas de diámetro c/u, en los cuales se obtienen tamaños de corte ó de partición (d50) entre 15 y 25 micrones. Los hidrociclones están hechos de un material sintético similar al jebe. La bomba horizontal que alimenta al nido de hidrociclones es de velocidad variable, es por esta razón que se puede variar el tamaño de corte operativo (d50), mediante el incremento o disminución de la presión de alimentación. Esta variación se fundamenta con el análisis granuloquímico que se realiza en el ciclosizer a la muestra del rebose del nido de hidrociclones.

---

El ciclosizer es un equipo con el cual se pueden realizar separaciones granulométricas de una muestra en tamaños menores a la malla N° 400 ( $38 \mu\text{m}$ ), para posteriormente analizar químicamente cada fracción separada.

Planta de lavado de mineral de la Sociedad Minera El Brocal S.A., Marzo – 2001.



**Figura N° 1.** Planta de lavado de mineral o deslamado.

## CAPÍTULO II

### MARCO TEÓRICO

#### 2.1.- Minerales de arcilla.

Son sustancias que se tornan plásticas con una cantidad limitada de agua, dando olor a tierra mojada. Las arcillas están formadas por silicatos hidratados de aluminio con hierro, magnesio, calcio, sodio y potasio. Por calcinación pierde la plasticidad, propiedad en la que se basa el arte cerámico. La identificación de los minerales arcillosos depende fundamentalmente del análisis térmico y de los rayos X. Las arcillas se encuentran dentro de la clase mineral de los silicatos.

##### 2.1.1.- Silicatos.

La clase mineral de los silicatos es la más importante que cualquier otra clase, puesto que son silicatos casi un 25 % de los minerales conocidos y cerca del 40 % de los más corrientes. La unidad fundamental de la estructura de todos los silicatos consta de cuatro iones de oxígeno situados en los vértices de un tetraedro regular que rodea al ión silicio tetravalente y coordinado por éste. Cada ión de oxígeno, puede unirse a otro ión silicio y entrar en otra agrupación tetraédrica, en la que los grupos tetraédricos están unidos por los oxígenos compartidos (polimerización). Esta capacidad de polimerización es el origen de la gran variedad de estructuras de silicatos que existen.

Respecto a la sustitución iónica del silicio por parte de otros elementos, el aluminio tiene una coordinación 4 o 6 con el oxígeno. Los iones  $Mg^{2+}$ ,  $Fe^{2+}$ ,  $Fe^{3+}$ ,  $Mn^{2+}$ ,  $Al^{3+}$  y  $Ti^{4+}$ , tienen la tendencia a entrar en las estructuras de los silicatos con coordinación 6

---

con respecto al oxígeno. En este caso figuran incluidos iones divalentes, trivalentes y tetravalentes, todos ellos tienen las mismas exigencias especiales y, por lo tanto, tienden a ocupar posiciones atómicas del mismo tipo. La sustitución iónica es frecuente y amplia entre elementos que están agrupados juntos en la Tabla Periódica de los Elementos Químicos.

### 2.1.2.- Clasificación de los silicatos.

**Nesosilicatos:** Los tetraedros  $\text{SiO}_4$ , comunes a todas las estructuras de silicatos, solo están unidos entre sí con **enlaces iónicos** por medio de cationes intersticiales y sus estructuras dependen, principalmente, del tamaño y carga de estos cationes. El empaquetamiento atómico de las estructuras es generalmente denso, lo que hace que los minerales de este grupo tengan valores relativamente altos de peso específico y dureza. Como los tetraedros de  $\text{SiO}_4$  son independientes y no están ligados a cadenas o laminas, por ejemplo, el hábito cristalino es generalmente equidimensional y no existen direcciones pronunciadas en la exfoliación.

Ejemplos: olivino, granate, fenaquita, circón,  $\text{Al}_2\text{SiO}_5$  y humita.

**Sorosilicatos:** Se caracterizan por la presencia de grupos tetraédricos dobles, aislados, formados por dos tetraedros  $\text{SiO}_4$  que comparten un oxígeno en el vértice común. La proporción silicio-oxígeno resultante de esta disposición es 2:7.

Ejemplos: hemimorfita, lawsonita y epidota.

**Ciclosilicatos:** Si se conectan más de dos tetraedros se forman estructuras cerradas en forma de anillo de composición general  $\text{Si}_x\text{O}_{3x}$ . Los anillos cuádruples poseen la composición  $\text{Si}_4\text{O}_{12}$ .

Ejemplos: berilo, cordierita y turmalina.

**Inosilicatos:** Los tetraedros  $\text{SiO}_4$  pueden estar enlazados formando cadenas al compartir oxígenos con los tetraedros adyacentes. Estas cadenas sencillas pueden unirse después lateralmente, compartiendo más oxígenos de algunos de los tetraedros

---

para formar bandas o cadenas dobles. En la estructura de cadenas sencillas, dos de los cuatro oxígenos de cada tetraedro son compartidos con los tetraedros vecinos, dando ello una relación Si:O = 1:3. En la estructura de bandas, la mitad de los tetraedros comparten tres oxígenos y la otra mitad solo dos, con lo cual la relación es Si:O = 4:11.

Ejemplos: piroxenos, piroxenoides y anfíboles.

**Tectosilicatos:** En estos silicatos todos los iones oxígeno de cada tetraedro SiO<sub>4</sub> están compartidos con los tetraedros vecinos, dando lugar a una estructura con fuertes enlaces, en la que la relación Si:O es 1:2.

Ejemplos: sílice, feldespatos, feldespatoides, escapolitas y zeolitas.

**Sílice-SiO<sub>2</sub>:** Generalmente se presentan en forma de cristales, el tamaño de los ejemplares varía de muy grandes hasta los revestimientos cristalinos finísimos, formando drusas. Son comunes gran variedad de formas macizas, que van desde el cristalino de grano fino al criptocristalino. Pueden formar masas concrecionadas. Generalmente incoloro o blanco, pero frecuentemente coloreado por diversas impurezas. Propiedades físicas: Dureza (7), peso específico (2,7), fractura concoidea y brillo vítreo.

**Filosilicatos:** Todos los miembros de este grupo tienen hábito hojoso o escamoso y una dirección de exfoliación dominante. Son por lo general blandos, de peso específico relativamente bajo y las laminillas de exfoliación pueden ser flexibles e incluso elásticas. Todas estas peculiaridades características derivan del predominio en la estructura de la hoja de tetraedros SiO<sub>4</sub> de extensión indefinida. La mayor parte de los miembros de los filosilicatos son portadores de hidroxilos y tienen los grupos (OH)<sup>-</sup>, localizados en el centro de los anillos senarios de tetraedros, a la misma altura de los oxígenos de los vértices no compartidos en los tetraedros de SiO<sub>4</sub>.

Ejemplos: serpentinas, arcillas, mica y clorita.

---

### **2.1.3.- Grupo de los minerales arcillosos.**

La arcilla es un término petrográfico, y, como la mayoría de las rocas, está constituida por un cierto número de diferentes minerales en proporciones variables. La palabra arcilla se emplea con referencia a un material de grano fino, terroso, que se hace plástico al ser mezclado con algo de agua. Las técnicas de rayos X han demostrado que las arcillas están constituidas predominantemente por un grupo de sustancias cristalinas denominadas minerales de la arcilla, y que son, en esencia, silicatos aluminicos hidratados. En algunos de ellos, el aluminio está parcialmente sustituido por magnesio o hierro y los álcalis y alcalinotérreos pueden estar presentes como constituyentes esenciales. Aunque una arcilla puede estar formada por un único mineral de arcilla, por lo general hay varios de ellos mezclados con otros minerales tales como feldespatos, sílice, carbonatos y micas.

La parte principal de las arcillas está formada por hidrosilicatos de alúmina. El punto de fusión de las arcillas se halla entre los límites de 1150 °C hasta 1785 °C. La composición química de las arcillas varía desde aquéllas que se aproximan a los minerales puros de la arcilla hasta las que contienen agregados de hidróxido de hierro, sulfuro de hierro, arena, carbonato de calcio, etc. El hidróxido de hierro es el componente colorante más frecuente de las arcillas. La arcilla sin impurezas es de color blanco.

#### **2.1.3.1.- Caolinita ( $2\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ).**

Se encuentra generalmente en masas arcillosas, tanto compactas como sueltas, de color blanco a menudo se presenta con diversos colores, debido a las impurezas; generalmente untuoso y plástico. La caolinita muestra pocas variaciones en su composición mineralógica. Presenta la siguiente composición teórica:  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (39,5 %),  $\text{SiO}_2$  (46,5%) y  $\text{H}_2\text{O}$  (14,0%).

Sus principales propiedades físicas son: Dureza (2), peso específico (2,60), exfoliación basal perfecta y brillo generalmente terroso mate.

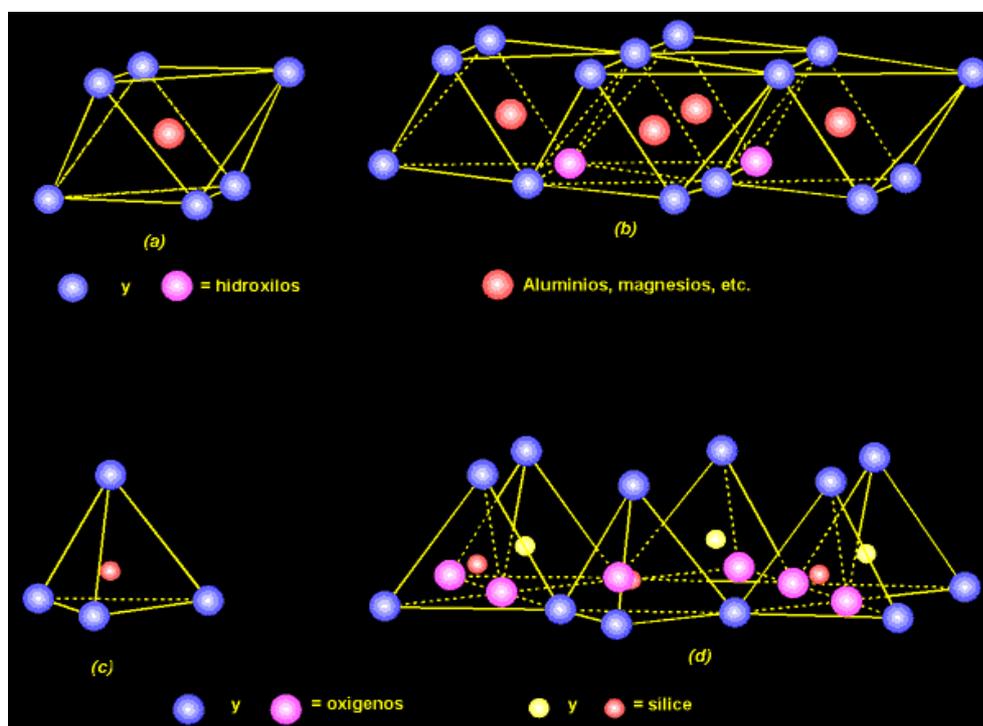
---

La caolinita es el principal constituyente del caolín o de la arcilla. Es un mineral de origen súper-génico, que se produce por la meteorización o alteración hidrotérmica de los silicatos de aluminio, particularmente feldspatos.

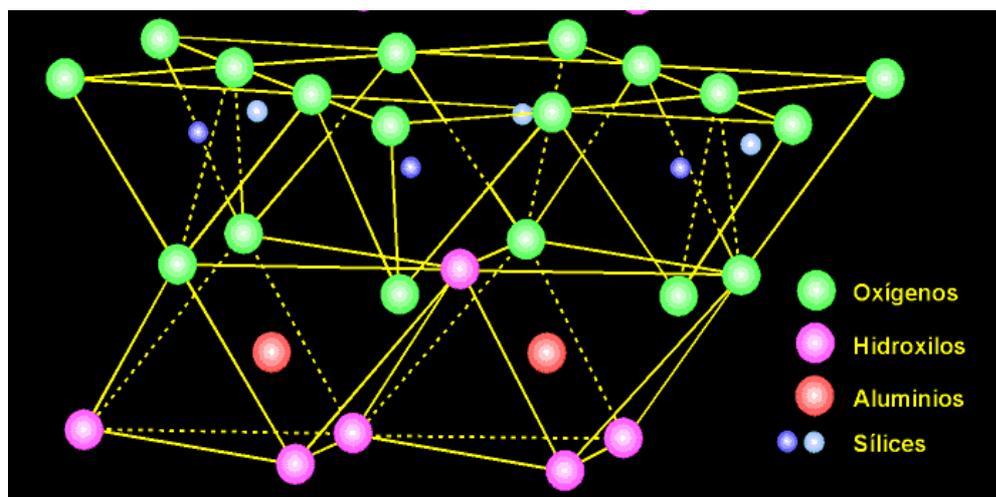
### Sistema de cristalización de la caolinita.

Pertenece al grupo del Caolín – Serpentina (bilaminares). Son silicatos monoclónicos. La estructura de este mineral consiste en una capa tetraédrica, cuyos centros están únicamente ocupados por silicio y otra capa octaédrica, en la que dos terceras partes de sus centros de coordinación están ocupados por aluminio (dioctaédrica). La compartición de oxígenos de tetraedros adyacentes (en el caso de las unidades tetraédricas), y de los hidroxilos de octaedros adyacentes (en el caso de las unidades octaédricas), produce una capa continua.

Las caolinitas contienen capas alternadas de octaedros y tetraedros, y son llamadas arcillas de dos capas. Propio de este grupo es la perfecta exfoliación basal en finísimas laminillas.



**Figura N° 2.** Estructura de las unidades básicas de las arcillas: (a) octaédrica, (b) capa octaédrica, (c) tetraédrica y (d) capa tetraédrica. (Fuente: [www.iio.ens.uabc.mx](http://www.iio.ens.uabc.mx)).



**Figura N° 3.** El sistema de cristalización de la caolinita es monoclinico.

(Fuente: [www.iio.ens.uabc.mx](http://www.iio.ens.uabc.mx) ).

En general la caolinita forma masas criptocristalinas en cristales tan solo visibles al microscopio electrónico, pues son muy pequeños, que pueden agregarse en escamas hexagonales flexibles, no elásticas.

#### **2.1.4.- Propiedades fisicoquímicas de las arcillas.**

Los minerales arcillosos presentan un tamaño reducido de partícula, y presencia de carga en su superficie, lo cual le otorga propiedades físico - químicas muy particulares: Retención y liberación de moléculas orgánicas e inorgánicas, capacidad para mantenerse dispersas o reunirse en agregados voluminosos, hinchamiento, etc.

Sus pequeñas dimensiones hacen que se comporte como un sistema coloidal cuando entra en contacto con agua, mientras que la presencia de cargas le permite atraer sustancias ubicadas en la solución en contacto con ellas. Estos minerales presentan cargas con dos orígenes diferentes: permanentes y dependientes de pH. Las cargas permanentes, constantes o estructurales se han generado, a través de los procesos geológicos, debido a sustituciones isomórficas en las estructuras cristalinas,

generalmente negativas debido al reemplazo de átomos de la estructura por otros de menor valencia (magnesio por aluminio, aluminio por silicio). Estas cargas resultan independientes del entorno del mineral. En los bordes, sin embargo, aparecen cargas que son dependientes del pH del medio y por lo tanto son variables. También, estas cargas surgen de la disociación de grupos superficiales.

Sólo se encuentran neutralizadas bajo una cierta condición de pH, denominada **pzc**: punto de carga cero (point of zero charge), que depende del tipo de enlace químico involucrado. Cuando el pH se eleva por encima del pzc, en un medio más alcalinizado, la superficie de borde adquiere carga negativa ( $\text{pH} > \text{pzc}$ ) mientras que al descender por debajo del pzc, en un medio más ácido, se vuelve positiva. Esto no implica que el valor de pzc sea neutro, dependiendo del grupo funcional implicado puede oscilar entre ácidos y alcalinos.

#### **2.1.4.1.- Capacidad de Intercambio Catiónico – CIC**

Como se mencionó previamente, en minerales de tipo arcilloso, las sustituciones isomórficas generan cargas permanentes negativas, mientras que el pH del medio circundante conduce al desarrollo de cargas en los bordes que pueden ser: negativas ( $\text{pH} > \text{pzc}$ ), positivas ( $\text{pH} < \text{pzc}$ ) o neutras ( $\text{pH} = \text{pzc}$ ).

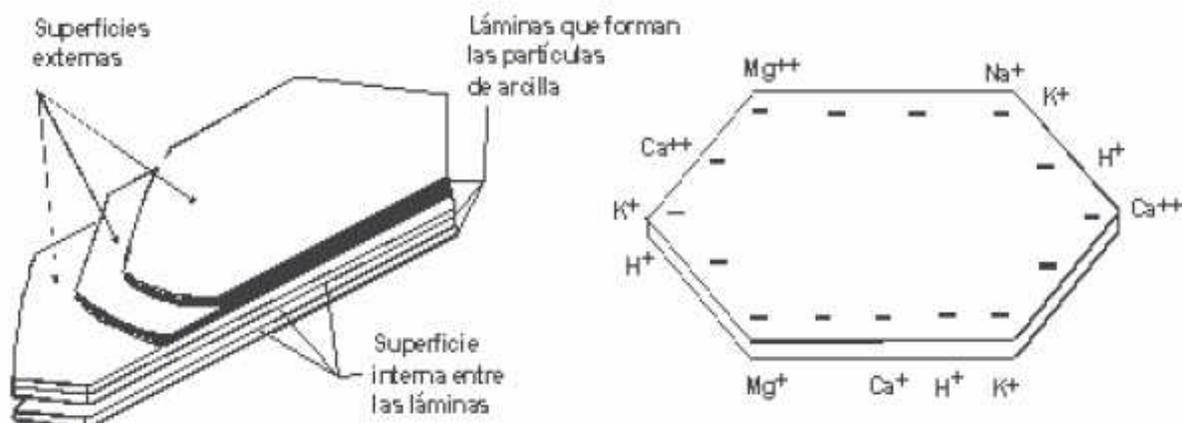
Las cargas presentes definirán el tipo de iones que se adsorberán sobre la superficie. Cuando prevalecen superficies cargadas negativamente, son los cationes los que tenderán a acercarse a ella, tal como se muestra en el esquema de formación de doble capa eléctrica. En este caso, los cationes ubicados en la región estructurada, son los que podrían evaluarse como cationes intercambiables, aunque no siempre esto pueda suceder, ya que un catión es intercambiable siempre y cuando pueda ser removido por otro. Los cationes orgánicos, que son atraídos sobre la superficie por fuerzas electrostáticas y también por fuerzas de Van der Waals, generalmente son capaces de desplazar a los cationes inorgánicos que se encuentren en el sistema.

---

Las causas de la capacidad de cambio de cationes de las arcillas son:

- Sustituciones atómicas dentro de la red.
- Existencia de bordes (superficies descompensadas).
- Disociación de los  $(OH)^-$  de las capas basales.
- Enlaces de Van der Waals.

En las arcillas, además en su superficie, los iones pueden entrar entre las láminas.



**Figura N° 4.** Estructura laminar de las arcillas, intercambio de cationes en sus capas.

(Fuente: [www.monografias.com](http://www.monografias.com)).

#### 2.1.5.- Empleo de la caolinita como materia prima en la fabricación de cemento.

Para fabricar cemento pueden utilizarse tanto minerales de origen natural como productos industriales. Como minerales de partida sirven sustancias minerales, que contienen los compuestos principales del cemento: cal, sílice, alúmina y óxido de hierro; los minerales que aportan estos compuestos son la caliza, la caolinita y la hematita; estos minerales no están puros por tanto presentan principalmente impurezas de sílice en cantidades controladas.

---

La arcilla caolinítica es la segunda materia prima importante para la fabricación de cemento. Este mineral aporta el compuesto de alúmina para la formación de dos de los compuestos cristalinos del clinker. También, las arcillas son los que aportan los compuestos alcalinos al cemento.

Luego de triturar, moler y clasificar estos minerales se obtiene el crudo (muestra fina), el cual es alimentado a un horno rotatorio en el cual por medio de un proceso de calcinación y sinterización (1420 °C), se obtiene el clinker (muestras gruesa). Finalmente el clinker junto con el yeso y/o puzolana se muelen para producir el tipo de cemento requerido. Las cantidades porcentuales aproximadas de los minerales para formar el clinker son los siguientes: caliza 92 %, arcilla caolinítica 4 % y hematita 4 %.

#### **2.1.5.1.- Fases minerales del clinker en el cemento portland.**

El clinker de cemento portland contiene, de modo aproximado, los siguientes compuestos químicos:

**Tabla N° 1:** Composición porcentual del clinker.

(Fuente: Manual Tecnológico del Cemento – Walter Duda).

<b>Compuestos</b>	<b>Cantidad (%)</b>
CaO	58-67
SiO <sub>2</sub>	16-26
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	4-8
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2-5
MgO	1-5
SO <sub>4</sub>	0,1-2,5
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0-1,5
K <sub>2</sub> O + Na <sub>2</sub> O	0-1
TiO <sub>2</sub>	0-0,5

---

Los minerales del clinker no son una combinación pura, sino son fases de cristales mixtos que contienen los compuestos de otras fases, en pequeñas cantidades, en enlace cristalino, así como también a las restantes sustancias químicas que acompañan al clinker, incapaces de formar fases autónomas. Los principales componentes cristalinos del clinker son los siguientes:

**Tabla N° 2:** Composición mineralógica del clinker.

(Fuente: Manual Tecnológico del Cemento – Walter Duda).

<b>Designación</b>	<b>Fórmula</b>	<b>Abreviatura</b>
Silicato tricálcico (alita)	$3\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	$\text{C}_3\text{S}$
Silicato dicálcico (belita)	$2\text{CaO} \cdot \text{SiO}_2$	$\text{C}_2\text{S}$
Aluminato tricálcico	$3\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3$	$\text{C}_3\text{A}$
Ferrito aluminato tetracálcico	$4\text{CaO} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot \text{Fe}_2\text{O}_3$	$\text{C}_4\text{AF}$

- La alita ( $\text{C}_3\text{S}$ ), es el principal y decisivo mineral del clinker para sus cualidades de resistencia inicial. De la alita se conocen seis modificaciones, en el clinker solo aparecen dos modificaciones a alta temperatura, que son estabilizadas por la presencia de átomos extraños a ella.
- La belita ( $\text{C}_2\text{S}$ ), este mineral determina el incremento de la resistencia conforme pasa el tiempo, fundamentalmente es la modificación beta (b) del  $\text{C}_2\text{S}$ . La belita se endurece mucho más lentamente que la alita; sin embargo, después de largos plazos, alcanza la misma resistencia de aquella.
- El aluminato tricálcico ( $\text{C}_3\text{A}$ ), reacciona muy rápidamente con el agua; sin embargo, no posee ninguna propiedad hidráulica destacable, aunque eleva la resistencia inicial del cemento en combinación con los silicatos.
- El ferrito aluminato tetracálcico ( $\text{C}_4\text{AF}$ ), contribuye poco al endurecimiento hidráulico del cemento.

La adición de yeso ( $\text{CaSO}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ ), mejora la hidratación del cemento durante su utilización. También, la adición de puzolana ( $\text{SiO}_2$ ), mejora la resistencia física y química del cemento.

### 2.1.5.2.- Módulos del cemento.

Son parámetros operativos que se controlan constantemente para obtener los diferentes tipos de cemento, estos parámetros deben de cumplir con normas establecidas los cuales al final determinarán la calidad del cemento producido.

Estos módulos se obtienen al relacionar las cantidades porcentuales de los principales compuestos del cemento como son: cal (CaO), alúmina (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), sílice (SiO<sub>2</sub>) y hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). Los principales módulos son los siguientes:

- Módulo hidráulico (**HM**), los cementos de buena calidad tienen un módulo hidráulico del orden de 2. Los cementos con  $HM < 1,7$  suelen presentar resistencias mecánicas bajas; los cementos con  $HM > 2,4$  no presentan un volumen estable.

$$HM = CaO / (SiO_2 + Al_2O_3 + Fe_2O_3)$$

- Módulo de silicatos (**SM**), el valor del módulo de silicatos varía entre 1,9 y 3,2. Los valores favorables están entre 2,2 y 2,6. Un módulo de silicato creciente implica empeoramiento de las condiciones de cocción del clinker por descenso de la fase líquida y baja tendencia a la formación de costra; también, el fraguado y el endurecimiento se vuelve lento. Si el módulo es decreciente crece la cantidad de la fase líquida, esto condiciona la buena aptitud a la cocción del clinker y a la formación de la costra.

$$SM = SiO_2 / (Al_2O_3 + Fe_2O_3)$$

- Módulo de alúmina (**TM**), el módulo de alúmina exhibe valores entre 1,5 y 2,5. Hay cementos con contenidos bajos en alúmina con módulos de alúmina por debajo de 1,5 (llamados ferro-cementos). El módulo de alúmina es decisivo para la composición de la fase líquida del clinker. Un módulo de alúmina alto para módulo de silicato bajo da como resultado, entre otras cosas, un cemento de fraguado rápido ya que exige mayor cantidad de yeso para su regulación.

$$TM = Al_2O_3 / Fe_2O_3$$

## **CAPÍTULO III**

### **CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL INVESTIGADO**

#### **3.1.- Identificación del mineral.**

Luego de manipular y realizar un examen visual a estos minerales arcillosos se determinan algunas propiedades físicas y organolépticas, las cuales son:

- Se presenta en forma masiva.
- Su dureza es relativamente baja, se raya con la uña.
- Presenta una densidad relativamente baja  $2,67 \text{ g/cm}^3$  (método de la botella de Le Chatellier, página N° 68).
- La fractura es terrosa.
- Su coloración es una mezcla de varios colores: amarillo, marrón y rojo.
- La raya es de color marrón-rojiza.
- Presenta un brillo mate.

Al tacto es polvoriento, terroso y untuoso. También, mancha como una tiza y huele a tierra mojada.

#### **3.2.- Composición mineralógica del mineral.**

Para determinar la composición mineralógica del mineral se utilizaron tres métodos de análisis químicos, son los siguientes:

- **Difracción de rayos X.**
  - **Gravimetría y Volumetría.**
  - **Fluorescencia de rayos X.**
-

A continuación se muestran las composiciones mineralógicas obtenidas en las arcillas marginales y en las arcillas procesadas, mediante los tres métodos analíticos mencionados:

### 3.2.1.- Análisis químico por Difracción de rayos X.

Con el análisis químico por Difracción de rayos X, se pueden realizar análisis químicos cualitativos y semi-cuantitativos. En la presente investigación se utilizó este método para determinar todos los minerales presentes en las muestras de cabeza ó arcilla marginal del lote N° 1 (sectores A y B). También se analizaron las muestras de arcilla procesada y recuperada.

**Tabla N° 3.** Composición mineralógica de la muestra de cabeza de la arcilla marginal del lote N° 1 – sectores A, B y C.

Mineral	Fórmula química
Sílice	SiO <sub>2</sub>
Caolinita	2SiO <sub>2</sub> .Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .2H <sub>2</sub> O
Hematita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Anatasa	TiO <sub>2</sub>
Muscovita	(K,Na)(Al,Mg,Fe) <sub>2</sub>

**Interpretación:** Se trata de un mineral de arcilla caolinítica que contiene como impurezas minerales de sílice, hematita, anatasa y muscovita. Según el difractograma (grafico N° 1), las cantidades porcentuales de cada mineral varían de acuerdo a la siguiente serie: sílice>caolinita>hematita>anatasa>moscovita. Es decir, hay mayor cantidad de sílice que de caolinita y así sucesivamente; según los resultados de la difracción (página N° 155 de los apéndices), no se obtienen valores exactos por tratarse de un análisis semi – cuantitativo, las intensidades obtenidas en el difractograma son relativas y no absolutas como es el caso de un análisis cuantitativo por fluorescencia.

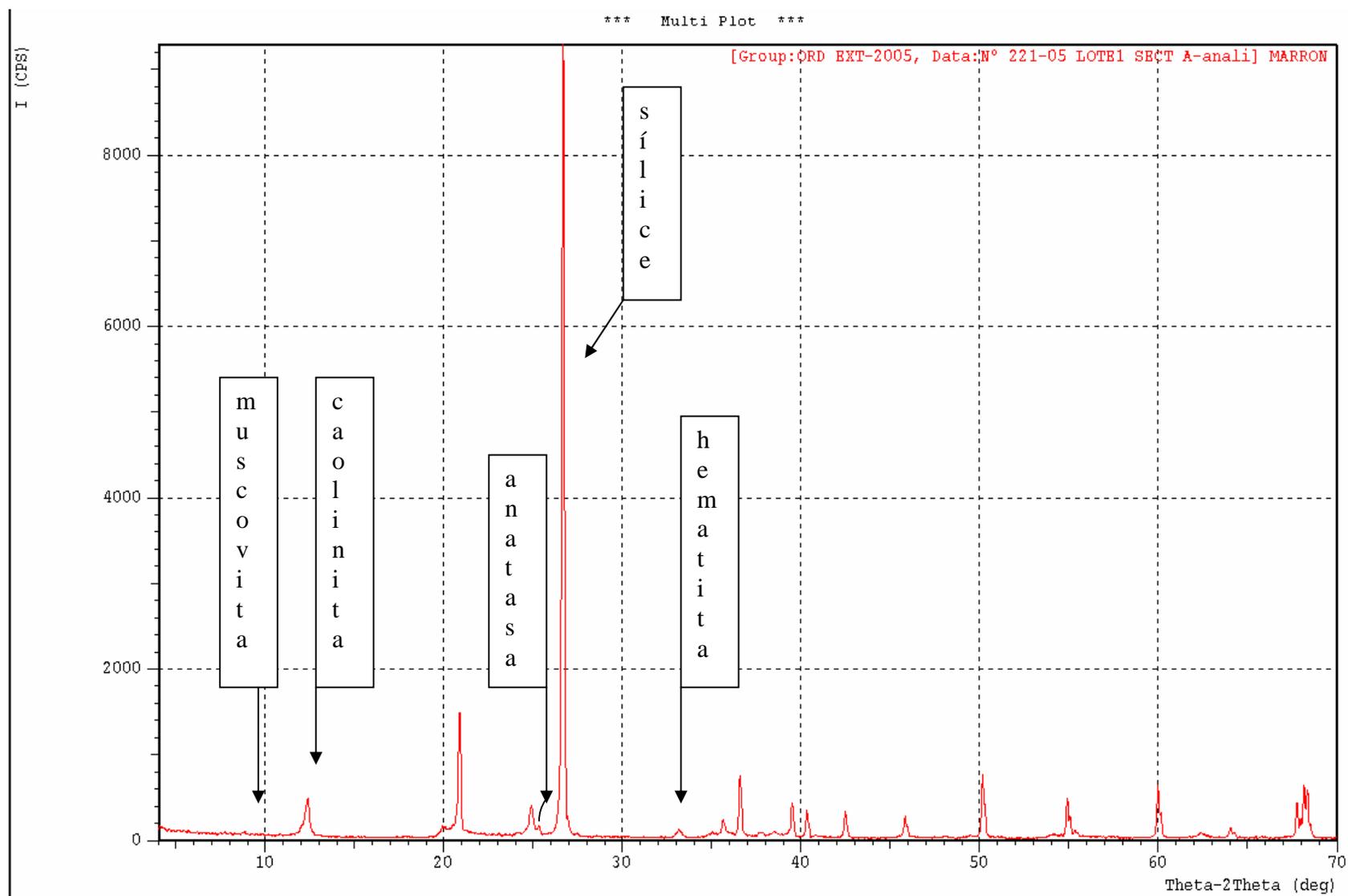
**Tabla N° 4.** Composición mineralógica de la muestras de arcilla caolinítica procesada y recuperada del lote N° 1 – sectores A y B.

Mineral	Fórmula química
Sílice	SiO <sub>2</sub>
Caolinita	2SiO <sub>2</sub> .Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .2H <sub>2</sub> O
Hematita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Anatasa	TiO <sub>2</sub>
Muscovita	(K,Na)(Al,Mg,Fe) <sub>2</sub>

**Interpretación:** Se trata de un mineral de arcilla caolinítica que contiene como impurezas minerales de sílice, hematita, anatasa y muscovita. Según el difractograma (gráfico N° 2), las cantidades de cada mineral varían de acuerdo a la siguiente serie: sílice>caolinita>hematita>anatasa>muscovita. Es decir, hay mayor cantidad de sílice que de caolinita y así sucesivamente; según los resultados de la difracción (página N° 155 de los apéndices), no se obtienen valores exactos por tratarse de un análisis semi – cuantitativo, las intensidades obtenidas en el difractograma son relativas y no absolutas como es el caso de un análisis cuantitativo por fluorescencia.

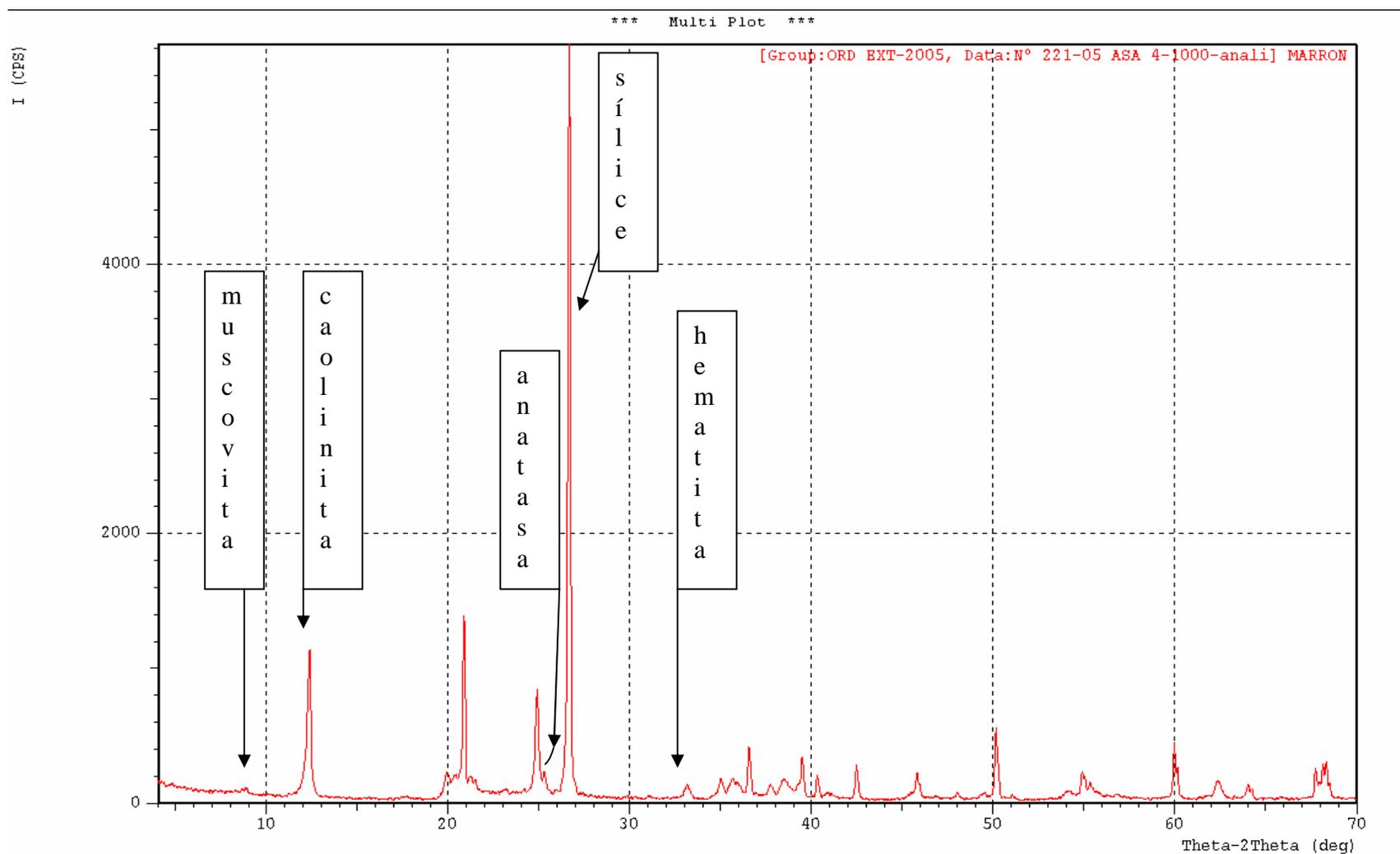
La diferencia entre las tablas N° 3 y N° 4, es que la cantidad de caolinita aumenta y la de sílice disminuye significativamente por efectos de ambos métodos de procesamiento.

Gráfico N° 1.



Difractograma de las muestras de arcilla marginal de los sectores A, B y C. Tubo de cobre, energía de 40 kV y 30 mA. (Fuente: INGEMMET).

Gráfico N° 2.



Difractograma de las muestras de arcilla recuperada de los sectores A y B. Tubo de cobre, energía de 40 kV y 30 mA. (Fuente: INGEMMET).

### 3.2.2.- Análisis químico por vía clásica húmeda – Gravimetría y Volumetría.

Con el análisis químico por Vía clásica húmeda – Gravimetría y Volumetría, se pueden realizar análisis químicos cualitativos y cuantitativos. En la presente investigación se utilizó este método para determinar los 3 compuestos principales de las muestras de arcilla marginal y de las muestras de arcilla procesada.

Los 3 componentes principales de las muestras de arcilla caolinítica determinados por este método son: SiO<sub>2</sub> (sílice), Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (alúmina) y Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (hematita). No se hicieron más determinaciones de los componentes secundarios del mineral, porque sus cantidades son muy bajas y sobre todo porque estos compuestos se pueden determinar con el método de fluorescencia, con lo cual se reducen los costos económicos de la investigación.

Para la determinación de los porcentajes en peso de los principales minerales presentes en las muestras se hizo uso de la composición teórica de la caolinita. La caolinita pura (2SiO<sub>2</sub>.Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.2H<sub>2</sub>O), contiene 46,5 % de sílice (SiO<sub>2</sub>), 39,5 % de alúmina (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) y 14,0 % de agua (H<sub>2</sub>O).

Se emplea la siguiente ecuación:

$$P = 100 \cdot (L / Lc)$$

Donde:

**P:** es la ley teórica de caolinita en la muestra de mineral (%).

**L:** es la ley analizada del compuesto (sílice ó alúmina) en la muestra de mineral (%).

**Lc:** es la ley teórica del compuesto (sílice ó alúmina) en la caolinita (%).

**Se** debe de considerar que algunos compuestos químicos ó moléculas pueden existir en forma cristalina individual; es lo que sucede con la sílice (SiO<sub>2</sub>), porque puede formar parte de un mineral como la caolinita y a su vez puede ser una sustancia pura ó mineral. Lo mismo sucede con la hematita aunque no forme parte del mineral de caolinita.

---

Se presentan los análisis efectuados a las muestras de cabeza de la arcilla marginal; los demás análisis se muestran en los resultados (Capítulo V).

**Tabla N° 5.** Composición mineralógica de la muestra de cabeza de la arcilla marginal del lote N° 1 – sector A.

Compuesto	Ley (%)	Mineral	Ley (%)
SiO <sub>2</sub>	77,6	Sílice	62,8
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>12,6</b>	Caolinita	32,0
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,6	Hematita	3,6

**Interpretación:** Se determina que la ley de alúmina de la arcilla marginal del sector A es muy baja 12,6 %, siendo la ley mínima requerida de 23 % de alúmina. También se determina que la ley de sílice es muy alta 77,6 %. Respecto a la ley de hematita, no es determinante en la calificación de la arcilla; lo normal es que no pase del 10 %.

**Tabla N° 6.** Composición mineralógica de la muestra de cabeza de la arcilla marginal del lote N° 1 – sector B.

Compuesto	Ley (%)	Mineral	Ley (%)
SiO <sub>2</sub>	74,0	Sílice	59,7
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>12,1</b>	Caolinita	30,6
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,9	Hematita	3,9

**Interpretación:** Se determina que la ley de alúmina de la arcilla marginal del sector B es muy baja 12,1 %, siendo la ley mínima requerida de 23 % de alúmina. También se determina que la ley de sílice es muy alta 74,0 %. Respecto a la ley de hematita, no es determinante en la calificación de la arcilla; lo normal es que no pase del 10 %.

**Tabla N° 7.** Composición mineralógica de la muestra de cabeza de la arcilla marginal del lote N° 1 – sector C.

<b>Compuesto</b>	<b>Ley (%)</b>	<b>Mineral</b>	<b>Ley (%)</b>
SiO <sub>2</sub>	73,0	Sílice	61,3
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>10,0</b>	Caolinita	25,3
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,8	Hematita	5,8

**Interpretación:** Se determina que la ley de alúmina de la arcilla marginal del sector C es muy baja 10,0 %, siendo la ley mínima requerida de 23 % de alúmina. También se determina que la ley de sílice es muy alta 73,0 %. Respecto a la ley de hematita, no es determinante en la calificación de la arcilla; lo normal es que no pase del 10 %.

También, se da un ejemplo de la composición mineralógica de la muestra cabeza de la arcilla caolinítica que es suministrada y utilizada como materia prima en la Planta de cemento. Esta arcilla proviene de la cantera de arcilla de buena ley de caolinita y por consiguiente buena ley de alúmina (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>).

**Tabla N° 8.** Composición mineralógica de la arcilla caolinítica utilizada como materia prima.

<b>Compuesto</b>	<b>Ley (%)</b>	<b>Mineral</b>	<b>Ley (%)</b>
SiO <sub>2</sub>	51,4	Sílice	20,7
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>26,1</b>	Caolinita	66,1
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	7,3	Hematita	7,3

**Interpretación:** Se determina que la ley de alúmina de la arcilla de la cantera es alta (26,1 %) y es superior a la ley mínima requerida que es de 23 % de alúmina. También, se determina que la ley de sílice (51,4 %) presenta un valor medio. En ambos casos se diferencian significativamente de las arcillas marginales.

### 3.2.3.- Análisis químico por Fluorescencia de rayos X.

Con el análisis químico por Fluorescencia de rayos X, se pueden realizar análisis químicos cualitativos y cuantitativos. En la presente investigación se utilizó este método para determinar todos los compuestos presentes en las muestras de mineral de cabeza y en las muestras procesadas.

La restricción de este método radica en el análisis del compuesto principal de la arcilla caolinítica, que es la alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ). Este compuesto debe de tener un porcentaje mayor o igual a 20 %, esta limitación es debida a las leyes de la muestra patrón de arcilla caolinítica que utiliza el Espectrómetro. Es por esta razón que no se deben considerar las leyes de los componentes primarios ó principales de las muestras de arcilla caolinítica cuyo contenido de alúmina sea menor a 20 %. Sin embargo, el análisis de los componentes secundarios de estas arcillas es independiente de esta restricción por lo que sí se consideran en los análisis.

Los 3 componentes principales determinados por este método de las muestras de arcilla caolinítica son:  $\text{SiO}_2$  (sílice),  $\text{Al}_2\text{O}_3$  (alúmina) y  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  (hematita).

Los 7 componentes secundarios determinados por este método de las muestras de arcilla caolinítica son:  $\text{CaO}$  (cal),  $\text{MgO}$  (óxido de magnesio),  $\text{SO}_4$  (sulfato),  $\text{Na}_2\text{O}$  (álcali de sodio),  $\text{K}_2\text{O}$  (álcali de potasio),  $\text{TiO}_2$  (anatasa) y  $\text{P}_2\text{O}_5$  (fosfato).

A continuación se presentan los análisis efectuados a las muestras de arcilla procesada; los demás análisis se muestran en los resultados (Capítulo V).

---

**Tabla N° 9.** Composición mineralógica de la muestra de arcilla caolinítica recuperada (sector A), mediante el proceso de molienda y clasificación (4 min).

<b>Compuesto</b>	<b>Ley (%)</b>
SiO <sub>2</sub>	65,50
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>20,80</b>
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	5,6
CaO	0,01
MgO	0,16
SO <sub>4</sub>	0,45
Na <sub>2</sub> O	0,01
K <sub>2</sub> O	0,41
TiO <sub>2</sub>	1,91
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,08

**Interpretación:** Se determina que luego del proceso de molienda y clasificación la ley de alúmina se incrementa hasta 20,80 % y la ley de sílice disminuye notablemente hasta 65,50 %, respecto a las muestras de cabeza. La ley de hematita se mantiene baja. Las leyes de las impurezas (CaO, TiO<sub>2</sub> y P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) y los contaminantes (MgO, SO<sub>4</sub>, Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O), están dentro de los límites permisibles.

Los **límites máximos permisibles** de los contaminantes son de 2 % para el MgO y SO<sub>4</sub>, y 1 % para el Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O. Esta muestra de arcilla caolinítica se obtiene en el rebose del hidrociclón (D4) luego de realizar las pruebas de clasificación para cuatro minutos de molienda.

**Donde:**

SiO<sub>2</sub> = sílice.

CaO = óxido de calcio.

SO<sub>4</sub> = sulfato.

Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = alúmina.

MgO = óxido de magnesio.

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> = fosfato.

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = hematita.

Na<sub>2</sub>O = óxido de sodio.

TiO<sub>2</sub> = anatasa.

K<sub>2</sub>O = óxido de potasio.

**Tabla N° 10.** Composición mineralógica de la muestra de arcilla caolinítica recuperada (sector B), mediante el proceso de molienda y clasificación (4 min).

<b>Compuesto</b>	<b>Ley (%)</b>
SiO <sub>2</sub>	59,47
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	<b>19,60</b>
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	6,61
CaO	1,86
MgO	0,93
SO <sub>4</sub>	0,44
Na <sub>2</sub> O	0,01
K <sub>2</sub> O	0,59
TiO <sub>2</sub>	1,58
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,28

**Interpretación:** Se determina que luego del proceso de molienda y clasificación la ley de alúmina se incrementa hasta 19,60 % y la ley de sílice disminuye notablemente hasta 59,47 %, respecto a las muestras de cabeza. La ley de hematita se mantiene baja. Las leyes de las impurezas (CaO, TiO<sub>2</sub> y P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>) y los contaminantes (MgO, SO<sub>4</sub>, Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O), están dentro de los límites permisibles.

Los **límites máximos permisibles** de los contaminantes son de 2 % para el MgO y SO<sub>4</sub>, y 1 % para el Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O. Esta muestra de arcilla caolinítica se obtiene en el rebose del hidrociclón luego de realizar las pruebas de clasificación para cuatro minutos de molienda.

**Donde:**

SiO<sub>2</sub> = sílice.

CaO = óxido de calcio.

SO<sub>4</sub> = sulfato.

Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = alúmina.

MgO = óxido de magnesio.

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> = fosfato.

Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = hematita.

Na<sub>2</sub>O = óxido de sodio.

TiO<sub>2</sub> = anatasa.

K<sub>2</sub>O = óxido de potasio.

**Tabla N° 11.** Composición mineralógica de los componentes secundarios de la muestra de cabeza de la arcilla caolinítica (sector C).

Compuesto	Ley (%)
CaO	2,45
MgO	0,78
SO <sub>4</sub>	0,06
Na <sub>2</sub> O	0,01
K <sub>2</sub> O	1,87
TiO <sub>2</sub>	0,96
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,18

**Interpretación:** Se determina que esta muestra presenta un exceso de contaminante de álcali de potasio 1,87 % (K<sub>2</sub>O), mucho mayor al límite permisible. Esta es la razón por la cual no se realizó pruebas de molienda con este mineral.

Los **límites máximos permisibles** de los contaminantes son de 2 % para el MgO y SO<sub>4</sub>, y 1 % para el Na<sub>2</sub>O y K<sub>2</sub>O.

**Donde:**

CaO = óxido de calcio.

SO<sub>4</sub> = sulfato.

MgO = óxido de magnesio.

P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> = fosfato.

Na<sub>2</sub>O = óxido de sodio.

TiO<sub>2</sub> = anatasa.

K<sub>2</sub>O = óxido de potasio.

## CAPÍTULO IV

### PRUEBAS EXPERIMENTALES

#### 4.1.- Proceso de Dispersión de la Caolinita y la Sílice.

Para efectuar este proceso primero se tuvo que triturar y pulverizar las muestras de arcilla caolinítica de los sectores A y B, hasta obtener 2 muestras 100 % -150  $\mu\text{m}$  y 100 % -90  $\mu\text{m}$  para ambos sectores. De acuerdo a consideraciones teóricas las arcillas presentan una granulometría menor a 10  $\mu\text{m}$ . Las partículas de sílice están distribuidas hasta el tamaño de corte (150 ó 90  $\mu\text{m}$ ).

De acuerdo a la teoría del método de Dispersión y Sedimentación se concluye lo siguiente:

- Las partículas de arcilla y de sílice presentan cargas superficiales negativas las cuales varían dependiendo del pH del líquido en la cual están suspendidas. Estas cargas del mismo signo provocan que las partículas se repelan unas a otras evitando su atracción. Para variar la intensidad de estas fuerzas repulsivas se necesita adicionar a la suspensión, reactivos modificadores del pH.
  - La presencia de iones disueltos en el líquido genera la formación de la doble capa de cargas eléctricas alrededor de las partículas; esta doble capa eléctrica formada incrementa notablemente repulsión entre las partículas. La primera capa ó capa compacta se forma con cationes disueltos, la segunda capa ó capa difusa esta formada por cationes y aniones disueltos. El potencial generado entre la capa compacta y la capa difusa se denomina potencial zeta el cual varía dependiendo de las condiciones del líquido. La variación de este potencial depende también, del pH del líquido y de los iones formadores de la doble capa eléctrica en las partículas.
-

Según consideraciones teóricas de la figura N° 3 (Apéndices), los potenciales de carga cero (pzc) ó punto de carga cero, de la caolinita y de la sílice se dan a pH = 4,2 y pH = 1,9 respectivamente. De acuerdo a estos valores al incrementar el pH se aumentará la carga superficial negativa de la caolinita y de la sílice principalmente

En la presente investigación el líquido inicial fue agua destilada con un pH de 7,5 con un mínimo contenido de iones disueltos. Con este valor se determina que las partículas presentan cargas negativas y por consiguiente se repelen. Sin embargo, estas fuerzas repulsivas aún son débiles por tratarse de cargas negativas, lo que se busca es una repulsión con cargas positivas mediante la formación de la doble capa de cargas eléctricas. Para obtener estas condiciones se incrementará el pH y se añadirán cationes enérgicos al líquido. El incremento de la carga superficial negativa favorecerá la adsorción de estos cationes enérgicos los cuales al formar la doble capa eléctrica aumentarán notablemente las fuerzas repulsivas y por consiguiente también el grado de dispersión después de agitar la suspensión.

Las condiciones planteadas se obtienen al disolver carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ), en la suspensión. Este reactivo soluble libera aniones  $\text{CO}^{2-}$  los cuales incrementan el pH entre 8 y 9, y liberan cationes enérgicos  $\text{Na}^+$  los cuales formarán la doble capa eléctrica en las partículas de sílice y caolinita. La dispersión de las partículas se producirá luego de agitar la suspensión por espacio de una hora, durante la agitación se disolverá el carbonato de sodio. También, los cationes sodio  $\text{Na}^+$  por ser bastante enérgicos desplazan a los cationes débilmente ligados en los espacios ínter laminares de las arcillas los cuales permiten la ligazón de la arcilla a la sílice. Con este desplazamiento de cationes se produce la liberación de la arcilla durante la dispersión. Las suspensiones que contienen proporciones altas de sodio en la doble capa eléctrica tienden a permanecer dispersos. El ión sodio ( $\text{Na}^+$ ) tiende a dispersar y/o deflocular a la arcilla.

El incremento de las fuerzas repulsivas por efectos de la formación de la doble capa eléctrica, también se manifiesta por el aumento del potencial zeta y de la barrera de energía repulsiva.

---

#### 4.2.- Proceso de Sedimentación de la Sílice.

La sílice liberada es una mezcla de partículas gruesas (+38  $\mu\text{m}$ ) y partículas finas (-38  $\mu\text{m}$ ). La sílice por estar constituida en mayor proporción de partículas gruesas es la que sufrirá principalmente el fenómeno de la sedimentación por efectos de su mayor diámetro de partícula ó granulometría respecto de la caolinita y por efecto de su mayor densidad. Es por estas razones que la velocidad y tiempo de sedimentación calculados de la sílice ( $\text{SiO}_2$ ), son más rápidos que los de la arcilla. Se debe de considerar que una significativa cantidad de caolinita sedimentará junto con la sílice debido a la falta de liberación del mineral original; también, una cierta cantidad de sílice fina (-38  $\mu\text{m}$ ) en la fase dispersa, no sedimentará debido a un insuficiente tiempo de sedimentación.

**Tabla N° 12. Velocidad y tiempo de sedimentación de la sílice ( $\text{SiO}_2$ ).**

Tamíz N°	Diámetro de partícula $\mu\text{m}$	Diámetro de partícula cm	Radio de partícula cm	Velocidad de sedimentación cm/s	Tiempo de sedimentación s	Tiempo de sedimentación min
70	210	0,0210	0,01050	3,4488	14,5	0,2
100	<b>150</b>	0,0150	0,00750	1,7596	28,4	<b>0,5</b>
170	<b>90</b>	0,0090	0,00450	0,6334	78,9	<b>1,3</b>
200	75	0,0075	0,00375	0,4399	113,7	1,9
270	53	0,0053	0,00265	0,2197	227,6	3,8
400	38	0,0038	0,00190	0,1129	442,8	7,4
	<b>19</b>	0,0019	0,00095	0,0282	1771,1	<b>29,5</b>

**Tabla N° 13. Velocidad y tiempo de sedimentación de la caolinita ( $2\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ).**

Tamíz N°	Diámetro de partícula $\mu\text{m}$	Diámetro de partícula cm	Radio de partícula cm	Velocidad de sedimentación cm/s	Tiempo de sedimentación s	Tiempo de sedimentación min
400	38	0,0038	0,00190	0,1062	471,0	7,9
	30	0,0030	0,00150	0,0662	755,7	12,6
	19	0,0019	0,00095	0,0265	1884,0	31,4
	<b>10</b>	0,0010	0,00050	0,0074	6801,4	<b>113,4</b>
	<b>5</b>	0,0005	0,00025	0,0018	27205,6	<b>453,4</b>

Densidad (sílice):	2,70	$\text{g/cm}^3$	% sólidos peso (mineral):	<b>5</b>	%
Densidad (caolinita):	2,60	$\text{g/cm}^3$	% sólidos volumen (mineral):	1,933	%
Densidad (mineral):	2,67	$\text{g/cm}^3$	Densida (pulpa):	1,032	$\text{g/cm}^3$
Densidad (agua):	1,00	$\text{g/cm}^3$	Viscosidad (pulpa):	<b>0,0116</b>	$\text{g/cm}\cdot\text{s}$
Gravedad (G) :	980	$\text{cm/s}^2$	K (mineral):	0,625	
Viscosidad (agua):	0,0105	$\text{g/cm}\cdot\text{s}$			
Desplazamiento (d):	<b>50</b>	cm			

Los datos mostrados en estas tablas N° 12 y N° 13, son datos calculados teóricamente a partir de la ecuación de Stokes, que se tomaran como referencia para poder determinar un tiempo de sedimentación referencial en los ensayos con probetas. También, se demuestra que la sílice por tener una mayor densidad y ser de mayor granulometría que la arcilla, tiene un menor tiempo de sedimentación. Esto es, porque las arcillas por ser de granulometría muy fina ( $-10\ \mu\text{m}$ ), necesitan mayor tiempo para sedimentar. El fluido utilizado fue agua en una probeta de un litro.

Por lo tanto se concluye que debido a la diferencia de tiempos de sedimentación es posible separar la caolinita de la sílice; es decir, la caolinita se separaría de la sílice después de un determinado tiempo de sedimentación. Se considera un tamaño límite de  $19\ \mu\text{m}$  para la sílice porque presenta una granulometría principalmente gruesa ( $+38\ \mu\text{m}$ ).

#### **4.3.- Condiciones para las pruebas de Dispersión y Sedimentación.**

Para efectuar las pruebas se aplicaron las siguientes variables y parámetros de operación:

- Se usaron muestras cuyos tamaños fueron menores a 90 micrones (malla N° 170) y muestras menores a 150 micrones (malla N° 100).
  - El tiempo de agitación fue de 60 minutos para todas las pruebas.
  - Los tiempos de sedimentación fueron de 20 y 30 minutos.
  - Las cantidades de muestra fueron de 50, 75 y 100 g.
  - La cantidad de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) fue entre 0,3 y 1,5 g.
  - Los parámetros operacionales fueron los siguientes:
    - Dilución: 19:1.
    - Densidad del mineral:  $2,67\ \text{g/cm}^3$ .
    - Porcentaje de sólidos por peso: 5,0, 7,5 ó 10,0 %.
    - Densidad de pulpa: 1032, 1049 ó 1066 g/l.
    - pH de trabajo: 8,0 – 9,0
-

#### 4.4.- Condiciones para las pruebas de Molienda:

Para efectuar las pruebas de molienda se aplicaron las siguientes variables y parámetros de operación:

- Se usaron muestras cuyos tamaños fueron menores a 3000 micrones (malla N° 6).
- Los tiempos de molienda fueron de 2, 4, 6, 8, 10 y 12 minutos.
- La cantidad de muestra por molienda fue de 2 kg.
- La cantidad de agua por molienda fue de un litro.
- Los parámetros operacionales fueron los siguientes:
  - \* Dilución: 1:2.
  - \* Densidad del mineral: 2,67 g/cm<sup>3</sup>.
  - \* Porcentaje de sólidos: 66,7 %.
  - \* Densidad de pulpa: 1716 g/l.

#### 4.4.1.- Distribución y nivel de bolas del molino de Bond:

Tabla N° 14.

Distribución de bolas del molino de Bond 12''x12''.				
Diámetro mm	Peso g	Cantidad	Peso total kg	Peso %
37	204,0	45	9,2	44,2
30	107,2	70	7,5	36,1
25	66,9	10	0,7	3,2
19	28,2	71	2,0	9,6
15	15,2	94	1,4	6,9
total:			20,8	100,0

Nivel de bolas del molino de Bond 12''x12''.	
Diámetro externo del molino:	30,5 cm
Diámetro interno del molino:	27,9 cm
Longitud externa del molino:	30,5 cm
Longitud interna del molino:	27,9 cm
Volumen interno del molino:	17130,5 cm <sup>3</sup>
Volumen total de las bolas:	2661,5 cm <sup>3</sup>
Nivel de bolas:	16 %

Densidad de las bolas: 7,81 g/cm<sup>3</sup>.

#### 4.5.- Condiciones para las pruebas de clasificación.

Para efectuar las pruebas de clasificación se aplicaron las siguientes variables y parámetros de operación:

- Se usaron muestras cuyos tamaños fueron menores a 3000 micrones (malla N° 6).
- El tiempo de molienda fue de 4 minutos (51 y 52 % - malla N° 200).
- La cantidad de muestra por molienda fue de 2 kg.
- La cantidad de agua por molienda fue de un litro.
- Los parámetros operacionales para la molienda fueron los siguientes:
  - \* Dilución: 1:2.
  - \* Densidad del mineral: 2,67 g/cm<sup>3</sup> (calculado).
  - \* Porcentaje de sólidos: 66,7 %.
  - \* Densidad de pulpa: 1716 g/l.
- Los parámetros operacionales para la clasificación fueron los siguientes:
  - \* Dilución: 2,33:1.
  - \* Densidad del mineral: 2,67 g/cm<sup>3</sup>.
  - \* Porcentaje de sólidos del alimento: 30,0 %.
  - \* Densidad de pulpa del alimento: 1233 g/l.

##### 4.5.1.- Dimensiones del hidrociclón:

- Diámetro de la sección cilíndrica: 4 plg.
  - Diámetro del vortex: 1,2 plg.
  - Diámetro del ápex: 0,3 plg.
  - Diámetro del inlet: 1,0 plg.
-

## CAPÍTULO V

### RESULTADOS EXPERIMENTALES

#### 5.1.- Resultados de las pruebas de Dispersión y Sedimentación:

Se presentan los resultados de los balances de ensayos efectuados con la arcilla marginal, la arcilla caolinítica dispersada y la sílice sedimentada.

##### 5.1.1.- Resumen de resultados de los balances de ensayos.

**Tabla N° 15.** Arcilla del sector A.

Variables	Ley Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Recuperación Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	F.M.* (%)
100% - 90 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,3	62,3	100,2
100% - 90 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	19,2	62,3	94,8
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,2	58,5	93,7
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	22,1	55,2	96,7
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,6	50,5	82,8
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 20 minutos de sedimentación.	20,0	57,3	90,7
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,3	55,8	89,7
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 20 minutos de sedimentación.	19,0	62,7	94,6
100% - 150 µm, 75 g de muestra, 0,75 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,7	62,3	102,3
100% - 150 µm, 75 g de muestra, 1,0 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	21,9	53,2	92,4
100% - 150 µm, 100 g de muestra, 1,0 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	19,2	57,3	87,3
100% - 150 µm, 100 g de muestra, 1,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	17,5	63,7	88,7

Los análisis químicos fueron hechos por gravimetría y volumetría.

Tabla N° 16. Arcilla del sector B.

Variables	Ley Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Recuperación Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	F.M.* (%)
100% - 90 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	16,7	76,0	105,0
100% - 90 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	16,7	76,0	105,0
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	21,4	62,3	110,0
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,9	69,1	119,4
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,9	65,7	113,5
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,30 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 20 minutos de sedimentación.	19,8	70,1	114,4
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,9	66,6	115,0
100% - 150 µm, 50 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 20 minutos de sedimentación.	19,9	69,9	114,7
100% - 150 µm, 75 g de muestra, 0,45 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	19,9	73,8	121,2
100% - 150 µm, 75 g de muestra, 0,50 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	20,4	73,0	123,2
100% - 150 µm, 100 g de muestra, 0,60 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	18,5	73,1	111,9
100% - 150 µm, 100 g de muestra, 0,90 g de Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> y 30 minutos de sedimentación.	18,7	77,8	120,4

Los análisis químicos fueron realizados por gravimetría y volumetría.

\*F.M.: Es el factor metalúrgico.

El factor metalúrgico es un parámetro de evaluación que indica la relación que existe entre el producto de la ley de la alúmina de la arcilla recuperada por su recuperación entre la ley de alúmina de la arcilla marginal.

Se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$F.M. = (L_{\text{producto}} \cdot R_{\text{producto}}) / L_{\text{cabeza}}$$

Donde:

**F.M.:** es el factor metalúrgico (%).

**L<sub>producto</sub>:** es la ley de alúmina de la arcilla caolinítica recuperada (%).

**R<sub>producto</sub>:** es la recuperación de alúmina de la arcilla caolinítica recuperada (%).

**L<sub>cabeza</sub>:** es la ley de alúmina de la arcilla caolinítica marginal (%).

### 5.1.2.- Ecuaciones que relacionan a las variables operativas.

Las variables dependientes son: la ley, la recuperación y el factor metalúrgico de la alúmina ( $Al_2O_3$ ). Las variables independientes son: la cantidad de muestra, la cantidad de carbonato de sodio, la granulometría de la muestra y el tiempo de sedimentación de la sílice. Las ecuaciones se determinaron utilizando el programa Excel (autor: Microsoft).

Cálculo de la ecuación que relaciona convenientemente la ley de alúmina ( $Al_2O_3$ ) de la arcilla caolinítica recuperada y a las variables operativas. Arcilla del sector B.

**Análisis de Regresión Múltiple:** Ley versus granulometría, tiempo de sedimentación., peso de muestra y peso de carbonato de sodio ( $Na_2CO_3$ ).

La ecuación de la regresión múltiple es:

$$Ley = 8,820 + 0,073 \cdot \text{granulometría} + 0,123 \cdot \text{t.se dim entación} \\ - 0,045 \cdot \text{p.muestra} - 0,331 \cdot \text{p.Na}_2\text{CO}_3$$

$$r^2 = 0,983$$

Cálculo de la ecuación que relaciona convenientemente la recuperación de alúmina ( $Al_2O_3$ ) de la arcilla caolinítica recuperada y a las variables operativas. Arcilla del sector B.

**Análisis de Regresión Múltiple:** Recuperación versus granulometría, tiempo de sedimentación., peso de muestra y peso de carbonato de sodio ( $Na_2CO_3$ ).

La ecuación de la regresión múltiple es:

$$\text{Re cuperación} = 90,0 - 0,157 \cdot \text{granulometría} - 0,345 \cdot \text{t.se dim entación} \\ + 0,151 \cdot \text{p.muestra} + 7,390 \cdot \text{p.Na}_2\text{CO}_3$$

$$r^2 = 0,842$$

## 5.2.- Resultados de las pruebas de Molienda.

Estas pruebas se realizaron utilizando las siguientes denominaciones: Los tamaños gruesos se refieren a las granulometrías mayores a la malla N° 400 (+38  $\mu\text{m}$ ). Los tamaños finos se refieren a las granulometrías menores a la malla N° 400 (-38  $\mu\text{m}$ ).

### 5.2.1.- Resumen de resultados de los análisis granulométricos.

**Tabla N° 17.**

<b>RESULTADOS GRANULOMÉTRICOS DE LAS MUESTRAS GRUESAS (+38 <math>\mu\text{m}</math>)</b>		
----------------------------------------------------------------------------------------------	--	--

**Arcilla del lote N° 1 - sector A**

<b>Tiempo de molienda (min)</b>	<b>Granulometrías</b>	
	<b>% - malla N° 200</b>	<b>% - malla N° 400</b>
0	14,0	8,8
2	37,3	27,5
4	50,7	33,8
6	62,1	39,5
8	73,2	45,8
10	77,1	48,9
12	81,6	51,8

**Arcilla del lote N° 1 - sector B**

<b>Tiempo de molienda (min)</b>	<b>Granulometrías</b>	
	<b>% - malla N° 200</b>	<b>% - malla N° 400</b>
0	31,5	24,1
2	38,8	26,5
4	51,9	31,1
6	60,9	35,8
8	69,9	40,6
10	77,2	44,8
12	82,4	48,3

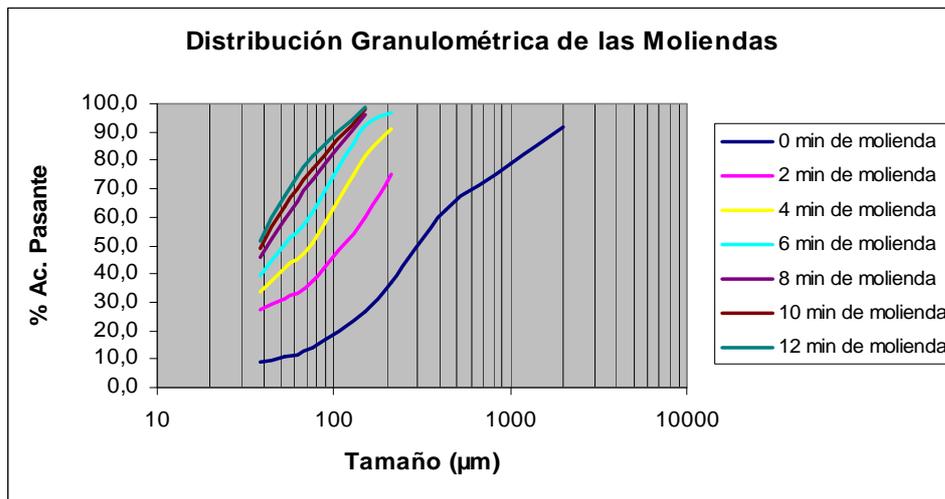
**Arcilla del lote N° 1 - sector C**

<b>Tiempo de molienda (min)</b>	<b>Granulometrías</b>	
	<b>% - malla N° 200</b>	<b>% - malla N° 400</b>
0	34,9	25,4

Los análisis granulométricos fueron realizados con la serie de tamices establecida.

Distribución granulométrica de las muestras gruesas (+38  $\mu\text{m}$ ), utilizando la serie de tamices establecida.

**Gráfico N° 3.** Arcilla del sector A.



**Gráfico N° 4.** Arcilla del sector B.

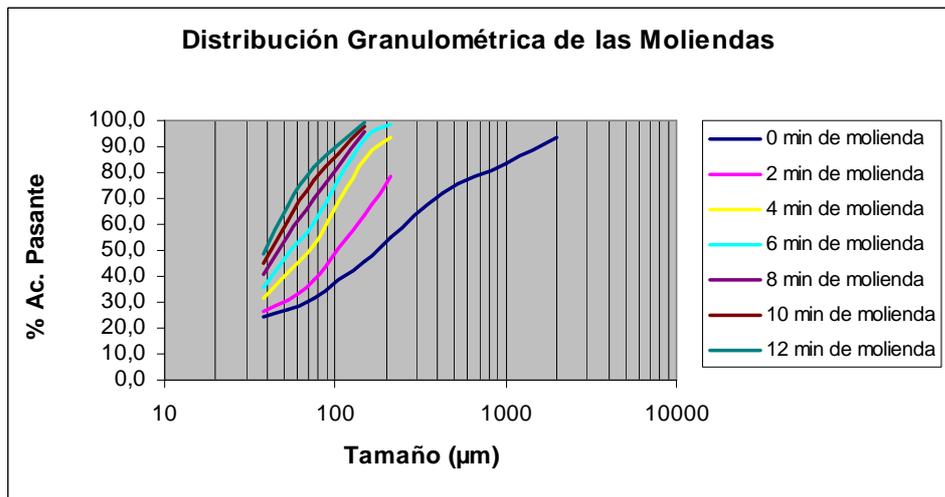


Tabla N° 18.

<b>RESULTADOS GRANULOMÉTRICOS DE LAS MUESTRAS FINAS (- 38 <math>\mu</math>m)</b>
--------------------------------------------------------------------------------------

## Arcilla del lote N° 1 - sector A

Tiempo de molienda (min)	Granulometrías	
	% -10 $\mu$ m	% +10 $\mu$ m
0	70,7	29,3
2	70,0	30,0
4	64,9	35,1
6	64,9	35,1
8	65,0	35,0
10	64,3	35,7
12	63,6	36,4

## Arcilla del lote N° 1 - sector B

Tiempo de molienda (min)	Granulometrías	
	% -10 $\mu$ m	% +10 $\mu$ m
0	66,7	33,3
2	66,3	33,7
4	64,7	35,3
6	62,4	37,6
8	63,7	36,3
10	60,4	39,6
12	58,8	41,2

## Arcilla del lote N° 1 - sector C

Tiempo de molienda (min)	Granulometrías	
	% -10 $\mu$ m	% +10 $\mu$ m
0	68,7	31,3

Los análisis granulométricos fueron realizados con el Granulómetro.



### 5.2.2.- Resumen de resultados de los análisis granuloquímicos.

Tabla N° 19.

**RESULTADOS ANALÍTICOS DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA**

**Arcilla del lote N° 1 - sector A**

Tiempo de molienda (min)	Ley Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Recuperación Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Factor Metalúrgico
0 ó lavado	22,3	16,7	29,6
2	21,2	43,7	73,5
4	21,0	52,8	88,0
6	19,5	57,4	88,8
8	18,7	63,8	94,7
10	18,4	67,3	98,3
12	18,0	69,2	98,9

**Arcilla del lote N° 1 - sector B**

Tiempo de molienda (min)	Ley Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Recuperación Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Factor Metalúrgico
0 ó lavado	21,0	40,6	70,5
2	20,8	45,0	77,4
4	19,5	49,8	80,3
6	19,2	55,5	88,1
8	18,0	58,3	86,7
10	17,7	64,3	94,1
12	17,6	65,6	95,4

**Arcilla del lote N° 1 - sector C**

Tiempo de molienda (min)	Ley Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Recuperación Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (%)	Factor Metalúrgico
0 ó lavado	17,5	48,0	84,0

Los resultados son de las muestras finas (- 38 µm), obtenidas luego de las pruebas de molienda. Los análisis químicos fueron realizados por fluorescencia de rayos X, gravimetría y volumetría.

Tabla N° 20.

<b>RESULTADOS DE ENSAYES DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA</b>
---------------------------------------------------------

## Arcilla del lote N° 1 - sector A

Tiempo de molienda (min)	Ley $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	Ley $\text{SiO}_2$ (%)	Ley $\text{Fe}_2\text{O}_3$ (%)
0	22,3	61,4	5,8
2	21,2	64,1	5,8
4	21,0	65,7	5,6
6	19,5	67,1	5,7
8	18,7	68,0	5,3
10	18,4	68,2	5,5
12	18,0	69,4	5,3

## Arcilla del lote N° 1 - sector B

Tiempo de molienda (min)	Ley $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	Ley $\text{SiO}_2$ (%)	Ley $\text{Fe}_2\text{O}_3$ (%)
0	21,0	56,7	6,1
2	20,8	57,7	6,7
4	19,5	59,7	6,8
6	19,2	60,8	6,6
8	18,0	62,2	6,6
10	17,7	64,2	6,4
12	17,6	65,4	6,0

## Arcilla del lote N° 1 - sector C

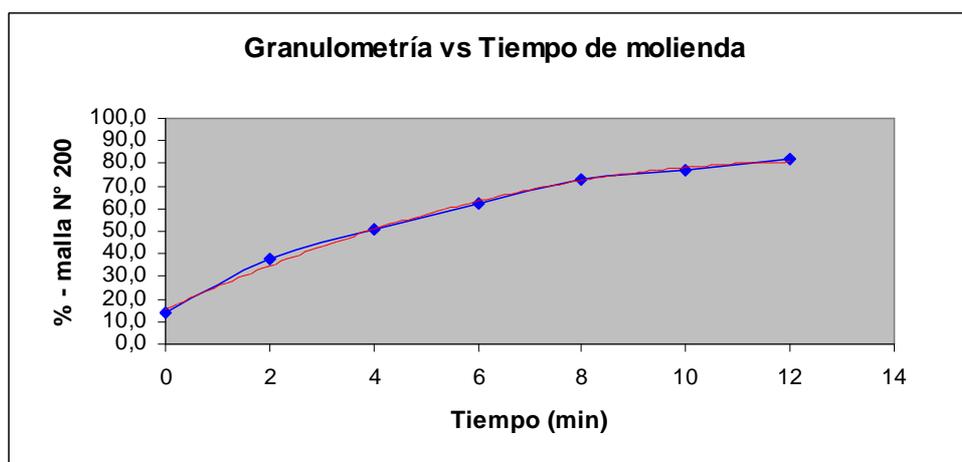
Tiempo de molienda (min)	Ley $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	Ley $\text{SiO}_2$ (%)	Ley $\text{Fe}_2\text{O}_3$ (%)
0 ó lavado	17,5	57,1	9,7

Los resultados son de las muestras finas (- 38  $\mu\text{m}$ ), obtenidas luego de las pruebas de molienda. Los análisis químicos fueron realizados por fluorescencia de rayos X, gravimetría y volumetría.

### 5.2.3.- Ecuaciones que relacionan a las variables operativas.

Las variables dependientes son: la granulometría, la ley, la recuperación y el factor metalúrgico de la alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ). La variable independiente es el tiempo de molienda. Las ecuaciones se determinaron utilizando el programa Excel (autor: Microsoft).

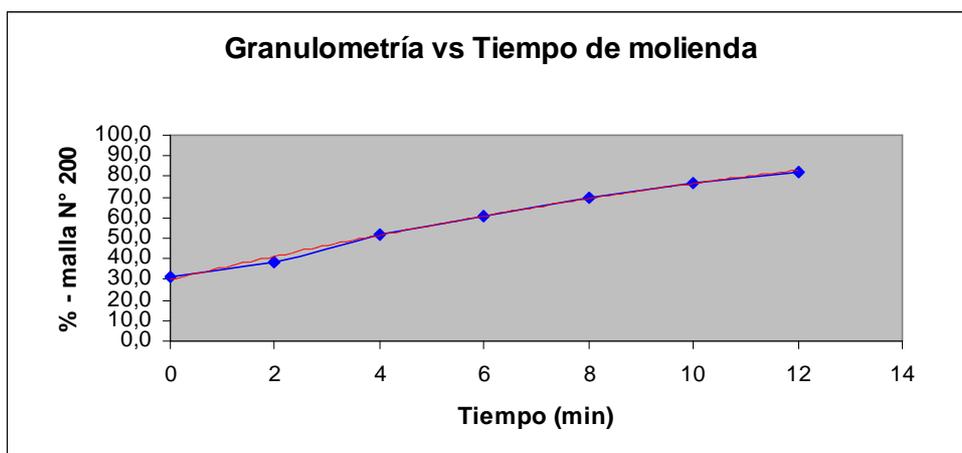
**Gráfico N° 7.** Arcilla del sector A.



Se obtiene una ecuación cuadrática:  $r^2 = 0,9965$

$$\% - malla N \cdot 200 = -0,4229 \cdot tiempo^2 + 10,52 \cdot tiempo + 15,445$$

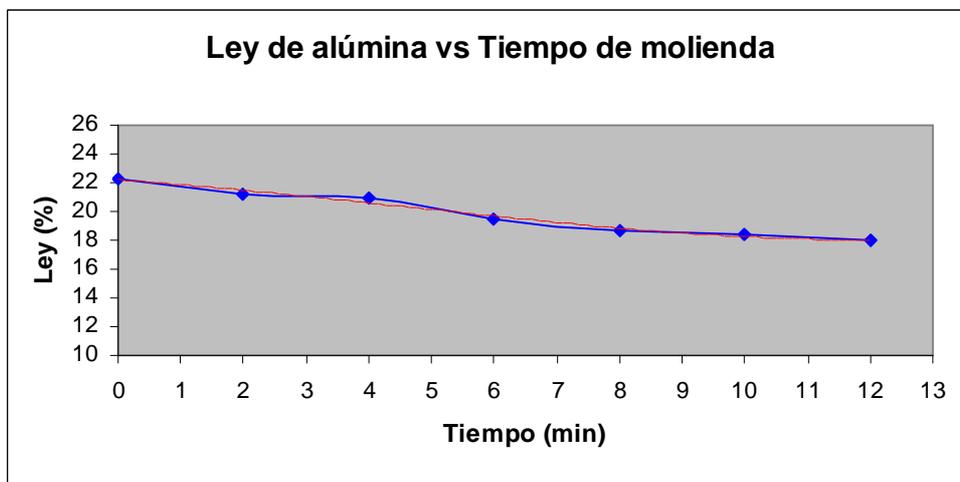
**Gráfico N° 8.** Arcilla del sector B.



Se obtiene una ecuación cuadrática:  $r^2 = 0,9957$

$$\% - malla N \cdot 200 = -0,1176 \cdot tiempo^2 + 5,8304 \cdot tiempo + 30,074$$

Gráfico N° 9. Arcilla del sector A.

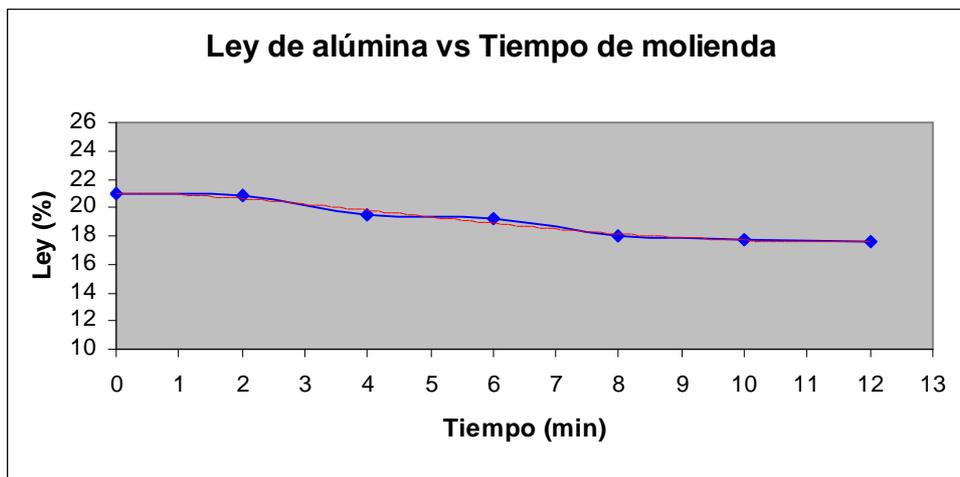


Se obtiene una ecuación de cuarto grado:

$$Ley = 0,00009 \cdot tiempo^4 + 0,0005 \cdot tiempo^3 - 0,0201 \cdot tiempo^2 - 0,3447 \cdot tiempo + 22,236$$

$$r^2 = 0,9799$$

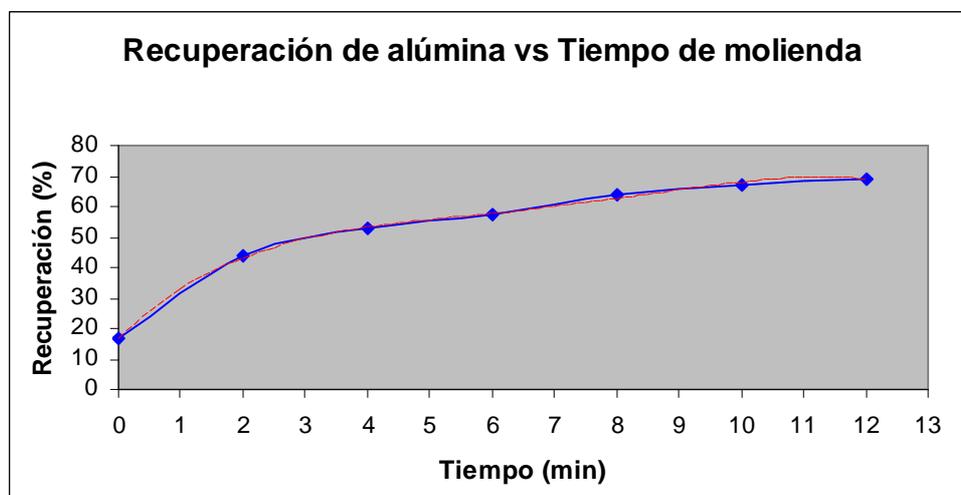
Gráfico N° 10. Arcilla del sector B.



Se obtiene una ecuación de cuarto grado:

$$Ley = -0,0002 \cdot tiempo^4 + 0,0098 \cdot tiempo^3 - 0,1061 \cdot tiempo^2 - 0,0227 \cdot tiempo + 21,033$$

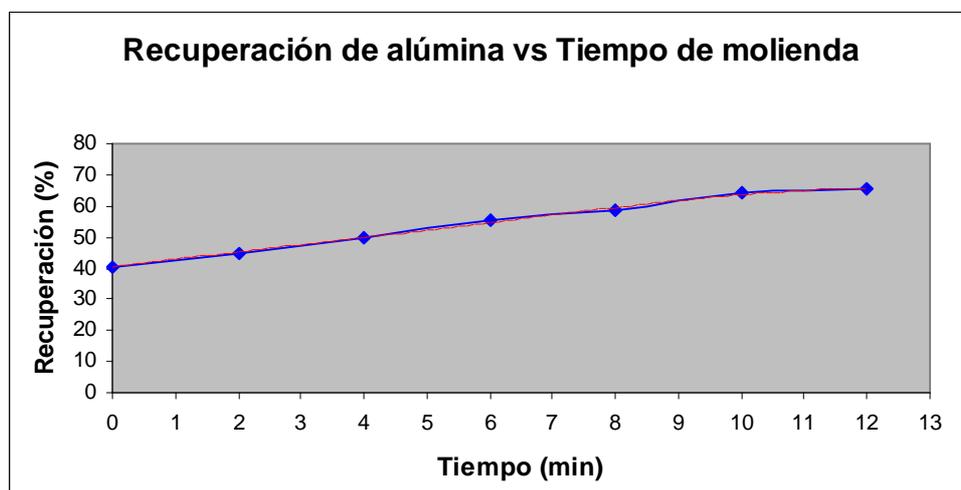
$$r^2 = 0,9805$$

**Gráfico N° 11.** Arcilla del sector A.

Se obtiene una ecuación de cuarto grado:

$$\begin{aligned} \text{Recuperación} = & -0,0138 \cdot \text{tiempo}^4 + 0,3934 \cdot \text{tiempo}^3 - 4,0177 \cdot \text{tiempo}^2 \\ & + 19,762 \cdot \text{tiempo} + 16,833 \end{aligned}$$

$$r^2 = 0,9987$$

**Gráfico N° 12.** Arcilla del sector B.

Se obtiene una ecuación de cuarto grado:

$$\begin{aligned} \text{Recuperación} = & -0,0013 \cdot \text{tiempo}^4 + 0,021 \cdot \text{tiempo}^3 - 0,0977 \cdot \text{tiempo}^2 \\ & + 2,4662 \cdot \text{tiempo} + 40,526 \end{aligned}$$

$$r^2 = 0,9950$$

**5.2.4.- Contenido de contaminantes e impurezas: Álcalis ( $K_2O$  y  $Na_2O$ ), Sulfato ( $SO_4$ ), Óxido de magnesio ( $MgO$ ) y Cal ( $CaO$ ).**

**Tabla N° 21.**

**RESULTADOS DE ÁLCALIS DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA**

**Arcilla del lote N° 1 - sector A**

Tiempo de molienda (min)	Ley $K_2O$ (%)	Ley $Na_2O$ (%)	Álcali equivalente (%)
0 ó lavado	0,55	0,01	0,37
2	0,47	0,01	0,32
4	0,43	0,01	0,29
6	0,38	0,01	0,26
8	0,34	0,01	0,23
10	0,33	0,01	0,23
12	0,30	0,01	0,21

**Arcilla del lote N° 1 - sector B**

Tiempo de molienda (min)	Ley $K_2O$ (%)	Ley $Na_2O$ (%)	Álcali equivalente (%)
0 ó lavado	0,85	0,01	0,57
2	0,69	0,01	0,46
4	0,61	0,01	0,41
6	0,55	0,01	0,37
8	0,49	0,01	0,33
10	0,44	0,01	0,30
12	0,41	0,01	0,28

**Arcilla del lote N° 1 - sector C**

Tiempo de molienda (min)	Ley $K_2O$ (%)	Ley $Na_2O$ (%)	Álcali equivalente (%)
0 ó lavado	3,38	0,01	2,24

Los resultados son de las muestras finas ( $- 38 \mu m$ ), obtenidas luego de las pruebas de molienda. Los análisis químicos fueron realizados por fluorescencia de rayos X.

El álcali equivalente se calcula con la siguiente fórmula:

$$\text{Álcali equivalente} = \% Na_2O + 0,659 \cdot (\% K_2O)$$

Tabla N° 22.

<b>RESULTADOS DE SULFATOS Y ÓXIDOS DE LAS PRUEBAS DE MOLIENDA</b>
-------------------------------------------------------------------

**Arcilla del lote N° 1 - sector A**

<b>Tiempo de molienda (min)</b>	<b>Ley SO<sub>4</sub> (%)</b>	<b>Ley MgO (%)</b>	<b>Ley CaO (%)</b>
0 ó lavado	0,60	0,25	0,23
2	0,51	0,20	0,07
4	0,46	0,18	0,00
6	0,44	0,17	0,01
8	0,39	0,16	0,00
10	0,39	0,17	0,04
12	0,42	0,15	0,01

**Arcilla del lote N° 1 - sector B**

<b>Tiempo de molienda (min)</b>	<b>Ley SO<sub>4</sub> (%)</b>	<b>Ley MgO (%)</b>	<b>Ley CaO (%)</b>
0 ó lavado	0,48	1,33	2,74
2	0,46	0,96	2,02
4	0,45	0,95	1,89
6	0,44	0,89	1,75
8	0,44	0,87	1,79
10	0,44	0,87	1,70
12	0,43	0,83	1,74

**Arcilla del lote N° 1 - sector C**

<b>Tiempo de molienda (min)</b>	<b>Ley SO<sub>4</sub> (%)</b>	<b>Ley MgO (%)</b>	<b>Ley CaO (%)</b>
0 ó lavado	0,18	1,25	2,02

Los resultados son de las muestras finas (- 38  $\mu$ m), obtenidas luego de las pruebas de molienda. Los análisis químicos fueron realizados por fluorescencia de rayos X.

### 5.3.- Resultados de las pruebas de Clasificación.

Con las condiciones ya detalladas en las pruebas experimentales se obtiene un tamaño de corte (d50) teórico de 30  $\mu\text{m}$ , según el modelo de Plitt (página N° 78).

La clasificación se realizó con un hidrociclón D4. El tiempo de molienda fue de 4 minutos para los dos tipos de muestra de arcilla marginal.

#### 5.3.1.- Balance de ensayos - Arcilla del sector A.

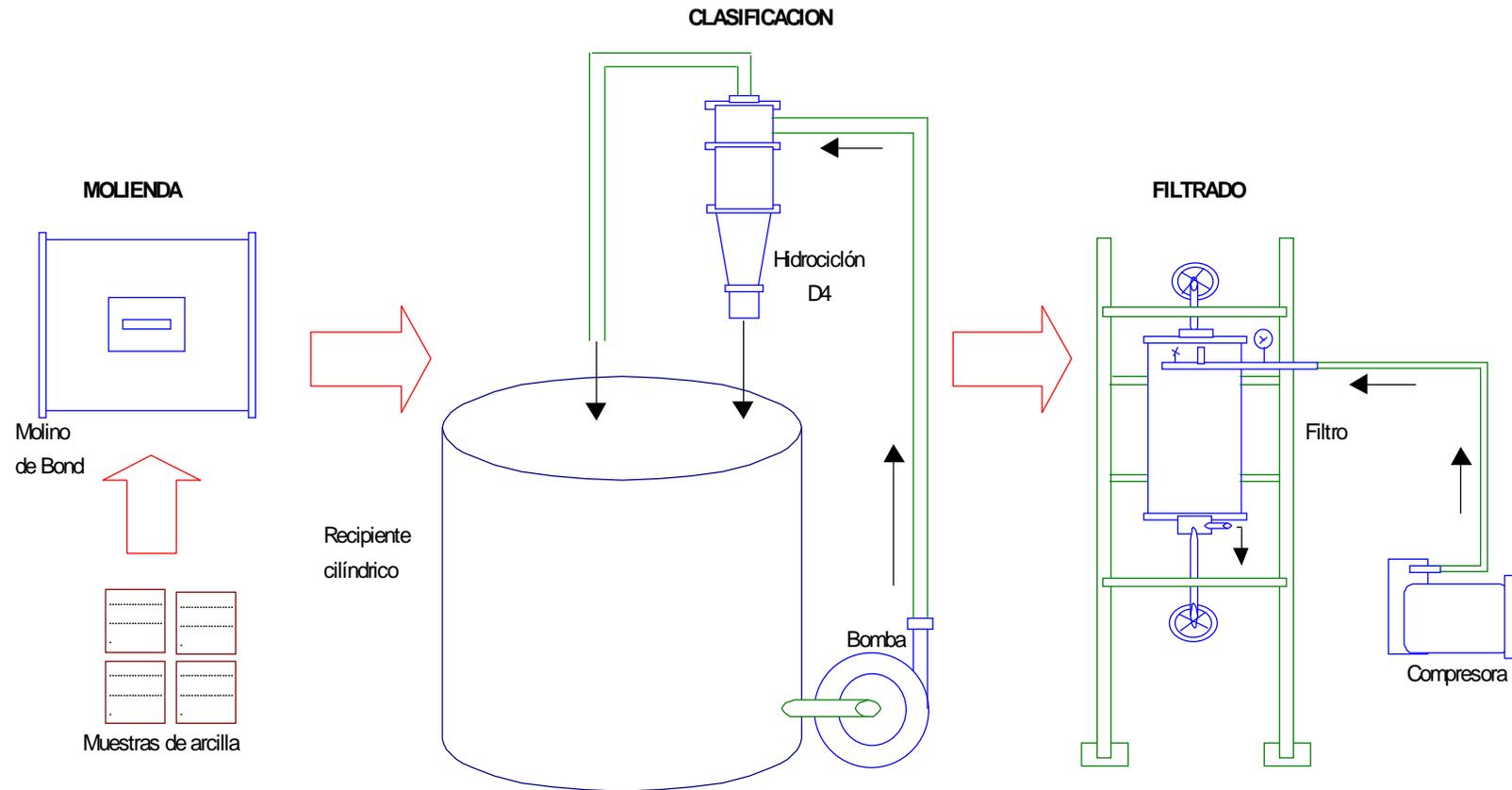
Descripción	%	Ensayes			Contenido			Recuperación			RC	FM
		%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Cabeza	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	100,0	100,0	100,0	3,1	87,4
Producto	32,3	65,5	20,8	5,6	21,1	6,7	1,8	27,2	53,1	50,8		
Relave	67,7	83,6	8,8	2,6	56,6	5,9	1,8	72,9	46,9	49,6		
Cab. Cal.	100,0				77,8	12,6	3,6	100,2	100,0	100,4		

#### 5.3.2.- Balance de ensayos - Arcilla del sector B.

Descripción	%	Ensayes			Contenido			Recuperación			RC	FM
		%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Cabeza	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	100,0	100,0	100,0	3,4	80,9
Producto	29,4	59,5	20,0	6,8	17,5	5,9	2,0	23,7	48,8	51,6		
Relave	70,6	80,7	8,8	2,6	56,9	6,2	1,8	77,0	51,2	46,9		
Cab. Cal.	100,0				74,5	12,1	3,8	100,7	100,0	98,5		

Los análisis químicos se realizaron por gravimetría y volumetría.

5.4.- Diagrama de Flujo del Proceso de Molienda y Clasificación a nivel de laboratorio. Figura N° 5.



## **CAPÍTULO VI**

### **DISCUSIÓN DE LOS RESULTADOS EXPERIMENTALES**

#### **6.1.- Discusión de los resultados de las pruebas de Dispersión y Sedimentación:**

##### **6.1.1.- Leyes y recuperaciones de alúmina obtenidas con los balances de ensayos.**

De las tablas N° 15 y N° 16, se determina que para las muestras del sector A, se obtienen leyes variables de alúmina de la arcilla caolinítica recuperada; también, se obtienen buenas recuperaciones de alúmina. El mejor resultado se obtiene para una granulometría 100 % -150  $\mu\text{m}$ , 50 g de muestra, 0,5 g de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y 30 minutos de sedimentación. Con estas condiciones la arcilla recuperada tiene una ley de 22,1 % de alúmina con 55,2 % de recuperación. Los resultados se desfavorecen cuando se incrementan las cantidades de muestra de arcilla y de carbonato de sodio.

Las arcillas que se recuperan con las muestras del sector B, son de menor calidad en cuanto a las leyes de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), comparadas a las obtenidas con las muestras del sector A; sin embargo, se obtienen mejores recuperaciones de alúmina. El mejor resultado se obtiene para una granulometría 100 % -150  $\mu\text{m}$ , 50 g de muestra, 0,3 g de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  y 30 minutos de sedimentación. Con estas condiciones la arcilla recuperada tiene una ley de 21,4 % de alúmina con 62,3 % de recuperación. También, los resultados se desfavorecen cuando se incrementan las cantidades de muestra de arcilla y de carbonato de sodio.

Por tanto, de los balances de ensayos se establece que las mejores leyes de alúmina se obtienen con las muestras de arcilla del sector A, y las mejores recuperaciones de alúmina se obtienen con muestras de arcilla del sector B.

---

### **6.1.2.- Ecuaciones que relacionan a las variables operativas.**

Se determina mediante análisis de regresión múltiple que existe una ecuación que relaciona convenientemente a la variable dependiente (ley de alúmina), con las variables independientes (granulometría, tiempo de sedimentación, peso de muestra y peso de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ), con un buen coeficiente de determinación ( $r^2$ ).

De igual forma existe otra ecuación que relaciona convenientemente a la variable dependiente (recuperación de alúmina), con las variables independientes (granulometría, tiempo de sedimentación, peso de muestra y peso de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ), con un buen coeficiente de determinación ( $r^2$ ).

## **6.2.- Discusión de resultados de las pruebas de Molienda:**

### **6.2.1.- Análisis granulométricos realizados a las muestras gruesas (+38 $\mu\text{m}$ ).**

De la tabla N° 17, se estipula que a menores tiempos de molienda se obtiene un buen grado de liberación por la poca resistencia que ofrece este mineral a ser reducido de tamaño. Para 4 minutos de molienda se obtienen 51 % y 52 % - malla N° 200, para las arcillas de los sectores A y B respectivamente.

De las tablas N° 4  $\rightarrow$  N° 17 (Apéndices), se determina que en las distribuciones granulométricas de las muestras de cabeza la mayor parte del mineral se encuentra en las fracciones gruesas (+38  $\mu\text{m}$ ), con porcentajes de 91,0 % y 76,0 % para los sectores A y B respectivamente. Esto indica que la muestra necesitará ser molida para incrementar la cantidad de finos (-38  $\mu\text{m}$ ).

Luego de realizar las pruebas de molienda se establece que las fracciones gruesas de las muestras molidas van disminuyendo rápidamente respecto a la muestra de cabeza

---

debido a la baja resistencia ó dureza que ofrece el mineral a ser reducido de tamaño. El % - malla N° 200 (75  $\mu\text{m}$ ), se incrementa de 14,0 % hasta 81,6 % y de 31,5 % hasta 82,4 % para los sectores A y B respectivamente.

De los resultados de las funciones de distribución granulométrica se estipula que las muestras con mayor tiempo de molienda tienden a una distribución Rosin-Rammler y las de menor tiempo tienden a una distribución G-G-Schuhmann; esto se fundamenta por los mayores coeficientes de determinación ( $r^2$ ) calculados en cada análisis granulométrico. Para las muestras de cabeza los F80 obtenidos son: 999  $\mu\text{m}$  y 754  $\mu\text{m}$ , para los sectores A y B respectivamente.

De los gráficos N° 3 y N° 4, se determina que las curvas de los acumulados pasantes experimentan modificaciones significativas hasta los 8 minutos de molienda luego del cual tienden a uniformizarse; es decir, a mayores tiempos de molienda las cantidades generadas de material fino (-38  $\mu\text{m}$ ), son menores a las obtenidas hasta los 8 minutos de molienda.

#### **6.2.2.- Análisis granulométricos realizados a las muestras finas (-38 $\mu\text{m}$ ).**

De la tabla N° 18, se establece que en las distribuciones granulométricas de las cabezas la mayor parte del mineral se encuentra en las fracciones muy finas (-10  $\mu\text{m}$ ), con porcentajes de 70,7 % y 66,7 % para los sectores A y B respectivamente.

Luego de realizar las pruebas de molienda se estipula que las fracciones muy finas de las muestras molidas van disminuyendo respecto a la muestra de cabeza hasta 63,6 % y 58,8 % para los sectores A y B respectivamente. Sin embargo, los tamaños mayores a 10  $\mu\text{m}$  se incrementan de 29,3 % hasta 36,4 % y de 33,3 % hasta 41,2 % para las mismas muestras.

---

De los gráficos N° 5 y N° 6, se determina que las curvas de los acumulados pasantes no experimentan modificaciones significativas conforme se incrementan los tiempos de molienda.

### **6.2.3.- Análisis granuloquímico de las pruebas de molienda.**

De la tabla N° 19 y N° 20, se estipula que a mayores tiempos de molienda las leyes de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) disminuyen y las recuperaciones de la misma se incrementan. También, el factor metalúrgico se incrementa.

La disminución de la ley de alúmina se debe a la remolienda de la sílice lo cual incrementa la sílice fina ( $-38\ \mu\text{m}$ ), este incremento hace disminuir la ley de la caolinita y por consiguiente también disminuye la ley de alúmina. Sin embargo, la ley de sílice ( $\text{SiO}_2$ ) aumenta. También, a mayores tiempos de molienda las leyes de hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) varían muy poco debido a su bajo porcentaje en peso respecto a los demás compuestos.

De las tablas N° 32  $\rightarrow$  N° 45 (apéndices), se establece que en las distribuciones granuloquímicas de las cabezas el mayor contenido de alúmina se encuentra en las fracciones gruesas ( $+38\ \mu\text{m}$ ), obteniéndose recuperaciones de 83,0 % y 60,0 % para los sectores A y B respectivamente. Esto indica que la muestra necesitará ser molida para incrementar la cantidad de finos ( $-38\ \mu\text{m}$ ), y así aumentar la recuperación de alúmina.

Después de realizar las pruebas de molienda se determina en las muestras molidas que las recuperaciones de alúmina de las fracciones gruesas van disminuyendo rápidamente respecto a las muestras de cabeza. La recuperación de alúmina en los finos se incrementa de 16,7 % hasta 69,2 % y de 40,6 % hasta 65,6 % para los sectores A y B respectivamente. Sin embargo, la ley de alúmina disminuye de 22,3 % hasta 18,0 % y de 21,0 % hasta 17,6 % para las mismas muestras.

---

#### **6.2.4.- Ecuaciones que relacionan a las variables operativas.**

De los gráficos N° 7 y N° 8, se determina que existe una tendencia directamente proporcional entre el tiempo y la granulometría; es decir, a medida que se incrementan el tiempo de molienda aumenta el porcentaje menos malla N° 200. La tendencia es mayor para las muestras del sector A; las mayores variaciones granulométricas se dan hasta los 8 minutos de molienda. Las ecuaciones cuadráticas obtenidas, relacionan convenientemente a las variables operativas por los altos valores de los coeficientes de determinación ( $r^2$ ) calculados.

De los gráficos N° 9 y N° 10, se establece gráficamente que existe una tendencia inversamente proporcional entre el tiempo y la ley de alúmina; es decir, a medida que se incrementa el tiempo de molienda disminuye la ley de alúmina de la arcilla caolinítica recuperada; para las muestras de los sectores A y B. La mayor disminución de la ley de alúmina se da hasta los 8 minutos de molienda. Las ecuaciones de cuarto grado obtenidas, relacionan convenientemente a las variables operativas por los altos valores de los coeficientes de determinación ( $r^2$ ) calculados.

De los gráficos N° 11 y N° 12, se estipula gráficamente que existe una tendencia directamente proporcional entre el tiempo y la recuperación de alúmina; es decir, a medida que se incrementa el tiempo de molienda aumenta la recuperación de alúmina de la arcilla caolinítica recuperada. La tendencia es mayor para las muestras del sector A, las cuales experimentan altos incrementos hasta los 8 minutos de molienda; el incremento de la recuperación de alúmina en las muestras del sector B es significativo hasta los 10 minutos de molienda. Las ecuaciones de cuarto grado obtenidas, relacionan convenientemente a las variables operativas por los altos valores de los coeficientes de determinación ( $r^2$ ) calculados.

#### **6.2.5.- Contenido de contaminantes en las muestras finas (-38 $\mu\text{m}$ ).**

De la tabla N° 21 y N° 22, se determina que el contenido de álcalis es menor al límite máximo permisible (1 %) que impone la Empresa. Respecto al contenido de

---

sulfato y óxido de magnesio, también es menor al límite máximo permisible (2 %); esto es para las muestras de los sectores A y B. Sin embargo el contenido de álcalis en la cabeza del sector C está por encima del límite, es por esta razón que no se realizaron sus respectivas pruebas de molienda.

#### **6.2.6.- Índice de trabajo (Wi) de laboratorio del mineral de arcilla marginal.**

Se obtienen bajos índices de trabajo: 7,3 y 7,8 kW·h/t (apéndices), para las muestras de los sectores A y B respectivamente. Esto indica que no se necesitará mucho tiempo de molienda para lograr un buen grado de liberación. También, el consumo de energía y la potencia del motor del molino industrial no serán muy altos.

### **6.3.- Discusión de resultados de las pruebas de Clasificación:**

#### **6.3.1.- Interpretación de las leyes y recuperaciones de alúmina obtenidas con los balances de ensayos.**

Se establece una separación práctica con un hidrociclón deslamador D4, en donde la muestra de la descarga representa al relave o desecho que en nuestro caso es la sílice, y la muestra del rebose representa al producto que en nuestro caso es la arcilla caolinítica recuperada. Los resultados determinan que la arcilla caolinítica recuperada tiene una ley de alúmina de 20,8 % con una recuperación de 53,1 % para el sector A. Con muestras del sector B se obtiene una ley de alúmina de 20,0 % con una recuperación de 48,8 %.

La ley y recuperación de alúmina obtenidas en la arcilla caolinítica recuperada con muestras del sector A son buenas, por cuanto cumplen con las consideraciones iniciales dadas en la presente investigación; es decir, la arcilla recuperada debería de tener una ley de alúmina mayor a 20 % con una recuperación mayor a 50 %. Por estas razones se concluye que la arcilla recuperada de este sector es de buena calidad.

---

---

## CAPÍTULO VII

### PROCESO INDUSTRIAL PLANTEADO

#### 7.1.- Cubicación del Lote N° 1 de Arcilla Marginal.

El material presenta una humedad promedio de 3,71 % para el lote N° 1. Para determinar la humedad se secó 500 g de muestra húmeda en su respectiva bandeja a una temperatura de 110 °C por espacio de 2 horas. Se pesó la bandeja con muestra antes y después de secarlo. Para determinar la humedad se utilizó la siguiente ecuación:

$$\% H = 100 \cdot (W_h - W_s) / W_s$$

Donde:

**%H:** es el porcentaje de humedad.

**Wh:** es el peso húmedo de la muestra (g).

**Ws:** es el peso seco de la muestra (g).

El material presenta una densidad absoluta promedio de 2,67 g/cm<sup>3</sup>, para el lote N° 1. Se empleó el método de diferencia de volúmenes con la botella de Le Chatellier luego de añadirle 60 g de muestra seca. Para determinar la densidad absoluta se utilizó la siguiente ecuación:

$$D_A = W_m / (V_f - V_i)$$

Donde:

**D<sub>A</sub>:** es la densidad absoluta (g/cm<sup>3</sup>).

**W<sub>m</sub>:** es el peso de la muestra (g).

**V<sub>i</sub>:** es el volumen inicial en la botella (cm<sup>3</sup>).

**V<sub>f</sub>:** es el volumen final en la botella (cm<sup>3</sup>).

---

La densidad relativa del lote N° 1 es de 2,27 g/cm<sup>3</sup>, fue obtenida pesando la muestra contenida en un recipiente de volumen conocido, sin aplicarle presión. Para determinar la densidad relativa se utilizó la siguiente ecuación:

$$D_R = W_m / V_m$$

Donde:

**D<sub>R</sub>**: es la densidad relativa (kg/l).

**W<sub>m</sub>**: es el peso de la muestra (kg).

**V<sub>m</sub>**: es el volumen del recipiente (l).

**Tabla N° 23.** Cubicación de la arcilla marginal.

Lote N°	Densidad relativa t/m <sup>3</sup>	Volumen promedio m <sup>3</sup>	Cantidad promedio tmh	Humedad promedio %	Cantidad promedio tms
1	2,27	15000	34050	3,71	32832

**tms**: tonelada métrica seca.

**tmh**: tonelada métrica húmeda.

## 7.2.- Dimensionamiento de los equipos para el Proceso Industrial.

La capacidad de tratamiento será de 20 t/h. Será un circuito abierto de molienda y clasificación. Cabe resaltar que en un posible proceso industrial se utilizaría el actual sistema de chancado con que cuenta Cemento Andino S.A., por tanto no se comprarían chancadoras.

### 7.2.1.- Dimensionamiento del molino de bolas.

El índice de trabajo de Bond es de 7,3 kW·h/t, la densidad del mineral es de 2,67 g/cm<sup>3</sup>. El F80 es 999 µm y el P80 es 107 µm (pruebas de molienda).

La ecuación para determinar el índice de trabajo es:

$$E = 10 \cdot W_i \cdot [(1/\sqrt{P80}) - (1/\sqrt{F80})].$$

Donde:

**E:** es la energía específica (kW·h/t).

**Wi:** es el índice de trabajo del mineral (kW·h/t).

**P80:** 80 % del acumulado pasante del producto (μm).

**F80:** 80 % del acumulado pasante del alimento (μm).

Resulta una energía específica de 4,276 kW·h/t.

La ecuación de la potencia es:

$$P = (E \cdot C) / 0,746$$

Donde:

**P:** es la potencia necesaria (HP).

**E:** es la energía específica (kW·h/t).

**C:** es la capacidad de tratamiento (t/h).

La potencia necesaria resulta 115 HP.

Los factores de corrección de la potencia son los siguientes:

EF1 = molienda en seco, necesita 1,3 veces más de potencia para las mismas condiciones (no se aplica).

EF2 = circuito abierto de molienda, considerando el P80 como tamaño de control, resulta un valor de 1,2

EF3 = factor de eficiencia del circuito =  $(8/D)^{0,2}$ , donde D es el diámetro del molino, resulta un valor de 1,027

EF4 = sobre-tamaño de alimentación. Utilizado cuando la alimentación es mayor que la óptima (no se aplica).

EF5 = factor de molienda fina. Se aplica cuando el tamaño pasante por el 80 % del producto es menor de 75 micrones (no se aplica).

EF6 y EF8 = aplicado a molino de barras (no se aplica).

EF7 = aplicado a remolienda (no se aplica).

La ecuación de la potencia necesaria verdadera es:

$$P_v = P \cdot (EF1 \cdot EF2 \cdot EF3 \cdot EF4 \cdot EF5 \cdot EF6 \cdot EF7 \cdot EF8)$$

Luego de multiplicar la potencia necesaria (115 HP), por los factores de corrección considerados; la potencia necesaria verdadera (**Pv**), para 20 t/h resulta un valor de 142 HP. De la tabla N° 54 del Apéndice, para un molino de bolas que descarga por rebose, con potencia de 145 HP y 40 % de volumen de carga resulta:

- Diámetro del molino es 7 pies.
- Longitud del molino es 7 pies.
- Diámetro interior del molino (sin forros) es 6,5 pies.
- Velocidad operativa del molino es 23,2 rpm.
- % de velocidad crítica es 77,2.
- La carga de bolas es 12,3 t.

Utilizando la ecuación del tamaño máximo de bola (Allis Chalmers), se obtiene un tamaño de 3,0 plg. La ecuación del tamaño máximo de bola es:

$$B = (F80/K)^{1/2} \cdot \{Wi \cdot G/[Cs \cdot (D)^{1/2}]\}^{1/3}$$

Donde:

**B:** es el tamaño máximo de bola (plg).

**F80:** 80 % del acumulado pasante del alimento ( $\mu\text{m}$ ).

**K:** constante para bolas de molienda (350).

**G:** densidad el mineral ( $\text{g}/\text{cm}^3$ ).

**Cs:** % de velocidad crítica.

**D:** diámetro interno del molino (pie).

**Wi:** índice de trabajo del mineral ( $\text{kW}\cdot\text{h}/\text{t}$ ).

**Tabla N° 24.** Distribución de bolas en el molino.

<b>Tamaño de bola</b> <b>plg</b>	<b>Peso</b> <b>t</b>	<b>Peso</b> <b>%</b>
<b>3,0</b>	<b>7,0</b>	<b>57,2</b>
<b>2,0</b>	<b>3,5</b>	<b>28,6</b>
<b>1,5</b>	<b>1,8</b>	<b>14,2</b>
<b>Total:</b>	<b>12,3</b>	<b>100,0</b>

A continuación se presentan los cálculos realizados para determinar los parámetros operativos de la molienda a nivel industrial, utilizando datos operativos empleados en las pruebas de laboratorio:

### **Cálculos Simulados de los Parámetros Operacionales a Nivel Industrial.**

El diámetro del molino es 7 pies.  
 La longitud del molino es 7 pies.  
 La capacidad de molienda es 20 t/h.  
 El F80 es 12700  $\mu\text{m}$  (producto de la sección de chancado).  
 La densidad el mineral es 2,67  $\text{t/m}^3$ .  
 La densidad de las bolas de acero es 7,70  $\text{t/m}^3$ .  
 El peso de la carga de bolas es 12,30 t.  
 El porcentaje de sólidos por peso en el molino es 66,70 %.  
 La densidad de pulpa dentro del molino es 1,72  $\text{t/m}^3$ .  
 El porcentaje de carga llenada es 40 %.

La ecuación del caudal alimentado es:  $Q = C / Dm$

Donde:

Q: es el caudal alimentado ( $\text{m}^3/\text{h}$ ).  
 C: es la capacidad de molienda (t/h).  
 Dm: es la densidad el mineral ( $\text{t/m}^3$ ).

El caudal alimentado resulta:  $Q = 7,49 \text{ m}^3/\text{h}$

La ecuación del volumen total del molino es:  $V = (\pi \cdot d^2 \cdot l) / 4$

Donde:

V: es el volumen total del molino ( $\text{m}^3$ ).  
 d: es el diámetro efectivo del molino descontando los forros (6,7 pies).  
 l: es la longitud efectiva del molino descontando los forros (6,7 pies).

El volumen total efectivo resulta:  $V = 6,69 \text{ m}^3$

Por tanto, el volumen ocupado ( $V_o$ ) resulta:  $V_o = 2,68 \text{ m}^3$

La ecuación del volumen de las bolas es:  $Vb = Wb / Db$

Donde:

Vb: es el volumen de las bolas de acero ( $\text{m}^3$ ).  
 Wb: es el peso de la carga de bolas (t).  
 Db: es la densidad de las bolas de acero ( $\text{t/m}^3$ ).

El volumen de las bolas de acero resulta:  $V_b = 1,60 \text{ m}^3$

La ecuación del volumen de pulpa es:  $V_p = V_o - V_b$

Donde:

$V_p$ : es el volumen de pulpa ( $\text{m}^3$ ).

$V_o$ : es el volumen ocupado ( $\text{m}^3$ ).

$V_b$ : es el volumen de las bolas de acero ( $\text{m}^3$ ).

El volumen de la pulpa resulta:  $V_p = 1,08 \text{ m}^3$

La ecuación del tiempo de residencia operacional es:  $T_o = 60 \cdot V_p / Q$

Donde:

$T_o$ : es el tiempo de residencia operacional (min).

$V_p$ : es el volumen de la pulpa ( $\text{m}^3$ ).

$Q$ : es el caudal alimentado ( $\text{m}^3/\text{h}$ ).

El tiempo de residencia operacional resulta:  $T_o = 8,6 \text{ min}$

La ecuación del tiempo de residencia de laboratorio es:  $T_l = T_o / f$

Donde:

$T_l$ : es el tiempo de residencia de laboratorio (min).

$T_o$ : es el tiempo de residencia operacional (min).

$f$ : es el factor de dimensionamiento (el valor promedio es 2,1).

El tiempo de residencia de laboratorio resulta:  $T_l = 4,1 \text{ min}$   
Valor calculado.

El tiempo de residencia de laboratorio resulta:  $T_l = 4,0 \text{ min}$   
Valor establecido en las pruebas de molienda.

Se determina luego de los cálculos simulados, que el tiempo de residencia del mineral a nivel de laboratorio (4 minutos), es similar al tiempo de residencia de laboratorio calculado en el proceso industrial (4,1 minutos), utilizando un molino 7'x7' en circuito abierto alimentado a razón de 20 t/h. El factor de dimensionamiento varía de 1,6 hasta 2,6; se optó por utilizar el valor promedio de 2,1 según consideraciones experimentales.

### 7.2.2.- Dimensionamiento del alimentador de faja.

La potencia del motor se calcula con las siguientes ecuaciones de dimensionamiento y haciendo uso de las tablas del apéndice. Tiempo de servicio será continuo con una capacidad de tratamiento de 20 t/h. La densidad absoluta del mineral es de 2,67 t/m<sup>3</sup>.

La ecuación del caudal es:

$$Qm = C / D_A$$

Donde:

**Qm:** es el caudal de mineral (m<sup>3</sup>/h).

**C:** es la capacidad de tratamiento (t/h).

**D<sub>A</sub>:** es la densidad absoluta (t/m<sup>3</sup>).

Resulta un caudal de 7,5 m<sup>3</sup>/h.

El tamaño máximo de partícula: ¾ plg (Es el producto de la Planta de chancado de Cemento Andino S.A.). Las características de la faja alimentadora son:

- Distancia: 5 metros.
- Ángulo de inclinación: 20 grados (horizontal).
- El ángulo de reposo del mineral es 20°.

De la tabla N° 46 del Apéndice, determinamos un ancho de faja de 24 plg. La ecuación de la velocidad de la faja es:

$$V = Qm / (C_{tabla} \cdot K)$$

Donde:

**V:** es la velocidad de trabajo de la faja (m/s)

**C<sub>tabla</sub>:** es la capacidad en m<sup>3</sup>/h, que la faja rendirá trabajando a 1 m/s, de la tabla N° 49 del Apéndice, resulta un valor de 78 m<sup>3</sup>/h, con dos polines de avanzada.

**K:** es un factor de inclinación de la faja, de la tabla N° 47 del Apéndice, para 20° resulta un valor de 0,81.

**Qm:** es el caudal del mineral (m<sup>3</sup>/h).

Resulta una velocidad de 0,12 m/s.

La ecuación de la potencia necesaria es:

$$N_e = V \cdot (N_v + N_g) + (C/10) \cdot (N_1 + N_h)$$

Donde:

**N<sub>e</sub>**: es la potencia total efectiva (HP).

**N<sub>v</sub>**: es la potencia requerida para transportar la faja vacía a una velocidad de 1 m/s, de la tabla N° 50 del Apéndice, se obtiene un valor de 0,57 HP.

**N<sub>1</sub>**: es la potencia para transportar 100 t/h, de material a lo largo de una distancia L en un plano horizontal, de la tabla N° 51 del Apéndice, se obtiene un valor de 0,5 HP.

**N<sub>h</sub>**: es la potencia para levantar o descender 100 t/h, de material a lo largo de una altura H, de la tabla N° 52 del Apéndice, se considera un valor de 0,8 HP.

**N<sub>g</sub>**: es la potencia para vencer la fricción de los direccionadores a 1 m/s. Si tiene longitud estándar puede considerarse cero, de la tabla N° 53 del Apéndice, se considera un valor de 0 HP.

**C**: es la capacidad de tratamiento (t/h).

Resulta una potencia total efectiva de 2,7 HP.

La ecuación de la potencia del motor es:

$$N(\text{motor}) = N_e / E_f$$

Donde:

**N(motor)**: es la potencia del motor (HP).

**E<sub>f</sub>**: es la eficiencia del reductor de velocidad, de la tabla N° 48 del Apéndice, se considera una eficiencia de 93 %. Reductor con cadena y dientes.

**N<sub>e</sub>**: es la potencia total efectiva (HP).

La potencia del motor resulta aproximadamente 3 HP.

De los cálculos se determina que se utilizará una faja de 24 pulgadas de ancho por 10 pies de largo. Para este tamaño de faja, alimentándolo a razón de 20 toneladas por hora se necesitará un motor de 3 HP de potencia con un reductor de velocidad de 3 HP de potencia. La velocidad del motor será de 1150 rpm y del reductor de 30 rpm (valores experimentales).

### 7.2.3.- Dimensionamiento de la bomba centrífuga horizontal.

El alimento al hidrociclón tendrá 30 % de sólidos por peso (valor sugerido para un circuito abierto de molienda - clasificación), la densidad del mineral es de  $2,67 \text{ g/cm}^3$  y la densidad de la pulpa es de  $1,233 \text{ kg/l}$ . Para  $20 \text{ t/h}$  de tratamiento resulta un caudal (Q) de  $195 \text{ gpm}$ . El porcentaje de sólidos por volumen es de  $13,8 \%$ . Se elegirá un tubo de acero para alimentar a los hidrociclones, cuyo diámetro será de  $3 \text{ plg}$ . La presión de alimentación a los hidrociclones será de **16 psi**; es un valor sugerido para separaciones menores a la malla N° 400 ( $38 \mu\text{m}$ ).

La ecuación de la velocidad en la tubería es:

$$V = \text{caudal/área transversal de la tubería} = Q/\pi \cdot r^2_{(\text{plg})}$$

La velocidad en la tubería resulta  $8,83 \text{ pies/s}$ .

La ecuación del factor de fricción es:

$$F = 0,208 \cdot (100/C)^{1,85} \cdot (Q)^{1,85} / (\Phi_{\text{tubo}_{\text{plg}}})^{4,86}$$

Donde:

**F**: es el factor de fricción.

**C**: es un factor del tipo de tubería, es  $120$  para tuberías de acero y  $130$  para tuberías de poliuretano. Se considera un valor de  $120$ .

**Q**: es el caudal de la pulpa alimentada (gpm).

**$\Phi$** : es el diámetro de la tubería de alimentación (plg).

El factor de fricción en la tubería resulta  $12,3 \text{ pies/ } 100 \text{ pies}$ .

La ecuación de pérdida por fricción en la tubería y accesorios es:

$$H2 = L \cdot F / 100$$

La ecuación de la presión de descarga es:

$$H3 = \text{presión}_{\text{psi}} \cdot 2,31 / \text{densidad pulpa}_{\text{kg/l}}$$

Donde:

**L**: es la altura de descarga (pie).

**F**: es el factor de fricción.

**Presión<sub>psi</sub>**: es la presión de salida de la bomba (psi).

Cálculo de la cabeza total:

- La altura será de 5 metros ó 16,4 pies (H1)
- La pérdida por fricción resulta 2,0 pies (H2).
- La presión de descarga resulta 29,9 pies (H3).

La ecuación de la cabeza total es:

$$HTD = H1 + H2 + H3$$

Donde:

**HTD**: es la cabeza total (pies).

La cabeza total resulta 48,3 pies.

La ecuación de la cabeza total corregida es:

$$HTDC = HTD / CF$$

Donde:

**HTDC**: es la cabeza total corregida (pie).

**HTD**: es la cabeza total (pie).

**CF**: es el factor de corrección de la cabeza total, para 14 % de sólidos por volumen y una granulometría 100 % - 6000 um, resulta un valor de 0,80. Para hallar este factor se utiliza el gráfico N° 1 del Apéndice.

La cabeza total corregida resulta 60,4 pies.

De acuerdo a los catálogos sobre bombas (Denver), se optará por una bomba centrífuga horizontal cuyas dimensiones son: 3 plg de entrada, 3 plg de salida y 10 ¼ plg de impulsor. Para optar por estas medidas se utiliza el gráfico N° 2 (Apéndice).

Esta bomba tiene las siguientes características para un caudal de 195 gpm:

- Una eficiencia de 60 %.
- Una velocidad de 1400 rpm.

La ecuación del BHP (brake horsepower) es:

$$BHP = Q \cdot HTDC \cdot G.esp. pulpa / (3960 \cdot Ef)$$

Donde:

**BHP:** es la potencia de frenado (HP).

**HTDC:** es la cabeza total corregida (pie).

**Q:** es el caudal de la pulpa alimentada (gpm).

**Ef:** es la eficiencia de la bomba seleccionada (%).

Con los datos anteriores se obtiene un BHP de 6,1 HP y una velocidad periférica del impulsor de 3760 pies/min. La ecuación de potencia del motor es:

$$P = BHP \cdot S$$

Donde:

**P:** es la potencia del motor (HP).

**BHP:** es la potencia de frenado (HP).

**S:** es el factor de corrección de potencia para motores menores a 100 HP es 1,15 y para motores mayores a 100 HP es 1,075. Se utiliza la primera alternativa.

La potencia resulta 7,0 HP. Se considera una potencia comercial de 7 HP.

#### 7.2.4.- Dimensionamiento del hidrociclón.

Según el gráfico N° 3 del Apéndice, se utilizarán hidrociclones deslamadores D4 (4 plg de sección), cuyas características son:

- tamaños de corte: de 25 a 65  $\mu\text{m}$
- capacidad: de 20 a 40 gpm

Para un caudal de 195 gpm resultan 5 hidrociclones. Por lo tanto se utilizará un nido de 5 hidrociclones D4, alimentados por una bomba 3 plg x 3 plg. Cada hidrociclón recibirá un caudal promedio de pulpa de 39 gpm. Para determinar el tamaño de corte teórico (30  $\mu\text{m}$ ), con el cual se realizó la prueba de clasificación en el laboratorio, se utilizó la ecuación del modelo de Plitt:

$$d_{50} = 35 \cdot D_c^{0,46} \cdot D_i^{0,6} \cdot D_o^{1,21} \cdot \exp(0,063 \cdot \Phi) / D_u^{0,71} \cdot H^{0,38} \cdot Q^{0,45} \cdot (\rho_s - \rho_l)^{0,5}$$

Donde:

**Dc, Do, Di y Du:** son las dimensiones del hidrociclón (plg).

$\rho_s, \rho_l$ : son las densidades del sólido y del líquido ( $\text{g/cm}^3$ ).

**Q:** es el caudal alimentado al hidrociclón ( $\text{pie}^3/\text{min}$ ).

**$\Phi$ :** es el porcentaje volumétrico del alimento al hidrociclón (%).

**H:** es la cabeza total o altura (pie).

### 7.3.- Costos aproximados de los equipos.

El molino de bolas (7'x7'), con su motor (145 HP): US \$ 160 000.

El alimentador de faja 24''x9', con su motor (3 HP) y reductor (3 HP): US \$ 2 500.

La bomba (3''x3''), con su motor (7 HP): US \$ 4 000.

Los 5 hidrociclones (D4): US \$ 4 200.

El trommel ( $\emptyset$  12'',  $\frac{1}{4}$  '' de abertura), a la salida del molino: US \$ 500.

El costo total aproximado es: US \$ 171 200.

Estos datos aproximados fueron determinados haciendo uso del libro: Cotización de Equipos para Plantas Concentradoras (autor: Juan Chía).

### 7.4.- Dimensionamiento de la tolva de finos.

La tolva metálica tendrá una capacidad de 166 t, y su forma estará compuesta por un cubo y un tronco de pirámide, cuyas dimensiones serán:

Lado del cubo = 4 m, lado de la base mayor de la pirámide = 4 m, lado de la base menor de la pirámide = 0,5 m y altura del tronco de pirámide = 2 m.

Se consideró una densidad relativa de  $2,27 \text{ g/cm}^3$ , y una humedad de 3,71 %.

### 7.5.- Dimensionamiento de las cochas de sedimentación.

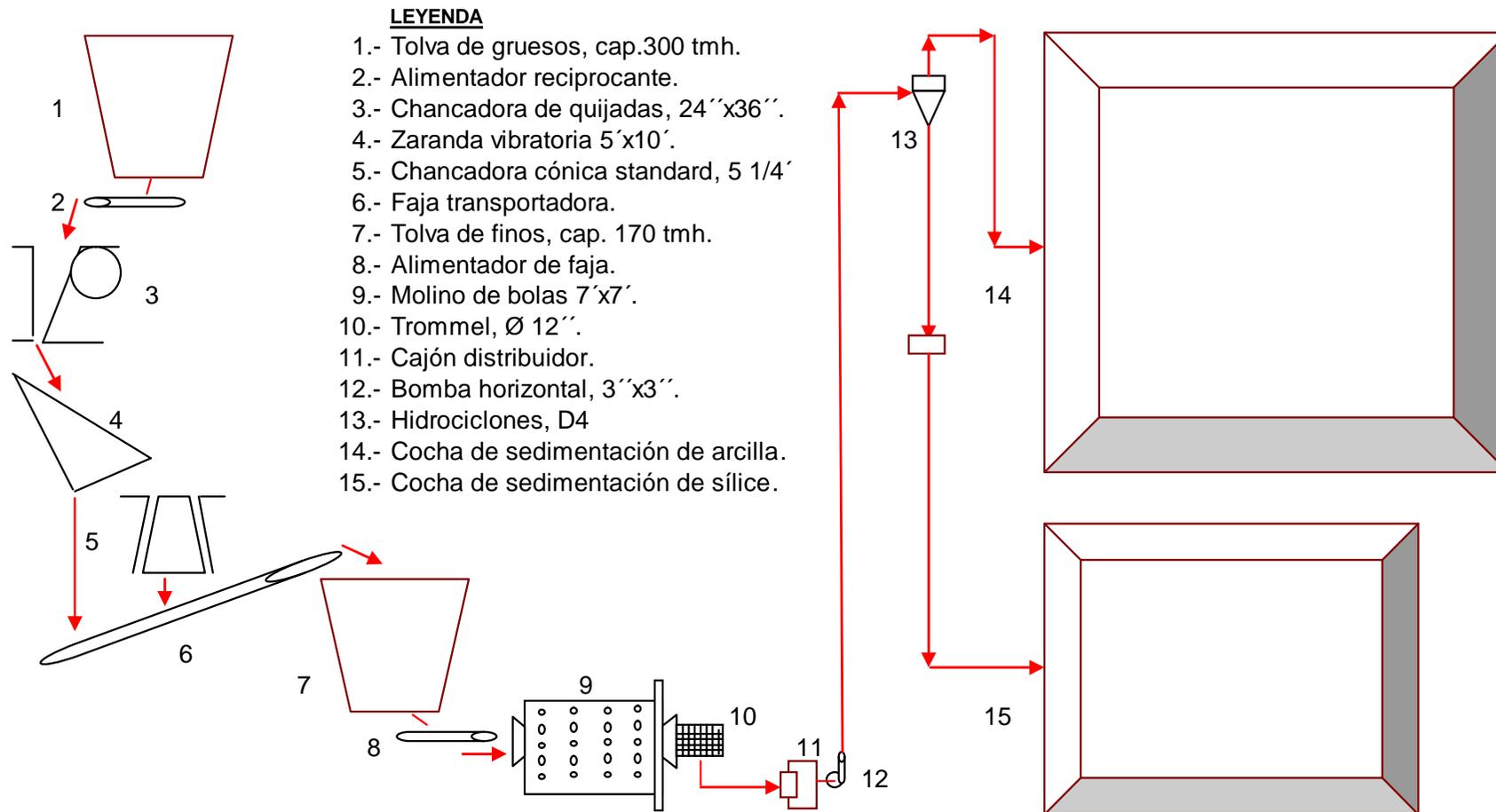
La cocha para la arcilla recuperada debe tener una capacidad de  $200 \text{ m}^3$ , para esto se construirán dos cochas de forma cuadrada con las siguientes medidas:

*Ancho* = 10 m, *Largo* = 10 m y *Alto* = 2 m.

La cocha para la sílice debe tener una capacidad de  $50 \text{ m}^3$ , para esto se construirán dos cochas de forma cuadrada con las siguientes medidas:

*Ancho* = 5 m, *Largo* = 5 m y *Alto* = 2 m.

**7.6.- Diagrama de Flujo del Proceso de Chancado, Molienda y Clasificación a nivel industrial. Figura N° 6.**



## CAPÍTULO VIII

### CONCLUSIONES GENERALES

1.- Luego de haber realizado las pruebas con ambos métodos de procesamiento, se concluye que si es posible la recuperación de la caolinita de las arcillas marginales o de baja ley de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ), con altos contenidos de sílice. El proceso que ofrece mejores resultados en cuanto a calidad, rentabilidad y factibilidad se obtiene con el método de Molienda y Clasificación.

2.- Mediante las pruebas de molienda y clasificación, se logra recuperar la arcilla caolinítica por medio de un proceso de molienda en húmedo y clasificación por tamaños empleando un hidrociclón deslamador (D4). La arcilla caolinítica se recupera en el rebose del clasificador, mientras que la mayor parte de la sílice se recupera en la descarga del clasificador.

3.- Los mejores resultados se obtienen para un tiempo de molienda de 4 minutos, en donde la arcilla caolinítica recuperada presenta buenas leyes y recuperaciones de alúmina. Estas leyes de alúmina obtenidas son muy cercanas a la ley mínima de alúmina requerida por la Empresa que es de 23 %.

#### Arcilla del lote N° 1 - sector A

Tiempo de molienda (min)	Ley $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	Recuperación $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	Granulometría % - malla N° 200
4	21	53	51

#### Arcilla del lote N° 1 - sector B

Tiempo de molienda (min)	Ley $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	Recuperación $\text{Al}_2\text{O}_3$ (%)	Granulometría % - malla N° 200
4	20	49	52

4.- El tamaño de corte ó de separación ( $d_{50}$ ), determinado teóricamente es de 30 micrones; es decir, la arcilla caolinítica recuperada estará dentro del rango granulométrico menor a 30 micrones y los resultados estarán dados en función de esa granulometría. Se debe considerar que junto a la caolinita recuperada se encontrará también la sílice ( $\text{SiO}_2$ ) fina de tamaño ( $-38 \mu\text{m}$ ); mientras que la sílice gruesa ( $+38 \mu\text{m}$ ), será separada en la descarga del hidrociclón.

5.- Se concluye que al necesitar poco tiempo de molienda, el proceso industrial tiene que realizarse en un circuito abierto de molienda y clasificación, esta conclusión también se fundamenta con los bajos índices de trabajo ( $W_i$ ) calculados que presentan estas arcillas marginales (7,35 y 7,81  $\text{kW}\cdot\text{h}/\text{t}$ ). Con poco tiempo de molienda se logra un buen grado de liberación y sobre todo la arcilla caolinítica recuperada es de buena calidad.

6.- Un mayor tiempo de molienda si bien mejora la recuperación de alúmina; también, perjudica la ley de la misma disminuyéndola notablemente; esto es provocado por el incremento de la sílice en la arcilla caolinítica recuperada; es decir, se incrementa el contenido de sílice fina de tamaño ( $-38 \mu\text{m}$ ), por la molienda excesiva.

7.- Si solo lavásemos el mineral las leyes de alúmina de las arcillas recuperadas llegarían hasta 22 %, aunque las recuperaciones serían demasiado bajas. A mayores tiempos de molienda las leyes de alúmina de las arcillas recuperadas disminuyen hasta 17 %, aunque las recuperaciones se incrementan notablemente. Por esta razón se busca un punto intermedio en donde se obtengan buenas leyes y recuperaciones de alúmina, claro está que en la presente investigación el parámetro más importante de calificación es la ley de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ).

8.- El causa principal para que la sílice libre se muele notablemente a mayores tiempos de molienda es porque este tipo de sílice se presenta en forma granular; es decir, no se trata de sílice masiva, compacta o cristalina. Al reducirse la sílice

---

en tamaños menores a 38 micrones contamina a la arcilla caolinítica recuperada disminuyendo su ley de alúmina.

9.- Respecto al método de Dispersión y Sedimentación no es factible económicamente porque, para llegar a la granulometría (100 % - 150  $\mu\text{m}$ ), que requieren estas pruebas se necesitarían tiempos de molienda entre 10 y 12 minutos según las pruebas de molienda, los cuales no son rentables por el alto consumo energético y por la mayor inversión que se realizaría en un futuro proceso industrial.

10.- Las recuperaciones de alúmina de la arcilla caolinítica recuperada obtenidas con las pruebas de dispersión y sedimentación son mejores a las obtenidas con las pruebas de molienda y clasificación. Esto se debe al mayor grado de liberación que presentan estas muestras (100 % -150  $\mu\text{m}$  ó -90  $\mu\text{m}$ ).

11.- Se debe de tener en cuenta que en un sistema Partículas – Agua, los fenómenos de dispersión producidos por la doble capa eléctrica se dan principalmente en las partículas finas (-38  $\mu\text{m}$ ) y coloidales (-1  $\mu\text{m}$ ), mientras que las partículas gruesas experimentan principalmente el fenómeno de la sedimentación.

12.- Los resultados de los análisis químicos por difracción de rayos X (análisis químico cualitativo y semi - cuantitativo), de la muestra de cabeza de la arcilla marginal y de la muestra de arcilla caolinítica recuperada por ambos métodos de procesamiento, confirman que se trata de la arcilla caolinita ( $2\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ), con impurezas de sílice ( $\text{SiO}_2$ ) y hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) principalmente; también, contienen trazas de anatasa ( $\text{TiO}_2$ ) y muscovita [ $(\text{K},\text{Na})(\text{Al},\text{Mg},\text{Fe})_2$ ], según el difractograma.

---

13.- Los porcentajes de los contaminantes como los álcalis ( $K_2O + Na_2O$ ), el óxido de magnesio ( $MgO$ ) y el sulfato ( $SO_4$ ), en la arcilla caolinítica recuperada están por debajo de los límites establecidos por la Empresa; los cuales no deben de pasar de 2 % para el sulfato y el óxido de magnesio, y 1 % para los álcalis. Las cantidades de los contaminantes presentes en las muestras de arcilla caolinítica recuperada mediante las pruebas de clasificación para 4 minutos de molienda son los siguientes:

**Arcilla del lote N° 1 - sector A**

Tiempo de molienda (min)	Ley $SO_4$ (%)	Ley $MgO$ (%)	Ley $K_2O$ (%)	Ley $Na_2O$ (%)	Álcali equivalente (%)
4	0,45	0,16	0,41	0,01	0,28

**Arcilla del lote N° 1 - sector B**

Tiempo de molienda (min)	Ley $SO_4$ (%)	Ley $MgO$ (%)	Ley $K_2O$ (%)	Ley $Na_2O$ (%)	Álcali equivalente (%)
4	0,44	0,93	0,59	0,01	0,40

14.- No se realizaron pruebas de molienda y clasificación con las muestras del Lote N° 1 - Sector C, debido al exceso de álcalis presentes en estas muestras, los cuales llegan hasta 2,4 %, siendo el límite establecido por la Empresa hasta 1 %.

15.- Si el contenido de alúmina de la arcilla utilizada como materia prima es menor a 23 %, se dificulta la formación de las fases cristalinas en el clinker debido al exceso de sílice. El exceso de contaminantes produce problemas operativos durante la formación del clinker. También, producen efectos negativos en las propiedades del cemento como el fenómeno de expansión por exceso de álcalis.

16.- Respecto a las ecuaciones determinadas que relacionan a las variables dependientes e independientes se consideraron solo aquellas que tienen un coeficiente de determinación ( $r^2$ ) mayor a 0,80, si es menor indica que no existe una ecuación que relacione convenientemente a las variables. Esta limitación se fundamenta por consideraciones teóricas de los temas de estadística y probabilidades.

## CAPÍTULO IX

### RECOMENDACIONES

1.- Se recomienda realizar el procesamiento de la arcilla marginal a nivel industrial aplicando el método de molienda y clasificación. Empleando un circuito abierto de molienda y clasificación con hidrociclones deslamadores. De acuerdo al consumo actual de arcilla que es de aproximadamente 200 toneladas por día, se recomienda realizar el proceso industrial inicial para un nivel de tratamiento de 20 t/h. El mineral será reducido de tamaño con el actual sistema de chancado que tiene la Empresa, la mayor inversión estaría localizada en la adquisición del molino de bolas, la bomba horizontal y los hidrociclones. El mineral a tratar sería de los sectores A y B del lote N° 1, de arcilla marginal.

2.- Se recomienda utilizar en el proceso a nivel industrial una bomba horizontal con velocidad variable, la cual influirá en la variación de la presión de alimentación a los hidrociclones deslamadores y por tanto influirá también en la variación del tamaño de corte operativo (d50).

3.- Se recomienda continuar realizando pruebas de molienda y clasificación a nivel de laboratorio con muestras de otros lotes de arcilla marginal; siempre y cuando las leyes de cabeza tengan un porcentaje de alúmina ( $Al_2O_3$ ), mayor a 13 % y el contenido de los contaminantes no sobrepase los límites máximos permitidos. También, se recomienda variar los parámetros operacionales de la clasificación y hacer pruebas empleando un hidrociclón D3 para obtener tamaños de corte (d50) menores a 30 micrones.

---

4.- Sería conveniente determinar la distribución granuloquímica de las muestras de arcilla caolinítica recuperada, utilizando un ciclosizer. Estos datos servirían para variar el tamaño de corte del clasificador.

5.- Se recomienda realizar un estudio de microscopía electrónica a estas arcillas marginales para saber el tipo de unión ó asociación que presenta la caolinita y la sílice. Es un análisis cualitativo y semi-cuantitativo.

6.- Se recomienda investigar la sílice recuperada en la descarga del hidrociclón con la finalidad de determinar si es factible utilizarla como corrector de la ley de sílice en la elaboración del crudo. En el planteamiento inicial esta sílice recuperada se desecharía por sus impurezas.

7.- Se recomienda realizar un estudio del aporte de alúmina que se da por parte del carbón en el horno rotatorio. Se sabe que el carbón tiene un alto contenido de alúmina que se desprende al calcinarse el carbón dentro del horno; el carbón se utiliza como combustible para la formación del clinker dentro del horno. Según datos teóricos el aporte de alúmina puede llegar hasta el 2 % del contenido de alúmina del crudo. Esta investigación servirá para disminuir la ley mínima de alúmina que se requiere actualmente (23 %).

8.- Se recomienda realizar un estudio sobre el efecto que produce el exceso de álcalis y de su posible mitigación durante el proceso de formación del clinker; es decir, disminuir su cantidad empleando agentes correctores. Esta investigación servirá para incrementar la ley máxima de los contaminantes que se requiere actualmente (1 %). Al incrementarse la ley máxima, se podrían procesar lotes de arcilla marginal con mayor contenido de álcalis que actualmente están desechadas.

9.- Para incrementar la ley de alúmina de la arcilla recuperada en el proceso industrial, sería factible realizar un blending con lotes de arcilla de alta ley de alúmina; la finalidad es que el contenido de alúmina no sea menor a 23 %.

---

## **CAPÍTULO X**

### **BIBLIOGRAFIA**

#### **1.- Manual Tecnológico del Cemento.**

Autor: W. Duda - Editorial: ETA - Publicación: 1977 - Edición: II.

#### **2.- Operaciones Unitarias en Metalurgia Extractiva.**

Autor: I. Quiroz - Editorial: Ingeniería - Publicación: 1986 - Edición: I.

#### **3.- Introducción al Procesamiento de Minerales.**

Autor: E. Kelly - Editorial: Limusa - Publicación: 1990 - Edición: I.

#### **4.- Manual de Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales.**

Autor: J. Currie - Editorial: Limusa - Publicación: 1984 - Edición: II.

#### **5.- Teoría de la Flotación.**

Autor: A. Sutulov - Editorial: MIR - Publicación: 1963 - Edición: I.

#### **6.- Manual de Mineralogía.**

Autor: E. Dana - Editorial: Reverté - Publicación: 1960 - Edición: II.

#### **7.- Análisis Químico Cualitativo.**

Autor: B. Marti - Editorial: Paraninfo - Publicación: 1964 - Edición: IV.

#### **8.- Análisis Químico Cuantitativo.**

Autor: A. Musakin - Editorial: MIR - Publicación: 1976 - Edición: I.

#### **9.- Costos de Equipos para Procesamiento de Minerales.**

Autor: J. Chía - Editorial: Ingeniería - Publicación: 1984 - Edición: II.

---

**10.- Informe de Dimensionamiento de Equipos Mineros.**

Autor: Svedala Fima - Publicación: 2000 - Edición: I.

**11.- Manuales, Reportes y Procedimientos de la Fabricación de Cemento.  
Cemento Andino S.A. – 2004.****12.- Curso dictados en la Universidad Nacional de Ingeniería. Facultad de  
Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica – 1996/1999.**

- Concentración de Minerales III.
- Estadística y Probabilidades.
- Difracción de Rayos X.
- Mineralogía Descriptiva.

**13.- Informes prácticas realizadas en las siguientes minas:**

- Empresa Minera “Yauliyacu” S.A. – 2001.
- Sociedad Minera “El Brocal” S.A. – 2001.

**14.- Catálogos de Equipos Mineros.**

Autor: DENVER - Publicación: 1972.

**15.- Software Excel.**

Autor: Microsoft - Publicación: 2002.

**16.- Páginas web utilizadas:**

[www.iio.ens.uabc.mx](http://www.iio.ens.uabc.mx) / [www.monografias.com](http://www.monografias.com) / [www.zeta-meter.com](http://www.zeta-meter.com) /  
[www.xtal.iqfr.csic.es](http://www.xtal.iqfr.csic.es) / [www.ciencia-ficcion.com](http://www.ciencia-ficcion.com) / [www.bioweb.uv.es](http://www.bioweb.uv.es) /  
[www.hiq.aga.com.co](http://www.hiq.aga.com.co) / [www.caolins-asturianos.com](http://www.caolins-asturianos.com) / [www.unlu.edu.ar](http://www.unlu.edu.ar) /  
[www.edafología.ugr.es](http://www.edafología.ugr.es) / [www.encarta.msn.es](http://www.encarta.msn.es) / [www.maloka.org](http://www.maloka.org)

---

# APÉNDICES

---

## **1.1.- Fundamento Teórico de la Dispersión.**

### **1.1.1.- Sistema Arcilla – Agua.**

Cuando un mineral arcilloso se pone en contacto con el agua se forma una dispersión coloidal cuyo comportamiento depende de las interacciones entre los componentes del sistema que, básicamente son los siguientes:

- partículas de arcilla.
- moléculas de agua.
- cationes.
- aniones.

En el caso de tratarse de una superficie cargada negativamente los cationes asociados a ella reciben el nombre de contraiones, mientras que los aniones acompañantes se denominan coiones. Si se trata de una superficie cargada positivamente los contraiones son los aniones de la solución, y los coiones son los cationes de la solución.

#### **Superficies cargadas.**

La distribución de los sitios de carga en los minerales es de vital importancia en la adsorción de los contraiones y de las moléculas de agua. Cuando las láminas del mineral son neutras, los oxígenos basales son capaces de actuar como bases de Lewis débiles: donan o aportan electrones formando enlaces débiles con los complejos superficiales acuosos. Pero a medida que se incrementan las sustituciones isomórficas dentro de las láminas de silicato se genera exceso de carga negativa en la superficie, lo cual lleva a los oxígenos a actuar como bases fuertes de Lewis formando complejos cada vez más estables con moléculas de agua (dipolo) a través de la interacción tipo puente hidrógeno.

---

### **Hidratación de las arcillas.**

La hidratación de las arcillas involucra la adsorción de moléculas de agua sobre su superficie, lo cual puede ocurrir a través de:

- Hidratación de los cationes introducidos.
- Interacción de la superficie del mineral con las moléculas de agua y con los cationes.
- Actividad (contenido) de agua presente.

A partir de las cargas desarrolladas sobre la superficie del mineral (habitualmente negativas), se produce la adsorción de cationes, que se comportan como los principales centros hidrofílicos sobre la superficie basal de las láminas de silicato. La presencia de cationes mono o divalentes produce marcada diferencia en las cantidades de agua adsorbida, y por lo tanto, en la expansión entre láminas.

La formación de una doble capa eléctrica sobre la superficie del mineral hace que surjan fuerzas repulsivas que tienden a mantener dispersos este tipo de materiales cuando se encuentran suspendidos en el agua.

La presencia de contraiones de diferente densidad de carga y en diferentes concentraciones puede modificar considerablemente las fuerzas repulsivas entre las partículas de mineral:

- Cuando las concentraciones de la solución son elevadas, favorecen la compresión de la doble capa eléctrica, disminuyendo el alcance de las fuerzas repulsivas, favoreciendo así una rápida coagulación.
- A medida que se agregan iones de mayor densidad de carga, se produce mayor compresión de la doble capa eléctrica, favoreciendo así una rápida coagulación.

En forma independiente a lo que sucede con las fuerzas repulsivas, las partículas de mineral se atraen debido a la existencia de fuerzas atractivas de tipo Van der Waals. Finalmente, la posibilidad que el mineral se encuentre disperso o suspendido cuando

---

está en contacto con un medio acuoso, dependerá de la relación existente entre fuerzas atractivas y repulsivas, manteniéndose coagulado si predominan las primeras y disperso si predominan las últimas.

### **1.1.2.- Partículas Coloidales.**

Las partículas coloidales en el agua por lo general presentan un diámetro entre 1  $\mu\text{m}$  (micrómetro) y 1  $\text{m}\mu$  (milimicrómetro) y su comportamiento depende de su naturaleza y origen. Estas partículas presentes en el agua son las principales responsables de la turbiedad. En términos generales, los denominados coloides presentan un tamaño intermedio entre las partículas en solución verdadera y las partículas en suspensión.

#### **Tipos de coloides de acuerdo con su comportamiento en el agua.**

En el tratamiento del agua, es común referirse a los sistemas coloidales como hidrófobos o suspensores cuando repelen el agua, e hidrófilos o emulsores cuando presentan afinidad con ella. Obviamente, los coloides hidrófobos no repelen completamente al agua, pues una película de ella es absorbida por los mismos. En los sistemas coloidales hidrófobos, las propiedades de la superficie de las partículas son muy importantes, principalmente en las aguas naturales, que pueden contener varios tipos de arcillas.

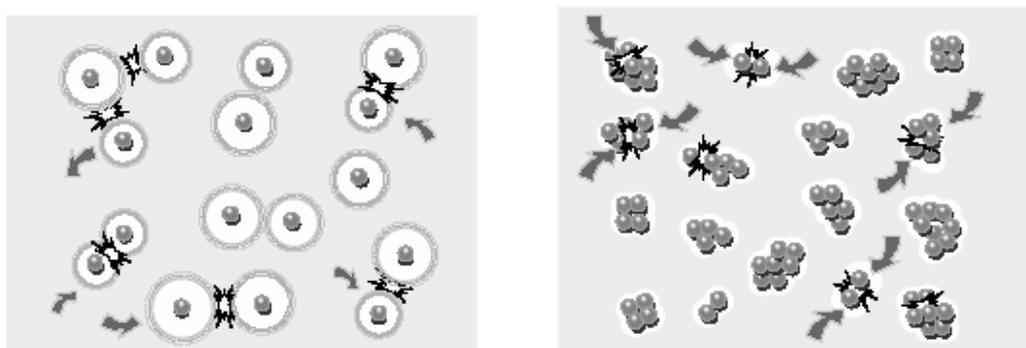
Las arcillas y algunos óxidos metálicos son coloides hidrófobos muy importantes en el tratamiento del agua. Se caracterizan por ser termodinámicamente inestables con respecto a la formación de grandes cristales no coloidales.

Los coloides hidrofílicos comprenden soluciones verdaderas, ya sea de moléculas grandes o de agregados de moléculas pequeñas (llamados micelas), cuyas dimensiones están dentro de los límites coloidales. Abarcan varios polímeros tanto sintéticos como naturales y numerosas sustancias de significación biológica como proteínas, ácidos nucleicos, almidones y otras macromoléculas.

---

### La Electrocinética y el Comportamiento de los Coloides.

Los coloides están en todas partes y la medición del potencial zeta puede ser utilizado para su conocimiento y control. Los sistemas coloidales pueden ser tan espesos como una pasta, tipo cemento, o tan diluidos como las que enturbian las aguas de los lagos. Las suspensiones coloidales son comúnmente acuosas, aunque también pueden ser utilizadas suspensiones no acuosas. En cada caso las propiedades físicas y cualidades de las suspensiones están fuertemente afectadas por las propiedades de los coloides.



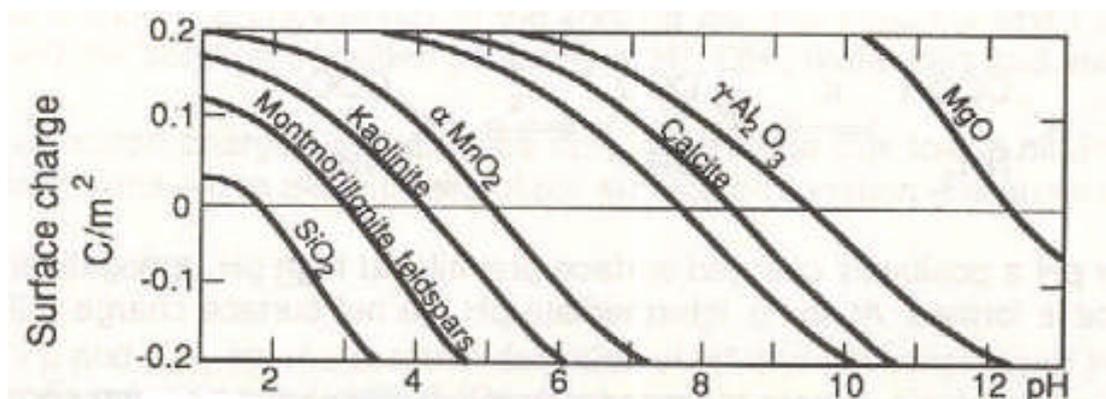
**Figura N° 1.** Partículas Cargadas se repelen unas a otras. **Figura N° 2.** Partículas Sin Carga están libres para chocar y aglomerar. (Fuente: [www.zeta-meter.com](http://www.zeta-meter.com)).

Podremos cambiar las características de una suspensión al comprender las interacciones de un coloide individual con otro. En ocasiones buscamos maximizar las fuerzas repulsivas entre ellos, para así producir suspensiones estables. Las repulsiones mutuas entre partículas adyacentes impiden la unión de grandes y rápidas sedimentaciones de aglomerados. En los tratamientos de purificación de agua se debe, por el contrario, minimizar las fuerzas de repulsión entre las partículas que las enturbian, para que así se formen grandes aglomerados que sedimenten y filtren fácilmente. Por su tamaño microscópico, las fuerzas de unión en la superficie del coloide y el líquido son las que determinan su comportamiento. Uno de los mayores efectos de la superficie son los fenómenos electrocinéticos.

Cada coloide contiene una carga eléctrica que suele ser de naturaleza negativa, aunque también puede ser positiva. Estas cargas producen fuerzas de repulsión electrostática entre los coloides vecinos. Si la carga es suficientemente elevada los coloides permanecen discretos, dispersos y en suspensión. Reduciendo o eliminando estas cargas se obtiene el efecto opuesto y los coloides se aglomeran y sedimentan fuera de la suspensión.

En este sentido se dice que los coloides en general tienen carga eléctrica y por tanto pueden ser afectados por campos eléctricos. Estas cargas pueden explicarse por la presencia de imperfecciones en la superficie de la estructura reticular. Puede también existir ionización y por tanto la superficie de los coloides pueden ionizarse (los grupos funcionales probables de sufrir ionización son:  $(OH)^-$ ,  $(COOH)^-$ ,  $(OPO_3H_2)^-$  y  $(SH)^-$  y por último puede haber adsorción preferencial de iones en la superficie de los coloides o bien, pueden haber ligandos de coordinación. A bajos pH prevalece una carga positiva superficial, a altos pH prevalece la carga negativa y a pH intermedios podría haber un valor cero.

La siguiente figura muestra que muchos materiales suspendidos y coloides sólidos que se encuentran en agua, sedimentos y suelos tienen una carga superficial y que dicha carga puede ser fuertemente afectada por el pH.



**Figura N° 3:** pH versus carga superficial de la sílice y la caolinita.

(Fuente: [www.monografias.com](http://www.monografias.com)).

### 1.1.3.- La Doble Capa Eléctrica.

El sistema coloidal no presenta carga eléctrica neta debido a que la carga de la superficie negativa es balanceada con los iones de carga contraria presentes en el agua. La figura N° 4, muestra una representación esquemática de una partícula coloidal negativa con una nube de iones alrededor de la misma. Como la superficie de la partícula es negativa, hay un cúmulo de iones positivos en la región de interfaz (sólido-liquido) que forman, junto con la carga negativa de la partícula, la doble capa eléctrica, también denominada capa compacta. Los iones negativos se aproximan a la capa compacta y atraen iones positivos; así se forma la capa difusa, que engloba a la primera.

Se usa el modelo de la doble capa para visualizar la atmósfera iónica en la proximidad del coloide cargado y para explicar como actúan las fuerzas eléctricas de repulsión. Es posible entender este modelo como una secuencia de etapas que ocurren alrededor de un solo coloide negativo, si los iones que neutralizan sus cargas son repentinamente sacados.

Veamos primero el efecto del coloide sobre el ión positivo (llamado contra-ión) en la solución. Inicialmente, la atracción del coloide negativo hace que algunos iones positivos formen una rígida capa adyacente alrededor de la superficie del coloide; esta capa de contra-iones es conocida como la capa de Stern.

Otros iones positivos adicionales son todavía atraídos por el coloide negativo, pero estos son ahora rechazados por la capa de Stern, así como por otros iones positivos que intentan acercarse al coloide. Este equilibrio dinámico resulta en la formación de una capa difusa de contra-iones. Los contra-iones tienen una alta concentración cerca de la superficie, la cual disminuye gradualmente con la distancia, hasta que se logra un equilibrio con la concentración de los contra-iones en el seno de la disolución.

---

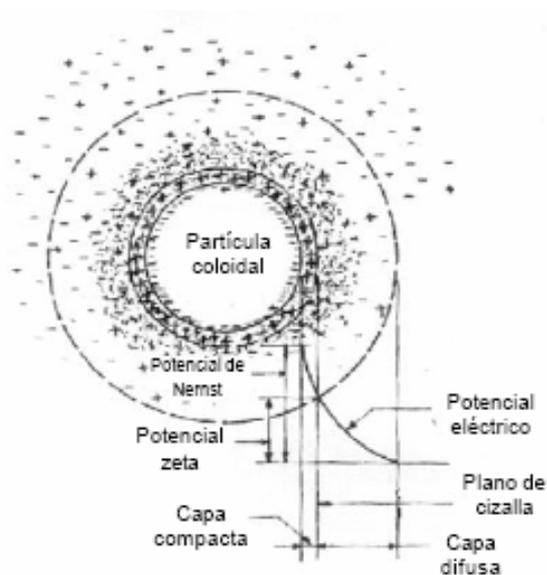
**El Potencial electroquímico.**

El proceso de hidratación se desarrolla generalmente en forma dispereja. Por ejemplo al hidratarse una red cristalina de carácter iónico, los cationes se hidratan y posteriormente se disuelven con mayor velocidad que los aniones. Esto inmediatamente produce un desequilibrio eléctrico del sistema, pues las superficies de los sólidos se cargan negativamente.

Para equilibrar el sistema sólido-líquido, la superficie cargada negativamente en primer lugar cesará la disolución de cationes todavía presentes en la red cristalina y enseguida, desde la solución atraerá los iones cargados positivamente. De este modo entre la superficie y el líquido se formará un potencial eléctrico cuyo origen se encuentra en la doble capa de cargas eléctricas. El potencial eléctrico formado por la capa eléctrica de iones de la solución junto con la superficie cargada eléctricamente se llama potencial electroquímico.

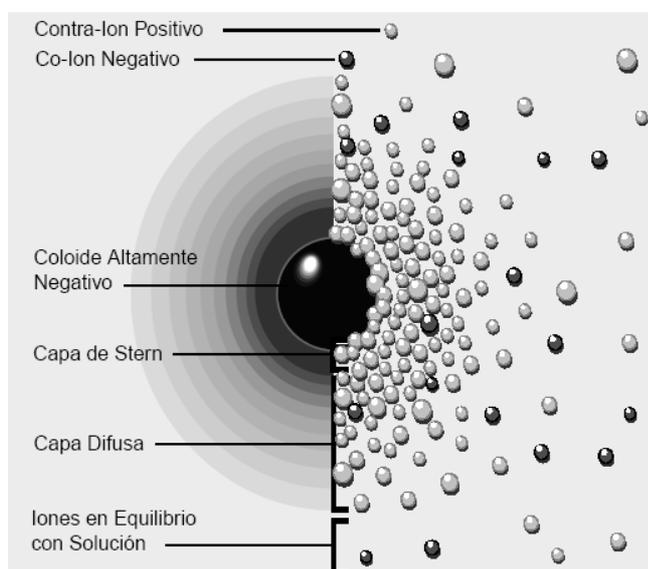
Este potencial no está formado solamente por los iones que se encuentran en la vecindad inmediata de la superficie sólida. A más profundidad en el líquido hay una zona (zona de difusión), donde los iones también están orientados hacia la superficie, aunque su atracción hacia ella es mucho más débil. El espesor de la doble capa eléctrica es del orden de 3 angstrom y el espesor de la zona difusa depende exclusivamente de la concentración de la solución y mientras más alta es la concentración de los iones, menor es el grosor de la zona o capa difusa.

---



**Figura N° 4.** Configuración esquemática de la doble capa eléctrica.

(Fuente: [www.monografias.com](http://www.monografias.com)).



**Figura N° 5.** Dos Maneras de Visualizar la Doble Capa Eléctrica.

La vista izquierda muestra el cambio en la densidad de carga alrededor del coloide.

La derecha muestra la distribución de iones positivos y negativos alrededor del coloide cargado. La capa difusa puede ser visualizada como una atmósfera cargada rodeando al coloide. (Fuente: [www.zeta-meter.com](http://www.zeta-meter.com)).

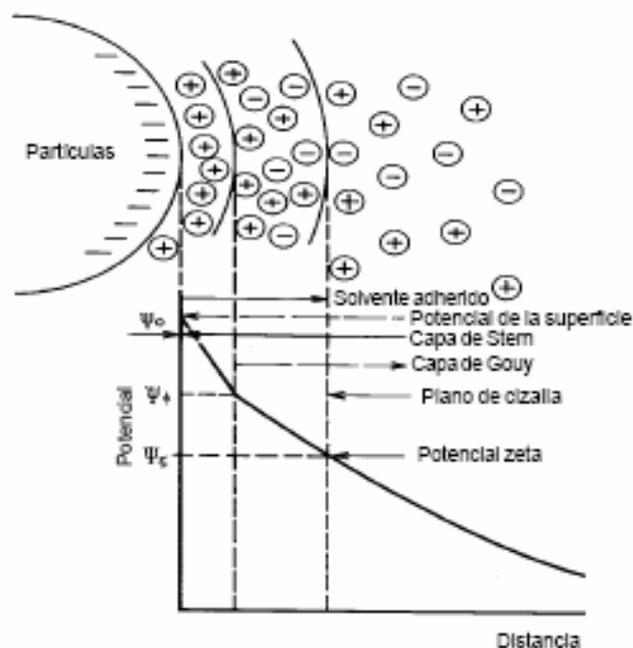
En realidad, la capa difusa resulta de la atracción de iones positivos, de la repulsión electrostática de iones negativos (con la misma carga de la partícula), y la difusión térmica. Se tiene, por tanto, una concentración elevada de iones positivos próximos a la superficie del coloide, también denominada capa de Stern, a partir de la cual se forma la capa difusa, en la cual la concentración de iones es menor.

Según Stern, existe una distancia mínima entre la superficie del coloide y los iones de carga contraria (positivos), en la cual el potencial eléctrico decrece linealmente; enseguida la disminución resulta exponencial y pasa por la frontera entre la capa compacta y la difusa, lugar en que el potencial eléctrico, según Lykema, es designado potencial zeta. El concepto de ese potencial está asociado a la aplicación de la diferencia de potencial en una muestra de agua que contiene coloides negativos, de tal forma que una cierta porción del medio, en torno de la partícula, camine junto con esta al electrodo positivo, lo que caracteriza al plano de la cizalla.

De estos potenciales, el único que puede ser calculado por medio de electróforesis es el potencial zeta. El valor experimental de la velocidad de migración de las partículas coloidales en un campo eléctrico puede ser convertido a potencial zeta con las ecuaciones de Helmholtz-Smoluchowski, Henry o Debye-Huckel, de acuerdo con el tamaño de la partícula y la concentración de la solución ó electrolito.

Debido a la incertidumbre sobre los valores asignados a las constantes en las ecuaciones, el cálculo del potencial zeta puede diferir del valor real. Por esta razón, algunos prefieren referirse a movilidades electroforéticas en lugar de potencial zeta. Se han propuesto varios modelos para explicar la doble capa eléctrica. Quizás el modelo que explica mejor este fenómeno es el de la doble capa difusa de Stern-Gouy (figura N° 6).

---



**Figura N° 6.** Modelo de la doble capa difusa de Stern-Gouy.

(Fuente: [www.monografías.com](http://www.monografías.com)).

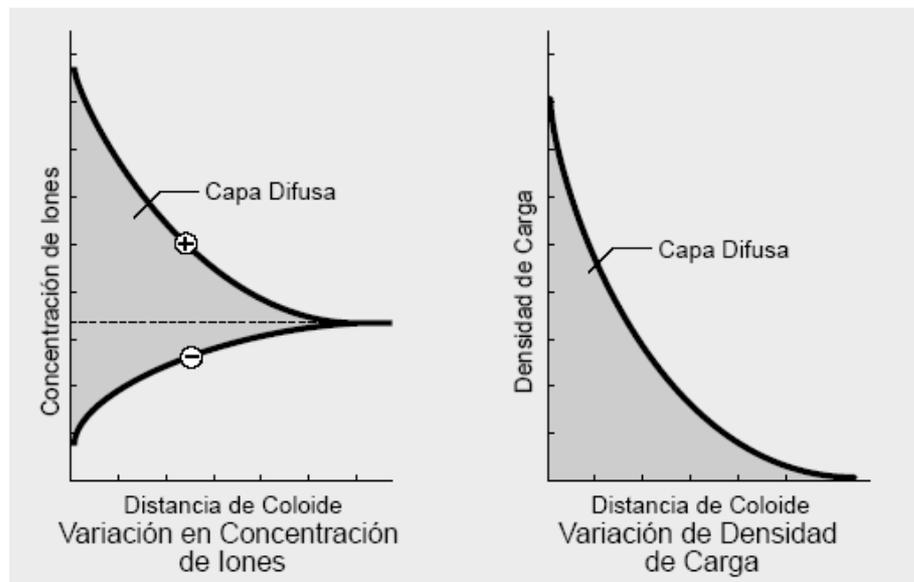
En este modelo hay tres potenciales de interés:

- 1) El potencial  $\psi_0$  en la superficie coloidal. Es un potencial eléctrico creado por la presencia del coloide en el agua, que disminuye con la distancia, a partir de la superficie del mismo, donde es máximo se le denomina potencial de Nernst.
- 2) El potencial  $\psi_\phi$  (Phi), en el interior de la superficie de la doble capa, donde comienza la capa difusa.
- 3) El potencial  $\psi_\zeta$  (Zeta) en el plano de cizalla.

En forma similar, aunque opuesta, en la capa difusa hay un déficit de iones negativos, llamados co-iones pues tienen la misma carga que el coloide. Su concentración se incrementa gradualmente al alejarse del coloide, mientras que las fuerzas repulsivas del coloide son compensadas por los iones positivos, hasta alcanzar nuevamente el equilibrio. La capa difusa puede ser visualizada como una atmósfera cargada rodeando al coloide. A cualquier distancia de la superficie, la

densidad de carga es igual a la diferencia de concentración entre iones positivos y negativos.

La densidad de carga es mucho mayor cerca del coloide y gradualmente disminuye a cero cuando las concentraciones de iones positivos y negativos se asemejan. Los contra-iones de la capa de Stern y de la capa difusa son los que juntos llamaremos la doble capa. El espesor de esta doble capa depende del tipo y concentración de los iones de la solución. El coloide negativo y su atmósfera cargada positivamente producen un potencial eléctrico relativo a la solución.



**Figura N° 7.** Variación de Densidad de Iones en la Capa Difusa.

Estas figuras son dos representaciones del cambio en densidad de carga en la capa difusa. La primera muestra la variación en la concentración de iones positivos y negativos con la distancia de un coloide negativo. La segunda enseña el efecto neto; eso es, la diferencia en la densidad de carga positiva y negativa.

(Fuente: [www.zeta-meter.com](http://www.zeta-meter.com)).

**El Potencial Zeta.**

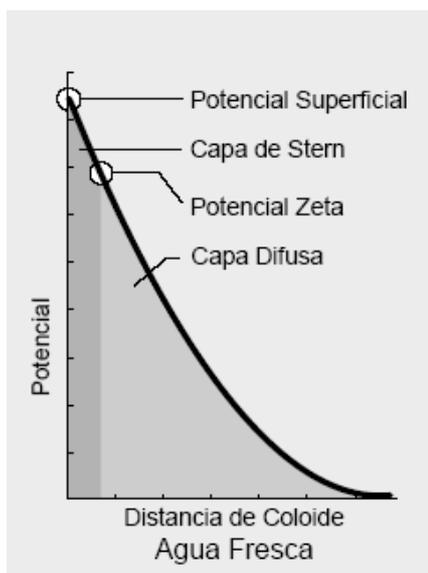
El coloide negativo y su atmósfera cargada positivamente producen un potencial eléctrico relativo a la solución. Este tiene un valor máximo en la superficie y disminuye gradualmente con la distancia, aproximándose a cero fuera de la capa difusa. La caída del potencial y la distancia desde el coloide es un indicador de la fuerza repulsiva entre los coloides en función de la distancia a las cuales estas fuerzas entran en juego.

Un punto de particular interés es el potencial donde se unen la capa difusa y la de Stern. Este potencial es conocido como el potencial zeta, el cual es importante porque puede ser medido de una manera muy simple, mientras que la carga de la superficie y su potencial no pueden medirse. El potencial zeta puede ser una manera efectiva de controlar el comportamiento del coloide puesto que indica cambios en el potencial de la superficie y en las fuerzas de repulsión entre los coloides.

El potencial zeta de la doble capa de cargas eléctricas es de gran importancia en los fenómenos de flotación, pues influye directamente en la adsorción de los reactivos sobre la superficie de los minerales. Se ha observado que hay una relación directa entre el valor del potencial eléctrico y la cantidad de moléculas o iones adsorbidos. Por ejemplo, la adsorción de moléculas orgánicas aumenta con la disminución del potencial y es máxima cuando el potencial es igual a cero. Por otra parte, al alcanzar valores altos, el potencial eléctrico puede reducir a cero la adsorción de moléculas orgánicas.

Las propiedades hidrofílicas de la superficie de los minerales tienen una relación directa con el potencial de la doble capa eléctrica. La doble capa de un mineral que forma un fuerte campo eléctrico preferencialmente atraerá las moléculas y iones de alta constante dieléctrica (agua). Por otra parte, un débil campo eléctrico atraerá las moléculas de baja constante dieléctrica que fomentarán las propiedades hidrofóbicas de la superficie (moléculas orgánicas).

---



**Figura N° 8.** Potencial Zeta contra Potencial Superficial.

La relación entre potencial zeta y potencial superficial depende del nivel de iones en la solución. En agua fresca, la gran doble capa eléctrica hace que el potencial zeta sea una buena aproximación del potencial superficial. (Fuente: [www.zeta-meter.com](http://www.zeta-meter.com)).

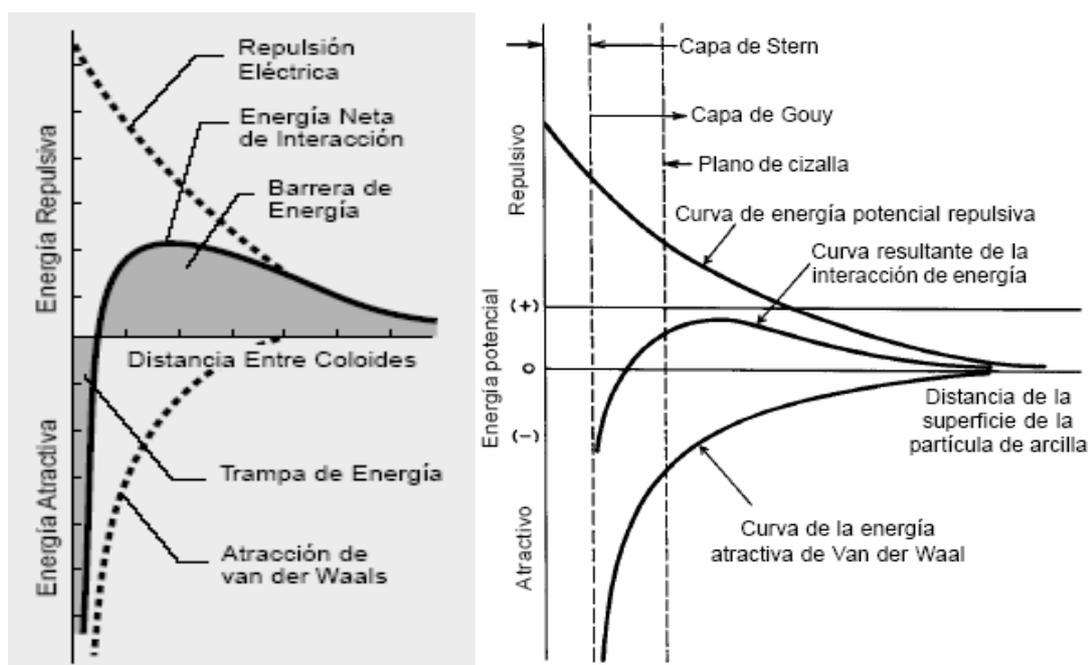
### **El Balance de repulsión y atracción.**

La teoría DLVO (llamada así por Derjaguin, Landau, Verwey y Overbeek) es la clásica explicación de los coloides en suspensión. Esta se basa en el equilibrio entre las fuerzas opuestas de repulsión electrostática y atracción tipo van der Waals y explica por qué algunos coloides se aglomeran mientras que otros no lo hacen.

La repulsión electrostática llega a ser importante cuando los coloides se aproximan y la doble capa comienza a interferir. Se requiere energía para superar esta repulsión y forzar la unión entre las partículas. Esta energía aumenta fuertemente cuando las partículas se acercan. Se usa una curva de repulsión electrostática para indicar la cantidad de energía que hay que vencer para que las partículas puedan ser forzadas a juntarse. Esta energía llega a un valor máximo cuando las partículas están casi juntas y disminuye a cero fuera de la doble capa. Su valor máximo está relacionado con el potencial de la superficie.

La atracción de Van der Waals entre los coloides es ciertamente el resultado de las fuerzas entre las moléculas individuales de cada coloide. El efecto es aditivo; o sea, una molécula del primer coloide experimenta la atracción de Van der Waals de cada molécula del segundo coloide. Esto se repite para cada molécula del primer coloide y la fuerza total corresponde a la suma de todas ellas. Se usa una curva de energía de atracción para indicar la variación en las fuerzas de Van der Waals con la distribución entre las partículas.

La teoría DLVO explica la tendencia de los coloides a aglomerarse o permanecer separados al combinar la atracción de Van der Waals y la curva de repulsión electrostática: la curva combinada es llamada la energía neta de interacción.



### Energía de interacción.

**Fig. N° 9.** La curva de energía neta de interacción se forma al substrer la curva de atracción de la curva de repulsión. **Fig. N° 10.** Energía potencial de interacción entre dos coloides. (Fuente: [www.zeta-meter.com](http://www.zeta-meter.com) y [www.monografías.com](http://www.monografías.com)).

A cada distancia el pequeño valor se resta del mayor valor para dar la energía neta. El valor neto se representa entonces arriba si es repulsivo o abajo si es atractivo, y así se forma la curva. La curva de interacción neta cambia siempre de atracción a repulsión y nuevamente a atracción. Si existe una zona repulsiva, entonces el punto de máxima energía de repulsión se llama la barrera de energía. La altura de esta barrera indica cuan estable es el sistema. Para aglomerar dos partículas que van a chocar estas deben tener suficiente energía cinética debido a su velocidad y masa, como para pasar sobre dicha barrera. Si la barrera desaparece, entonces la interacción neta es totalmente atractiva y consecuentemente las partículas se aglomeran.

Esta región interna es referida como la trampa de energía, pues los coloides pueden considerarse como sistemas unidos por fuerzas de Van der Waals. Dependiendo de nuestros propósitos es posible alterar el entorno del coloide para aumentar o disminuir la barrera energética.

Varios métodos pueden ser usados para este propósito, tales como cambios en la atmósfera iónica, el pH o agregando compuestos activos para afectar directamente la carga del coloide. En cada caso la medida del potencial zeta indicará el efecto de la alteración, principalmente en su estabilidad.

### **Energía potencial de interacción de las partículas finas y coloidales.**

Cuando dos coloides semejantes se aproximan uno a otro, ocurre interacción entre las capas difusas, lo que hace que haya repulsión debido a la fuerza electrostática entre ellos. La energía potencial de repulsión, que disminuye con la distancia a partir de la superficie del coloide, está demostrada en las figuras N° 9 y N° 10.

Existen fuerzas atractivas entre las partículas denominadas fuerzas de Van der Waals. Tales fuerzas son atribuidas a las fluctuaciones de carga en los átomos y resultan de interacciones entre dipolos permanentes o inducidos en los átomos interactuantes de los coloides del agua.

---

Para dos átomos, la fuerza atractiva de Van der Waals es inversamente proporcional a la séptima potencia de la distancia entre ellos (la energía es inversamente proporcional a la sexta potencia). Por ende, para dos partículas constituidas por gran número de átomos, las fuerzas actuantes sobre cada par de átomos son aditivas, lo que resulta en una energía de atracción inversamente proporcional al cuadrado de la distancia entre las superficies de ellas.

La interacción entre las fuerzas de repulsión de origen eléctrico y de atracción de Van der Waals, y entre partículas coloidales que se mueven continuamente, debido al movimiento browniano, contribuye a la estabilidad del sistema. Las partículas coloidales, dentro de la fase líquida, presentan un movimiento constante e irregular, que se ha denominado movimiento browniano; que es una propiedad cinética la cual define su comportamiento referido a su movimiento en el agua.

El trabajo necesario para la aproximación de dos partículas coloidales semejantes, si se parte de una distancia infinita, se conoce como energía potencial de repulsión y es tanto mayor cuanto menor es la distancia entre las mismas.

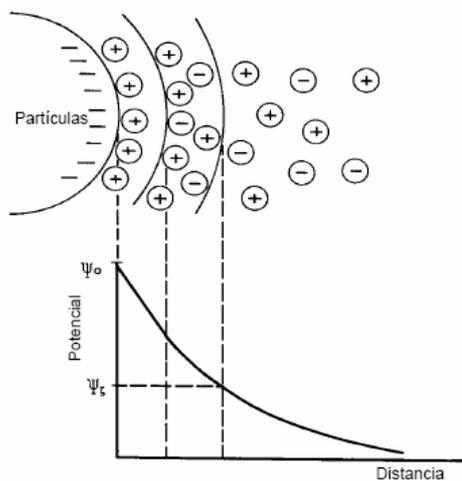
Cuando la fuerza iónica es pequeña, la energía resultante es de repulsión, y adquiere un valor máximo conocido como barrera de energía, a una distancia, a partir de la superficie de la partícula coloidal, próxima a aquella en que se tiene el plano de cizallamiento. Por eso, el potencial zeta puede presentar indicaciones de gran estabilidad en un sistema coloidal. Con el aumento de la fuerza iónica, la energía resultante puede ser reducida al punto de eliminar la barrera de energía, de modo que las partículas pueden ser aproximadas sin que exista repulsión entre ellas.

#### **Efecto del aumento de la concentración iónica.**

Las figuras N° 11, N° 12 y N° 13, muestran el efecto que produce el aumento de concentración iónica en la distribución de la carga. Como se puede observar comparando las figuras N° 11 y N° 12, un aumento en la concentración total de la sustancia ó electrolito reduce la distancia efectiva a través de la cual se manifiesta la

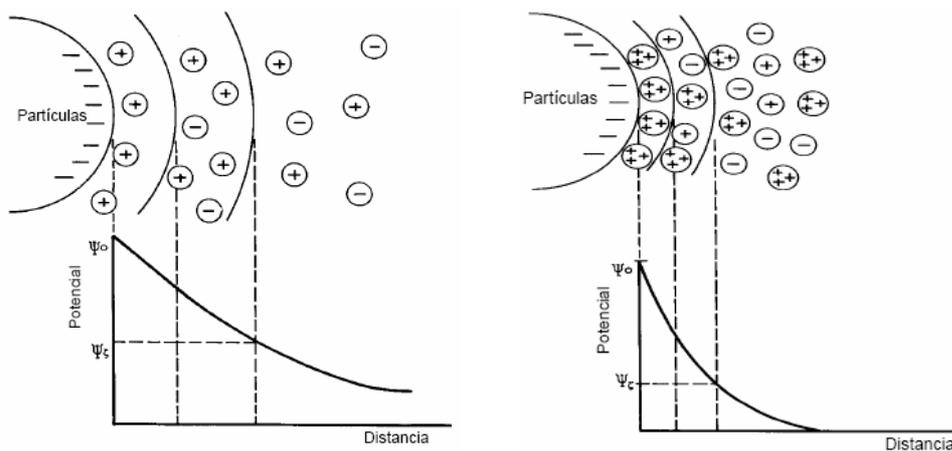
---

carga. El efecto es aún más pronunciado cuando se utilizan cationes polivalentes (figura N° 13).



**Figura N° 11.** Alta concentración de iones monovalentes.

(Fuente: monografías.com).



**Figura N° 12.** Potencial de una partícula coloidal. Baja concentración de iones monovalentes. **Figura N° 13.** Presencia de iones trivalentes positivos.

(Fuente: www.monografías.com).

## **1.2.- Fundamento Teórico de la Sedimentación.**

En el procesamiento de minerales, la operación unitaria de separación sólido – líquido, consiste en la eliminación de agua de productos finales ó intermedios y se realiza en etapas de espesamiento, filtración y clasificación.

En la presente investigación solo nos interesa la etapa de espesamiento de la sílice. El espesamiento ocurre por sedimentación de las partículas. La sedimentación es la acción de asentamiento de partículas sólidas, en un medio fluido, bajo la fuerza de la gravedad. También influyen en el asentamiento, la densidad de la partícula y la forma de la misma lo cual produce diferente grado de resistencia del fluido.

Para propósitos analíticos, el caso más simple que podemos imaginar, es la acción de una simple partícula sólida que se mueve bajo la influencia de la gravedad, en un fluido estacionario de extensiones infinitas. A esto se le llama asentamiento libre. Desde un punto de vista operacional esto se logra en suspensiones con bajos porcentajes de sólidos por peso (menores a 1 %). Es muy importante, un conocimiento de los parámetros que realmente influyen sobre la velocidad de sedimentación. Un análisis teórico de las condiciones de asentamiento, suministrarán datos, los cuales podrían ser comparados con información experimental.

Cuando una partícula está libre para moverse en un fluido, sobre ella actúan dos fuerzas. Una es la fuerza de gravedad, la cual es una fuerza actuante hacia abajo y proporcional a la masa. La segunda fuerza es la fricción, la cual depende del frotamiento entre la superficie total de la partícula y el fluido, a través de la cual se mueve. Esta retardación friccional, es de naturaleza compleja, involucrando el grado de mojabilidad de la superficie mineral, el cual ha tomado lugar, por el agua. También se debe considerar, no solamente a las fuerzas de tensión superficial entre las interfases mineral-agua, sino también, entre las interfases mineral-gas-agua, establecidas por las partículas de gas sobre la superficie del mineral. Tal desbalance de fuerzas, pueden tener un efecto sobre el modelo de flujo del líquido, conforme él corre por la vecindad de la partícula. Otro factor retardante, es el efecto giratorio y de

---

desvío, producido por un desequilibrio debido al frenaje, conforme el sólido se mueve a través del fluido. Conforme la partícula cae, tiene dos masas iguales en equilibrio alrededor del eje vertical; pero, al mismo tiempo ella está sujeta a fuerzas de fricción desiguales; puesto que es probable que las dos masas (mitades) no sean exactamente iguales en área. A menos que la partícula sea una esfera perfecta o cubo, no hay equilibrio y la partícula será desviada de la trayectoria vertical, o es forzada a girar. La energía gravitacional, la cual debería tener su velocidad vertical incrementada, ha sido perdida en los movimientos de rotación oblicuos, u otra clase de movimiento.

La teoría de sedimentación, clasifica a las partículas en tres rangos de tamaños:

- Partículas finas; son aquellas menores al tamiz N° 65 (210  $\mu\text{m}$ ).
- Partículas intermedias; son aquellas comprendidas entre el tamiz N° 65 (210  $\mu\text{m}$ ) y el tamiz N° 14 (1190  $\mu\text{m}$ ).
- Partículas gruesas; son aquellas mayores al tamiz N° 14 (1190  $\mu\text{m}$ ).

De acuerdo a esta clasificación las muestras de arcilla a evaluar están comprendidas dentro de las partículas finas; porque, dichas muestras son menores a 150  $\mu\text{m}$ .

### **1.2.1.- Sedimentación de partículas finas en un fluido.**

Un eminente físico Ingles, Stokes, demostró que si la velocidad es suficientemente baja para originar un flujo viscoso o laminar, la resistencia al movimiento de una esfera en caída, se puede escribir de la siguiente manera:

$$R = 6 \cdot \pi \cdot \mu \cdot r \cdot V \quad \dots(1)$$

Donde:

**R:** resistencia (dina).

**$\mu$ :** viscosidad del fluido (g/cm·s).

**r:** radio de la partícula (cm).

---

**V**: velocidad terminal de la partícula (cm/s).

**m**: masa de la partícula (g).

**m'**: masa del fluido desplazado (g).

**a**: aceleración (cm/s<sup>2</sup>).

Para una partícula en caída, el balance de fuerzas puede ser escrito:

$$m \cdot a = m \cdot (\partial V / \partial t) = m \cdot g - m' \cdot g - R \quad \dots(2)$$

La aceleración:  $a = (\partial V / \partial t) \quad \dots(3)$

Empleando la relación: densidad = masa/volumen

Donde el volumen es de una esfera =  $(4/3) \cdot \pi \cdot r^3$ , reemplazando se obtiene:

$$(4/3) \cdot \pi \cdot r^3 \cdot \delta \cdot (\partial V / \partial t) = (4/3) \cdot \pi \cdot r^3 \cdot \delta \cdot g - (4/3) \cdot \pi \cdot r^3 \cdot \rho \cdot g - 6 \cdot \pi \cdot r \cdot \mu \cdot V \quad \dots(4)$$

Donde:

**δ** y **ρ**: son las densidades del sólido y del fluido respectivamente.

$$\partial V / \partial t = g \cdot (\delta - \rho) / \delta - (9/2) \cdot \mu \cdot V / (\delta \cdot r^2) \quad \dots(5)$$

La velocidad terminal se alcanza cuando la velocidad es constante ó  $\partial V / \partial t = 0$

$$V = (2/9) \cdot [(\delta - \rho) \cdot r^2 \cdot g] / \mu \quad \dots(6)$$

$$V = g \cdot d^2 \cdot (\delta - \rho) / (18 \cdot \mu) \quad \dots(7)$$

La ecuación (7), describe el asentamiento bajo la ley de Stokes o bajo las condiciones de flujo laminar; donde la viscosidad del fluido es la que da la resistencia al flujo. Mediante esta ecuación se establece que la velocidad terminal de sedimentación es directamente proporcional a la densidad y al diámetro de las partículas, y es inversamente proporcional a la viscosidad del fluido.

El tiempo de sedimentación se obtiene cuando la velocidad de caída de la partícula es constante ó cuando se alcanza la velocidad terminal.

Para un asentamiento libre:  $V = \partial e / \partial t$  .....(8)

Donde:

**V**: velocidad terminal de sedimentación ó velocidad máxima (cm/s).

**g**: aceleración de la gravedad (980 cm/s<sup>2</sup>).

**δ**: densidad de la partícula (g/cm<sup>3</sup>).

**ρ**: densidad del líquido (g/cm<sup>3</sup>).

**r**: radio de la partícula (cm).

**d**: diámetro de la partícula (cm).

**μ**: viscosidad del líquido (g/cm.s).

**e**: desplazamiento de la partícula (cm)

**t**: tiempo de sedimentación (s).

**a**: aceleración (cm/s<sup>2</sup>).

### **1.2.2.- Sedimentación de partículas gruesas en un fluido.**

Los parámetros que afectan la velocidad de una partícula gruesa, descendiendo en un fluido son:

- Gravedad específica.
- Volumen.
- Superficie total.
- Textura de la superficie.
- Desvío de la caída vertical.

Cuando se clasifican las partículas por tamaños en un fluido, el criterio de dimensionamiento, es la aplicación de la misma clasificación y los parámetros son la masa, la forma y la textura; si el material es un mineral de composición mixta, el efecto de enclavamiento parcial de la partícula, tiene especial importancia.

---

Un análisis de la velocidad de sedimentación (velocidad terminal) de una partícula gruesa, consiste en la derivación de la fuerza gravitacional actuante sobre la partícula y la correspondiente resistencia del fluido. En el equilibrio, cuando la aceleración es igual a cero y la partícula ha alcanzado su velocidad terminal, estas dos fuerzas deben ser iguales.

La fuerza gravitacional actuante neta =  $F_g$

$$F_g = m \cdot g - m' \cdot g \quad \dots(9)$$

Para una esfera de diámetro  $d$ , podemos reescribir la ecuación (9).

$$F_g = (4/3) \cdot \pi \cdot (d^3 / 8) \cdot g \cdot \delta - (4/3) \cdot \pi \cdot d^3 \cdot g \cdot \rho = (4/3) \cdot \pi \cdot (d^3 / 8) \cdot g \cdot (\delta - \rho)$$

$$F_g = \pi \cdot (d^3 / 6) \cdot g \cdot (\delta - \rho) \quad \dots(10)$$

Se considera la ecuación de resistencia del fluido siguiente:

$$R = A \cdot D \cdot (\rho \cdot V^2 / 2) \quad \dots(11)$$

Donde:

**A**: área de la sección transversal de la proyección de la partícula ( $\text{cm}^2$ ).

**D**: resistencia específica o el coeficiente de arrastre.

Los experimentos demuestran que **D** no es una constante, pero varía con la forma y orientación de la partícula (en el caso de los cuerpos no simétricos), con respecto a la dirección de traslación.

Los trabajos experimentales también han demostrado que cuando el líquido es agua, se alcanza una velocidad razonablemente constante **V** (velocidad terminal) en un corto tiempo; indicando que **F<sub>g</sub>** y **R** son iguales. Esto quiere decir, que la fuerza representada en la ecuación (10) es balanceada por la resistencia **R** de la ecuación (11).

$$\pi \cdot (d^3 / 6) \cdot g \cdot (\delta - \rho) = A \cdot D \cdot (\rho \cdot V^2 / 2) \quad \dots(12)$$

$$V^2 = \pi \cdot (d^3 / 6) \cdot g \cdot (\delta - \rho) \cdot [2 / (\rho \cdot A \cdot D)] \quad \dots(13)$$

Pero,  $A = \pi \cdot (d^2 / 4) \rightarrow V^2 = (4/3) \cdot d \cdot g \cdot (\delta - \rho) / (\rho \cdot D) \quad \dots(14)$

La ecuación (14), describe el asentamiento bajo la ley de Newton o bajo las condiciones de flujo turbulento. Mediante esta ecuación se establece que la velocidad terminal de sedimentación es directamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de la partícula y es inversamente proporcional a la raíz cuadrada de la resistencia específica ó coeficiente de arrastre.

El tiempo de sedimentación se obtiene cuando la velocidad de caída de la partícula es constante ó cuando se alcanza la velocidad terminal.

$$V = \sqrt{(4/3) \cdot d \cdot g \cdot [(\delta - \rho) / (\rho \cdot D)]} \quad \dots(15)$$

### 1.2.3.- Sedimentación de partículas intermedias en un fluido.

En el flujo Newtoniano, el coeficiente de arrastre  $D$ , está relacionado a la velocidad terminal de la ecuación (14). Entonces tenemos:

$$D = (4/3) \cdot g \cdot d \cdot [(\delta - \rho) / (\rho \cdot V^2)] \quad \dots(16)$$

Como se ha puntualizado anteriormente, el flujo Newtoniano es turbulento; sin embargo, si uno fija la partícula y deja pasar el fluido a baja velocidad, se alcanzará las condiciones de flujo laminar y  $V$  se puede representar por:

$$V = g \cdot d^2 \cdot (\delta - \rho) / (18 \cdot \mu) \quad \dots(17)$$

Si el valor de  $V$  en la ecuación (16) se sustituye por  $V$  de la ecuación (17), tendríamos:

$$D = (4/3) \cdot g \cdot d \cdot (\delta - \rho) / (\rho \cdot V) \cdot \{18 \cdot \mu / [g \cdot d^2 \cdot (\delta - \rho)]\} \quad \dots(18)$$

$$D = 24 \cdot \mu / (\rho \cdot d \cdot V) = 24 / N_R \quad \dots(19)$$

$$N_R = \rho \cdot d \cdot V / \mu \quad \dots(20)$$

Donde:

$N_R$ : es el número de Reynold, el cual no tiene dimensiones.

Cada vez que el flujo sea laminar, la ecuación (19) se puede usar directamente o el factor de arrastre, se puede expresar logarítmicamente de esta manera:

$$\text{Log}(D) = \text{Log}(24) - \text{Log}(N_R) \quad , \text{ el cual es una línea recta.}$$

De esta manera, el factor de arrastre o de fricción en un flujo laminar, se puede representar por una línea recta con pendiente -1; cuando se plotea logarítmicamente contra el número de Reynold. Esta condición se cumple para números de Reynold de aproximadamente 3, en el cual, el flujo laminar comienza a cambiar a turbulento. A un número de Reynold de aproximadamente 600, el flujo llega a ser completamente turbulento y se podría aplicar la ecuación de Newton. Entre los valores de 3 y 600 del número de Reynold, se cambia de estrictas condiciones laminares, a condiciones de turbulencia; durante la transición, la velocidad cambia de una relación de primer orden  $V$  a una de segundo orden  $V^2$ ; la resistencia cambia de una dependencia de la viscosidad, a una dependencia de la forma y cálculo del área de la proyección orientada.

Refiriéndonos a la ecuación (16), el valor del factor de arrastre  $D$  y sustituyendo el valor de  $V$  obtenido de la definición de  $N_R$ , tenemos:

$$V = N_R \cdot \mu / (\rho \cdot d) \rightarrow D = (4/3) \cdot g \cdot d \cdot (\delta - \rho) / \{ \rho \cdot [N_R \cdot \mu / (\rho \cdot d)]^2 \} \quad \dots(21)$$

Del cual: 
$$N_R^2 \cdot D = (4/3) \cdot g \cdot d^3 \cdot (\delta - \rho) \cdot \rho / \mu^2 \quad \dots(22)$$

La ecuación (22), es escrita algunas veces así: 
$$B = N_R^2 \cdot D \quad \dots(23)$$

Donde:

**B**: es la función de Castleman.

Al plotear **B** versus  $N_R$ , nos permite calcular directamente el valor de **V** para cualquier valor de **d**.

#### 1.2.4.- Sedimentación obstaculizada.

Hasta este punto, se ha considerado la suspensión de los sólidos en un fluido, suficientemente diluida (% sólidos por peso < 1%), para que exista una mínima interferencia entre las partículas. Cuando la concentración de los sólidos aumenta, la velocidad máxima de asentamiento es considerablemente afectada u obstaculizada; y en todos los casos, será mucho más baja que aquella calculada para la sedimentación libre. En realidad, la partícula no se asienta a través de un simple fluido, sino a través de una suspensión de partículas en un fluido. De esta manera, la densidad total de la suspensión o pulpa se debe utilizar para el valor  $\rho$  de la densidad del fluido. La densidad de pulpa, se designa generalmente por el símbolo  $\varphi$ .

De una manera similar, para condiciones de flujo laminar, se debería usar la viscosidad total de la pulpa como  $\mu_b$ . Bajo estas condiciones, la ecuación (7) se escribe:

$$V_h = g \cdot d^2 \cdot (\delta - \varphi) / (18 \cdot \mu_b) \quad \dots(24)$$

Donde:

$V_h$ : es la velocidad máxima de asentamiento bajo condiciones obstaculizadas.

La determinación de un valor para  $\mu_b$ , a fin de utilizarlo en la ecuación (24) es incierta e indefinida; porque la viscosidad de la pulpa es una función del grado de corte. Afortunadamente, la interferencia debido a la concentración de partículas, se ha relacionado a la fracción en volumen de los sólidos en la pulpa, por la siguiente fórmula:

Para esferas:  $(\mu_b / \mu) = 10^{1.82 \cdot X} / (1 - X) \dots(25)$

Donde:

$\mu_b$ : viscosidad total de la pulpa (g/cm.s).

$\mu$ : viscosidad del líquido (g/cm.s).

**X**: es el porcentaje de sólidos por volumen de la partícula (%).

**1-X**: es el porcentaje de sólidos por volumen del líquido (%).

$\phi$ : densidad de pulpa del fluido (g/cm<sup>3</sup>).

**g**: aceleración de la gravedad (980 cm/s<sup>2</sup>).

**d**: diámetro de la partícula (cm).

$\delta$ : densidad de la partícula (g/cm<sup>3</sup>).

Debido a que la densidad de la pulpa  $\phi$  es también una función de la fracción en volumen **X**, y de las densidades del sólido y fluido ( $\delta$  y  $\rho$ ) respectivamente, es posible estimar la velocidad de asentamiento obstaculizado  $V_h$ , aplicando un factor, **Fs** a la velocidad de asentamiento libre **V**. El factor de sedimentación **Fs**, se puede calcular con las siguientes ecuaciones:

$$Fs = V_h / V = (1 - X)^2 / 10^{1.82 \cdot X} \dots(26)$$

$$V_h = g \cdot d^2 \cdot (\delta - \rho) \cdot Fs / (18 \cdot \mu) \dots(27)$$

### 1.3.- Fundamento Teórico de la Molienda.

#### 1.3.1.- Molienda.

La operación unitaria de molienda, es aquella mediante la cual, se realiza una reducción de tamaños en rangos finos (-420  $\mu$ m). En la molienda se efectúa la etapa final de reducción de tamaño, o la liberación de las partículas valiosas del mineral.

Lo que se trata de hacer en esta etapa, es la reducción de tamaño del material desde una dimensión máxima de alimentación (aproximadamente  $\frac{1}{2}$  plg), hasta un producto límite cuyo tamaño más grande varía de 35 a 200 mallas (420 a 75  $\mu\text{m}$ ). La molienda constituirá la etapa previa a la clasificación por tamaños y por lo tanto deberá preparar al mineral adecuadamente en características tales como la liberación, tamaño de partícula ó propiedades superficiales.

El tamaño óptimo de liberación se determina usualmente mediante consideraciones técnicas y económicas. Cuanto más fino se muele el mineral, mayor es el costo de molienda y hasta cierto grado, una molienda más fina conlleva a una mejora en la recuperación de valores. De acuerdo a esto, la molienda óptima es aquella malla de molienda en la cual los beneficios son máximos, cuando se considera tanto el costo de energía, así como los retornos netos de dinero de los productos.

### **1.3.2.- Molinos rotatorios.**

Un molino rotatorio es un tambor cilíndrico horizontal, cargado aproximadamente en 40% de su volumen con barras de acero, bolas de acero ó guijarros (elementos molturantes). Dentro de esta masa rotatoria de barras, bolas y guijarros, se alimenta continuamente material fresco proveniente de la Planta de chancado ó carga de retorno; de material grueso, la cual proviene de los aparatos de clasificación en el circuito de molienda y agua suficiente para formar la masa de mineral de una plasticidad adecuada, de manera que la mezcla fluya bajo una ligera cabeza hidráulica, hacia el extremo de descarga del molino. La carga total de medios de molienda, mineral, retorno de gruesos y agua, se puede considerar como un cuerpo pseudo fluido, cuya forma es dada por la acción rotatoria y por otra acción de continua adición en el extremo de alimentación y reducción en un volumen igual, en su extremo de descarga.

---

**Medios de molienda.**

El molino cilíndrico emplea la masa de los elementos molturantes, cayendo en forma de cascada, para suministrar la enorme área superficial que se requiere para producir capacidad de molienda. Estos cuerpos en movimiento y libres, los cuales son relativamente grandes y pesados comparados con las partículas minerales, son recogidos y elevados hasta un ángulo tal, que la gravedad vence a la fuerza centrífuga y de fricción. La carga luego efectúa cataratas y cascadas hacia abajo y hacia el exterior rompiendo de esta manera las partículas minerales, mediante impactos repetidos y continuados, así como por atrición (frotamiento).

Los medios de molienda que están en contacto con el cilindro y aquellos que se hallan varias capas adentro, se mueven a una velocidad proporcional y en la misma dirección que el molino. Los medios ubicados cerca del eje del molino, forman un núcleo más o menos estacionario; indicado por la línea en la figura N° 14 alrededor del cual, toma lugar el movimiento rotatorio. Aquella proporción de medios que caen sobre el punto **C** en la figura N° 14, se le llama la base de la carga. La superficie frontal encima de **C**, la cual está conformada por la capa más exterior de los cuerpos en caída, tiene una forma que depende de la velocidad del molino y del tamaño de bolas, así como de la configuración del interior del casco del molino. Un molino de tambor, que opere bajo condiciones uniformes de carga de bolas, tamaño de alimento, tonelaje de alimentación y adición de agua, produce un producto bastante uniforme y con un mínimo de supervisión.

Las observaciones efectuadas a algunas cargas de molienda, a través de molinos de vidrio, indican que las velocidades tangenciales de las bolas en la parte ascendente de la carga, son aproximadamente proporcionales a la distancia del collar de bolas desde el centro de rotación de la carga. Las fotografías del movimiento de una carga en trabajo, han mostrado que adicionalmente a la rotación, los cuerpos circulares giran sobre su propio eje a velocidades que dependen de la posición de la carga.

---

**Aplicación de potencia.**

Los forros del casco contra los cuales caen los collares de los medios de molienda, son los enlaces mediante el cual, se transfiere la potencia a la masa de carga de bolas para producir molienda. La carga de bolas se pone en movimiento mediante el arrastre friccional de las bolas contra el casco del molino en movimiento, cuando el cilindro pasa a través de su posición vertical más baja. Conforme los forros del molino descendentes, alcanzan el punto debajo de la “base de la carga” en la sección **C-C**, toma cierto deslizamiento entre el casco y la bola; al mismo tiempo, el casco comienza a transmitir potencia a la carga de bolas y continua haciendo lo mismo, hasta que él avanza libre de carga en el lado ascendente. De esta manera, se transfiere la energía cinética de rotación a la carga revuelta de medios de molienda.

La carga de bolas es elevada mediante los forros ascendentes del casco, bajo el efecto combinado de la fuerza centrífuga, la cohesividad y el enclavamiento de la carga. La energía se transmite a los collares interiores de bolas a través del efecto aproximado de engrane de las bolas.

La figura N° 14, ilustra una típica sección transversal de un molino, mostrando en detalle el movimiento y posición de la carga.

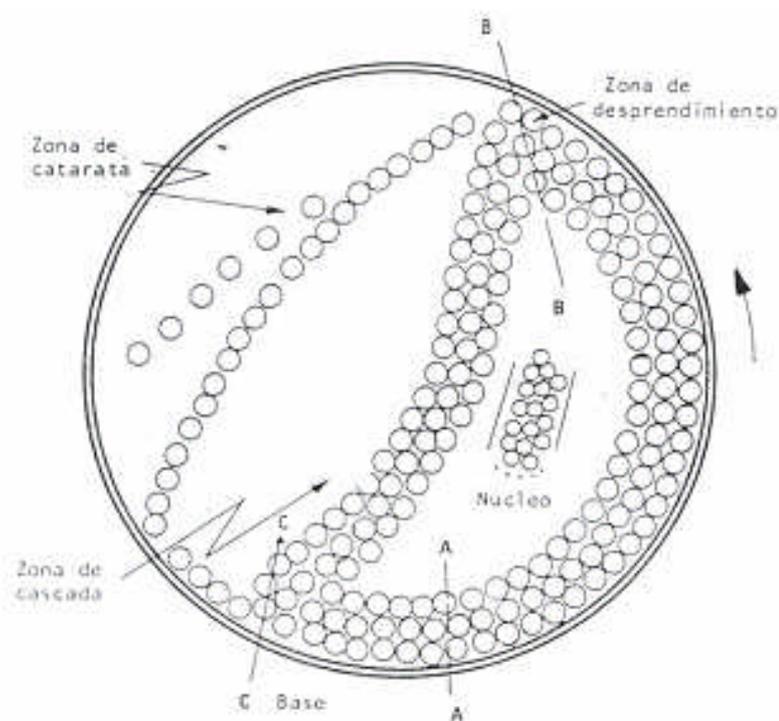
Cuando el molino opera a una velocidad suficientemente alta, las bolas en el punto más alto, son lanzadas al vacío; algunas golpean la cara opuesta del molino, pero todas en general, son lanzadas dentro de la base de la carga, para un impacto de chancado máximo. Si el molino trabaja a una velocidad mas baja, las bolas no se elevan tan alto y tienden a rodar hacia abajo, en estilo de cascada, en un movimiento menos violento.

La molienda por atrición depende del grado de resbalamiento que existe entre las secciones **C-C** y **B-B**. El resbalamiento será máximo en la zona activa de la base **CC-AA**, mientras que en la sección desde **A** a **B** el resbalamiento será muy bajo. Cuando el diseño de los forros es bueno, la transferencia de energía del casco a la

---

carga de bolas es igualmente buena; como si fuera a través de un conjunto de engranajes internos, por lo que el efecto de impacto es máximo.

Si el grado de resbamiento de las bolas sobre el casco es alto, se incrementa el efecto de molienda por abrasión ó atrición y se generaría una mayor cantidad de lamas, así como un producto más fino; pero a expensas de la potencia y desgaste de forros. Se ha demostrado definitivamente, que la transferencia de potencia mantiene una relación definida con la forma de la sección transversal del forro.



**Figura N° 14.** Sección transversal de un molino mostrando el movimiento de bolas.

(Fuente: Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales – John Currie).

### **Forros de los molinos.**

Los forros afectan las características de molienda de un molino en dos maneras. Primero, por el espacio muerto que ellos ocupan dentro del casco del molino; este espacio podría ser ocupado por mineral y medio de molienda. Segundo, los forros controlan la acción de molienda de los propios medios de molienda. Es por estas

razones que es necesario usar forros de material de gran duración y con secciones mínimas, a fin de maximizar el volumen del molino.

Desde el punto de vista mecánico, los forros de molino funcionan para voltear la carga de medios de molienda a lo largo de las líneas del piñón y catalina. El resbalamiento de los medios sobre el casco, le roba potencia al molino y produce desgaste de forros y bolas, lo cual es un total desperdicio. Las salientes de los forros, llamados “lifters” ó levantadores, son necesarios para dar a los medios de molienda su movimiento relativo al casco. Cuando los forros son demasiado altos, producen una pérdida de eficiencia, que persiste hasta que estos bordes se desgastan. La pérdida se debe a que los medios son lanzados a través de la parte superior del molino y también al posterior esparcimiento de la carga revuelta.

De otro lado, si se mantiene alta la saliente del forro el efecto de la cara inclinada es el de decrecer la pendiente sobre la cual descansa la bola. De este modo, la superficie interior del forro, debe ser balanceada a través de un ángulo adicional, antes que la superficie alcance el ángulo crítico de reposo.

El resultado neto es incrementar la altura a la cual una bola es levantada, dando un incremento proporcional en energía cinética. Se sugiere que en general, la altura de la bola debería exceder la altura de la saliente y que el ancho del valle, debería ser entre dos y tres diámetros de bolas.

### **1.3.3.- Parámetros de la molienda.**

Hay muchas variables que se deben considerar cuando se efectúa un estudio de molienda; entre las más importantes se tienen:

- Disposición o arreglo de la alimentación.
  - Tamaño de partícula del alimento.
  - Medios de molienda, material, forma, tamaño y cantidad.
  - Tamaño del molino, velocidad y consumo de potencia.
-

- Consumo de foros y bolas.
- Dilución (sólido/líquido) en el circuito.
- Índice de trabajo ( $W_i$ ).

### **Disposición de la alimentación.**

El alimento a un molino, usualmente está formado de dos componentes: Alimento fresco que es adicionado directamente desde la tolva de finos, y por otro lado. Partículas gruesas (descarga) que retornan de la clasificación de la descarga del molino, en un clasificador. La alimentación correcta o adecuada, a un tonelaje horario constante predeterminado, es un factor de gran importancia en la operación del circuito de molienda. A menos que el flujo de mineral molido, desde el molino al clasificador sea regular e invariable, no sería posible mantener un flujo constante de pulpa, de un rango específico de tamaño y densidad, para aquel proceso que continúe a la molienda. Los sólidos conjuntamente con el agua requerida, se alimentan por la parte posterior del molino a través del muñón de entrada. El tonelaje de alimentación al molino, depende de la capacidad de traslado del flujo; esto significa que debe existir una cabeza hidráulica suficiente entre los extremos de alimentación y de descarga, para así asegurar un flujo continuo positivo.

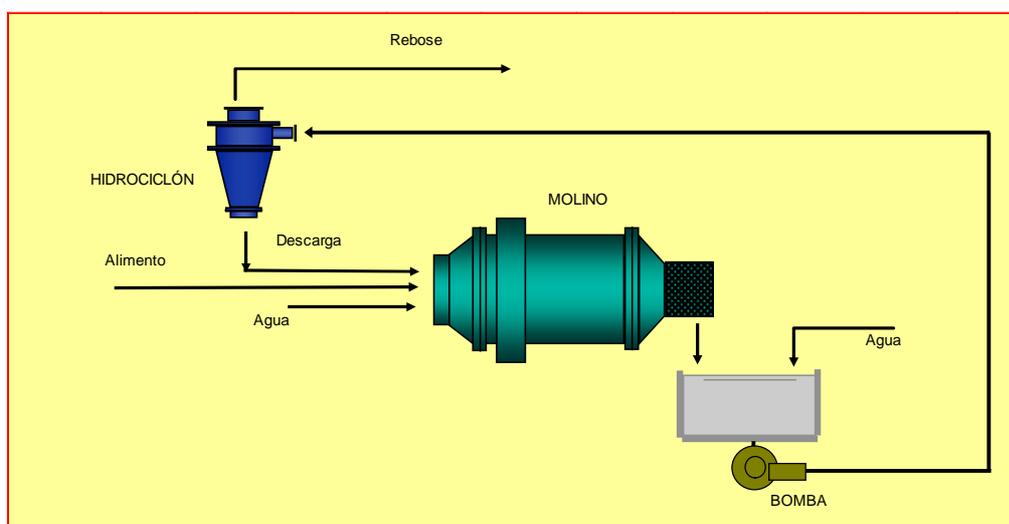
En este punto conviene enfatizar que el mineral que descarga el molino no está reducido íntegramente al tamaño específico de liberación deseado. Aquellas partículas que ya están suficientemente finas, se separan en una operación de clasificación hidráulica en un clasificador; luego se envían a la siguiente etapa de tratamiento. El material grueso (descarga), o sea partículas demasiado gruesas para ser separadas como producto terminado (rebose), retornan al molino. En promedio, un molino giratorio tendrá alrededor del 25 % de la pulpa descargada, molida el tamaño apropiado; y el resto, es decir el 75 %, necesitaría mayor molienda para alcanzar su tamaño adecuado.

Para un circuito cerrado directo (figura N° 15), de 4 unidades de material descargado del molino, aproximadamente una unidad estará lista para el procesamiento y tres unidades, necesitarán ser retornadas al molino para molienda adicional,

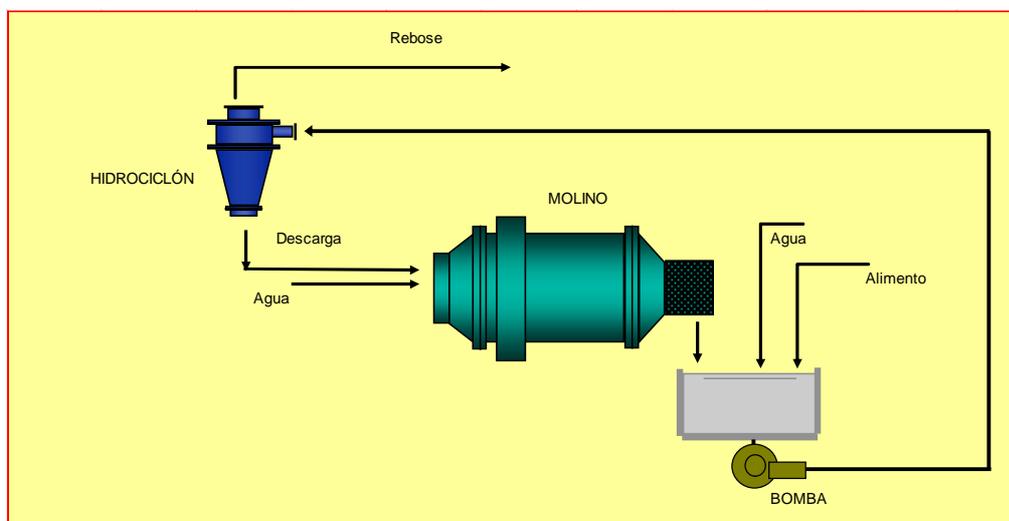
---

conjuntamente con una unidad de alimento nuevo. Para un circuito cerrado inverso (figura N° 16), de 3 unidades de material descargado del molino más una unidad de alimento nuevo, aproximadamente una unidad estará lista para el procesamiento y tres unidades, necesitarán ser retornadas al molino para molienda adicional.

A la razón entre el retorno de gruesos (descarga) y el producto terminado (rebose), se le llama carga circulante y se expresa en porcentaje (%).



**Figura N° 15.** Circuito cerrado directo de molienda – clasificación.



**Figura N° 16.** Circuito cerrado inverso de molienda – clasificación.

**Tamaño de partícula del alimento.**

El producto de la chancadora, que se alimenta a la unidad de molienda debe ser tan uniforme en calidad como sea posible; esto es, del tamaño ideal para maximizar el tonelaje. Una tolva de almacenamiento de mineral fino, de diseño apropiado, es de gran ayuda e importancia para reducir las variaciones en el tamaño de alimentación al molino. Esta tolva bien diseñada, reduce la segregación de partículas finas y gruesas, y siempre hace fluir al mineral de las tolvas. De igual importancia, es el hecho de tener el alimento al molino tan semejante o aproximado al tamaño óptimo como sea posible; esto ayuda a la obtención de un mínimo consumo de potencia para triturar y moler.

**Medios de molienda.**

La potencia transferida desde los forros hacia los medios de molienda, se disipa en el deslizamiento y colisión, originando impactos de chancado y de molienda. Los impactos de chancado resultarían solamente, si la bola tiene suficiente energía cinética para romper la partícula sobre la cual cae. En otras palabras, a más grande y/o dura sea la partícula, la fuerza aplicada debe ser mayor. La composición de la carga de medios de molienda, es la variable simple más importante en el circuito de molienda, el tamaño, densidad, forma, dureza, tenacidad y cantidad de medios, tienen marcados efectos sobre la molienda.

La forma de los medios de molienda (barras, bolas ó guijarros), es importante en dos maneras; primero, puede ayudar a manipular la carga a la vez que le da máxima movilidad y segundo, su área superficial es muy importante para la producción de tamaños finos. Un exceso de bolas pequeñas reduce el chancado por impacto y al mismo tiempo, llena los vacíos, los cuales podrían llenarse mejor con partículas minerales.

**Tamaño del molino, velocidad y consumo de potencia.**

Si se opera un molino a una velocidad suficientemente alta, las bolas se adherirán en capas concéntricas dentro del casco y no habría molienda. La velocidad a la cual

---

ocurre este centrifugado de las capas exteriores, se le denomina velocidad crítica y se expresa por:

$$N_c = \frac{79,63}{\sqrt{(D-d)}} \qquad C_s = 100 \cdot (N / N_c)$$

Donde:

**N<sub>c</sub>**: velocidad crítica (rpm).

**N**: velocidad operacional (rpm).

**C<sub>s</sub>**: porcentaje de velocidad crítica (%).

**D**: diámetro interior del molino (pie).

**d**: diámetro de la bola más grande (pie).

Si **(D/d) > 20** entonces es conveniente omitir **d**.

Hay una relación definida entre el tonelaje de entrada al molino y la velocidad a la cual rota el molino. A velocidades menores que el 60 % de la crítica y mayores que 80 % de la crítica, la capacidad decrece; así mismo, se confirma que la velocidad del molino y el tamaño de bolas están relacionados. Mediante pruebas de clasificación por tamaños del material que retorna al molino (descarga), se puede establecer un balance adecuado. Una acumulación de material en uno o dos tamaños gruesos en la descarga del clasificador, indica que las bolas son demasiado pequeñas o que el molino es muy lento, o que ambos son inapropiados. Si la acumulación de material ocurre en los tamaños mas finos, las bolas pueden ser demasiado grandes o que el molino es muy rápido, o que ambos son inadecuados.

### **Consumo de forros y bolas.**

El material de los forros es usualmente acero al manganeso, para los molinos de barras y aquellos molinos de bolas, que usan bolas mayores que 2 pulgadas. Con tamaños de bolas más pequeños, se usan forros de fierro fundido templado o forros de aleaciones de acero, ó forros de jebe. El desgaste de forros del casco es más grande cerca del lado de la alimentación del molino; los forros en el extremo de la

alimentación, generalmente se desgastan más rápido que los forros del casco; y el desgaste en las zonas del centro, es mas alto que en la periferia de la tapa de entrada.

Los materiales usuales para las barras son aceros de alto carbono, mientras que las bolas se hacen de acero fundido y acero forjado sencillos o aleados, y a veces de fierro fundido para tamaños más pequeños. La dureza es una característica importante debido a que puede mejorar la capacidad y disminuir el desgaste. Para las operaciones se necesita un mínimo de dureza de 400 Brinell.

### **Dilución (líquido/sólido).**

Con el objeto de hacer más eficiente el uso de los molinos rotatorios para moler un mineral, las partículas minerales deben formar un recubrimiento sobre los medios de molienda y los forros; al mismo tiempo, la pulpa debe ser suficientemente fluida para deslizarse a través del molino. En el ratio adecuado sólido a líquido, en combinación con la agitación existente, hay suficiente interferencia con el asentamiento, para evitar que se asienten aún las partículas más grandes. Si la pulpa llega a ser demasiado diluida, o sea que contenga mucha agua, se produciría el asentamiento y centrifugado de las partículas gruesas y a la vez, se reduciría enormemente el recubrimiento de las partículas sobre los medios. En tales circunstancias, los espacios vacíos en el collar exterior de bolas se llenan con sólidos; el movimiento relativo entre las bolas, y con el casco del molino se restringen grandemente y por consiguiente se reduce bastante la molienda.

La roca seca finamente molida, correrá similar a un fluido; pero en presencia de 2 a 15 % de humedad, la masa pierde su fluidez y llega a ser muy pegajosa y viscosa; bajo estas condiciones, la pulpa no puede fluir y luego ocurrirá atoramiento del molino. Cuando la humedad sobre pasa el 40 %, la pulpa aguada origina alto consumo de acero y baja capacidad. Generalmente hablando y dentro de límites razonables, cuando más espesa sea la pulpa, menor será el desgaste de forros y mayor será la capacidad.

---

La molienda puede realizarse en húmedo, con pulpas de 50 a 80 % de sólidos ó en seco con materiales de 7 % de humedad como máximo. En ambos casos los consumos energéticos son altos y representan un elevado porcentaje de los costos operativos de las plantas industriales.

### **Índice de trabajo ó work index del mineral (Wi).**

Esta muy claro; que en la practica el mayor consumo de energía requerida en una Planta Concentradora, se encuentran en la sección de trituración y molienda; gran parte de esta energía es utilizada en la reducción de tamaño y la restante es utilizada en vencer las resistencias nocivas de cualquier tipo. La facilidad de molienda de una mena se refiere a la no dificultad con que los materiales se pueden reducir de tamaño; siendo estos datos usados para evaluar la eficiencia de trituración y la molienda misma.

El parámetro más ampliamente usado para medir la facilidad de molienda de la mena es el índice de trabajo de Bond (Wi). Bond ideó varios métodos para anticipar requerimientos de energía de los molinos de bolas y de barras, los cuales proporcionan una medida exacta de la facilidad de molienda de la mena.

$$E = 10 \cdot (Wi) \cdot [(1/\sqrt{P80}) - (1/\sqrt{F80})]$$

Donde:

**E:** energía específica consumida (kW·h/tc).

**Wi:** índice de trabajo del mineral (kW·h/tc).

**F80:** 80 % del acumulado pasante del alimento ( $\mu\text{m}$ ).

**P80:** 80 % del acumulado pasante del producto ( $\mu\text{m}$ ).

Los valores de los índices de trabajo obtenidos son indicadores de la eficiencia de las máquinas. Así, es que un equipo que tenga un work index más alto requeriría en consecuencia mayor energía. Esto también es debido a que las maquinas que aplican un esfuerzo de compresión firme y continuo sobre el material, son las que consumen menos energía.

---

Las aplicaciones del Work Index (Wi) son:

- El uso del índice de trabajo de un mineral nos indica la calidad del mineral en cuanto a su moliendabilidad.
- Si se trata de un mineral de explotación, nos da una idea de los futuros gastos de molienda.
- Cuando suben los gastos de energía en la Planta sin razón aparente, con determinaciones diarias de work index podemos ver si ha variado la dureza del mineral u otros factores que puedan estar afectando la molienda (carga de bolas, barras, las condiciones de los forros ó velocidad de trabajo).
- Para ampliaciones de Planta el work index tiene un papel importante, porque nos permite calcular las futuras necesidades en cuanto a capacidad de molienda y fuerzas disponibles.

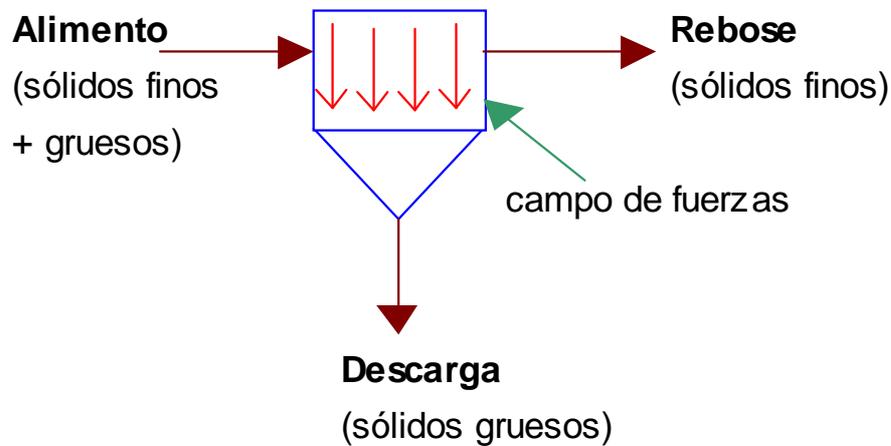
#### **1.4.- Fundamento Teórico de la Clasificación.**

##### **1.4.1.- Clasificación.**

Es la separación de un conjunto de partículas de tamaños heterogéneos en dos porciones, cada una conteniendo partículas de granulometría, ley u otra propiedad más específica que el conjunto original. La clasificación se realiza por diferencias de tamaño y de gravedad específica que originan diferentes velocidades de sedimentación entre las partículas en un fluido (agua o aire), cuando sobre ellas actúan campos de fuerzas como el gravitatorio u otros.

Las operaciones de clasificación se efectúan en diferentes tipos de aparatos, tales como los clasificadores helicoidales, los de rastrillos, los ciclones, los hidrociclones, los separadores ó simplemente en estanques.

---



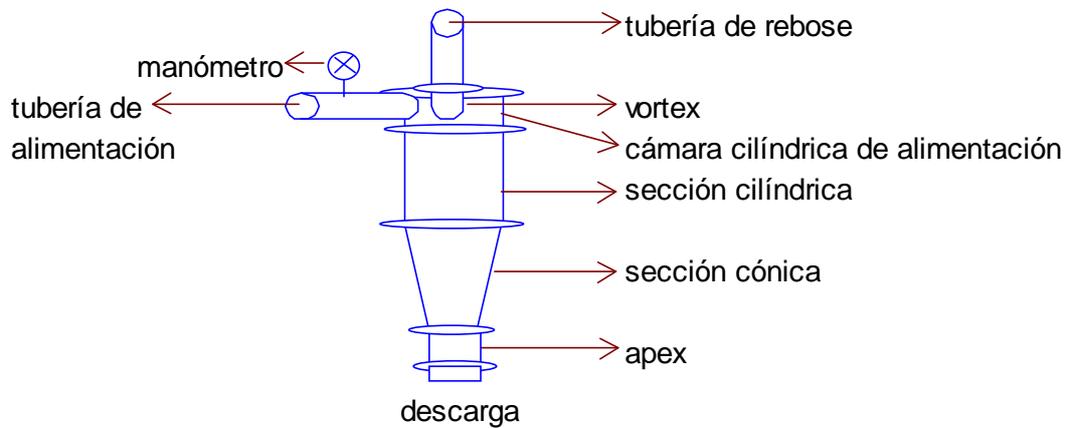
**Figura N° 17.** Representación esquemática de la clasificación.

#### 1.4.2.- Hidrociclones.

El hidrociclón es un aparato estático que utiliza fuerzas centrífugas para clasificar sólidos contenidos en una pulpa. Su uso es ampliamente difundido en las Plantas Metalúrgicas pudiendo realizar clasificaciones en rangos tan gruesos como de 600  $\mu\text{m}$  y tan finos como los de 10  $\mu\text{m}$ , compitiendo con tamices y centrífugas. Las principales ventajas que ofrece son su fácil fabricación, su gran capacidad respecto al espacio que ocupa y su bajo costo.

Los hidrociclones tienen una concepción muy simple; sus partes son las siguientes:

- Cámara cilíndrica de alimentación, a la que la pulpa ingresa tangencialmente a presión por la tubería de alimentación. Esta parte cilíndrica está provista en su parte superior de un diafragma llamado vortex finder que luego se prolonga a través de una tubería por donde serán evacuados los productos finos de la clasificación (rebose).
- Sección cilíndrica, que se transformará en la parte inferior de un cono que termina en una boquilla por donde son evacuados los productos gruesos (descarga). Esta boquilla recibe el nombre de apex.



**Figura N° 18.** Partes de un hidrociclón.

El hidrociclón se especifica por el diámetro de la cámara cilíndrica de alimentación **D<sub>c</sub>**, siendo las dimensiones restantes funciones de esta magnitud. Por ejemplo, el área de ingreso varía del 6 al 8 % del área transversal de la parte cilíndrica. Esta entrada es en una mayoría de casos rectangular o cuadrada. El vortex tiene un diámetro **D<sub>o</sub>**, que oscila entre el 30 al 40 % del diámetro **D<sub>c</sub>** y penetra hasta la sección cilíndrica para evitar los cortocircuitos que podrían arrastrar partículas gruesas al rebose.

La sección cilíndrica localizada entre la sección cónica y la cámara cilíndrica de alimentación, tiene un diámetro **D<sub>c</sub>**; su longitud puede variar de acuerdo a la aplicación del hidrociclón. La sección cónica presenta un ángulo de 12° para hidrociclones menores a 10 pulgadas mientras que para diámetros mayores, el ángulo puede llegar a 20°. El apex tiene un diámetro de aproximadamente  $\frac{1}{4}$  del diámetro **D<sub>o</sub>** del vortex.

#### 1.4.3.- Variables operativas de los hidrociclones.

El hidrociclón a pesar de ser un aparato tan simple es afectado por muchas variables operativas. Para explicar cualitativamente la importancia de cada una

tomaremos como referencia el  $d_{50}$  (tamaño de corte ó partición), que es indudablemente, el parámetro operativo más importante. Las principales variables son las siguientes:

#### **Variables relacionadas con el hidrociclón.**

El diámetro del hidrociclón **Dc**; es un hecho comprobado que el valor del  $d_{50}$ , es directamente proporcional al diámetro del hidrociclón, de lo que se infiere que diámetros mayores producirán tamaños mayores de  $d_{50}$  debido a que originan menores fuerzas acelerativas.

El vortex finder **Do**; a mayor diámetro del vortex se obtendrá valores mayores de  $d_{50}$ . el vortex es una variable importante que al igual que los diámetros del apex y del inlet (ingreso al hidrociclón) pueden ser modificado para lograr condiciones adecuadas de operación. Igualmente, esta variable al aumentar de tamaño permite una mayor capacidad al hidrociclón. El diámetro del apex **Du**; es quizás, la variable más importante en la operación del hidrociclón por la facilidad con que puede ser modificada a fin de lograr las condiciones de clasificación requeridas. Su relación con el  $d_{50}$ , es inversamente proporcional; es decir, a mayor **Du** menor  $d_{50}$ .

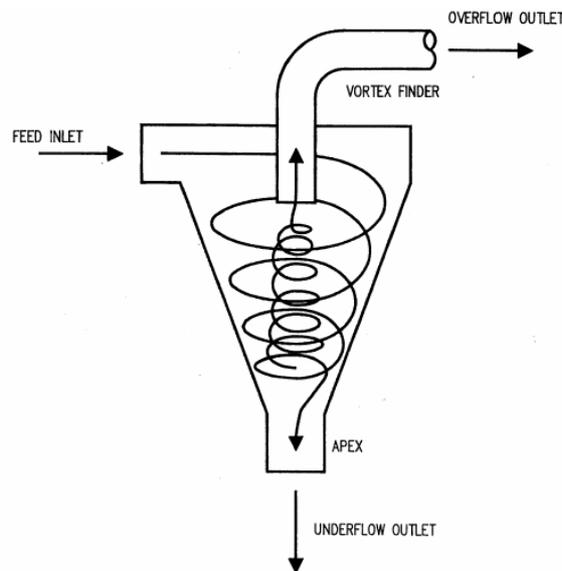
#### **Variables relacionadas con la pulpa alimentada.**

El porcentaje de sólidos, su incremento aumenta el  $d_{50}$  y disminuye la precisión de separación. El porcentaje de sólidos para una operación eficiente no debería pasar del 30 %. Sin embargo en circuitos cerrados de molienda se puede llegar al 60 % o más, pero con presiones no mayores de 10 psi. Respecto al caudal de pulpa (**Q**) que se alimenta al hidrociclón, depende fundamentalmente del diámetro del vortex **Do**, de la caída de presión (**P**) y del porcentaje de sólidos. El valor de  $d_{50}$  varía inversamente proporcional al valor del caudal de pulpa (**Q**).

La caída de presión ó simplemente presión **P** constituye la diferencia de presión entre el ingreso al hidrociclón y el rebose que generalmente se encuentra a la presión atmosférica. Su valor está condicionado por el sistema de la bomba que alimenta al hidrociclón. El incremento de la presión de alimentación origina fuerzas centrífugas

---

mayores y por lo tanto menores  $d_{50}$ . Los rangos habituales de  $P$  se encuentran entre 8 y 9 psi. En clasificación fina este rango debe estar entre 12 y 16 psi; presiones mayores no incrementan sustancialmente la eficiencia aunque aumentan la capacidad al hidrociclón.



**Figura N° 19.** Torbellinos originados en el interior del hidrociclón. El torbellino primario descarga por el apex y el secundario descarga por el vortex.

(Fuente: Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales – John Currie).

#### 1.4.4.- Aspectos operativos de los hidrociclones.

La pulpa conteniendo las partículas que se desean clasificar, se alimenta al hidrociclón en forma tangencial a la altura de la parte cilíndrica originando un torbellino a lo largo de la superficie interior de las partes cilíndrica y cónica, que arrastrará partículas gruesas a la descarga situada en la parte inferior del vértice cónico (apex). El líquido conteniendo partículas finas es forzado en un alto porcentaje a evacuar el hidrociclón por el vortex, originando un torbellino secundario que asciende por el núcleo central formado por el torbellino primario. En el interior del núcleo central se capta el aire transportado como burbujas ó disuelto en el agua de la pulpa alimentada.

De lo anterior puede asumirse en forma simplificada que son dos las tendencias que producen la clasificación: la primera, de arrastre hidrodinámico que originará que las partículas finas ó con poca masa sean conducidas al vortex por el agua de la pulpa alimentada y la segunda, de carácter centrífugo que impulsará las partículas de mayor masa a las paredes del hidrociclón y luego de una trayectoria helicoidal al ápex.

### **El flujo de descarga.**

Bien sea en paraguas o en cordón, permite al operador conocer el estado del hidrociclón. Contrariamente a lo que se tiene por normal, una operación en cordón no es obligatoriamente, síntoma de una mala operación. Si es verdad en cambio que una descarga en paraguas permite una mayor relajación de la operación por lo cual es un estado deseado por los operadores. Una descarga en paraguas muy abierto es generalmente signo de una boquilla demasiado grande lo que trae por consiguiente un by-pass elevado; sin embargo en operaciones a presiones medias o elevadas una descarga en paraguas puede ser óptima, y lo mismo puede decirse cuando se trabaja con granulometrías muy finas. En consecuencia debe comprobarse con bastante frecuencia, al menos al comienzo de la operación, la concentración de sólidos y densidad de pulpa.

Una descarga intermitente pasando del cordón a paraguas denota, bien una presión ligeramente baja ó un diámetro de ápex al límite. Ambas cosas provocan la sedimentación de sólidos en la parte final del cono el cual se autodestruye una vez que el incremento de presión interior ayuda a la expulsión, provocando la mencionada intermitencia.

### **El flujo de rebose.**

Debe ser continuo y uniforme. La discontinuidad en el flujo denota una baja presión de operación lo que provoca la ruptura del torbellino interno, y ello puede ser debido a una baja presión de operación (por debajo de 20 kPa) o simplemente a cortes de caudal bien por la existencia de aire en los conductos de alimentación al hidrociclón o por un bajo nivel en el depósito de la bomba y ello es fácilmente detectable a través

---

del manómetro de presión en la alimentación. El flujo de rebose debe ser uniforme, cubriendo totalmente la periferia del conducto lo cual significa que el torbellino interno continúa a través del mismo. Un flujo parcial denota que el hidrociclón opera a baja presión o con caudal insuficiente, y eso también puede ser provocado por una obstrucción parcial de la tobera de alimentación.

### **La presión.**

Resulta imprescindible conocer en todo momento la presión de operación mediante el manómetro. La variación de la presión de alimentación durante la operación del hidrociclón influye inversamente proporcional con el tamaño de corte d50.

### **El tamaño de corte ó d50.**

Es aquel tamaño de partícula que tiene un 50 % de probabilidad de irse a la descarga o al rebose; lo ideal es que todas las partículas de tamaños menores al d50 se vayan al rebose y que todas las partículas de tamaños mayores al d50 se vayan a la descarga. Sin embargo, en condiciones operativas no se obtienen estos resultados, lo normal es que una parte de los finos se van a la descarga, la cantidad de gruesos que se van al rebose es mínimo. Estos cortocircuitos son evaluados mediante el cálculo de las eficiencias de gruesos y finos del hidrociclón, normalmente la eficiencia de finos es mucho mayor que la eficiencia de gruesos del clasificador.

Se denomina hidrociclón deslamador a aquel que realiza separaciones a materiales muy finos de tamaño como arcillas y lamas, con tamaños de partículas menores a malla N° 400 (38  $\mu\text{m}$ ). Estos hidrociclones se caracterizan por ser de diámetro pequeño (2, 3 ó 4 plg). En un hidrociclón deslamador se logran tamaños de corte (d50) entre 10 y 60 micrones, dependiendo del tamaño del mismo.

Las lamas son partículas de mineral y roca de tamaños menores a 15  $\mu\text{m}$ .

Las arcillas son minerales de tamaños menores a 10  $\mu\text{m}$ .

Los coloides son partículas menores a 1  $\mu\text{m}$ .

---

## **1.5.- Fundamento teórico de los análisis químicos por vía clásica húmeda – Gravimetría y Volumetría.**

Los análisis químicos realizados por vía clásica fueron hechos según las normas ASTEC – 114 – 83b, para análisis químico de materias primas y cemento. Con estos análisis se obtienen resultados cualitativos y cuantitativos.

### **1.5.1.- Análisis químico Gravimétrico.**

Un método de análisis gravimétrico por lo general se basa en una reacción química como ésta:



En donde **a** son las moléculas de analita **A**, que reaccionan con **r** moléculas de reactivo **R**. El producto, **A<sub>a</sub>R<sub>r</sub>**, es por regla general una sustancia débilmente soluble que se puede pesar como tal después de secarla, o que se puede calcinar para formar otro compuesto de composición conocida y después de pesarlo. La cantidad de componente se determina por medio de una pesada; para esto, la analita se separa físicamente de todos los demás componentes de la mezcla, así como del solvente.

#### **Calcinación de los precipitados.**

En cualquier procedimiento gravimétrico en donde se utilice la precipitación, al final se debe cambiar la sustancia separada a una forma adecuada para su pesada. Para que los resultados del análisis sean exactos, la sustancia que se pesa debe ser pura, estable y de composición definida.

#### **Determinación del silicio.**

El silicio, segundo elemento en abundancia en la corteza terrestre, no se encuentra jamás libre en la naturaleza. La sílice (dióxido de silicio) se presenta en distintos grados de pureza; esta sílice o los silicatos se hallan en cantidad considerable en todas las rocas importantes, excepto en los carbonatos.

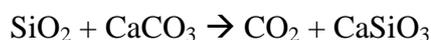
---

**Descomposición de las muestras de sílice y silicatos.**

La sílice es resistente al ataque químico por todos los ácidos minerales, excepto el fluorhídrico. Cuando el silicio es un constituyente secundario, como sucede en muchos minerales, la muestra se ataca con ácido (HCl o HClO<sub>4</sub>), quedando la sílice insoluble. El residuo, o la muestra original si la fracción insoluble en ácido es grande, se funde con carbonato sódico:



En el análisis de la caliza y arcillas, una calcinación verificada antes del ataque convierte la sílice en silicato, atacable por los ácidos:



Después de la fusión con carbonato, el fundido se trata directamente con ácido clorhídrico.

**Separación.**

El ácido silícico (sílice hidratada) es uno de los ácidos inorgánicos más débiles y cuando se forma por metátesis es uno de los coloides inorgánicos más hidrofílicos. Para separar la sílice, se evapora a sequedad la disolución clorhídrica que contiene la sílice hidratada coloidal y el residuo se calienta a 110-120 °C durante una hora, con lo que se obtiene un producto granular representado aproximadamente por la fórmula SiO<sub>2</sub>.1/2H<sub>2</sub>O, que se separa bien por filtración. También puede deshidratarse la sílice por evaporación de la disolución con ácidos sulfúrico o perclórico hasta humos blancos. El residuo silíceo que así se obtiene se recoge con ácido clorhídrico concentrado, se diluye y se hierve. La disolución caliente se filtra por papel y se lava con ácido clorhídrico muy diluido para evitar la peptización de la sílice y la hidrólisis de los cationes de los metales pesados. Algo de sílice pasa siempre con el filtrado y para recogerla es necesaria una segunda evaporación.

---

**Calcinación.**

Se quema el papel y finalmente se calcina la sílice a la temperatura máxima del mechero Meker. El residuo calcinado está constituido rara vez por sílice pura; su peso representa, pues, la “sílice sin corregir” o la “sílice e insolubles”.

**Sílice corregida.**

El residuo silíceo se evapora con ácidos fluorhídrico y sulfúrico en crisol de platino, con el objeto de volatilizar el silicio en forma de tetrafluoruro de silicio.

**Determinación del aluminio.**

El aluminio es el tercer elemento en abundancia y el primero entre los elementos metálicos. Su mineral principal es la bauxita,  $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ , de la cual se obtiene el metal por electrólisis en criolita fundida,  $\text{Na}_3\text{AlF}_6$ . En la naturaleza abundan los silicatos que contienen aluminio, algunos de los cuales (las arcillas) se utilizan profusamente en la fabricación de materiales cerámicos y cemento. En el aluminio y en sus aleaciones se analizan solo, generalmente, los elementos que lo acompañan o componentes traza.

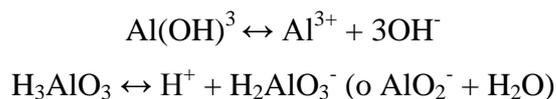
**Ataque de las muestras.**

Las menas y los minerales oxigenados de aluminio se atacan de forma óptima con una mezcla de ácidos sulfúrico, nítrico y fluorhídrico. Mediante este tratamiento se volatiliza la sílice en forma de tetrafluoruro. El exceso de ácido fluorhídrico debe expulsarse completamente, pues en caso contrario puede complejar al aluminio y evitar su precipitación completa. Los aluminio-silicatos minerales y refractarios se descomponen por fusión con carbonato sódico. El aluminio metálico se disuelve fácilmente en ácidos clorhídrico o sulfúrico diluidos, es poco atacable con ácido nítrico concentrado, que vuelve pasivo al metal. El metal y sus aleaciones se disuelven con frecuencia para su análisis en una disolución de hidróxido sódico.



**Precipitación.**

El carácter anfótero del hidróxido de aluminio, limita el intervalo de pH en que puede precipitarse de forma completa. La precipitación se inicia a un pH 3 y se completa cerca de la neutralidad, pero el precipitado comienza a redisolverse al aumentar el pH.



En la práctica se precipita el hidróxido de aluminio por adición de hidróxido de amonio a una disolución ácida del ión aluminio, bien en presencia de indicador rojo de metilo (con viraje del color a pH entre 6 y 7); o bien sencillamente hirviendo la disolución débilmente alcalinizada con amoniaco durante un pequeño intervalo de tiempo con objeto de expulsar el exceso de amoniaco. La presencia de una cantidad considerable de ión amonio en la disolución hace disminuir la ionización del hidróxido amónico, contribuyendo, además, a la coagulación del precipitado. El precipitado se filtra por decantación y se lava con una disolución caliente de nitrato amónico neutralizada con rojo de metilo y una pequeña cantidad de hidróxido amónico.

**Calcinación.**

Una calcinación durante unos minutos a 1100-1150 °C es suficiente para eliminar la humedad del óxido de aluminio hidratado; no obstante, el óxido de aluminio formado a esta temperatura es muy higroscópico y molesto de pesar. Una calcinación a temperatura superior a 1200 °C transforma el óxido de aluminio en una forma cristalina (corindón), que no es higroscópica.

**Mezcla de óxidos en el análisis de arcillas.**

En el análisis de la caliza y de arcillas, el filtrado ácido que procede de la separación de la sílice contiene iones aluminio, calcio y magnesio y posibles constituyentes trazas. Después de la precipitación con hidróxido amónico, la mezcla se hierve para eliminar el exceso de reactivo y coagular el precipitado. Este precipitado puede estar

intensamente contaminado con magnesio, por lo que se efectúa siempre una doble precipitación de los óxidos hidratados.

Es importante una filtración inmediata; la absorción del dióxido de carbono por la disolución amoniacal origina ión carbonato y puede dar lugar a la precipitación prematura de iones alcalinotérreos y de magnesio en forma de carbonatos, junto con los óxidos hidratados. El filtrado procedente de la separación de estos óxidos debe acidificarse enseguida. El precipitado de mezcla de óxidos o “ $R_2O_3$ ” está constituido en la mayor parte de las calizas y arcillas principalmente por hierro y/o aluminio, aunque puede contener trazas de titanio y manganeso.

#### **Determinación del hierro.**

El hierro, segundo en abundancia en la naturaleza entre los elementos metálicos, se encuentra principalmente en forma de óxidos, carbonatos, sulfuros y sulfuros mixtos. En cantidades traza está muy difundida en la naturaleza.

#### **Descomposición de los minerales.**

Los minerales de hierro se disuelven en ácido clorhídrico o se atacan por fusión con bisulfato alcalino (pirosulfato). Los minerales son casi inatacables por los ácidos nítrico o sulfúrico o por fusión alcalina. Aquellos minerales, en especial los sulfuros, en que el hierro no es un constituyente principal, se atacan con frecuencia con ácido nítrico, agua regia o por fusiones alcalinas oxidantes.

#### **Precipitación.**

El hidróxido de hierro (II) es relativamente soluble y no puede ser precipitado completamente más que en disolución moderadamente alcalina. Por otra parte el hidróxido de hierro (III) es muy insoluble y se puede precipitar en forma cuantitativa aún a pH 4. Para su separación gravimétrica, por tanto, el hierro debe adoptar en su totalidad la valencia +3 por oxidación del hierro (II) que pueda existir en las muestras con ácido nítrico, agua de bromo o peróxido de hidrógeno.

---

A causa de su solubilidad extremadamente pequeña, la sobresaturación relativa del hidróxido de hierro (III) durante la precipitación es muy alta (excepto cuando se precipita en disolución homogénea), y el precipitado es un coloide floculado muy a propósito para que quede contaminado de iones adsorbidos. Normalmente la disolución ácida que contiene el hierro (III) diluido se calienta casi a ebullición y luego se agrega hidróxido amónico 1:1 hasta que, después de una enérgica agitación, los vapores huelan un poco a amoníaco. El ión amonio formado en la neutralización tiende a desplazar a los demás cationes de la capa contra-ión y, además, impide la precipitación del magnesio. Se deja en reposo la mezcla durante un intervalo pequeño de tiempo para que se sedimente el precipitado y después se filtra y lava el precipitado rápidamente. El precipitado se re-disuelve en el mismo filtro con ácido clorhídrico diluido caliente, lavando bien el papel con agua caliente. La disolución, que contiene de nuevo el hierro, se trata otra vez con amoníaco para re-precipitar dicho catión y se vuelve a filtrar por el mismo filtro.

#### **Filtración y lavado.**

El óxido hidratado de hierro (como cualquier otro precipitado gelatinoso), se filtra siempre con papel de porosidad adecuada; la filtración y los primeros lavados deben hacerse por decantación. La solubilidad del hidróxido de hierro (III) es tan pequeña, que deben utilizarse para el lavado grandes cantidades de líquido de lavado caliente sin que tenga lugar ninguna pérdida apreciable por solubilidad. Se utiliza generalmente para el lavado una disolución caliente de nitrato amónico al 1 %, que impide la peptización; se continúa el lavado hasta que los filtrados queden exentos de iones cloruro.

#### **Calcinación.**

Deben observarse todas las precauciones usuales para la calcinación en presencia del papel de filtro. La temperatura final de calcinación debe alcanzar unos 1000 °C. Por encima de 1100 °C, un poco de óxido de hierro (III) se reduce a óxido magnético:



Durante la calcinación es necesario un buen acceso de aire para evitar la reducción del  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  a  $\text{Fe}_3\text{O}_4$ , e incluso a hierro metálico, por la acción del carbono o del monóxido de carbono que, procedentes del papel, pueden formarse a temperatura elevada, o por la acción de los gases reductores de la llama.

Los iones aluminio, cromo, titanio o manganeso que acompañen al precipitado quedarán en el residuo calcinado en forma de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ ,  $\text{TiO}_2$  y  $\text{Mn}_3\text{O}_4$ , respectivamente. En algunos análisis, el residuo se designa “mezcla de óxidos” o “ $\text{R}_2\text{O}_3$ ”, en lugar de considerarse como óxido de hierro.

### 1.5.2.- Análisis químico Volumétrico.

Un método de análisis volumétrico se basa en una reacción química como:



En donde **a** son las moléculas de analita **A**, que reaccionan con **t** moléculas de reactivo **T**. El reactivo **T** se adiciona, por lo general con una bureta, en forma creciente como una solución de concentración conocida. A esta solución se le conoce como estándar y su concentración se determina mediante un proceso llamado estandarización. La adición del titulante es continua hasta que se ha añadido una cantidad de **T** químicamente equivalente a la de **A**. entonces se dice que se ha alcanzado el punto de equivalencia en la titulación. Para saber cuándo detener la adición del titulante, el químico puede utilizar una sustancia química llamada indicador, que cambia de color cuando hay un exceso de titulante. Este cambio de color puede o no ocurrir en el punto de equivalencia exacto. Al momento en el que el indicador cambia de color se le denomina punto final de la titulación. Por supuesto que es conveniente que el punto final esté lo más cerca posible del punto de equivalencia.

Uno de los aspectos importantes en el análisis volumétrico es seleccionar el indicador que haga coincidir estos dos puntos (o corregir la diferencia que exista

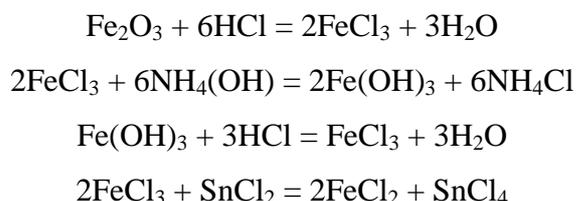
---

entre ellos). El término titulación se refiere al proceso en el cual se mide la cantidad de volumen requerido para alcanzar el punto de equivalencia.

### **Determinación del hierro total en un mineral de hierro.**

Los minerales de hierro se disuelven en ácido clorhídrico o se atacan por fusión con un fundente (mezcla de carbonato de sodio + carbonato de potasio + tetraborato de sodio). Se funde a 800 °C por 20 minutos.

La masa fundida se disuelve con ácido clorhídrico (HCl), diluido (1:4); trabajando siempre sobre una plancha eléctrica a una temperatura de 80 °C, se obtiene una solución amarillenta. La solución se trata con un ligero exceso de solución de hidróxido de amonio para precipitar el hidróxido férrico, se forma un precipitado de color marrón. Este precipitado se disuelve con ácido clorhídrico (HCl) concentrado, se forma una solución amarillenta:



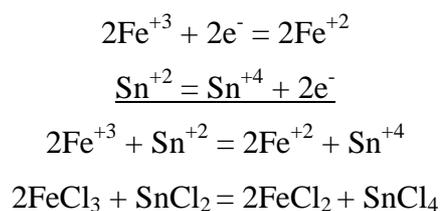
### **Reducción del hierro férrico a ferroso.**

El hierro se encuentra frecuentemente en minerales y otros materiales al estado férrico, o como una mezcla de ferroso y férrico. Para la determinación volumétrica, el hierro férrico debe reducirse, cuantitativamente, a ferrosos.

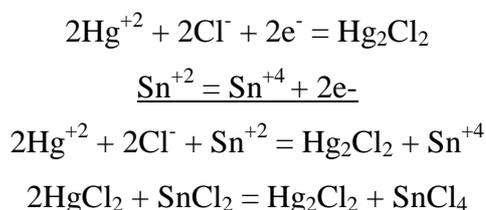
Se puede efectuar la reducción por distintos métodos, el más empleado es el siguiente:

- **Reducción con solución de cloruro estañoso (SnCl<sub>2</sub>).**

Muchos minerales de hierro se disuelven con ácido clorhídrico concentrado y el reductor que se emplea frecuentemente es el cloruro estañoso:



La solución de hierro, caliente (70-90 °C), obtenida por disolución de aproximadamente 0,3 g de mineral de hierro, de un volumen de 25-30 ml, y una concentración de ácido clorhídrico 5-6 N, se reduce agregando, gota a gota, solución concentrada de cloruro estañoso, hasta que el color amarillo de la solución casi haya desaparecido. La reducción se termina con solución de cloruro estañoso diluida con 2 volúmenes de ácido clorhídrico diluido; la solución diluida de cloruro estañoso se agrega, gota a gota, agitando después de cada agregado, hasta que la solución en análisis tenga un color verde pálido, libre de tinte amarillo y, entonces se agrega 2-3 gotas más; se enfría rápidamente, y se elimina el pequeño exceso de cloruro estañoso, agregando rápidamente, mientras se agita, 10 ml de solución saturada (5 %) de cloruro mercuríco. Debe producirse, tan solo, un débil enturbiamiento, blanco sedoso, debido al cloruro mercurioso precipitado.



Se agrega ácido fosfórico y 0,3 ml de indicador difenil sulfonato de bario. Se titula, lentamente y agitando, con dicromato de potasio 0,1 N, hasta coloración permanente azul violeta. Se efectúan dos titulaciones más, que deben concordar en 0,1 ml. Finalmente se calcula el tanto por ciento de hierro en la muestra del mineral analizado.

## 1.6.- Fundamento Teórico de los Equipos Electrónicos utilizados.

### 1.6.1.- Difractómetro de Rayos X - Shimadzu 6000.

La aplicación fundamental de la Difracción de Rayos X es la identificación cualitativa y semi-cuantitativa de la composición mineralógica de una muestra cristalina. La difracción está basada en las interferencias ópticas que se producen cuando una radiación monocromática atraviesa una rendija de espesor comparable a la longitud de onda de la radiación. Pues bien, la difracción de los rayos X es el fenómeno físico a través del cual se manifiesta la interacción fundamental de los rayos X con los cristales (materia ordenada). Se realizan las caracterizaciones estructurales e identificaciones de fases cristalinas, tanto naturales como sintéticas.



**Figura N° 20.** Difractómetro de Rayos X – Shimadzu 6000. (Fuente: [www.sc.ehu.es](http://www.sc.ehu.es)).

El difractómetro de rayos X dispone de los siguientes componentes:

- Un goniómetro vertical de alta precisión.
- Generador de rayos X de 40kV.
- Tubo de ánodo de cobre.
- Dos ópticas de haz difractado.
- Goniómetro:  $\theta$ - $2\theta$  vinculado;  $\theta$ ,  $2\theta$  independiente.
- Rango de operación:  $2\theta$ :  $6^\circ$  a  $163^\circ$ .

### Fundamentos del método.

Los electrones se encuentran en el átomo distribuidos en los distintos niveles y subniveles de energía. Los electrones se sitúan en estos niveles ocupando primero aquéllos de menor energía hasta colocarse todos; a este estado de mínima energía del átomo se le denomina estado fundamental. Si ahora bombardeamos estos átomos con un haz de electrones o con fotones de rayos X, una pequeña parte de la energía se invierte en la producción del espectro característico de rayos X de los elementos que componen la muestra bombardeada. Si podemos identificar la longitud de onda o energía de cada una de estas radiaciones características, podemos conocer los compuestos que componen la muestra, y si podemos medir sus intensidades relativas, podremos conocer sus respectivas concentraciones relativas ó aproximadas. El proceso de producción de este espectro característico puede esquematizarse del modo siguiente:

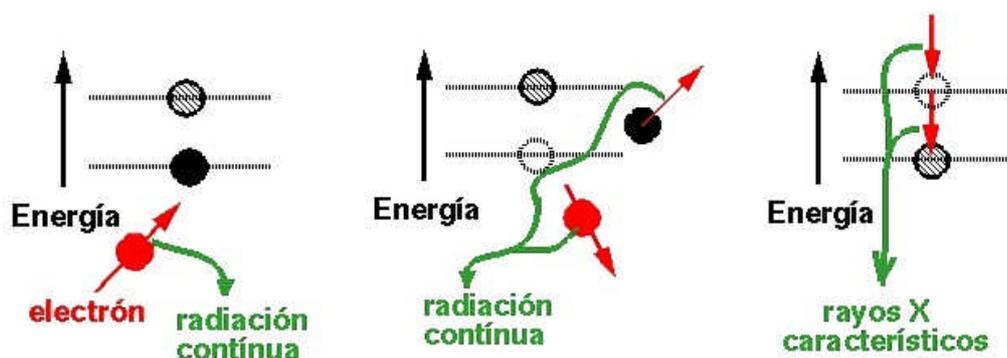


Figura N° 21. Generación de los rayos X. (Fuente: [www.xtal.iqfr.csic.es](http://www.xtal.iqfr.csic.es)).

**Excitación:** el choque de un electrón o fotón X incidente con un electrón de las capas internas del átomo, produce la expulsión de dicho electrón quedando el átomo en estado de excitado.

**Emisión:** este átomo en estado excitado tiende a volver inmediatamente a su estado fundamental, para lo cual se producen saltos de electrones de niveles más externos para cubrir el hueco producido. En este proceso hay un desprendimiento de energía, igual a la diferencia de energía de los niveles entre los que se produce el salto

electrónico, en forma de radiación electromagnética correspondiente a la región de rayos X.

### **Naturaleza de los Rayos X.**

Los rayos X, son radiaciones electromagnéticas penetrantes, con longitudes de onda menor que la luz visible, producidos bombardeando un blanco generalmente de wolframio con electrones de alta velocidad. Los rayos X fueron descubiertos de forma accidental en 1895 por el físico alemán Wilhelm Conrad Roentgen mientras estudiaba los rayos catódicos en un tubo de descarga gaseosa de alto voltaje. A pesar de que el tubo estaba dentro de una caja de cartón negro, Roentgen vio que una pantalla de platino-cianuro de bario, que casualmente estaba cerca, emitía luz fluorescente siempre que funcionaba el tubo. Tras realizar experimentos adicionales, determinó que la fluorescencia se debía a una radiación invisible más penetrante que la radiación ultravioleta.

Las longitudes de onda ( $\lambda$ ) de los rayos X van desde unos 10 nm hasta 0,001 nm (1 nm o nanómetro equivale a  $10^{-9}$  metros). Cuanto menor es la longitud de onda de los rayos X, mayores son su energía y poder de penetración. Los rayos de mayor longitud de onda, cercanos a la banda ultravioleta del espectro electromagnético, se conocen como rayos X blandos; los de menor longitud de onda, que están más próximos a la zona de rayos gamma o incluso se solapan con ésta, se denominan rayos X duros. Los rayos X formados por una mezcla de muchas longitudes de onda diferentes se conocen como rayos X 'blancos', para diferenciarlos de los rayos X monocromáticos, que tienen una única longitud de onda. Tanto la luz visible como los rayos X se producen a raíz de las transiciones de los electrones atómicos de una órbita a otra. La luz visible corresponde a transiciones de electrones externos y los rayos X a transiciones de electrones internos. Los rayos X se producen siempre que se bombardea un objeto material con electrones de alta velocidad. Gran parte de la energía de los electrones se pierde en forma de calor; el resto produce rayos X al provocar cambios en los átomos del blanco como resultado del impacto. Los rayos X emitidos no pueden tener una energía mayor que la energía cinética de los electrones que los producen. La radiación emitida no es monocromática, sino que se compone

---

de una amplia gama de longitudes de onda, con un marcado límite inferior que corresponde a la energía máxima de los electrones empleados para el bombardeo.

Si se analizan los rayos X emitidos con un espectrómetro de rayos X, se encuentran ciertas líneas definidas superpuestas sobre el espectro continuo; estas líneas, conocidas como rayos X característicos, corresponden a longitudes de onda que dependen exclusivamente de la estructura de los átomos del blanco. En otras palabras, un electrón de alta velocidad que choca contra el blanco puede hacer dos cosas: inducir la emisión de rayos X de cualquier energía menor que su energía cinética o provocar la emisión de rayos X de energías determinadas, que dependen de la naturaleza de los átomos del blanco.

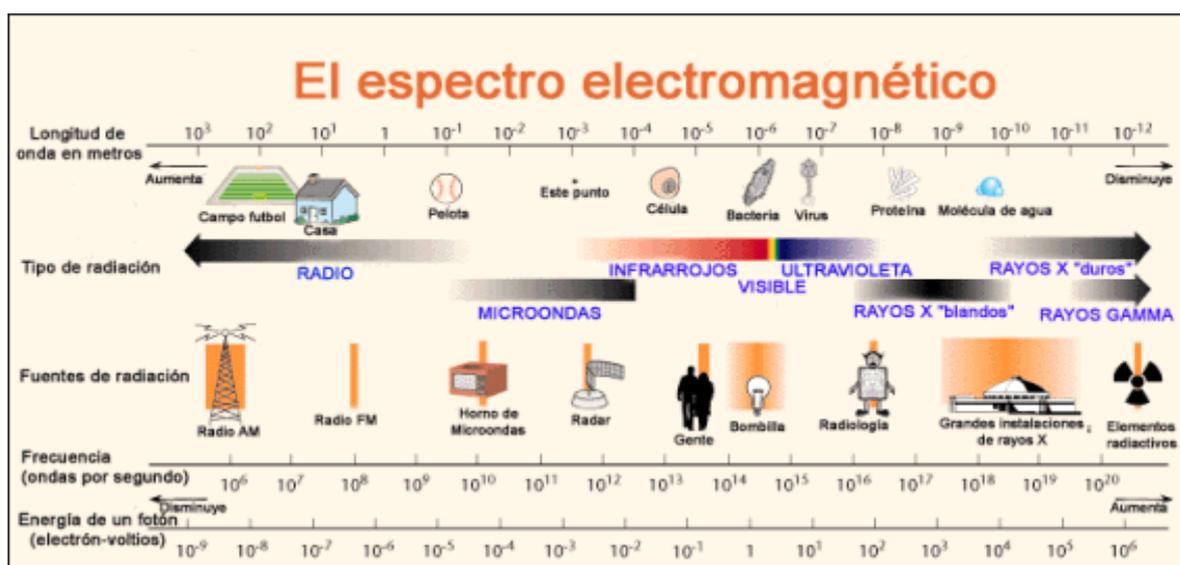


Figura N° 22. El espectro electromagnético. (Fuente: [www.xtal.iqfr.csic.es](http://www.xtal.iqfr.csic.es)).

### Propiedades de los Rayos X.

Los rayos X afectan a una emulsión fotográfica del mismo modo que lo hace la luz. La absorción de rayos X por una sustancia depende de su densidad y masa atómica. Cuanto menor sea la masa atómica del material, más transparente será a los rayos X de una longitud de onda determinada. Otras propiedades son las siguientes:

**Difracción.** Los rayos X pueden difractarse al atravesar un cristal, o ser dispersados por él, ya que el cristal está formado por redes de átomos regulares que actúan como redes de difracción muy finas. Los diagramas de interferencia resultantes pueden fotografiarse y analizarse para determinar la longitud de onda de los rayos X incidentes o la distancia entre los átomos del cristal, según cuál de ambos datos se desconozca. Los rayos X también pueden difractarse mediante redes de difracción rayadas si su espaciado es aproximadamente igual a la longitud de onda de los rayos X.

**Fluorescencia.** Los rayos X también producen fluorescencia en determinados materiales, como el sulfuro de cinc. Si se sustituye la película fotográfica por uno de estos materiales fluorescentes, puede observarse directamente la estructura interna de objetos opacos.

**Ionización.** Otra característica importante de los rayos X es su poder de ionización, que depende de su longitud de onda. La capacidad de ionización de los rayos X monocromáticos es directamente proporcional a su energía. Esta propiedad proporciona un método para medir la energía de los rayos X. Cuando se hacen pasar rayos X por una cámara de ionización se produce una corriente eléctrica proporcional a la energía del haz incidente.

Con el Difractómetro se realizan las caracterizaciones estructurales e identificaciones de fases cristalinas, tanto naturales como sintéticas. Así mismo se pueden realizar medidas de reflectometría de rayos X, e incidencia rasante sobre películas delgadas. La cantidad y el tamaño de las muestras puede ser muy diverso: desde miligramos en el caso de muestras en polvo, hasta bloques de varios centímetros con la plataforma multipropósito.

---

### 1.6.2.- Espectrómetro Secuencial de Rayos X - SRS 3000.

El espectrómetro secuencial de rayos X es un instrumento de propósito general para analizar cualitativamente y cuantitativamente elementos de 5 números atómicos progresivos. Es utilizado en la determinación de elementos mayores (Si, Ti, Al, Fe, Mn, Mg, Ca, Na, K y P) y elementos traza (Rb, Sr, Ba, Y, Zr, Nb, V, Cr, Co, Ni, Cu, Zn, Th y Pb) de muestras de rocas, minerales, sedimentos y suelos. Los errores estimados en las determinaciones son menores a 1% en elementos mayores y menores a 4% en elementos traza. En todos los casos las curvas de calibración han sido construidas con estándares emitidos por instituciones de reconocido prestigio internacional. El análisis de elementos mayores ( $\text{SiO}_2$ ,  $\text{TiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{Na}_2\text{O}$ ,  $\text{K}_2\text{O}$ ,  $\text{P}_2\text{O}_5$ ), se realiza en muestra fundida (perla) ó en muestra prensada. El análisis de elementos traza (Rb, Sr, Ba, Y, Zr, Nb, V, Cr, Co, Ni, Cu, Zn, Th, Pb), se realiza en muestra prensada.



**Figura N° 23.** Espectrómetro Secuencial de Rayos X – SRS 3000.

(Fuente: [www.bioweb.uv.es](http://www.bioweb.uv.es)).

Los datos técnicos del tubo de rayos X son:

- Tipo AG 66.
- Ánodo de rodio.
- Voltaje del ánodo es 60 kV.
- La corriente en el tubo es 100 mA.
- La potencia es 3 kW.
- Generador de rayos X es del tipo: Kristalloflex 761.

El espectrómetro secuencial de rayos X dispone de los siguientes componentes:

- |                                 |                                           |
|---------------------------------|-------------------------------------------|
| * Tubo de rayos X.              | * Cambiador del filtro.                   |
| * Cambiador del colimador.      | * Contador de flujo.                      |
| * Cambiador de muestra.         | * Cambiador de máscara.                   |
| * Cambiador de cristal.         | * Sistema de vacío.                       |
| * Goniómetro (transmisión 2:1). | * Unidad de control de temperatura.       |
| * Dispositivos neumáticos.      | * Sistema de vaciado de gas.              |
| * Contador de vacilación.       | * Contador de suministro de gas del tubo. |

### **Fundamentos del método.**

La técnica de Fluorescencia de Rayos X por reflexión Total (TXRF) se basa, en líneas generales, en el estudio de las emisiones de fluorescencia de rayos X generados después de la excitación de una muestra mediante una fuente de rayos X. Los átomos presentes en la muestra analizada son excitados de modo que los electrones de las capas internas son arrancados o promocionados a niveles de energía superiores. Los electrones de otras capas minimizan su energía ocupando los huecos electrónicos que quedan libres, de modo que la energía asociada a dichas transiciones se re-emiten en forma de fotones. A estas emisiones se las conoce como emisiones de fluorescencia o radiación secundaria y presentan unas energías características del átomo que las genera y una intensidad que depende directamente de la concentración de dicho átomo en la muestra. El resultado es un espectro de dispersión de energía, donde aparecen simultáneamente todas las líneas asociadas a los elementos químicos presentes. Analizando la posición de los máximos de intensidad, se identifican los elementos presentes (Análisis Cualitativo), integrando cada uno de los perfiles

---

elementales se obtienen sus proporciones másicas y añadiendo un elemento patrón de concentración conocida se obtiene la cuantificación de dichos elementos (Análisis Cuantitativo).

### **Esquema del equipo.**

Si podemos identificar la longitud de onda o energía de cada una de estas radiaciones características, podemos conocer los elementos que componen la muestra, y si podemos medir sus intensidades absolutas, podremos conocer sus respectivas concentraciones absolutas ó exactas. La técnica que se encargue de esta tarea recibe el nombre de espectrometría de fluorescencia de rayos X o, también, espectrometría de rayos X; los equipos instrumentales que se utilizan para este fin son los espectrómetros de fluorescencia de rayos X.

### **Modo de operación.**

El tubo de rayos X es potenciado por el generador de rayos X. La radiación del tubo de rayos X excita la radiación fluorescente de la muestra. El colimador selecciona un rango de luz paralelo de esta radiación fluorescente y directa al centro del cristal analizador. El rayo de luz es difractado por el cristal analizador y es entonces detectado por los detectores (flujo contador y/o chispazo contador). El cristal analizador y los detectores son acoplados al eje  $\theta$  ó  $2\theta$  de un goniómetro (transmisión 2:1), los cuales por medio de esos detectores están siempre en la posición de reflexión. Si la inclinación  $\theta$  del cristal analizador es alterada (la inclinación  $2\theta$  de los detectores cambia al mismo tiempo por 2 veces esta cantidad), las reflexiones fuertes aparecen cuando se cumplen las condiciones de la ecuación de Bragg:

$$n \cdot \lambda_p = 2 \cdot d \cdot \text{sen}(\theta_p)$$

### **Donde:**

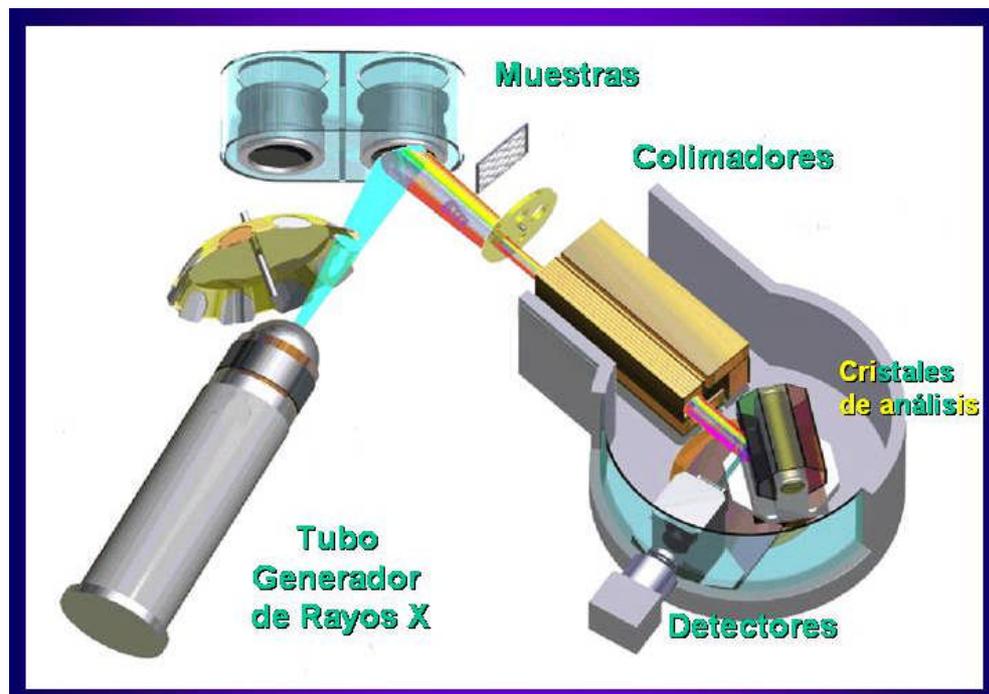
**n:** orden de la reflexión.

**$\lambda_p$ :** longitud de onda del pico.

**d:** constante de red del cristal analizador.

**$\theta_p$ :** ángulo de difracción del pico del gráfico.

---



**Figura N° 24.** Proceso de análisis de muestras por fluorescencia de rayos X.

(Fuente: [www.ub.es](http://www.ub.es)).

Algunas de las principales aplicaciones industriales del Espectrómetro son las siguientes:

- Análisis medioambiental: aguas, sedimentos, suelos, aerosoles, filtros.
- Análisis de materiales: aleaciones, catalizadores, cerámicas, nuevos materiales.
- Análisis forenses: análisis de micro muestras en cualquier tipo de matriz.
- Análisis biológicos: tejidos, fluidos, plantas, cultivos.
- Análisis industrial: pinturas, gasolinas, aceites, vinos, cementos.
- Análisis arqueológicos: cerámicas, monedas, utensilios, huesos.

### 1.6.3.- Granulómetro - CILAS 1064.

El granulómetro es un moderno instrumento diseñado para hacer mediciones granulométricas de material pulverizado o muy fino de tamaño en un rango continuo de 0,1 hasta 500 micrones sin un cambio óptico y sin calibración. Estas mediciones son hechas con polvo en suspensión en un líquido apropiado. Normalmente se utiliza agua limpia ó alcohol puro.



**Figura N° 25.** Granulómetro - CILAS 1064. (Fuente: [www.cilas.com](http://www.cilas.com)).

El granulómetro CILAS 1064 está esencialmente compuesto de los siguientes elementos:

- El generador del láser.
- El sistema de transporte para la circulación del líquido.
- El sistema de detección.
- La señal de la unidad de procesamiento.
- Suministros de potencia.
- Periféricos.

**Fundamentos del método.**

El rayo láser es un dispositivo ó fuente que produce una intensa radiación luminosa de una sola longitud de onda (monocromática) y coherente o adherente. Es la luz amplificada por la emisión estimulada de la radiación.

La luz coherente de un láser de potencia baja, emitido con una longitud de onda de 830 nm ( $10^{-9}$  m), cruza un recipiente conteniendo una muestra del producto a ser analizado en una suspensión con un líquido apropiado; como resultado, el rayo de luz es difractado.

La distribución de la energía de la luz en la figura de la difracción depende del tamaño de las partículas difractadas. Si todas las partículas son redondas y de igual tamaño, la energía difractada forma una mancha AIRY, significativa que da una formación infinita de una mancha central con una serie de anillos concéntricos cuyos diámetros son inversamente proporcionales al diámetro de las partículas. La menor cantidad de partículas dan el mayor ángulo de difracción. Por otro lado, si son de tamaños diferentes, la figura de la difracción es monótona. La distribución granulométrica puede determinarse solo analizando la distribución de energías entre la aparición de diferentes coronas en la imagen plana del lente.

Las características técnicas del Granulómetro son las siguientes:

- El emisor del láser: Dos diodos del láser fibra-montados, longitud de onda de 830 nm; una potencia de 3mW. El diámetro del rayo al plano porta muestra es de 15 mm.
  - Modulación: Es electrónica con una frecuencia de 400 Hz.
  - Foto detector: Es de silicio especial para múltiples elementos con un fotodiodo asociado a 3 celdas independientes, más una celda de referencia.
  - Velocidad de rotación de la bomba: Fijado a 110 rpm.
  - Velocidad de rotación del agitador: De 10 hasta 300 rpm.
  - Modos del ultrasonido: Operación continua ó cronometrada (frecuencia de 55 kHz).
-

Las mediciones son procesadas por una computadora externa usando el programa GRANULOG y conectado al granulómetro vía una interfase consecutiva tipo RS 232C. El tiempo total de medición es menor a 3 minutos.

Los resultados se muestran en el monitor de la computadora o como impresión con una impresora conectada, en cualquiera de las siguientes formas:

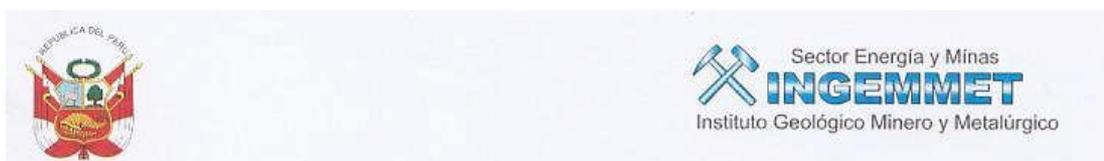
- Curvas del porcentaje en peso acumulado pasante ó retenido.
- Histograma del peso.
- Histograma de la superficie específica.
- Histograma de la cantidad de partículas.
- Las mediciones pueden ser procesadas para 100 valores de diámetros opcionales definidos por el usuario.
- El procesamiento puede usar cualquiera de los siguientes métodos:
  - . Interpolación Spline.
  - . Ley de Rosin Rammler.
  - . Ley Log Normal.
  - . Representación de curvas superpuestas.

El Granulómetro es un instrumento de rápida operación, facilidad de uso y puede integrarse convenientemente dentro de una fábrica o laboratorio, en industrias de cemento, farmacéuticos, y productos agro – alimentos (alúmina, calcio, carbonatos, polvos metálicos, sílice, grafito, pigmentos, pinturas, pesticidas, fertilizantes, cerámicas, arcillas, etc.). Su diseño modular permite un fácil y rápido mantenimiento.

Puede ser ajustado con accesorios opcionales como:

- Alimentación automática y análisis por encima de 28 muestras.
  - Mostrar formas o modelos de partículas usando un microscopio ajustado con una cámara CCD.
-

## 2.1.- Resultados de los análisis químicos por difracción de rayos X.



### Dirección de Laboratorios Laboratorio de Rayos X.

### Resultados de los análisis por Difracción de rayos X

Para el análisis se utilizó tubo de cobre (Cu), en un Difractómetro Shimadzu modelo XRD-6000, con una energía de 40kV y 30 mA.

**Tabla N° 1.** Muestra de arcilla marginal de los sectores A y B.

Mineral	Fórmula	Porcentaje en peso (%)
Sílice	SiO <sub>2</sub>	91,03
Caolinita	2SiO <sub>2</sub> .Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .2H <sub>2</sub> O	6,92
Hematita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,95
Anatasa	TiO <sub>2</sub>	0,84
Muscovita	(K,Na)(Al,Mg,Fe) <sub>2</sub>	0,26

**Tabla N° 2.** Muestra de arcilla procesada y recuperada de los sectores A y B.

Mineral	Fórmula	Porcentaje en peso (%)
Sílice	SiO <sub>2</sub>	77,56
Caolinita	2SiO <sub>2</sub> .Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .2H <sub>2</sub> O	17,59
Hematita	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,24
Anatasa	TiO <sub>2</sub>	2,00
Muscovita	(K,Na)(Al,Mg,Fe) <sub>2</sub>	0,61

### **3.1.- Pruebas de Dispersión y Sedimentación.**

Para efectuar estas pruebas se contaron con dos tipos de muestras a las cuales denominaremos: arcilla del sector A y arcilla del sector B. Estas muestras de arcilla marginal fueron extraídas del Lote N° 1, este lote es el más grande de arcilla marginal con que cuenta Cemento Andino. Se denomina Lote N° 1, a la ruma más grande de arcilla marginal o de baja ley de arcilla (caolinita). Se denominará arcilla marginal a la arcilla de baja ley de caolinita y por consiguiente baja ley de alúmina ( $Al_2O_3$ ).

En la presente investigación nos referiremos a los óxidos con sus nombres de mineral; es decir, si nos referimos al óxido de silicio ( $SiO_2$ ) se le denominará sílice, si nos referimos al óxido de aluminio ( $Al_2O_3$ ) se le denominará alúmina. Estos óxidos están como compuestos elementales al igual que la hematita ( $Fe_2O_3$ ).

#### **3.1.1.- Materiales, equipos y reactivos empleados en las pruebas:**

- Chancadora de quijadas 3''x3''.
  - Chancadora de rodillos  $\varnothing$  10''.
  - Pulverizador de discos.
  - Horno eléctrico.
  - Agitador eléctrico y manual.
  - Carbonato de sodio anhidro ( $Na_2CO_3$ ).
  - Tamices N° 100 y N° 170 de aberturas 150 y 90 micrones respectivamente.
  - Vasos de 400 cm<sup>3</sup> y 600 cm<sup>3</sup>.
  - Probetas de 1000 cm<sup>3</sup>.
  - Espátulas, bandejas, lonas, costales y bolsas.
-

### **3.1.2.- Procedimientos de las pruebas de dispersión y sedimentación:**

#### **Muestreo y preparación de las muestras.**

El muestreo se realizó en el lote N° 1 sectores A y B, de la arcilla marginal. Para esto se realizaron 5 hoyos de 50 cm de profundidad por 50 cm de diámetro, las muestras se recolectaron en 2 sacos con un peso aproximado de 30 kg cada uno. Estas muestras fueron reducidas de tamaño con las chancadoras y con el pulverizador hasta obtener los tamaños deseados, para esto se hizo uso de los tamices N° 100 y N° 170. Posteriormente las muestras reducidas fueron homogenizadas, cuarteadas y secadas hasta obtener 4 muestras embolsadas de 500 g por cada tipo de muestra.

#### **Dispersión y sedimentación.**

- Se tomó 50 ó 75 g de muestra de cada tipo de arcilla.
  - Se llevo a un vaso de 600 cm<sup>3</sup> y se le agregó 400 cm<sup>3</sup> de agua destilada.
  - Se agregó el carbonato de sodio Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub>, el peso es variable para cada prueba.
  - Se agito por un lapso de 60 minutos con un agitador magnético.
  - Se llevó la suspensión a una probeta graduada de 1000 cm<sup>3</sup>, se enrazó hasta 1000 cm<sup>3</sup> con agua destilada y se mezcló nuevamente la suspensión en la probeta con el agitador manual.
  - Se dejó sedimentar la suspensión por 20 ó 30 minutos y se sifoneó la fase dispersa a un vaso de 600 cm<sup>3</sup> la solución suspendida. La fase suspendida es la arcilla y la fase sedimentada es la sílice.
-

### **3.2.- Pruebas de Molienda y Clasificación.**

Para efectuar estas pruebas se contaron con tres tipos de muestras a las cuales denominaremos: Sector A ó arcilla de la entrada, Sector B ó arcilla del medio y Sector C ó arcilla del extremo, que pertenecen al mineral marginal denominado Lote N° 1, este lote es el más grande de arcilla marginal con que cuenta Cemento Andino. Se denominará arcilla marginal a la arcilla de baja ley de caolinita y por consiguiente baja ley de alúmina ( $Al_2O_3$ ). En la presente investigación nos referiremos a los óxidos con sus nombres de mineral; es decir, si nos referimos al óxido de silicio ( $SiO_2$ ) se le denominará sílice, si nos referimos al óxido de aluminio ( $Al_2O_3$ ) se le denominará alúmina. Estos óxidos están como compuestos elementales al igual que la hematita ( $Fe_2O_3$ ).

#### **3.2.1.- Materiales y equipos empleados en las pruebas:**

- Espectrómetro secuencial de rayos X.
  - Granulómetro.
  - Chancadora de quijadas 3''x3''.
  - Chancadora de rodillos Ø 10''.
  - Molino de Bond 12''x12''.
  - Filtro neumático para pulpa Ø 10''.
  - Compresora (60 psi).
  - Hidrociclón D4.
  - Bomba horizontal 1 1/2''x1 1/4''.
  - Vasija cilíndrica Ø 3', H 3' (altura).
  - Horno eléctrico.
  - Espátulas, bandejas, lonas, costales y bolsas.
  - Una serie de tamices de las siguientes medidas:
-

**Tabla N° 3.** Serie de tamices utilizado.

<b>Malla N°</b>	<b>Abertura (µm)</b>
7	2800
10	2000
18	1000
40	425
70	210
100	150
200	75
270	53
400	38

### **3.2.2.- Procedimientos de las pruebas de molienda y clasificación:**

#### **Muestreo y preparación de las muestras.**

El muestreo se realizó en el lote N° 1 de arcilla marginal que fue dividido en 3 sectores A, B y C. Para esto se realizaron 6 hoyos de 50 cm de profundidad por 50 cm de diámetro por cada uno de los tres sectores, las muestras se recolectaron en 9 sacos con un peso aproximado de 30 kg cada uno. Estas muestras fueron reducidas de tamaño con las chancadoras hasta obtener muestras cuyos tamaños sean menores a 3 mm, para esto se hizo uso del tamiz N° 6 (3000 µm). Posteriormente las muestras reducidas fueron homogenizadas, cuarteadas y secadas hasta obtener 20 muestras embolsadas de 1000 g cada uno por cada sector muestreado.

Se prepararon aparte de las muestras ya mencionadas, 2 muestras más de cada sector para efectuar el análisis granulométrico y el análisis granuloquímico de las cabezas de arcilla marginal.

**Molienda.**

Las muestras de cada sector fueron molidas en el molino de Bond de acuerdo a los tiempos ya establecidos, luego cada muestra molida fue tamizada en húmedo. A la muestra molida en forma de pulpa se le hizo pasar directamente por la malla N° 400 (38  $\mu\text{m}$ ), después de la cual se obtuvieron dos muestras, una gruesa (+ 38  $\mu\text{m}$ ) y otra fina (-38  $\mu\text{m}$ ). La muestra gruesa fue secada, pesada y analizada granulométricamente por la serie de mallas ya establecida, las muestras obtenidas en cada malla fueron pulverizadas, homogenizadas, cuarteadas y embolsadas para su posterior análisis químico. La muestra fina en forma de pulpa fue filtrada con el filtro neumático hasta eliminar el agua de la muestra, luego el queque obtenido fue secado, homogenizado, cuarteado y embolsado para su posterior análisis químico.

Las muestras de cabeza no molidas de cada sector fueron tamizados en húmedo con la malla N° 18 (1000  $\mu\text{m}$ ), luego el pasante fue tamizado en húmedo con la malla N° 400 (38  $\mu\text{m}$ ). Los procedimientos posteriores fueron similares a los efectuados con las muestras molidas hasta obtener las muestras embolsadas listas para el análisis químico.

**Clasificación.**

Se realizó con las muestras de los sectores A y B una prueba por cada sector, para un tiempo de molienda de 4 minutos. Para esto se realizaron 8 moliendas de cada sector, las muestras molidas fueron vertidas en vasija cilíndrica. Luego esta muestra fue diluida con agua hasta obtener un porcentaje de sólidos de 30 %.

A continuación se procedió a arrancar la bomba y así efectuar la clasificación con el hidrociclón deslamador D4. Tanto el rebose como la descarga caen a la misma vasija cilíndrica por lo que el proceso es cíclico.

Se sacaron muestras del alimento, rebose y descarga en pleno proceso de clasificación para su posterior análisis químico. Las muestras sacadas fueron

---

filtradas, secadas, pulverizadas, homogenizadas, cuarteadas y embolsadas para su posterior análisis químico.

### **3.3.- Análisis químico por vía clásica húmeda – Gravimetría y Volumetría.**

**Análisis de arcillas.** Los análisis químicos realizados por vía clásica fueron hechos según las normas ASTEC – 114 – 83b, para análisis químico de materias primas y cemento.

#### **Toma de muestras.**

Se analizarán las muestras secas de cada fracción granulométrica obtenida luego de pasar las respectivas mallas ó tamices. Estas muestras deben de estar pulverizadas, homogenizadas, cuarteadas y embolsadas.

#### **3.3.1.- Disgregación y ataque de las muestras.**

**Equipos a usar:** un crisol de platino de 20 cm<sup>3</sup> de capacidad, con su tapa; una cacerola de porcelana de 500 cm<sup>3</sup> de capacidad; dos varillas de vidrio una gruesa y otra delgada, luna de reloj de 10 cm de diámetro y un trozo de papel de filtro sin ceniza.

**Reactivos a usar:** carbonato de sodio anhidro, ácido clorhídrico concentrado, ácido clorhídrico diluido (1:1), agua destilada y agua de lavado para sílice (solución clorhídrica caliente 1:10).

#### **Procedimiento:**

- 1.- Pesar 0,5 gramos exactos de muestra ya preparada.
  - 2.- Traspasar al crisol de platino perfectamente seco y limpio.
-

- 3.- Agregar aproximadamente 2 gramos de carbonato de sodio, mezclándolos con la varilla delgada; limpiar luego la varilla con el trozo de papel de filtro, el que se introducirá al crisol conjuntamente con la muestra a disgregar. Esta operación se realizará poniendo el crisol de platino sobre un fondo negro de papel satinado, para advertir cualquier pérdida de material al mezclar, en cuyo caso se descartará la muestra y se comenzará de nuevo.
  - 4.- Cubrir la muestra así preparada con aproximadamente 0,5 gramos más de carbonato de sodio, y colocar la tapa del crisol de platino.
  - 5.- Colocar el crisol tapado en el horno a una temperatura de 400 °C por 20 minutos, luego subir la temperatura a 800 °C por 20 minutos y finalmente subir la temperatura a 1100°C por una hora. Esto se realiza de manera secuencial con la finalidad de eliminar el agua de la muestra y evitar que el fundente rebalse durante la fusión que al comienzo es muy violento y debe efectuarse con sumo cuidado. La disgregación total se obtiene a 1100 °C.
  - 6.- Sacar la tapa y luego el crisol del horno, dándole un movimiento de rotación para que la masa fundida se pegue a las paredes del mismo y vaciarlo sobre la tapa del crisol, dejar enfriar por unos 5 minutos.
  - 7.- Limpiar la base exterior del crisol para desprender las partículas extrañas que se hayan pegado en el horno, e introducir conjuntamente con su tapa a la cacerola de porcelana sobre la plancha eléctrica, la que contendrá 25 cm<sup>3</sup> de HCl diluido (1:1).
  - 8.- La disgregación se realiza por efecto del ácido caliente sobre la muestra fundida; tapar la cacerola con la luna de reloj para minimizar la evaporación del ácido.
  - 9.- Con ayuda de la varilla de vidrio gruesa se disgrega algunas costras dentro y fuera del crisol. A veces se adiciona 25 cm<sup>3</sup> más de ácido diluido (1:1) por efectos de la evaporación.
  - 10.- Al obtenerse la disgregación total del material fundido se procede a lavar el crisol con su tapa con agua de lavado para sílice caliente y también con agua destilada caliente, lo mismo se hace con la varilla gruesa y la luna de reloj, todos los materiales lavados se retirarán de la cacerola.
  - 11.- Colocar la cacerola en baño María para evaporar la mitad del líquido.
  - 12.- Agregar 40 cm<sup>3</sup> de HCl concentrado y continuar la desecación en baño María.
  - 13.- Llegando a la sequedad, continuar por media hora más la desecación.
-

14.- Agregar 50 cm<sup>3</sup> más de HCl concentrado y llevar a sequedad por segunda vez en baño María.

15.- Llegando a la sequedad, continuar por 10 minutos más la desecación.

16.- Agregar 10 cm<sup>3</sup> más de HCl concentrado y llevar casi a ebullición por 5 minutos, quedando la muestra lista para filtrar y determinar sílice.

### **3.3.2.- Determinación de la sílice total (SiO<sub>2</sub>) – Gravimetría.**

**Equipos a usar:** un vaso de 400 cm<sup>3</sup>, un crisol de alúmina de 20 cm<sup>3</sup>, un embudo de pico largo, un jebe policía, papel tornasol y un papel de filtro de banda blanca sin ceniza (Albet 145).

**Reactivos a usar:** agua de lavado para sílice (solución clorhídrica caliente 1:10), agua destilada caliente.

#### **Procedimiento:**

1.- Filtrar la solución obtenida en el paso 16, anotado anteriormente en la disgregación y ataque de la muestra, usando papel de filtro de banda blanca y recibiendo el filtrado en el vaso de 400 cm<sup>3</sup>.

2.- Lavar las paredes de la cacerola con agua destilada caliente y el jebe policía.

3.- Lavar varias veces con agua para lavado de sílice y luego con agua destilada caliente el residuo filtrado sobre el papel de filtro, hasta que las aguas de lavado no acusen acidez; ayudarse con papel tornasol.

4.- Poner el filtro con el residuo contenido en el crisol de alúmina sobre la plancha eléctrica hasta secar el papel, precalcinar la muestra del crisol a una temperatura de 600 °C por 20 minutos y luego calcinar la muestra del crisol a una temperatura de 1100 °C por una hora.

5.- Enfriar el crisol con muestra en el desecador y anotar el peso de crisol más muestra. Previamente se tiene que pesar el crisol seco y vacío.

---

**Cálculo:** la diferencia de peso entre el crisol más las cenizas, menos el peso aparente inicial del crisol, multiplicado por 200 dará el porcentaje de anhídrido silícico total contenida en la muestra:

$$\% \text{ SiO}_2 = 200 \cdot [(\text{peso de crisol} + \text{cenizas}) - (\text{peso inicial de crisol vacío})].$$

### 3.3.3.- Determinación de los óxidos combinados ( $\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$ ) – Gravimetría.

**Equipos a usar:** un vaso de 400 cm<sup>3</sup> con su luna de reloj respectivo, un crisol de alúmina de 20 cm<sup>3</sup>, un embudo de pico largo, un jebe policia, una varilla de vidrio delgada, una probeta de 50 cm<sup>3</sup> y un papel de filtro de banda blanca sin ceniza (Albet 145).

**Reactivos a usar:** agua de lavado para óxidos combinados (solución caliente de nitrato de amonio al 2 %), HCl concentrado y agua destilada caliente.

#### **Procedimiento:**

- 1.- El filtrado obtenido al determinar la sílice, se deberán haber recogido en un vaso de 400 cm<sup>3</sup>, y se llevará hasta el enrase de 200 cm<sup>3</sup> con agua destilada caliente.
  - 2.- Poner un pedazo de papel de filtro sin ceniza dentro del vaso sujetado por la varilla de vidrio. Esto se realiza con la finalidad de evitar el rebalse de la solución cuando hierva.
  - 3.- Adicionar 5 cm<sup>3</sup> de HCl concentrado al vaso con solución, tapar el vaso con la luna de reloj y ponerlo a hervir sobre la plancha eléctrica.
  - 4.- Una vez hervida la solución precipitar los óxidos combinados adicionándole gotas de hidróxido de amonio, con un ligero exceso perceptible por el olfato. Viraje de color de amarillo a marrón claro.
  - 5.- Dejar sedimentar en el baño María, filtrar por decantación a través del papel de filtro de banda blanca y desechar el filtrado.
  - 6.- Lavar las paredes del vaso, la varilla y la luna de reloj dentro del mismo vaso con agua destilada caliente luego del filtrado.
-

7.- El residuo obtenido en el papel de filtro vaciarlo dentro del mismo vaso con ayuda del agua destilada caliente; romper en pedazos pequeños el papel de filtro y echarlo dentro del vaso. El vaso contendrá el precipitado diluido, los pedazos de papel de filtro, la varilla de vidrio y estará tapado con la luna de reloj.

8.- Colocar nuevamente el vaso sobre la plancha eléctrica hasta que vuelva a hervir, disolviendo en este momento el precipitado con gotas de HCl concentrado. Viraje de color de marrón claro a amarillo.

9.- Volver a precipitar los óxidos combinados, bajando el vaso de la plancha, siempre agregando un ligero exceso de hidróxido de amonio. Es preferible en este momento ayudarse con papel tornasol, para evitar un exceso mayor de base que puede redissolver parte del hidróxido de aluminio, dando por consiguiente resultados bajos en alúmina. Un defecto en la cantidad de base también daría resultados bajos por no precipitar cuantitativamente el óxido de hierro.

10.- Dejar sedimentar en el baño María, filtrar por decantación a través del papel de filtro de banda blanca y desechar el filtrado.

11.- Lavar el precipitado sobre el papel de filtro con solución caliente de nitrato de amonio al 2 %. También lavar las paredes del vaso y la varilla de vidrio con esta misma solución, echar el lavado sobre el precipitado; ayudarse con el jebe policía.

12.- Poner el filtro con el residuo contenido en el crisol de alúmina sobre la plancha eléctrica hasta secar el papel, precalcinarse la muestra del crisol a una temperatura de 600 °C por 20 minutos y luego calcinar la muestra del crisol a una temperatura de 1100 °C por una hora.

13.- Enfriar el crisol con muestra en el desecador y anotar el peso de crisol más muestra. Previamente se tiene que pesar el crisol seco y vacío.

**Cálculo:** la diferencia de peso entre el crisol más las cenizas, menos el peso aparente inicial del crisol, multiplicado por 200 dará el porcentaje de óxidos combinados contenida en la muestra:

$$\% (\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3) = 200 \cdot [(\text{peso de crisol} + \text{cenizas}) - (\text{peso inicial de crisol vacío})].$$

---

### 3.3.4.- Determinación del óxido de hierro (III) - $\text{Fe}_2\text{O}_3$ – Volumetría.

**Equipos a usar:** un vaso de 400 cm<sup>3</sup> con su luna de reloj respectivo, un crisol de platino de 20 cm<sup>3</sup> con su tapa, una probeta de 50 cm<sup>3</sup> y una varilla de vidrio delgada.

**Reactivos a usar:** fundente (mezcla de carbonato de sodio + carbonato de potasio + tetraborato de sodio), HCl diluido (1:4), hidróxido de amonio, HCl concentrado, cloruro de estaño, cloruro de mercurio, ácido fosfórico, indicador (difetil sulfonato de bario), dicromato de potasio y agua destilada caliente.

#### **Procedimiento:**

- 1.- Echar aproximadamente medio gramo de fundente dentro del crisol de platino, encima adicionar 0,5 gramos exactos de muestra y luego cubrir con aproximadamente un gramo de fundente; tapar el crisol con su tapa.
  - 2.- Poner el crisol tapado en un horno a una temperatura de 800 °C por espacio de 20 minutos, para lograr que la muestra se funda completamente.
  - 3.- Sacar la tapa y luego el crisol del horno, dándole un movimiento de rotación para que la masa fundida se pegue a las paredes del mismo y vaciarlo sobre la tapa del crisol, dejar enfriar por unos 5 minutos.
  - 4.- Limpiar la base exterior del crisol para desprender las partículas extrañas que se hayan pegado del horno, e introducir conjuntamente con su tapa al vaso de 400 cm<sup>3</sup> sobre la plancha eléctrica, la que contendrá 50 cm<sup>3</sup> de HCl diluido (1:4); poner la varilla de vidrio al vaso y taparlo con la luna de reloj. El vaso debe de estar siempre sobre asbesto ya que la solución no debe hervir.
  - 5.- Una vez disuelto la masa fundida lavar el crisol con su tapa con agua destilada caliente; dejar la varilla de vidrio en el vaso.
  - 6.- Al calentar nuevamente la solución precipitar los óxidos combinados con gotas de hidróxido de amonio. Viraje de color de amarillo a marrón claro. Inmediatamente después disolver el precipitado con gotas de HCl concentrado. Viraje de color de marrón claro a amarillo. No exceder en la adición de HCl concentrado.
  - 7.- Bajar el vaso de la plancha y adicionar gotas de cloruro de estaño. Viraje de color de amarillo a incoloro. No exceder en la adición de cloruro de estaño.
-

8.- Lavar las paredes del vaso con agua destilada fría y poner a enfriar el vaso con su varilla en un baño de agua fría.

9.- Al estar bien fría la solución del vaso proceder a adicionar 10 cm<sup>3</sup> de cloruro de mercurio y agitar con la varilla. Enseguida adicionar 10 cm<sup>3</sup> de ácido fosfórico y agitar con la varilla, luego adicionar 6 gotas de indicador difenil sulfonato de bario y agitar con la varilla. Finalmente titular la solución resultante con dicromato de potasio con agitación simultanea. Viraje de color de incoloro a lila. Anotar el gasto de dicromato de potasio.

10.- Con el gasto de dicromato de potasio encontrar en la tabla de gasto/porcentaje el valor que le corresponde de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en porcentaje.

Al saber el contenido de los óxidos combinados y el contenido de óxido de hierro de la muestra, por simple diferencia de porcentajes se encontrará el contenido de óxido de aluminio:

$$\% \text{Al}_2\text{O}_3 = \% (\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3) - \% \text{Fe}_2\text{O}_3$$

### **3.4.- Análisis Químico por Fluorescencia y Difracción de Rayos X.**

#### **Procedimiento.**

Se utilizó el equipo Espectrómetro secuencia de Rayos X para el análisis químico de las muestras de arcilla de cabeza y las muestras procesadas. Este equipo realiza análisis químico cualitativo y cuantitativo de compuestos elementales. También, se mandó a analizar con el equipo Difractómetro de Rayos X (INGEMMET), las muestras de arcilla de cabeza y las muestras procesadas. Este equipo realiza análisis químico cualitativo y semi-cuantitativo de sustancias.

Tanto el Espectrómetro como el Difractómetro están enlazados a una computadora mediante programas especiales con los cuales se obtienen los resultados de los análisis.

---

El procedimiento de análisis por fluorescencia es de la siguiente forma:

- Se utilizan 10 g de muestra seca pulverizada. 100 % - 75  $\mu\text{m}$ .
- Se hecha la muestra a una olla pulverizadora, se le adiciona 5 g de cera y 10 gotas de alcohol.
- La mezcla se pulveriza por 90 segundos. Para esto se utiliza una pulverizadora con vasija ú olla.
- Se saca la muestra de la olla pulverizadora, se le homogeniza convenientemente con una espátula y se vierte dentro de un anillo metálico.
- Luego la muestra es prensada para formar el anillo con muestra. Para esto se utiliza una prensa mecánica.
- El anillo con muestra es colocado dentro de un porta muestra y finalmente es colocado en uno de los sectores para muestras del espectrómetro.
- En el programa de la computadora se siguen los procedimientos indicados secuencialmente.
- Finalmente mediante el programa de la computadora enlazada al espectrómetro se realiza el análisis y se obtienen los resultados. Los resultados son los porcentajes en peso de los compuestos indicados.

El procedimiento de análisis con el Difractómetro es similar al procedimiento realizado con el Espectrómetro. La granulometría para este tipo de análisis debe de ser 100 % - 40  $\mu\text{m}$ .

### **3.5.- Análisis Granulométrico por Granulómetro - Procedimiento.**

Se utilizó el Granulómetro CILAS 1160 de rayos láser. Este equipo fundamentalmente está destinado para determinar granulometrías de partículas finas (-38  $\mu\text{m}$ ), su rango de análisis va de 0,1  $\mu\text{m}$  hasta 500  $\mu\text{m}$ ; aunque los mejores resultados se obtienen con partículas menores a 75 micrones.

---

El líquido utilizado fue alcohol, el cual sirve para lavar la vasija de muestra, lavar los conductos y para transportar la muestra hacia el rayo láser.

Con este equipo se realizaron los análisis granulométricos de todas las muestras menores a la malla N° 400 (38  $\mu\text{m}$ ).

Este equipo electrónico está enlazado a una computadora mediante programas especiales con los cuales se obtienen los resultados de los análisis.

El procedimiento de operación es de la siguiente forma:

- Se utiliza muestra de arcilla 100 % - 75  $\mu\text{m}$  ó 100 % - 38  $\mu\text{m}$ .
- La muestra debe de estar seca, cuarteada y homogenizada.
- Se analiza la muestra en blanco con el líquido escogido (alcohol ó agua), los cuales deben de estar libre de impurezas.
- Se agrega una pequeña porción de muestra de arcilla a la vasija con alcohol ó agua. La cantidad de muestra no debe de exceder de un gramo, para esto se utiliza una pequeña cuchara.
- En el programa de la computadora se siguen los procedimientos indicados secuencialmente.

Finalmente mediante el programa de la computadora enlazada al granulómetro se realiza el análisis granulométrico y se obtienen los resultados de los porcentajes en peso parcial ó acumulado de la muestra analizada. También se obtiene la gráfica de la distribución granulométrica.

---

#### 4.1.- Resultados generales de las pruebas de Dispersión y Sedimentación.

##### 4.1.1.- Balances de ensayos – Grupo N° 1.

Los siguientes balances de ensayos se efectuaron con la arcilla marginal (cabeza), la caolinita dispersada (producto) y con la sílice sedimentada (relave).

##### Prueba (1):

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 90  $\mu\text{m}$  (malla N° 170); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
Cabeza	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	102,0	100,0	102,4	2,6	100,2
Producto	38,8	61,7	20,3	5,1	23,9	7,9	2,0	31,4	62,3	56,7		
Relave	61,2	85,4	7,8	2,5	52,3	4,7	1,5	68,6	37,7	43,3		
Cab.Cal.	100,0				76,2	12,6	3,5	100,0	100,0	100,0		

##### Prueba (2):

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 90  $\mu\text{m}$  (malla N° 170); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
Cabeza	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	99,5	100,0	105,4	2,4	94,8
Producto	40,9	63,5	19,2	4,9	26,0	7,8	2,0	33,2	62,3	58,5		
Relave	59,1	88,2	8,0	2,4	52,2	4,8	1,4	66,8	37,7	41,5		
Cab.Cal.	100,0				78,1	12,6	3,4	100,0	100,0	100,0		

##### Prueba (3):

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
Cabeza	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	100,8	100,0	99,8	2,7	93,7
Producto	36,6	61,6	20,2	5,4	22,5	7,4	2,0	29,2	58,5	54,8		
Relave	63,4	86,0	8,2	2,6	54,5	5,2	1,6	70,8	41,5	45,2		
Cab.Cal.	100,0				77,1	12,6	3,6	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (4):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	98,8	100,0	102,3	3,2	96,7
<b>Producto</b>	31,6	61,8	22,1	5,6	19,5	7,0	1,8	24,8	55,2	50,0		
<b>Relave</b>	68,4	86,4	8,2	2,6	59,2	5,6	1,8	75,2	44,8	50,0		
<b>Cab. Cal.</b>	100,0				78,7	12,6	3,5	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (5):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 90  $\mu\text{m}$  (malla N° 170); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	101,6	100,0	100,4	1,8	105,0
<b>Producto</b>	55,0	64,3	16,7	5,2	35,3	9,2	2,9	48,6	76,0	73,6		
<b>Relave</b>	45,0	83,1	6,5	2,3	37,4	2,9	1,0	51,4	24,0	26,4		
<b>Cab. Cal.</b>	100,0				72,7	12,1	3,9	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (6):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 90  $\mu\text{m}$  (malla N° 170); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	100,3	100,0	98,3	1,8	105,0
<b>Producto</b>	55,0	66,9	16,7	5,1	36,8	9,2	2,8	49,9	76,0	70,5		
<b>Relave</b>	45,0	81,9	6,5	2,6	36,9	2,9	1,2	50,1	24,0	29,5		
<b>Cab. Cal.</b>	100,0				73,7	12,1	4,0	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (7):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Cabeza	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	100,3	100,0	93,0	2,8	110,0
Producto	35,3	58,3	21,4	6,7	20,5	7,5	2,4	27,9	62,3	56,5		
Relave	64,7	82,0	7,0	2,8	53,1	4,6	1,8	72,1	37,7	43,5		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				<b>73,7</b>	<b>12,1</b>	<b>4,2</b>	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (8):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Cabeza	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	101,8	100,0	94,7	2,5	119,4
Producto	40,0	57,5	20,9	6,4	23,0	8,4	2,6	31,7	69,1	62,1		
Relave	60,0	82,6	6,2	2,6	49,5	3,7	1,6	68,3	30,9	37,9		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				<b>72,6</b>	<b>12,1</b>	<b>4,1</b>	100,0	100,0	100,0		

**4.1.2.- Balances de ensayos – Grupo N° 2.**

Los siguientes balances de ensayos se efectuaron con la arcilla marginal (cabeza), la caolinita dispersada (producto) y con la sílice sedimentada (relave).

**Prueba (1):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
Cabeza	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	99,6	100,0	101,2	3,2	82,8
Producto	30,8	61,9	20,6	5,6	19,1	6,4	1,7	24,5	50,5	48,3		
Relave	69,2	85,2	9,0	2,7	58,9	6,2	1,8	75,5	49,5	51,7		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				<b>78,0</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (2):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 20 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
<b>Cabeza</b>	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	101,2	100,0	99,3	2,8	90,7
<b>Producto</b>	36,1	60,1	20,0	5,5	21,7	7,2	2,0	28,3	57,3	54,7		
<b>Relave</b>	63,9	86,2	8,4	2,6	55,1	5,4	1,6	71,7	42,7	45,3		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				76,8	12,6	3,6	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (3):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
<b>Cabeza</b>	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	101,3	100,0	102,9	2,9	89,7
<b>Producto</b>	34,7	60,6	20,3	5,4	21,0	7,0	1,9	27,4	55,8	53,6		
<b>Relave</b>	65,3	85,3	8,5	2,5	55,7	5,6	1,6	72,6	44,2	46,4		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				76,7	12,6	3,5	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (4):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 20 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
<b>Cabeza</b>	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	101,0	100,0	98,3	2,4	94,6
<b>Producto</b>	41,6	63,4	19,0	5,3	26,4	7,9	2,2	34,3	62,7	60,4		
<b>Relave</b>	58,4	86,5	8,0	2,5	50,5	4,7	1,5	65,7	37,3	39,6		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				76,9	12,6	3,7	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (5):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	<b>12,1</b>	3,9	73,9	12,1	3,9	103,5	<b>100,0</b>	97,1	<b>2,6</b>	<b>113,5</b>
<b>Producto</b>	38,0	57,8	<b>20,9</b>	6,5	22,0	8,0	2,5	30,8	<b>65,7</b>	61,6		
<b>Relave</b>	62,0	79,7	<b>6,7</b>	2,5	49,4	4,1	1,5	69,2	<b>34,3</b>	38,4		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				<b>71,4</b>	<b>12,1</b>	<b>4,0</b>	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (6):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,30 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 20 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	<b>12,1</b>	3,9	73,9	12,1	3,9	101,7	<b>100,0</b>	97,3	<b>2,3</b>	<b>114,4</b>
<b>Producto</b>	42,9	59,5	<b>19,8</b>	6,2	25,5	8,5	2,6	35,1	<b>70,1</b>	66,1		
<b>Relave</b>	57,1	82,6	<b>6,3</b>	2,4	47,2	3,6	1,4	64,9	<b>29,9</b>	33,9		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				<b>72,7</b>	<b>12,1</b>	<b>4,0</b>	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (7):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	<b>12,1</b>	3,9	73,9	12,1	3,9	102,5	<b>100,0</b>	96,2	<b>2,6</b>	<b>115,0</b>
<b>Producto</b>	38,6	57,9	<b>20,9</b>	6,7	22,3	8,1	2,6	31,0	<b>66,6</b>	63,9		
<b>Relave</b>	61,4	81,0	<b>6,6</b>	2,4	49,8	4,0	1,5	69,0	<b>33,4</b>	36,1		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				<b>72,1</b>	<b>12,1</b>	<b>4,1</b>	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (8):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 50 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 20 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
Cabeza	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	101,5	100,0	99,1	2,3	114,7
Producto	42,6	60,9	19,9	6,2	25,9	8,5	2,6	35,6	69,9	66,8		
Relave	57,4	81,7	6,3	2,3	46,9	3,6	1,3	64,4	30,1	33,2		
Cab. Cal.	100,0				72,8	12,1	3,9	100,0	100,0	100,0		

**4.1.3.- Balances de ensayos – Grupo N° 3.**

Los siguientes balances de ensayos se efectuaron con la arcilla marginal (cabeza), la caolinita dispersada (producto) y con la sílice sedimentada (relave).

**Prueba (1):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 75 g de muestra, 0,75 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
Cabeza	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	102,8	100,0	91,1	2,6	102,3
Producto	37,9	61,7	20,7	5,7	23,4	7,8	2,1	31,0	62,3	54,2		
Relave	62,1	84,0	7,7	2,9	52,2	4,8	1,8	69,0	37,7	45,8		
Cab. Cal.	100,0				75,6	12,6	4,0	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (2):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 75 g de muestra, 1,0 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{Fe}_2\text{O}_3$		
Cabeza	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	101,6	100,0	92,5	3,3	92,4
Producto	30,7	59,3	21,9	5,9	18,2	6,7	1,8	23,8	53,2	46,6		
Relave	69,3	84,1	8,5	3,0	58,3	5,9	2,1	76,2	46,8	53,4		
Cab. Cal.	100,0				76,5	12,6	3,9	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (3):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 100 g de muestra, 1,0 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	101,1	100,0	96,8	2,7	87,3
<b>Producto</b>	37,6	61,9	19,2	5,1	23,3	7,2	1,9	30,3	57,3	51,1		
<b>Relave</b>	62,4	85,9	8,6	2,9	53,6	5,4	1,8	69,7	42,7	48,9		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				76,9	12,6	3,7	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (4):**

Se utilizó arcilla del sector A, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 100 g de muestra, 1,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	77,7	12,6	3,6	77,7	12,6	3,6	102,2	100,0	95,5	2,2	88,7
<b>Producto</b>	45,8	63,5	17,5	4,9	29,1	8,0	2,2	38,2	63,7	59,3		
<b>Relave</b>	54,2	86,6	8,4	2,8	47,0	4,6	1,5	61,8	36,3	40,7		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				76,0	12,6	3,8	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (5):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 75 g de muestra, 0,45 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	102,7	100,0	97,4	2,2	121,2
<b>Producto</b>	45,0	60,4	19,9	5,8	27,2	8,9	2,6	37,8	73,8	65,8		
<b>Relave</b>	55,0	81,4	5,8	2,5	44,8	3,2	1,4	62,2	26,2	34,2		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				71,9	12,1	4,0	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (6):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 75 g de muestra, 0,50 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	103,6	100,0	92,3	2,3	123,2
<b>Producto</b>	43,2	57,7	20,4	6,5	25,0	8,8	2,8	35,0	73,0	66,5		
<b>Relave</b>	56,8	81,7	5,8	2,5	46,3	3,3	1,4	65,0	27,0	33,5		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				71,3	12,1	4,2	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (7):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 100 g de muestra, 0,60 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	102,4	100,0	97,6	2,1	111,9
<b>Producto</b>	47,8	62,2	18,5	5,5	29,7	8,8	2,6	41,2	73,1	66,0		
<b>Relave</b>	52,2	81,2	6,2	2,6	42,4	3,3	1,4	58,8	26,9	34,0		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				72,2	12,1	4,0	100,0	100,0	100,0		

**Prueba (8):**

Se utilizó arcilla del sector B, con una granulometría 100% - 150  $\mu\text{m}$  (malla N° 100); se emplearon 100 g de muestra, 0,90 g de carbonato de sodio ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ) y se le dio 30 minutos de sedimentación.

Descripción	%	Ensaye			Contenido			Recuperación			RC	FM
		% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		
<b>Cabeza</b>	100,0	73,9	12,1	3,9	73,9	12,1	3,9	104,4	100,0	87,6	2,0	120,4
<b>Producto</b>	50,3	60,3	18,7	6,4	30,3	9,4	3,2	42,9	77,8	72,2		
<b>Relave</b>	49,7	81,4	5,4	2,5	40,4	2,7	1,2	57,1	22,2	27,8		
<b>Cab.Cal.</b>	100,0				70,8	12,1	4,5	100,0	100,0	100,0		

## 4.2.- Resultados generales de las pruebas de Molienda y Clasificación.

### 4.2.1.- Análisis granulométrico de las pruebas de molienda.

Análisis granulométrico de las muestras gruesas (+38  $\mu\text{m}$ ), utilizando la serie de tamices establecida. Las muestras son de los sectores A y B.

**Tabla N° 4.**

**Análisis Granulométrico de la muestra de cabeza.  
Arcilla del Sector A.**

mallas N°	X $\mu\text{m}$	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	79,7	8,0	92,0	8,0	1,96	0,40
+18	1000	3,0	130,5	13,1	79,0	21,0	1,90	0,19
+40	425	2,6	168,1	16,8	62,2	37,8	1,79	-0,01
+70	210	2,3	249,2	24,9	37,3	62,7	1,57	-0,33
+100	150	2,2	103,2	10,3	26,9	73,1	1,43	-0,50
+200	75	1,9	129,0	12,9	14,0	86,0	1,15	-0,82
+270	53	1,7	29,4	2,9	11,1	88,9	1,05	-0,93
+400	38	1,6	22,9	2,3	8,8	91,2	0,94	-1,04
-400			88,1	8,8	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	1000,0	100,0				

**Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:**

$$\log(F(x)) = 0,6308 \cdot \log(x) + 0,0072$$

Para:  $F(x) = 80 \%$   $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 3,0055$

$x = 1013 \mu\text{m}$

$$r^2 = 0,9525$$

**Distribución lineal de Rosin - Rammler:**

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,8698 \cdot \log(x) - 2,4025$$

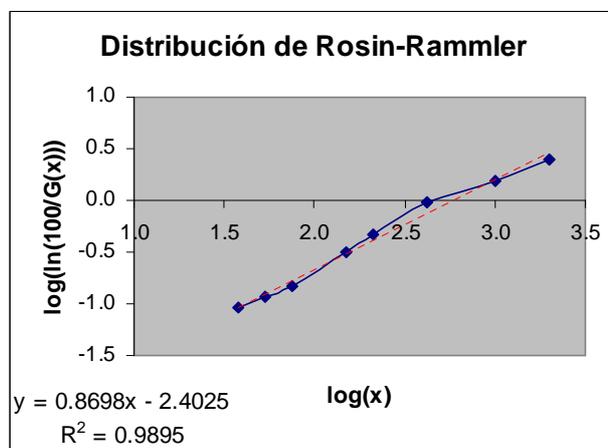
Para:  $G(x) = 20 \%$   $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 2,9997$

$x = 999 \mu\text{m}$

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9895$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz ( $\mu\text{m}$ ).

Tabla N° 5.

**Análisis Granulométrico de la muestra molida  
por 2 minutos. Arcilla del Sector A.**

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	491,8	24,6	75,4	24,6	1,88	0,15
+100	150	2,2	312,0	15,6	59,8	40,2	1,78	-0,04
+200	75	1,9	449,8	22,5	37,3	62,7	1,57	-0,33
+270	53	1,7	126,8	6,3	31,0	69,0	1,49	-0,43
+400	38	1,6	69,0	3,4	27,5	72,5	1,44	-0,49
-400			550,6	27,5	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

**Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:**

$$\log(F(x)) = 0,6057 \cdot \log(x) + 0,4591$$

Para:  $F(x) = 80 \%$   $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,3840$

$x = 242 \mu\text{m}$

$$r^2 = 0,9902$$

**Distribución lineal de Rosin - Rammler:**

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,8718 \cdot \log(x) - 1,9167$$

Para:  $G(x) = 20 \%$   $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

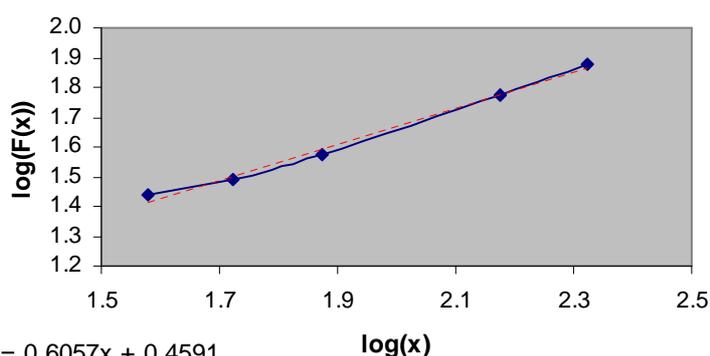
→  $\log(x) = 2,4356$

$x = 273 \mu\text{m}$

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9769$$

**Distribución de G-G-Schuhmann**



X: es la abertura de la malla ó tamiz ( $\mu\text{m}$ ).

Tabla N° 6.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 4 minutos.

## Arcilla del Sector A.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	178,0	8,9	91,1	8,9	1,96	0,38
+100	150	2,2	195,4	9,8	81,3	18,7	1,91	0,22
+200	75	1,9	612,1	30,6	50,7	49,3	1,71	-0,15
+270	53	1,7	174,4	8,7	42,0	58,0	1,62	-0,26
+400	38	1,6	164,0	8,2	33,8	66,2	1,53	-0,38
-400			676,2	33,8	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,5955 \cdot \log(x) + 0,5928$$

Para:  $F(x) = 80$  %  $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,2003$

$x = 159$  μm

$$r^2 = 0,9943$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,0569 \cdot \log(x) - 2,0836$$

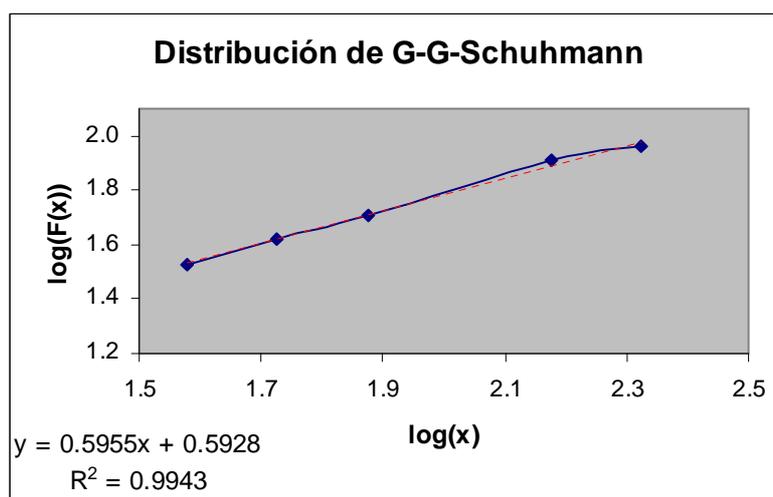
Para:  $G(x) = 20$  %  $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 2,1670$

$x = 147$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9920$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 7.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 6 minutos.

## Arcilla del Sector A.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	58,0	2,9	97,1	2,9	1,99	0,55
+100	150	2,2	98,2	4,9	92,2	7,8	1,96	0,41
+200	75	1,9	602,3	30,1	62,1	37,9	1,79	-0,01
+270	53	1,7	229,3	11,5	50,6	49,4	1,70	-0,15
+400	38	1,6	221,4	11,1	39,5	60,5	1,60	-0,30
-400			790,8	39,5	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,5360 \cdot \log(x) + 0,7718$$

Para:  $F(x) = 80$  %  $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,1106$

$x = 129$  μm

$$r^2 = 0,9791$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,1747 \cdot \log(x) - 2,1752$$

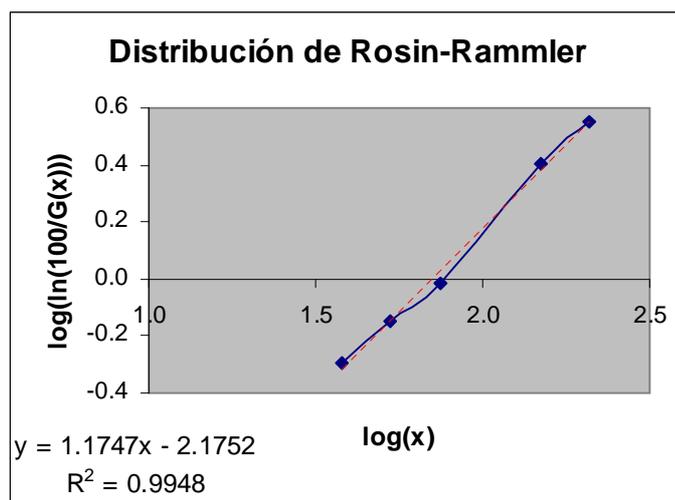
Para:  $G(x) = 20$  %  $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 2,0276$

$x = 107$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9948$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 8.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 8 minutos.

## Arcilla del Sector A.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+100	150	2,2	80,0	4,0	96,0	4,0	1,98	0,51
+200	75	1,9	455,1	22,8	73,2	26,8	1,86	0,12
+270	53	1,7	275,4	13,8	59,5	40,5	1,77	-0,04
+400	38	1,6	273,4	13,7	45,8	54,2	1,66	-0,21
-400			916,1	45,8	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,5264 \cdot \log(x) + 0,8527$$

Para:  $F(x) = 80$  %  $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 1,9954$

$x = 99$  μm

$$r^2 = 0,9709$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,2074 \cdot \log(x) - 2,1275$$

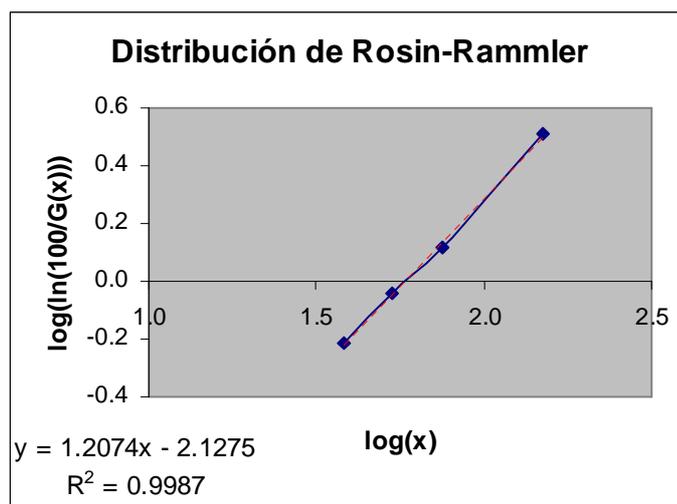
Para:  $G(x) = 20$  %  $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 1,9332$

$x = 86$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9987$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 9.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 10 minutos.

## Arcilla del Sector A.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+100	150	2,2	38,0	1,9	98,1	1,9	1,99	0,60
+200	75	1,9	419,8	21,0	77,1	22,9	1,89	0,17
+270	53	1,7	272,7	13,6	63,5	36,5	1,80	0,00
+400	38	1,6	292,1	14,6	48,9	51,1	1,69	-0,17
-400			977,4	48,9	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,4929 \cdot \log(x) + 0,9363$$

Para:  $F(x) = 80$  %  $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 1,9614$

$x = 92$  μm

$$r^2 = 0,9606$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,2924 \cdot \log(x) - 2,2274$$

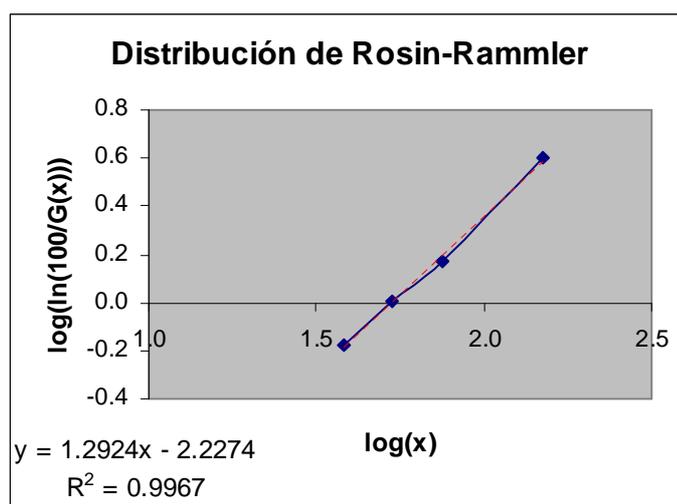
Para:  $G(x) = 20$  %  $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 1,8834$

$x = 76$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9967$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 10.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 12 minutos.

## Arcilla del Sector A.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+100	150	2,2	20,0	1,0	99,0	1,0	2,00	0,66
+200	75	1,9	347,3	17,4	81,6	18,4	1,91	0,23
+270	53	1,7	282,0	14,1	67,5	32,5	1,83	0,05
+400	38	1,6	313,9	15,7	51,8	48,2	1,71	-0,14
-400			1036,8	51,8	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,4545 \cdot \log(x) + 1,0271$$

Para:  $F(x) = 80 \%$   $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 1,9274$

$x = 85 \mu\text{m}$

$$r^2 = 0,9360$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,3388 \cdot \log(x) - 2,2600$$

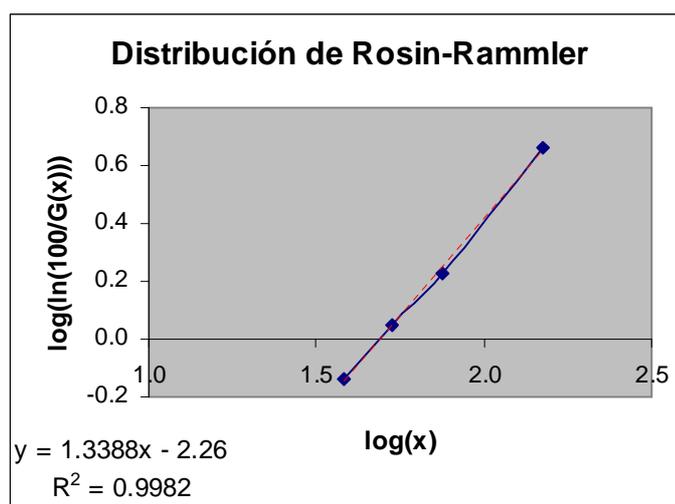
Para:  $G(x) = 20 \%$   $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 1,8425$

$x = 70 \mu\text{m}$

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9982$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz ( $\mu\text{m}$ ).

Tabla N° 11.

## Análisis Granulométrico de la muestra de cabeza.

## Arcilla del Sector B.

mall N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	63,3	6,3	93,7	6,3	1,97	0,44
+18	1000	3,0	100,1	10,0	83,7	16,3	1,92	0,26
+40	425	2,6	113,8	11,4	72,3	27,7	1,86	0,11
+70	210	2,3	171,2	17,1	55,2	44,8	1,74	-0,10
+100	150	2,2	92,9	9,3	45,9	54,1	1,66	-0,21
+200	75	1,9	143,8	14,4	31,5	68,5	1,50	-0,42
+270	53	1,7	40,4	4,0	27,5	72,5	1,44	-0,49
+400	38	1,6	33,7	3,4	24,1	75,9	1,38	-0,56
-400			240,8	24,1	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	1000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,3614 \cdot \log(x) + 0,8439$$

Para:  $F(x) = 80 \%$   $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,9308$

$x = 853 \mu\text{m}$

$$r^2 = 0,9573$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,5959 \cdot \log(x) - 1,5081$$

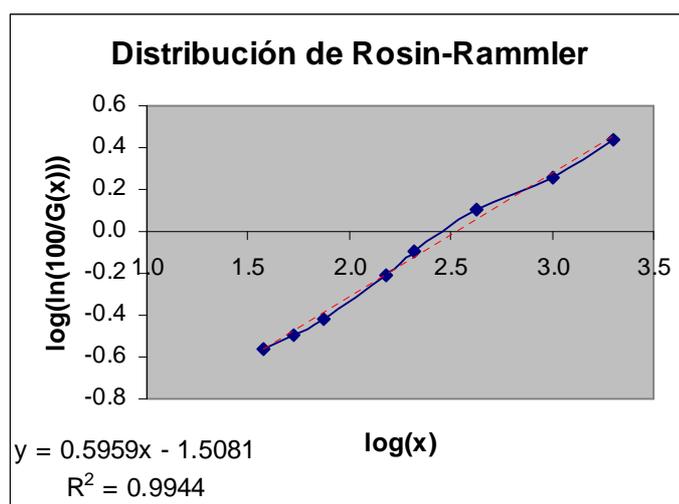
Para:  $G(x) = 20 \%$   $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 2,8776$

$x = 754 \mu\text{m}$

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9944$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz ( $\mu\text{m}$ ).

Tabla N° 12.

**Análisis Granulométrico de la muestra molida  
por 2 minutos. Arcilla del Sector B.**

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	434,9	21,7	78,3	21,7	1,89	0,18
+100	150	2,2	290,7	14,5	63,7	36,3	1,80	0,01
+200	75	1,9	497,8	24,9	38,8	61,2	1,59	-0,31
+270	53	1,7	161,6	8,1	30,8	69,2	1,49	-0,43
+400	38	1,6	85,7	4,3	26,5	73,5	1,42	-0,51
-400			529,4	26,5	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

**Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:**

$$\log(F(x)) = 0,6541 \cdot \log(x) + 0,3734$$

Para:  $F(x) = 80 \%$   $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,3386$

$x = 218 \mu\text{m}$

$$r^2 = 0,9963$$

**Distribución lineal de Rosin - Rammler:**

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,9550 \cdot \log(x) - 2,0616$$

Para:  $G(x) = 20 \%$   $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

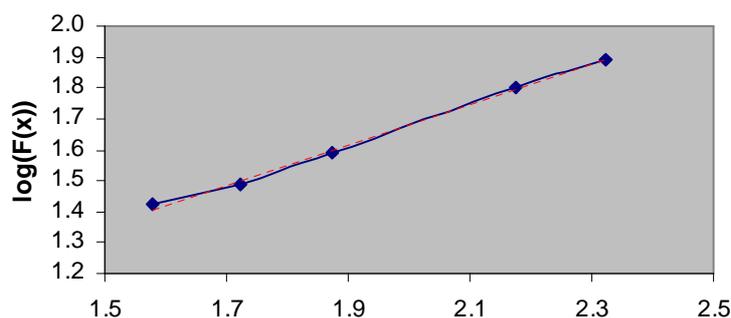
→  $\log(x) = 2,3752$

$x = 237 \mu\text{m}$

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9878$$

**Distribución de G-G-Schuhmann**



$$y = 0.6541x + 0.3734$$

$$R^2 = 0.9963$$

X: es la abertura de la malla ó tamiz ( $\mu\text{m}$ ).

Tabla N° 13.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 4 minutos.

## Arcilla del Sector B.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	124,8	6,2	93,8	6,2	1,97	0,44
+100	150	2,2	180,8	9,0	84,7	15,3	1,93	0,27
+200	75	1,9	656,1	32,8	51,9	48,1	1,72	-0,14
+270	53	1,7	212,5	10,6	41,3	58,7	1,62	-0,27
+400	38	1,6	203,1	10,2	31,1	68,9	1,49	-0,43
-400			622,8	31,1	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,6551 \cdot \log(x) + 0,4769$$

Para:  $F(x) = 80$  %       $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,1771$

$x = 150$  μm

$$r^2 = 0,9887$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,1918 \cdot \log(x) - 2,3306$$

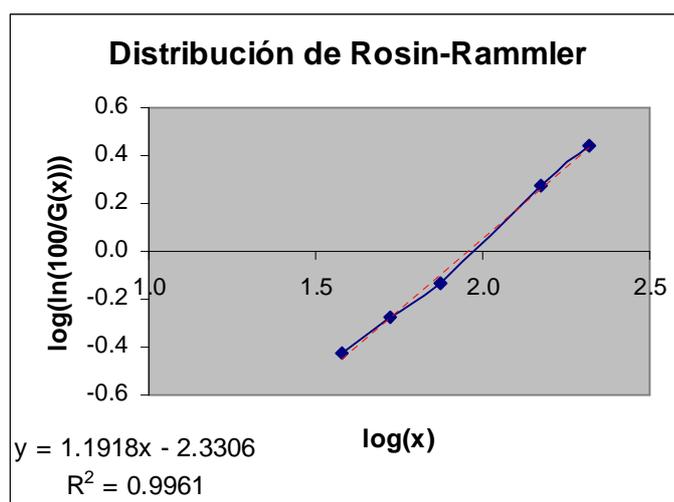
Para:  $G(x) = 20$  %       $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 2,1289$

$x = 135$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9961$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 14.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 6 minutos.

## Arcilla del Sector B.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	35,2	1,8	98,2	1,8	1,99	0,61
+100	150	2,2	109,5	5,5	92,8	7,2	1,97	0,42
+200	75	1,9	638,1	31,9	60,9	39,1	1,78	-0,03
+270	53	1,7	251,6	12,6	48,3	51,7	1,68	-0,18
+400	38	1,6	249,5	12,5	35,8	64,2	1,55	-0,35
-400			716,2	35,8	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,5955 \cdot \log(x) + 0,6438$$

Para:  $F(x) = 80$  %       $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,1147$

$x = 130$  μm

$$r^2 = 0,9739$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,3107 \cdot \log(x) - 2,4440$$

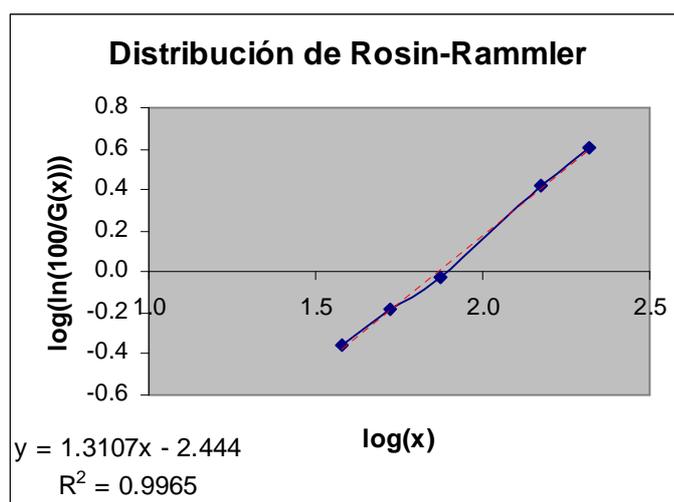
Para:  $G(x) = 20$  %       $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 2,0223$

$x = 105$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9965$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 15.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 8 minutos.

## Arcilla del Sector B.

mall N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+100	150	2,2	79,0	4,0	96,1	4,0	1,98	0,51
+200	75	1,9	523,1	26,2	69,9	30,1	1,84	0,08
+270	53	1,7	288,7	14,4	55,5	44,5	1,74	-0,09
+400	38	1,6	297,7	14,9	40,6	59,4	1,61	-0,28
-400			811,5	40,6	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,6106 \cdot \log(x) + 0,6720$$

Para:  $F(x) = 80$  %       $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 2,0162$

$x = 104$  μm

$$r^2 = 0,9699$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,3248 \cdot \log(x) - 2,3827$$

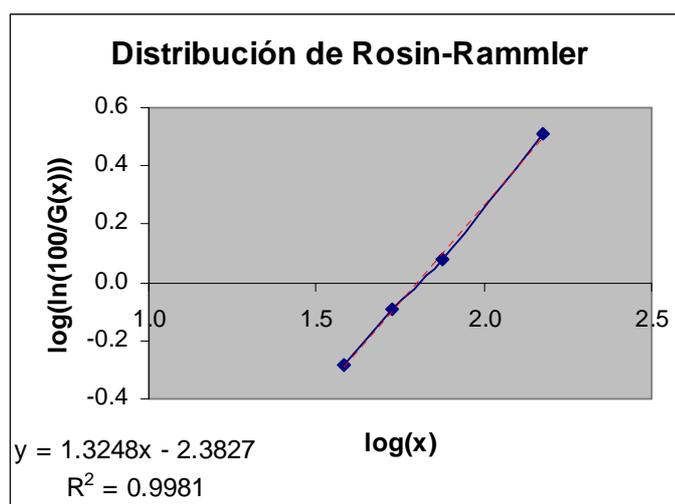
Para:  $G(x) = 20$  %       $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 1,9545$

$x = 90$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9981$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 16.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 10 minutos.

## Arcilla del Sector B.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+100	150	2,2	40,0	2,0	98,0	2,0	1,99	0,59
+200	75	1,9	416,0	20,8	77,2	22,8	1,89	0,17
+270	53	1,7	313,1	15,7	61,5	38,5	1,79	-0,02
+400	38	1,6	335,3	16,8	44,8	55,2	1,65	-0,23
-400			895,7	44,8	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,5503 \cdot \log(x) + 0,8179$$

Para:  $F(x) = 80$  %       $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 1,9720$

$x = 94$  μm

$$r^2 = 0,9392$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,3663 \cdot \log(x) - 2,3833$$

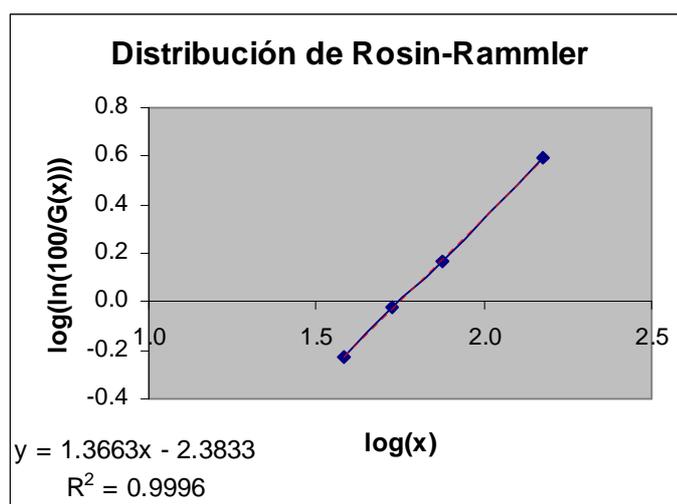
Para:  $G(x) = 20$  %       $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 1,8956$

$x = 79$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,9996$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Tabla N° 17.

Análisis Granulométrico de la muestra molida por 12 minutos.

## Arcilla del Sector B.

mallas N°	X μm	log(X)	Peso g	f(X) %	F(X) %	G(X) %	log{F(X)}	log(ln(100/G(X)))
+10	2000	3,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+18	1000	3,0	0,0	0,0	100,0	0,0		
+40	425	2,6	0,0	0,0	100,0	0,0		
+70	210	2,3	0,0	0,0	100,0	0,0		
+100	150	2,2	12,0	0,6	99,4	0,6	2,00	0,71
+200	75	1,9	339,3	17,0	82,4	17,6	1,92	0,24
+270	53	1,7	310,0	15,5	66,9	33,1	1,83	0,04
+400	38	1,6	373,2	18,7	48,3	51,7	1,68	-0,18
-400			965,6	48,3	0,0	100,0		
		<b>total:</b>	2000,0	100,0				

## Distribución lineal de Gates - Gaudin - Schuhmann:

$$\log(F(x)) = 0,5016 \cdot \log(x) + 0,9334$$

Para:  $F(x) = 80$  %       $\log(F(x)) = 1,9031$

→  $\log(x) = 1,9332$

$x = 86$  μm

$$r^2 = 0,9067$$

## Distribución lineal de Rosin - Rammler:

$$\log\{\ln[100/G(x)]\} = 1,4832 \cdot \log(x) - 2,5241$$

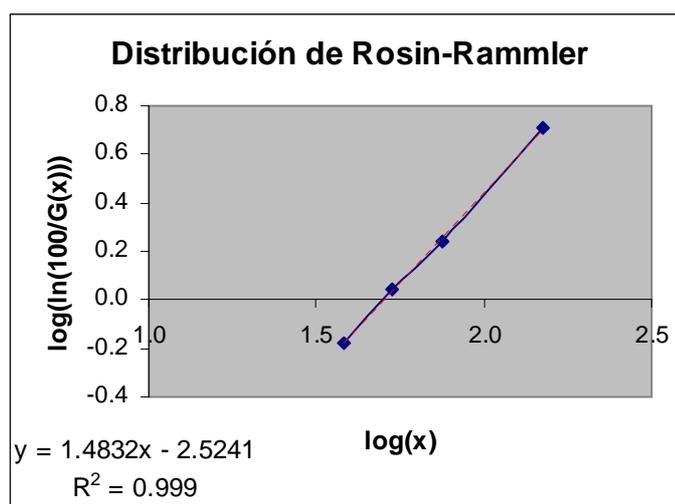
Para:  $G(x) = 20$  %       $\log\{\ln[100/G(x)]\} = 0,2067$

→  $\log(x) = 1,8411$

$x = 69$  μm

$$F(x) + G(x) = 100 \%$$

$$r^2 = 0,999$$



X: es la abertura de la malla ó tamiz (μm).

Análisis granulométrico de las muestras finas (-38  $\mu\text{m}$ ), utilizando el Granulómetro. Las muestras son de los sectores A y B.

**Tabla N° 18.** Arcilla del sector A.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 0 minutos de molienda.			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	1,0	<b>1,0</b>	<b>99,0</b>
20	8,3	<b>9,3</b>	<b>90,7</b>
18	2,9	<b>12,2</b>	<b>87,8</b>
14	7,0	<b>19,2</b>	<b>80,8</b>
12	4,6	<b>23,8</b>	<b>76,2</b>
10	5,5	<b>29,3</b>	<b>70,7</b>
5	18,8	<b>48,1</b>	<b>51,9</b>
3	13,8	<b>61,9</b>	<b>38,1</b>
1	25,7	<b>87,6</b>	<b>12,4</b>
-1	12,4	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 19.** Arcilla del sector A.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 2 minutos de molienda.			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	0,9	<b>0,9</b>	<b>99,1</b>
20	8,2	<b>9,1</b>	<b>90,9</b>
18	3,0	<b>12,1</b>	<b>87,9</b>
14	7,5	<b>19,6</b>	<b>80,4</b>
12	4,8	<b>24,4</b>	<b>75,6</b>
10	5,6	<b>30,0</b>	<b>70,0</b>
5	18,5	<b>48,5</b>	<b>51,5</b>
3	13,2	<b>61,7</b>	<b>38,3</b>
1	25,3	<b>87,0</b>	<b>13,0</b>
-1	13,0	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 20.** Arcilla del sector A.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 4 minutos de molienda.			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	2,1	<b>2,1</b>	<b>97,9</b>
20	10,7	<b>12,8</b>	<b>87,2</b>
18	3,4	<b>16,2</b>	<b>83,8</b>
14	8,0	<b>24,2</b>	<b>75,8</b>
12	5,0	<b>29,2</b>	<b>70,8</b>
10	5,9	<b>35,1</b>	<b>64,9</b>
5	18,3	<b>53,4</b>	<b>46,6</b>
3	12,2	<b>65,6</b>	<b>34,4</b>
1	22,4	<b>88,0</b>	<b>12,0</b>
-1	12,0	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 21.** Arcilla del sector A.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 6 minutos de molienda.			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	2,4	<b>2,4</b>	<b>97,6</b>
20	10,6	<b>13,0</b>	<b>87,0</b>
18	3,3	<b>16,3</b>	<b>83,7</b>
14	8,0	<b>24,3</b>	<b>75,7</b>
12	5,0	<b>29,3</b>	<b>70,7</b>
10	5,8	<b>35,1</b>	<b>64,9</b>
5	18,2	<b>53,3</b>	<b>46,7</b>
3	12,1	<b>65,4</b>	<b>34,6</b>
1	22,2	<b>87,6</b>	<b>12,4</b>
-1	12,4	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 22.** Arcilla del sector A.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 8 minutos de molienda.			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	3,0	<b>3,0</b>	<b>97,0</b>
20	10,9	<b>13,9</b>	<b>86,1</b>
18	3,1	<b>17,1</b>	<b>82,9</b>
14	7,4	<b>24,5</b>	<b>75,5</b>
12	4,8	<b>29,3</b>	<b>70,7</b>
10	5,7	<b>35,0</b>	<b>65,0</b>
5	17,9	<b>52,9</b>	<b>47,1</b>
3	12,1	<b>65,0</b>	<b>35,0</b>
1	22,4	<b>87,4</b>	<b>12,6</b>
-1	12,6	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 23.** Arcilla del sector A.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 10 minutos de molienda.			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	2,8	<b>2,8</b>	<b>97,2</b>
20	10,8	<b>13,6</b>	<b>86,4</b>
18	3,3	<b>16,9</b>	<b>83,1</b>
14	8,0	<b>24,9</b>	<b>75,1</b>
12	5,0	<b>29,9</b>	<b>70,1</b>
10	5,8	<b>35,7</b>	<b>64,3</b>
5	18,0	<b>53,7</b>	<b>46,3</b>
3	12,0	<b>65,7</b>	<b>34,3</b>
1	22,1	<b>87,8</b>	<b>12,2</b>
-1	12,2	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 24.** Arcilla del sector A.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 12 minutos de molienda.			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	3,0	<b>3,0</b>	<b>97,0</b>
20	11,2	<b>14,2</b>	<b>85,8</b>
18	3,3	<b>17,5</b>	<b>82,5</b>
14	7,9	<b>25,4</b>	<b>74,6</b>
12	5,1	<b>30,5</b>	<b>69,5</b>
10	5,9	<b>36,4</b>	<b>63,6</b>
5	18,0	<b>54,4</b>	<b>45,6</b>
3	11,9	<b>66,3</b>	<b>33,7</b>
1	21,7	<b>88,0</b>	<b>12,0</b>
-1	12,0	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 25.** Arcilla del sector B.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 0 minutos de molienda			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	2,0	<b>2,0</b>	<b>98,0</b>
20	10,8	<b>12,8</b>	<b>87,2</b>
18	3,2	<b>16,0</b>	<b>84,0</b>
14	7,3	<b>23,3</b>	<b>76,7</b>
12	4,6	<b>27,9</b>	<b>72,1</b>
10	5,4	<b>33,3</b>	<b>66,7</b>
5	17,7	<b>51,0</b>	<b>49,0</b>
3	13,5	<b>64,5</b>	<b>35,5</b>
1	24,6	<b>89,1</b>	<b>10,9</b>
-1	10,9	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 26.** Arcilla del sector B.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 2 minutos de molienda			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	2,5	<b>2,5</b>	<b>97,5</b>
20	10,8	<b>13,3</b>	<b>86,7</b>
18	3,2	<b>16,5</b>	<b>83,5</b>
14	7,3	<b>23,8</b>	<b>76,2</b>
12	4,6	<b>28,4</b>	<b>71,6</b>
10	5,3	<b>33,7</b>	<b>66,3</b>
5	17,5	<b>51,2</b>	<b>48,8</b>
3	13,4	<b>64,6</b>	<b>35,4</b>
1	24,5	<b>89,1</b>	<b>10,9</b>
-1	10,9	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 27.** Arcilla del sector B.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 4 minutos de molienda			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	3,2	<b>3,2</b>	<b>96,8</b>
20	11,5	<b>14,7</b>	<b>85,3</b>
18	3,3	<b>18,0</b>	<b>82,0</b>
14	7,3	<b>25,3</b>	<b>74,7</b>
12	4,6	<b>29,9</b>	<b>70,1</b>
10	5,4	<b>35,3</b>	<b>64,7</b>
5	17,5	<b>52,8</b>	<b>47,2</b>
3	12,9	<b>65,7</b>	<b>34,3</b>
1	23,4	<b>89,1</b>	<b>10,9</b>
-1	10,8	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 28.** Arcilla del sector B.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 6 minutos de molienda			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	3,5	<b>3,5</b>	<b>96,5</b>
20	12,5	<b>16,0</b>	<b>84,0</b>
18	3,5	<b>19,5</b>	<b>80,5</b>
14	7,7	<b>27,2</b>	<b>72,8</b>
12	4,8	<b>32,0</b>	<b>68,0</b>
10	5,6	<b>37,6</b>	<b>62,4</b>
5	17,6	<b>55,2</b>	<b>44,8</b>
3	12,3	<b>67,5</b>	<b>32,5</b>
1	22,3	<b>89,8</b>	<b>10,2</b>
-1	10,2	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 29.** Arcilla del sector B.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 8 minutos de molienda			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	3,7	<b>3,7</b>	<b>96,3</b>
20	12,2	<b>15,9</b>	<b>84,1</b>
18	3,2	<b>19,1</b>	<b>80,9</b>
14	7,2	<b>26,3</b>	<b>73,7</b>
12	4,6	<b>30,9</b>	<b>69,1</b>
10	5,4	<b>36,3</b>	<b>63,7</b>
5	17,3	<b>53,6</b>	<b>46,4</b>
3	12,6	<b>66,2</b>	<b>33,8</b>
1	23,1	<b>89,3</b>	<b>10,7</b>
-1	10,7	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 30.** Arcilla del sector B.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 10 minutos de molienda			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	4,3	<b>4,3</b>	<b>95,7</b>
20	13,2	<b>17,5</b>	<b>82,5</b>
18	3,5	<b>21,0</b>	<b>79,0</b>
14	8,0	<b>29,0</b>	<b>71,0</b>
12	5,0	<b>34,0</b>	<b>66,0</b>
10	5,6	<b>39,6</b>	<b>60,4</b>
5	17,2	<b>56,8</b>	<b>43,2</b>
3	11,8	<b>68,6</b>	<b>31,4</b>
1	21,3	<b>89,9</b>	<b>10,1</b>
-1	10,1	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

**Tabla N° 31.** Arcilla del sector B.

% -38 $\mu\text{m}$ --> 12 minutos de molienda			
tamaño $\mu\text{m}$	Peso %	% Ac. Retenido	% Ac. Pasante
40	0,0	<b>0,0</b>	<b>100,0</b>
30	4,4	<b>4,4</b>	<b>95,6</b>
20	14,0	<b>18,4</b>	<b>81,6</b>
18	3,8	<b>22,2</b>	<b>77,8</b>
14	8,3	<b>30,5</b>	<b>69,5</b>
12	5,0	<b>35,5</b>	<b>64,5</b>
10	5,7	<b>41,2</b>	<b>58,8</b>
5	17,6	<b>58,8</b>	<b>41,2</b>
3	11,9	<b>70,7</b>	<b>29,3</b>
1	21,1	<b>91,8</b>	<b>8,2</b>
-1	8,2	<b>100,0</b>	<b>0,0</b>
total:	<b>100,0</b>		

#### 4.2.2.- Análisis granuloquímico de las pruebas de molienda.

**Tabla N° 32.**

**Análisis Granuloquímico de la Muestra de Cabeza. Arcilla del Sector A**

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	79,7	8,0	69,4	<b>17,4</b>	6,2	552,5	138,9	49,1	7,0	<b>11,8</b>	13,4
+18	1000	130,5	13,1	66,1	<b>19,3</b>	5,7	862,7	252,1	74,1	11,0	<b>21,4</b>	20,2
+40	425	168,1	16,8	74,0	<b>14,6</b>	4,2	1243,2	245,4	69,9	15,8	<b>20,8</b>	19,1
+70	210	249,2	24,9	87,8	<b>6,2</b>	2,2	2188,5	154,5	53,8	27,9	<b>13,1</b>	14,7
+100	150	103,2	10,3	88,9	<b>5,0</b>	2,1	917,7	51,8	21,5	11,7	<b>4,4</b>	5,9
+200	75	129,0	12,9	86,8	<b>6,6</b>	2,2	1119,8	84,6	27,9	14,3	<b>7,2</b>	7,6
+270	53	29,4	2,9	82,9	<b>9,6</b>	3,3	243,8	28,3	9,6	3,1	<b>2,4</b>	2,6
+400	38	22,9	2,3	77,4	<b>11,7</b>	4,2	177,2	26,8	9,7	2,3	<b>2,3</b>	2,7
-400		88,1	8,8	61,4	<b>22,3</b>	5,8	541,1	196,8	50,7	6,9	<b>16,7</b>	13,9
<b>Cab. Calc.</b>		1000,0	100,0	<b>78,5</b>	<b>11,8</b>	<b>3,7</b>	7846,4	1179,3	366,4	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>77,7</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>						

**Tabla N° 33.**

**Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 2 minutos. Arcilla del Sector A (%Sw : 66.67).**

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	1253,7	62,7	81,7	<b>10,3</b>	3,0	5122,6	<b>643,3</b>	185,6	66,8	<b>48,2</b>	48,5
+270	53	126,8	6,3	81,4	<b>9,9</b>	3,7	515,9	<b>63,0</b>	23,3	6,7	<b>4,7</b>	6,1
+400	38	69,0	3,4	77,2	<b>12,8</b>	3,8	266,1	<b>44,1</b>	13,2	3,5	<b>3,3</b>	3,5
-400		550,6	27,5	64,1	<b>21,2</b>	5,8	1764,7	<b>583,6</b>	160,8	23,0	<b>43,7</b>	42,0
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>76,7</b>	<b>13,3</b>	<b>3,8</b>	7669,2	1334,1	382,9	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>77,7</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>						

**Tabla N° 34.**

**Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 4 minutos. Arcilla del Sector A (%Sw : 66.67).**

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	985,4	49,3	84,0	<b>9,3</b>	2,6	4139,2	458,5	130,2	53,4	<b>34,2</b>	34,7
+270	53	174,4	8,7	83,5	<b>9,3</b>	3,0	727,8	81,1	25,8	9,4	<b>6,0</b>	6,9
+400	38	164,0	8,2	80,1	<b>11,5</b>	3,6	656,8	94,3	29,5	8,5	<b>7,0</b>	7,9
-400		676,2	33,8	65,7	<b>21,0</b>	5,6	2222,0	708,6	189,3	28,7	<b>52,8</b>	50,5
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>77,4</b>	<b>13,4</b>	<b>3,7</b>	7745,8	1342,5	374,8	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>77,7</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>						

Tabla N° 35.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 6 minutos. Arcilla del Sector A (%Sw : 66.86).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	758,5	37,9	84,5	<b>9,0</b>	2,7	3203,3	339,6	103,1	41,4	<b>25,3</b>	26,4
+270	53	229,3	11,5	84,2	<b>9,1</b>	2,7	965,5	104,3	31,2	12,5	<b>7,8</b>	8,0
+400	38	221,4	11,1	81,9	<b>11,6</b>	2,9	906,7	128,4	31,9	11,7	<b>9,6</b>	8,2
-400		790,8	39,5	67,1	<b>19,5</b>	5,7	2653,9	771,0	224,6	34,3	<b>57,4</b>	57,5
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>77,3</b>	<b>13,4</b>	<b>3,9</b>	7729,4	1343,4	390,7	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>77,7</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>						

Tabla N° 36.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 8 minutos. Arcilla del Sector A (%Sw : 66.67).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	535,1	26,8	85,0	<b>8,6</b>	2,4	2279,1	230,5	64,3	29,7	<b>17,2</b>	16,1
+270	53	275,4	13,8	84,6	<b>8,7</b>	2,8	1164,4	119,8	38,6	15,2	<b>8,9</b>	9,7
+400	38	273,4	13,7	82,4	<b>9,9</b>	3,9	1126,9	135,3	53,6	14,7	<b>10,1</b>	13,5
-400		916,1	45,8	68,0	<b>18,7</b>	5,3	3113,8	856,6	241,9	40,5	<b>63,8</b>	60,7
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>76,8</b>	<b>13,4</b>	<b>4,0</b>	7684,2	1342,2	398,3	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>77,7</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>						

Tabla N° 37.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 10 minutos. Arcilla del Sector A (%Sw : 66.86).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	457,8	22,9	85,6	<b>8,0</b>	2,6	1959,8	183,2	60,5	25,5	<b>13,7</b>	14,6
+270	53	272,7	13,6	85,3	<b>8,2</b>	2,8	1163,2	111,8	38,2	15,2	<b>8,4</b>	9,2
+400	38	292,1	14,6	83,4	<b>9,6</b>	3,2	1217,5	140,2	46,7	15,9	<b>10,5</b>	11,3
-400		977,4	48,9	68,2	<b>18,4</b>	5,5	3332,9	897,3	268,8	43,4	<b>67,3</b>	64,9
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>76,7</b>	<b>13,3</b>	<b>4,1</b>	7673,4	1332,5	414,2	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>77,7</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>						

Tabla N° 38.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 12 minutos. Arcilla del Sector A (%Sw : 66.67).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	367,3	18,4	85,0	<b>8,4</b>	2,4	1563,6	154,6	44,2	20,4	<b>11,5</b>	10,8
+270	53	282,0	14,1	84,8	<b>8,4</b>	2,8	1195,8	118,4	39,5	15,6	<b>8,8</b>	9,6
+400	38	313,9	15,7	83,5	<b>9,1</b>	3,4	1310,3	142,8	52,7	17,1	<b>10,6</b>	12,9
-400		1036,8	51,8	69,4	<b>18,0</b>	5,3	3599,8	933,1	273,7	46,9	<b>69,2</b>	66,7
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>76,7</b>	<b>13,5</b>	<b>4,1</b>	7669,5	1349,0	410,1	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>77,7</b>	<b>12,6</b>	<b>3,6</b>						

Tabla N° 39.

Análisis Granuloquímico de la Muestra de Cabeza. Arcilla del Sector B

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	63,3	6,3	63,8	<b>16,6</b>	7,8	403,6	105,0	49,3	5,6	<b>8,4</b>	11,1
+18	1000	100,1	10,0	62,5	<b>19,8</b>	6,4	625,3	197,8	64,1	8,6	<b>15,9</b>	14,4
+40	425	113,8	11,4	71,2	<b>15,1</b>	5,0	809,7	171,4	56,4	11,2	<b>13,8</b>	12,7
+70	210	171,2	17,1	86,1	<b>5,5</b>	2,6	1474,0	93,8	45,2	20,4	<b>7,5</b>	10,2
+100	150	92,9	9,3	88,6	<b>4,6</b>	2,2	823,6	42,6	20,1	11,4	<b>3,4</b>	4,5
+200	75	143,8	14,4	83,7	<b>4,9</b>	2,6	1203,3	70,4	38,0	16,6	<b>5,7</b>	8,5
+270	53	40,4	4,0	76,5	<b>7,1</b>	2,9	308,9	28,8	11,6	4,3	<b>2,3</b>	2,6
+400	38	33,7	3,4	66,2	<b>9,0</b>	4,1	223,1	30,5	13,7	3,1	<b>2,4</b>	3,1
-400		240,8	24,1	56,7	<b>21,0</b>	6,1	1366,3	505,7	146,4	18,9	<b>40,6</b>	32,9
<b>Cab. Calc.</b>		1000,0	100,0	<b>72,4</b>	<b>12,5</b>	<b>4,4</b>	7237,8	1246,0	444,9	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>73,9</b>	<b>12,1</b>	<b>3,9</b>						

Tabla N° 40.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 2 minutos. Arcilla del Sector B (%Sw : 66.67).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	<b>0,0</b>	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	1223,4	61,2	80,9	<b>9,2</b>	3,8	4952,3	<b>563,0</b>	232,6	67,0	<b>46,0</b>	51,3
+270	53	161,6	8,1	76,5	<b>8,2</b>	3,2	617,6	<b>66,2</b>	25,8	8,4	<b>5,4</b>	5,7
+400	38	85,7	4,3	69,1	<b>10,1</b>	4,1	296,1	<b>43,3</b>	17,5	4,0	<b>3,5</b>	3,9
-400		529,4	26,5	57,7	<b>20,8</b>	6,7	1528,4	<b>550,6</b>	177,4	20,7	<b>45,0</b>	39,1
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>73,9</b>	<b>12,2</b>	<b>4,5</b>	7394,4	1223,1	453,2	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>73,9</b>	<b>12,1</b>	<b>3,9</b>						

Tabla N° 41.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 4 minutos. Arcilla del Sector B (%Sw : 66.67).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	961,6	48,1	82,3	<b>9,2</b>	2,7	3958,6	442,5	130,8	53,4	<b>36,3</b>	31,3
+270	53	212,5	10,6	79,9	<b>7,6</b>	3,1	849,3	80,7	33,1	11,5	<b>6,6</b>	7,9
+400	38	203,1	10,2	73,5	<b>8,7</b>	4,2	746,2	88,1	42,2	10,1	<b>7,2</b>	10,1
-400		622,8	31,1	59,7	<b>19,5</b>	6,8	1858,4	607,2	211,8	25,1	<b>49,8</b>	50,7
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>74,1</b>	<b>12,2</b>	<b>4,2</b>	7412,6	1218,6	418,0	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>73,9</b>	<b>12,1</b>	<b>3,9</b>						

Tabla N° 42.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 6 minutos. Arcilla del Sector B (%Sw : 66.86).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	782,7	39,1	82,7	<b>8,6</b>	2,8	3233,6	336,3	109,5	43,8	<b>27,2</b>	25,3
+270	53	251,6	12,6	81,1	<b>7,7</b>	3,1	1020,0	96,9	39,2	13,8	<b>7,8</b>	9,1
+400	38	249,5	12,5	75,6	<b>9,1</b>	3,9	942,9	113,5	48,9	12,8	<b>9,2</b>	11,3
-400		716,2	35,8	60,8	<b>19,2</b>	6,6	2178,0	689,0	234,9	29,5	<b>55,8</b>	54,3
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>73,8</b>	<b>12,4</b>	<b>4,3</b>	7374,5	1235,6	432,5	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>73,9</b>	<b>12,1</b>	<b>3,9</b>						

Tabla N° 43.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 8 minutos. Arcilla del Sector B (%Sw : 66.67).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	602,1	30,1	83,5	<b>9,6</b>	2,6	2514,6	289,0	79,5	34,1	<b>23,1</b>	18,0
+270	53	288,7	14,4	81,7	<b>7,5</b>	3,0	1179,7	108,2	43,9	16,0	<b>8,7</b>	9,9
+400	38	297,7	14,9	77,9	<b>8,3</b>	3,5	1159,0	123,6	52,4	15,7	<b>9,9</b>	11,9
-400		811,5	40,6	62,2	<b>18,0</b>	6,6	2523,8	728,7	266,2	34,2	<b>58,3</b>	60,2
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>73,8</b>	<b>12,5</b>	<b>4,4</b>	7377,1	1249,5	441,9	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>73,9</b>	<b>12,1</b>	<b>3,9</b>						

Tabla N° 44.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 10 minutos. Arcilla del Sector B (%Sw : 66.86).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	456,0	22,8	83,6	<b>8,3</b>	2,4	1906,1	189,2	54,7	25,8	<b>15,4</b>	12,3
+270	53	313,1	15,7	82,2	<b>7,5</b>	2,8	1287,4	117,4	43,8	17,4	<b>9,5</b>	9,9
+400	38	335,3	16,8	79,0	<b>7,9</b>	3,5	1324,3	132,4	59,0	17,9	<b>10,8</b>	13,3
-400		895,7	44,8	64,2	<b>17,7</b>	6,4	2875,2	790,9	286,6	38,9	<b>64,3</b>	64,5
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>73,9</b>	<b>12,3</b>	<b>4,4</b>	7392,9	1230,0	444,2	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>73,9</b>	<b>12,1</b>	<b>3,9</b>						

Tabla N° 45.

Análisis Granuloquímico de la Muestra Molida por 12 minutos. Arcilla del Sector B (%Sw : 66.67).

Tamiz		Peso		Ensayes			Contenido			Distribución		
N°	µm	g	%	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% SiO <sub>2</sub>	% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	% Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
+10	2000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+18	1000	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+40	425	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+70	210	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+100	150	0,0	0,0				0,0	0,0	0,0	0,0	<b>0,0</b>	0,0
+200	75	351,3	17,6	83,9	<b>8,5</b>	2,5	1476,6	149,6	44,0	20,1	<b>11,6</b>	9,9
+270	53	310,0	15,5	79,8	<b>9,2</b>	2,9	1236,1	142,6	44,9	16,9	<b>11,0</b>	10,1
+400	38	373,2	18,7	78,2	<b>8,2</b>	3,5	1459,1	153,0	65,3	19,9	<b>11,8</b>	14,7
-400		965,6	48,3	65,4	<b>17,6</b>	6,0	3157,5	849,7	289,7	43,1	<b>65,6</b>	65,3
<b>Cab. Calc.</b>		2000,0	100,0	<b>73,3</b>	<b>12,9</b>	<b>4,4</b>	7329,4	1294,9	443,9	100,0	100,0	100,0
<b>Cab. Ens.</b>				<b>73,9</b>	<b>12,1</b>	<b>3,9</b>						

### 4.2.3.- Determinación del índice de trabajo (Wi).

#### Cálculo del Índice de Trabajo (Wi) de Laboratorio - Método de Bond.

El tiempo de molienda es 6 min.

El peso de muestra es 2 kg.

La intensidad operativa es 0,295 A.

El potencial eléctrico es 220 V.

El factor de potencia es 0,85.

El F80 es 999  $\mu\text{m}$  y el P80 es 107  $\mu\text{m}$  - Arcilla del sector A.

El F80 es 754  $\mu\text{m}$  y el P80 es 105  $\mu\text{m}$  - Arcilla del sector B.

La ecuación de la capacidad de molienda es:  $c = (6 \cdot p) / (100 \cdot t)$

Donde:

t: es el tiempo de molienda (min).

p: es el peso de muestra por molienda (kg).

c: es la capacidad de molienda (t/h).

La capacidad de molienda resulta:  $c = 0,02 \text{ t/h}$

La ecuación de la energía total suministrada es:  $P = [\sqrt{3} \cdot I_o \cdot V \cdot \cos(\phi)] / 1000$

Donde:

P: es la energía total suministrada (kW).

I<sub>o</sub>: es la intensidad operativa (A).

V: es el potencial eléctrico (V).

cos(f): es el factor de potencia.

La energía total suministrada resulta:  $P = 0,0955 \text{ kW}$

La ecuación del consumo de energía es:  $E = P / c$

Donde:

E: es el consumo de energía ó energía específica (kW-h/t).

P: es la energía total suministrada (kW).

c: es la capacidad de molienda (t/h).

El consumo de energía resulta:  $E = 4,7774 \text{ kW-h/t}$

La ecuación del índice de trabajo es:  $E = 10 \cdot W_i \cdot [(1 / \sqrt{P_{80}}) - (1 / \sqrt{F_{80}})]$

Donde:

E: es el consumo de energía ó energía específica (kW-h/t).

W<sub>i</sub>: es el índice de trabajo (kW-h/t).

F80: 80 % del acumulado pasante del alimento ( $\mu\text{m}$ ).

P80: 80 % del acumulado pasante del producto ( $\mu\text{m}$ ).

El índice de trabajo resulta:  $W_i = 7,35 \text{ kW-h/t}$   
Arcilla del sector A.

El índice de trabajo resulta:  $W_i = 7,81 \text{ kW-h/t}$   
Arcilla del sector B.

## 5.1.- Tablas y diagramas utilizados en el dimensionamiento de equipos.

(Fuente: Svedala Fima y Denver).

**Tabla N° 46.**

Ancho de faja Vs. tamaño máximo de material

Ancho de faja	Maximo tamaño de material											
	a=10°				a=20°				a=30°			
	90% gruesos 10% finos		100 % gruesos		90% gruesos 10% finos		100 % gruesos		90% gruesos 10% finos		100 % gruesos	
	mm.	in.	mm.	in.	mm.	in.	mm.	in.	mm.	in.	mm.	in.
16"	203	8"	135	5 5/16"	135	5 5/16"	81	3 3/16"	68	2 5/8"	41	1 9/16"
20"	254	10"	169	6 5/16"	169	6 5/16"	102	4"	85	3 5/16"	51	2"
24"	305	12"	203	8"	203	8"	122	4 3/4"	102	4"	61	2 3/8"
30"	381	15"	254	10"	254	10"	152	6"	127	5"	76	3"
36"	457	18"	305	12"	305	12"	183	7 3/16"	152	6"	91	3 5/8"
42"	533	21"	356	14"	356	14"	213	8 3/8"	178	7"	107	4 3/16"
48"	610	24"	406	16"	406	16"	244	9 9/16"	203	8"	122	4 3/4"
54"	686	27"	457	18"	457	18"	274	10 3/4"	229	9"	137	5 3/8"
60"	762	30"	508	20"	508	20"	305	12"	254	10"	152	6"
66"	838	33"	559	22"	559	22"	335	13 3/16"	279	11"	168	6 5/8"
72"	914	36"	610	24"	610	24"	366	14 3/8"	305	12"	183	7 3/16"

a : Es ángulo de reposo del mineral  
Nota : Para tamaños intermedios interpolar tamaño de degradación y/o ángulo de reposo del material

**Tabla N° 47.**

Factores de corrección de capacidad

Y	0°	2°	4°	6°	8°	10°	12°	14°	16°	18°	20°	21°	22°	23°	24°
K	1,00	1,00	0,99	0,98	0,97	0,95	0,93	0,91	0,89	0,85	0,81	0,78	0,76	0,73	0,71

**Tabla N° 48.**

Eficiencias

Transmisión	Eficiencias ( n )
V-belts and sheaves	0,94
Roller chain and cut sprockets,open guard	0,93
Roller chain and cut sprockets,oil-tight enclosure	0,95
Single reduction helical or herringbone gear speed reducer or gearmotor	0,95
Double reduction helical or herringbone gear speed reducer or gearmotor	0,94
Triple reduction helical or herringbone gear speed reducer or gearmotor	0,93
Double reduction helical gear, shaft-mounted speed reducers	0,94
Low ratio ( up to 20 :1 range ) worm gear speed reducers	0,9
High ratio ( 60:1 to 100:1 range) worm gear speed reducers	0,7
Medium ratio ( 20:1 to 60:1 range) worm gear speed reducers	0,5
Hidraulic couplings	0,96 - 0,98
Voltage drop	0,90 - 0,95

Tabla N° 49.

Capacidad de transporte en m <sup>3</sup> /hr. a 1.0 m/s												
Sección típica	Angulo de reposo del material	Ancho de Faja										
		16"	20"	24"	30"	36"	42"	48"	54"	60"	72"	84"
1 polín recto	0	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	5	4	7	10	17	25	35	44	59	74	108	153
	10	10	16	25	40	59	82	100	140	174	254	369
	15	15	26	39	63	93	129	163	219	272	397	569
	20	21	35	52	85	125	173	218	293	365	532	777
	25	26	44	66	107	158	219	266	371	461	673	948
	30	32	53	80	130	192	265	334	449	559	815	1021
2 polines idénticos inclinados 20°	0	35	47	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	5	40	55	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	10	45	63	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	15	51	70	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	20	56	78	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	25	62	86	-	-	-	-	-	-	-	-	-
	30	63	95	-	-	-	-	-	-	-	-	-
3 polines idénticos inclinados 20°	0	-	-	58	95	141	197	261	335	418	-	-
	5	-	-	69	114	169	236	313	401	500	-	-
	10	-	-	82	134	199	277	367	470	586	-	-
	15	-	-	94	154	228	318	424	539	672	-	-
	20	-	-	107	174	258	359	476	609	759	-	-
	25	-	-	120	196	290	402	533	682	849	-	-
	30	-	-	133	217	321	445	590	755	940	-	-
3 polines idénticos inclinados 35°	0	-	-	93	152	226	314	417	535	666	977	1341
	5	-	-	103	169	250	348	462	592	738	1078	1486
	10	-	-	114	186	276	384	509	652	812	1186	1631
	15	-	-	125	204	302	419	556	711	885	1296	1779
	20	-	-	135	221	328	455	603	772	961	1403	1929
	25	-	-	147	240	355	492	652	835	1040	1517	2083
	30	-	-	158	258	382	530	702	898	1118	1631	2242
3 polines idénticos inclinados 45°	0	-	-	109	179	265	369	490	627	782	1143	1572
	5	-	-	118	194	287	399	529	678	845	1233	1697
	10	-	-	128	209	309	430	570	729	909	1326	1822
	15	-	-	137	224	331	460	610	780	972	1419	1950
	20	-	-	147	239	354	492	651	833	1038	1514	2079
	25	-	-	157	255	378	524	694	888	1106	1613	2212
	30	-	-	166	271	401	556	737	942	1173	1711	2349

Tabla N° 50.

Potencia para mover la faja sin carga a 1m/sg.

Ancho de faja	Nv (HP)												
	Longitud de faja (m.)												
	10	15	20	25	30	40	50	60	70	80	90	100	110
16"	0.37	0.47	0.54	0.61	0.70	0.80	0.90	1.01	1.10	1.20	1.31	1.42	1.53
20"	0.45	0.55	0.64	0.72	0.81	0.95	1.09	1.20	1.32	1.43	1.54	1.67	1.80
24"	0.57	0.70	0.83	0.91	1.01	1.20	1.33	1.52	1.67	1.80	1.92	2.06	2.19
30"	0.69	0.81	0.97	1.10	1.22	1.44	1.66	1.83	2.04	2.19	2.39	2.55	2.71
36"	0.75	0.94	1.08	1.23	1.35	1.58	1.80	2.03	2.24	2.45	2.64	2.84	3.03
42"	0.85	1.01	1.22	1.39	1.54	1.80	2.04	2.28	2.52	2.76	2.95	3.17	3.38
48"	1.02	1.20	1.32	1.64	1.80	2.13	2.40	2.71	2.98	3.23	3.48	3.74	4.00

Tabla N° 51.

Potencia para mover 100 t/h de material en un plano horizontal

L (m)	10	15	20	25	30	40	50	60	70	80	90	100	110
NI (HP)	0.5	0.63	0.74	0.81	0.95	1.11	1.25	1.42	1.5	1.64	1.75	1.87	2.05

L : Longitud de la faja proyectada en la horizontal

Tabla N° 52.

Potencia para levantar o bajar 100 t/h de material

Altura (m)	2	3	5	7.5	10	12.5	15	17.5	20	22.5	25	27.5	30
Nh (HP)	0.80	1.20	1.90	2.80	3.70	4.70	5.60	6.50	7.40	8.40	9.30	10.20	11.10

Tabla N° 53.

Potencia para vencer la fricción de los direccionadores a 1 m/s

L de Directores (m)	5	10	20	25	30	35	40	45	50	55	60	65	70
Ng (HP)	0.6	1.26	2.52	3.18	3.84	4.56	5.28	6	6.72	7.38	8.1	8.88	9.6

Tabla N° 54.

Potencia del Molino de Bolas en el Eje del Piñón ( H.P. )																				
Diámetro del Molino de Bolas		Longitud del Molino de Bolas		Velocidad del Molino			Peso carga de bolas						Potencia del Molino						Diámetro interior de los forros nuevos	
							ton. métricas % Volumen de carga			ton. corras % Volumen de carga			desc. por rebose % Volumen de carga			desc. por parrilla % Volumen de carga				
M	FT	M	FT	RPM	% Cs	FPM	35	40	45	35	40	45	35	40	45	35	40	45	M	FT
0.91	3.0	0.91	3.0	38.7	79.9	304	0.68	0.77	0.87	0.75	0.85	0.96	7	7	7	8	8	9	0.76	2.5
1.22	4.0	1.22	4.0	32.4	79.1	356	1.77	2.02	2.28	1.95	2.23	2.51	19	20	21	22	24	25	1.07	3.5
1.52	5.0	1.52	5.0	28.2	78.1	399	3.66	4.19	4.71	4.03	4.61	5.19	42	45	47	49	52	54	1.37	4.5
1.83	6.0	1.83	6.0	25.5	78	441	6.56	7.50	8.44	7.23	8.27	9.30	80	85	89	93	99	103	1.68	5.5
2.13	7.0	2.13	7.0	23.2	77.2	474	10.7	12.3	13.8	11.8	13.5	15.2	137	145	151	158	168	175	1.98	6.5
2.44	8.0	2.44	8.0	21.3	76.1	502	16.2	18.6	21.0	17.9	20.5	23.1	215	228	237	249	265	275	2.29	7.5
2.59	8.5	2.44	8.0	20.4	75.3	513	18.5	21.1	23.8	20.4	23.3	26.2	250	266	277	290	308	321	2.44	8
2.74	9.0	2.74	9.0	19.7	75	526	23.5	26.9	30.2	25.9	29.6	33.3	322	342	356	373	397	413	2.59	8.5
2.90	9.5	2.74	9.0	19.15	75	541	26.4	30.1	33.9	29.1	33.2	37.4	367	390	406	425	453	471	2.74	9
3.05	10.0	3.05	10.0	18.65	75	557	32.7	37.3	42.0	36.0	41.1	46.3	462	491	512	535	570	593	2.90	9.5
3.20	10.5	3.05	10.0	18.15	75	570	36.1	41.4	46.5	39.9	45.6	51.2	519	552	575	602	640	667	3.05	10
3.35	11.0	3.35	11.0	17.3	72.8	565	43.0	49.2	55.4	47.4	54.2	61.0	610	649	676	708	753	784	3.17	10.4
3.51	11.5	3.35	11.0	16.75	72.8	574	49.1	54.0	60.8	54.1	59.5	67.0	674	718	747	782	832	867	3.32	10.9
3.66	12.0	3.66	12.0	16.3	71.8	584	56.4	64.4	72.5	62.2	71	79.9	812	864	900	942	1003	1044	3.48	11.4
3.81	12.5	3.66	12.0	15.95	71.8	596	61.4	70.2	79	67.7	77.4	87.1	896	954	993	1040	1106	1152	3.63	11.9
3.96	13.0	3.96	13.0	15.6	71.7	607	72.3	82.7	92.6	79.7	91.1	102	1063	1130	1177	1233	1311	1365	3.78	12.4
4.12	13.5	3.96	13.0	15.3	71.7	620	78.2	89.4	99.8	86.2	98.5	111	1189	1266	1321	1379	1469	1532	3.93	12.9
4.27	14.0	4.27	14.0	14.8	70.7	623	90.7	104	117	100	115	129	1375	1464	1527	1595	1669	1771	4.09	13.4
4.42	14.5	4.27	14.0	14.55	70.8	635	98.0	112	126	108	123	139	1492	1598	1656	1730	1842	1921	4.24	13.9
4.57	15.0	4.57	15.0	14.1	69.8	638	113	129	144	124	142	159	1707	1817	1893	1980	2107	2196	4.39	14.4
4.73	15.5	1.52	5.0	13.85	69.8	648	121	138	155	133	152	171	1838	1956	2037	2132	2264	2363	4.54	14.9
4.88	16.0	4.88	16.0	13.45	68.9	651	137	157	179	151	173	194	2084	2217	2309	2417	2571	2678	4.70	15.4
5.03	16.5	4.88	16.0	13.2	68.7	659	146	167	188	161	184	207	2229	2370	2468	2585	2750	2863	4.85	15.9
5.18	17.0	5.18	17.0	13	68.7	670	165	189	212	182	208	234	2595	2764	2883	3010	3206	3344	5.00	16.4
5.34	17.5	5.18	17.0	12.7	68.1	674	176	201	226	194	221	249	2750	2929	3053	3190	3397	3542	5.15	16.9
5.49	18.0	5.5	18.0	12.4	67.5	678.0	197	225	253	217	248	279	3077	3276	3414	3569	3800	3961	5.3	17.4

Gráfico N° 1.

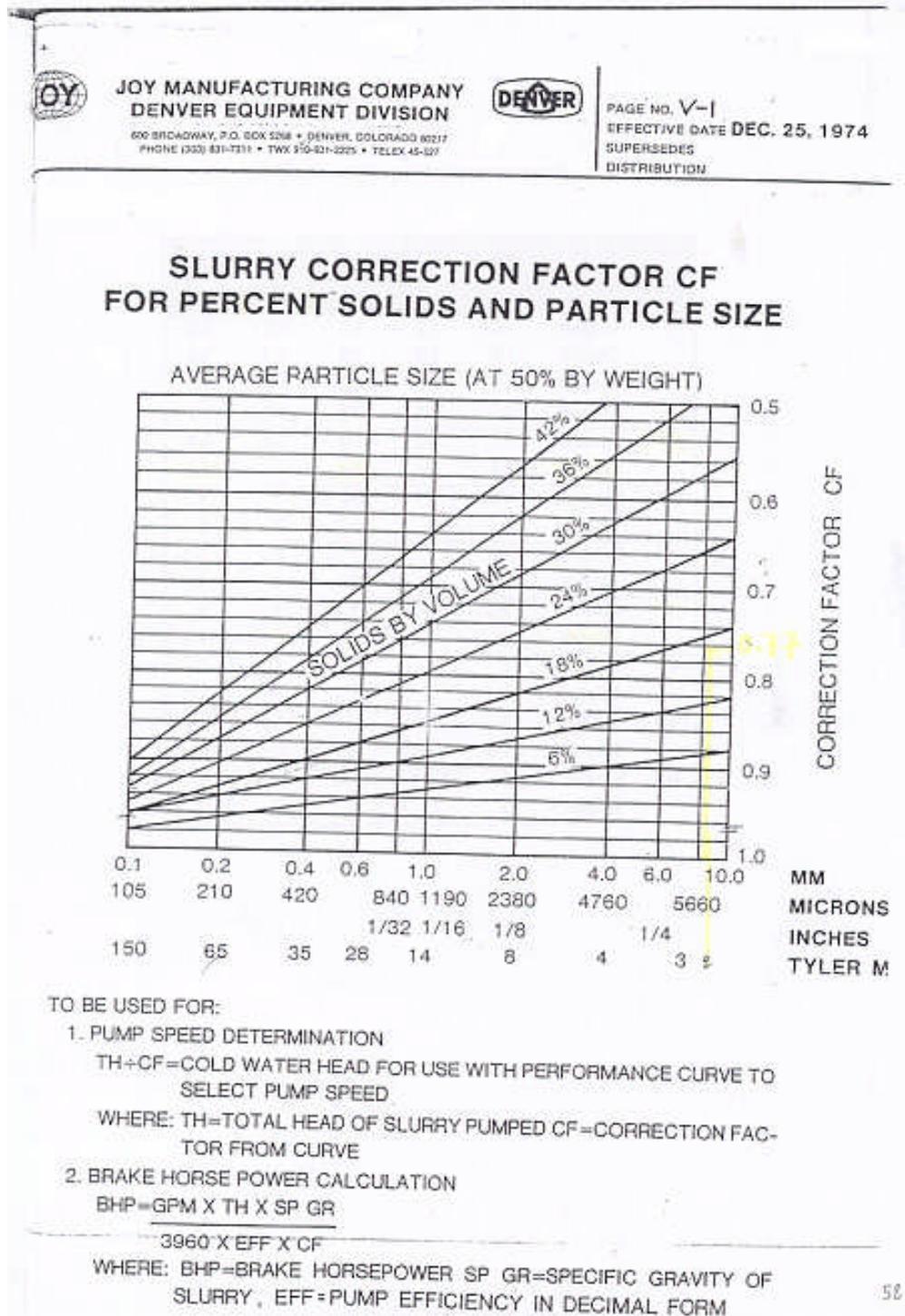


Gráfico N° 2.

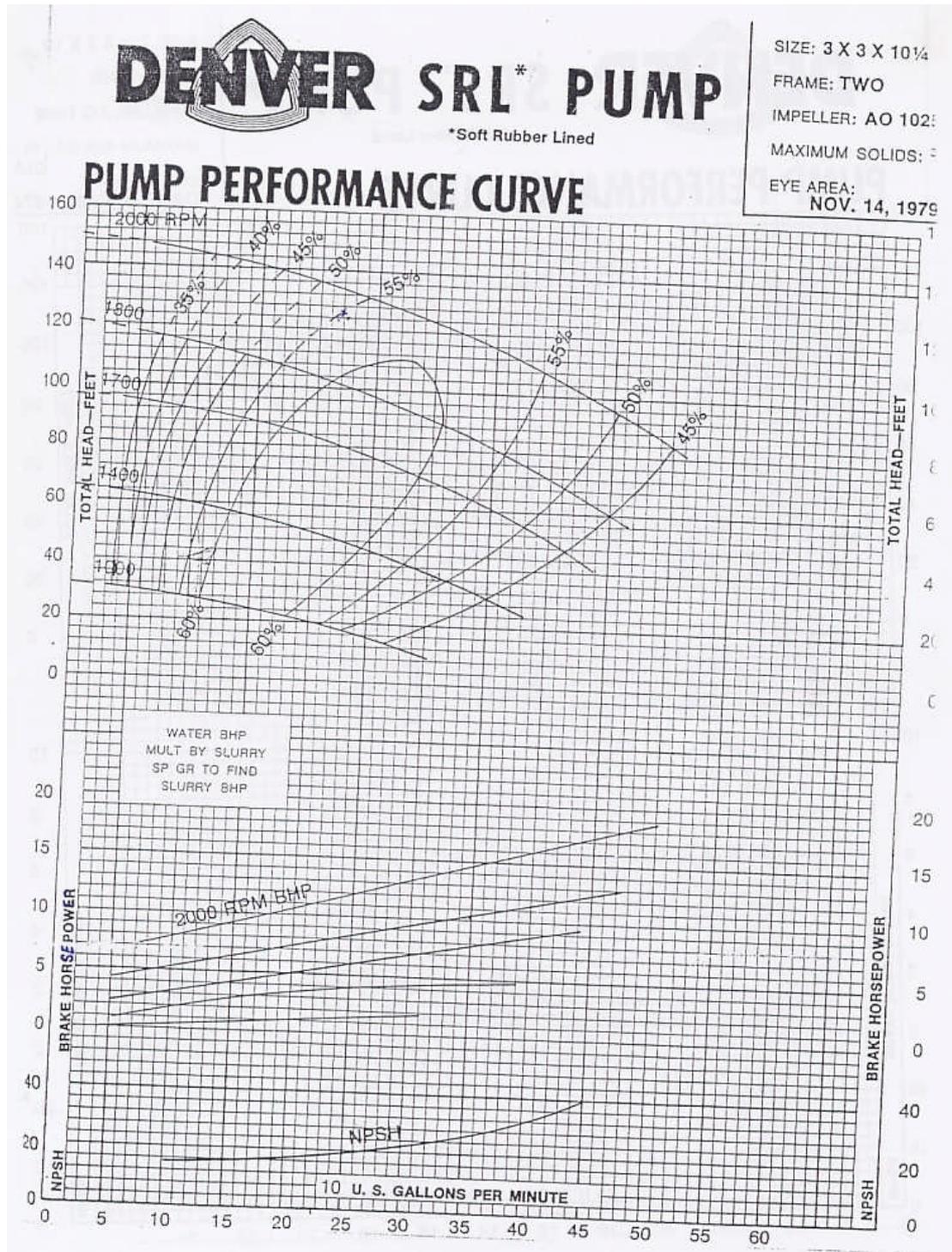
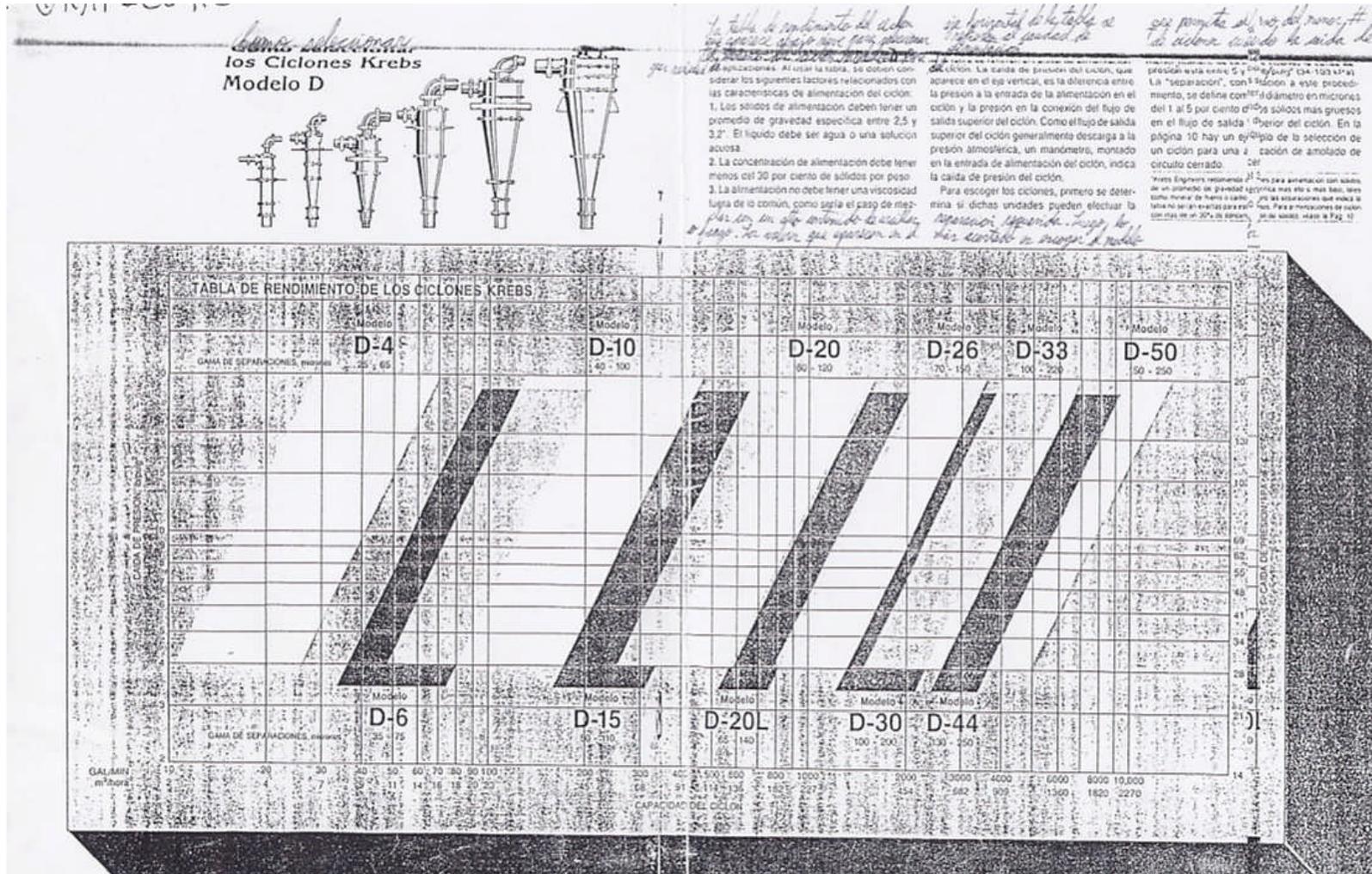


Gráfico N° 3.



## **6.1.- Proceso de fabricación de cemento y descripción de las principales instalaciones de Cemento Andino S.A.**

Antes de detallar el proceso de fabricación es necesario definir algunos términos:

- El Crudo es la muestra fina obtenida luego de reducir de tamaño las materias primas (caliza, arcilla y hematita). La conminución se realiza por medio del chancado, la molienda y clasificación.
- El Clinker es la muestra granular que se obtiene luego de calcinar y sinterizar el crudo en el horno rotatorio.
- El Cemento es la muestra fina obtenida luego de moler el clinker junto con el yeso y/o puzolana. La conminución se realiza por medio de la molienda.

Respecto a sus instalaciones, Cemento Andino S.A. cuenta con dos líneas de molienda y clasificación de crudo, dos hornos rotatorios, dos enfriadores de clinker y cinco molinos para la molienda de cemento. Todo el proceso es en medio seco y el fluido de transporte es el aire presurizado principalmente.

### **6.1.1.- Materias primas.**

Para la producción de cemento se necesitan como materias primas fundamentalmente los siguientes minerales no metálicos:

- Caliza ( $\text{CaCO}_3$ ). Con una ley mínima de carbonato de calcio de 70 %.
- Caolinita ( $2\text{SiO}_2 \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ). Con una ley mínima de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ) de 23 %.
- Hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). Con una ley mínima de óxido de hierro (III) de 40 %.
- Yeso ( $\text{CaSO}_4 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ ). Con una ley mínima de sulfato ( $\text{SO}_4$ ) de 50 %.
- Puzolana. Con una ley mínima de sílice ( $\text{SiO}_2$ ) de 65 %.

Las tres primeras materias primas sirven para producir el crudo, luego éste es calcinado y sinterizado ( $1420\text{ }^\circ\text{C}$ ), en el horno rotatorio para formar el clinker. El clinker en el proceso final de molienda se le adiciona el yeso y/o puzolana para producir finalmente el cemento.

---

Los porcentajes en pesos de cada mineral son variables dependiendo de sus leyes y del tipo de cemento que se va a producir. El carbonato de calcio se utiliza en mucha mayor proporción que las demás materias primas.

#### **6.1.2.- Explotación de la cantera de caliza.**

Se realiza mediante el sistema de explotación superficial echadero (derribo abierto), consistente en perforar y volar con explosivos el material en bancos de 10 metros de altura por 20 metros de ancho, para luego empujar con tractor hacia una plataforma de carguío en un nivel inferior, de donde los cargadores frontales alimentarán a los camiones que transportarán la caliza a la tolva de la trituradora primaria.

#### **6.1.3.- Chancado.**

La trituradora primaria es giratoria y tiene una capacidad de 1000 t/h. el material triturado, a un tamaño máximo de 8'' es transportado mediante una faja transportadora a un stock pile de 80 000 t de capacidad. En la parte inferior se ha construido un túnel con tolvas de descarga a una faja transportadora que lleva el material seleccionado a la tolva de alimentación de la trituradora de martillos, con capacidad de 450 t/h. De la trituradora secundaria, el material con un tamaño máximo de 3'' es transportado con una faja transportadora a las canchas de alimentación de los molinos de crudo.

#### **6.1.4.- Molienda de crudo.**

Los molinos de bolas para crudo tienen una dimensión de 3,8 m x 7,5 m, su capacidad es de 65 t/h y accionamiento de 1400 kW. Esta unidad ha sido mejorada con la instalación de una trituradora de martillos que trabaja bajo el sistema Tandem de KHD en circuito cerrado.

---

La mezcla de materias primas en tamaños máximos de 3'', es dosificada con 4 balanzas Schenck y alimentada por una faja transportadora a la trituradora Tandem, juntamente con los gases calientes provenientes del horno. La mezcla de gases y material a la salida de la trituradora son arrastrados por un riser Duch hacia un clasificador estático, de donde los gruesos retornan por una faja transportadora al molino para una molienda fina. Los finos salientes del separador son recuperados en una batería de 4 ciclones; el barrido de aire para el transporte de material lo genera un ventilador de tiro al final de toda la instalación. La harina cruda así producida es enviada por canaletas y elevadas al silo de homogenización.

Se estima que un 10 a 20 % del producto final proviene de la trituradora y el 80 a 90 % del molino de bolas, por lo que es particularmente importante el control del tamaño máximo del material (menor a 10 mm), que retorna del separador y es alimentado al molino de bolas.

#### **6.1.5.- Silos de homogenización y almacenaje.**

Las capacidades de los silos existentes son:

- Homogenización: 2x1500 t c/u.
- Almacenamiento: 6x450 t c/u.

La harina cruda seca y pulverizada a un residuo de 15 % sobre la malla de 90 µm, proveniente de la molienda de crudo, es una mezcla no homogénea que descarga al silo de homogenización. El objetivo de la homogenización es obtener una harina cruda uniforme en composición química y en distribución granulométrica. Para su funcionamiento no existen partes móviles dentro del silo, requiriéndose solamente aire presurizado para realizar el efecto de mezcla. El fondo del silo está cubierto con canaletas de aireación con tuberías interconectadas de manera que el fondo del silo se divida en 8 sectores.

El aire comprimido es introducido a 7 sectores, proveniente del flujo de aireación (35 psig) y al octavo sector proveniente del aire de mezcla (39 psig). El aire de mezcla,

---

sin embargo, contribuye con aproximadamente 50 – 60 % del aire total requerida para la homogenización. De este modo, el material en los sectores de aireación es mantenido en un estado semi – fluido, mientras que el material en el octavo sector, sometido a un mayor volumen de aire y a mayor presión, deviene altamente fluido, formando una columna de material que desborda sobre el material de los otros 7 sectores, estableciéndose así un movimiento de reemplazo de material. A determinados intervalos, el aire de mezcla es dirigido automáticamente y secuencialmente a otro sector para continuar la mezcla, mientras los restantes quedan en aireación. Cumplido todo el ciclo de distribución de mezcla/aireación, todo el material ha sido sometido a la operación de homogenizado. La instalación puede operar en modo batch, llenando el silo, homogenizándolo y descargándolo por el fondo, ó en modo continuo donde simultáneamente el material fresco es alimentado y el material homogenizado rebosa por la parte superior, manteniendo un nivel constante.

La harina cruda homogenizada es transportada mediante canaletas a los silos de almacenamiento y alimentación al horno. En los techos de los silos de homogenización y almacenamiento se han instalado modernos filtros de mangas.

#### **6.1.6.- Horno rotatorio.**

Tiene una longitud de 50 metros y un diámetro de 3,6 metros. El diseño define la instalación de una torre de precalentamiento con 6 etapas de ciclones que recogen nuevos conceptos de caída de presión, eficiencia de colección, continuidad de flujo de material recuperado. Un calcinador en línea dentro del riser duct, toma el aire de combustión caliente a través de un ducto de aire terciario proveniente del cabezal del horno, permitiendo la combustión en el calcinador con aproximadamente 55 % del combustible total. El gran volumen del calcinador permite un suficiente tiempo de retención de gas y material para asegurar un alto grado de calcinación.

---

El crudo así preparado es alimentado al horno que gira a una velocidad de 4 rpm, y que a 1500 t/d tiene una carga específica de  $4 - 7 \text{ t/d}\cdot\text{m}^3$ , estimándose un grado de llenado de 15 %.

El clinker se forma a 1420 °C y sale del horno a 1200 °C. El revestimiento interior se da con ladrillos refractarios alcalinos. Utiliza como combustible el carbón y el fuel oil.

#### **6.1.7.- Enfriador de clinker.**

Tiene una capacidad de 1500 t/d.

Sus principales objetivos son:

- Conseguir una alta recuperación de calor para el horno y el calcinador, con ahorro de combustible.
- Lograr una baja temperatura de clinker a la salida del enfriador, asegurando bajas cargas térmicas en el sistema de transporte de clinker y posterior almacenamiento.

La principal características del enfriador es su sistema de aireación compuesto de ventiladores para el suministro de aire de enfriamiento y la conducción de aire a las placas para la aireación directa. El aire pasa a través del clinker grueso (tamaño 10 – 20 mm), que se deposita dentro de estos bolsillos e ingresa a la cámara de clinker sobre la parrilla.

El sistema de transporte de clinker, consiste en un accionamiento hidráulico de la parrilla. Para lograr los objetivos de alta recuperación de calor y baja temperatura, se requiere un cierto tiempo de retención de calor y baja temperatura, lo que se logra transportando el clinker en las filas de placas móviles alternadas con las filas de placas fijas, permitiendo mediante regulación de la velocidad de parrilla un ajuste del tiempo de retención y enfriamiento. Al final del proceso de enfriamiento el clinker sale con una temperatura aproximada de 350 °C.

---

### **6.1.8.- Molienda de clinker.**

La molienda de clinker para cemento es uno de los procesos principales y, al mismo tiempo, el final de las operaciones tecnológicas en la fabricación del cemento. La forma de su realización es decisiva para la calidad del cemento. Cemento Andino cuenta con 4 molinos de bolas y un molino de prensa de rodillos. Antes de la molienda el clinker es chancado en una trituradora de rodillos, consistente en 4 rodillos. El objetivo es reducir el tamaño de los trozos de clinker luego del enfriamiento, se tiene 2 rodillos de transporte y 2 de trituración con acción reversible para evitar atoros.

El producto de la molienda y clasificación debe de tener una granulometría menor a 90 micrones, en un 99 % es más fino para los cementos adicionados. La clasificación se realiza con separadores de alta eficiencia.

### **6.1.9.- Despacho.**

El despacho de cemento se presenta en sacos de 42,5 kg, ó a granel. El transporte es a través de camiones o por tren.

---

## **7.1.- Tipos de Cemento.**

Cemento Andino S.A., produce los siguientes tipos de cemento portland: tipo 1, tipo 2, tipo 5 y tipo 1 (PM).

### **7.1.1.- Los cementos portland.**

El cemento portland se define en la norma como el producto obtenido por la pulverización del clinker portland, con la adición eventual de sulfato de calcio. Admitiéndose la adición de otros productos que no excedan del 1 % en peso del total, siempre que su inclusión no afecta las propiedades del cemento resultante. Todos los productos adicionados deberán ser pulverizados conjuntamente con el clinker.

Los cementos portland abarcan una gama diferenciada de productos, a base del clinker portland, su clasificación y nomenclatura se establece de acuerdo a sus cualidades y usos.

#### **Cemento portland tipo 1.**

Es el cemento portland destinado a obras de concreto en general, cuando en las mismas no se especifique la utilización de los tipos 2, 3, 4 y 5.

#### **Cemento portland tipo 2.**

Es el cemento portland destinado a obras de concreto en general y obras expuestas a la acción moderada de sulfatos o donde se requiera moderado calor de hidratación, cuando así sea especificado.

#### **Cemento portland tipo 3.**

Es el cemento portland del cual se requiere alta resistencia inicial.

#### **Cemento portland tipo 4.**

Es el cemento portland del cual se requiere bajo calor de hidratación.

---

**Cemento portland tipo 5.**

Es el cemento portland del cual se requiere alta resistencia a la acción de los sulfatos.

**7.1.2.- Los cementos portland adicionados.**

El cemento portland adicionado es un cemento obtenido por la pulverización conjunta de clinker portland y otros materiales denominados a este efecto como adiciones, como las puzolanas, la escoria y el filler con la adición eventual de sulfato de calcio. El contenido de adiciones está limitado por la especificación correspondiente. La incorporación de adiciones contribuye a mejorar las propiedades del cemento.

Los cementos portland adicionados son normalizados en los siguientes tipos según su performance:

**Cementos portland puzolánico tipo 1P.**

Para usos en construcciones generales de concreto.

**Cemento portland puzolánico modificado tipo 1 (PM).**

Para usos en construcciones generales de concreto. Son de alta resistencia y finura.

**Cemento portland de escoria tipo 1 S.**

Para usos en construcciones generales de concreto.

**Cemento portland de escoria modificado tipo 1 (SM).**

Para usos en construcciones generales de concreto.

**Cemento portland puzolánico tipo P.**

Para ser utilizado en construcciones generales de concreto, cuando no se requieran altos valores de resistencia a la compresión.

---

**Cemento portland compuesto tipo 1 Co.**

Para ser utilizado en obras generales de construcción.

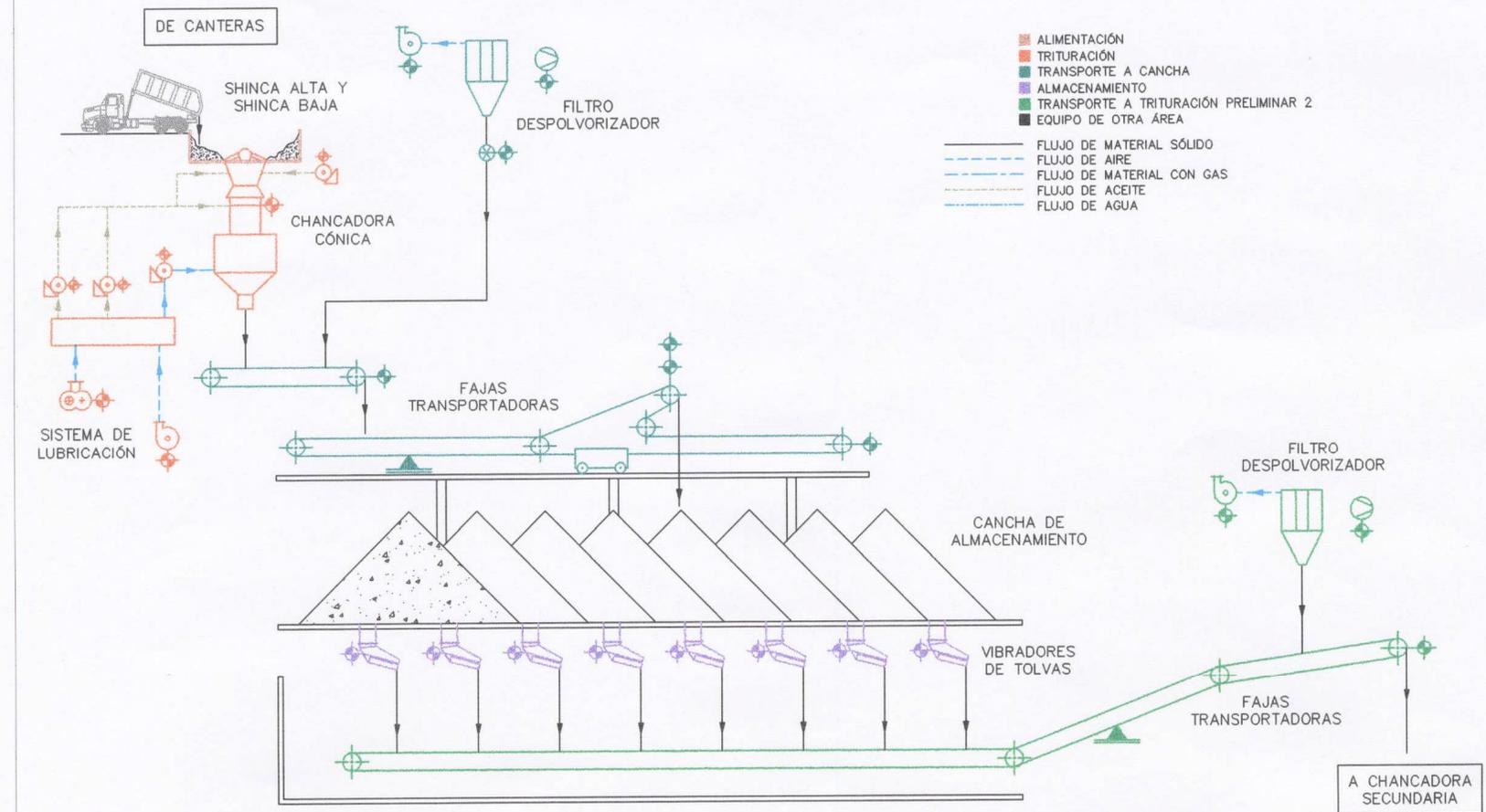
La resistencia moderada a sulfatos, moderado calor de hidratación o alguna combinación puede ser especificado por adición de los sufijos (MS), o (MH).

**8.1.- Diagramas de flujo de Cemento Andino S.A.** (Fuente: Cemento Andino S.A.).

A continuación se muestran los diagramas de flujo de todo el proceso productivo empleado para fabricar cemento en Cemento Andino S.A.

---

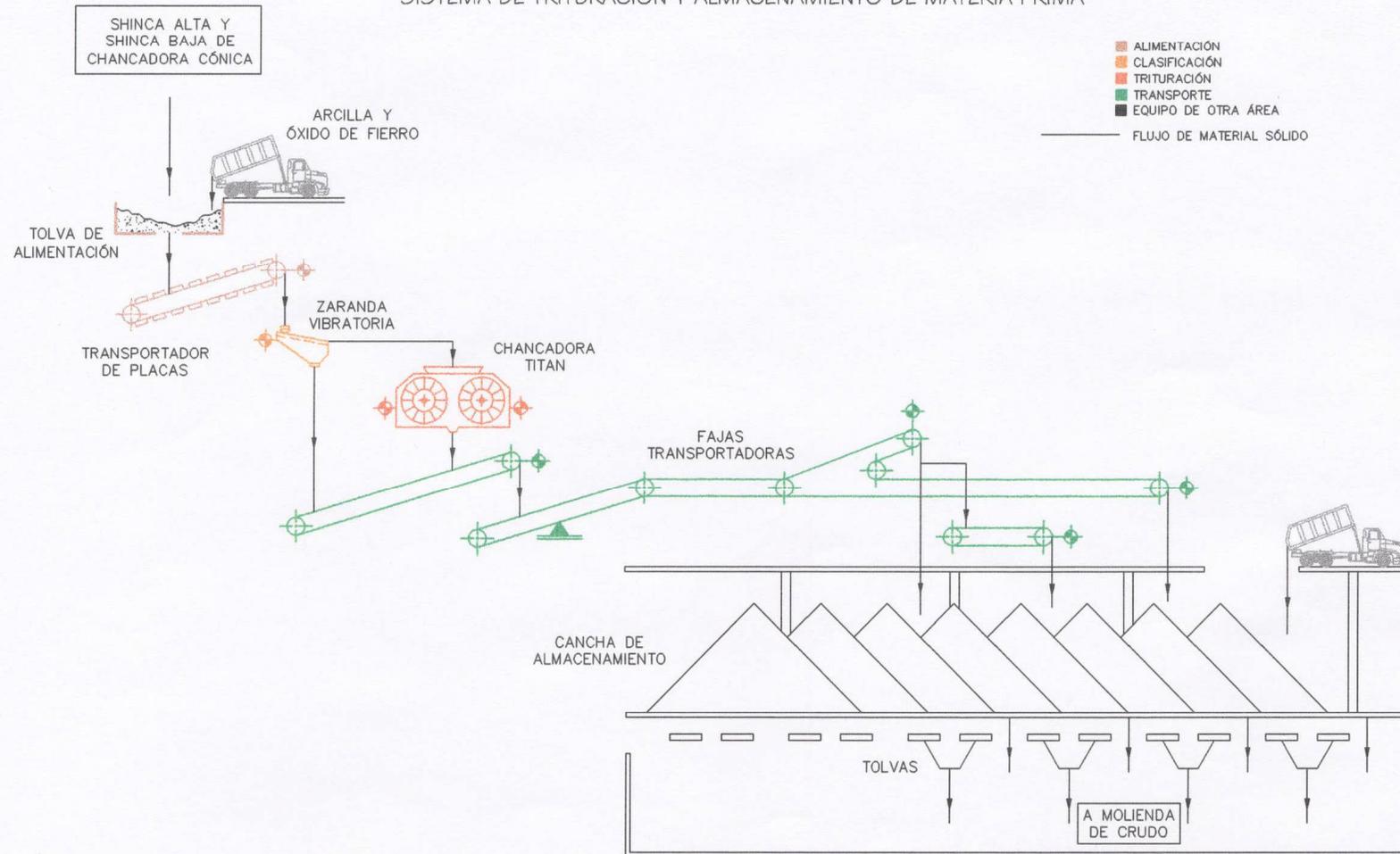
DIAGRAMA DE RECORRIDO  
SISTEMA DE EXTRACCIÓN DE MATERIAS PRIMAS



2

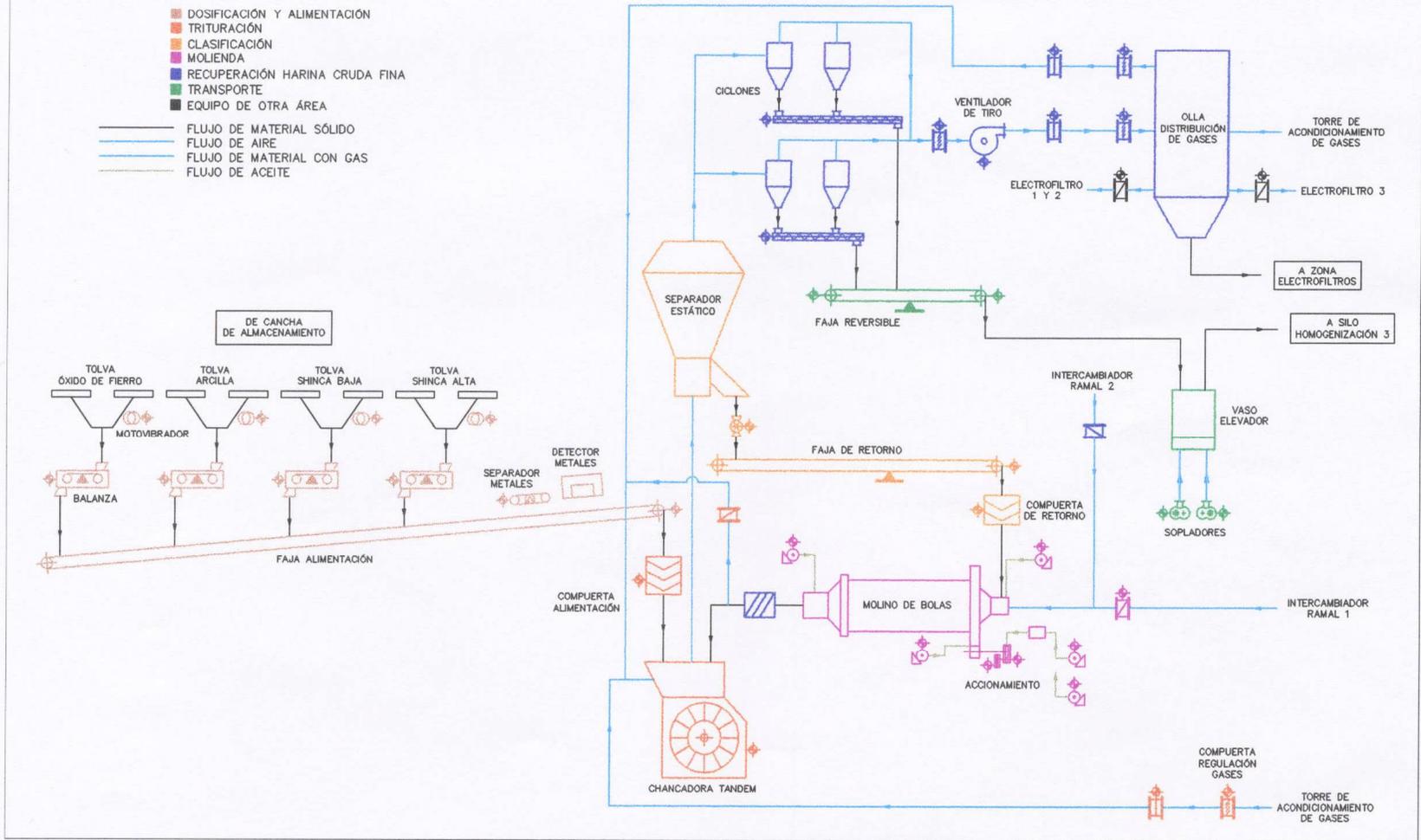
## DIAGRAMA DE RECORRIDO

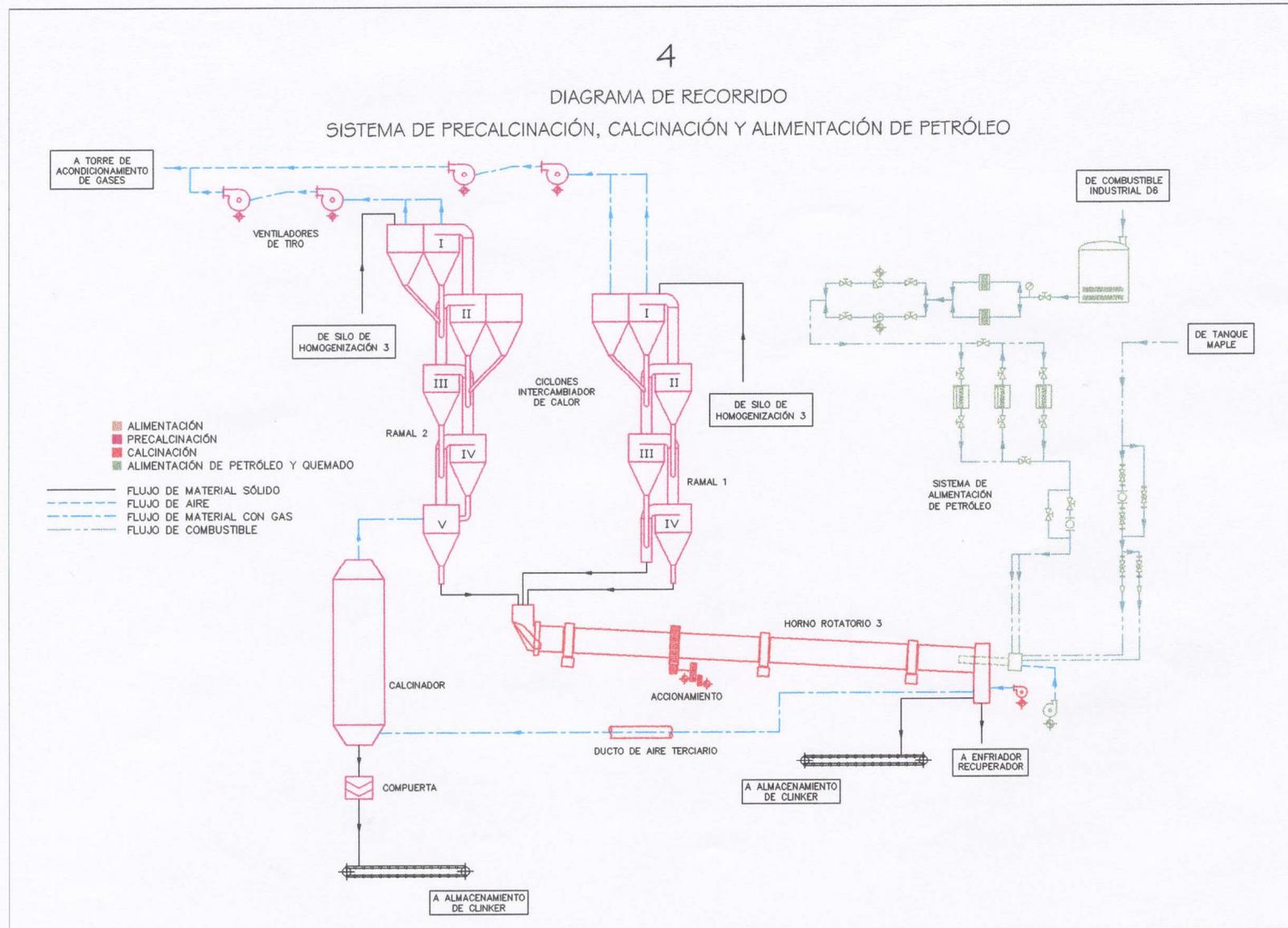
## SISTEMA DE TRITURACIÓN Y ALMACENAMIENTO DE MATERIA PRIMA



3

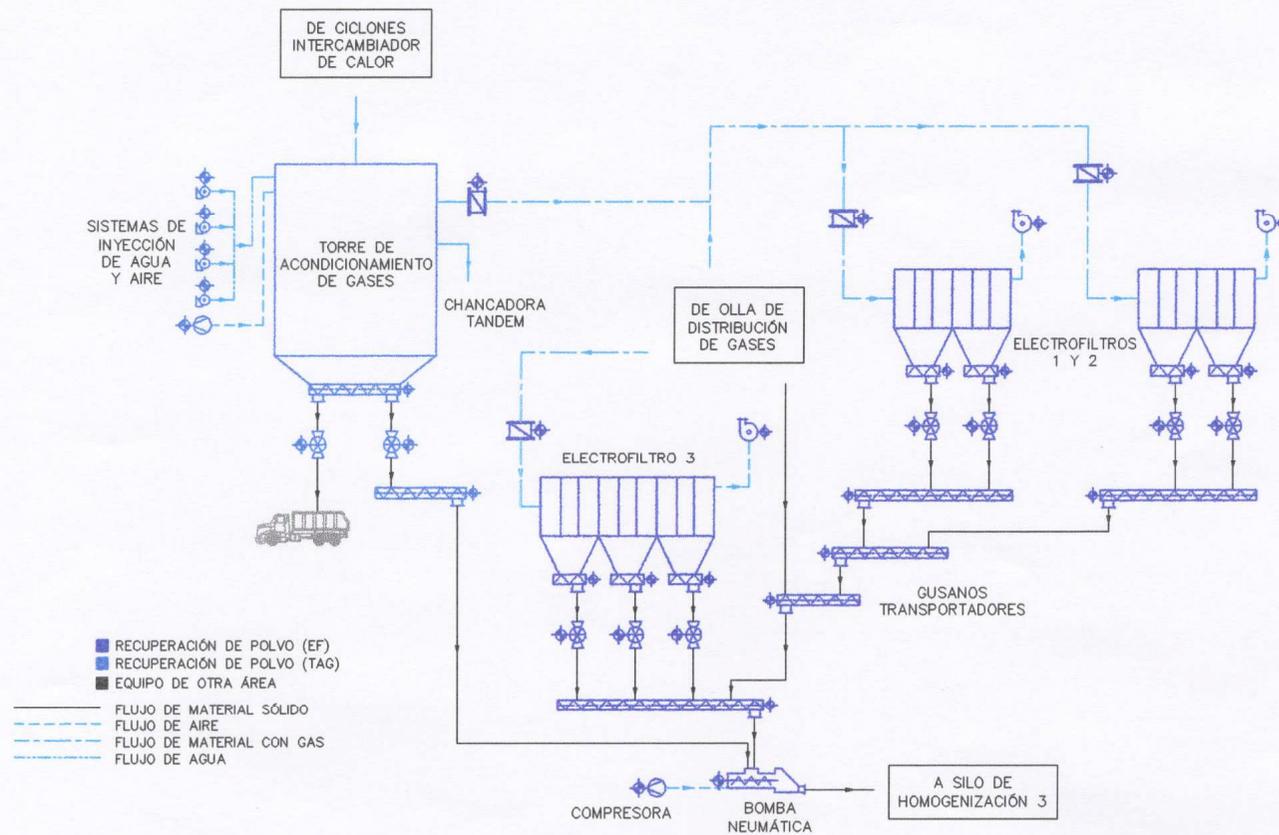
DIAGRAMA DE RECORRIDO  
SISTEMA DE MOLINERÍA DE CRUDO Y HOMOGENIZACIÓN





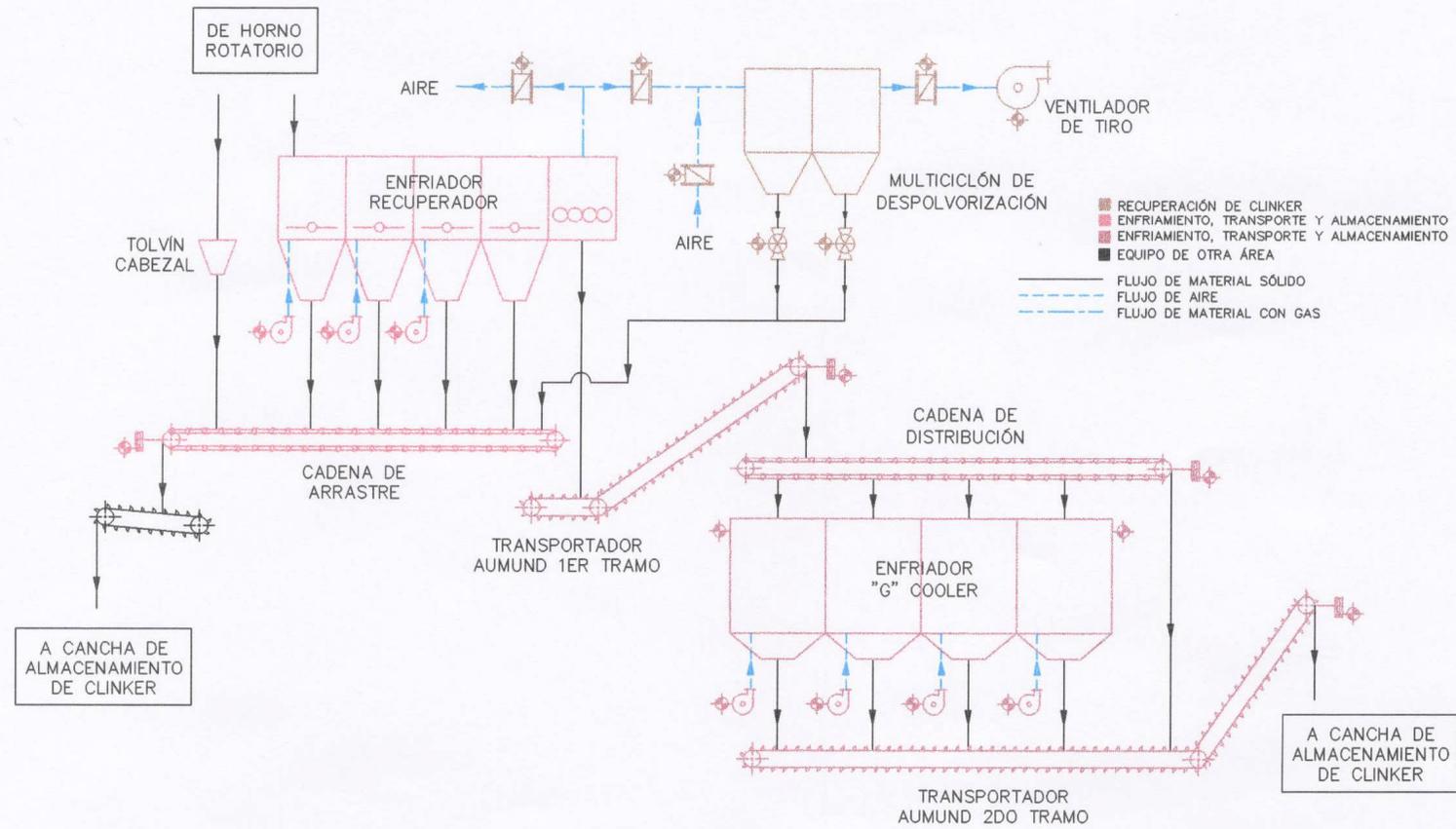
5

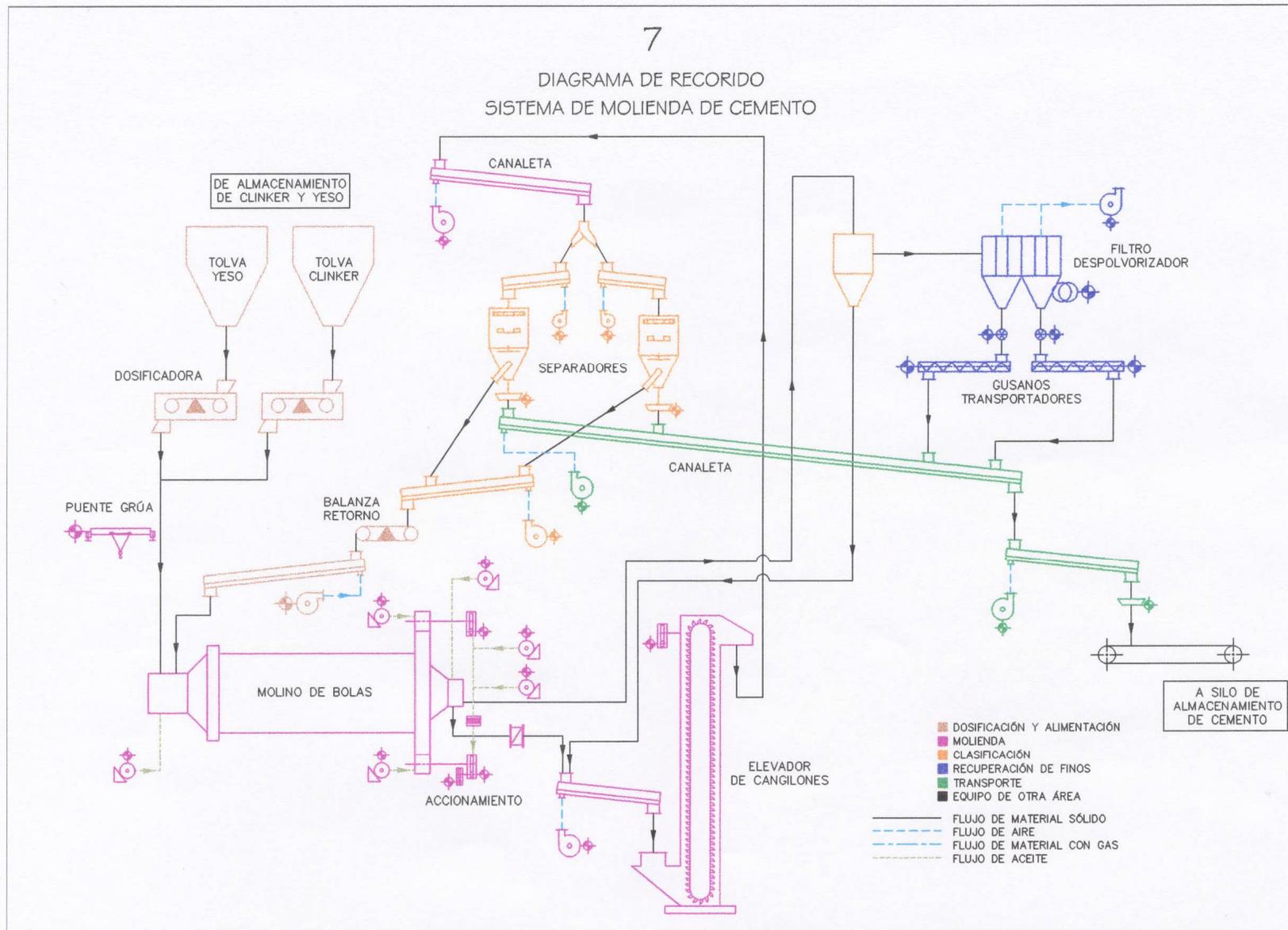
DIAGRAMA DE RECORRIDO  
SISTEMA DE RECUPERACIÓN DE POLVO



6

DIAGRAMA DE RECORRIDO  
SISTEMA DE ENFRIAMIENTO, TRANSPORTE Y ALMACENAMIENTO DE CLINKER





8

DIAGRAMA DE RECORRIDO  
SISTEMA DE ENSACADO Y CARGUÍO A GRANEL DE CEMENTO

