

**DISEÑO DE INGENIERÍA CONCEPTUAL DE UNA PLANTA PARA EL  
BENEFICIO DE CAOLÍN CALIDAD CERÁMICA Y CEMENTO BLANCO**

**JOSÉ ANDRÉS PÉREZ MENDOZA**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER  
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO-QUÍMICAS  
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA  
BUCARAMANGA**

**2006**

**DISEÑO DE INGENIERÍA CONCEPTUAL DE UNA PLANTA PARA EL  
BENEFICIO DE CAOLÍN CALIDAD CERÁMICA Y CEMENTO BLANCO**

**JOSÉ ANDRÉS PÉREZ MENDOZA**

**Trabajo de grado para optar título de:  
Ingeniero Químico**

**Director**

**DIONISIO ANTONIO LAVERDE CATAÑO  
Ingeniero Metalúrgico Ph.D.**

**Codirector**

**JOSÉ JULIÁN YÁNEZ TRASLAVIÑA  
Ingeniero Metalúrgico**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER  
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO-QUÍMICAS  
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA  
BUCARAMANGA**

**2006**

A DIOS Altísimo, bendito, glorificado y alabado que me revistió de fuerza para alcanzar tan preciado logro en mi vida.

A mis padres Santiago Pérez Argüelles y Socorro de Fátima Mendoza Durán por su esfuerzo, apoyo, confianza y amor que me han regalado, y ellos le debo lo que soy.

A mis hermanos María Cristina y Santiago Alberto y a mi novia Mariluz por su apoyo constante.

A mis amigos por creer siempre en mí.

## **AGRADECIMIENTOS**

El autor expresa agradecimientos sinceros a:

- A la escuela de ingeniería química por la formación profesional y humana.
- Al Ph.D. Dionisio Antonio Laverde Cataño por sus valiosas recomendaciones y confianza en la realización de este proyecto.
- Al grupo de investigaciones en minerales, biohidrometalurgia y ambiente a: Ing. José Julián Yáñez Traslaviña, Qco Olger Giovanni Mendoza, Est. Leidy Mora Romero Y Carlos Augusto Mejía Miranda por la colaboración prestada.
- A todas aquellas personas que colaboraron en la realización de este proyecto.

## RESUMEN

**TÍTULO:** DISEÑO DE INGENIERÍA CONCEPTUAL DE UNA PLANTA PARA EL BENEFICIO DE CAOLÍN CALIDAD CERÁMICA Y CEMENTO BLANCO.

**AUTOR:** JOSÉ ANDRÉS PÉREZ MENDOZA<sup>1, 2</sup>.

**PALABRAS CLAVES:** Caolín, planta de beneficio, diseño, triturador de rodillos, tolva cilíndrica de descarga cónica, celdas de atricción, espesador, tanques de floculación, filtro de tambor rotatorio y celdas de flotación inversa.

**DESCRIPCIÓN:** En la actualidad las arcillas caoliníticas de la vereda de Barro blanco ubicada en el municipio de Oiba (Santander), son procesadas por un sistema de beneficio en seco que es ineficiente, debido a que el producto obtenido no ofrece una composición adecuada para ninguna aplicación industrial. Por tal razón se propuso una planta de beneficio para obtener un caolín apto para las industrias de los cerámicos y el cemento blanco, y se desarrolló la selección y el diseño de los equipos principales de la planta.

Como punto de partida se analizó la información experimental de las características y propiedades del mineral, los procesos estudiados para la reducción de impurezas y se definieron los siguientes criterios para el diseño de la planta: materia prima, punto de arranque del diseño de la planta, procesos utilizados para el procesamiento del mineral, capacidad de la planta, forma de operación, productos a obtener y el almacenamiento y acondicionamiento de los efluentes sólidos y líquidos del sistema. Con base en lo anterior se realizó en

---

<sup>1</sup> Modalidad del proyecto: Investigación.

<sup>2</sup> Facultad de Ingenierías Físicoquímicas, escuela de Ingeniería Química. Director Ph.D. Dionisio Antonio Laverde Cataño. Codirector Ing. José Julián Yáñez Traslaviña.

forma detallada el balance de masa y el diseño de los equipos principales de la planta propuesta.

Como resultado final se obtuvieron las dimensiones de los siguientes equipos: triturador de rodillos, tolva cilíndrica de descarga cónica, celdas de atricción, espesador, tanques de floculación, filtros de tambor rotatorio y celdas de flotación inversa.

## ABSTRACT

**TITLE:** CONCEPTUAL ENGINEERING DESIGN OF A PLANT FOR CERAMIC QUALITY KAOLIN AND WHITE CEMENT BENEFIT

**AUTOR:** JOSÉ ANDRÉS PÉREZ MENDOZA<sup>1, 2</sup>.

**KEYWORDS:** Kaolin, benefit plant, design, roller crusher, cylindrical bunker of conical discharge, attrition cells, thickener, flocculation tanks, revolving drum filter and inverse floating cells.

**DESCRIPTION:** Nowadays kaolinitic clays, from the village Barro Blanco located in Oiba (Santander), are processed by a dry benefit system which is inefficient since the obtained product shows no appropriate composition for any industrial application. Therefore, a benefit plant was proposed to obtain a kaolin suitable for ceramics and white cement industries, and a selection and design of the principal equipments of the plant were performed.

As start point, experimental information with the characteristics and properties of the material, was analyzed, and so it were the studied processes for impurity reduction and the following criteria was defined to design the plant: raw material, start point of the plant's design, processes used for mineral processing, plant capacity, mode of operation, products to obtain, and storing and conditioning of solid and liquid effluents of the system. Based on this, a detailed mass balance and a design of the principal equipments were performed for the proposed plant.

---

<sup>1</sup> Modalidad del proyecto: Investigación.

<sup>2</sup> Facultad de Ingenierías Físicoquímicas, escuela de Ingeniería Química. Director Ph.D. Dionisio Antonio Laverde Cataño. Codirector Ing. José Julián Yáñez Traslaviña.

As final result the sizing for the following equipments was performed: roller crusher, cylindrical bunker of conical discharge, attrition cells, thickener, flocculation tanks, revolving drum filter and inverse floating cells.

## CONTENIDO

	Pág.
INTORDUCCIÓN.	18
1. DISEÑO DE INGENIERÍA CONCEPTUAL DE LA PLANTA PARA EL BEBEFICIO DE CAOLÍN CALIDAD CERÁMICA Y CEMENTO BLANCO.	20
1.1 CARACTERÍSTICAS Y PROPIEDADES DE LA MENA DE CAOLÍN.	20
1.2 EVALUCIÓN DE LA TÉCNICAS UTILIZADAS PARA LA REDUCCIÓN DE IMPUREZAS.	21
1.3 PROPUESTA DE UN SISTEMA DE BENEFICIO.	21
1.3.1 Materia prima.	21
1.3.2 Punto de arranque para el diseño de la planta.	21
1.3.3 Procesos utilizados para el procesamiento del mineral.	22
1.3.4 Capacidad de la planta.	22
1.3.4.1 Actividad minera actual.	22
1.3.4.2 Condición socio-económica de la región.	22
1.3.4.3 Heterogeneidad de la mena de caolín.	22
1.3.4.4 Reservas de caolín.	23
1.3.4.5 Panorama del mercado del caolín.	23
1.3.5 Forma de operación.	23
1.3.6 Almacenamiento y acondicionamiento de los efluentes sólidos y líquidos del proceso.	23
1.3.7 Proceso de beneficio propuesto.	24
1.4 BALANCE DE MASA GLOBAL.	24
2. DESARROLLO DEL DISEÑO DE LA PLANTA.	25
2.1 SISTEMA DE BENEFICIO.	25
2.2 BALANCE DE MASA GLOBAL DE LA PLANTA.	26
2.2.1 Balance de masa de sólidos de la planta.	26

2.2.2	Balance de masa de líquidos de la planta.	26
2.3	SELECCIÓN DEL TRITURADOR.	26
2.3.1	Balance de masa de sólidos.	27
2.3.2	Balance de masa de líquido.	27
2.3.3	Dimensionamiento del triturador	27
2.4	DISEÑO DE UN SILO.	27
2.4.1	Metodología de cálculo.	29
2.5	SELECCIÓN DEL DISGREGADOR.	29
2.5.1	Celdas de atricción.	30
2.5.2	Balance de masa de sólidos.	31
2.5.3	Balance de masa de líquidos.	31
2.5.4	Dimensionamiento de las celdas de atricción.	31
2.5.4.1	Metodología de cálculo.	32
2.6	DISEÑO DEL ESPESADOR.	32
2.6.1	Balance de masa de sólidos.	33
2.6.2	Balance de masa de líquidos.	33
2.6.3	Dimensionamiento del espesador.	33
2.7	SELECCIÓN DE UN TANQUE DE FLOCULACIÓN.	33
2.7.1	Balance de masa de sólidos.	34
2.7.2	Balance de masa de líquidos.	34
2.7.3	Dimensionamiento del tanque de floculación.	34
2.7.3.1	Metodología de cálculo.	35
2.8	SELECCIÓN DEL EQUIPO DE FILTRACIÓN.	35
2.8.1	Balance de masa de sólidos.	35
2.8.2	Balance de masa de líquidos.	35
2.8.3	Dimensionamiento del filtro de tambor rotatorio.	35
2.8.3.1	Metodología de cálculo.	37
2.9	SELECCIÓN DEL EQUIPO DE FLOTACIÓN.	37
2.9.1	Balance de masa de sólidos de la primera etapa de flotación.	38

2.9.2	Balance de masa de líquidos de la primera etapa de flotación.	38
2.9.3	Balance de masa de sólidos de la segunda etapa de flotación.	38
2.9.4	Balance de masa de líquidos de la segunda etapa de flotación.	38
2.9.5	Dimensionamiento del equipo de flotación inversa.	38
2.9.5.1	Metodología de cálculo.	39
2.10	SELECCIÓN DEL EQUIPO DE SECADO.	39
2.10.1	Variables requeridas para el diseño.	40
2.10.2	Metodología de cálculo.	41
3.	RESULTADOS.	42
3.1	CONDICIONES INICIALES.	42
3.2	ESPECIFICACIONES DEL TRITURADOR DE RODILLOS TRIPLES.	42
3.3	ESPECIFICACIONES DE LA TOLVA CILÍNDRICA DE DESCAGA CÓNICA.	43
3.4	ESPECIFICACIONES DEL TANQUE DE ATRICCIÓN 1.	44
3.5	ESPECIFICACIONES DEL ESPESADOR.	44
3.6	ESPECIFICACIONES DEL TANQUE DE FLOCULACIÓN 1.	45
3.7	ESPECIFICACIONES DEL FILTRO DE TAMBOR ROTATORIO 1.	45
3.8	ESPECIFICACIONES ACONDICIONAMIENTO PARA FLOTACIÓN.	45
3.9	ESPECIFICACIONES DE LAS CELDAS DE FLOTACIÓN.	46
3.10	ESPECIFICACIONES DEL TANQUE DE FLOCULACIÓN 2.	47
3.11	ESPECIFICACIONES DEL FILTRO DE TAMBOR ROTATORIO 2.	48
3.12	ANÁLISIS DE LOS RESULTADOS.	48
4.	CONCLUSIONES.	50
5.	RECOMENDACIONES.	51
	BIBLIOGRAFÍA.	52
	ANEXOS.	54

## LISTA DE TABLAS

	Pág.
TABLA 1. Composición química del caolín de mena.	25
TABLA 2. Composición química de algunos caolines empleados para la fabricación de porcelanas.	25
TABLA 3. Composición química ideal de las arcillas caoliníticas para la fabricación de cemento blanco.	25
TABLA 4. Especificaciones de la primera etapa de trituración.	42
TABLA 5. Especificaciones de la segunda etapa de trituración.	43
TABLA 6. Especificaciones del silo.	43
TABLA 7. Especificaciones del tanque de atricción 1.	44
TABLA 8. Especificaciones del espesador.	45
TABLA 9. Especificaciones del tanque de floculación 1.	45
TABLA 10. Especificaciones del filtro 1.	46
TABLA 11. Celdas de atricción 2.	46
TABLA 12. Celdas de flotación.	47
TABLA 13. Especificaciones tanque de floculación 2.	48
TABLA 14. Especificaciones filtro 2.	48
TABLA 1A. Composición química de los composites.	55
TABLA 2A. Composición química del composite C-S14.	56
TABLA 3A. Composición mineralógica del composite C-S14.	56
TABLA 1B. Resultados de la determinación del coeficiente de fricción.	59
TABLA 2B. Viscosidad del composite C-S14 a diferentes porcentajes de sólidos (sin dispersante).	59
TABLA 3B. Distribución granulométrica del composite C-S14.	60
TABLA 4B. Parámetros operacionales del composite C-S14.	60
TABLA 1C. Condiciones y resultados de operación del proceso de disgregación.	62

TABLA 2C. Resultados de la prueba de sedimentación intermitente.	63
TABLA 3C. Condiciones y resultados de operación del proceso de sedimentación.	65
TABLA 4C. Condiciones y resultados del proceso de floculación.	66
TABLA 5C. Resultados de la prueba de filtración.	67
TABLA 6C. Condiciones y resultados de operación del proceso de flotación inversa.	69
TABLA 7C. Resultados del análisis granulométrico.	70
TABLA 8C. Resultados del análisis de blancura del sistema evaluado.	71
TABLA 1D. Balance de masa de la planta de beneficio calidad cerámica.	76
TABLA 2D. Balance de masa de la planta de beneficio calidad cemento blanco.	81
TABLA 1F. Parámetros de sedimentación.	94
TABLA 2F. Determinación del área del espesador.	94
TABLA 3F. Resultados de la determinación de $Z_{inf}$ .	96
TABLA 4F. Determinación de $M_L/M_S$ .	98
TABLA 1G. Cálculo de recursos minerales medidos en el área de la licencia minera N° 070-68.	102
TABLA 2G. Cálculo de recursos minerales indicados en el área de la licencia minera N° 070-68.	102
TABLA 3G. Cálculo de recursos minerales inferidos en el área de la licencia minera N° 070-68.	103

## LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Metodología utilizada para el diseño de la planta.	20
Figura 2. Diagrama de bloques de la planta propuesta.	24
Figura 3. Triturador de rodillos triples.	26
Figura 4. Silo cilíndrico de base cónica.	28
Figura 5. Iteración para determinar D y h del silo.	29
Figura 6. Celdas de atricción.	30
Figura 7. Espesador.	33
Figura 8. Tanque de floculación.	34
Figura 9. Filtro de tambor rotatorio.	36
Figura 10. Celdas de flotación inversa.	39
Figura 11. Esquema del secador tipo Spray.	41
Figura 1C. Fotografía progresiva del proceso de sedimentación.	62
Figura 2C. Fotografía del montaje de la prueba de sedimentación.	67
Figura 1E. Trituradora de rodillo sencillo.	83
Figura 2E. Diagrama de fuerzas.	83
Figura 3E. Trituradora de rodillos dobles.	87
Figura 1F. Sedimentación intermitente.	90
Figura 1G. Ocurrencia de los niveles B, C y D.	101
Figura 2G. Categorización de los recursos mineros para el depósito de caolines de la vereda de Barro blanco.	104

## LISTA DE GRÁFICAS

	Pág.
Gráfica 1C. Curva de sedimentación.	64
Gráfica 1F. Curva de sedimentación.	93
Gráfica 2F. Determinación de los $Z_i$ .	93
Gráfica 3F. Determinación de $(qL * CL/S)_{\text{mín}}$ .	96
Gráfica 4F. Variación de la zona de compresión en el tiempo.	97
Gráfica 5F. Características de sedimentación.	97

## LISTA DE ANEXOS

	Pág.
ANEXO A. Caracterización química y mineralógica de la mena de caolín de Oiba (Santander).	55
ANEXO B. Caracterización fisicoquímica.	57
ANEXO C. Estudio metalúrgico técnicas evaluadas para la evaluación de eliminación de impurezas.	61
ANEXO D. Condiciones operacionales de flujo de masa para la planta de beneficio calidad cerámica y cemento blanco.	72
ANEXO E. Dimensionamiento del triturador de rodillos triples.	83
ANEXO F. Dimensionamiento del espesador.	89
ANEXO G. Cuantificación de los recursos de la arcilla caolinítica de Oiba (Santander).	99
ANEXO H. Plano de la planta de beneficio calidad cerámica y cemento blanco.	105

## INTRODUCCIÓN

En la actualidad las arcillas caoliníficas de la vereda de Barro blanco ubicada en el municipio de Oiba (Santander), son procesadas por un sistema de beneficio en seco que es ineficiente, debido a que el producto obtenido no ofrece una composición adecuada para ninguna aplicación industrial. Con el objeto de obtener un caolín de alta calidad para las industrias de los cerámicos y el cemento blanco, se propone un sistema de beneficio por vía húmeda y se desarrolla la selección y el diseño de los equipos principales de la planta.

Con base en los resultados obtenidos por “Mejoramiento en la calidad de los caolines de Oiba (Santander), para la fabricación de cerámicos y cemento blanco. (M.C.C.O.F.C.B.)” de las reservas estimadas del depósito de caolín, de la caracterización química, mineralógica y fisicoquímica, de las pruebas de disgregación, sedimentación, agitación, filtración y flotación realizadas a escala de laboratorio para la reducción de impurezas, de los balances de masa y las herramientas ingenieriles, se desarrolló el diseño conceptual de los equipos principales del sistema de beneficio propuesto, obteniéndose las dimensiones de cada uno de ellos.

En este proyecto se presenta en forma detallada los balances de masa correspondiente a cada una de las corrientes de proceso del sistema de beneficio de caolín calidad cerámica y cemento blanco, de cada una de las especies mineralógicas presentes en las menas. Los resultados obtenidos del dimensionamiento de los equipos principales del sistema de beneficio, corresponden a tamaños disponibles comercialmente, indicando que la planta diseñada es una planta piloto que no requiere de alta tecnología para su implementación.

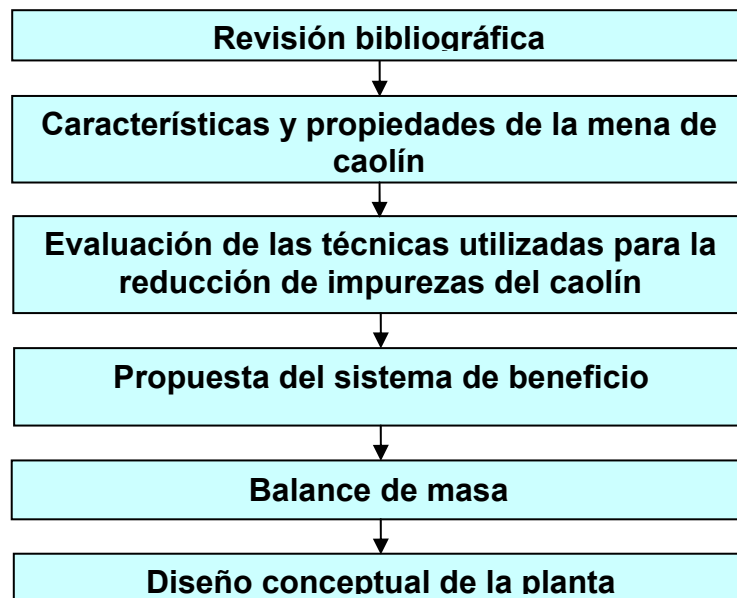
Los objetivos trazados para llevar a cabo el presente trabajo de grado fueron los siguientes:

- Desarrollar el diseño de ingeniería conceptual de una planta para el beneficio de caolín, procedente del municipio de Oiba (Santander), con el fin de obtener un producto apropiado para las industrias de la cerámica y cemento blanco.
- Determinar el sistema de beneficio que posibilite un tratamiento adecuado del caolín de Oiba (Santander) y permita utilizarlo técnicamente para los usos industriales de la cerámica y el cemento blanco, basándose en el análisis de los resultados experimentales.
- Diseñar y/o seleccionar los equipos principales del sistema de beneficio más adecuado, según el análisis de los resultados experimentales.
- Proponer la ingeniería conceptual de una planta para el beneficio de caolín calidad cerámica y cemento blanco.

## 1. DISEÑO CONCEPTUAL DE LA PLANTA PARA EL BENEFICIO DE CAOLÍN CALIDAD CERÁMICA Y CEMENTO BLANCO

En este capítulo se hará una descripción detallada de todos los pasos realizados en el diseño de la planta para el beneficio de caolín calidad cerámica y cemento blanco. La figura 1 muestra la metodología utilizada para el diseño de la planta.

**Figura 1. Metodología utilizada para el diseño de la planta**



**1.1 Características y propiedades de la mena de caolín.** En esta etapa se analiza toda la información experimental (cualitativa y cuantitativa) acerca de todos los componentes elementales y mineralógicos presentes en los niveles de los frentes de explotación, ver anexo A, y también el conocimiento de propiedades como: densidad específica, humedad, acidez de la mena, distribución granulométrica del mineral etc. Ver anexo B.

La identificación de las impurezas y las cantidades presentes en el mineral, además del conocimiento de la humedad, distribución granulométrica y la

densidad, permite clasificar el mineral y visualizar una noción preliminar de las operaciones a utilizar para el beneficio del mineral destinado a las aplicaciones de la cerámica y el cemento blanco.

**1.2 Evaluación de las técnicas utilizadas para la reducción de impurezas.** En esta etapa se analizan los resultados experimentales reportados por “Mejoramiento en la calidad de los caolines de Oiba (Santander), para la fabricación de cerámicos y cemento blanco. (M.C.C.O.F.C.B.)” (11), en donde se utilizaron técnicas como: disgregación, desarenamiento (prueba de sedimentación intermitente), floculación, filtración y flotación; para la eliminación de impurezas y el producto obtenido sea adecuado para las industrias de la cerámica y el cemento blanco, ver anexo C.

**1.3 Propuesta de un sistema de beneficio.** En esta etapa se explican los criterios utilizados para el diseño de la planta para el beneficio de caolín calidad cerámica y cemento blanco.

Los criterios generales para el diseño de la planta de beneficio y tratamiento de los minerales caoliníticos fueron los siguientes: la materia prima, el punto de arranque del diseño de la planta, los procesos utilizados para el procesamiento del mineral, la capacidad de la planta, la forma de operación, los productos a obtener, el almacenamiento, acondicionamiento de los efluentes sólidos y líquidos del sistema de beneficio propuesto.

**1.3.1 Materia prima:** La materia prima o mineral de cabeza de la planta de beneficio, proviene de los tres frentes de explotación actualmente activos en la zona minera de Barro blanco.

**1.3.2 Punto de arranque para el diseño de la planta:** Los trabajos mineros, los procesos de explotación y de transporte del mineral hasta la planta, no se tienen

en cuenta en este proyecto. El diseño de la planta se hizo a partir del mineral proveniente de la mena, que ya ha sido explotado, almacenado y transportado hasta la planta de procesamiento de los minerales.

**1.3.3 Procesos utilizados para el procesamiento del mineral:** Disgregación, desarenamiento, floculación, filtración y flotación inversa.

**1.3.4 Capacidad de la planta:** Debido a la inexistencia de estudios de mercados, se han tomado los siguientes criterios para definir la capacidad de la planta: actividad minera actual, condición socio-económica en la región, heterogeneidad de la mena de caolín, reservas estimadas del depósito de caolines y panorama del mercado del caolín.

**1.3.4.1 Actividad minera actual:** En la región la explotación del caolín es de manera artesanal y no tecnificada, en condiciones ideales de tiempo seco generalmente se extraen un total de 30 a 40 toneladas por día.

**1.3.4.2 Condición socio-económica de la región:** La economía de los habitantes gira en torno a la actividad minera del caolín, quienes subsisten de la explotación manual. Proponer una planta de alta capacidad requeriría de nuevas tecnologías para la explotación generando de esta forma el desplazamiento de la mano de obra actual, perjudicando a la Cooperativa agro minera de Barro blanco y por ende al grupo de familias que conforman la región.

El objeto principal de este proyecto es mejorar la calidad de los caolines de Oiba, principalmente enfocados a las industrias de los cerámicos y el cemento blanco teniendo en cuenta factores socio-económicos y culturales de la región.

**1.3.4.3 Heterogeneidad de la mena de caolín:** La no uniformidad del contenido de caolinita en la mena es un factor preponderante en la estimación de la cantidad

de impurezas a retirar en el proceso de beneficio, por lo tanto esta variabilidad dificulta obtener un producto adecuado para las industrias de la cerámica y el cemento blanco.

**1.3.4.4 Reservas de caolín:** Permite conocer la cantidad de mineral presente en la mena y determinar el tiempo de vida útil para la explotación. En el anexo G se presenta la información detallada de las reservas del mineral.

**1.3.4.5 Panorama del mercado del caolín:** La creciente demanda de caolín a nivel mundial (8) y nacional como lo reporta el DANE (9), en donde se registra un aumento en las exportaciones del mineral; y teniendo en cuenta los canales de comercialización establecidos del caolín de Oiba cuyo destino principalmente son las ciudades de Bucaramanga, Barranquilla, Cúcuta, Bogotá y Cali.

Con base en los criterios anteriormente explicados se escogió un valor un poco más elevado para la capacidad de la planta que la producción de los mineros en condiciones ideales.

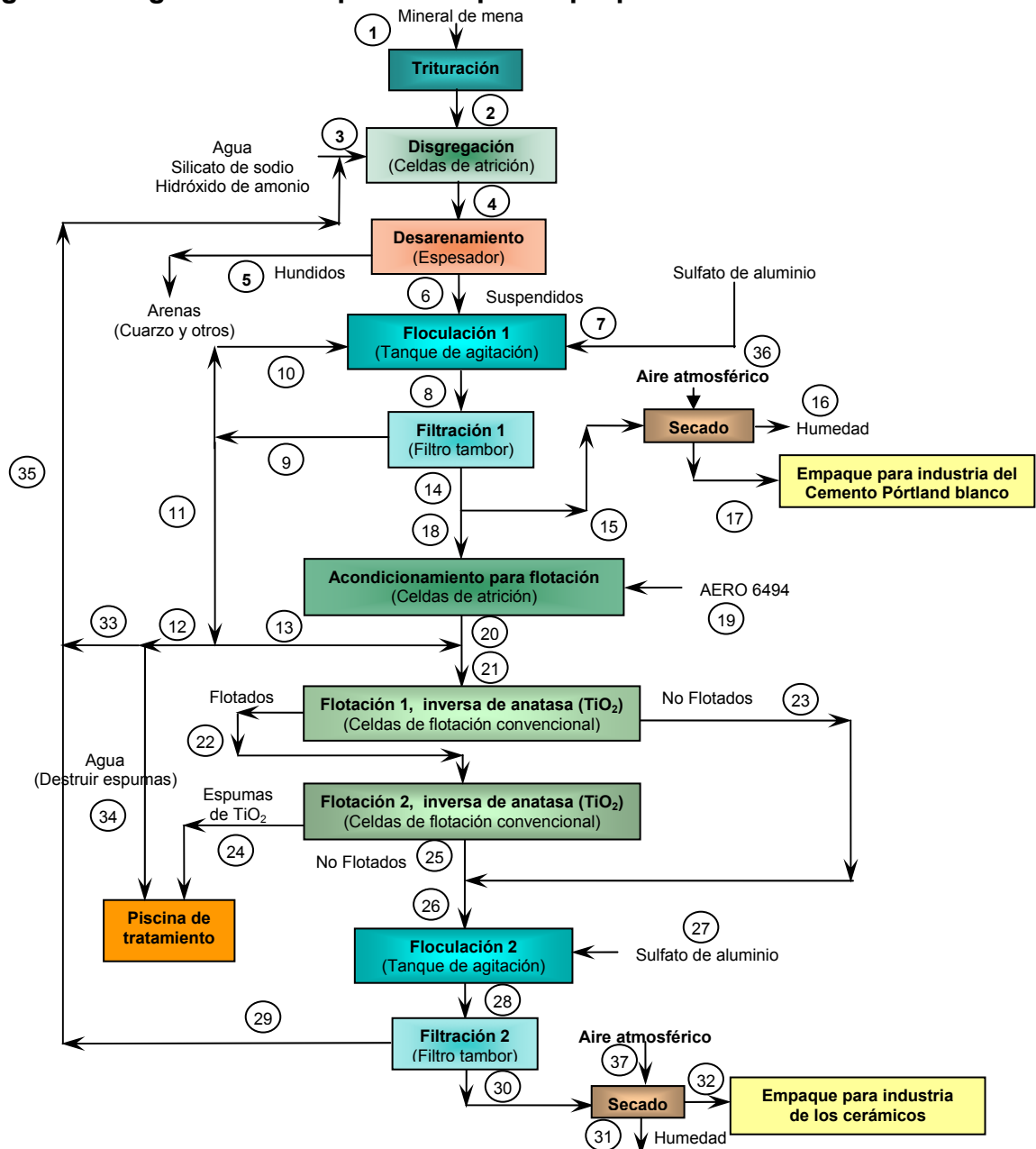
**1.3.5 Forma de operación:** Dadas las posibilidades tecnológicas, los procesos pueden operar de manera continua. Los balances de masa se realizaron tomando como base de cálculo 8 horas de operación.

**1.3.6 Almacenamiento y acondicionamiento de los efluentes sólidos y líquidos del proceso:** Se pretende que las plantas neutralicen y recirculen las soluciones presentes en las colas de los procesos, recolectando dichas soluciones en piscinas de tratamiento de embalse de 7 días de operación, periodo en cual se deben remover los lodos y depositarse en pilas o montones.

**1.3.7 Proceso de beneficio propuesto:** Con base en las características, propiedades y en las técnicas desarrolladas para la purificación del mineral

proveniente de Oiba, se propone un proceso de beneficio por vía húmeda que permita mejorar la calidad del caolín como se muestra en la figura 2 y de esta forma reemplazar el actual sistema de beneficio en seco.

**Figura 2. Diagrama de bloques de la planta propuesta.**



**1.4 Balance de masa global:** En esta etapa se realiza el balance de masa global del sistema de beneficio propuesto.

## 2. DESARROLLO DEL DISEÑO DE LA PLANTA

En este capítulo se utilizan las herramientas ingenieriles para el diseño y selección de los equipos de la planta para el beneficio de caolín calidad cerámica y cemento blanco.

**2.1 Sistema de beneficio:** El sistema de beneficio propuesto es por vía húmeda debido a la cantidad de impurezas a retirar y la humedad presente en el mineral (15%), para obtener un producto adecuado para las industrias de la cerámica y del cemento blanco, en la tabla 1 se presenta la composición química del caolín proveniente de la mena y en las tablas 2 y 3 se presenta la composición química del caolín aplicado a las industrias de los cerámicos y el cemento blanco respectivamente.

**Tabla 1. Composición química del caolín de mena (11).**

	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>MgO</b>	<b>K<sub>2</sub>O</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>
%	61.51	27.61	1.04	0.74	4.73	1.34

**Tabla 2. Composición química de algunos caolines empleados para la fabricación de porcelanas (1).**

	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>MgO</b>	<b>K<sub>2</sub>O</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>L.O.I.*</b>
%	66,2	24,4	0,26	0,10	0,15	0,96	0,22	7,0
%	52,9	33,5	0,43	0,10	0,17	0,55	0,12	11,5
%	47,0	36,3	1,77	0,20	0,32	0,79	0,25	13,2

\* L.O.I: Pérdidas por ignición

**Tabla 3. Composición química ideal de las arcillas caoliníticas para la fabricación de cemento blanco (16).**

	<b>SiO<sub>2</sub></b>	<b>Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>CaO</b>	<b>MgO</b>	<b>TiO<sub>2</sub></b>	<b>L.O.I.*</b>
%	46 - 50	32 - 36	0,5 - 0,8	0,3 - 0,5	0,3 - 0,6	0,7 - 1,0	4 - 9

\* L.O.I: Pérdidas por ignición

**2.2 Balance de masa global de la planta:** De acuerdo a la figura 2.

$$F_1 + F_3 + F_7 + F_{19} + F_{27} + F_{35} = F_5 + F_{16} + F_{17} + F_{24} + F_{31} + F_{32} + F_{34} \quad (1)$$

**2.2.1 Balance de masa de sólidos de la planta:** De acuerdo a la figura 2.

$$F_1 * X_{1s} = F_5 * X_{5s} + F_{17} * X_{17s} + F_{24} * X_{24s} + F_{32} * X_{32s} \quad (2)$$

**2.2.2 Balance de masa de líquidos de la planta:** De acuerdo a la figura 2.

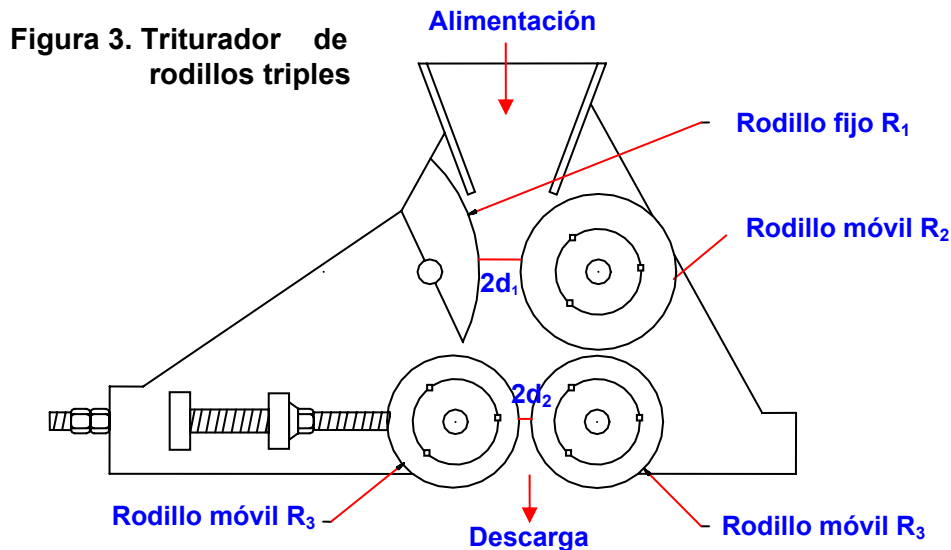
$$F_1 * X_{1l} + F_3 * X_{3l} + F_{35} * X_{35l} + F_7 * X_{7l} + F_{19} * X_{19l} + F_{27} * X_{27l} = F_5 * X_{5l} + F_{16} * X_{16l} + \quad (3)$$

$$+ F_{17} * X_{17l} + F_{24} * X_{24l} + F_{31} * X_{31l} + F_{32} * X_{32l} + F_{34} * X_{34l}$$

El balance de masa por componentes mineralógicos se presenta en el anexo D.

**2.3 Selección del triturador:** El caolín procedente de la mena es de alta plasticidad, humedad y tamaño grueso, ya que es explotado en forma de cubos o terrones debido a la minería empleada. Se hace necesario reducir el tamaño del mineral debido a que el sistema de beneficio planteado es por vía húmeda, e implica una etapa de disgregación. El equipo recomendado para este tipo de material es el triturador de rodillos (12).

El triturador seleccionado es del tipo de triturador de rodillos triples; el cual es un equipo compuesto por una trituradora de rodillo sencillo seguido por otra trituradora de rodillo doble, como se muestra en la figura 3.



**2.3.1 Balance de masa de sólidos:** Para el triturador.

$$F_1 * X_{1s} = F_2 * X_{2s} \quad (4)$$

**2.3.2 Balance de masa de líquido (humedad):** Para el triturador.

$$F_1 * (1 - X_{1s}) = F_2 * (1 - X_{2s}) \quad (5)$$

**2.3.3 Dimensionamiento del triturador:** El dimensionamiento del triturador de rodillos triples se presenta en el anexo E.

**2.4 Diseño de un silo:** Se diseñó un silo con el objeto de garantizar un flujo constante a la etapa de disgregación, para ello se seleccionó un silo cilíndrico de base cónica.

Para el diseño del silo se tuvieron en cuenta las siguientes variables: altura total del silo (H), altura tope de los sólidos (Z), diámetro del cilindro (D), diámetro de la base cónica (D<sub>0</sub>), altura de la base cónica (h), densidad aparente (ρ<sub>b</sub>), ángulo de la tolva con respecto al eje vertical (α), volumen del silo (V), masa a almacenar (M), flujo másico de descarga (F<sub>s</sub>), tamaño promedio de las partículas (d<sub>p</sub>) y ángulo de fricción interna (φ), como se puede observar en la figura 4.

$$V = \frac{m_s}{\rho_b} \quad (6)$$

$$V = V_{cilindro} + V_{cono} \quad (7)$$

$$V_{cilindro} = \frac{\pi}{4} * D^2 * (Z - h) \quad (8)$$

$$V_{cono} = \frac{\pi}{12} * h * (D^2 + D_0^2 + D * D_0) \quad (9)$$

Reemplazando las ecs 8 y 9 en 7 se obtiene:

$$V = \frac{\pi}{4} * D^2 * (Z - h) + \frac{\pi}{12} * h * (D^2 + D_0^2 + D * D) \quad (10)$$

Según la referencia 7.  $Z = 3 * D$  (11)

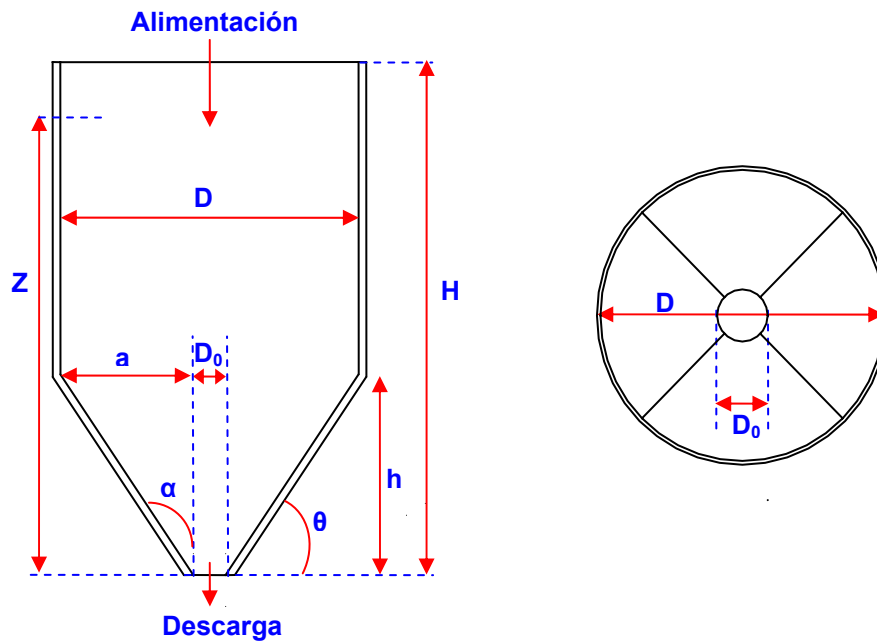
Reemplazando la ec 11 en la ec 10 y despejando h se obtiene:

$$h = \frac{(12 * V - 9 * \pi * D^3)}{\pi * (D_0^2 + D^2 + D_0 * D)} \quad (12)$$

De la geometría se puede observar:  $D = 2a + D_0$  y  $\frac{h}{a} = \text{Tan}\alpha$

$$D = D_0 + \frac{2 * h}{\text{Tan}\alpha} \quad (13)$$

**Figura 4. Silo cilíndrico de base cónica**



Según la referencia 2.

$$F_s = 35 * \rho_b * (\sqrt{g}) * (D_0 - 1.4 * d_p)^{2.5} \quad (14)$$

$F_s$  en g/min,  $d_p$  es el tamaño promedio de la partícula en cm y  $g$  es la aceleración de la gravedad en  $\text{cm/s}^2$ .

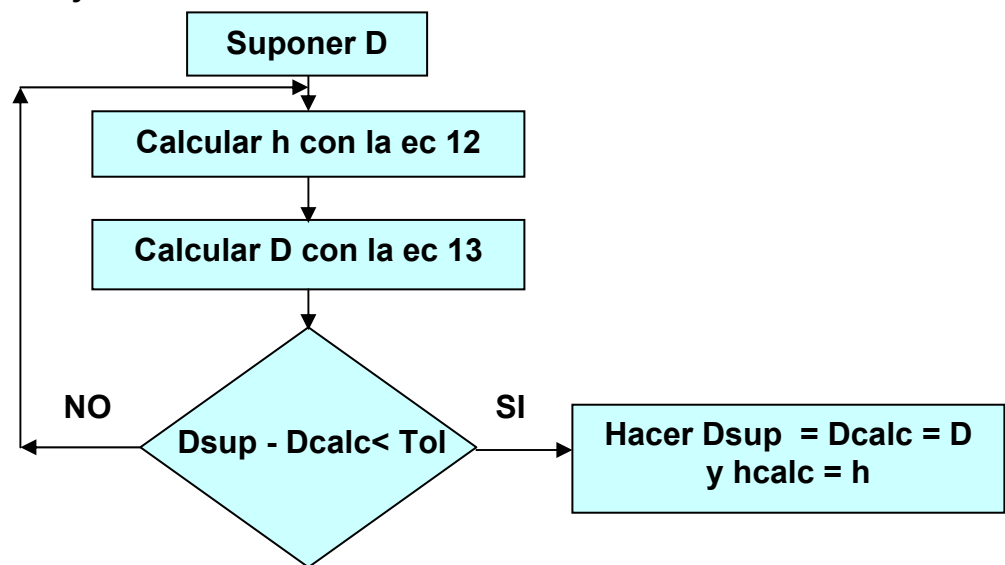
Despejando  $D_0$  de la ec 14 se obtiene:

$$D_0 = \left[ \frac{F_s}{35 * \rho_b * \sqrt{g}} \right]^{0.4} + 1.4 * d_p \quad (15)$$

Según la referencia 7.  $\theta = 90 - \alpha = 45^\circ + \frac{\varphi}{2}$  (16), ver anexo 2 para la determinación del ángulo de fricción interna  $\varphi$ .

**2.4.1 Metodología de cálculo:** Se determina V con la ec 6, se determina  $D_0$  con la ec 15, y se determina  $\alpha$  con la ec (16), además se identifica el tipo de flujo en el silo. Para la determinación de D y h se realiza la siguiente iteración.

**Figura 5. Iteración para determinar D y h del silo.**



Y se determina Z con la ec 11

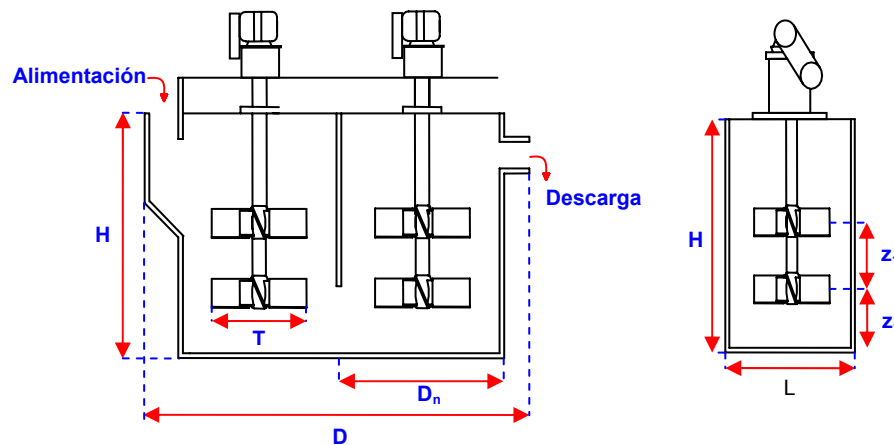
En donde el valor inicial de D corresponde a:  $D = \sqrt[3]{\frac{4}{3} * \pi * V}$

Para la determinación de H se tiene en cuenta un factor de seguridad.

**2.5 Selección del disgregador:** La disgregación es una etapa de acondicionamiento en donde se ajustan las variables que favorecen la eliminación de impurezas (cuarzo) en la siguiente etapa de desarenamiento por sedimentación. La selección del disgregador se realizó con base en los resultados obtenidos por M.C.C.O.F.C.B. (11)

La disgregación del mineral se realizó con el fin de liberar y mantener en suspensión las partículas arcillosas. Esta etapa se realizará por medio de la adición continua y controlada de flujos de soluciones de agua, dispersante (silicato de sodio) y acondicionador de pH (hidróxido de amonio). La descarga de la pulpa disgregada, se realizará por rebalse del tanque o celdas de atricción como lo muestra la figura 6.

**Figura 6. Celdas de atricción**



**2.5.1 Celdas de atricción:** El disgregador es un tanque de agitación de pulpas, para el cual se tienen en cuenta dos parámetros generales que son:

1. El tiempo de retención necesario para el proceso define la geometría y tamaño del tanque.
2. La energía cinética necesaria para la transferencia de agitación a la pulpa define el tamaño, tipo y número de hélices y potencia requerida.

De acuerdo a la anterior, los tanques de atricción y tipo de aspa seleccionados para este proceso, presentan especificaciones de diseño especial, como la geometría del tanque y la relación diámetro de aspa con ancho del tanque.

Debido a que el proceso de disgregación requiere de un sistema de intenso mezclado (atracción), éste presenta cualidades especiales como: Proporcionar un

flujo de agitación alterno axial – radial, consumo de alta energía y resistencia al desgaste por abrasión, requiere de un sistema de doble aspa (tipo hélice), óptimo para pulpas con altas concentraciones de sólidos (hasta 75% en peso), requiere también de instalaciones modulares de 2, 4 o 6 celdas o tanques y proporciona alta intensidad de agitación de corte.

Para la selección del disgregador se deben tuvieron en cuenta las siguientes variables: Flujo de mineral ( $F_2$ ), flujo de líquidos (agua, dispersante y acondicionador de PH) ( $F_3$ ), concentración de dispersante ( $\%W_{d1}$  %p/v), concentración de acondicionador de PH ( $\%W_{a2}$  %p/v), flujo de pulpa de descarga ( $F_4$ ), densidad de la pulpa de descarga ( $\rho_{p4}$ ), porcentaje de sólidos ( $\%X_{4s}$ ), caudal de descarga ( $q_4$ ), tiempo de residencia ( $\tau$ ), tipo de agitador, velocidad del agitador ( $N$ ), diámetro del agitador ( $T$ ), volumen total de las celdas ( $V_T$ ), volumen de cada celda ( $V_n$ ), número de celdas ( $n$ ), altura de la celda ( $H$ ), ancho de la celda ( $D$ ), ancho de la celda unitaria ( $D_n$ ), longitud de la celda ( $L$ ), distancia entre las hélices ( $z_1$ ), distancia entre el fondo del tanque y el agitador ( $z_1$ ) y requerimiento energético ( $P$ ).

**2.5.2 Balance de masa de sólidos:** Para el tanque de atricción.

$$F_2 * X_{2s} = F_4 * X_{4s} \quad (17)$$

**2.5.3 Balance de masa de líquidos:** Para el tanque de atricción.

$$F_2 * X_{2l} + F_3 * X_{3l} = F_4 * X_{4l} \quad (18)$$

**2.5.4 Dimensionamiento de las celdas de atricción:** Se relacionaron las variables para determinar las dimensiones del equipo. Teniendo en cuenta que algunas variables ya están determinadas experimentalmente, debido al estudio realizado por M.C.C.O.F.C.B. (11).

$$\rho_{pulpa} = \frac{1}{1 - \frac{X_{4s} * (\rho_s - \rho_l)}{\rho_s}} \quad (19)$$

$$V_T = \frac{F_4 * \tau}{\rho_{p4}} \quad (20)$$

$$V_n = \frac{V_T}{n} \quad (21)$$

Según la referencia 15  $z_1 = \frac{D_n}{4}$  (22), y  $\frac{D_n}{T} = 4$  (23).

#### 2.5.4.1 Metodología de cálculo.

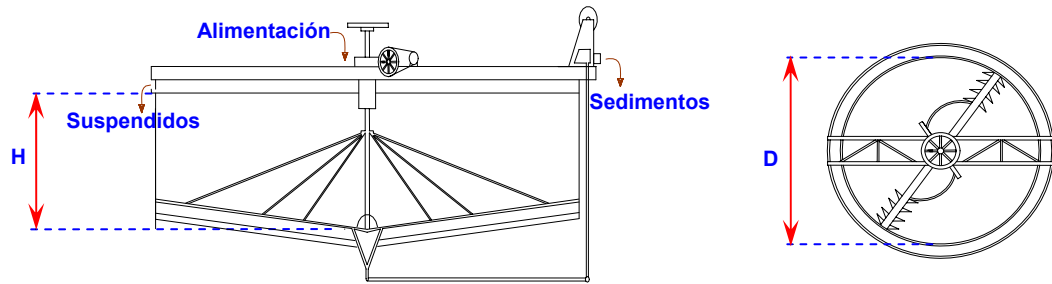
1. Las variables %X<sub>s</sub>,  $\tau$ , N, W<sub>v1</sub> y W<sub>v2</sub> se determinaron experimentalmente por M.C.C.O.F.C.B. (11).
2. Determinar  $\rho_{p4}$  utilizando la ec. 19.
3. Determinar V<sub>T</sub> utilizando la ec. 20, y se tiene en cuenta un factor de escala.
4. Determinar n, V<sub>n</sub>, D<sub>n</sub>, H, D, L y P. utilizando V<sub>T</sub> y el manual Denver Sala Basic. Selection Guide For Process Equipment. (4)
5. Determinar z<sub>1</sub> utilizando la ec 22 y T con la ec. 23.

**2.6 Diseño del espesador:** La pulpa de mineral acondicionada en las celdas de atricción, se alimenta al proceso de desarenamiento por sedimentación, el cual se realiza en un espesador como se muestra en la figura 7. Esta etapa reduce el contenido de aquellos minerales cuyo tamaño granulométrico y densidad es superior a las arcillas, ver anexo C.

El mineral de Oiba al sedimentar tiene la particularidad que no forma una interfase de líquido claro, es decir; una parte de los sólidos permanece en suspensión y la otra sedimenta (sedimentos). Aprovechando esta característica y con base en el análisis químico de los suspendidos y los sedimentos, ver anexo C, se ideó que el espesador funcione de la siguiente forma: se obtienen dos productos de pulpas de mineral, los sedimentos y los suspendidos. En los sedimentos o arenas se encuentran el cuarzo y la pirita sedimentada, que se descarga por la parte inferior del espesador, mediante el movimiento de los rastrillos, los cuales desplazan las

arenas hasta el centro del equipo, desde donde se bombea el mineral hasta la pila de almacenamiento de colas, y en los suspendidos están los minerales arcillosos de illita y caolinita, que salen por la parte superior del espesador como rebalse y se transporta a la siguiente etapa del proceso.

**Figura 7. Espesador**



**2.6.1 Balance de masa de sólidos:**

$$F_4 * X_{4s} = F_5 * X_{5s} + F_6 * X_{6s} \quad (24)$$

**2.6.2 Balance de masa de líquidos:**

$$F_4 * X_{4l} = F_5 * X_{5l} + F_6 * X_{6l} \quad (25)$$

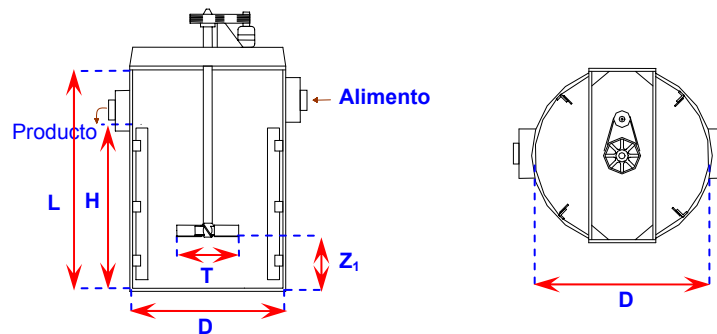
**2.6.3 Dimensionamiento del espesador:** El dimensionamiento del espesador se presenta en el anexo F.

**2.7 Selección de un tanque de floculación:** La floculación es una etapa en donde se acondiciona la pulpa de suspendidos con la adición de un floculante para favorecer la filtración. La selección del tanque de floculación se realiza con base en los resultados obtenidos por M.C.C.O.F.C.B. (11).

La etapa de floculación se realiza en un tanque de agitación como se muestra en la figura 8 en donde la adición del floculante promueve la formación de aglomerados de las partículas sólidas en suspensión, con el fin de obtener una buena separación de sólidos en la etapa de filtración.

Para la selección del tanque de floculación se deben tener en cuenta las siguientes variables: Flujo de sólidos ( $F_{6s}$ ), flujo de líquidos (recirculación de líquido ( $F_{10}$ ), y flujo de floculante ( $F_7$ )) concentración de floculante ( $W_f$  mg/Kg mineral), flujo de pulpa de descarga ( $F_8$ ), densidad de la pulpa ( $\rho_{p8}$ ), porcentaje de sólidos ( $\%X_{8s}$ ), caudal de descarga ( $q_8$ ), tiempo de residencia ( $\tau$ ), tipo de agitador, velocidad del agitador ( $N$ ), diámetro del agitador ( $T$ ), volumen total del tanque ( $V_T$ ), altura del tanque ( $H$ ), diámetro del tanque ( $D$ ), altura efectiva del tanque ( $L$ ), distancia entre el fondo del tanque y el agitador ( $z_1$ ), número de baffles y requerimiento energético ( $P$ ).

**Figura 8. Tanque de floculación**



**2.7.1 Balance de masa de sólidos:**

$$F_6 * X_{6s} = F_8 * X_{8s} \quad (26)$$

**2.7.2 Balance de masa de líquidos:**

$$F_6 * X_{6l} + F_{10} + F_7 = F_8 * X_{8l} \quad (27)$$

Según la referencia 15.  $Z_1 = \frac{H}{2}$  (28) y  $\frac{D}{T} = 3$  (29)

**2.7.3 Dimensionamiento del tanque de floculación:** Se relacionaron las variables para determinar las dimensiones del equipo, teniendo en cuenta que algunas variables ya están determinadas experimentalmente, debido al estudio realizado por M.C.C.O.F.C.B. (11).

### 2.7.3.1 Metodología de cálculo.

1. Las variables  $\%X_{8S}$ ,  $\tau$ ,  $N$ ,  $W_f$  se determinaron experimentalmente por M.C.C.O.F.C.B. (11).
2. Determinar  $\rho_{p4}$  utilizando la ec. 19.
3. Determinar  $V_T$  utilizando la ec. 20, se tiene en cuenta el factor de escala.
4. Determinar  $H$ ,  $D$ ,  $L$  y  $P$  utilizando  $V_T$  y el manual Denver Sala Basic. Selection Guide For Process Equipment (4).
5. Determinar  $z_1$  utilizando la ec 28 y  $T$  con la ec. 29.
6. Determinar el número de baffles.

**2.8 Selección del equipo de filtración:** La pulpa acondicionada en el tanque de floculación es alimentada a un filtro de tambor rotatorio, en donde se elimina gran parte del líquido, la torta filtrada tendrá la composición mineralógica adecuada para la industria del cemento blanco, este producto es alimentado a una etapa de secado para posteriormente ser empacado y comercializado.

Por otra parte, la torta filtrada no tendrá una composición mineralógica adecuada para la industria de los cerámicos, por alto contenido de óxido de titanio.

#### 2.8.1 Balance de masa de sólidos:

$$F_8 * X_{8S} = F_{14} * X_{14S} \quad (30)$$

#### 2.8.2 Balance de masa de líquidos:

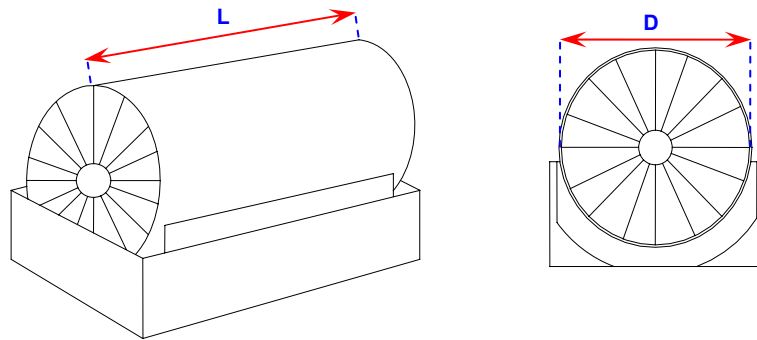
$$F_8 * X_{8l} = F_{14} * X_{14l} + F_9 \quad (31)$$

**2.8.3 Dimensionamiento del filtro de tambor rotatorio:** Con base en los datos reportados por M.C.C.O.F.C.B. presentados en el anexo C, se realiza el dimensionamiento del filtro de tambor rotatorio.

Para el dimensionamiento de este equipo se tuvieron en cuenta las siguientes

variables: Flujo de alimentación ( $F_8$ ), caudal de sólidos de alimentación ( $q_{8S}$ ), volumen de filtrado que ha pasado a través de la torta ( $V$ ), volumen de filtrado necesario para depositar una torta ficticia ( $V_e$ ), tiempo ( $\theta$ ), viscosidad del líquido de filtrado ( $\mu$ ), área de total de filtrado ( $A$ ), área específica de volumen de sólido ( $S_0$ ), área efectiva de filtrado ( $A_{ef}$ ), peso de sólidos en la suspensión por volumen de líquido en esta suspensión ( $w$ ), caída de presión a través de la torta (presión de vacío) ( $\Delta P$ ), resistencia específica de la torta ( $\alpha$ ), porosidad del medio ( $\epsilon$ ), densidad del sólido seco ( $\rho_{SS}$ ), densidad del sólido ( $\rho_S$ ), diámetro del tambor ( $D$ ), largo del tambor ( $L$ ) y potencia de rotación del tambor ( $P$ ). En la figura 9 se muestra el filtro de tambor rotatorio.

**Figura 9. Filtro de tambor rotatorio.**



Según la referencia 5.

$$\frac{\Delta\theta}{\Delta V} = \left( \frac{\mu^* \alpha^* w}{A^2 * (-\Delta P)} \right) * V + \left( \frac{\mu^* \alpha^* w}{A^2 * (-\Delta P)} \right) * V_e \quad (32)$$

$$m = \left( \frac{\mu^* \alpha^* w}{A^2 * (-\Delta P)} \right) \quad (33)$$

$$b = \left( \frac{\mu^* \alpha^* w}{A^2 * (-\Delta P)} \right) * V_e \quad (34)$$

Despejando  $\alpha$  de la ec 33 se obtiene:

$$\alpha = \left( \frac{A^2 * (-\Delta P) * m}{\mu^* w} \right) \quad (35)$$

$$\varepsilon = \left( 1 - \frac{\rho_{SS}}{\rho_S} \right) \quad (36)$$

$$S_0 = \sqrt{\frac{\alpha^* \rho_S^* \varepsilon^3}{5^* (1 - \varepsilon)}} \quad (37)$$

$$A_{ef} = \frac{S_0^* N^* q_{BS}}{60} \quad (38)$$

### 2.8.3.1 Metodología de cálculo.

1. Tabular  $V$  y  $(\Delta\theta/\Delta V)$  de la prueba de filtración ver anexo C.
2. Graficar  $(\Delta\theta/\Delta V)$  vs.  $V$ .
3. Obtener la pendiente de la recta ( $m$ ) y el intercepto ( $b$ ) de la gráfica de  $(\Delta\theta/\Delta V)$  vs.  $V$ .
4. Determinar  $\alpha$  utilizando la ec 35.
5. Determinar  $S_0$  utilizando la ec 37.
6. Determinar  $A_{ef}$  utilizando la ec 38.
7. Determinar  $D$ ,  $L$ ,  $N$  y  $P$  utilizando el manual Denver Sala Basic. Selection Guide For Process Equipment (4).

**2.9 Selección del equipo de flotación:** La flotación es una etapa en donde se va a reducir el contenido anatasa de la pulpa (torta filtrada) proveniente del equipo de filtración. Con base en los resultados reportados por M.C.C.O.F.C.B. en donde se determinó que la técnica de flotación más adecuada es la flotación inversa por espumas.

El acondicionamiento de la pulpa de la etapa de flotación se realiza en unas celdas de atricción en donde se adiciona de forma controlada el reactivo de flotación, posteriormente se alimenta a la primera serie de celdas de flotación y se obtendrán dos productos de esta primera etapa, flotados y no flotados. Los flotados se alimentarán a una segunda serie de celdas de flotación con el fin de aumentar el porcentaje de recuperación. De esta segunda etapa se obtendrán

unos flotados finales y una pulpa de no flotados, la cual se unirán con los no flotados de la primera etapa de flotación. Las espumas finales se bombearán hasta una piscina de tratamiento. Los no flotados o concentrados se alimentarán a la etapa final de secado.

**2.9.1 Balance de masa de sólidos de la primera etapa de flotación:**

$$F_{21} * X_{21S} = F_{22} * X_{22S} + F_{23} * X_{23S} \quad (39)$$

**2.9.2 Balance de masa de líquidos de la primera etapa de flotación:**

$$F_{21} * X_{21l} = F_{22} * X_{22l} + F_{23} * X_{23l} \quad (40)$$

**2.9.3 Balance de masa de sólidos de la segunda etapa de flotación:**

$$F_{22} * X_{22S} = F_{24} * X_{24S} + F_{25} * X_{25S} \quad (41)$$

**2.9.4 Balance de masa de líquidos de la segunda etapa de flotación:**

$$F_{22} * X_{22l} = F_{24} * X_{24l} + F_{25} * X_{25l} \quad (42)$$

**2.9.5 Dimensionamiento del equipo de flotación inversa:** El dimensionamiento de las celdas de atricción está descrito en la sección 2.5.4 del presente capítulo.

Para el dimensionamiento del equipo de flotación inversa se tuvieron en cuenta las siguientes variables: Flujo de alimento ( $F_{21}$ ), caudal de alimento ( $q_{21}$ ), porcentaje de sólidos del alimento ( $\%X_{21S}$ ), dosificación reactivo de flotación ( $w_{fi}$ , g/Kgmineral), densidad de la pulpa ( $\rho_{p21}$ ), caudal de aire ( $q_a$ ), factor de aireación ( $a$ ), factor de escala ( $S$ ), presión por celda ( $P'$ ), tiempo de residencia ( $\tau$ ), velocidad de agitación ( $N$ ), volumen total de las celdas ( $V_T$ ), volumen de cada celda ( $V_n$ ), número de celdas ( $n$ ), altura de la celda ( $H$ ), ancho de la celda ( $D$ ), ancho de la celda unitaria ( $D_n$ ), longitud de la celda ( $L$ ), y requerimiento energético ( $P$ ). En la figura 10 se muestra el equipo de flotación inversa.

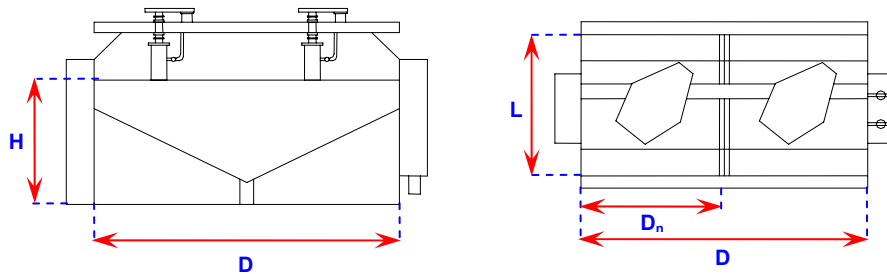
Según la referencia 4.

$$V_T = \frac{q * \tau * S}{60 * a} \quad (43)$$

### 2.9.5.1 Metodología de cálculo.

1. Las variables  $\tau$ ,  $N$ ,  $\%X_{21S}$  y  $w_{fl}$  se determinaron experimentalmente por M.C.C.O.F.C.B. (11).
2. Determinar  $S$  y  $a$  utilizando el manual Denver Sala Basic. Selection Guide For Process Equipment (4).
3. Determinar  $V_T$  utilizando la ecuación 43.
4. Determinar  $n$ ,  $V_n$ ,  $H$ ,  $D$ ,  $L$  y  $P$ . utilizando  $V_T$  y el manual Denver Sala Basic. Selection Guide For Process Equipment (4).

**Figura 10. Celdas de flotación inversa.**



**2.10 Selección del equipo de secado:** Con el objeto de obtener un producto con los requerimientos de humedad adecuada para la industria de los cerámicos y del cemento blanco se selecciona un secador pulverizador o por aspersion, este equipo es adecuado para materiales sensibles al calor y requieren tiempos cortos de secado como en el caso de las pastas de caolín tal como lo indican las referencias 6 y 10.

En el secado por aspersion la materia a secar está en una fase fluida o en suspensión y se dispersa en elementos más o menos finos que se ponen en contacto con agente secante caliente; en el caso de las suspensiones de caolín el agente secante es aire a alta temperatura.

Debido a que no se tiene conocimiento de algunos parámetros necesarios para el diseño del secador tipo Spray, las dimensiones de dicho equipo no se podrán

calcular, a continuación se presenta las variables que se tienen en cuenta y la metodología utilizada para el diseño del secador tipo Spray.

**2.10.1 Variables requeridas para el diseño:** Diámetro promedio de las partículas a la entrada ( $d_{p1}$ ), diámetro promedio de las gotas dispersadas ( $d_{p2}$ ), tensión superficial de la suspensión ( $\sigma$ ), densidad del líquido ( $\rho_l$ ), viscosidad del líquido ( $\mu$ ), velocidad relativa del gas con respecto al líquido ( $v$ ), caudal de líquido ( $q_l$ ), caudal de gas ( $q_g$ ), velocidad del gas ( $v_g$ ), densidad del gas ( $\rho_g$ ), tiempo de secado ( $t$ ), densidad de la pulpa de entrada ( $\rho_p$ ), calor de vaporización ( $Q'$ ), conductividad térmica del producto seco ( $k$ ), coeficiente de transferencia de calor ( $\phi$ ), diferencia media logarítmica de temperatura ( $\Delta T_m$ ), humedad en base seca de sólidos ( $X'$  Kg<sub>agua</sub>/Kg<sub>Sólidos secos</sub>), temperatura del sólido ( $T_s$ ), temperatura del gas ( $T_g$ ), temperatura límite de enfriamiento ( $T_K$ ), humedad en base seca del gas ( $Y'$  Kg<sub>agua</sub>/Kg<sub>gas seco</sub>), flujo de sólidos ( $F_s$ ), flujo de gas ( $G$ ), volumen de la cámara de secado ( $v$ ), diámetro de la cámara de secado ( $D$ ), longitud de la cámara de secado ( $l$ ), entalpía del sólido húmedo ( $H_s$ ), capacidad calorífica del sólido ( $C_s$ ), capacidad calorífica de la humedad ( $C_A$ ) y capacidad calorífica del gas ( $C_g$ ). En la figura 11 se muestra el secador pulverizador.

**Balance de masa de humedad:** Según la referencia 14.

$$F_s * X'_1 + G * Y'_2 = F_s * X'_2 + G * Y'_1 \quad (44)$$

**Balance de energía:** Según la referencia 14.

$$F_s * H'_{s1} + G * H_{g2} = F_s * H'_{s2} + G * H_{g1} \quad (45)$$

Según la referencia 10.

$$d_{p2} = \frac{585 * \sqrt{\sigma}}{v * \sqrt{\rho_l}} + 597 * \left( \frac{\mu}{\sqrt{\sigma * \rho_l}} \right)^{0.45} * \left( \frac{1000 * q_l}{q_g} \right)^{1.5} \quad (46)$$

$$t = \left( \frac{d_{p2}^2 * \rho_p * Q'}{12 * k * (\Delta T_m)} \right) * \left( \frac{X'_1 - X'_2}{1 + X'_1} \right) \quad (47)$$

Donde  $Nu = 2$ ;  $\phi = 2 * k / d_{p2}$  y  $(\Delta T_m) = (T_{s1} - T_{s2}) / \ln((T_{s1} - T_K) / (T_{s2} - T_K))$ .

$$D = \sqrt{\frac{4 * V}{\pi * l}} \quad (48)$$

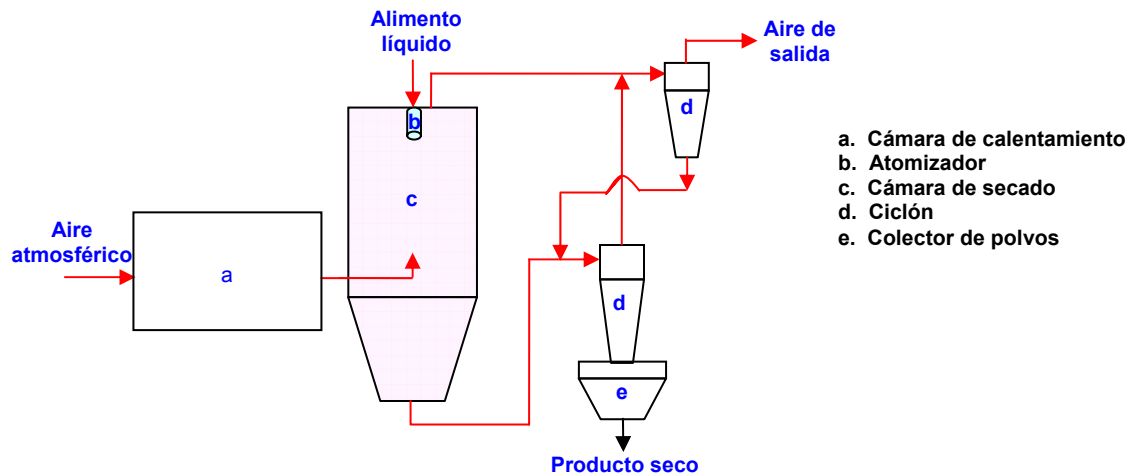
$$V = \left( \frac{F_S * (X'_1 - X'_2)}{Y'_1 - Y'_2} \right) * t \quad (49)$$

$$l = \left[ \frac{\rho_l * Q'}{8 * K * (\Delta T_m)} \right] * \left[ \frac{\rho_p * g^*}{36 * \mu * 9.81} * (d_{p1}^4 - d_{p2}^4) + v_g * (d_{p1}^2 - d_{p2}^2) \right] \quad (50)$$

### 2.10.2 Metodología de cálculo.

1. Determinar las condiciones de entrada y salida del sólido a secar y del agente secante.
2. Conocer los parámetros necesarios para resolver las ecuaciones requeridas para el diseño.
3. Determinar  $d_{p2}$  utilizando la ec. 46.
4. Determinar el tiempo de secado  $t$  utilizando la ec. 47.
5. Determinar el volumen de la cámara de secado  $V$  utilizando la ec. 49.
6. Determinar  $l$  utilizando la ec. 50
7. Determinar  $D$  utilizando la ec 48.

Figura 11. Esquema del secador tipo Spray.



### 3. RESULTADOS

En este capítulo se presentan los resultados obtenidos del diseño de los equipos principales de la planta de beneficio del caolín calidad cerámica y cemento blanco, en donde se especifican las dimensiones y los parámetros representativos de cada uno de los equipos diseñados. Se anexa un plano de la planta.

**3.1 Condiciones iniciales:** Con base en los criterios explicados en el capítulo 2 se escogió una capacidad de 50 toneladas en base seca por día para la planta de beneficio. Las características del mineral proveniente de mena se presentan en el anexo B.

**3.2 Especificaciones del triturador de rodillos triples:** Utilizando la metodología presentada en el anexo E y las ecs 17E, 34E, 36E, 40E y 42E se realizaron los respectivos cálculos y se determinaron las dimensiones del triturador de rodillos triples, en las tablas 4 y 5 se resumen los resultados obtenidos.

**Tabla 4. Especificaciones primera etapa de trituración.**

Especificaciones	Valor	Unidades
Capacidad teórica	235,3	t/d
Tiempo de operación diaria	2	h
Capacidad real de mineral de mena con humedad	58,82	t/d
Tamaño máximo de arista de los cubos de alimentación (L)	25	cm
Tamaño máximo de partícula de producto reducción 1 ( $2d_1$ )	7,14	cm
Punto de contacto del rodillo con el material ( $L_a$ )	2.45	cm
Ángulo de prensado ( $\beta$ )	90	°
Ángulo ( $\alpha$ )	32	°
Relación de reducción ( $RR_1$ )	3,5	cm/cm
Radio rodillo móvil sencillo ( $R_2$ )	35	cm
Radio rodillo fijo sencillo ( $R_1$ )	70	cm
Longitud de los rodillos (W)	30	cm
Velocidad de rotación rodillo sencillo ( $N_1$ )	18	r.p.m.

**Tabla 5. Especificaciones segunda etapa de trituración**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Capacidad teórica	235,3	ton/d
Tiempo de operación diaria ( $\theta$ )	2	h
Capacidad real de mineral de mina con humedad	58,82	ton/d
Tamaño máximo de partícula de producto reducción 1ª ( $2d_1$ )	7,14	cm
Tamaño máximo de partícula de producto reducción 2ª ( $2d_2$ )	2,54	cm
Ángulo de prensado ( $\beta$ )	64	°
Ángulo ( $\alpha$ )	32	°
Relación de reducción secundaria ( $RR_2$ )	2,8	cm/cm
Radio rodillo móvil doble ( $R_3$ )	20	cm
Radio rodillo fijo doble ( $R_3$ )	20	cm
Longitud de los rodillos ( $W$ )	30	cm
Velocidad de rotación rodillo doble ( $N_2$ )	118	r.p.m.
Índice de Bond ( $w_i$ )	7.1	KW*h/ton
Potencia total ( $P$ )	38,31	kw

**3.3 Especificaciones del silo cilíndrico con descarga cónica:** Utilizando la metodología presentada en la sección 2.4.1 y las ecuaciones 6, 11, 12, 13, 15, y 16 se realizaron los respectivos cálculos, determinándose las dimensiones del silo cilíndrico con descarga cónica, en la tabla 6 se resumen los resultados obtenidos.

**Tabla 6. Especificaciones del silo.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Factor de diseño	1,1	
Capacidad de almacenamiento del mineral	58,82	ton
Flujo de descarga de mineral	122,54	kg/min
Tamaño máximo de partícula ( $D_p$ )	2,54	cm
Volumen de la tolva ( $V$ )	25,4	m <sup>3</sup>
Ángulo de fricción interna ( $\varphi$ )	37,9	°
Ángulo de la tolva respecto eje vertical ( $\alpha$ )	26.1	°
Diámetro del cilindro ( $D$ )	2,3	m
Diámetro abertura de descarga ( $D_0$ )	0,085	m
Altura total tope de los sólidos ( $Z$ )	6,9	m
Altura sección cónica ( $h$ )	2,3	m
Altura total del silo ( $H$ )	7,6	m
Tipo de flujo	En embudo	

**3.4 Especificaciones del tanque de atricción:** Utilizando la metodología presentada en la sección 2.5.4.1 y las ecs 19, 20, 22 y 23 se realizaron los respectivos cálculos, determinando así las dimensiones del tanque de atricción, en la tabla 7 se resumen los resultados obtenidos.

**Tabla 7. Especificaciones del tanque de atricción 1.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Tipo de descarga	Rebalse	
Número de pares de celdas	2	
Tipo de agitador	Doble hélice	
Velocidad de agitación (N)	2000	r.p.m.
Tiempo de residencia ( $\tau$ )	30	min
Volumen total ( $V_T$ )	8520	L
Volumen por celda ( $V_n$ )	2130	L
Tipo de celda	48X48	Denver
Sección de la celda de atricción	Cuadrada	
Longitud de las celdas (L)	1250	mm
Alto de las celdas (H)	3400	mm
Ancho total de las celdas (D)	5735	mm
Ancho por celda ( $D_n$ )	2868	mm
Diámetro del agitador (T)	717	mm
Distancia entre las hélices ( $Z_1$ )	717	mm
Distancia del fondo del tanque al agitador ( $Z_1$ )	717	mm
Potencia del motor por celda. Transmisión reducida (P)	30	KW

**3.5 Especificaciones del espesador:** Utilizando la metodología presentada en el anexo F y las ecs 1F, 3F, 4F, 6F, 12F, 13F, 15F, 16F, 17F y 18 F se realizaron los respectivos cálculos, determinando las dimensiones del espesador, en la tabla 8 se resumen los resultados obtenidos.

**Tabla 8. Especificaciones espesador.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
PH de pulpa	9,0-9,5	
Concentración inicial ( $C_4$ )	368	Kg/m <sup>3</sup>
Concentración de sedimentos ( $C_5$ )	448,3	Kg/m <sup>3</sup>
Concentración de suspendidos ( $C_6$ )	346,3	Kg/m <sup>3</sup>
Área sección transversal (S)	425	m <sup>2</sup>
Diámetro del espesador	23,3	m
Volumen zona de compresión ( $V_C$ )	43	m <sup>3</sup>
Altura zona de compresión ( $Z_c$ )	0,10	m
Altura por capacidad de almacenamiento	0,04	m
Altura por sumersión del alimento	0,7	m
Altura de inclinación del fondo	0,7	m
Profundidad del espesador	1.6	m
Velocidad de rotación de los rastrillos	0,1	r.p.m.
% Recuperación ( $Al_2O_3/SiO_2$ ) en suspendidos	72.89	%

**3.6 Especificaciones Tanque de floculación 1:** Utilizando la metodología presentada en la sección 2.7.3.1 y las ecs 19, 20, 28 y 29 se realizaron los respectivos cálculos, determinándose las dimensiones del tanque de floculación, en la tabla 9 se resumen los resultados obtenidos.

**Tabla 9. Especificaciones tanque de floculación 1.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Tiempo de residencia	3.5	min
Volumen total ( $V_T$ )	1,4	m <sup>3</sup>
Diámetro del tanque (D)	1,25	m
Altura del tanque (H)	1,25	m
Altura efectiva del tanque (H)	1,35	m
Altura entre el fondo del tanque y el agitador ( $Z_1$ )	0,6	m
Tipo de agitador	Hélice	
Velocidad del agitador (N)	2000	r.p.m.
Diámetro del agitador (T)	417	mm
Ancho de cada baffle	0,1	m
Número de baffles	2	
Potencia instalada al motor (P)	0,75	KW

**3.7 Especificaciones del filtro de tambor rotatorio 1:** Utilizando la metodología de la sección 2.8.3.1 y las ecs 35, 37, y 38 se realizaron los respectivos cálculos, determinando así las dimensiones del filtro de tambor rotatorio, en la tabla 10 se resumen los resultados obtenidos.

**Tabla 10. Especificaciones del filtro 1.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Modelo de equipo de filtración	1212	Denver
Área específica de volumen de sólido ( $S_0$ )	73,5	$m^2/m^3$
Área total del filtro (A)	4,5	$m^2$
Área efectiva del filtro ( $A_{ef}$ )	3,4	$m^2$
Potencia para rotación del tambor (P)	0,25	kW
Velocidad de rotación del tambor (N)	1,6	r.p.m.
Diámetro del tambor (D)	1,2	m
Longitud del tambor (L)	2,2	m
Presión de vacío ( $\Delta P$ )	70	kPa

**3.8 Especificaciones acondicionamiento para flotación:** De manera similar a la sección 3.3, se obtuvieron los resultados, que se resumen en la tabla 11.

**Tabla 11. Celdas de atricción 2.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Tipo de descarga	Rebalse	
Número de pares de celdas	1	
Tipo de agitador	Doble hélice	
Velocidad de agitación (N)	2000	r.p.m.
Tiempo de residencia ( $\tau$ )	20	min
Volumen total ( $V_T$ )	1420	L
Volumen por celda ( $V_n$ )	710	L
Tipo de celda	32X32	Denver
Sección de la celda de atricción	Cuadrada	
Longitud de las celdas (L)	840	mm
Alto de las celdas (H)	2300	mm
Ancho total de las celdas (D)	2170	mm
Ancho por celda ( $D_n$ )	1085	mm
Diámetro del agitador (T)	272	mm
Distancia entre las hélices ( $Z_1$ )	272	mm
Distancia del fondo del tanque al agitador ( $Z_1$ )	272	mm
Potencia del motor por celda. Transmisión reducida (P)	11	KW

**3.9 Especificaciones de las celdas de flotación inversa:** Utilizando la metodología de la sección 2.9.5.1 y la ec 43, se realizaron los respectivos cálculos, determinando las dimensiones del equipo de flotación inversa, en la tabla 12 se resumen los resultados obtenidos.

**Tabla 12. Celdas de flotación.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Factor de escala (S)	1,0	
Factor de aireación (a)	0,85	
Tipo de celda	AS-0.6	
Tiempo de residencia por etapa de flotación ( $\tau$ )	12	min
Velocidad de agitación	1500	r.p.m.
Flujo de aire ( $q_a$ )	0,75	m <sup>3</sup> / min
Presión por celda (P')	12	KPa
Sección de la celda	Cuadrada	
Volumen total etapa 1 de flotación ( $V_T$ )	3	m <sup>3</sup>
Volumen total etapa 2 de flotación ( $V_T$ )	1,8	m <sup>3</sup>
Volumen por celdas etapa 1 y 2 de flotación ( $V_n$ )	0,6	m <sup>3</sup>
Número de celdas etapa 1 de flotación (n)	5	
Número de celdas etapa 2 de flotación (n)	3	
Longitud de la celda (L)	1164	mm
Altura de la celda (H)	1760	mm
Ancho por celda unitaria ( $D_n$ )	882	mm
Ancho de la celdas etapa 1 (D)	4410	mm
Ancho de la celdas etapa 2 (D)	2646	mm
Potencia del motor por celda (P)	3	KW

**3.10 Especificaciones Tanque de floculación 2:** De manera similar a la sección 3.5, se obtuvieron los resultados que se resumen en la tabla 13.

**Tabla 13. Especificaciones tanque de floculación 2.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Tiempo de residencia	3,5	min
Volumen total ( $V_T$ )	0,6	m <sup>3</sup>
Diámetro del tanque (D)	0,55	m
Altura del tanque (H)	0,55	m
Altura efectiva del tanque (H)	0,65	m
Altura entre el fondo del tanque y el agitador ( $Z_1$ )	0,28	m
Tipo de agitador	Hélice	
Velocidad del agitador (N)	2000	r.p.m.
Diámetro del agitador (T)	200	mm
Ancho de cada bafle	0,1	m
Número de baffles	2	
Potencia instalada al motor (P)	0,37	KW

**3.11 Especificaciones del filtro de tambor rotatorio 2:** De manera similar a la 3.6 se obtuvieron los resultados que se resumen en la tabla 14.

**Tabla 14. Especificaciones del filtro 2.**

<b>Especificaciones</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Modelo de equipo de filtración	916	Denver
Área específica de volumen de sólido ( $S_0$ )	73,5	m <sup>2</sup> /m <sup>3</sup>
Área total del filtro (A)	3,4	m <sup>2</sup>
Área efectiva del filtro ( $A_{ef}$ )	2,6	m <sup>2</sup>
Potencia para rotación del tambor (P)	0,55	kW
Velocidad de rotación del tambor (N)	1,3	r.p.m.
Diámetro del tambor (D)	1,2	m
Largo del tambor (L)	1,8	m
Presión de vacío ( $\Delta P$ )	70	kPa

### 3.12 Análisis de los resultados

a. Como se puede observar en las tablas 4 y 5, el triturador de rodillos funcionará

de manera discontinua, en donde el producto final se depositará en forma de pilas para ser transportado hasta el silo. La velocidad de rotación de la primera etapa de trituración es menor que la velocidad de rotación de la segunda etapa, la explicación a lo anterior es que a mayor tamaño de la partícula de alimento se necesita menor velocidad para que sea mordida efectivamente.

- b. Debido a las características de humedad y del ángulo de fricción interna de la arcilla caolinítica el tipo de flujo del silo es en embudo el cual no es deseable debido a que puede afectar la uniformidad del flujo másico en la descarga.
- c. La energía cinética necesaria para la transferencia de agitación a la pulpa y mantenerla en suspensión es alta para los equipos de agitación como se puede observar en la velocidad de agitación, especialmente en los tanques de atricción en donde la potencia consumida es elevada.
- d. Debido a las características de sedimentación del mineral de caolín y al principio de funcionamiento del espesador, la altura de la zona de compresión es pequeña y se requiere un área de espesamiento alta.
- e. La variación del tamaño de los tanques de floculación y el número de celdas en la etapa 1 y 2 de flotación se debe a la cantidad de materia procesada.

#### **4. CONCLUSIONES**

- Teniendo en cuenta factores socio-económicos y de tradición minera de la región, la capacidad de la planta propuesta es de 50 toneladas por día, ya que una capacidad mayor requeriría de nuevas tecnologías para la extracción del mineral y por ende perjudicando a la cooperativa agro minera de Barro blanco y al grupo de familias que subsisten de la actividad minera manual.
- El diseño del sistema de beneficio basado en las técnicas evaluadas para la reducción de impurezas permitirá mejorar la calidad de los caolines actualmente procesados y comercializados en la vereda de Barro blanco de Oiba (Santander).
- El diseño de ingeniería conceptual de los equipos principales de la planta de beneficio calidad cerámica y cemento blanco presentado, proyecta los resultados obtenidos a nivel de laboratorio de las técnicas utilizadas para la eliminación de impurezas, permitiendo una noción preliminar de las dimensiones de los equipos y sirviendo como introducción al diseño detallado.
- Las dimensiones de los equipos diseñados y seleccionados del sistema de beneficio corresponden a tamaños disponibles comercialmente, permitiendo la implementación de una planta piloto la cual no requiere de alta tecnología y de esta forma aumentar el valor agregado del mineral caolinítico de Oiba.

## 5. RECOMENDACIONES

- Desarrollar un estudio detallado para la determinación del coeficiente de fricción del mineral proveniente de la mena de caolín de Oiba para diferentes materiales, dado que este parámetro es importante en el dimensionamiento del triturador y del silo.
- Determinar los siguientes parámetros de la arcilla caolinítica para el diseño del secador tipo Spray: tensión superficial de la suspensión, coeficiente de conductividad térmica del producto seco, temperatura límite de enfriamiento y la capacidad calorífica del sólido.
- Implementar una planta piloto del sistema de beneficio propuesto que opere de forma continua y evaluar los porcentajes de recuperación del espesador y las celdas de flotación que son los equipos claves para la reducción de impurezas.
- Realizar un estudio de mercados completo del caolín aplicado a las industrias de los cerámicos y del cemento blanco, determinando la oferta y la demanda del mineral.
- Realizar un análisis completo de costos (costos fijos, costos de capital de trabajo, costos no depreciables y costos de manufactura) para medir la rentabilidad de la planta propuesta, determinando la tasa de retorno o el rendimiento de flujo de efectivo y evaluar el tiempo de recuperación del capital fijo.
- Realizar el diseño detallado del sistema de beneficio propuesto y determinar la viabilidad técnica y la factibilidad económica para el montaje de la planta.

## BIBLIOGRAFÍA

1. BARBA, A. Et al. Materias Primas Para la Fabricación de Soportes de Baldosas Cerámicas. España, 1997. Primera Edición. Instituto de Tecnología Cerámica.
2. BEVERLOO, W A; LENIGER, H A y VAN DE VELDE, J. The for of Granular Solids Through Orifices. Chemical Engineering Science. Vol 15, (1961); p. 260-269.
3. CEMA (Conveyor Equipment Manufacturers Association). Belt Conveyor for Materials, third edition. USA, 1998.
4. DENVER SALA BASIC. Selection Guide For Process Equipment. 1994.
5. FOUST, Alan S; WENZEL, Leonard A; CLUMP, Curtis W; MAUS, Louis y BRYCE, L Andersen. Principios de Operaciones Unitarias. México, 1975. p. 584-593, 617-625. Continental.
6. GARCÍA MARTINEZ, Bernardo; CASTRO QUINTERO, Siervo de J. Factibilidad Técnica de una Planta para Producir Caolín Apto para las Industrias del Papel y las Pinturas. Bucaramanga, 1975. p. 71, 72. Trabajo de Grado (Ingeniero Químico). Universidad Industrial de Santander.
7. HERNANDEZ GARAY, Herzen. Manejo de Sólidos y Separaciones Sólido-fluido. Bucaramanga, 1991. p. 31,32. Universidad Industrial de Santander.
8. [http://: www. economia.gob.mx](http://www.economia.gob.mx)
9. [http://: www. proexport.com,co](http://www.proexport.com.co)
10. KNEULE, Friedrich. Enciclopedia de la Tecnología Química El Secado. Tomo 1. España, 1976. p. 245-252. Urmo S.A.
11. LAVERDE CATAÑO, Dionisio, Director del Proyecto Mejoramiento en la Calidad de los Caolines de Oiba (Santander), para la Fabricación de Cerámicos y Cemento Blanco. Bucaramanga, 2005.
12. PERRY, Robert H; GREEN, Don W; MALONEY, James O. Manual del Ingeniero Químico. Tomo 2, sexta edición. México, 1992. p. 8-12, 8-22, 8-23. Mc Graw Hill.

13. REIMBERT, M y REIMBERT A. Design and Calculation of the Walls of Horizontal Silos (and Retaining Walls). Bulk Solids Handling. Vol 7, (1987); p. 561-564.
14. TREYBAL, Robert E. Operaciones de Transferencia de Masa. Segunda ed. México, 1988. p. 769, 773. Mc Graw Hill.
15. UHL, Vincent W; GRAY, Joseph B. Mixing Theory y Practice. Vol 2. London, 1967. p. 245, 246 y 259. Academic Press.
16. VU, D.D, Stroeven, P, Bui, V.B. Strength and Durability Aspects of Calcined Kaolin-blended Portland Cement Mortar and Concrete. Ceramic & concrete composites, 2001. p. 471 – 478.
17. WILLS, Barry Alan. Tecnología de Procesamiento de Minerales Tratamiento de Menas y Recuperación de Minerales. p. 159-164. Limusa.

## **ANEXOS**

**ANEXO A**  
**CARACTERIZACIÓN QUÍMICA Y MINERALÓGICA DE LA MENA DE CAOLÍN**  
**DE OIBA (SANTANDER)**

**Caracterización química:** Basado en los resultados de la caracterización geoquímica (11), se concluyó que la composición mineralógica y química era muy similar entre las muestras del mismo frente. Esto permitió agrupar las muestras de cada nivel por frentes de explotación, con el fin de conformar tres tipos tecnológicos de mena de acuerdo a su ubicación.

Los tres tipos tecnológicos de mena o composites, se prepararon en proporciones iguales con cada una de las muestras de los niveles. Los resultados de la composición química de los composites se presentan en la tabla 1A.

**Tabla 1A. Composición química de los composites**

Composites	Composición elemental, %							
	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	PPI
C-S11	66,40	1,00	17,98	3,70	0,20	0,84	0,96	4,98
	68,16	1,05	20,13	4,16	0,25	0,93	0,96	4,97
<b>Promedio</b>	<b>67,28</b>	<b>1,03</b>	<b>19,05</b>	<b>3,93</b>	<b>0,23</b>	<b>0,89</b>	<b>0,96</b>	<b>4,97</b>
C-S12	51,84	1,13	22,04	4,19	0,20	0,45	1,65	6,66
	54,53	1,11	22,24	4,83	0,21	0,41	1,61	6,41
<b>Promedio</b>	<b>53,19</b>	<b>1,12</b>	<b>22,14</b>	<b>4,51</b>	<b>0,20</b>	<b>0,43</b>	<b>1,63</b>	<b>6,53</b>
C-S13	61,48	0,88	19,24	3,97	0,28	0,35	1,80	6,99
	59,39	0,91	18,74	3,74	0,30	0,34	1,93	6,97
<b>Promedio</b>	<b>60,43</b>	<b>0,90</b>	<b>18,99</b>	<b>3,86</b>	<b>0,29</b>	<b>0,35</b>	<b>1,87</b>	<b>6,98</b>

De los resultados obtenidos de las pruebas preliminares (sedimentación intermitente), se obtuvo que el comportamiento de los composites (C-S11, C-S12 y C-S13) era muy similar y por tal motivo fue posible, la conformación de un único composite para la realización de los siguientes estudios metalúrgicos. Es así que se conformó el composite C-S14, con cantidades iguales de los tres composites C-S11, C-S12 y C-S13. La preparación de la muestra C-S14, también fue posible justificarla ya que la composición de los composites (C-S11, C-S12 y C-S13) presentaban las mismas especies mineralógicas, pero con la diferencia en los porcentajes de ocurrencia de cada tipo de mineral. Los resultados de la composición química del composite C-S14 se muestran en la tabla 2A.

**Tabla 2A. Composición química del composite C-S14**

Composite	Composición elemental, %							
	SiO <sub>2</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	CaO	MgO	TiO <sub>2</sub>	PPI
C-S14	61.51	1,04	27,61	4.73	0,00	0,74	1.34	6.52

**Caracterización mineralógica:** Con los elementos determinados se cuantificaron cada especie mineralógica cristalina presente en el composite C-S14 cuyos resultados se muestran en la tabla 3A.

**Tabla 3A. Composición mineralógica del composite C-S14**

Composite	Composición mineralógica %				
	Caolinita	Ilita-Mica	Cuarzo	Anatasa	Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
C-S14	30.54	40.4	26.68	1.34	1.04

## ANEXO B

### CARACTERIZACIÓN FÍSICOQUÍMICA

Los ensayos de caracterización fisicoquímica, se realizaron con el fin de determinar algunos parámetros operacionales de los procesos de beneficio a evaluar. Los parámetros evaluados fueron:

- Humedad de mena.
- Nivel de acidez.
- Densidad real.
- Densidad aparente.
- Ángulo de fricción interna.
- Coeficiente de fricción.
- Viscosidad.
- Distribución granulométrica.

En donde la humedad del mineral; es la humedad del mineral proveniente de la mena, que ya ha sido explotado, almacenado y transportado hasta la planta de procesamiento de los minerales.

#### **Determinación del ángulo de fricción interna**

Según la referencia 13.

Notación de las variables:

$\beta$ : Ángulo natural de reposo, cuyo valor es de **35°**, ver referencia 3.

$\varphi$ : Ángulo de fricción interna.

$\varphi_0$ : Mínimo ángulo para la evaluación.

$\varphi_m$ : Ángulo de fricción interna máximo.

$\varphi_e$ : Ángulo de fricción interna mínimo.

$$\varphi_0 \approx \beta \quad (1B)$$

$$\tan \frac{\varphi}{2} = \frac{2 * \varphi_0}{\pi} \quad (2B) \text{ Donde } \alpha \leq \beta$$

$$\left( \frac{\pi - 2 * \varphi_0}{\pi + 2 * \varphi_0} \right)^2 * \left( 1 + \frac{2 * \varphi_0}{\pi} \right) \approx \tan^2 \left( \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_m}{4} \right) \quad (3B)$$

La ec 3B se puede simplificar:

$$\varphi_m = 1.5 * \varphi_0 \quad (4B)$$

O se puede utilizar:

$$\left( \frac{1 - \tan \frac{\varphi}{2}}{1 + \tan \frac{\varphi}{2}} \right)^2 * \left( 1 + \tan \frac{\varphi}{2} \right) \approx \tan^2 \left( \frac{\pi}{4} - \frac{\varphi_m}{2} \right) \quad (5B)$$

La ec 5B se puede simplificar:

$$\varphi_m \approx 1.5 * \left( \frac{\pi}{2} \right) * \tan \frac{\varphi}{2} \quad (6B)$$

$$\varphi_e = \frac{2 * \varphi_0}{3} \quad (7B)$$

O se puede utilizar:

$$\varphi_e = \frac{\pi}{3} * \tan \frac{\varphi}{2} \quad (8B)$$

Realizando los cálculos  $\varphi_e = 23.3^\circ$  y  $\varphi_m = 52.5^\circ$ .

En las tablas 2B, 3B y 4B se presentan los valores de las propiedades fisicoquímicas del composite C-S14.

**Coefficiente de fricción:** Con el fin de simular las condiciones en que posiblemente opere la planta de beneficio, se realizaron las lecturas del coeficiente de fricción del mineral a diferentes tiempos de exposición del mineral a temperatura ambiente, lo cual ocasiona en una disminución en el porcentaje de

humedad del mineral y por consiguiente se aprecia este efecto en las medidas del ángulo de fricción. Los resultados de estos ensayos se presentan en la Tabla 1B.

**Tabla 1B. Resultados de la determinación del coeficiente de fricción.**

Tiempo de exposición, min.	Mc, g *	Mp, g **	Coefficiente de fricción, $\mu$	Ángulo de fricción, grad
0	577,9	486,8	0,84	40,2
30	536,8	364,3	0,68	34,2
120	536,2	346,8	0,65	33,0
180	536,0	334,0	0,62	31,8
240	535,7	310,2	0,58	30,0
260	535,7	309,4	0,58	30,0
280	535,7	276,8	0,52	27,0

\* Mc: Masa en gramos del mineral ensayado. \*\* Mp: Masa en gramos del peso aplicado

**Viscosidad:** En la tabla 2B se presenta los valores de viscosidad para diferentes porcentajes de sólidos.

**Tabla 2B. viscosidad del composite C-S14 a diferentes porcentaje de sólidos (sin dispersante).**

Composite C-S14	
Porcentaje de sólidos (%p/p)	Viscosidad (cp)
20	25.5
30	112
40	223.2

**Distribución granulométrica:** En la tabla 3B se presentan los valores correspondientes de la distribución granulométrica del composite C-S14.

**Tabla 3B Distribución granulométrica del composite C-S14.**

<b>Composite C-S14</b>	
<b>Tamaño partícula [μm]</b>	<b>%pasante acumulado</b>
150	99.4
75	98.5
53	97.6
45	96.2
25.6	93
17.9	89
12.5	84.4
10.1	81.2
7.7	76.1
5.7	72.1

**Tabla 4B parámetros operacionales del composite C-S14.**

<b>Composite C-S14</b>	
Humedad de la mena (%p/p)	15
Nivel de acidez	4.40
Densidad real (g/cm <sup>3</sup> )	2.63
Densidad aparente (g/cm <sup>3</sup> )	1.97
Ángulo de fricción interna (grad)	37.9
Ángulo de fricción (grad)	32.3

## **ANEXO C**

### **ESTUDIO METALÚRGICO TÉCNICAS EVALUADAS PARA LA ELIMINACIÓN DE IMPUREZAS**

**Estudio de desarenamiento:** El estudio del proceso de desarenamiento fue seleccionado como alternativa tecnológica, para la reducción del contenido de cuarzo y aquellos minerales cuyo tamaño granulométrico y densidad fueran superiores a las arcillas.

La preparación de la muestra de mineral CS-14, en forma de pulpa, se realizó disgregado por agitación mecánica el mineral en agua, con adición de un dispersante, el cual actuó como defloculante haciendo que las partículas arcillosas se repelieran unas de otras y de esta manera lograr mantener en suspensión el mineral. Es así, que se determinó experimentalmente la dosificación mínima de dispersante para lograr reducir la viscosidad de la pulpa, manteniendo en suspensión el mineral, y además se ajustó el porcentaje de sólidos y la dosificación del reactivo de modificación del pH requerido que obtuvo las mejores condiciones de sedimentación, los resultados se presentan en la tabla 1C.

En la figura 1C se muestra el esquema experimental utilizado en la prueba de sedimentación intermitente, y como se puede observar no hay una interfase de líquido claro y sedimentos, por lo tanto una cantidad de mineral permanece en suspensión y la otra sedimenta.

En la tabla 2C se presentan los resultados obtenidos en la prueba de sedimentación intermitente.

Graficando la altura aparente de la interfase vs. el tiempo se obtiene la curva de sedimentación como se muestra en la gráfica 1C.

Figura 1C. Fotografía progresiva del proceso de sedimentación.



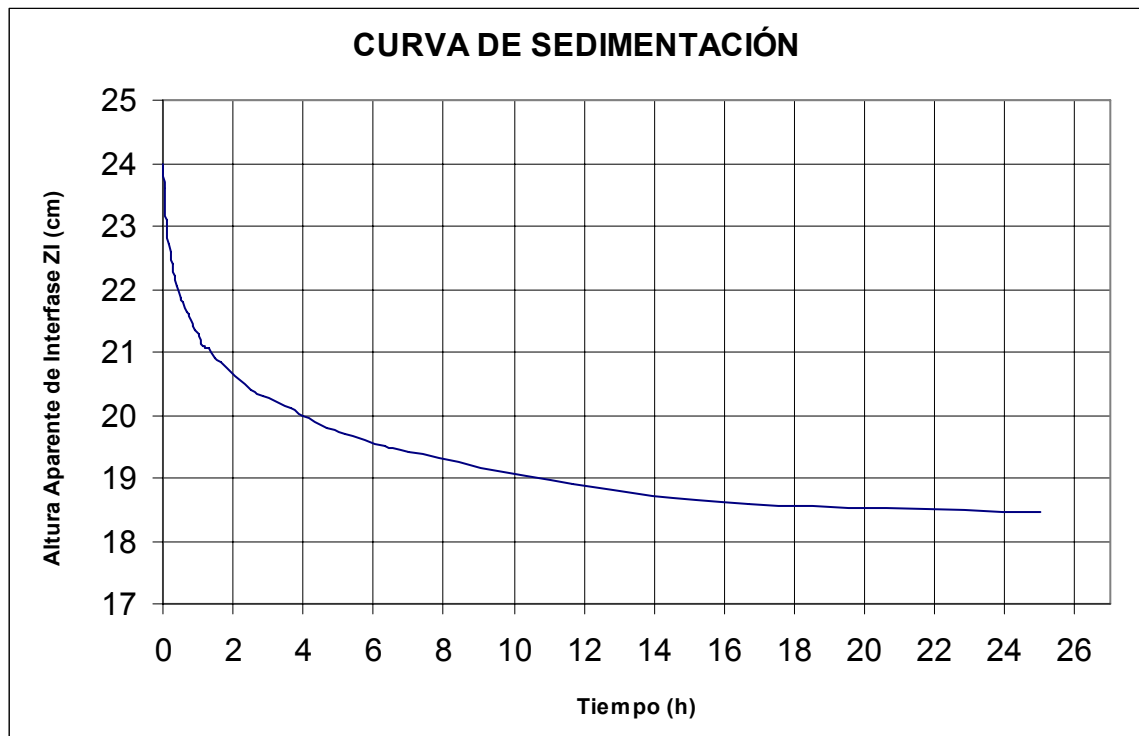
Tabla 1C. Condiciones y resultados de operación del proceso de disgregación.

Parámetro	Valor	Unidad
Mineral de alimento	C-S14	Composite
Tiempo de disgregación	30	min
Porcentaje de sólidos	30	%
Reactivo de dispersión	Silicato de sodio	SiO <sub>2</sub> . Na <sub>2</sub> O
Dosificación de dispersante	0,5	% V/P mineral
Reactivo para la modificación del pH	Hidróxido de amonio	NH <sub>4</sub> OH
Dosificación de hidróxido de amonio	1,9	% V/P mineral
Velocidad de agitación	2000	r.p.m.
pH de pulpa	9 – 9,5	pH

**Tabla 2C. Resultados de la prueba de sedimentación intermitente.**

<b>Tiempo (min)</b>	<b>Tiempo (h)</b>	<b>Altura de los sedimentos <math>Z_L</math> (mm)</b>	<b>Altura aparente de la Interfase <math>Z_I = (Z_0 - Z_L)</math> (cm)</b>
0	0,000	0,0	24,00
1	0,017	0,5	23,95
2	0,033	4,0	23,60
3	0,050	5,5	23,45
4	0,067	7,0	23,30
5	0,083	8,0	23,20
6	0,100	9,0	23,10
7	0,117	10,5	22,95
8	0,133	11,0	22,90
10	0,167	13,0	22,70
12	0,200	14,0	22,60
14	0,233	15,0	22,50
16	0,267	16,0	22,40
18	0,300	17,0	22,30
20	0,333	18,0	22,20
25	0,417	19,5	22,05
30	0,500	21,5	21,85
35	0,583	22,0	21,80
40	0,667	23,5	21,65
45	0,750	24,0	21,60
50	0,833	26,0	21,40
55	0,917	26,5	21,35
60	1,000	27,0	21,30
70	1,167	29,0	21,10
80	1,333	29,5	21,05
90	1,500	31,0	20,90
100	1,667	31,5	20,85
150	2,500	36,0	20,40
170	2,833	37,0	20,30
220	3,667	39,0	20,10
240	4,000	40,0	20,00
280	4,667	42,0	19,80
310	5,167	43,0	19,70
380	6,333	45,0	19,50
420	7,000	46,0	19,40
700	11,667	51,0	18,90
1000	16,667	54,0	18,60
1500	25,000	55,5	18,45

**Gráfica 1C. Curva de sedimentación.**



En la tabla 3C se muestra los resultados y las condiciones de operación del proceso de sedimentación.

**Tabla 3C. Condiciones y resultados de operación del proceso de sedimentación.**

<b>Parámetro</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>
pH de pulpa	9 – 9,5	pH
Porcentaje de sólidos alimento	30	%
Porcentaje de sólidos suspendidos	28,5	%
Porcentaje de sólidos sedimentos	35,1	%
Concentración de alimento $C_0$	368.00	Kg/m <sup>3</sup>
Concentración de suspendidos $C_S$	346.27	Kg/m <sup>3</sup>
Concentración de sedimentos $C_L$	448.58	Kg/m <sup>3</sup>
Análisis químico de suspendidos	SiO <sub>2</sub> : 52,38 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 38,18 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 0,76 TiO <sub>2</sub> : 0,81 K <sub>2</sub> O : 6,55 MgO : 0,88	% en peso
Composición mineralógica de suspendidos	Cuarzo: 6,87 Caolinita: 34,92 Ilita-Mica: 56,64 Anatasa: 0,81	% en peso
Análisis químico de sedimentos	SiO <sub>2</sub> : 83,46 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 9,83 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 0,61 TiO <sub>2</sub> : 2,24 K <sub>2</sub> O : 2,96 MgO : 0,60	% en peso
Composición mineralógica de sedimentos	Cuarzo: 69,11 Caolinita: 3,52 Ilita-Mica: 24,52 Anatasa: 2,24	% en peso

**Estudio de floculación y filtración:** Con el objeto de reducir la cantidad de líquidos de la pulpa de suspendidos se realiza un proceso de filtración. Para hacer efectiva la filtración, será necesaria la adición de un floculante, sulfato de aluminio.

La preparación de la pulpa de suspendidos para la filtración se realizó por agitación mecánica en donde se adicionó el floculante con el fin de formar aglomerados y favorecer el proceso de filtración. Se determinó la dosificación mínima de floculante para lograr una buena filtración cuyos resultados se presentan en la tabla 4C.

**Tabla 4C. Condiciones y resultados del proceso de floculación**

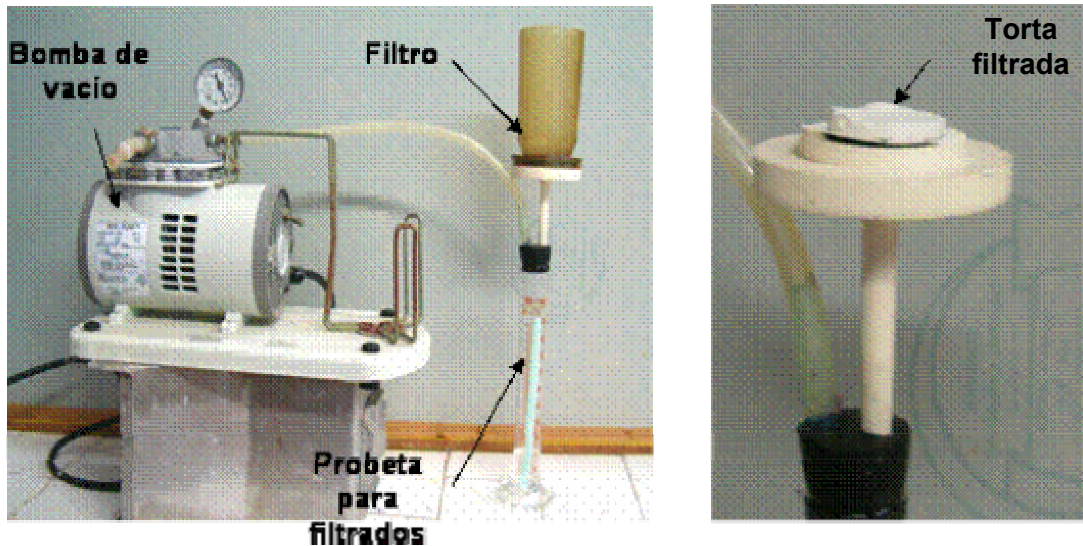
<b>Parámetro</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>
Mineral de alimento	Suspendidos	Composite
Tiempo de floculación	3.5	min
Porcentaje de sólidos floculación	20	%
Porcentaje de sólidos filtración	65	%
Reactivo de floculación	Sulfato de aluminio	$Al_2(SO_4)_3$
Dosificación de floculante	20	mg/Kg mineral
Velocidad de agitación	1200	r.p.m.

Para el diseño y selección del filtro de rotario de tambor, fue necesario realizar una prueba de filtración a escala de laboratorio, con el fin de recolectar los parámetros de filtración, necesarios para calcular el área filtración. En la figura 2C se muestra el esquema experimental utilizado en la prueba de filtración y en la tabla 5C se presenta los datos obtenidos de la prueba de filtración, se supone que la torta filtrada es incompresible y  $\Delta P$  constante.

La composición química del mineral filtrado es adecuada para la industria del cemento blanco. Por otra parte, debido a que la composición química del mineral

filtrado no cumplirá las características para ser aplicado en la industria de los cerámicos, por su contenido alto de óxido de titanio, la torta de filtración podrá ser alimentada al proceso de flotación inversa por espumas, para la reducción del contenido de la anatasa.

**Figura 2C. Fotografía del montaje de la prueba de filtración.**



**Tabla 5C. Resultados de la prueba de filtración.**

$\Delta P=52 \text{ cmHg}$		
Altura filtrado (mm)	Volumen de filtrado (L)	Tiempo (s)
0	0,000	0
15	0,009	30
20	0,012	60
24	0,014	90
28	0,016	120
37	0,022	180
42	0,025	240
44	0,026	270
47	0,028	300
49	0,029	330
52	0,031	360
54	0,032	390
55	0,032	420

**Estudio del proceso de flotación inversa por espumas:** El estudio del proceso de flotación inversa por espumas, se planteó como alternativa para la remoción de las impurezas metálicas de los óxidos de titanio y de hierro. Se llama flotación inversa, ya que en las espumas se flotaron las impurezas y el mineral valioso quedó en la pulpa de no flotados.

Se conoce que para los procesos de flotación, es necesaria la adición de ciertos reactivos químicos, que se adsorben superficialmente sobre las diferentes especies mineralógicas, cambiando sus propiedades fisicoquímicas. Estos reactivos se pueden clasificar según su uso en: espumantes, activadores, depresores y colectores.

En el caso de la flotación inversa de impurezas titanio ferrosas, existe comercialmente en la industria minera de los caolines, reactivos que presentan una mezcla de reactantes como lo son las mezclas de hidroxamatos y alcoholes. Es así, que para el presente estudio, se evaluaron dos tipos de reactivos de estas mezclas, los cuales fueron suministrados por la compañía CYTEC de Chile.

El acondicionamiento de la pulpa para flotación se realizó por agitación mecánica en donde se evaluaron varios reactivos de flotación y se determinó experimentalmente la dosificación mínima de dichos reactivos, en la tabla 6C se presentan los mejores resultados obtenidos.

**Tabla 6C. Condiciones y resultados de operación del proceso de flotación inversa.**

<b>Parámetro</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidad</b>
pH de pulpa de suspendidos	9 – 9,5	pH
Tiempo de acondicionamiento	20	min
Porcentaje de sólidos acondicionamiento	65	%
Reactivo de flotación	AERO 6494	
Dosificación del reactivo	1,5	g/ kg mineral
Temperatura de pulpa	65	°C
Velocidad agitación de acondicionamiento	2000	r.p.m.
Tiempo de flotación por etapa	12	min
Porcentaje de sólidos para flotación	30	%
Porcentaje de sólidos flotados	12	%
Porcentaje de sólidos no-flotados	38.3	%
Velocidad agitación para flotación	1500	r.p.m.
Porcentaje de recuperación	64	%
Análisis químico de flotados	SiO <sub>2</sub> : 48,11 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 38,52 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 0,64 TiO <sub>2</sub> : 1,77 K <sub>2</sub> O : 6,40 MgO : 1,23	% en peso
Composición mineralógica de flotados	Cuarzo: 1,72 Caolinita: 44,31 Ilita-Mica: 51,56 Anatasa: 1,77	% en peso
Análisis químico de no-flotados	SiO <sub>2</sub> : 53,61 Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 38,04 Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> : 0,62 TiO <sub>2</sub> : 0,31 K <sub>2</sub> O : 7,17 MgO : 0,95	% en peso
Composición mineralógica no-flotados	Cuarzo: 6,25 Caolinita: 35,38 Ilita-Mica: 57,44 Anatasa: 0,31	% en peso

En la tabla 7C se presenta el resultado del análisis granulométrico de los productos del sistema evaluado.

**Tabla 7C. Resultados del análisis granulométrico.**

Tamaño granulométrico (µm)	Porcentaje de mineral pasante, %				
	Alimento	Suspendidos sedimentación	Sedimentos sedimentación	No-flotados flotación	Flotados flotación
40	97,6	99,0	96,9	99,6	100
30	96,5	99,2	95,4	99,6	99,3
25	95,0	99,2	94,0	99,5	99,1
20	92,4	99,5	92,1	99,4	99,0
15	89,5	99,7	88,8	99,9	99,0
10	85,0	99,7	83,7	99,6	99,3
8	81,5	99,4	80,4	99,2	99,2
6	76,4	98,0	75,9	97,4	97,9
5	73,2	96,2	72,9	95,5	96,5
4	69,7	93,0	68,9	92,1	93,4
3	64,7	87,6	63,5	86,5	87,6
2	58,5	80,7	57,1	80,3	80,0
1,5	55,2	76,6	53,3	76,7	75,4
1	50,3	70,6	48,4	71,7	68,4
0,8	47,5	66,6	45,3	68,8	64,1
0,6	39,5	60,9	41,1	64,5	58,4
0,5	39,4	56,7	38,0	60,5	54,3
0,4	35,4	51,0	33,4	55,2	48,6
0,3	28,6	42,4	26,0	47,0	39,5

En la tabla 8C se presentan los resultados de blancura del sistema evaluado.

**Tabla 8C. Resultado del análisis de blancura del los productos del sistema evaluado.**

<b>Análisis de blancura</b>	<b>Porcentaje de blancura GE %</b>		
	<b>Alimento</b>	<b>Suspendidos sedimentación</b>	<b>No flotados flotación</b>
1	56,4	58,7	61,3
2	56,2	58,7	61,1
3	56,5	58,9	61,1
4	56,4	58,8	61,2

**ANEXO D**

**CONDICIONES OPERACIONALES DE FLUJO DE MASA PARA LA PLANTA  
DE BENEFICIO CALIDAD CERÁMICA Y CEMENTO BLANCO**

En este anexo se presenta las condiciones operacionales de flujo de materia para los equipos principales del sistema de beneficio propuesto y el balance de materia por componente mineralógico.

Características generales de la planta de beneficio de caolín calidad cerámica.

<b>Características Generales</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Capacidad mineral de mena seco	50	t/d
Tiempo de operación	8	h
Humedad de mina	15	%
Densidad real del mineral	2,63	g/cm <sup>3</sup>
 <b>Contenido mineralógico de mena en base seca</b>		
Caolinita	30,54	%
Illita - Mica	40,4	%
Cuarzo	26,68	%
Anatasa	1,34	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,04	%
 <b>Etapas de disgregación</b>		
Reactivo de dispersión	Silicato de sodio	
Densidad del dispersante	1,397	g/cm <sup>3</sup>

Dosificación de dispersante	0,5	% V/P mineral
Reactivo modificador de pH	Hidróxido de amonio	
Densidad del hidróxido de amonio	0,897	g/cm <sup>3</sup>
Dosificación de amonio	1,9	% V/P mineral
Porcentaje de sólidos de pulpa	30	%
Densidad del líquido	1,0	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de pulpa disgregación	1,228	g/cm <sup>3</sup>

### **Etapa de desarenamiento**

Porcentaje de recuperación	73,4	%
Porcentaje de sólidos sedimentos	35,1	%
Porcentaje de sólidos suspendidos	28,5	%
Densidad de pulpa sedimentos	1,278	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de pulpa suspendidos	1,215	g/cm <sup>3</sup>

### ***Composición sedimentados***

#### ***en base seca***

Caolinita	3,52	%
Ilita - Mica	24,52	%
Cuarzo	69,11	%
Anatasa	2,24	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,61	%

### ***Composición suspendidos***

#### ***en base seca***

Caolinita	34,92	%
Ilita - Mica	56,64	%
Cuarzo	6,87	%
Anatasa	0,81	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,76	%

### **Etapa de floculación y filtración**

Reactivo floculante	Sulfato de aluminio	
Porcentaje de sólidos en torta filtrada	65	%
Densidad pulpa floculación	1,141	g/cm <sup>3</sup>
Densidad pulpa filtrada	1,675	g/cm <sup>3</sup>

### **Etapa de flotación**

Reactivo de flotación	AERO 6494	
Dosificación de AERO 6494	1,5	g/ kg mineral
Densidad del AERO 6494	0,92	g/cm <sup>3</sup>
Porcentaje de sólidos acondicionamiento	64,9	%
Porcentaje de sólidos alimento a flotación	35,1	%
Densidad de pulpa acondicionamiento	1,673	g/cm <sup>3</sup>
Porcentaje de recuperación por etapa de flotación	64	%
Porcentaje de sólidos de flotados etapa 1	20	%
Porcentaje de sólidos de flotados etapa 2	12	%
Porcentaje de sólidos de no-flotados etapa 1	41,7	%
Porcentaje de sólidos de no-flotados etapa 2	32	%
Densidad de pulpa flotados etapa 1	1,141	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de pulpa flotados etapa 2	1,080	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de pulpa no-flotados etapa 1	1,352	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de pulpa no-flotados etapa 2	1,247	g/cm <sup>3</sup>
Agua para romper espumas etapa 2 de flotación	75,0	mL/L pulpa
Porcentaje de recuperación total etapa de flotación	87,0	%

### **Composición flotados**

Caolinita	44,31	%
Ilita - Mica	51,56	%
Cuarzo	1,72	%

Anatasa	1,77	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,64	%
<b>Composición no-flotados</b>		
Caolinita	35,38	%
Ilita - Mica	57,44	%
Cuarzo	6,25	%
Anatasa	0,31	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,62	%

### **Etapas 2 de floculación y filtración**

Reactivo floculante	Sulfato de aluminio	
Dosificación floculante	20	mg/ kg mineral
Porcentaje de sólidos a floculación	38,3	%
Densidad de pulpa a floculación	1,311	g/cm <sup>3</sup>
Porcentaje de sólidos en torta filtrada	65	%

### **Etapas de secado**

Porcentaje de humedad del producto	3	%
------------------------------------	---	---

<b>Porcentaje de recuperación total</b>	<b>63,85</b>	<b>%</b>
---	--------------	----------

En la tabla 1D se presenta el balance de masa de la planta de beneficio calidad cerámica.

**Tabla 1D. Balance de masa de la planta de beneficio calidad cerámica**

Corriente	Descripción de Flujo	Líquidos Asociados (Kg/h)	Sólidos					Sólidos Total (Kg/h)	Líquidos Total (Kg/h)	Flujo Total (Kg/h)
			Caolinita (Kg/h)	Ilita - Mica (Kg/h)	Cuarzo (Kg/h)	Anatasa (Kg/h)	Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (Kg/h)			
1	Mineral de mena		1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250		7352,94
	Humedad del mineral de mena	1102,94							1102,94	
2	Mineral triturado	1102,94	1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250	1102,94	7352,94
2	Mineral alimento disgregación	1102,94	1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250	1102,94	7352,94
3	Silicato de sodio etapa disgregación	43,66							43,66	13480,39
	Hidróxido de amonio etapa disgregación	106,52							106,52	
	Agua etapa disgregación	13330,22							13330,22	
35	Agua recirculada etapa disgregación	5044,90							5044,90	5044,90
3	Agua fresca etapa disgregación	8285,32							8285,32	8285,32
4	Pulpa descarga de etapa disgregación	20833,33						6250	14583,33	20833,33
4	Mineral descarga de etapa disgregación		1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250		20833,33
	Líquido descarga de etapa disgregación	14583,33							14583,33	
5	Pulpa de hundidos	3073,97	507,73	671,65	443,56	22,28	17,29	1662,50	3073,97	4736,47
5	Mineral de hundidos		507,73	671,65	443,56	22,28	17,29	1662,50		4736,47
	Líquido de hundidos	3073,97							3073,97	
6	Pulpa de suspendidos	11509,36	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	11509,36	16096,86
6	Mineral de suspendidos		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		16096,86
	Líquido de suspendidos	11509,36							11509,36	
6	Pulpa de alimento a etapa de floculación 1	11509,36	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	11509,36	16096,86
6	Mineral alimento etapa de floculación 1		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		16096,86
	Líquido alimento etapa de floculación 1	11509,36								
10	Solución recirculada ajuste de pulpa floculación	6840,54							6840,54	6840,54
7	Sulfato de aluminio etapa de floculación 1	0,09							0,09	0,09

8	Pulpa descarga a etapa de floculación 1	18350,00	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	18350,00	22937,50
8	Mineral descarga etapa de floculación 1		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		22937,50
	Líquido descarga etapa de floculación 1	18350,00							18350,00	
14	Torta filtrada 1	2470,19	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	2470,19	7057,69
14	Mineral en torta filtrada 1		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		7057,69
	Líquido en torta filtrada 1	2470,19							2470,19	
9	Líquido retirado (filtrado) 1	15879,81							15879,81	15879,81
10	Solución recirculada ajuste de pulpa floculación	6840,54							6840,54	6840,54
11	Solución de recirculación a flotación, disgregación y espumas	9039,26							9039,26	9039,26
18	Pulpa alimento acondicionamiento flotación	2470,19	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	2470,19	7057,69
18	Mineral acondicionamiento flotación		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		7057,69
	Líquidos acondicionamiento flotación	2470,19							2470,19	
19	Reactivo de flotación AERO 6494	6,88							6,88	6,88
20	Pulpa descarga acondicionamiento flotación	2477,07	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	2477,07	7064,57
20	Mineral descarga acondicionamiento flotación		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		7064,57
	Líquido descarga acondicionamiento etapa de flotación	2477,07							2477,07	
12	Solución de recirculación a disgregación y espumas	812,17							812,17	812,17
13	Solución recirculada a etapa flotación	8227,09							8227,09	8227,09
21	Pulpa alimento etapa de flotación 1	10704,16	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	10704,16	15291,66
21	Mineral alimento etapa de flotación 1		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		15291,66
	Líquido alimento etapa de flotación 1	10704,16							10704,16	
22	Pulpa flotados 1	6606,00	504,37	667,21	440,62	22,13	17,18	1651,5	6606,00	8257,50
22	Mineral flotados 1		504,37	667,21	440,62	22,13	17,18	1651,5		8257,50
	Líquido flotados 1	6606,00							6606,00	
23	Pulpa no flotados 1	4098,16	896,65	1186,14	783,32	39,34	30,53	2936,00	4098,16	7034,16
23	Mineral no flotados 1		896,65	1186,14	783,32	39,34	30,53	2936,00		7034,16
	Líquido no flotados 1	4098,16							4098,16	
24	Pulpa flotados 2 (Espumas de TiO <sub>2</sub> )	4359,96	181,57	240,19	158,62	7,97	6,18	594,54	4359,96	4954,50
24	Mineral flotados 2		181,57	240,19	158,62	7,97	6,18	594,54		4954,50
	Líquido flotados 2	4359,96							4359,96	

34	Agua para destruir espumas de TiO <sub>2</sub>	41,27							41,27	41,27
33	Solución de recirculación a disgregación	770,90							770,90	770,90
25	Pulpa no flotados 2	2246,04	322,80	427,01	282,00	14,16	10,99	1056,96	2246,04	3303,00
25	Mineral no flotados 2		322,80	427,01	282,00	14,16	10,99	1056,96		3303,00
	Líquido no flotados 2	2246,04							2246,04	
26	Pulpa de alimento a etapa de floculación 2	6344,20	1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96	6344,20	10337,16
26	Mineral alimento etapa de floculación 2		1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96		10337,16
	Líquido alimento etapa de floculación 2	6344,20							6344,20	
27	Sulfato de aluminio etapa de floculación 2	79,86							79,86	79,86
28	Pulpa descarga a etapa de floculación 2	6424,06	1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96	6424,06	10417,02
28	Mineral descarga etapa de floculación 2		1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96		10417,02
	Líquido descarga etapa de floculación 2	6424,06							6424,06	
30	Torta filtrada 2	2150,06	1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96	2150,06	6143,02
30	Mineral en torta filtrada 2		1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96		6143,02
	Líquido en torta filtrada 2	2150,06							2150,06	
29	Líquido retirado (filtrado) 2 es recirculado a disgregación	4274,00							4274,00	4274,00
30	Torta alimento etapa de secado 2	2150,06	1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96	2150,06	6143,02
30	Mineral alimento etapa de secado 2		1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96		6143,02
	Líquido alimento etapa de secado 2	2150,06							2150,06	
31	Agua retirada etapa de secado 2	2026,56							2026,56	2026,56
32	Mineral en producto secado 2		1219,45	1613,16	1065,32	53,51	41,53	3992,96		4116,45
	Agua en producto secado 2	123,49							123,49	

Características generales de la planta de beneficio calidad cemento blanco.

<b>Características Generales</b>	<b>Valor</b>	<b>Unidades</b>
Capacidad mineral mena seco	50	t/d
Tiempo de operación	8	h
Humedad de mina	15	%
Densidad real del mineral	2,63	g/cm <sup>3</sup>
<b>Contenido mineralógico de mena en base seca</b>		
Caolinita	30,54	%
Ilita - Mica	40,4	%
Cuarzo	26,68	%
Anatasa	1,34	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,04	%
<b>Etapas de disgregación</b>		
Reactivo de dispersión	Silicato de sodio	
Densidad del dispersante	1,397	g/cm <sup>3</sup>
Dosificación de dispersante	0,5	% V/P mineral
Reactivo modificador de pH	Hidróxido de amonio	
Densidad del hidróxido de amonio	0,897	g/cm <sup>3</sup>
Dosificación de amonio	1,9	% V/P mineral
Porcentaje de sólidos de pulpa	30	%
Densidad del líquido	1,0	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de pulpa disgregación	1,228	g/cm <sup>3</sup>
<b>Etapas de desarenamiento</b>		
Porcentaje de recuperación	73,4	%
Porcentaje de sólidos sedimentos	35,1	%
Porcentaje de sólidos suspendidos	28,5	%

Densidad de pulpa sedimentos	1,278	g/cm <sup>3</sup>
Densidad de pulpa suspendidos	1,215	g/cm <sup>3</sup>

**Composición sedimentados  
en base seca**

Caolinita	3,52	%
Ilita - Mica	24,52	%
Cuarzo	69,11	%
Anatasa	2,24	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,61	%

**Composición suspendidos  
en base seca**

Caolinita	34,92	%
Ilita - Mica	56,64	%
Cuarzo	6,87	%
Anatasa	0,81	%
Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,76	%

**Etapas de floculación y filtración**

Reactivo floculante	Sulfato de aluminio	
Dosificación floculante	20	mg/ kg mineral
Porcentaje de sólidos a floculación	20	%
Porcentaje de sólidos en torta filtrada	65	%
Densidad pulpa floculación	1,141	g/cm <sup>3</sup>
Densidad pulpa filtrada	1,675	g/cm <sup>3</sup>

**Etapas de secado**

Porcentaje de humedad del producto	3	%
------------------------------------	---	---

<b>Porcentaje de recuperación total</b>	72,89	%
---	-------	---

En la tabla 2D se presenta el balance de materia para la planta de beneficio calidad cemento blanco.

**Tabla 2D. Balance de masa de la planta de beneficio calidad cemento blanco.**

Corriente	Descripción de Flujo	Líquidos Asociados (Kg/h)	Sólidos					Sólidos Total (Kg/h)	Líquidos Total (Kg/h)	Flujo Total (Kg/h)
			Caolinita (Kg/h)	Ilita – Mica (Kg/h)	Cuarzo (Kg/h)	Anatasa (Kg/h)	Hierro, Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> (Kg/h)			
1	Mineral de mena		1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250		7352,94
	Humedad del mineral de mena	1102,94							1102,94	
2	Mineral triturado	1102,94	1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250	1102,94	7352,94
2	Mineral alimento disgregación	1102,94	1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250	1102,94	7352,94
3	Silicato de sodio etapa disgregación	43,66							43,66	13480,39
	Hidróxido de amonio etapa disgregación	106,52							106,52	
	Agua etapa disgregación	13330,22							13330,22	
11	Agua recirculada etapa disgregación	9039,26							9039,26	9039,26
3	Agua fresca etapa disgregación	4290,96							4290,96	4290,96
4	Pulpa descarga de etapa disgregación	20833,33						6250	14583,33	20833,33
4	Mineral descarga de etapa disgregación		1908,75	2525	1667,5	83,75	65	6250		20833,33
	Líquido descarga de etapa disgregación	14583,33							14583,33	
5	Pulpa de hundidos	3073,97	507,73	671,65	443,56	22,28	17,29	1662,50	3073,97	4736,47
5	Mineral de hundidos		507,73	671,65	443,56	22,28	17,29	1662,50		4736,47
	Líquido de hundidos	3073,97							3073,97	
6	Pulpa de suspendidos	11509,36	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	11509,36	16096,86
6	Mineral de suspendidos		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		16096,86
	Líquido de suspendidos	11509,36							11509,36	
6	Pulpa de alimento a etapa de floculación	11509,36	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	11509,36	16096,86
6	Mineral alimento etapa de floculación		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		16096,86
	Líquido alimento etapa de floculación	11509,36								
10	Solución recirculada ajuste de pulpa floculación	6840,54							6840,54	6840,54
7	Sulfato de aluminio etapa de floculación	0,09							0,09	0,09

8	Pulpa descarga a etapa de floculación	18350,00	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	18350,00	22937,50
8	Mineral descarga etapa de floculación		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		22937,50
	Líquido descarga etapa de floculación	18350,00							18350,00	
14	Torta filtrada	2470,19	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	2470,19	7057,69
14	Mineral en torta filtrada		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		7057,69
	Líquido en torta filtrada	2470,19							2470,19	
9	Líquido retirado (filtrado)	15879,81							15879,81	15879,81
10	Solución recirculada ajuste de pulpa floculación	6840,54							6840,54	6840,54
15	Torta alimento etapa de secado	2470,19	1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50	2470,19	7057,69
15	Mineral alimento etapa de secado		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		7057,69
	Líquido alimento etapa de secado	2470,19							2470,19	
16	Agua retirada etapa de secado	2328,31							2328,31	2328,31
17	Mineral en producto secado		1401,02	1853,35	1223,95	61,47	47,71	4587,50		4729,38
	Agua en producto secado	141,88							141,88	

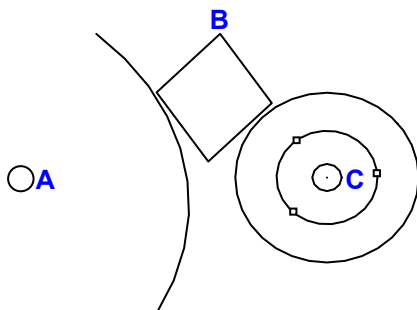
## ANEXO E

### DIMENSIONAMIENTO DEL TRITURADOR DE RODILLOS TRIPLES

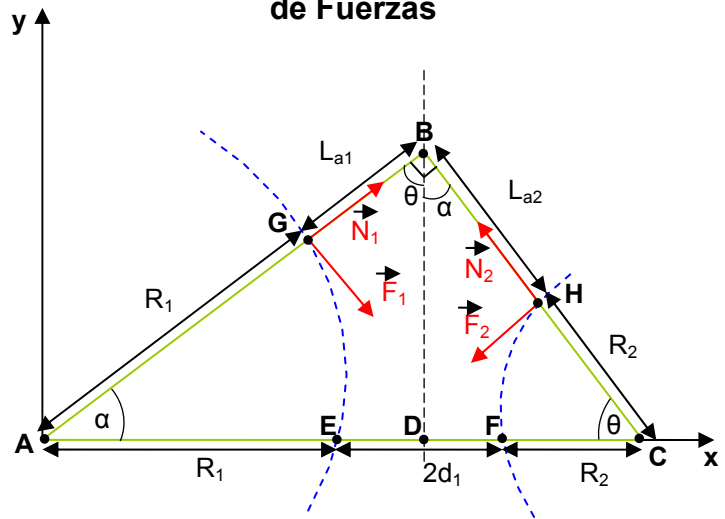
Para la selección del triturador se tuvieron en cuenta las siguientes variables: Relación de reducción (RR), velocidad de los rodillos (N ; r.p.m.), ángulo de prensado ( $\beta$ ), radio de los rodillos (R), tamaño del alimento (L), coeficiente de fricción entre el alimento y los rodillos ( $\mu$ ), Densidad aparente del caolín ( $\rho_b$ ), Capacidad (m), longitud de los rodillos (w), distancia de separación entre los rodillos (2d), tiempo de operación ( $\theta$ ) y punto de contacto del rodillo con el material ( $L_a$ ).

**Dimensionamiento del triturador:** Relación de las variables del triturador para la primera etapa de trituración (trituradora de rodillo sencillo) como se muestra en la figura 1E.

**Figura 1E Triturador de rodillo simple**



**Figura 2E Diagrama de Fuerzas**



**Análisis de fuerzas:** A partir del diagrama de fuerzas de la figura 2E.

$$N_{1x} = N_1 * \text{Cosa} \quad (1E) \quad N_{1y} = N_1 * \text{Sen}\alpha \quad (2E)$$

$$F_{1x} = F_1 * \text{Sen}\alpha \quad (3E) \quad F_{1y} = -F_1 * \text{Cos}\alpha \quad (4E)$$

$$N_{2x} = -N_2 * \text{Sen}\alpha \quad (5E) \quad N_{2y} = N_2 * \text{Cos}\alpha \quad (6E)$$

$$F_{2x} = -F_2 * \text{Cos}\alpha \quad (7E) \quad F_{2y} = -F_2 * \text{Sen}\alpha \quad (8E)$$

Como condición necesaria:  $\sum F_y > \sum F_x \quad (9E)$

Sabiendo que:  $F_1 = F_2 = F = \mu * N \quad N_1 = N_2 = N$

$$\sum F_y = N * (\text{Sen}\alpha + \text{Cos}\alpha) - F * (\text{Sen}\alpha + \text{Cos}\alpha) \quad (10E)$$

$$\sum F_y = N * (\text{Sen}\alpha + \text{Cos}\alpha) * (1 - \mu) \quad (11E)$$

$$\sum F_x = N * (\text{Cos}\alpha - \text{Sen}\alpha) + F * (\text{Cos}\alpha - \text{Sen}\alpha) \quad (12E)$$

$$\sum F_x = N * (\text{Cos}\alpha - \text{Sen}\alpha) * (1 - \mu) \quad (13E)$$

Reemplazando las ecs 11E y 13E en la ec 9E se obtiene:  $\text{Sen}\alpha > 0$ ; cuya condición se cumple para  $0 < \alpha < 270^\circ$ .

Además se debe cumplir por lo menos que  $\sum F_y > 0$ , utilizando esta condición para la ec (13E) se obtiene:  $N * (\text{Sen}\alpha + \text{Cos}\alpha) * (1 - \mu) > 0 \quad (14E)$ , esto se cumple para  $(\text{Sen}\alpha + \text{Cos}\alpha) > 0 \quad (15E)$  y,  $(1 - \mu) > 0 \quad (16E)$ .

De la ec 14E se obtiene:  $\mu > \text{Tan}\alpha \quad (17E)$  y de la ec 16E se obtiene:  $\mu < 1 \quad (18E)$ , de las ecs 17E y 18E se obtiene:  $\text{Tan}\alpha < \mu < 1$  y esta nueva condición restringe el ángulo  $\alpha$  a  $0 < \alpha < 45^\circ$ .

### Relación de las variables de la primera etapa de trituración:

Bajo la suposición que  $La_1 = La_2 = La$  y de la figura 2E se puede observar:

$$\frac{\text{Sen}\alpha}{\text{Sen}\theta} = \frac{La + R1}{La + R2} = K \quad (19E)$$

Para el segmento de recta AB  $Y = m_1 * X$  donde  $m_1 = \text{Tan}\alpha$

$$Y = \text{Tan}\alpha * X \quad (20E)$$

Para el segmento de recta BC  $Y = m_2 * X + P$  donde  $m_2 = -\text{Tan}\theta$  y para  $Y = 0$

$$X = P = R_1 + R_2 + 2d \quad \text{Por lo tanto}$$

$$Y = (\text{Tan}\theta) * (R_1 + R_2 + 2d - X) \quad (21E)$$

Como los segmentos de recta AB y BC son perpendiculares  $m_1 * m_2 = -1$ , es decir:

$$\text{Tan}\theta * (-\text{Tan}\alpha) = -1 \quad (22E)$$

Se determina el punto de intersección de las rectas perpendiculares igualando las ecs 20E y 21E.

$$\text{Tan}\alpha * X = (\text{Tan}\theta) * (R_1 + R_2 + 2d - X) \quad (23E)$$

$$(R_1 + R_2 + 2d) = X * \left(1 + \frac{\text{Tan}\alpha}{\text{Tan}\theta}\right) \quad (24E)$$

Reemplazando en  $X = D$  en la ec 21E se obtiene:

$$X = D = (\text{Tan}\theta) * \frac{(R_1 + R_2 + 2d)}{(\text{Tan}\alpha + \text{Tan}\theta)} \quad (25E)$$

Reemplazando la ec 20E en  $Y = B$ , en la ec 25E se obtiene:

$$Y = B = (\text{Tan}\theta) * \text{Tan}\alpha \frac{(R_1 + R_2 + 2d)}{(\text{Tan}\alpha + \text{Tan}\theta)} \quad (26E)$$

Simplificando la ec 26E con la ec 22E

$$Y = B = \frac{(R_1 + R_2 + 2d)}{(\text{Tan}\alpha + \text{Tan}\theta)} \quad (27E)$$

El punto (D,B) es el intercepto.

De la figura 2E se obtiene:

$$\frac{D}{B} = \frac{\text{Sen}\theta}{\text{Sen}\alpha} \quad (28E)$$

$$D = B * \left(\frac{\text{Sen}\theta}{\text{Sen}\alpha}\right) \quad (29E)$$

Utilizando el teorema de Pitágoras para el triángulo ABD de la figura 2E se obtiene:

$$(R_1 + La)^2 = D^2 + B^2 \quad (30E)$$

Reemplazando la ec 29E en la 30E

$$(R_1 + La)^2 = B^2 + B^2 \left( \frac{\text{Sen}\theta}{\text{Sen}\alpha} \right)^2 \quad (31E)$$

Reemplazando la ec 19E en la 31E

$$(R_1 + La)^2 = \frac{B^2}{K^2} * (1 + K^2) \quad (32E)$$

Sacando raíz a la ec 32E y remplazándola en la ec 27E:

$$K * (R_1 + La) = \frac{(R_1 + R_2 + 2d) * (\sqrt{1 + K^2})}{(\text{Tan}\theta + \text{Tan}\alpha)} \quad (33E)$$

De la ec 19E se obtiene:

$$R_2 = K * R_1 + La * (K - 1) \quad (34E)$$

Reemplazando 34E en 33E y despejando  $R_1$  se obtiene:

$$R_1 = \frac{La * [(K - 1) * \sqrt{1 + K^2} - K * (\text{Tan}(\theta) + \text{Tan}(\alpha))] + 2d * \sqrt{1 + K^2}}{K * (\text{Tan}(\theta) + \text{Tan}(\alpha)) - (1 + K) * \sqrt{1 + K^2}} \quad (35E)$$

La distancia de separación de los rodillos (2d) y la relación de reducción ( $RR_1$ ) de la primera etapa de trituración se relacionan de la siguiente forma:  $2d = \frac{L}{RR}$  y

reemplazándola en la ec 35E se obtiene:

$$R_1 = \frac{La * [(K - 1) * \sqrt{1 + K^2} - K * (\text{Tan}\theta + \text{Tan}\alpha)] + \frac{L}{RR_1} * \sqrt{1 + K^2}}{K * (\text{Tan}\theta + \text{Tan}\alpha) - (1 + K) * \sqrt{1 + K^2}} \quad (36E)$$

**Capacidad:** Según la referencia 17.

$$m_{\text{teórico}} = 4 * m_{\text{real}} \quad (37E)$$

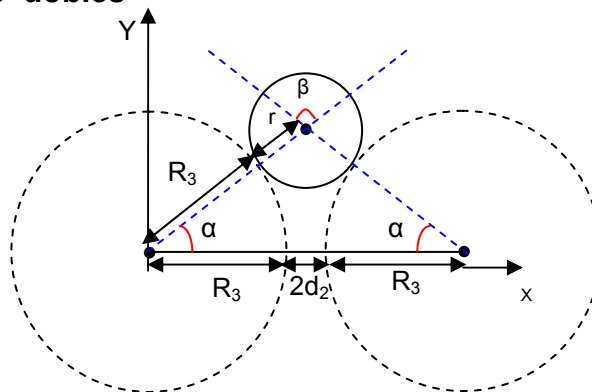
$$m_{\text{teórico}} = (188.5) * (\rho_b) * (2d) * (D_2) * (W) * (N) \quad (38E)$$

En donde m tiene unidades de Kg/h, y  $D_2$  es el diámetro del rodillo móvil.

**Relación de las variables segunda etapa de trituración:**

Suponiendo que las partículas provenientes de la primera etapa de trituración son de forma esférica como se muestra en la figura 3E.

**Figura 3E. Trituradora de rodillos dobles**



Como se puede observar de la figura 3E.

$$\cos\alpha = \frac{R_3 + d_2}{R_3 + r} \quad (39E)$$

Despejando  $R_3$  se obtiene:

$$R_3 = \frac{(r * \cos\alpha - d_2)}{(1 - \cos\alpha)} \quad (40E)$$

$$\alpha = \frac{\beta}{2} \quad (41E)$$

**Requerimiento de potencia del triturador de rodillos triples:**

Según la referencia 7.

$$N_B = \left(\frac{4}{3}\right) * 10 * w_i \left[ \frac{1}{\sqrt{F_B}} - \frac{1}{\sqrt{F_{B0}}} \right] * \frac{Q}{\eta} \quad (42E)$$

$N_B$  es la potencia (KW),  $w_i$  es el índice de Bond,  $F_B$  es el tamaño final del material ( $\mu\text{m}$ ),  $F_{B0}$  es el tamaño inicial del material ( $\mu\text{m}$ ),  $\eta$  es la eficiencia del equipo y  $Q$  es la capacidad (Ton/h).

#### **Metodología de cálculo para la primera etapa de trituración:**

1. Fijar la variable  $L_a$ , de tal manera que garantice la mordida adecuada del material en el triturador.
2. Fijar la variable  $RR_1$ , para trituradores de rodillo el valor recomendado es de 1:4.
3. Para este caso en particular el ángulo de prensado  $\beta$  es de  $90^\circ$ , pero los ángulos entre los puntos de contacto y el eje vertical  $\alpha$  y  $\theta$  respectivamente se pueden hacer variar y geoméricamente se puede observar de la figura 2E que:  
$$\alpha + \theta = \beta = 90^\circ .$$
4. Determinar el ángulo  $\alpha$  conociendo  $\mu$ , (ver anexo B), utilizando la ec 17E.
5. Conociendo las variables anteriormente mencionadas se puede determinar  $R_1$  con la ec 36E, y  $R_2$  con la ec 34E.
6. Fijar la variable  $W$ , teniendo en cuenta el tamaño del alimento.
7. Determinar  $N_1$ , utilizando la ec. 38E.

#### **Metodología de cálculo para la segunda etapa de trituración:**

1. Determinar  $2d_2$ , con base en el tamaño final del producto.
2. Determinar  $R_3$  utilizando la ec. 40E.
3. Determinar  $N_2$  utilizando la ec. 38E.
4. Determinar  $N_B$  para el triturador utilizando la ec. 42E.

## ANEXO F

### DIMENSIONAMIENTO DE UN ESPESAOR

Para el dimensionamiento del espesador se tuvieron en cuenta las siguientes variables: tipo de dispersante, concentración de dispersante ( $\%W_{v1}$  %p/v), tiempo de sedimentación ( $t_s$ ), porcentaje de sólidos en la pulpa ( $\%X_{4s}$ ), pH de pulpa, las cuales fueron ajustadas en el disgregador; además las variables estudiadas en la prueba de sedimentación intermitente que son: tiempo ( $\theta$ ), concentración inicial ( $C_0$ ), concentración de la capa limítrofe ( $C_L$ ), concentración de los sólidos concentrados ( $C'_L$ ), concentración de los sólidos suspendidos ( $C_s$ ), área de sección transversal de la probeta ( $S$ ), velocidad de sedimentación ( $v$ ), altura inicial ( $Z_0$ ), altura de los sólidos concentrados ( $Z_L$ ), altura aparente de la interfase ( $Z_i$ ), tiempo para alcanzar la interfase ( $\theta_L$ ), altura que ocuparían la suspensión si todos los sólidos estuvieran a  $C_L$  ( $Z_i$ ), altura de la zona de compresión a un tiempo  $\theta$  ( $Z$ ), altura de la zona de compresión a un tiempo infinito ( $Z_{inf}$ ), altura de la zona de compresión en la concentración crítica ( $Z_c$ ), tiempo crítico ( $\theta'_c$ ), volumen de la zona de compresión ( $V_c$ ), masa de líquido en la zona de compresión ( $M_L$ ), masa de sólidos en la zona de compresión ( $M_s$ ), tiempo de retención en la zona de compresión ( $\theta - \theta_c$ ), densidad de la fase sólida ( $\rho_s$ ), densidad de la fase líquida ( $\rho$ ), y las variables del espesador continuo: concentración flujo de alimentación ( $F_4$ ), flujo de hundidos ( $F_5$ ), flujo de suspendidos ( $F_6$ ), caudal de alimentación ( $q_4$ ), caudal de hundidos ( $q_5$ ), caudal de suspendidos ( $q_6$ ), concentración inicial de sólidos ( $C_4 = Kg_{sólido}/V_{pulpa}$ ), concentración de sólidos en los hundidos ( $C_5$ ), concentración de sólidos en los suspendidos ( $C_6$ ), altura total ( $H$ ) y porcentaje de recuperación (relación del porcentaje de alúmina/silicio en el mineral suspendido).

**Determinación del área del espesador:** Según la referencia 5 cuando se forma una interfase de líquido claro y sedimentos en una prueba de sedimentación intermitente como se muestra en la figura 1F, el balance de masa de sólidos se

puede expresar:

$$C_L * Z_i = C_0 * Z_0 \quad (1F)$$

En nuestro caso se incluye una modificación debido a que no se forma una interfase de líquido claro y sedimentos, por lo tanto se desarrolló el balance de masa de sólidos

$$S * C_0 * Z_0 - S * C_L * Z_L = S * C_S * (Z_0 - Z_L) \quad (2F)$$

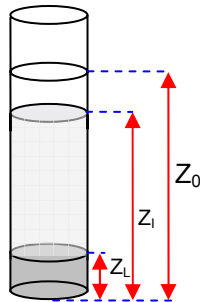
$$C_S = \frac{C_0 * Z_0 - C_L * Z_L}{Z_0 - Z_L} \quad (3F)$$

$$X = \frac{C_i}{\rho_{pi}} \quad (4F)$$

$$\rho_{pi} = (C_i + 1000) - C_i * \frac{\rho_l}{\rho_s} \quad (5F)$$

$$v = \frac{(Z_i - Z_j)}{(0 - \theta_L)} \quad (6F)$$

**Figura 1F. Sedimentación intermitente**



Transformando la ec. 24 se obtiene:

$$q_4 * C_4 = q_5 * C_5 + q_6 * C_6 \quad (7F)$$

Transformando la ec. 25 se obtiene:

$$q_4 * (\rho_{p4} - C_4) = q_5 * (\rho_{p5} - C_5) + q_6 * (\rho_{p6} - C_6) \quad (8F)$$

$$q_6 = \left[ \frac{\rho_{p4} * C_5 - \rho_{p5} * C_4}{\rho_{p6} * C_5 - \rho_{p5} * C_6} \right] * q_4 \quad (9F)$$

De la figura 10  $q_6 = V$

$$V = \left[ \frac{\rho_{p4} * C_5 - \rho_{p5} * C_4}{\rho_{p6} * C_5 - \rho_{p5} * C_6} \right] * q_4 \quad (10F)$$

$$\frac{V}{S} = \left[ \frac{\rho_{p4} * C_5 - \rho_{p5} * C_4}{\rho_{p6} * C_5 - \rho_{p5} * C_6} \right] * \frac{q_4}{S} \quad (11F)$$

Relacionando la ec 11F con las variables de la prueba de sedimentación intermitente se obtiene:

$$\frac{q_L * C_L}{S} = \left[ C_L * \left( \frac{\rho_{p6} * C_5 - \rho_{p5} * C_6}{\rho_{p4} * C_5 - \rho_{p5} * C_4} \right) - C_S \right] * v \quad (12F)$$

$$D = \sqrt{\left( \frac{4}{\pi} * S \right)} \quad (13F)$$

**2.6.3.2 Determinación de la profundidad del espesador:** Según la referencia 5.

$$\frac{dZ}{d\theta} = K * (Z - Z_\infty) \quad (14F)$$

$$\ln\left(\frac{Z - Z_\infty}{Z_c - Z_\infty}\right) = -K * \theta \quad (15F)$$

$$V_c = \frac{q_4 * C_4}{\rho_s} * (\theta - \theta_c) + \frac{q_4 * C_4}{\rho_l} \int_{\theta_c}^{\theta} \frac{M_L}{M_S} * d\theta \quad (16F)$$

De la prueba de sedimentación intermitente se puede determinar la siguiente equivalencia:

$$\frac{M_L}{M_S} = \frac{\rho_l * (\rho_s - C_L)}{\rho_s * C_L} \quad (17F)$$

$$\theta_c = \frac{Z_0 + Z'_0}{2} \quad (18F)$$

**Metodología de cálculo para la determinación del diámetro del espesador:**

1. Usar los datos de la prueba de sedimentación intermitente ver anexo C, y graficar la altura aparente de la interfase  $Z_i$  como función del tiempo  $\theta$ , como

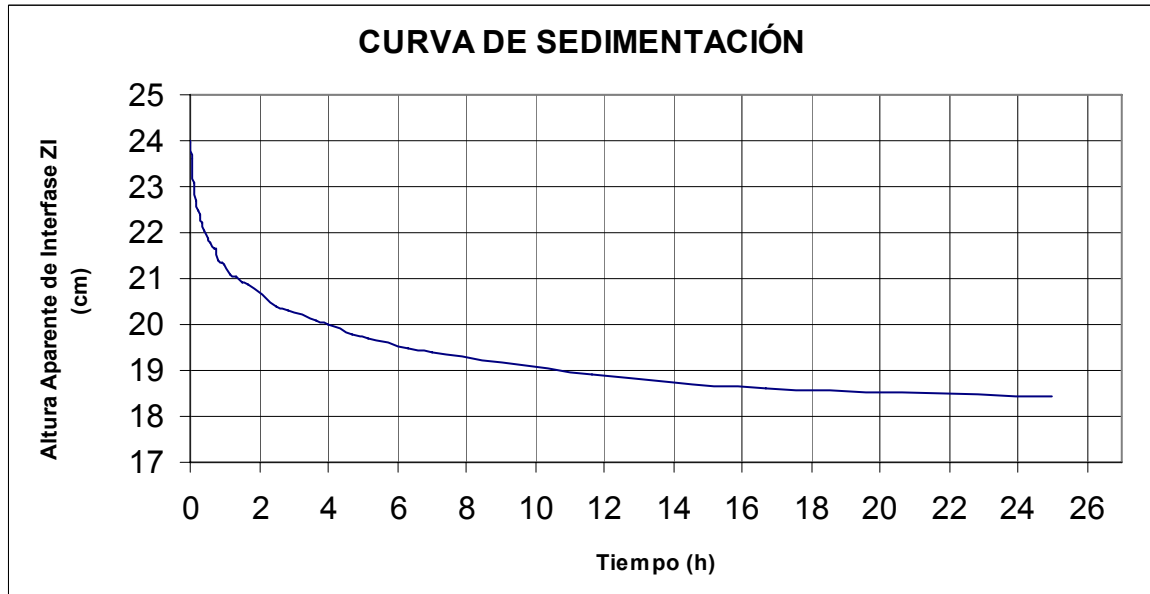
- se observa en la gráfica 1F.
2. Utilizar la gráfica de la curva de sedimentación, para determinar  $Z_i$ , trazando rectas tangentes a la curva de sedimentación como se muestra en la gráfica 2F, determinar  $C_L$  y  $C_S$ , utilizando las ecs 1F y 3F respectivamente.
  3. Comprobar si la aproximación de  $C_L$  es adecuada, calculando el porcentaje de sólidos de los sedimentos y suspendidos utilizando la ec 4F, verificando que corresponda a las condiciones de operación deseadas.
  4. Determinar la velocidad de sedimentación utilizando la ec 6F y determinar  $q_L * C_L / S$  con la ec 12F.
  5. Tabular las variables de los puntos anteriores, los resultados se presentan en las tablas 1F y 2F.
  6. Graficar  $q_L * C_L / S$  vs  $v$ , como se presenta en la gráfica 3F.
  7. Determinar  $(q_L * C_L / S)_{\text{mín}}$  a partir de la gráfica 3F.
  8. Determinar el diámetro del espesador utilizando la ec 13F.

**Metodología de cálculo para la determinación de la profundidad del espesador.**

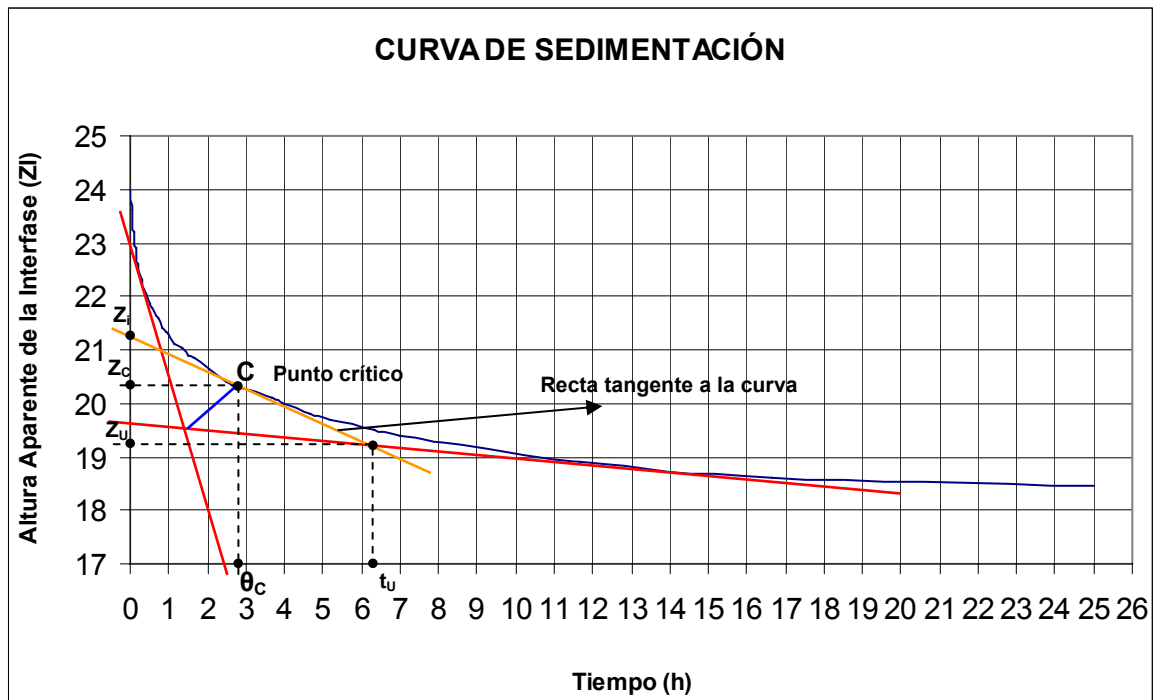
1. Graficar  $(Z - Z_{\text{inf}}) / (Z_0 - Z_{\text{inf}})$  vs el tiempo, para determinar  $Z_{\text{inf}}$ , se realiza por prueba y error hasta que la gráfica de  $\ln(Z - Z_{\text{inf}}) / (Z_0 - Z_{\text{inf}})$  vs el tiempo sea una línea recta como la ec 15F, los resultados se muestran en la gráfica 4F y la tabla 3F.
2. Tabular  $M_L / M_S$ , utilizando la ec 17F, como se muestra en la tabla 4F.
3. Determinar  $\theta$ ,  $\theta_c$  y  $(\theta - \theta_c)$  a partir de la gráfica 5F y la ec 18F.
4. Calcular el volumen de la zona de compresión utilizando la ec 16F.
5. Resultados de las dimensiones del espesador, según la referencia 5.

## RESULTADOS REQUERIDOS PARA DETERMINAR LAS DIMENSIONES DEL ESPESADOR

Gráfica 1F. Curva de sedimentación.



Gráfica 2F. Determinación de los  $Z_i$



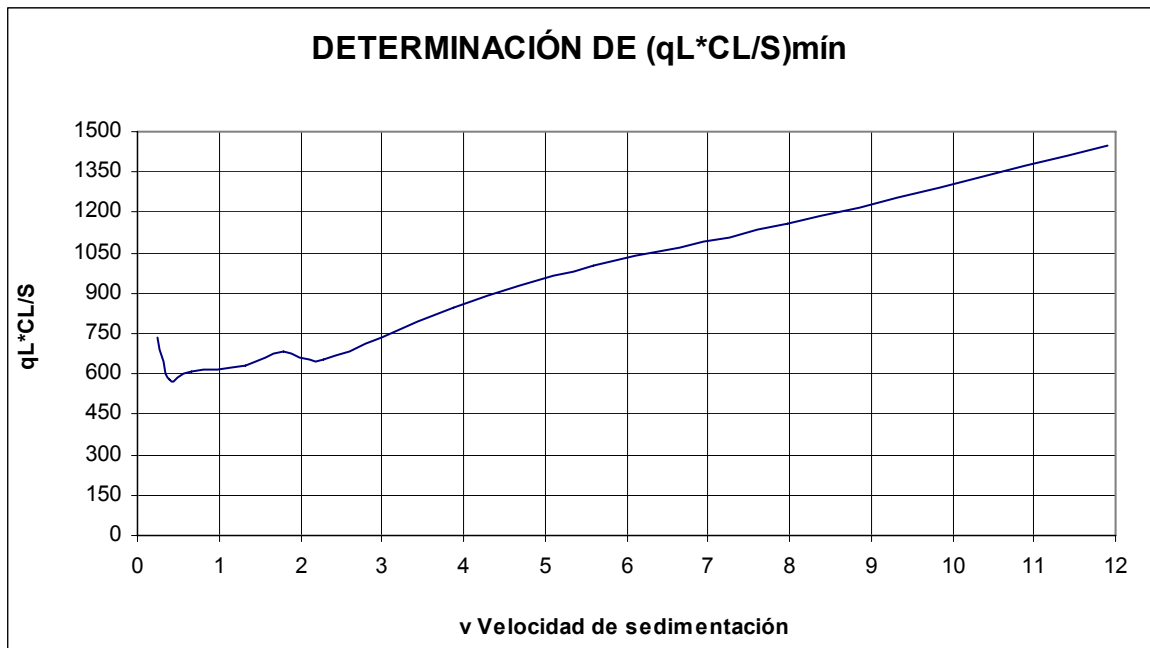
**Tabla 1F. Parámetros de sedimentación.**

Zi(cm)	Zl(cm)	$\theta$ L(h)	vl(cm/h)	ZL(cm)	CL(g/L)	Cs(g/L)
24,0	23,6	0,04	11,892	0,00	368,00	368,00
23,8	23,3	0,06	7,969	0,17	370,63	367,98
23,6	23,0	0,12	5,593	0,38	373,92	367,90
23,4	22,7	0,18	3,889	0,60	377,44	367,76
23,1	22,4	0,31	2,290	0,91	382,50	367,43
22,8	21,9	0,50	1,800	1,25	388,22	366,89
22,5	21,4	0,82	1,317	1,52	392,88	366,32
21,8	20,8	1,50	0,667	2,20	405,14	364,25
21,4	20,4	2,53	0,387	2,62	413,10	362,47
21,0	19,8	4,70	0,255	3,00	420,57	360,49
20,5	19,5	6,30	0,157	3,51	431,04	357,20
19,5	19,1	10,0	0,040	4,50	452,92	348,40
18,9	18,6	17,0	0,015	5,15	468,54	340,53

**Tabla 2F. Determinación del área del espesador.**

v(cm/h)	qL*CL/S
11,892	1450,61
7,969	1162,00
5,593	1000,30
3,889	849,91
2,290	654,81
1,800	685,86
1,317	631,85
0,667	605,79
0,387	581,52
0,255	735,16

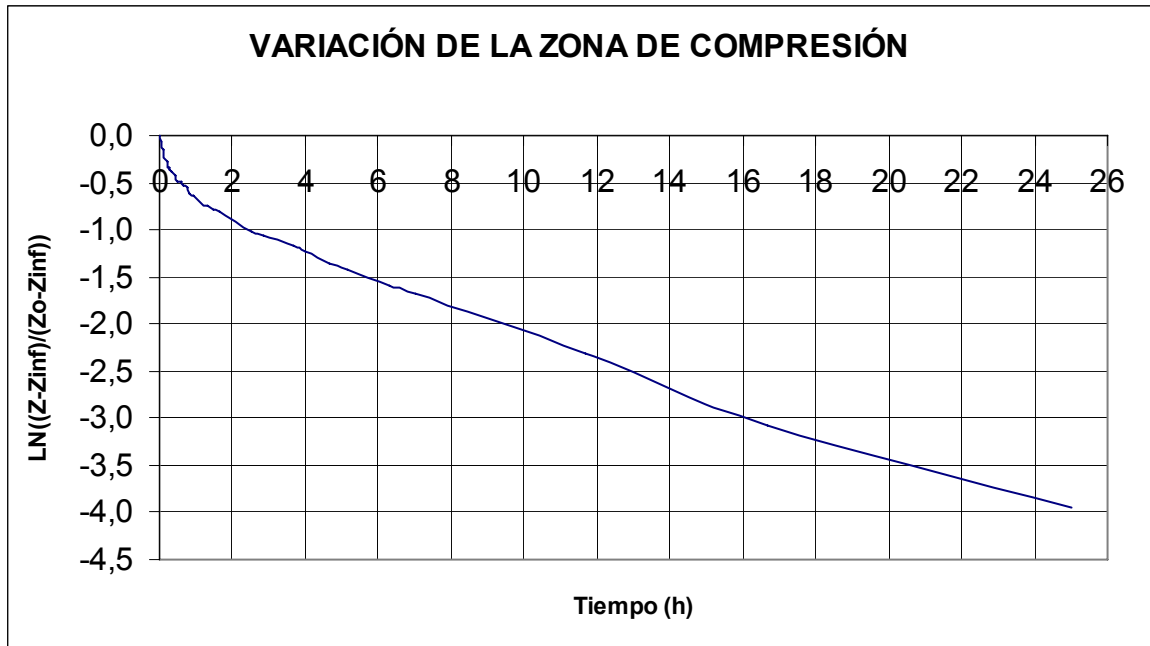
Gráfica 3F. Determinación de  $(qL \cdot CL/S)_{\text{mín}}$



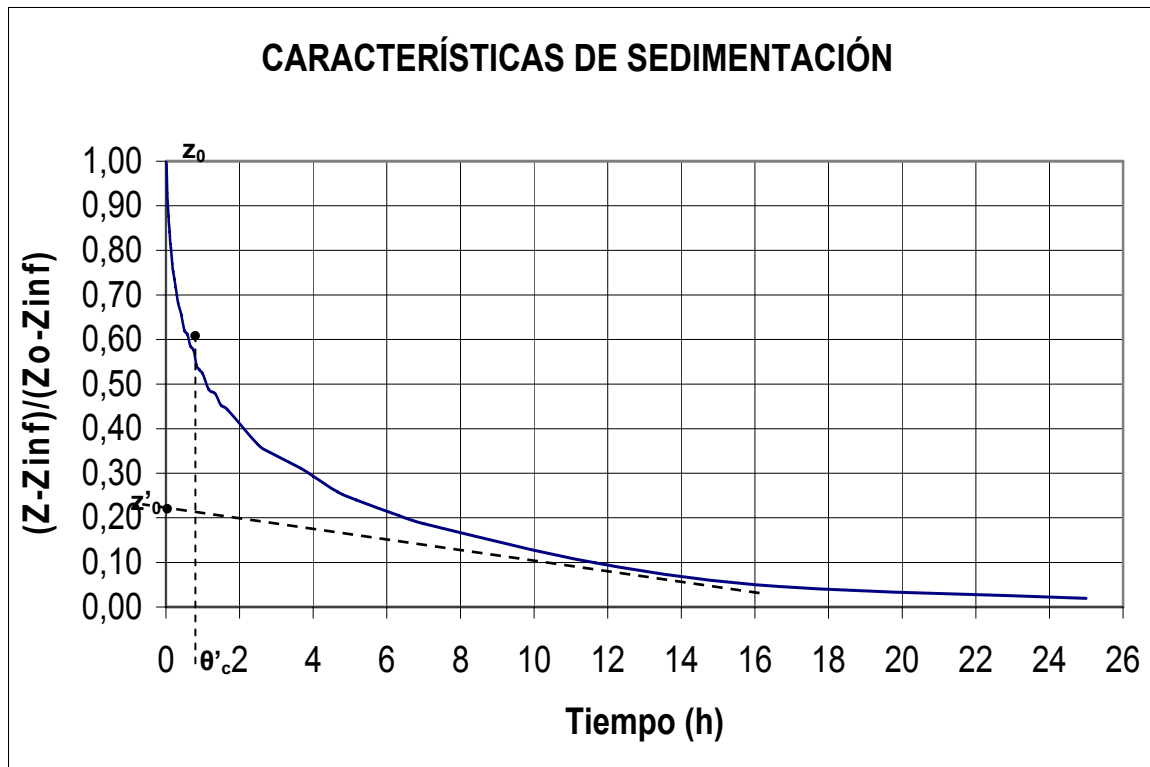
**Tabla 3F. Resultados de la determinación de  $Z_{inf}$ .**

Tiempo (h)	A. Aparente ZI	Z-Z <sub>inf</sub>	$(Z-Z_{inf})/(Z_0-Z_{inf})$	$LN(Z-Z_{inf})/(Z_0-Z_{inf})$
0,000	24	5,66	1,00	0,00
0,017	23,95	5,61	0,99	-0,01
0,033	23,6	5,26	0,93	-0,07
0,050	23,45	5,11	0,90	-0,10
0,067	23,3	4,96	0,88	-0,13
0,083	23,2	4,86	0,86	-0,15
0,100	23,1	4,76	0,84	-0,17
0,117	22,95	4,61	0,81	-0,21
0,133	22,9	4,56	0,81	-0,22
0,167	22,7	4,36	0,77	-0,26
0,200	22,6	4,26	0,75	-0,28
0,233	22,5	4,16	0,73	-0,31
0,267	22,4	4,06	0,72	-0,33
0,300	22,3	3,96	0,70	-0,36
0,333	22,2	3,86	0,68	-0,38
0,417	22,05	3,71	0,66	-0,42
0,500	21,85	3,51	0,62	-0,48
0,583	21,8	3,46	0,61	-0,49
0,667	21,65	3,31	0,58	-0,54
0,750	21,6	3,26	0,58	-0,55
0,833	21,4	3,06	0,54	-0,62
0,917	21,35	3,01	0,53	-0,63
1,000	21,3	2,96	0,52	-0,65
1,167	21,1	2,76	0,49	-0,72
1,333	21,05	2,71	0,48	-0,74
1,500	20,9	2,56	0,45	-0,79
1,667	20,85	2,51	0,44	-0,81
2,500	20,4	2,06	0,36	-1,01
2,833	20,3	1,96	0,35	-1,06
3,667	20,1	1,76	0,31	-1,17
4,000	20	1,66	0,29	-1,23
4,667	19,8	1,46	0,26	-1,35
5,167	19,7	1,36	0,24	-1,43
6,333	19,5	1,16	0,20	-1,59
7,000	19,4	1,06	0,19	-1,68
11,667	18,9	0,56	0,10	-2,31
16,667	18,6	0,26	0,05	-3,08
25,000	18,45	0,11	0,02	-3,94

Gráfica 4F. Variación de la zona de compresión en el tiempo.



Gráfica 5F. Características de sedimentación.



**Tabla 4F. Determinación de  $M_L/M_S$ .**

$\theta$	$M_S/M_L$	$M_L/M_S$
0,04	2,33277592	0,42867384
0,06	2,33291422	0,42864842
0,12	2,33347943	0,4285446
0,18	2,33456368	0,42834557
0,31	2,33700321	0,42789843
0,50	2,34100445	0,42716706
0,82	2,34525656	0,42639258
1,50	2,36073547	0,4235968
2,53	2,37420551	0,42119353
4,70	2,38938824	0,41851717
6,30	2,4149278	0,41409106
10,0	2,48562918	0,40231262

## ANEXO G

### CUANTIFICACIÓN DE LOS RECURSOS DE LA ARCILLA CAOLINÌTICA DE OIBA (SANTANDER)

**Cuantificación de recursos:** Las características geológicas de un recurso mineral son conocidas, estimadas o interpretadas a partir de evidencias y conocimientos geológicos específicos. El conocimiento geológico del depósito en estudio, está basado en observaciones directas de campo, realización de sondeos distanciados en promedio 179,5 m, documentación y muestreo sistemático de los frentes de explotación y los sondeos. Los análisis fisicoquímicos realizados a las muestras tomadas permitieron conocer la composición de los caolines y sus propiedades físicas, lo cual permitió caracterizar la mena con relación a su cantidad y calidad.

La información obtenida del depósito de caolines de la Vereda Barro blanco permite el uso para su cuantificación de la Clasificación Internacional de Recursos Minerales y Reservas Minerales (Vaughan, W. S., & Felderhof, S., 2002), en: **Recursos Minerales Medidos, Recursos Minerales Indicados y Recursos Minerales Inferidos.**

**Recursos Minerales Medidos:** Un recurso mineral medido es aquel que posee estimaciones de tonelaje, densidad, forma, características físicas, espesor y contenido mineral (cantidad y calidad), con: a) un alto nivel de confianza; b) información detallada y confiable; y, c) con sitios de muestreo lo suficientemente cercanos como para confirmar la continuidad geológica y de contenido mineral del depósito (Vaughan, W. S., & Felderhof, S., 2002).

Los recursos minerales medidos componen el área encerrada por todos los sitios de muestreo que permitieron la caracterización geológica de depósito y la estimación de los principales niveles caoliníferos como las perforaciones y frentes

de exploración dentro del área de la Licencia Minera N° 070 – 68 de la Cooperativa.

**Recursos Minerales Indicados:** Un recurso mineral indicado es aquella parte del recurso mineral para la cual el tonelaje, densidad, forma, características físicas, espesor y contenido mineral puede ser estimado con un razonable nivel de confianza. Esta basada en la exploración, el muestreo y la información de pruebas obtenidas a través de técnicas apropiadas, de sitios como afloramientos, trincheras, perforaciones y agujeros de explotación. Los sitios de muestreo están muy ampliamente espaciados o inapropiadamente espaciados como para confirmar la continuidad geológica o de contenido mineral, pero lo suficientemente espaciados como para asumir dicha continuidad. Esta categoría tiene un nivel de confianza mayor que los recursos minerales inferidos pero un nivel de confianza menor que los recursos minerales medidos (Vaughan, W. S., & Felderhof, S., 2002).

Los recursos minerales indicados en el área de la licencia minera de la Cooperativa comprende la zona comprendida entre el muestreo sistemático realizado en las perforaciones y frentes, y los frentes de explotación abandonados en la Vereda Barro blanco que aunque no permiten la extracción de muestras para su estudio si permiten corroborar la distribución del deposito y de los principales niveles caoliníferos.

**Recursos Minerales Inferidos:** Un recurso mineral inferido es aquella parte del recurso mineral para la cual el tonelaje, el espesor y el contenido mineral (cantidad y calidad) puede ser estimado basado en la evidencia geológica y asumida, pero donde no se puede verificar su continuidad geológica, espesor y contenido mineral. La información sobre la cual se basa la estimación, puede ser limitada o de calidad y fiabilidad incierta. Tiene un nivel de confianza inferior a los recursos minerales indicados (Vaughan, W. S., & Felderhof, S., 2002).

Este tipo de recursos componen el área externa en la categorización de recursos del área de la licencia minera de la Cooperativa (Figura 2G) y esta basada principalmente en las características geomorfológicas del depósito y en el control de campo. Estas características superficiales podrían indicar una continuidad en profundidad de las propiedades geológicas y de los principales niveles caoliníferos.

Los principales niveles caoliníticos del depósito, de interés comercial son el Nivel D y el Nivel B como se muestra en la figura 1G. El cálculo de reservas para estos niveles se realizó mediante el método de áreas. El procedimiento y los resultados se describen a continuación.

**Figura 1G. Ocurrencia de los niveles B, C y D.**



El espesor promedio calculado a partir del corte geológico realizado al yacimiento y de los perfiles de cada una de las perforaciones y frentes dió los siguientes resultados:

Espesor Promedio del Nivel D: **1,86 m**

Espesor Promedio del Nivel B: **2,35 m**

Otra de las propiedades físicas tomadas en cuenta para el cálculo es la densidad del caolín determinada mediante análisis pignométrico. La densidad obtenida fue de 2,62 t/m<sup>3</sup>.

La cuantificación de los recursos de caolín se presenta en las tablas 1G, 2G y 3G.

**Tabla 1G. Cálculo de recursos minerales medidos en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68**

NIVEL	RECURSOS MINERALES MEDIDOS			
	Espesor (m)	Área (m <sup>2</sup> )	Volumen (m <sup>3</sup> ) (Espesor * Área)	Tonelaje (Volumen* Densidad)
<b>D</b>	1,86	120912,60	224.897,44	<b>589.231,28</b>
<b>B</b>	2,35		284.144,61	<b>744.458,88</b>

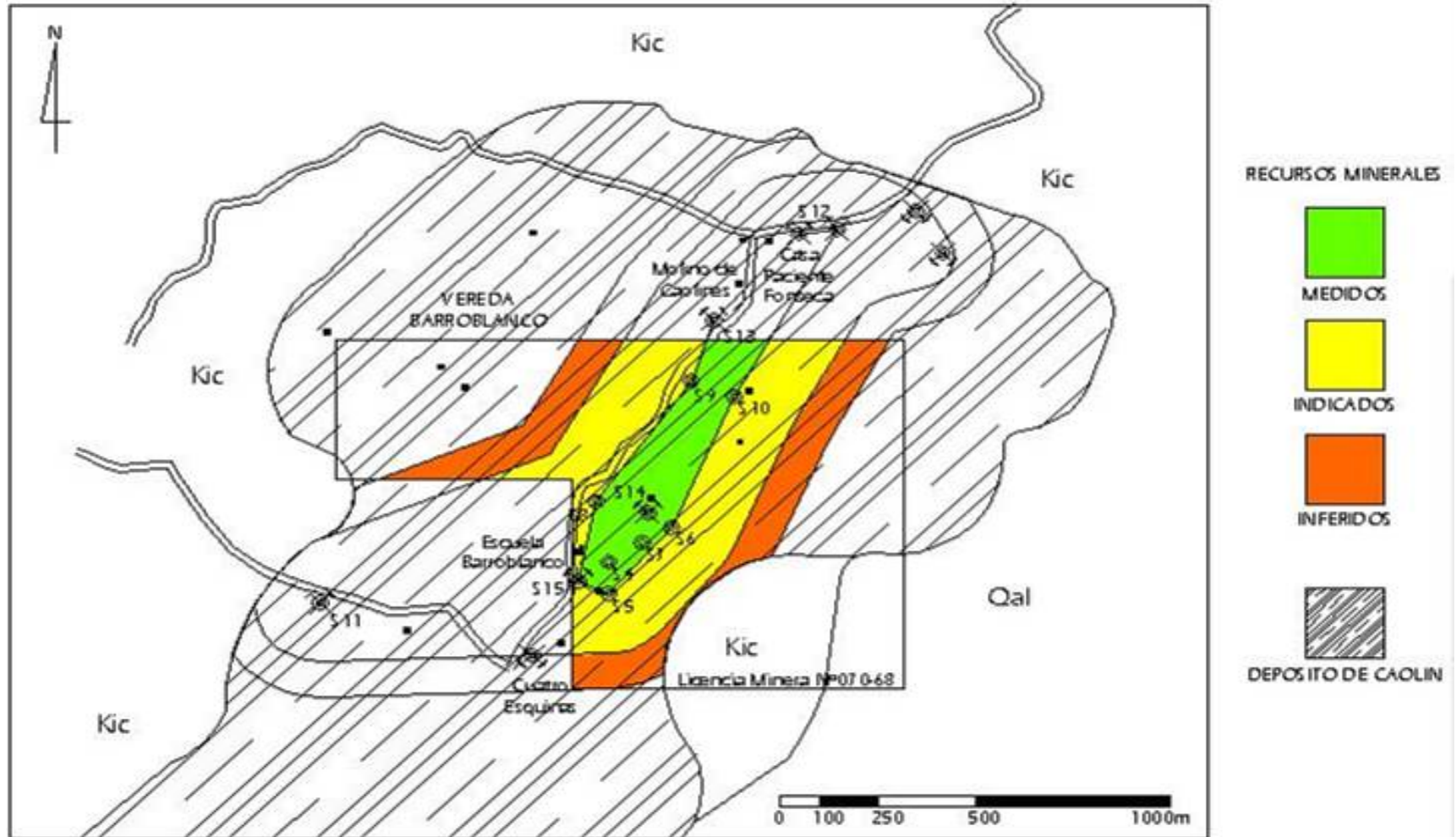
**Tabla 2G. Cálculo de recursos minerales indicados en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68**

NIVEL	RECURSOS MINERALES INDICADOS			
	Espesor (m)	Área (m <sup>2</sup> )	Volumen (m <sup>3</sup> ) (Espesor * Área)	Tonelaje (Volumen* Densidad)
<b>D</b>	1,86	293.872,1	546.602,24	<b>1'432.097,86</b>
<b>B</b>	2,35	7	690.599,60	<b>1'809.370,95</b>

**Tabla 3G. Cálculo de recursos minerales inferidos en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68**

<b>NIVEL</b>	<b>RECURSOS MINERALES INFERIDOS</b>			
	<b>Espesor (m)</b>	<b>Área (m<sup>2</sup>)</b>	<b>Volumen (m<sup>3</sup>) (Espesor * Área)</b>	<b>Tonelaje (Volumen* Densidad)</b>
<b>D</b>	1,86	163.060,6	303.292,79	<b>794.627,11</b>
<b>B</b>	2,35	4	383.192,50	<b>1'003.964,36</b>

Figura 2G. Categorización de los Recursos Minerales para el Depósito de Caolines de la Vereda Barro blanco.



ANEXO H. PLANO DE LA PLANTA DE BENEFICIO DE CAOLÍN CALIDAD CERÁMICA Y CEMENTO BALANCO.

