

24. 3
UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA



ANTEPROYECTO PARA EL BENEFICIO
DE CAOLINES NACIONALES

TESIS
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

PRESENTA
JORGE HERNANDEZ AGUILAR

1984



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

INDICE

Resumen	i
I INTRODUCCION	
I.1 Justificación del Anteproyecto	1
I.2 Usos Industriales	1
I.2.1 Caolín en la Industria Cerámica	3
I.2.2 Caolín en la Industria Papelera	4
I.2.3 Caolín en la Industria Quimicofarmacéutica	6
I.2.4 Caolín en la Industria Hulera	7
I.3 Procesos Actualmente empleados en el Beneficio del Caolín..	8
I.3.1 Proceso Seco	8
I.3.2 Proceso Húmedo	9
I.4 Volumen de Importaciones (1970 - 1982)	12
I.5 Demanda Prevista para los Próximos 10 Años	18
II GEOLOGIA	
II.1 Introducción	21
II.2 Origen del Caolín en México	21
II.3 Composición	22
II.4 Principales Yacimientos de Caolín	25
II.4.1 Caolín de Huayacocotla	25
II.4.2 Caolín de Coacoyula	27
II.4.3 Caolín de Neutla	29
II.5 Reservas de Caolín en México.	32
III EXPLOTACION MINERA	
III.1 Introducción	33
III.2 Operaciones Mineras Más Importantes a Nivel Nacional	33
III.3 Producción Minera Planificada	35
IV ESTUDIOS DE LABORATORIO PARA EVALUAR LA POSIBILIDAD DE BENEFICIAR CAOLINES NACIONALES	
IV.1 Introducción	43
IV.2 Molienda	43
IV.3 Flotación	48
V ANTEPROYECTO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO DE CAOLIN	
V.1 Introducción	57
V.2 Ubicación de la Planta	57
V.3 Cálculo del Equipo de la Planta de Beneficio	60
V.4 Control del Anteproyecto	76
V.5 Costos	80
VI ANALISIS ECONOMICO	
VI.1 Introducción	82
VI.2 Inversión Estimada	82
VI.3 Flujo de Caja	82
VII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	86
Bibliografía	87
Anexos.	

I. INTRODUCCION

I.1 Justificación del Anteproyecto.

A causa de la importancia que ha tenido el aprovechamiento de los caolines desde tiempos remotos hasta nuestros días, tanto en la industria cerámica, como en la industria papelera, han surgido infinidad de investigadores y estudiosos del tema, que en la medida de sus posibilidades han contribuido a profundizar los conocimientos acerca de esta arcilla que tanta y tan variadas aplicaciones tiene.

Colateralmente se han desarrollado técnicas de análisis que resultan tanto refinadas como desusuales en los minerales metálicos. Técnicas como análisis por difracción de rayos X, análisis térmico diferencial, métodos ópticos, técnica de los agregados orientados, y otras más.

Es importante hacer notar que el estudio intensivo de los caolines se inicia en la década de los cuarentas aunque se registran algunos trabajos previos, uno en 1904 (1) y otro en 1912 (2) en los que ya se anotan las dificultades en el estudio de estas arcillas.

La justificación del presente anteproyecto se fundamenta en los siguientes puntos descritos brevemente:

I.2 Usos Industriales.

El primer uso que se le dio al caolín fue como materia prima en la fabricación de piezas de cerámica. Posteriormente se empleó como materia inerte de carga (para aumentar el volumen del producto) en la fabricación de papel y hule. Además se emplea en la industria farmacéutica, en la de fibra de vidrio, la jabonera, la de perfumería, silicato de sodio sintético para adhesivos, de polvos cosméticos, cemento, polvos especiales para calzado blanco, goma y celuloideos, empaques de calderas, dentríficos, pinturas vinílicas, y otras industrias que consumen volúmenes pequeños.

La diversidad de usos que tiene el caolín se debe fundamentalmente a sus propiedades tan particulares tales como:

- Alto grado de refractabilidad
- Gran finura de la partícula
- Gran superficie específica
- Apreciable poder adherente
- Notable blancura
- No tóxico
- Inerte químicamente.

RESUMEN

El presente trabajo parte de la dependencia que tiene un gran número de industrias, de las importaciones de caolín. Se analiza la situación actual y a futuro, concluyéndose la necesidad de buscar la forma de eliminar tales importaciones.

Para delinear un anteproyecto de planta de beneficio, se estudia la geología de los 3 yacimientos más importantes: Huayacocotla, Coacoyula y Neutla, quedando claro que las reservas cubicadas son suficientes para estimar la factibilidad del anteproyecto por un lado, por otro, se describen las actuales operaciones mineras en dichos yacimientos, y se propone el trabajar en un proyecto para intensificar la explotación minera.

La experimentación de un proceso de beneficio de caolín, que es la esencia del trabajo que se desarrolla, se lleva a cabo con un compósito formado por mineral procedente de 3 yacimientos; tal experimentación es realizada con el método y rigor analíticos que requiere el caso.

Luego, integrando todo el trabajo realizado hasta ese momento y aplicando los resultados positivos obtenidos en la etapa de experimentación, se procede a calcular el equipo más importante de lo que sería una planta de beneficio de caolín. Quedando definido así el anteproyecto.

Y finalmente, mediante un somero análisis económico, se concluye que el proceso de beneficio es económicamente realizable.

En lo que respecta a su presentación natural en México, resalta el hecho de que los yacimientos más importantes de caolín se encuentran en manos de cooperativas ejidales, por lo que no es fácil obtener datos -- precisos de producción y destino de ventas, dado que normalmente no se lleva este tipo de registros. Por otro lado, se presenta la dificultad de la evaluación del consumo total, lo cual se explica por la diversidad de usos que tiene este mineral, y al número de industrias que lo emplean. Los únicos datos de confianza de que se dispone, son los relativos a las importaciones, renglón que por su trascendencia se trata más adelante.

Siendo tantas las aplicaciones del caolín, resulta evidente que cada industria requerirá de diferentes calidades expresadas éstas en especificaciones tales como tamaño de partícula, color al crudo, color al quemado, contenido de sílice libre, y otras más. Teniendo esta situación, se determinó en base a datos estadísticos obtenidos en la Secretaría de Programación y Presupuesto, la Secretaría de Comercio y Fomento Industrial, la Cámara Nacional de la Industria de la Transformación, y las Cámaras Nacionales de las industrias relacionadas, la siguiente tabla:

CONSUMO DE CAOLIN EN MEXICO

INDUSTRIA	% NACIONAL	% IMPORTADO	% TOTAL
Cerámica	14	43	17
Papelera	9	43	14
Hulera	1	-	1
Refractarios	35	-	30
Cementera	34	-	30
Insecticidas	2	-	2
Quimicofarmacéutica	4	8	5
otras	1	6	1
	<u>100</u>	<u>100</u>	<u>100</u>

En la columna de % NACIONAL se señala la distribución en las industrias de el caolín de producción nacional; la columna de % IMPORTADO -- señala la distribución del caolín importado entre las diversas industrias, y la columna de % TOTAL marca el consumo del total de caolín, entre importado y nacional que hacen las industrias enumeradas. Una observación importante es la dependencia que tienen las industrias cerámica, papelera, y la quimicofarmacéutica de las importaciones ya que absorben en conjunto el 94 % del caolín importado.

Ahora bien, el motivo de las importaciones estriba en la alta calidad de el caolín consumido por las industrias mencionadas, caolín que -- en los principales yacimientos de nuestro país es muy escaso dado que -- esos yacimientos son de tipo residual y no se ha encontrado un proceso de beneficio que satisfaga las altas especificaciones requeridas por -- los consumidores a pesar de los trabajos e investigaciones realizadas.

De esta manera resulta claro que para las industrias mencionadas --

sólo queda el recurso de la importación para complementar sus necesidades de materias primas de alta calidad, especificaciones que a los caolines extranjeros les resulta fácil de cubrir, dado que los yacimientos que explotan, son de origen sedimentario, y mediante la aplicación de un proceso de beneficio en seco mas bien sencillo, obtienen un producto de alta calidad. (este proceso también se aplica en México con resultados poco satisfactorios debido a la misma diferencia en los tipos de yacimiento).

En la siguiente tabla se detalla el consumo que hace cada una de las industrias en particular, especificándose la procedencia del caolín empleado:

CONSUMO POR INDUSTRIA			
INDUSTRIA	% NACIONAL	% IMPORTACION	% TOTAL
Cerámica	73	27	100
Papelera	70	30	100
Quimicofarmacéutica	83	17	100

Así por ejemplo: de un 100 % que consume la industria papelera un 70 % es de origen nacional, en tanto que un 30 % es de importación, los porcentajes de importación son promedios, ya que están afectados por las diferencias encontradas entre los datos obtenidos en una fuente de información y otra, por lo que se estiman muy conservadores; se nota que en épocas de baja producción nacional (como la de siembras, por ejemplo) el monto de caolín importado para la industria papelera llega a ser hasta de un 70 % de el consumo total que hace dicha industria.

Siendo tantas las aplicaciones del caolín, sólo se detallan las que mayor volumen de él consumen, refiriéndose sólo a las ramas industriales que tienen que importarlo.

I.2.1 Caolín en la Industria Cerámica.

Aunque por cerámica se entiende todo producto resultado de la cocción de una mezcla de arcillas y agua (que abarca desde ladrillos hasta porcelana), sólo se hará referencia a esta última en sus diversas formas como son piezas de loza, muebles sanitarios, piezas de ornato, aislantes para la industria eléctrica, porcelana para bujías automotrices, y refractarios en general.

El proceso en sí, realmente es muy sencillo: se mezclan caolines y feldspatos en proporción adecuada al uso que se pretenda dar al producto terminado, se muelen y mezclan por separado cuarzo y caliza, también en proporción adecuada; se amasa la mezcla de los cuatro componentes, se modela, ya sea a torno ó por inyección en molde, y se seca al aire; luego de lo cual se procede a la primer cocción a 1,300°C luego de lo cual se barniza o aún se llega a decorar según la pieza de que se trate, pasa a una segunda cocción a 1,150°C para posteriormente seleccionar las piezas según un control de calidad. Para los casos en que se requiere resistencia mecánica se procede a un templado a 1,000°C y poste-

riormente a un enfriamiento lento seguido de una selección final, el embalaje y el almacenamiento.

ESPECIFICACIONES DE EL CAOLIN PARA CERAMICA

ELEMENTO	MINIMO %	MAXIMO %
SiO ₂	46.00	48.00
Al ₂ O ₃	37.00	38.00
Fe ₂ O ₃	0.50	0.60
Ti O ₂	0.05	0.40
Mg O	0.10	0.20
Ca O	0.10	0.20
K ₂ O	0.20	1.40
Na ₂ O	0.05	0.20
Pérdida por calcinación	12.50	14.00
pH	6.0	6.50
Color	al crudo: blanco	al quemado: blanco
Agua de plasticidad		20 %
Granulometría	90 % a 96 % menor a 10 micras	
	60 % a 75 % menor a 2 micras	
Módulo de ruptura	55.00 lb/cm ²	205.00 lb/cm ²
Absorción al cono	0.11 %	8.00 %
Contracción al quemado (1,280°C)	-	12.80 %
Reflactancia (1,280°C)	89.00 %	100.00 %
Cono pirométrico		# 35

Es conveniente aclarar que algunos caolines se ofrecen predispersados, con el objeto de optimizar su aplicación aumentando el pH a valores hasta de 8.0 mediante la adición de dispersantes alcalinos.

1.2.2 Caolín en la Industria Papelera.

El papel constituido solamente de fibras de celulosa, tiene al salir del rodillo que le da el espesor de hoja de escritura común, un notable tono amarillento, una apreciable transparencia y una gran flexibilidad, pero estas características son insuficientes para que sea apto para los usos conocidos, de ahí la necesidad de adicionar cargas de caolín que imparten:

- Opacidad: Al quedar la hoja de fibras de celulosa rellena de partículas de caolín, ésta se torna opaca eliminando la transparencia.
- Blancura: La finura del grano de caolín permite dar una tonalidad uniforme a toda la hoja, y como se manejan caolines más blancos que la fibra de celulosa, se sustituye el tono amarillento por una notable blancura.

Los datos correspondientes a especificaciones técnicas, se obtuvieron por investigación directa entre las empresas consumidoras de caolín por un lado, y por otro por ensayos que realizó la Comisión de Fomento Minero en embarques de caolín de importación, y cuyos resultados constan en los archivos del Departamento de Estudios Económicos de la misma Comisión.

- Calidad de Escritura e Impresión: Puesto que el caolín permite que aumente en forma considerable la absorción de tinta -- por un lado, y por otro, el hecho de que por el tamaño del grano se obtiene una superficie lisa en la hoja, - se logra mayor contacto entre ésta y los rodillos ó tipos entintados, mejorándose así la calidad de impresión y obviamente la de escritura.

Es conveniente señalar que la cantidad de caolín por agregar varía ampliamente, pero sin embargo cabe apuntar que una hoja de escritura común, puede contener de un 5 % a un 40 % en peso de caolín.

ESPECIFICACIONES DE EL CAOLIN EMPLEADO EN LA INDUSTRIA
PAPELERA COMO ELEMENTO DE CARGA

ELEMENTO	MINIMO %	MAXIMO %
SiO ₂	44.0	46.0
Al ₂ O ₃	37.0	41.0
Fe ₂ O ₃	0.0	0.8
Ti O ₂	0.0	1.0
pH	4.5	5.5
Blancura General Electric	83.0	100.0
Pérdida por calcinación	13.2	14.8
Granulometría	98 % menor a 5 micras 90 % menor a 2 micras.	

En lo referente a la granulometría existe flexibilidad, es decir - si se cubre el resto de las especificaciones, la mayoría de los consumidores aceptan la siguiente granulometría:

98.0 % menor a 325 mallas tamiz Tyler
100.0 % menor a 200 mallas tamiz Tyler.

Sabiendo que un tamaño de 325 mallas equivale a 44 micras se aprecia un gran margen de flexibilidad que se le da a la granulometría.

Esto se hace notar para explicar el hecho de que no todo el caolín empleado en la industria papelera como elemento de carga se tenga que importar; el caolín nacional cubre las especificaciones marcadas a excepción de la granulometría, pero por su buen comportamiento durante el proceso al que se sujeta, se admiten las granulometrías señaladas en segundo término.

Otro señalamiento importante es que la sílice libre presente en el caolín nacional, causa algunos problemas en la industria (como la abrasión de los rodillos que dan el espesor a la hoja de papel), pero considerando la diferencia de precios de los caolines de importación con los nacionales, se recurre al uso de los de importación sólo para la fabricación de productos de calidad superior.

Otra aplicación del caolín en la industria papelera es la de recubrimiento de papeles satinados destinados a la impresión de máxima calidad. El recubrimiento se lleva a cabo incorporando a la superficie de la hoja de papel una pulpa de agua y caolín de grano extremadamente fino que va a rellenar los huecos que dejó el caolín empleado como carga, lográndose una superficie sumamente lisa con características de brillo

y tersura notables. Como este tipo de caolín no existe en el mercado nacional, para este uso en particular, la totalidad del material de estas especificaciones se tiene que importar. Las especificaciones son las siguientes:

ESPECIFICACIONES DE EL CAOLIN EMPLEADO POR LA INDUSTRIA
PAPELERA EN EL RENGLON DE RECUBRIMIENTO DE PAPELES SATINADOS

ELEMENTO	MINIMO %	MAXIMO %
SiO ₂	44.0	46.0
Al ₂ O ₃	37.0	40.0
Fe ₂ O ₃	0.2	0.9
Ti O ₂	1.0	2.0
K ₂ O	0.0	0.2
Ca O	0.0	0.1
Na ₂ O	0.0	0.2
Pérdida por calcinación a 900 °C	13.0	15.0
Humedad	25.0	30.0
pH	6.5	7.5
Blancura General Electric	86.0	88.0
Viscosidad a 20 R.P.M.	100.0	400.0
Viscosidad a 1,100 R.P.M.	8.0	15.0
Peso específico		2.58 g/ cm ³
Indice de refracción		1.56
Area de recubrimiento		12.00 m ² / g
Granulometría	80 % a 95 % menor a 2 micras 65 % a 70 % menor a 1 micra.	

I.2.3 Caolín en la Industria Quimicofarmacéutica.

La industria quimicofarmacéutica emplea el caolín con los siguientes fines:

- Medicinal uso interno (coloidal)
- Medicinal uso externo
- Medicinal como carga o ayuda filtro
- Cosméticos.

Y aún dentro de cada uno de estos fines hay un gran diversidad de productos, por lo que salta a la vista el número de especificaciones que existen para el caolín en esta industria.

En los casos de uso interno y uso externo, sólo se usa caolín de importación, en tanto que en los casos de carga o ayuda filtro y de cosméticos se procede frecuentemente a mezclar caolines de importación de alta calidad con caolines nacionales de alta calidad (de bajo costo), las especificaciones que se incluyen corresponden al caolín de importación para fines medicinales.

ESPECIFICACIONES DEL CAOLIN EMPLEADO POR LA
INDUSTRIA QUIMICOFARMACEUTICA

ELEMENTO	MINIMO %	MAXIMO %
Absorción de aceite	37.0	41.0
Blancura General Electric	86.5	88.0
pH	3.8	5.0
Humedad libre	0.0	1.0
Poder de absorción de azul de metileno en mg/g de caolín	15.0	---
Carbonatos	0.0	0.0
Plomo en ppm	0.0	10.0
Arsénico en ppm	0.0	2.0
Hierro soluble en agua	0.0	trazas
Cloruros (ml de HCL 0.01 N)	0.0	1.0
Sustancias solubles en ácidos en mg/g de caolín	0.0	10.0
Bacterias por g de caolín	0.0	200.0
Hongos por g de caolín	0.0	1,000.0
Índice de refracción		1.56
Peso específico		2.50 g/cm ³
Granulometría promedio		0.55 micra

Los contenidos referentes a la composición química (como SiO₂, etc) son los mismos que los del caolín que se emplea en el recubrimiento de papeles satinados.

I.2.4 Caolín en la Industria Hulera.

Se emplea en dos procesos básicos en la fabricación de hules:

- Hules Vulcanizados
- Hules no Vulcanizados

En ambos procesos tiene las mismas funciones que son las siguientes:

- **Carga Inerte:** Tiene por objeto aumentar el volumen y de esta manera bajar el costo de producción por concepto de hule natural. En los hules vulcanizados las propiedades físicas (alta elasticidad, gran resistencia a la tensión, etc.) casi no varían con una ligera adición de caolín, en tanto que en los hules no vulcanizados se permiten adiciones de caolín mayores a las del caso anterior sin afectar apreciablemente las propiedades físicas del producto.
- **Carga Reforzante:** Debido al tamaño de partícula y su fácil dispersión en el medio, se obtiene una mayor resistencia a la abrasión principalmente, aunque también se advierten mejoras en la elasticidad y en la resistencia a la tensión.

Por otro lado se observa una marcada resistencia a las altas temperaturas lo que hace aptos a algunos hules para la fabricación de empaques para calderas o tuberías para la conducción de fluidos calientes, resistentes a la corrosión y de bajo costo comparándolas con las de ace

ro. También se llega a usar como vehículo portador de algún pigmento en los casos en que se desea impartir coloración al producto terminado y hacerlo mas atractivo, como por ejemplo las llantas de bicicleta o --suelas de zapato.

Aunque la industria hulera no figura como importadora de caolín, -- por las nuevas formulaciones que emplea para fabricar productos de alta duración, se perfila como una industria importadora mas, de ahí la necesidad de mencionarla como otra industria que requerirá de caolines de - alta calidad.

I.3 Procesos Actualmente Empleados en el Beneficio del Caolín.

Se entiende por beneficio, al proceso físico o fisicoquímico (se--gún se trate) mediante el cual un mineral determinado es separado en --sus constituyentes, concentrándose por separado aquél o aquellos que resulten útiles en la industria o que tengan un valor intrínseco. Así, -- en el caso específico del caolín, el beneficio consiste en reducir el - tamaño de la partícula hasta lograr las granulometrías que exige cada - una de las industrias consumidoras; esta restricción de granulometría - se satisface mediante dos procesos diferentes:

I.3.1 Proceso Seco.

Este proceso que es ampliamente aplicado con otros minerales no metálicos consta de los siguientes pasos:

- A) Quebrado del mineral a un tamaño de -1/2" empleando una quebradora de rodillos.
- B) Secado del mineral en horno rotatorio a temperaturas que varí-an de 100 a 110°C durante un lapso de tiempo determinado en -- función de la humedad propia del mineral, de modo que por e---jemplo con una humedad de 2 % se secará durante 1/2 hora, y -- con una humedad del 25 % (ambos porcentajes en peso) se secará durante unas seis horas aproximadamente.
- C) Molienda que se lleva a cabo en un molino de martillos Raymond; es conveniente aclarar que si se lleva la molienda en seco se debe a que, por un lado el producto se envasará en seco, y por otro porque con los procesos de molienda en seco se obtienen - las granulometrías deseadas. En suma es la forma mas económi- ca de moler el caolín. Se señala que también se emplean para este fin molinos micronizadores (que logran granulometrías del orden de 2 a 5 micras) con notable éxito.
- D) Clasificación la cual se lleva a cabo dentro del mismo molino. En el caso del molino Raymond, se clasifica el producto molido con un Whizzer (hélice que hace ascender un flujo de aire con partículas finas en suspensión, determinándose la velocidad de esta hélice según la granulometría deseada; a mas velocidad ,

clasifica tamaños menores, rindiendo producciones menores).

En el caso del molino micronizador, como es sabido, simultáneamente a la molienda, se clasifica el mineral por medio de la fuerza centrífuga generada por la turbulencia del aire inyectado para el funcionamiento de este molino; cuanto mayor es la velocidad del aire inyectado para el funcionamiento de este molino con radio suficientemente grande (90 cm por ejemplo) resulta más fino el producto de la molienda.

E) Envasado en bolsas de 25 kg

Con el proceso seco que se ha descrito líneas arriba, se obtiene una granulometría de hasta 99.0 % menor a 325 mallas tamiz Tyler (44 micras) empleando molino Raymond; en tanto que con molino micronizador se obtienen granulometrías desde 100 % menor a 325 mallas tamiz Tyler hasta 70 % menor a 5 micras, según experiencias obtenidas en las plantas de molienda de Plaguicidas Mexicanos, S.A. con molino Raymond, La Cruz del Sur, S.A. con molino micronizador, y Técnica Mineral, S.A. con ambos tipos de molino.

Cabe hacer notar, que con este proceso no se ha separado ninguna de las impurezas que acompañan al caolín desde su extracción de las minas. Las arenas de cuarzo (sílice libre) y las sales de hierro, aun persisten haciendo inadecuado este caolín para la industria papelera en el renglón de recubrimiento y para la industria farmacéutica. Además, el producto molido, tiene un pH ácido que retarda la vulcanización, afectando a la industria hulera que constantemente se ve obligada a ajustar las formulaciones de sus productos. Sin embargo con el proceso seco se surte a la industria de un caolín que alcanza a cubrir las especificaciones señaladas para fines de carga inerte.

La razón por la que este caolín no es apto para recubrir papeles, aparte de los contenidos de impurezas, es que con el proceso de molienda, los cristales de caolinita (que es el mineral constituyente principal del caolín) se fraccionan de tal modo que el producto de la molienda resulta en un agregado de segmentos de cristales de caolinita e impurezas varias que por ser aproximadamente redondos, no cubren debidamente al papel, cosa que no ocurre con el caolín de importación en el que con la alta cristalización de la caolinita y la prácticamente nula presencia de impurezas, los cristales completos o casi completos de caolinita, forman una capa tersa sobre el papel al adherirse a él.

Con el fin de evitar la destrucción del cristal de caolinita, en la planta de Blanca Nieves, S.A. se empleó el proceso húmedo que se describe a continuación.

I.3.2 Proceso Húmedo.

A) Quebrado del mineral a -1/2" empleando quebradora de rodillos.

- B) Dispersión, que consiste en producir una suspensión de caolín en agua, adicionándole posteriormente un agente dispersante - con el fin de acelerar la separación de las partículas de caolín dentro del sistema.

Descriptivamente el método consiste en introducir en un tanque cilíndrico de 2 m de altura por 12 m de diámetro, una mezcla de caolín a -1/2" con agua bajo condiciones de agitación turbulenta. Una vez lograda la disolución total del caolín, se ajusta la concentración de la suspensión a 300 g de caolín por un litro de agua aproximadamente. Posteriormente, con el fin de acelerar la sedimentación de las partículas gruesas y facilitar la permanencia en suspensión de las partículas finas, se agrega un dispersante tal como hexametafosfato de sodio o amoníaco. Luego se aplica la Ley de --- Stokes, que predice el diámetro y distancia recorrida por una partícula en suspensión después de transcurrido un tiempo determinado, de acuerdo con la siguiente ecuación corregida:

$$D = \sqrt{\frac{1.835 \eta}{(\rho_s - \rho)} \frac{RHC}{T}} ; \text{ donde } D = \text{ diámetro de la partícula en mm}$$

RHC= altura real de caída de las partículas en cm

η = viscosidad del agua g/(cm-s), sabiendo que a 20°C su valor es de 0.01 g/(cm-s).

ρ_s = peso específico del sólido en g/cm³, sabiendo que el peso específico del caolín es de 2.6 g/cm³.

ρ = peso específico del agua en g/cm³, sabiendo que el peso específico del agua a 20°C es 1.0 g/cm³

T= Tiempo de recorrido de la partícula en segundos.

Así, descargando el tanque a 1.0 m de profundidad y fijando como tamaño máximo de la partícula clasificada un diámetro de cinco micras se tiene:

$$0.005 \text{ mm} = \sqrt{\frac{1.835 (0.01)}{(2.6-1.0)} \frac{100}{T}} ; T = \frac{1.835 (0.01) (100)}{(0.005)^2 (2.6-1.0)}$$

$$T = 45,873 \text{ seg} = \underline{\underline{12 \text{ horas con 45 minutos.}}}$$

Luego entonces, se benefician aproximadamente 68 ton de caolín en 12 horas y 45 minutos obteniendo como concentrado - una suspensión derramada a un metro de profundidad, medido -- desde el nivel inicial de la suspensión a sedimentar, con una concentración de caolín variable (según la calidad del mineral) de 300 a 160 g/l, lo que arroja una producción diaria -- que varía entre 68 y 36 ton.

- C) Espesado; la suspensión derramada se bombea a un tanque espesador en donde por acción de un coagulante (como cloruro de -

calcio por ejemplo), se acelera la eliminación de agua. Al -- aglomerarse las partículas de caolín una vez espesado, se bombea a la sección de filtrado.

- D) Filtrado que se lleva a cabo en filtros prensa logrando disminuir la humedad a solo un 35 % aproximadamente.
- E) Secado que se lleva a cabo en un horno rotatorio a una temperatura que oscila entre 100 y 110°C, siendo la humedad final de solo un 5 %, y finalmente:
- F) Envasado en bolsas de 25 kg

Este proceso dejó de funcionar en 1976 por hallarse la planta en terrenos ejidales, y no se localizó otra similar a ésta en funcionamiento.

Como anteriormente se había señalado, el proceso húmedo tiene como ventaja sobre el proceso seco que no se destruye el cristal de caolinita por lo que el producto es apto para el recubrimiento de papeles. Cabe aclarar que aunque se han eliminado partículas gruesas de impurezas, aún persisten las de tamaños menores a 5 micras, ya que el proceso es eminentemente clasificador, situándose así en desventaja con los caolines de importación que prácticamente no contienen impurezas. Como ejemplo de estas impurezas se pueden mencionar los compuestos de hierro que dan un tono amarillento indeseable al papel.

Para la ventajosa aplicación de este proceso se requiere de 2 condiciones :

- 1) El caolín a beneficiar debe ser muy blanco y fácilmente soluble en agua.
- 2) El caolín no debe contener arenas de cuarzo más finas de 10 micras.

Una vez cubiertos estos requisitos, se obtiene con el proceso húmedo un caolín de magnífica calidad, apto para el recubrimiento de papeles, pero se encuentran los siguientes problemas:

- 1.- Dificultades para abastecer al mercado, ya que por ser un proceso de asentamiento requiere de un tiempo mínimo fijo, obteniéndose una producción muy limitada. Para aumentarla se requeriría de una considerable inversión.
- 2.- La producción irregular en las diferentes minas de caolín con características como las anteriormente mencionadas, es decir, de alta calidad, circunstancia que mantendría en condiciones irregulares de operación a las plantas de beneficio.

Por último, el problema de los compuestos de hierro, se resolvería intercalando en el proceso húmedo, un circuito de blanqueo químico, con

sistente en reducir químicamente los óxidos de hierro insolubles, en compuestos ferrosos solubles mediante la acción de agentes como el ácido sulfúrico y sales de zinc, por ejemplo.

En cuanto a la elevada inversión requerida para montar una planta - que surta al mercado nacional, y al problema de eliminar las arenas de cuarzo, se puede pensar en aplicar otro proceso de beneficio para resolver estas cuestiones.

I.4 Volumen de Importaciones (1970 - 1982) .

Las industrias consumidoras de caolín importan 2 tipos diferentes - cuyas fracciones arancelarias son en la actualidad la 25 07 A 002 , y la 25 07 A 007 las cuales amparan caolín de alta calidad y caolín grado --- farmacéutico respectivamente.

Hasta 1980 las fracciones eran 25 07 A 001 y 25 07 A 002 amparando Caolín en ambos casos. La diferencia entre estos caolines consistía - en dos especificaciones:

- a) El tamaño de partícula 90 % menor a 2 micras, y 100 % menor a 10 micras, respectivamente.
- b) El contenido de hierro de hasta un 0.8 % y hasta un 4 % respectivamente.

Dado que la industria farmacéutica emplea la mayor parte del caolín fino, libre de hierro, se procedió a cambiar la fracción 001 por 007 para hacer notar lo específico del uso del producto clasificado.

Dentro de la Ley General de Aduanas, en la tarifa arancelaria dice lo siguiente:

" Partida 25 07 : Comprende materias arcillosas naturales de base silico - aluminosa cuyas características generales - esenciales son la plasticidad, la facultad de endurecerse por la cocción y la resistencia al calor.

- 1.- El Caolín; que es una arcilla plástica blanca ó casi - blanca de primera calidad utilizada como materia prima en la industria de la porcelana y como materia de carga en la fabricación de papel "

.....

Evidentemente esta descripción se ajusta a la del caolín fracción - 25 07 A 002 pero no hay descripción para el caolín fracción 25 07 A 007 ni para su antecesora la 25 07 A 001.

El volumen de importaciones, se detalla en las tablas siguientes, - incluyendo las rectas de aproximación por el Método de los Mínimos Cuadrados, tanto para explicar el comportamiento de la demanda, como para el comportamiento de la cotización.

En el anexo # 1, se describe el procedimiento que sigue el Método de los Mínimos Cuadrados para obtener las rectas aproximadas así como para obtener el coeficiente de correlación que mostrará la bondad de la aproximación hecha. La fuente de información empleada son los anuarios del I.M.C.E.

CAOLIN GRADO FARMACEUTICO (Fracción 25 07 A 007)		
AÑO	KILOGRAMOS	COTIZACION (U.S. Dls.)
1970	1 720 525	0.039
1971	1 754 562	0.043
1972	2 591 292	0.043
1973	3 179 700	0.049
1974	1 198 411	0.091
1975	3 214 436	0.067
1976	4 001 781	0.080
1977	1 285 784	0.101
1978	3 044 427	0.111
1979	1 786 359	0.085
1980	577 634	0.110
1981	227 409	0.417
1982	417 243	0.278

Dividiendo la tabla en 2 partes, en lo referente a volumen se tiene:

Período 1970 - 1976 Recta de aproximación calculada:

$$V = 298\ 951.5306 (Y) - 587\ 308\ 411.7$$

Correlación de la recta aproximada:

$$r = 64.10 \%$$

Período 1977 - 1982 Recta de aproximación calculada:

$$V = - 400\ 070.3810 (Y) + 793\ 162\ 461.7$$

Correlación de la recta aproximada:

$$r = - 70.13 \%$$

En lo referente a la cotización, se representará su comportamiento con una sola recta gracias a la regularidad mostrada:

Período 1970 - 1982 Recta de aproximación calculada:

$$C = 0.0206 (Y) - 40.6413$$

Correlación de la recta aproximada:

$$r = 73.46 \%$$

De las expresiones anteriores se tiene que:

V = volumen de caolín, expresado en kilogramos.

Y = año para el cual se realiza el cálculo.

C = cotización expresada en dólares norteamericanos.

El hecho de dividir la tabla de volúmenes importados en 2 tiene por objeto mostrar el comportamiento de la demanda en la forma más clara posible. Una sola recta en cambio no representaría ni lejanamente el fenómeno. Comparando la gráfica de líneas formada de unir los 13 puntos, con la gráfica de las 2 rectas aproximadas, se aclara totalmente el porqué de la división en 2 períodos de tiempo. (ver Gráfica # 1)

Analizando la tabla expuesta anteriormente se advierte la gran sensibilidad a las crisis económicas y a los altos costos de importación -- (en el año de 1974 casi doblan el precio de 1973, y en 1975 se reduce éste a niveles razonables), se observa que hasta 1976 la demanda muestra cierta regularidad (exceptuando la de 1974) calculándose una correlación año - demanda de 64.10 % en la recta aproximada por mínimos cuadrados, pero de 1977 a la fecha se mantiene inestable.

Se nota que los costos se duplican (por el nuevo tipo de cambio -- peso - dólar), por lo que se opta por importar el producto terminado , ya sea papel ó medicinas. En resumen, las industrias consumidoras de caolín no tienen más remedio que importarlo al precio que les sea vendido, haciendo notar en que no hay gran problema en hacer repercutir el aumento de costos en un aumento de precios en los productos terminados, -- apoyándose en la gran demanda que tienen éstos como tales (papel, medicinas, cosméticos, etc.) ó como materia prima en otras industrias, la editorial por ejemplo.

CAOLIN (Fracción 25 07 A 002)		
AÑO	KILOGRAMOS	COTIZACION (U.S. Dlls.)
1970	21 596 114	0.059
1971	21 473 571	0.059
1972	26 388 538	0.064
1973	31 389 788	0.062
1974	40 737 394	0.072
1975	29 522 512	0.081
1976	35 646 620	0.112
1977	44 221 320	0.095
1978	53 103 130	0.102
1979	69 663 770	0.078
1980	82 170 572	0.095
1981	79 665 490	0.094
1982	66 729 946	0.104

Según el comportamiento de la demanda de caolín, se aproxima por mínimos cuadrados para el período 1970 - 1982.

Recta de aproximación calculada:

$$V = 5\ 160\ 126.796 (Y) - 1.015 \times 10^{10}$$

Correlación de la recta aproximada:

$$r = 92.33 \%$$

Relativo al comportamiento de la cotización, ésta se muestra muy regular; la recta aproximada por mínimos cuadrados para el mismo período es :

Recta de aproximación calculada:

$$C = 0.0038 (Y) - 7.4194$$

Correlación de la recta aproximada:

$$r = 79.45 \%$$

Con la misma nomenclatura para V, Y, y C que en el caso anterior.

Conviene considerar el monto total de las importaciones en el año -- de 1982 que son:

$$66\ 729\ 946 \times 0.104 \text{ dlls./kg} = 6\ 939\ 914.3 \text{ dlls.}$$

$$417\ 243 \times 0.278 \text{ dlls./kg} = \underline{115\ 993.5 \text{ dlls.}}$$

$$7\ 055\ 907.8 \text{ dlls.}$$

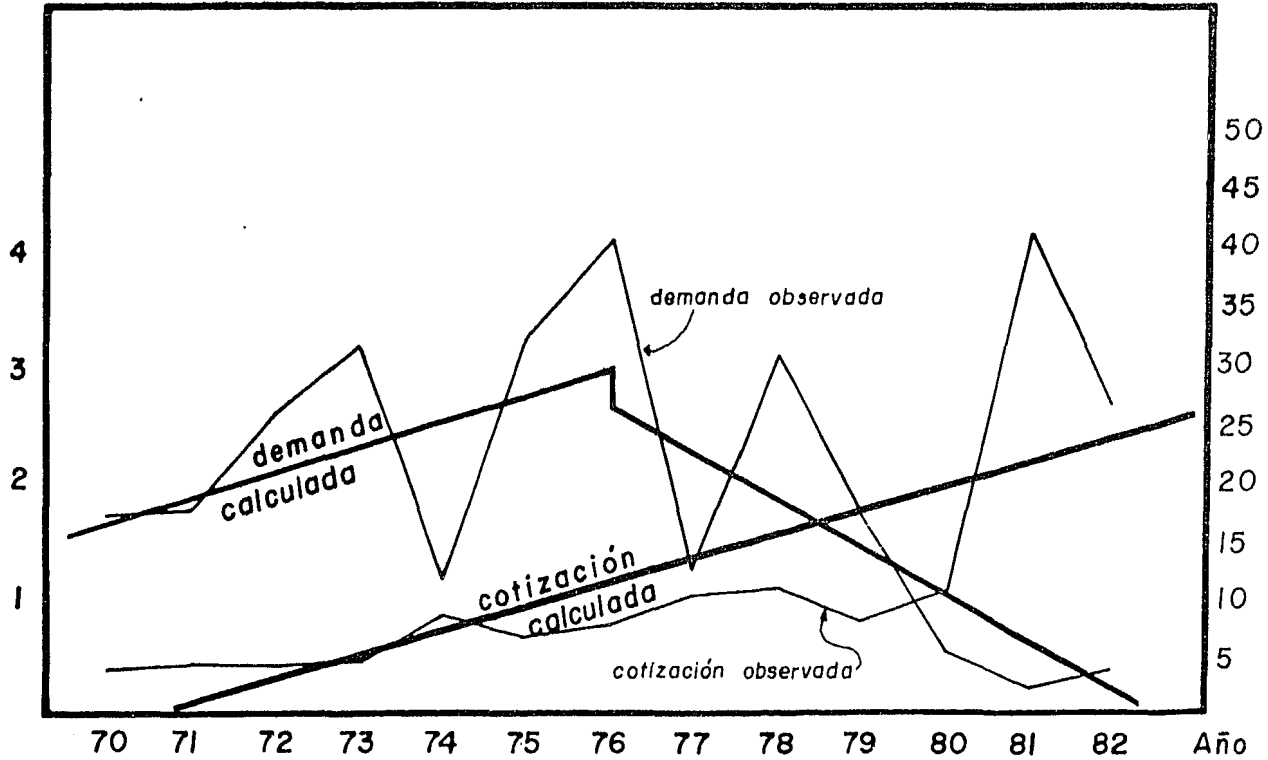
Qu al tipo de cambio de 170 pesos/ dólar totalizan \$ 1 199 504 366 - pesos M.N. (un mil ciento noventa y nueve millones, quinientos cuatro -- mil trescientos ventiseis pesos M.N.).

En la Gráfica # 2 se observa que el caolín 25 07 A 002 tiene una demanda muy regular (correlación año - demanda de 92.33 %) la cual no se ve afectada por ninguna de las últimas crisis económicas. De lo anterior se deduce que las industrias consumidoras no han encontrado ningún caolín nacional que pueda sustituir al de importación y que la demanda de sus productos se mantiene con regularidad. En cuanto a la cotización se muestra que tiene una tendencia constante a la alza, con solo 3 decaídas en 13 años (correlación año - cotización de 79.45 %) traduciéndose esto en constantes alzas al precio del producto terminado, el ejemplo característico es el caso del papel.

GRAFICA Nº 1

T.M.

¢ Dlls.



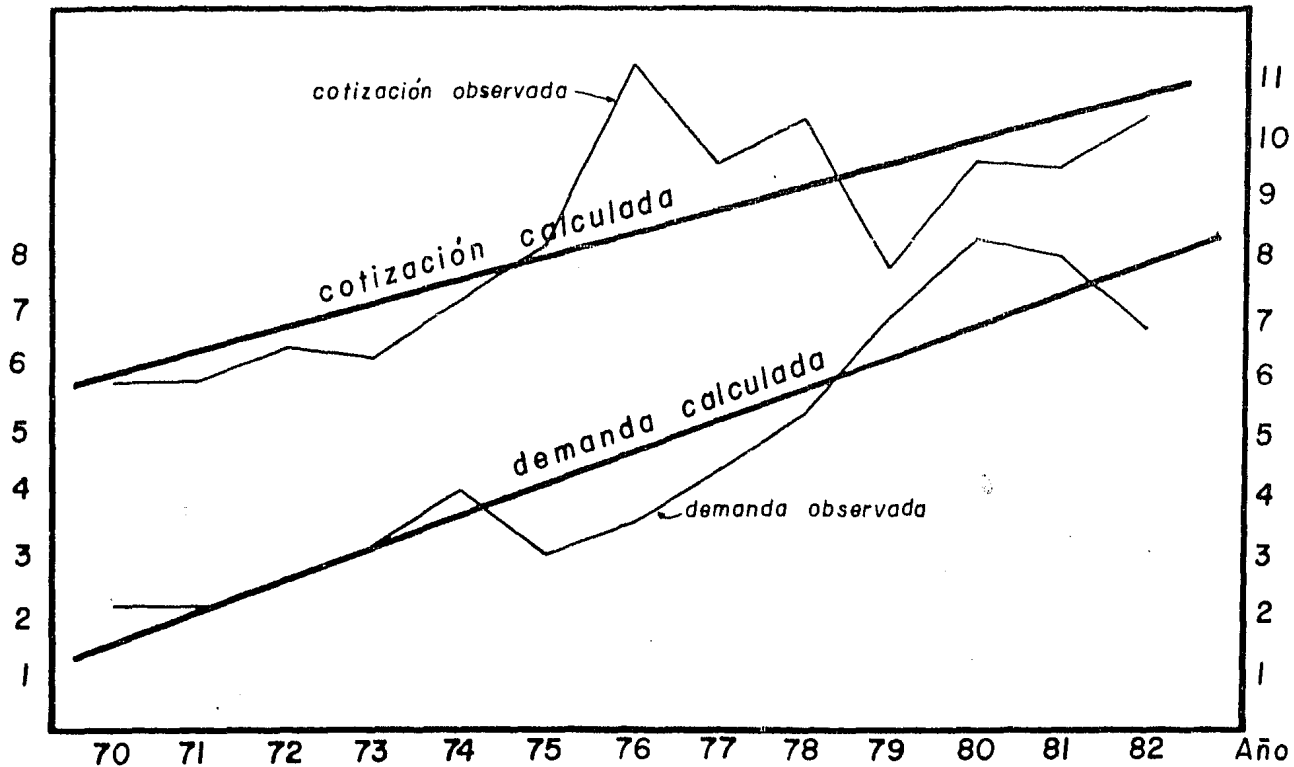
16

COTIZACION Y DEMANDA DEL CAOLIN 25 07 A 007
DE 1970 A 1982

GRAFICA N° 2

T.M.

¢ Dlls.



17

COTIZACION Y DEMANDA DEL CAOLIN 25 07 A 002
DE 1970 A 1982

I.5 Demanda prevista para los próximos 10 años.

Para predecir la demanda de los próximos 10 años es posible basarse en el volumen de importaciones descrito anteriormente, y que se tiene -- por objetivo final de este anteproyecto eliminar.

Pero aunque se determinarán las necesidades de caolín para el futuro no llegarán a ser importadas la totalidad de dichas necesidades a --- causa del acuerdo que apareció el 20 de Julio de 1982 en el Diario Oficial de la Federación y que dice así:

" Acuerdo que fija el volumen susceptible de importarse de caolín, excepto grado farmacéutico, hasta el 31 de Enero de 1983.

Art. 1° En el período comprendido entre la fecha de publicación de éste acuerdo en el Diario Oficial de la Federación y el 31 de Enero de 1983 , sólo podrán importar se 49 500 (cuarenta y nueve mil quinientas) toneladas de caolín excepto grado farmacéutico.

Art. 2° Los permisos se asignarán entre aquellas empresas que utilicen directamente el caolín excepto grado -- farmacéutico y distribuidores que se dediquen directamente a la venta directa del producto. "

Se observa una limitación al crecimiento del volumen de importación pero es de esperarse que para compensar la limitación descrita, se proceda ahora a importar el producto terminado. La solución que se logra con la emisión del acuerdo que se detalla, consiste en que se deja de -- importar una materia prima para importar productos terminados. .

Pero como se señalaba, la demanda es creciente y sin considerar la limitación de importación se apuntarán las respectivas demandas esperadas de los 2 tipos de caolín:

Caolín grado farmacéutico. Fracción (25 07 A 007)

Por estar la demanda afectada por factores como precios controlados de productos, alzas en los costos de operación y dificultades para importar, entre otros, resulta difícil predecir con certeza el comportamiento de la demanda a futuro, sin embargo se puede considerar conservadoramente que la demanda irá en aumento hasta recuperar el volumen promedio de años anteriores, partiendo de ésto se anotan 2 períodos de tiempo:

Período 1970 - 1979 Volumen importado promedio 2 377 727 kg

Período 1980 - 1982 Volumen importado promedio 407 428 kg

Obteniéndose la siguiente tabla:

AÑO	KILOGRAMOS	COTIZACION (U.S. Dlls.)
1983	407 428	0.261
1984	604 458	0.281
1985	801 488	0.302
1986	998 517	0.323
1987	1 195 548	0.343
1988	1 392 577	0.364
1989	1 589 607	0.385
1990	1 786 637	0.405
1991	1 983 667	0.426
1992	2 180 697	0.446
1993	2 377 727	0.467

Para predecir la cotización que se incluye en la tabla anterior, se empleó la recta aproximada correspondiente calculada en la parte anterior, ya que la correlación de 73.46 % proporciona suficiente confianza.

Caolín. Fracción (25 07 A 002).

En este caso resulta posible estimar la futura demanda y cotización en los próximos años fundamentándose en el regular comportamiento observado en los años anteriores, otro punto de apoyo más bien el que origina lo anterior es la creciente demanda de los productos cuya fabricación requiere caolín, y que son los mencionados en el punto I.2 Empleando las mismas rectas obtenidas para explicar la demanda y la tendencia de la cotización del período 1970 - 1982 se construye la siguiente tabla:

AÑO	KILOGRAMOS	COTIZACION (U.S. Dlls.)
1983	82 452 331	0.109
1984	87 612 458	0.113
1985	92 772 585	0.117
1986	97 932 711	0.121
1987	103 092 838	0.125
1988	108 252 965	0.128
1989	113 413 092	0.132
1990	118 573 219	0.136
1991	123 733 345	0.140
1992	128 893 472	0.144
1993	134 053 599	0.147

Ahora calculando el monto total de las importaciones previstas para 1983 se tiene:

$$\begin{array}{r}
 82\ 452\ 326\ \text{k} \times 0.109\ \text{dlls./kg} = 8\ 987\ 303.5\ \text{dlls.} \\
 407\ 428\ \text{k} \times 0.261\ \text{dlls./kg} = \underline{106\ 338.7\ \text{dlls.}} \\
 9\ 093\ 642.2\ \text{dlls.}
 \end{array}$$

Que al tipo de cambio de 170 pesos/ dólar totaliza:
 \$ 1 545 919 174.0 M.N. (un mil quinientos cuarenta y cinco millones, novecientos diecinueve mil ciento setenta y cuatro pesos M.N.)

Para el período de 1984 a 1993 se prevee una necesidad de estos cao
lines de alta calidad como sigue:

Caolín 25 07 A 002 14 910 923 kg 155 020 439 dils.

Caolín 25 07 A 007 1 108 330 195 kg 6 021 350 dils.

\$ 161 041 790 dils.

Que al tipo de cambio de 198 pesos/ dólar totaliza:

\$ 31 886 274 420.00 M.N. (treinta y un mil ochocientos ochenta y seis
millones, doscientos setenta y cuatro mil cuatrocientos veinte pesos M.N.)

II GEOLOGIA

II.1 Introducción .

De manera general, se puede decir que el caolín abunda en México -- puesto que está asociado a rocas de composición riolítica de origen volcánico, emplazadas en el Terciario, y que son de gran ocurrencia en el -- país. Obviamente existen yacimientos de poca importancia algunos y -- de gran importancia otros, y aunque el objeto de este trabajo es a nivel nacional, no es práctico considerar todos los yacimientos conocidos, por lo que se considera suficiente el tratar sólo los más importantes; de -- ahí el bosquejo de cada yacimiento que se menciona más adelante.

En cuanto a la descripción de las formaciones geológicas ésta es un tanto somera, siendo en cambio un dato preciso el monto de las reservas cubicadas en cada yacimiento; esto último es el punto relevante ya que -- es el que da la pauta para estimar la factibilidad del montaje de una -- planta de beneficio de una capacidad determinada en un punto geográficamente intermedio. Por otra parte, el bosquejo que se hace de la geología de la región es para proporcionar los elementos necesarios para -- inferir más reservas y proyectar un programa de exploración encaminado -- al mismo fin.

II.2 Origen del Caolín en México.

La génesis de los yacimientos descritos en este capítulo son muy si milares entre sí; partiendo de un proceso en el que soluciones ascenden tes conteniendo azufre, cloro, bióxido de carbono, sílice y otros elemen tos invaden a través de fracturas y planos de falla a una roca ácida como las riolitas ó tobas riolíticas, de tal forma que por las reacciones que se llevan a cabo entre la roca y las soluciones ascendentes bajo con diciones de presión y temperatura bajas en un ambiente ácido, se llega a formar un caolín hipogénico. Posteriormente, en otro proceso de enri quecimiento que se lleva a cabo por efectos del oxígeno, el agua, y los cambios de temperatura, se logra un caolín más puro, este caolín es cono cido como supergénico.

Es oportuno señalar que en condiciones adecuadas en cuanto al clima vegetación, topografía, etc. se dará lugar un proceso de clasificación -- de carácter sedimentario, separándose del yacimiento original el propio caolín en forma de lechada o pulpa, la cual al llegar al lugar propicio (por ejemplo una cuenca), se asienta el caolín en suspensión formándose así depósitos de caolín muy puro, este tipo de yacimientos es el se-- dimentario y es con el que cuentan los países que exportan el caolín de alta calidad que se consume en México.

Los yacimientos más importantes de este tipo, se encuentran en: El Reino Unido, Estados Unidos de Norteamérica, Unión de Repúblicas Socia-- listas Soviéticas, Checoslovaquia, República Federal Alemana, Francia, --

España, Brasil, India, Japón y Corea. Las empresas exportadoras más importantes de caolín en el mundo son las que explotan los siguientes yacimientos:

- Cornwall Devon, en el Reino Unido.
- Georgia, Carolina del Sur en los Estados Unidos de Norteamérica.

Siendo las empresas correspondientes las siguientes:

Reino Unido

- English China Clays Co. Ltd.
- Watis Blake
- Beaine & Co. Ltd.
- The Blue Circle Cement
- Berk Ltd.

Estados Unidos de Norteamérica.

- Georgia Kaolin Co.
- Freeport Kaolin Co.
- Minerals & Chemicals
- J.M. Hubber Corp.
- Thiale Kaolin
- United Sierre Div. of Cyprus Mines Corp.

II.3 Composición.

La composición del caolín es bastante compleja pero brevemente se define como una arcilla de grano muy fino (del orden de 2 a 10 micras) cuyo principal mineral componente es la caolinita. Otros dos de menor importancia son la nacrita y dickita.

Caolinita	$\text{Al}_2 \text{O}_3 \cdot 3\text{Si O}_2 \cdot 2\text{H}_2 \text{O}$
Nacrita	$\text{Al}_2 \text{O}_3 \cdot 2\text{Si O}_2 \cdot 2\text{H}_2 \text{O}$
Dickita	$\text{Al}_2 \text{O}_3 \cdot 2\text{Si O}_2 \cdot 2\text{H}_2 \text{O}$

Otra característica de los minerales constituyentes del caolín es el sistema cristalino al que pertenecen, que en el caso de la caolinita cristaliza en el sistema triclinico como placas hexagonales. Es importante la perfección de la cristalización, puesto que ésta se relaciona en proporción directa con la calidad del caolín.

Los demás constituyentes del caolín son impurezas, cuya especie y abundancia dan el criterio de clasificación del caolín, así las principales impurezas en los caolines son:

- Sílice: La cual se halla en forma de arena fina de cuarzo, su -- presencia es totalmente indeseable por su dureza y abradividad que resultan perjudiciales en los procesos industriales.
- Oxidos de Hierro: Los que causan un notable tono amarillento en el caolín, el cual lo transmite a los productos que se elaboran con él, siendo especialmente indeseable en la industria papelerera.
- Compuestos Cálcicos: El carbonato de calcio, sulfato de calcio, y el silicato de calcio afectan las propiedades higroscópicas del caolín, dificultando la disolución del caolín en agua; son indeseables en las industrias cuyo proceso incluye disoluciones acuosas.
- Compuestos Orgánicos: Son indeseables por impartir una coloración grisácea a los productos terminados.
- Montmorillonita: Provoca un aumento en la viscosidad de la pulpa caolín - agua, dificultando el proceso industrial de que se trate.
- Iones Adsorbidos: Aumentan la plasticidad a niveles inconvenientes para las industrias.

Existen muchas otras impurezas que varían en ocurrencia y cantidad en un mismo yacimiento, se concluye que el caolín es agregado de minerales e impurezas con textura de grano muy fino. En cuanto a la clasificación de los caolines salta a la vista la dificultad para distinguirlos en el campo, pero ésto también ocurre en el laboratorio.

Un análisis químico o de granulometría no es determinante para clasificar un caolín, el más adecuado es el análisis físico de plasticidad, compacidad, contracción al quemado y otros más, aparte de otros métodos especiales de análisis como son el Análisis Térmico Diferencial y el de Difracción de Rayos X, que es el empleado en este trabajo.

Es interesante al respecto el mencionar el que dos caolines provenientes del mismo yacimiento, con igual análisis químico, pueden ser muy diferentes en su comportamiento físico por diferencias en la cristalización de la caolinita o a la estructura de las impurezas; por otro lado, dos caolines con una pequeña variación en el examen mineralógico, (5%) - es suficiente para arrojar notables diferencias en el análisis físico.

En correspondencia dos caolines de igual comportamiento físico, pueden diferir apreciablemente en el análisis químico.

Por características propias de los diferentes procesos industriales es el análisis físico el de mayor importancia, ya que a los procesos industriales no les afecta una variación ligera en la composición química,

en tanto que sí es importante el comportamiento físico del caolín durante el proceso y por el efecto que éste imparte al producto terminado.

Los yacimientos, por la naturaleza propia del proceso mineralizador, muestran zoneamientos, es decir áreas de mineralización más ricas ó de -- mayor pureza que otras, así el tratar de definir el tipo de caolín con de -- talle de variedades en cada yacimiento es poco práctico, por lo que se ha -- cen agrupaciones por intervalos de composición relativamente amplios, re -- duciendo el número de variedades de cada yacimiento a sólo dos ó tres.

Una clasificación usada por los consumidores de caolín es:

TIPO DE CAOLIN	CARACTERISTICA
Caolín alto en caolinita ó plás -- tico.	Sílice libre (arena de cuarzo) - menor a 3 %.
Caolín silicoso.	Sílice libre (arena de cuarzo) - menor a 10 %.
Caolín aluminítico.	Oxido de potasio de 0.3 % a 6 % .
Caolín bentonítico.	Oxido de calcio y óxido de magne -- sio en un solo peso equivalente de 0.6 % a 0.8 %.

La planta de beneficio objeto de este trabajo deberá surtir a las - industrias consumidoras de un producto de calidad constante, en lo que -- contribuye el alimentar dicha planta con un caolín que será un compósito de los tipos existentes en los tres yacimientos que más adelante se deta -- llan.

El tratamiento que se hace de los yacimientos es encaminado a - mostrar la factibilidad de considerarlos como proveedores de materia pri -- ma susceptible de beneficiarse, y con reservas positivas suficientes para garantizar la inversión que requiere dicha planta.

Por lo que al hacer la referencia a Caolín, se entenderá que se está tratando como un todo en la misma proporción en que intervienen las dife -- rentes clases en el compósito mencionado.

II.4 Principales Yacimientos de Caolín.

II.4.1 Caolín de Huayacocotla.

La región de Huayacocotla se encuentra en la parte norte del Estado de Veracruz, en sus límites con el Estado de Hidalgo, limitada por las siguientes coordenadas:

Latitud 20° 21' a 20° 30' N

Longitud 98° 20' a 98° 30' W

De la carretera federal # 130 México - Tulancingo - Tuxpan, en el km 152 (San Alejo) se toma la carretera estatal que conduce a Metepec, Apulco, Agua Blanca y Huayacocotla. Existe una rama ferroviaria que conecta a Apulco y Agua Blanca con la red de Ferrocarriles Nacionales de México.

El clima es templado, húmedo, con lluvias en todo el año acentuándose durante el verano, la temperatura mínima promedio es 12°C y la máxima promedio es de 18°C, la precipitación pluvial mínima promedio es de 40 mm y la máxima promedio es de 150 mm. La vegetación consiste en coníferas en las partes altas, y en biznagas y nopales en las partes bajas.

Fisiográficamente la zona está comprendida en el extremo noreste de la Cordillera Neovolcánica cercana a la porción central oeste de la Sierra Madre Oriental. La topografía de la región es montañosa con valles; las series montañosas son derivadas de la Sierra Madre Oriental -- las cuales cruzan del Estado de Hidalgo al de Veracruz con un rumbo predominantemente noroeste - sureste, se observan fuertes pendientes y en algunas partes fuertes escarpes formados por bloques de falla de tensión con importantes desplazamientos verticales, dichas fallas son ondulantes a rumbo y echado, existiendo un rumbo predominantemente este - oeste y norte - sur ; en las partes bajas hay una delgada cubierta de material de acarreo proveniente de las partes altas. De manera general, el curso de los ríos sigue el rumbo transversal a los ejes de las series montañosas mencionadas.

El depósito mineral se presenta en forma de chimenea de sección --- elíptica tendiendo a circular; dentro del cuerpo se hallan distribuidas irregularmente bolsas de caolín de diferente grado de pureza.

La actividad volcánica que originó las coladas de lavas ácidas y la depositación del material piroclástico sobre las lavas, fue tan intensa que produjo fallamientos y fracturamientos los que se interconectaron -- con la cámara magmática permitiendo el ascenso de soluciones hidrotermales ácidas de baja temperatura como producto de la fase final del vulcanismo, las cuales caolinizaron a los feldespatos de las rocas presentes (tobas riolíticas, riolitas, y brechas piroclásticas) extendiéndose -- dicha caolinización a la matriz de las mismas.

Estas soluciones hidrotermales caolinizantes reemplazaron al material piroclástico en forma irregular, encontrándose bolsas que fueron reemplazadas en su totalidad por caolín y otras en las que el reemplazo fue parcial conservándose la estructura brechoide.

El mayor grado de reemplazamiento que está relacionado con la pureza del caolín, se observa en fallas y fracturas debido a que los fluidos termales ascendentes encontraron ahí mayor permeabilidad; el fallamiento tiene un rumbo promedio norte - noroeste, también se observa otro fracturamiento posterior a la mineralización, en apariencia errático, el cual es interesante por la pureza del caolín que contiene.

La geología histórica del yacimiento, siguiendo la nomenclatura europea principia con la acumulación de sedimentos transgresivos de la formación Huayacocotla, en un ambiente de depósito mixto sobre mares someros, probablemente inestables y de poca circulación, los cuales al rellenarse dieron lugar a depósitos de sedimentos continentales.

En el Jurásico Inferior se levanta la región erosionándose tanto en esta serie como durante el Jurásico Medio. En el Jurásico Superior da inicio una subsidencia lenta y constante causada por una transgresión marina, subsidencia que permite el depósito de sedimentos sobre una gran cuenca, se depositan sedimentos típicos de aguas poco profundas.

En el Cretácico Inferior se logra una sedimentación normal en aguas profundas y tranquilas por la estabilidad previamente alcanzada por los mares. En el Cretácico Superior se da lugar al sedimento de depósitos calcáreo - arcillosos, se observan rasgos de actividad volcánica y tectónica. A fines de esta serie se hallan sedimentos arcillosos que denotan una continua elevación por movimientos tectónicos.

A lo largo del Cenozoico Medio y Superior emerge el área y queda expuesta a la erosión en un proceso que afectado adicionalmente por la actividad volcánica modifica la topografía, originándose rocas de composición riolítica.

En tanto que en el Terciario Tardío intrusivos que enmanan fluidos hidrotermales que actuaron sobre las riolitas, tobas riolitas y brechas piroclásticas dándose lugar la caolinización de estas rocas. Y, durante el Pleistoceno una serie de derrames volcánicos forman en las partes bajas de la región mesetas de basalto.

Las reservas fueron evaluadas por el Ing. David Sánchez R. (3) -- según la interpretación geológica que hizo de la región, en base a la información obtenida del muestreo en las minas y tajos, del cuele de obras mineras de exploración, y del sondeo con barrenación a diamante siguiendo la clasificación de reservas que se detalla:

- Reservas Positivas: Las que se encuentran conocidas por suficientes -- partes muestreadas asegurándose así la existencia del caolín.
- Reservas Probables: Las que se encuentran conocidas por algunas partes muestreadas complementando la información con inferencias geológicas según la correlación de las secciones hechas con datos de muestreo.
- Reservas Posibles: Las que se infieren geológicamente de acuerdo a -- los rasgos estructurales de la región y al nivel -- de confianza de los resultados obtenidos de las -- dos clases de reservas anteriormente evaluadas.

El método de cálculo consistió en levantar un plano de muestreo, me dir con planímetro de precisión el área delimitada con los criterios de -- clasificación de reservas ya mencionados, multiplicando por el ancho promedio del yacimiento, obteniendo así el volumen de mineral, introduciendo un factor (0.85) para elevar la seguridad de la cubicación, multiplican do este último volumen reducido por un peso específico de 2.0 (en vez de emplear el real de 2.6) proporciona el tonelaje de reservas. El peso específico de 2.0 se tomó como un factor para la evaluación conservadora de las reservas por un lado, y por otro para hacer influir la humedad del mineral y la dilución originada por lo errático del yacimiento.

Los montos evaluados son:

Reservas Positivas:	9,141,689 ton.
Reservas Probables:	28,105,210 ton.
Reservas Posibles :	35,121,802 ton.

72,368,701 ton.

Tanto para el total, como para cada clase de reserva corresponde el 24 % a Caolín Alto en Caolinita y el 76 % a Caolín Silicoso.

Una carta geológica de la región se incluye en el anexo # 2

II.4.2 Caolín de Coacoyula.

La región de Coacoyula se encuentra en la parte norte del Estado de Guerrero, limitada por las siguientes coordenadas:

Latitud 18° 01' a 18° 10' N
Longitud 99° 32' a 99° 41' W

De la carretera federal # 45 México - Acapulco, en el km 201 (Tona lapa) se toma el camino de terracría que conduce a Coacoyula de Alvarez (12 km).

El clima es caluroso, con temperatura máxima promedio de 41°C y una mínima promedio de 10°C; la temporada de lluvias se define claramente en los meses de Junio a Septiembre con una precipitación pluvial promedio de 55 mm. La vegetación en el área es escasa, existiendo varias especies cactáceas, arbustos, y árboles de mezquite.

Estando situada el área al sur de la Sierra de Teloloapan, la topografía resulta montañosa, estando intensamente fallada con rumbos diversos pero con echados predominantemente verticales. El yacimiento se presenta en forma de lentes con diferentes calidades de caolín, según el grado de mineralización alcanzado en el proceso.

Los depósitos minerales se encuentran sobre una gran masa riolítica del Terciario Volcánico; aflora la Formación Morelos del Cretácico Inferior y una intrusión ígnea que se considera posterior al Mioceno.

La mineralización se debe a un proceso hidrotermal cuyo origen probablemente se debe a líquidos residuales de sílice pura del intrusivo ígneo, de naturaleza ácida y que conlleva cuarzo secundario; las formaciones por las grandes presiones, generan fallas y plegamientos posteriores al Mioceno con fracturas verticales; el proceso mineralizador no fue completo en algunas partes, quedando tobas y pórfidos riolíticos sin alteración por la diferencia de magnitud y densidad de fallas en las diferentes partes de área.

Las formaciones que describen la geología de la región son:

- Formación Morelos : Consiste en estratos gruesos de calizas, de gris a gris oscuro, de edad del Cretácico Inferior (Albiano).
- Formación Cuautla : Sucesión gruesa de capas de calizas rojas a amarillentas por la cercanía con la Formación Morelos de edad Turoniano a Cretácico Superior.
- Formación Mezcala : Es una secuencia de capas interestratificadas de lutita y limonita calcáreas de tonos amarillos a grises y a veces pardo claro, de edad Senoniano, Cretácico.
- Formación Balsas : Es un afloramiento cubierto por los depósitos del Terciario Volcánico en forma de capa casi horizontal, constituida por un conglomerado de guijas derivadas de las Formaciones Morelos y Cuautla en una matriz calcárea, con una edad Eoceno Oligoceno.
- Terciario Volcánico: Es la formación de interés económico, ya que es en ella donde se encuentran los depósitos de caolín; es de un origen extrusivo piroclástico; se constituye de tobas riolíticas, pórfidos riolíticos, ignimbritas, y areniscas tobáceas cuya composición varía entre andesítica y riolítica conformándose

como pseudoestratos delgados o lentes, siendo raros los cuerpos tabulares. Las rocas cubren áreas situadas topográficamente en un nivel inferior dentro de erosiones de la Formación Morelos y es en donde se aloja el caolín.

- **Igneas Intrusivas** : Se halla un tronco de origen hipabisal poco profundo como pórfido riolítico con silicificación hidrotermal, con elementos primarios como sanidino y cuarzo, y teniendo como elementos secundarios cuarzo, hematita, limonita, y arcillas; además de ferromagnesianos alterados del Post - Mioceno.

El proceso mineralizador parte de que líquidos residuales de sílice ascendieron y formaron cuerpos irregulares dentro de los depósitos del Terciario Volcánico donde el ambiente fue propicio (tobas riolíticas y dacíticas) y el fracturamiento intenso; estos líquidos ácidos causaron la caolinización de la roca original. Cerca de las fuentes de sílice, la caolinización es mas completa que al retirarse de ellas.

Las reservas fueron evaluadas por el Ing. Fritz J. Werre Keeman y el Ing. Jorge A. Fernández Fuentes (4) en el trabajo de exploración que condujeron en 1976 empleando la misma clase de información, el mismo método de cálculo y la misma clasificación de reservas que se empleó en la evaluación de reservas del Caolín de Huayacocotla descrito anteriormente.

Los montos de las reservas son:

Reservas Positivas	777,660	ton.
Reservas Probables	4,286,730	ton.
Reservas Posibles	4,200,545	ton.
	9,264,935	ton.

Siendo el 27 % del total, Caolín Alto en Caolinita con contenidos férricos, y el 73 % restante de Caolín Silicoso.

La carta geológica de la región se incluye en el anexo # 3.

II.4.3 Caolín de Neutla.

La región de Neutla se encuentra en el Estado de Guanajuato, en el extremo noreste del Bajío a 5 km al oeste de Neutla, a 10 km de Comonfort y a unos 30 km de Celaya. Se limita con las coordenadas que la declaran Reserva Nacional por Decreto Presidencial publicado el 10 de Junio de 1957, y que son:

Latitud 20° 40' a 20° 50' N
 Longitud 100° 50' a 101° 05' W

De la carretera federal # 45 en el tramo Querétaro - León a 45 km - de Querétaro, en la Ciudad de Celaya, se toma la carretera estatal que une a Celaya con Santa Cruz de Juventino Bosas, de la cual en el km 5 + 500 -- parte un camino de terracería que conduce a Rincón de Centeno, Neutla y -- Delgado .

El clima varía entre ligeramente cálido a ligeramente fresco, con - una temperatura máxima promedio de 30°C y una mínima promedio de 19°C. La precipitación pluvial es uniforme en toda la región, con un promedio de -- 600 mm, y puesto que la roca posee alta porosidad existen acuíferos y arro yos durante todo el año, y aunque la tierra es fértil y el agua suficiente la vegetación está constituida en su mayor parte por mezquites y arbustos.

La topografía consiste en lomeríos suaves con algunos escarpes en - la parte sur, no se aprecian fallas de grandes dimensiones que afecten notablemente el comportamiento litológico o al caolín; Sin embargo, se observan gran número de fallas pequeñas y un fracturamiento de densidad media, ambos rasgos sin una orientación definida.

De el yacimiento se puede decir que se trata de un manto irregular del cual el contacto superior está cubierto por una capa de riolita total mente silicificada la que ha perdido la textura original; la potencia de esta cubierta o encape es variable de 0.5 m a 26 m, mientras que la potencia del manto de caolín llega a ser hasta de 34 m. En algunas partes del yacimiento se localizan restos de la roca original: tobas y riolitas, que se caolinizaron sólo parcialmente.

El origen de este caolín parte de un proceso hidrotermal conjugado con intemperismo sobre rocas ácidas (riolitas y tobas riolíticas) se de termina una edad posterior al Vulcanismo que dio origen a las rocas riolíticas, situándose dicha edad en el Terciario.

Como la zona está cerca del límite meridional de la Sierra de Guanajuato, se describe la geología de la región con el detalle de las formaciones existentes de acuerdo con el trabajo de los Ingenieros A.R.V. Arellano, Jerjes Pantoja, y Odilón Ledesma (5).

- Suelos Negros del Bajío : Polustros, principalmente de pantanos con una edad estimada entre Post - Tacubaya a Post - Barrilaco.
- Basalto San Elías : Meteorización limonítica débil, que sugiere - una edad Post - Tacubaya, aunque pudiera ser de edad Becerra no obstante la ausencia de -- caliche.
- Formación Tacubaya : De edad determinada en el Antropoceno Inferior.
- Formación Nopalera : De carácter lacustre, se sitúa de edad Plioceno Inferior; contiene capas de bentonita - que revisten interés económico.

- Riolita Bufa : De edad Mioceno, característica por sus productos de alteración Arcilla Blanca - Calcedonia - Alunita.
- Formación Guanajuato : Cuya edad abarca probablemente desde finales del Eoceno y durante todo el Oligoceno.
- Granitos y Rocas Granitoides: Formación conocida del triángulo formado por Guanajuato, León y Silao; corta pizarras calcáreas y no se le encontró relación alguna con la Formación Guanajuato.
- Formación Necoxtla : Constituida de pizarras calcáreas que se sitúan dentro del Cretácico Inferior ó fines del Jurásico.

Es la Riolita Bufa la formación que guarda relación con la mineralización, que es un proceso de tipo hidrotermal epitermal de baja temperatura, afectando a la riolita originándose así el caolín. La mineralización también alcanzó rocas sedimentarias teniéndose en suma un yacimiento con diferentes grados de caolinización y por tanto diferentes clases de caolín que mas adelante se anotan. Es importante añadir que el proceso hidrotermal fue sucedido por un proceso de intemperización que contribuyó al proceso de caolinización.

Las reservas cubicadas hasta 1954 (5) se distribuyen como sigue:

Reservas Positivas	:	3,410,000	ton.
Reservas Probables	:	5,260,000	ton.
Reservas Posibles	:	9,450,000	ton.
			18,120,000 ton.

Habiéndose extraído en los últimos cincuenta años a esa fecha un total de 283,000 ton. de caolín; según registros y declaraciones de las empresas que operaban las minas.

En el trabajo realizado por los Ingenieros Carlos Fco. Yáñez Mondragón y Héctor Alvarado Méndez en 1979 (6) fueron determinadas las siguientes reservas:

Reservas Positivas	:	14,906,782	ton.
Reservas Probables	:	8,125,208	ton.
			23,031,990 ton.

Distribuyéndose ese total entre las diferentes clases de caolín según la siguiente tabla:

Caolín Alto en Caolinita	33.34 %
Caolín Silicoso	28.61 %
Caolín Alunítico	22.11 %
Caolín Silicoso - Alunítico	10.96 %
Caolín Bentonítico	4.92 %
	100.00 %

No existiendo datos confiables del monto de caolín extraído de 1954 a la fecha. La carta geológica de la región se incluye en el anexo - # 4 .

II.5 Reservas de Caolín en México.

De acuerdo con lo anteriormente expuesto, las reservas de caolín en el país se distribuyen de la siguiente forma:

TIPO DE CAOLIN	R E S E R V A S			T O T A L
	POSITIVAS	PROBABLES	POSIBLES	
I	2,872,432	10,608,361	9,563,380	23,044,173 ton.
II	11,778,716	26,813,081	29,758,967	68,350,764 ton.
III	10,174,984	3,095,705		13,270,689 ton.
TOTAL	24,826,132	40,517,147	39,322,347	104,665,626 ton.

Los tipos de caolín que figuran en la tabla son:

Caolín tipo I Caolín Alto en Caolinita.

Caolín tipo II Caolín Silicoso.

Caolín tipo III Todos los demás caolines.

De el total cubicado de reservas (104 millones de ton.), el 87 % comprende a los caolines tipo I y tipo II ascendiendo el monto de reservas a 91,394,937 ton. (noventa y un millones de toneladas) y son precisamente estos tipos de caolín los que se consideran aptos para ser beneficiados.

El dato anterior es mas que halagador, pero para los fines de este trabajo, se considerarán solo las reservas positivas de estos tipos de caolines y que en conjunto ascienden a 14,651,148 ton. (catorce millones de toneladas) que aún se considera un tonelaje suficientemente elevado para hacer un anteproyecto.

III EXPLOTACION MINERA

III.1 Introducción.

A la fecha, los yacimientos de caolín de las regiones de Coacoyula, Huayacocotla y Neutla, expuestos en el Capítulo anterior, no se han explotado a toda su capacidad por situaciones como las siguientes:

- a) Por la diversidad de calidades en los caolines de cada yacimiento, el minado es selectivo, al explotarse casi exclusivamente los de alta calidad, quedando " in situ " y sin provecho alguno, los de calidades intermedias y bajas.
- b) Dada la falta de análisis tanto físico como químico en el muestreo de las minas, el caolín se vende entre los maquiladores y usuarios con escaso o nulo control de calidad, por lo que el precio del mineral en bruto alcanza niveles muy bajos, acrecentando como consecuencia, el que el pequeño minero no cuente con suficientes ingresos para invertir en equipo y así intensificar la explotación.
- c) Por hallarse los yacimientos dentro de límites ejidales; quienes manejan la operación minera no permiten de manera abierta la asesoría técnica proveniente tanto del sector público, como del privado; llevándose a cabo la explotación en forma empírica sin una planeación formal.

III.2 Operaciones Mineras Mas Importantes A Nivel Nacional.

A continuación se bosquejará muy brevemente la problemática que enfrentan los yacimientos caoliníferos más importantes del país.

A) CAOLIN HUAYACOCOTLA.

Por la morfología, profundidad y extensión del yacimiento, la explotación se lleva a cabo a Tajo Abierto en su variante particular de tumba en ladera. Los encapes varían de 0.5 m a 4.5 m, siendo necesario en ocasiones el desmonte previo del área por minar.

Los bancos se determinaron con una altura promedio de 12 m debido a que el material presenta estabilidad suficiente aún con un ángulo de trabajo de 80° . Otra razón obedece a que es posible el tumba por métodos manuales ya sean éstos picos o barras.

Los explosivos se emplean muy esporádicamente siendo útiles en los casos en que es necesario remover masas rocosas de mediana y alta dureza. Una vez tumbado el caolín, éste es amontonado para ser clasificado según su calidad aparente, siendo simultáneo un secado al sol.

La fragmentación del mineral va de 4" a 36" en un 85 % siendo el 15 % restante de -4" . El mineral se carga con cargador frontal de 1 yarda cúbica de capacidad en camiones de 3 metros cúbicos de capacidad.

B) CAOLIN COACOYULA.

Dadas las características del yacimiento y según la topografía dominante de la parte del yacimiento que esté en fase de minado en ese momento, se aplica en algunos casos el Tajo Abierto (Open - Pit) y en otras partes el Tajo Abierto en ladera .

Los encapes son del orden de 1 m a 3 m , y a pesar de que se observa cierta interestratificación en la masa caolinizada, se tumba la totalidad del banco cuya altura en promedio es de 9 m en promedio. Una de las razones de la altura de banco de solo 9 m es que por lo caluroso de la región y lo escaso de la precipitación pluvial, el caolín " in situ " tiende a perder humedad, por lo que la estabilidad del banco se ve afectada -- con alturas mayores de 10 m . El ángulo de trabajo se conserva de 75° a 80°.

La fracturación del material en el tumbe, realizado a pico y barra varía de 2' a 10' por lo que es necesario reducirla por medio de marros y picos. La calidad del caolín es en apariencia bastante homogénea, y por tener una humedad mas bien baja (5 %) se procede a cargar en camiones de 3 metros cúbicos de capacidad casi de inmediato.

C) CAOLIN NEUTLA.

Las características del yacimiento, permiten dos tipos de mina do: el subterráneo y el superficial. Aproximadamente el 20 % de la producción procede del minado superficial, el resto de el minado subterráneo.

I. Minado Subterráneo: El método aplicado es Salones y Pilares Irregularmente Distribuidos. Los salones tienen -- una distribución y dimensionamiento completamente irregular de tal modo que recuerda la explotación llevada a cabo por gambusinos en algunas minas metálicas. La distribución de los pilares se hace procurando dejar solo a aquellos que contengan caolín de mediana y baja calidad sin -- considerar debidamente lo importante que es el claro entre pilares para conservar la estabilidad. Se aclara que -- las dimensiones del pilar así como su relación de esbeltez son los factores que han permitido continuar con la aplicación de este método aunque éstos no han sido calculados -- analíticamente. Aparte de los pilares no hay ningún otro tipo de fortificación.

El tumbe se lleva a cabo a pico y con la combinación de estaca y marro; la fragmentación obtenida va de + 1/2" a - 4" el 60 % y de + 4" a - 8" el 40 % restante. El acarreo se realiza en forma rudimentaria, con sacos cargados sobre las espaldas de los peones.

- II. Minado Superficial: El método empleado es Tajo Abierto en Ladera. El encape varía de 0.5 m a 26 m y se constituye de riolita y sílice por lo que para su remoción se hacen voladuras empleando la mezcla de diesel y fertilizante con un coque de bombillo y fulminante. También se emplea con relativo éxito el "Choque Térmico" (que consiste en quemar llantas sobre la roca, rociando posteriormente a ésta con agua fresca).

La potencia del manto de caolín varía de 4 m a 35 m , se mina en tajos de un solo banco de altura creciente desde - 8 m hasta 25 m mostrando gran estabilidad siendo el ángulo de trabajo de 80° en promedio. Aún con dicha altura de banco, por medio de angostas bermas (más bien veredas) se tiene acceso a todo lo alto del banco, siendo posible el tumbe a pico y barra. La fragmentación obtenida es muy similar a la obtenida por el minado subterráneo.

El motivo por el cual no se extrae más mineral por este tipo de minado, es la dificultad para retirar el encape, anotándose que no se cuenta con equipo de barrenación, haciéndose los pocos barrenos que se exigen con barra y marro.

Una vez extraído el mineral por cualquiera de los dos tipos de minado, se procede a clasificar mediante labor de pepena, formando pilas de diferentes calidades aparentes.

El mineral extraído por minado subterráneo tiene una humedad de hasta 25 % por lo que previo a la clasificación se procede a un secado al sol. Se carga en camiones de capacidades de 3 y 6 metros cúbicos.

III.3 Producción Minera Proyectada.

Los criterios para proyectar la explotación minera de los yacimientos descritos anteriormente son los siguientes:

1. Reservas Positivas.
2. Reservas Totales.
3. Método de Explotación.
4. Demanda de todos los tipos de caolín en el mercado.
5. Demanda de los productos en cuya fabricación interviene el caolín.

6. Cotización de los tipos de caolín en el mercado.
7. Políticas de las comunidades ejidales, usufructuarias de los yacimientos.

1. Reservas Positivas: Según un año de 288 días (6 días por semana, 4 semanas por mes, y 12 meses por año) y pretendiendo --- dar una vida de 50 años a dichas reservas, se tiene para ca da yacimiento:

a) Caolín Huayacocotla.

Reservas Positivas: 9,141,689 ton.

Producción diaria durante 50 años: 634 ton./ día.

b) Caolín Coacoyula.

Reservas Positivas: 777,660 ton.

Producción diaria durante 50 años: 54 ton./ día.

c) Caolín Neutla.

Reservas Positivas: 14,906,782 ton.

Producción diaria durante 50 años: 1,035 ton./ día.

En suma, la producción minera de caolín, considerando sólo las reservas positivas durante una explotación constante a lo largo de 50 años --- (288 días al año) sin tocar las reservas probables ni posibles y sin explorar para aumentar los montos de las reservas es:

Caolín Huayacocotla	634 ton./ día
Caolín Coacoyula	54 ton./ día
Caolín Neutla	1,035 ton./ día
TOTAL	1,723 ton./ día

2. Reservas totales: (ver Capítulo II.4) Considerando al igual que - en el punto anterior, un año de 288 días, se tiene para cada yacimiento su respectiva duración en años al ritmo de explotación anteriormente determinado:

a) Caolín Huayacocotla.

Reservas Totales 72,368,701 ton.

Número de años, explotando 634 ton./ día: 396 años.

b) Caolín Coacoyula.

Reservas Totales 9,264,935 ton.

Número de años, explotando 54 ton./ día: 595 años.

c) Caolín Neutla

Reservas Totales 23,125,208 ton.

Número de años explotando 1,035 ton./ día: 77 años.

Resulta bastante claro que se dispone de bastante caolín en reserva para muchos años, como para aumentar los montos de las reservas actuales mediante un programa de exploración, o para descubrir nuevos yacimientos, sin tener grandes presiones a lo largo de las exploraciones por razones de producción.

3. Método de Explotación: Considerando la poca profundidad a que se encuentran los yacimientos y la morfología de mantos, el método más apropiado para estos yacimientos es el minado superficial pudiéndose aplicar según las diferentes condiciones los correspondientes métodos específicos:

A. Con un encape relativamente pequeño o nulo y con un mineral fácilmente disgregable, se puede aplicar Minado - Hidráulico con monitores, canalizando y captando la lechada formada; esta variante será ventajosa con la condición de que la planta de beneficio se hallare instalada en las cercanías del yacimiento.

B. Con un encape mediano (3 ó 4 m) es posible remover a éste con bulldozer, tumbando el mineral con cortes de baja altura mediante la aplicación del ripper; el mineral tumbado será rezagado con palas y acarreado en camiones de volteo.

El encape retirado, se colocará en el área ya minada y que, de acuerdo con los informes del estudio geológico no contenga más reservas; de tal forma que paralelo al avance de la explotación, el hueco dejado por ésta se irá rellenando parcialmente con el encape retirado del próximo frente de explotación.

C. Con un encape mayor (más de 5 m) será imprescindible un estudio geológico de alta precisión, con el objeto de delimitar el área que servirá de tepetatera, el estudio geológico arrojará datos de localización de zonas estériles es decir, sin ninguna cantidad de mineral en reserva y con resistencia mecánica suficiente para así colocar el encape removido, sin problemas ni riesgos posteriores. El procedimiento de minado será similar al del caso anterior.

Se tendrá que evaluar para la explotación: el volumen de producción requerido y así planear el orden y magnitud de los cortes, los caminos necesarios, el equipo en

cantidad y capacidad que removerá y transportará tanto el encape a la tepetatera como el mineral a la planta de beneficio.

En los 3 casos anteriores, se explotará en diferentes frentes con diferentes calidades de mineral, formando así un compósito que permitirá el máximo aprovechamiento de las reservas cubicadas.

En suma: para proyectar la explotación minera, se requiere de los siguientes datos: levantamientos topográficos y geológicos, monto de las reservas, volumen de la producción requerida según un estudio económico - previo, condiciones económicas para la inversión y el financiamiento, condiciones socio - económicas de la región, etc. Todos estos datos varían en cada yacimiento totalmente, y varían parcialmente en las diferentes partes de cada uno de ellos. Queda para el futuro el análisis de estos puntos y el proyecto de explotación de cada yacimiento .

4. Demanda de todos los tipos de caolín en el mercado: No sería ilustrativo el tabular la demanda de cada tipo de caolín , - según cada una de las industrias que lo consumen, por lo que se optó por analizar conjuntamente la producción nacional, el consumo nacional, la importación y la exportación; refiriéndose estos datos a una misma fuente: el anuario "La Minería en México" , publicado por la - Secretaría de Programación y Presupuesto en 1983.

Las tablas que detallan cada uno de los renglones mencionados constan dentro del anexo # 5.

Como se afirmaba en el Capítulo introductorio, los datos de volumen de producción y destino de la misma, no son de suficiente confianza, observándose que los datos que consigna el anuario "La Minería en México" difieren ligeramente (hasta un 2.5 %) de los consultados - en las fuentes directas a que se hace referencia (las diferentes Secretarías de Estado, el Consejo de Recursos Minerales, la Comisión de Fomento Minero, etc.) -- por lo que, para uniformar el nivel de error sólo se emplearán los datos del anexo # 5 en la elaboración de la siguiente tabla:

CONSUMO DE CAOLIN EN MEXICO (1980)		
CONCEPTO	VOLUMEN (TON)	PORCENTAJE
Producción Nacional	143,318	
Producción Nal. de Exportación	1,504	1.05 % de la Produccion Nal.
Producción Nal. consumida en el país.	141,814	63.31 % del Consumo Nal. total
Caolín de importación	82,748	36.84 % del Consumo Nal. total
CONSUMO NACIONAL TOTAL	224,562	100.00 %

En la tabla anterior se emplean los datos correspondientes a 1980, - por considerarse que la columna de porcentajes representa el promedio de las observaciones hechas durante el período 1970 - 1981; por otro lado, - con los mismos datos del anexo # 5, se elaboró la siguiente tabla, aplicando el método de aproximación de los mínimos cuadrados por ser el comportamiento de las observaciones aproximadamente lineal.

CONSUMO NACIONAL PREVISTO DE CAOLIN			
AÑO	VOLUMEN (ton)	PRODUCCION DIARIA PROYECTADA ton/día	CAOLIN BENEFICIADO ton/día
1981	174,575	606	242
1982	181,949	631	252
1983	189,324	657	263
1984	196,697	683	273
1985	204,071	708	283
1986	211,445	734	294
1987	218,819	760	304
1988	226,193	785	314
1989	233,567	811	324
1990	240,941	837	335
1991	248,315	862	345
1992	255,689	888	355
1993	263,063	913	365

En la tabla anteriormente detallada, se observa una columna que dice "Producción Diaria Proyectada", lo que se refiere al cálculo del volumen de caolín que se requiere producir en las minas diariamente a lo largo de un año de 288 días, para lograr satisfacer la demanda nacional prevista.

De el caolín cuya demanda se prevee, el 40 % aproximadamente deberá ser un producto beneficiado para eliminar el renglón de importación, de ahí que la columna que dice "Caolín Beneficiado", dé la pauta para considerar la capacidad de la planta anteproyectada, la cual se puede estimar en 360 ton/ día de caolín de alta calidad, existiendo para 1983 un excedente de 100 ton/ día beneficiadas (de alta calidad) destinadas para la

exportación; en tanto que el mismo volumen de producción (360 ton/ día) será suficiente para satisfacer la demanda esperada para 1992 de 355 ton por día. Se aclara que la proyección se hizo con un coeficiente de correlación para la recta aproximada de sólo un 65.73 % por lo que dicha capacidad productora estimada, se deberá considerar conservadora.

5. Demanda de los productos en cuya fabricación interviene el caolín: - No resulta necesario hacer un estudio de mercado de cada uno de los productos que incluyen caolín en su fabricación; es evidente el alza en el volumen de ventas de estos productos: papel, cosméticos, pinturas vinílicas, hules, medicamentos, artículos de cerámica, ya sean éstos: muebles de baño, bujías automotrices, aislantes --- eléctricos, ó loza.

Solo faltaría por indicar la tasa de crecimiento en los volúmenes de ventas mencionados, pero se considera suficientemente ilustrativo el análisis de los datos de consumo nacional de caolín, en el cual se abarcan todas las industrias mencionadas y otras mas de menor importancia. El crecimiento en conjunto de las industrias deberá ser paralelo al crecimiento en el consumo de caolín.

6. Cotización de los tipos de caolín en el mercado: De acuerdo con los datos del mismo anexo # 5, la cotización en el mercado interno del caolín nacional en bruto tiene como valor - promedio geométrico 62.26 \$/ton. que es demasiado baja; la razón de esta irregularidad está en las declaraciones que presentan los productores tanto a la Federación, como a los Gobiernos Estatales correspondientes.

Durante visitas hechas a los yacimientos en cuestión, - se encontraron cotizaciones que varían según la calidad aparente del caolín, siendo determinada ésta por los productores de una forma totalmente empírica y por tanto arbitraria; los valores van de 600 \$/ton. hasta --- 4,500 \$/ton. (1984).

Para el caso del caolín beneficiado (el micronizado y el molido el molino de martillos Raymond), las cotizaciones varían según el grado de finura de molienda y del tipo de caolín que se molió. La molienda se determina por el porcentaje de retenido en la malla 325 tamiz Tyler, en tanto que el tipo ó calidad del caolín se determina por la blancura y -- plasticidad aparente. Las cotizaciones van de 4,000 \$/ton. a 16,000 pesos por tonelada, según datos obtenidos en las tres plantas mencionadas en el Capítulo introductorio.

Cabe hacer notar que otro factor que influye en la cotización, es el control de calidad que exige cada consumidor, así algunas normas ó contenidos específicos, harán que la cotización suba ó baje; de hecho no hay una tarifa o cartel alguno; tanto las especificaciones máximas y mínimas del caolín, como su precio exacto, se determinan entre el vendedor y cada una de las industrias consumidoras.

En lo correspondiente al caolín de importación sucede algo similar: las especificaciones y el precio exacto, se determinan entre el comprador y el vendedor; a pesar de que la revista INDUSTRIAL MINERALS publica mensualmente las cotizaciones en el mercado de Londres, no es mas que un indicativo del nivel de dichas cotizaciones para cada tipo de caolín.

Se encontró que la cotización en el mercado nacional de caolín importado varía desde 28,000 \$/ton. hasta 40,000 \$/ton. (1984) valores -- que difieren ligeramente a los datos que proporciona el Instituto Mexicano de Comercio Exterior y la Secretaría de Hacienda y Crédito Público, -- los que están determinados con las declaraciones que presentan los importadores a dichos organismos.

7. Políticas de las comunidades ejidales usufructuarias de los yacimientos: La tendencia de las comunidades ejidales es el -- vender, ya no el caolín en bruto, sino al menos molido en seco para así obtener mejoras en sus ingresos.

Por otro lado se observa la tendencia a explotar los -- yacimientos con cierta reserva, principalmente por desconocer el monto de las reservas, la distribución de -- ellas en los yacimientos y por no ejecutar plan alguno de exploración.

Dentro de este punto habrán de estimarse también las -- políticas del Gobierno Federal y de los respectivos Gobiernos Estatales, así como los factores socioeconómicos conjunto de aspectos que caen fuera del alcance de este trabajo.

En resumen: Los yacimientos son capaces de producir durante 50 años ininterrumpidamente y con un máximo de confianza (por considerar solamente las reservas positivas) 1,723 ton/ día, en tanto que el mercado nacional demandará en 1992 un total de 355 ton/día, por lo que una producción de --- 360 ton/ día es suficiente para satisfacerla.

Este volumen representa sólo parte de la capacidad productiva de los yacimientos considerando sólo las reservas positivas de los mismos.

Puesto que el mineral que alimentará a la planta que se propone será de maquila en su totalidad y tomando en cuenta los factores anteriormente mencionados, se estima un seguro suministro continuo de mineral a la planta, en las condiciones actuales de los yacimientos, y de acuerdo con los -- montos de las reservas positivas estimadas en el punto III.3.1, se formará un compósito con los porcentajes siguientes:

CAOLIN DE:	PRODUCCION DIARIA	PORCENTAJE
Huayacocotla	634 ton.	36.80 %
Coacoyula	54 ton.	3.13 %
Neutla	1,035 ton.	60.07 %
	<hr/> 1,723 ton.	<hr/> 100.00 %

El volumen de la producción minera necesaria estará también determinada por la recuperación metalúrgica que se trata en el Capítulo IV y que es de 77.05 %, por lo que para producir 360 ton./ día de concentrado, la producción de los yacimientos deberá ser:

LOCALIDAD	% DEL COMPOSITO	PRODUCCION MINERA DIARIA
Huayacocotla	36.80 %	172.01 ton.
Coacoyula	3.13 %	14.63 ton.
Neutla	60.07 %	280.78 ton.
	<hr/> 100.00 %	<hr/> 467.42 ton.

La producción de 467.42 ton./ día sólo representa el 27.12 % de la capacidad potencial de los yacimientos según las reservas positivas; de tal modo que los yacimientos en la actualidad muy bien pueden suministrar sin mayor esfuerzo y sin descuidar a los clientes actuales, las producciones requeridas para el anteproyecto.

IV. ESTUDIOS DE LABORATORIO PARA EVALUAR LA POSIBILIDAD DE BENEFICIAR CAOLINES NACIONALES.

IV.1 Introducción.

El caolín es un silicato de alúmina hidratado, que se caracteriza - por su granulometría natural extremadamente fina. A pesar de su alta compactación, y su aparente textura de grano grueso se humedece lo suficiente como para formar una pulpa lo suficientemente fluida advirtiéndose que una fracción del sólido entra en suspensión la cual muestra ser - impalpable al tacto por lo fino de su granulometría; en tanto que otra - fracción, visiblemente gruesa se sedimenta, siendo arenosa al tacto.

De acuerdo con lo anterior, la fracción que entra en suspensión, es material arcilloso (o sea caolín), y la fracción que se sedimenta, es material no arcilloso de granulometría apreciablemente mayor.

De lo enunciado líneas arriba, se valieron quienes aplicaron el proceso húmedo de beneficio (detallado en el Capítulo Introdutorio), reiterando que el producto obtenido resultaba ser de buena calidad, pero que el proceso era difícilmente costeable y de baja productividad debido al tiempo que requería el ciclo completo del proceso. Otra limitante -- lo constituyen las características particulares que debía reunir el mineral de alimentación: alta blancura y bajo contenido de sílice libre de granulometría fina.

El proceso de beneficio que se experimentó consiste en separar el - material arcilloso, del material no arcilloso, en forma técnica y rentable. Tomando como base el efecto colector que muestran los reactivos a base de aminas hacia los silicatos, se consideró la posibilidad de beneficiar al caolín mediante un proceso de flotación espumante.

IV.2 Molienda.

En virtud de que el objetivo fundamental del presente anteproyecto es el beneficio de todos los tipos de caolín nacional, se procedió a experimentar con el compósito explicado en el Capítulo III y que es:

COMPOSITO	
Caolín de Huayacocotla	36.80 %
Caolín de Coacoyula	3.13 %
Caolín de Neutla	60.07
	<hr/>
	100.00 %

La colección de muestras de cada yacimiento, se llevó a cabo bajo - el principio de representatividad, excluyendo a los caolines de calidad aparentemente alta (y que pueden aprovecharse sin ser necesario su beneficio previo) así los caolines con los que se experimentó son precisa--

mente de los tipos que existen cubicados en los yacimientos.

Con el fin de no contaminar con hierro al mineral usando un molino de bolas de fierro, se empleó un molino experimental 9" x 7" de porcelana con guijarros de cuarzo; con una alimentación de compuesto de caolín de 1.0 kg, y 4.0 l de agua; por lo que la relación de sólido a líquido en la pulpa es de 1:4 . La razón de obtener esta relación es el que se observó suficientemente fluida para la consecuente flotación y simultáneamente, lo bastante espesa para considerarla homogénea.

El tiempo de molienda se experimentó, variándolo desde 8 minutos -- hasta 14 minutos (minuto a minuto) en un total de 14 pruebas. Los resultados se enlistan a continuación:

- A) Con tiempos de 8 y 9 minutos se alcanzaba a disgregar el 74.3% del caolín, quedando un 25.7 % sin alteración debido a su dureza; en tanto que de la fracción de material no arcilloso se muele un 38.46 %, permaneciendo sin ser molido el 61.54 % .

Se observó también, que aproximadamente un 54.5 % de la alimentación está constituida por material arcilloso (caolín) y un 45.5 % por material no arcilloso (en apariencia zeolitas) .

alimentación 100.0 %	{	material arcilloso	54.5 %	{	caolín disgregado	74.3 %
					caolín sin disgregar	25.7 %
				100.0 %		
	{	material no arcilloso	45.5 %	{	molido	38.46 %
			sin moler		61.54 %	
			100.0 %			100.00 %

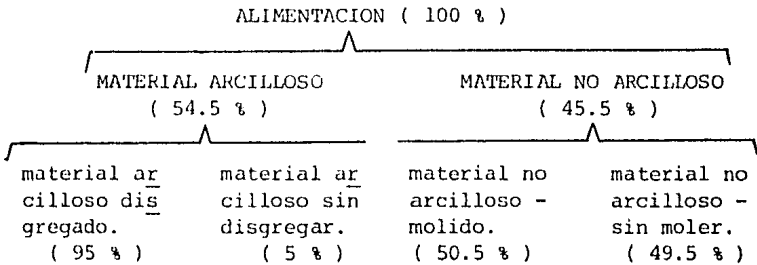
Así, solo se está liberando un 74.3 % del caolín presente en el mineral de alimentación.

- B) Con tiempos de 13 y 14 minutos se muele el 95 % de la carga -- alimentada, quedando así mezclada parte de la fracción no arcillosa con la totalidad del material arcilloso, según el siguiente diagrama:

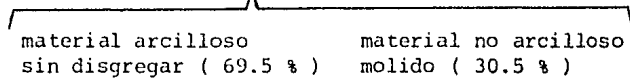
material ar cilloso dis 54.5 % gregado	}	}	}	pulpas	}	material arcilloso 37.37 %
material no arcilloso - 40.5 % molido.	}	}	}		}	material no arcilloso 42.63 %
material no arcilloso - 5.0 % sin moler.						sólido en 100.00 % la pulpa
ALIMENTACION						100.0 %

Con lo anterior se obtiene una pulpa con 42.63 % del contenido sólido constituido por material no arcilloso que son impurezas, y una liberación del 100 % del material arcilloso (caolín).

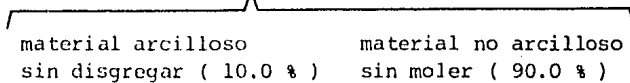
- C) Con tiempos de 10 y 11 minutos, se disgrega un 95 % del material arcilloso, quedando sin disgregar solo un 5 % constituido por caolín "duro"; en tanto que del material no arcilloso se muele un 50.5 % obteniéndose un 49.5 % del mismo material en arenas.



SOLIDO EN LA PULPA (100 %)

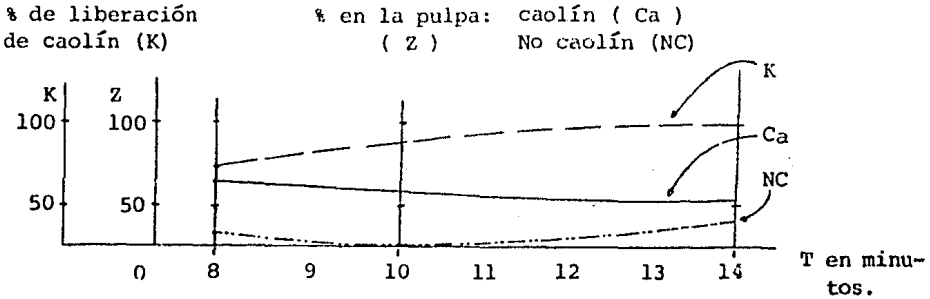


ARENAS (100 %)



Siendo en este caso la liberación del material arcilloso (caolín) de un 95.4 % .

Derivado de la experimentación de molienda, se optó por tomar un -- tiempo fijo de molienda de 10 minutos a 70 R.P.M. con el cual se obtiene el máximo de caolín disgregado, y un mínimo de material no arcilloso molido en la pulpa. Lo anterior se asienta en la siguiente gráfica:



Las curvas variarán de acuerdo a los porcentajes de los constituyentes del compuesto formado. Un análisis de mallas del producto de molienda se detalla en el anexo # 6. Los resultados de las pruebas de molienda quedan resumidos en la siguiente tabla:

M A T E R I A L	P E S O (gramos)		
	8 min.	14 min.	10 min.
PULPA			
arcilloso disgregado (caolín)	405	545	520
no arcilloso molido	175	405	230
ARENAS			
arcilloso sin disgregar (caolín)	140	0	25
no arcilloso sin moler	280	50	225
PESO TOTAL	1,000	1,000	1,000

a) Material arcilloso (545 g / 1,000 g) = 100 %

	PORCENTAJE EN PESO		
	8 min.	14 min.	10 min.
DISGREGADO	75.00	100.00	95.00
SIN DISGREGAR	25.00	0.00	5.00
TOTAL	100.00	100.00	100.00

b) Material no arcilloso (455 g / 1,000 g) = 100 %

PORCENTAJE EN PESO			
	8 min.	14 min.	10 min.
MOLIDO	38.46	89.00	50.50
SIN MOLER	61.54	11.00	49.50
TOTAL	100.00	100.00	100.00

c) Material sólido en la pulpa (peso del sólido) = 100 %

PORCENTAJE EN PESO			
	8 min.	14 min.	10 min.
ARCILLOSO	69.83	57.37	69.50
NO ARCILLOSO	30.17	42.63	30.50
TOTAL	100.00	100.00	100.00

d) Liberación (peso del material arcilloso en la pulpa/ peso del material arcilloso en el mineral de alimentación x 100)

PORCENTAJE EN PESO			
	8 min.	14 min.	10 min.
LIBERACION	74.31	100.00	95.41

En conclusión, se determinó que el tiempo de molienda más conveniente es el de 10 minutos, por tenerse simultáneamente en el sólido de la pulpa, un máximo porcentaje de caolín, con un mínimo porcentaje de impurezas, con una liberación de caolín de 95.41 %.

Se descartó el tiempo de molienda de 14 minutos por estimarse que invertir 4 minutos más de molienda (40 % más del tiempo, tomando como base 10 minutos) es injustificado para liberar el 4.59 % del caolín faltante de 95.41 % liberado al moler durante 10 minutos y tratando de liberar el 100 %; además de considerar el hecho de que al tener un porcentaje de impurezas mayor en el peso del sólido de la pulpa, aumentará el tiempo de acondicionamiento, el volumen de reactivos necesarios, el tiempo de flotación, y en general los costos.

Considerando el hecho de que los reactivos comerciales a base de aminas, poseen un gran poder colector hacia los silicatos, se considerarán 2 reactivos básicos y un tercero constituido por la mezcla de los 2 básicos. Por otra parte, se experimentó con 2 espumantes diferentes y formando también un tercero constituido por la mezcla de los 2 primeros.

La selección de estos reactivos se llevó a cabo mediante 2 pruebas de flotación con todos y cada uno de los reactivos, totalizando 12 pruebas cuyos resultados se leen en la siguiente tabla:

REACTIVO	PORCENTAJE DE MATE RIAL FLOTADO %	PORCENTAJE DE CAOLIN PRESENTE EN EL MATE- RIAL FLOTADO %	RECUPERACION %
P - 11	17.99	94.60	23.42
S-11-22	7.09	87.83	9.92
T-9	18.16	82.61	20.86
T - 12	20.48	84.03	24.09
P-11/S-11-22	12.52	89.65	11.44
T-9/T-12	20.16	83.14	13.79

Las pruebas se efectuaron bajo los siguientes parámetros en todos los casos:

- ACONDICIONAMIENTO:
- Tiempo = 5 minutos.
 - Concentración del reactivo = 1.1 lb/ton.
 - pH = 6 (ya que el caolín es ligeramente ácido por derivarse de rocas ácidas)
 - Velocidad del rotor de la celda = 600 revoluciones por minuto.

- FLOTACION:
- Tiempo = 2 minutos
 - Velocidad del rotor de la celda = 1,000 R.P.M.

Los mejores resultados se observaron en el colector P-11 y en el espumante T-12, el cual además de producir una espuma estable, densa de burbuja pequeña, mostró poder colector, fenómeno que no es raro dentro de la práctica de la flotación de minerales sulfurados.

IV.3 Flotación.

Para la flotación se tomaron en cuenta los siguientes parámetros:

- PARAMETROS FIJOS
- Acondicionamiento del colector P-11
 - Tiempo de acondicionamiento = 10 min.
 - Velocidad del rotor = 600 R.P.M.
 - Acondicionamiento del espumante T-12
 - Tiempo de acondicionamiento = 5 min.
 - Velocidad del rotor = 600 R.P.M.
 - Flotación
 - Aire insuflado a la celda de flotación.

- PARAMETROS VARIABLES
- Concentración del colector P-11
 - Concentración del espumante T-12
 - Velocidad del rotor de la celda
 - Tiempo de flotación
 - pH
 - Dilución de la pulpa.

Antes de detallar cada uno de estos puntos, se describirá la forma como se llevó a cabo el control del experimento.

CONTROL DEL EXPERIMENTO :

Como ya se mencionó, el caolín tiene una granulometría natural muy fina, en tanto que el material no arcilloso tiene una granulometría aparente mayor.

En observaciones realizadas en los yacimientos durante la temporada de lluvias, se distinguió claramente como el mineral a la intemperie luego de humedecerse, formaba progresivamente una lechada fluida, separándose por arrastre el caolín que entraba en suspensión del material no arcilloso que se precipitaba de inmediato, o que a pesar de lograr sostenerse en suspensión, acababa por precipitarse luego de un corto transporte.

Una vez secas dichas fracciones por efectos del sol, se procedió a muestrearlas determinándose que el caolín pasaba el tamiz de 325 mallas Tyler, y que el material no arcilloso fino que logró permanecer temporalmente en suspensión estaba dentro del intervalo + 325 , - 200 mallas tamiz Tyler (44 - 74 micras).

Sabiendo que en la molienda se obtenía como punto óptimo un 59.5 % de caolín en el sólido de la pulpa, y un 30.5 % de material no arcilloso molido en el sólido de la pulpa, se estimó suficientemente indicativo el hacer pasar por un tamiz de 325 mallas Tyler el material flotado, calculándose así tanto el porcentaje de material flotado, como el contenido de caolín en el mismo ó pureza.

La recuperación quedó expresada como el cociente del peso del caolín presente en el mineral flotado, entre el peso del caolín presente en el mineral de alimentación a la celda de flotación.

1. CONCENTRACION DE REACTIVOS.

Se determinó la mejor concentración de reactivos, ensayando diferentes cantidades de ambos, en 6 pruebas dentro del intervalo siguiente : 0.275 lb/ ton. a 0.825 lb/ ton. , eligiendo como mejor concentración la que mayor pureza y recuperación observó.

Los parámetros fijos son los siguientes:

- Velocidad del rotor de la celda = 1,000 R.P.M.
- Tiempo de flotación = 2 minutos
- pH = 6
- Dilución de la pulpa = 13.73 % en peso o 1:6.28

La mejor concentración resultó ser:

- Colector P-11 0.55 lb/ton.
- Espumante T-12 0.55 lb/ton.

2. VELOCIDAD DEL ROTOR DE LA CELDA DE FLOTACION

Con el mismo criterio de evaluación de resultados, se corrieron 7 - pruebas dentro del intervalo de 600 R.P.M. a 1,600 R.P.M., seleccionando como mejor velocidad la de 900 R.P.M., manteniendo los siguientes parámetros fijos:

- Tiempo de flotación = 2 minutos
- pH = 6
- Dilución de la pulpa = 13.73 % en peso o 1:6.28
- Colector P-11 = 0.55 lb/ton.
- Espumante T-12 = 0.55 lb/ton.

3. TIEMPO DE FLOTACION

Para la determinación del tiempo de flotación, se corrieron 5 pruebas en el intervalo de 90 s a 180 s, siendo el mejor tiempo el de 105 s, con los siguientes parámetros fijos:

- pH = 6
- Dilución de la pulpa = 13.73 % o 1:6.28
- Colector P-11 = 0.55 lb/ton.
- Espumante T-12 = 0.55 lb/ton.
- Velocidad de la celda = 900 R.P.M.

4. POTENCIAL HIDROGENO (pH)

Para esta determinación, se corrieron 7 pruebas variando el pH desde 2 hasta 8, resultando claro que el mejor valor es el de 6. Los parámetros fijos fueron:

- Dilución de la pulpa = 13.73 % o 1:6.28
- Colector P-11 = 0.55 lb/ton.
- Espumante T-12 = 0.55 lb/ton.
- Velocidad de la celda = 900 R.P.M.
- Tiempo de flotación = 105 s

5. DILUCION DE LA PULPA

Se corrieron 3 pruebas, mostrando ser independiente la dilución de la pulpa, de la pureza y recuperación, en el intervalo de concentraciones desde 150 g de caolín por l de agua, a 250 g de caolín por l

de agua, que en porcentajes de pesos son 13.73 % y 11.67 % y que son equivalentes a relaciones mineral : agua en peso de 1:6.28 y de 1:3.62 , con los siguientes parámetros fijos:

- Colector P-11 = 0.55 lb/ ton.
- Espumante T-12 = 0.55 lb/ ton.
- Velocidad de la celda = 900 R.P.M.
- Tiempo de flotación = 105 s
- pH = 6

6. CONCLUSIONES

Luego de efectuadas un total de 28 pruebas para establecer los mejores valores de los parámetros de la flotación, se hicieron 3 pruebas más con dichos valores para confirmar la bondad de los resultados.

Los datos correspondientes a las pruebas concluyentes, así como un ejemplo del cálculo de la pureza y la recuperación, se incluyen en el anexo # 7.

Las curvas que se incluyen en las siguientes páginas, muestran la variación de la recuperación al variar el pH, y la variación de la pureza al variar también el pH a diferentes velocidades del rotor de la celda, respectivamente. En las gráficas solamente se consideran el pH y la velocidad del rotor, por ser las variables que más afectan la pureza y la recuperación.

Los parámetros definitivos de la flotación fueron los siguientes:

- Concentración del colector P-11 0.55 lb/ ton.
- Concentración del espumante T-12 0.55 lb/ ton.
- Velocidad del rotor de la celda 900 R.P.M.
- Tiempo de flotación 105 s
- Potencial hidrógeno (pH) 6

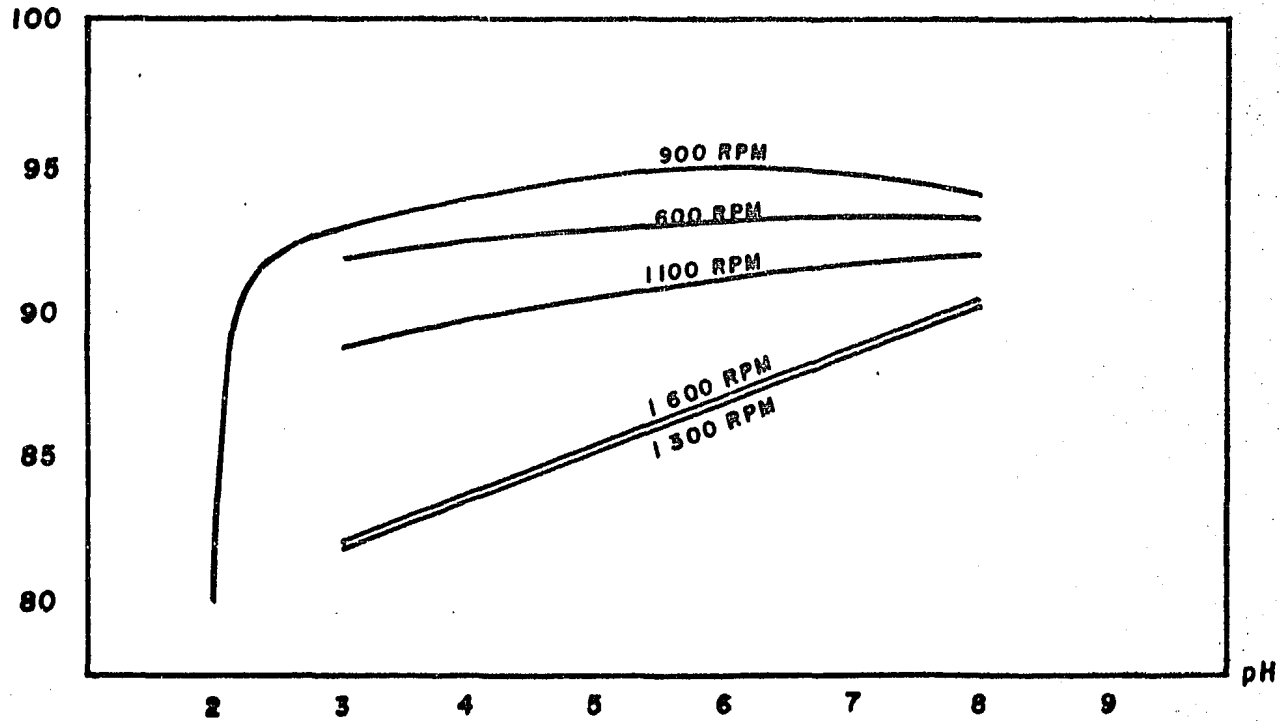
Los mejores resultados obtenidos, fueron los siguientes, luego de repetirse 3 veces más la prueba con los parámetros anteriores:

- Recuperación del caolín 77.05 %
- Pureza del caolín flotado 95.00 %

Resultados promedio de las 3 pruebas corridas que muestran una desviación estándar de 0.2191 en la recuperación, y de 0.2881 en la pureza.

GRAFICA N° 3

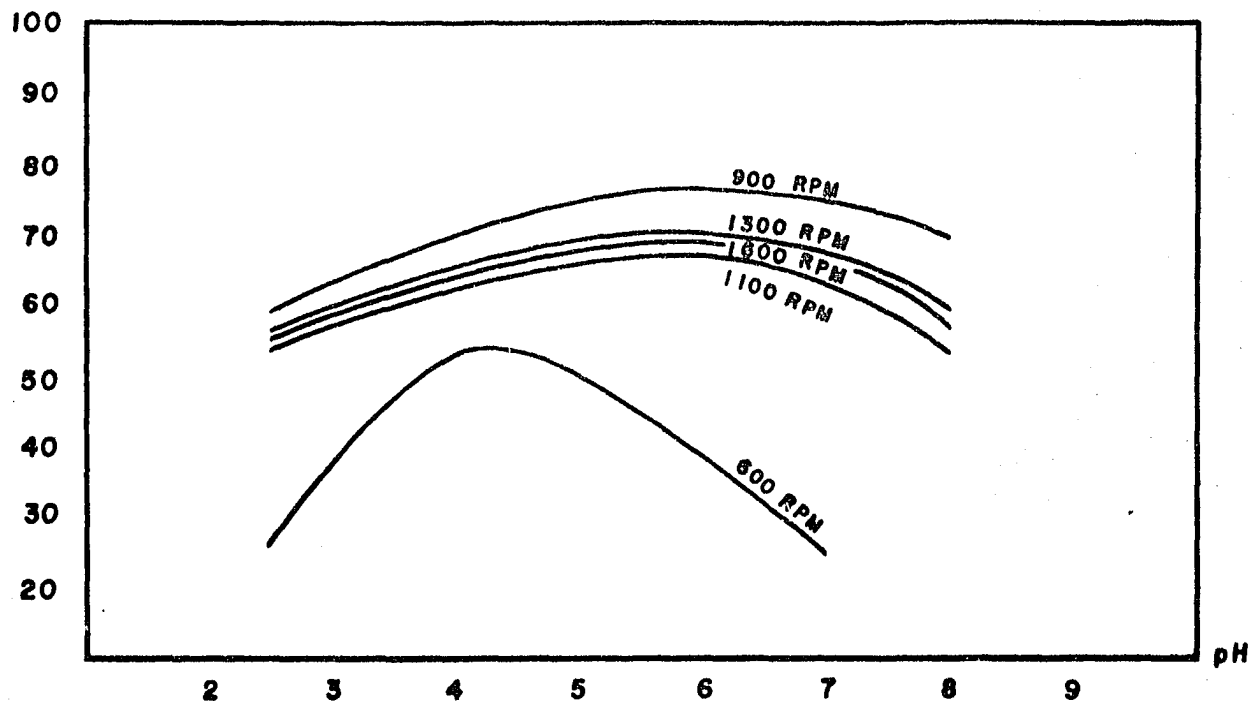
% Pureza



Variación de la pureza en % en función del potencial hidrógeno a diferentes velocidades del rotor de la celda

% Recuperación

GRAFICA N° 4



Variación de la recuperación en % en función del potencial hidrógeno a diferentes velocidades del rotor de la celda.

Ahora bien, puesto que el control del experimento se realizó solamente a base de tamizar en húmedo, para hacer válidas las curvas y los resultados de pureza y recuperación anteriores, se hace indispensable emplear un método adecuado de análisis, razón por la que se aplica la Difracción de Rayos X.

El citado análisis fué practicado por la Dra. Graciela Pacheco Malagón en la División de Estudios de Posgrado de la Facultad de Química, obteniéndose un resultado satisfactorio que apoya las conclusiones ya anotadas, como se consigna en el informe técnico elaborado luego de analizar 2 muestras: una del compósito de caolín de alimentación (caolín en bruto o natural), y otra del caolín obtenido luego de la flotación (caolín flotado).

El informe técnico elaborado por la Dra. Pacheco Malagón es el siguiente:

" Caracterización Por Rayos X del Mineral Original y Después de Haberlo Flotado.

El mineral original fué caracterizado por medio de difracción de rayos X, la muestra fué analizada en un aparato Phillips - (PW 1050/25) con un anticátodo de cobre y filtro de níquel, se preparó un diagrama de polvos, obteniéndose el Diagrama #1 en el cual se pueden observar las reflexiones h k l características de la caolinita como mineral principal, y el cuarzo alfa como mineral secundario.

Si se observan las intensidades relativas, se puede dar una concentración cualitativa de presencia de 60 % de cuarzo y -- 40 % de caolinita.

El mineral bruto fue sometido a un acondicionamiento durante 10 min. a 600 R.P.M. con un reactivo orgánico (a base de aminas), para flotarlo. Las mejores condiciones obtenidas en este procedimiento fueron: 105 s de flotación, a un pH de 6 y una velocidad de 900 R.P.M.

El mineral flotado fué analizado por difracción de rayos X, en las mismas condiciones que el mineral natural. En el Diagrama # 2 se pueden observar las reflexiones d h k l 7.019 , -- 3.544, 2.541, 2.475, y 2.273 correspondientes a la caolinita y que se presentan mas intensas que en el mineral natural, lo indica la presencia de mayor cantidad de caolinita, que es el objeto primordial del tratamiento. "

Asi pues, se concluye finalmente, la factibilidad técnica del beneficio de caolines nacionales.

DIAGRAMA N° 1 CAOLIN EN BRUTO

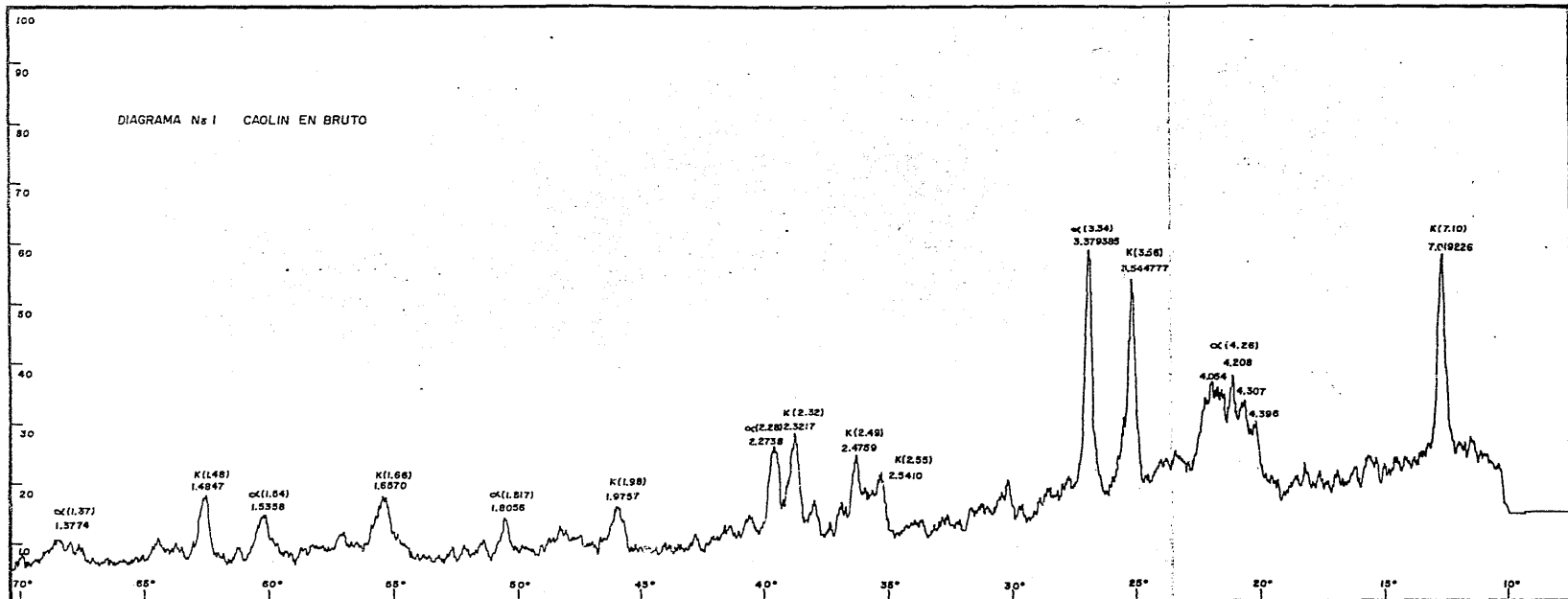
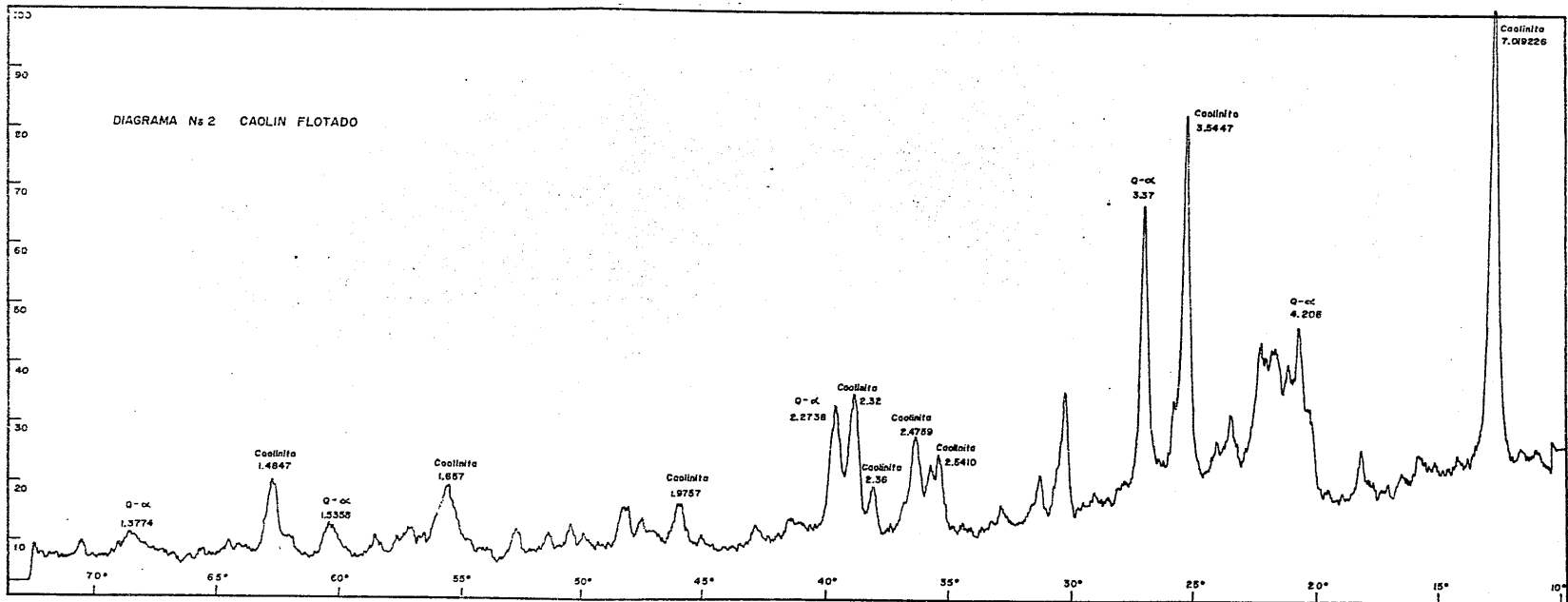


DIAGRAMA N° 2 CAOLIN FLOTADO



V ANTEPROYECTO DE UNA PLANTA DE BENEFICIO DE CAOLIN

V.1 Introducción.

Para el anteproyecto de una planta de beneficio, se deberán hacer - las siguientes consideraciones:

- a) Ubicación Geográfica: En este punto se emplea el criterio del mínimo costo de transportes.
- b) Geografía Humana: Se observan dos zonas económicas, pensando en que se deberá contar con suficiente mano de obra a un costo mínimo.
- c) Servicios: Este renglón es muy importante ya que - incluye a cuestiones como energía eléctrica, agua, y vías férreas.

Es claro que el breve tratamiento que se hace para ubicar a la planta, de ninguna manera será determinante para el caso real, aunque para - los fines del presente trabajo, se considera suficientemente ilustrativo de los puntos que más afectan económicamente a la operación metalúrgica.

Una vez hechas estas consideraciones, se procede al cálculo de la - planta de beneficio. Se hace notar lo importante que es para el ópti - mo montaje de la planta, el control del anteproyecto, para lo cual se re - curre al análisis por el método de Ruta Crítica.

Además, se hace un cálculo aproximado de los costos que tendrá la - planta anteproyectada en su operación, así como del total de la inver- - sión requerida para el montaje de la misma.

V.2 Ubicación de la Planta de Beneficio.

De acuerdo con la posición geográfica de los yacimientos, y el monto del mineral que se deberá transportar desde cada uno de ellos, se fija - como criterio el hacer dicho transporte lo más económico posible; tomán- - dose en cuenta para ésto, el que la localidad en que se instale la plan- - ta, deberá contar con las suficientes vías de comunicación, suficiente - mano de obra calificada, y los servicios de agua y energía eléctrica que se requerirán.

Otro factor es la ubicación ya conocida de los consumidores de la - producción de la planta, de ésto se tiene que el grueso de las industrias consumidoras, se localizan en el centro del país, algunos lugares son:

Celaya, Gto., Cuernavaca, Mor., Guadalajara, Jal., México, D.F., Naucalpan de Juárez, Edo. de Mex., Puebla, Pue., Querétaro, Qro., Tlalnepantla Edo. de Mex., Toluca, Edo. de Mex., y otros más.

Por lo enunciado líneas arriba, se considerarán dos alternativas -- que satisfacen todos los requisitos mencionados, las que son:

A. Querétaro, Qro.

B. México, D.F.

Ambas opciones se analizarán someramente como sigue:

1. Costos por Transportes. (ferrocarril y camión de volteo)

	ORIGEN	DESTINO	TARIFA	MANIOBRAS	OTROS	TONELADAS
A.1	Honey, Pue.	Querétaro	1,840.00	610.00	44.90	172.01
A.2	Iguala, Gro.	Querétaro	2,172.00	640.00	82.50	14.63
A.3	Comonfort, Gto.	Querétaro	956.00	460.00	29.80	280.78
B.1	Honey, Pue.	México	1,299.00	610.00	44.90	172.01
B.2	Iguala, Gro.	México	1,499.00	640.00	82.50	14.63
B.3	Comonfort, Gto.	México	1,671.00	460.00	29.80	280.78

Los totales se enlistan a continuación:

A.1 \$ 424,675.48
 A.2 \$ 42,346.55
 A.3 \$ 405,951.72

B.1 \$ 336,090.33
 B.2 \$ 32,500.00
 B.3 \$ 606,709.42

TOTAL \$ 872,973.75

TOTAL \$ 975,300.29

De la tabla anterior, se aclara que es en la estación Honey, donde se embarca el caolín de Huayacocotla, en la estación Iguala el caolín de Coacoyula, y en la de Comonfort el de Neutla.

En la columna de MANIOBRAS, se asume como total, la suma de los costos de acarreo de mineral de la mina a los patios de las estaciones de ferrocarril, y el costo de cargar el furgón de 50 ton. con el mineral al macenado en dichos patios, tanto este costo, como todos los demás se consideran por tonelada.

En la columna de OTROS, se asume como un total, la suma de los gastos de supervisión de compra y embarque del mineral, y las usuales gratificaciones a los encargados de las estaciones de ferrocarril. Evidentemente que los costos unitarios (por tonelada) son menores mientras mayor sea el volumen de mineral manejado, ésta es la razón por la que los costos son mayores para el caolín Coacoyula.

Y en los totales que se enlistan: A.1, A.2, A.3, B.1, B.2, y B.3, se hace la suma de los productos de la columna TONELADAS por todas y cada una de las columnas restantes, obteniendo finalmente un costo total para cada opción.

2. Costos por Mano de Obra.

ALTERNATIVA	SALARIO MINIMO GENERAL POR 4 OBREROS.	SALARIO MINIMO DE UN OBRERO CALIFICADO POR 6 OBREROS.	COSTO/ TON.
A. Querétaro	\$ 550 x 4 = \$ 2,200	\$ 880 x 6 = \$ 5,280	\$ 16.01
B. México	\$ 680 x 4 = \$ 2,720	\$ 966 x 6 = \$ 5,796	\$ 18.23

En lo concerniente a la calidad de la mano de obra, y la probabilidad de obtener personal calificado en suficiente número, se puede afirmar que prácticamente no hay diferencia entre ambas alternativas, en esta parte se consideran 4 obreros, y 6 obreros calificados.

3. Costos Totales

ALTERNATIVA	COSTO POR TRANSPORTE	COSTO DE MANO DE OBRA	TOTAL
A. Querétaro	\$ 872,973.75	\$ 7,480.00	\$ 880,453.75
B. México	\$ 975,300.29	\$ 8,516.00	\$ 983,816.29

La opción más económica es Querétaro, por una diferencia de 11.74% respecto a la opción México, D.F.

Se aclara que no se ha perdido de vista el problema que reviste la disposición de los jales, pero se señala la posibilidad de aplicarlos en otros procesos industriales con su correspondiente beneficio económico.

Para ello se tienen dos posibilidades por el momento y que son:

- A. Para ser agregado en la fabricación de refractarios.
- B. Como materia prima en un proceso de extracción de alúmina.

Ambas posibilidades son materia de un estudio para el futuro.

Para lo que corresponde al renglón de servicios, se estima que en el suministro de agua, y energía eléctrica no habrá mucho problema, ya que la Ciudad cuenta con una zona industrial bien planeada; en lo que toca a las vías de comunicación, se cuenta con una autopista que asegura el acceso por carretera.

Además, la posición exacta de la planta deberá cubrir el requisito de hallarse cerca o con un fácil acceso de la estación de ferrocarril de donde se recibe el mineral procedente de los diversos yacimientos.

Una recomendación para la selección de la ubicación exacta de la planta, es el que la topografía del sitio elegido, permita el flujo de pulpa y reactivos por gravedad, lo que representaría un ahorro considerable en costos de bombeo. En la zona industrial de la Ciudad de Querétaro existe un área que cubre las características mencionadas.

V.3 Cálculo del Equipo de la Planta de Beneficio.

En el cálculo de la planta de beneficio, por tratarse de un anteproyecto, no se desarrollará un trabajo de ingeniería de detalle, quedando el tratamiento del tema a un nivel de ingeniería conceptual.

QUEBRADO: Se empleará una quebradora de quijadas que procesará un total de 467 ton./día; por lo que en un turno de 8 horas deberá quebrar 58.37 ton./hora.

De acuerdo con el Manual Denver, se determinó una quebradora 10" x 24" que quiebra 68 ton. cortas/hora de roca de mediana dureza; sabiendo que 58.37 ton. métricas/hora equivalen a 64.28 ton. cortas/hora, se observa que la quebradora seleccionada está sobrada en un 5.7 % de su capacidad.

MOLIENDA: Aplicando los datos obtenidos en las pruebas de molienda realizadas en el laboratorio, se calcula el molino industrial correspondiente, según el método de cálculo del Ing. Espinosa de León (8):

<u>DATOS:</u> t= 10 minutos	Rango de alimentación:
c= 1,000 g de caolín	95 % entre -1/4" y + 40 mallas tamiz Tyler.

a) Tiempo efectivo de molienda.

$$\frac{T}{C} = \frac{T_e}{C_e} ; T = 10 \text{ minutos} \quad T_e = 10.52 \text{ minutos}$$

$$C = 100 \quad C_e = 95 \%$$

b) Capacidad del molino de laboratorio.

$$24 \text{ horas} \times \frac{60 \text{ minutos}}{\text{hora}} = 1,440 \text{ minutos/día}$$

$$\frac{1,440 \text{ minutos /día}}{1.52 \text{ minutos}} = 136.88 \text{ kg/ día} = 0.13688 \text{ ton./ día}$$

c) Dimensiones del Molino Industrial.

$$\text{Sustituyendo en } \frac{T}{t} = \frac{D^{2.6} L}{d^{2.6} l} \quad \begin{array}{l} d = 9'' , l = 7'' \\ T = 467 \text{ ton./día} \\ t = 0.13688 \text{ ton./día} \end{array}$$

$$D^{2.6} L = \frac{T d^{2.6} l}{t} = \frac{467 (0.2761)}{0.13688} = 941.9835$$

Con D y L en pies, las dimensiones del molino industrial estarán en proporción directa con las dimensiones del molino experimental.

$$d = 9'' , l = 7'' \text{ por tanto } F = \frac{9''}{7''} = 1.2857 ; D = F L$$

D = 1.2857 L; entonces:

$$(1.2857 L)^{2.6} L = 941.9835$$

$$L^{3.6} = 490.0808$$

$$L = 5.58 \text{ ft.}$$

$$D = 7.18 \text{ ft.}$$

Molino de 7' x 5 1/2'

d) Volumen del molino.

$$V = \pi \left(\frac{D}{2} \right)^2 L = 3.1416 \left(\frac{7}{2} \right)^2 5.5 = 211.6648 \text{ ft}^3$$

Pero también:

$$V = 211.6648 \text{ ft}^3 \times \frac{1 \text{ m}^3}{35.3147 \text{ ft}^3} = 5.9937 \text{ m}^3$$

e) Velocidad Crítica.

$$V_c = \frac{54.18}{\sqrt{D/2}} \text{ en R.P.M. (Sistema Inglés)}$$

$$V_c = \frac{54.18}{\sqrt{7/2}} = 28.96 \text{ R.P.M.}$$

f) Velocidad de Trabajo.

$$V_t = 0.75 V_c$$

$$V_t = 0.75 (28.96) = 21.72 \text{ R.P.M.}$$

g) Carga de Bolas.

$$C_b = 0.2044 V \delta ; V = 5.9937 \text{ m}^3 \text{ y } \delta = 2.72 \text{ (cuarzo)}$$

$$C_b = 0.2044 (5.9937) (2.72) = 3.332 \text{ ton.}$$

h) Potencia del Motor.

Con un 20 % de Factor de Seguridad, se tiene:

$$HP = 0.5418 \times 1.2 \times V ; \text{ con } V = 211.6648 \text{ ft}^3$$

$$HP = 0.5418 \times 1.2 \times 211.6648 = 137.616 \text{ HP}$$

i) Potencia del Motor. (efectiva).

Con un Factor de Eficiencia de 85 %, se tiene:

$$P = \frac{137.616}{0.85} = 161.9012 \text{ HP} , \text{ por tanto el motor ser\'a de:}$$

$$P = 162 \text{ HP}$$

ACONDICIONAMIENTO En el acondicionamiento, se tienen dos fases:

- a) Reactivo Colector P-11 10 minutos de acondicionamiento.
- b) Reactivo Espumante T-12 5 minutos de acondicionamiento.

De tal forma que primeramente se incorpora a la pulpa el colector P-11, permitiendo que transcurran 5 minutos de acondicionamiento, al cabo de los cuales se incorpora a su vez el espumante T-12, esperando luego que transcurran 5 minutos mas de proceso, de esta forma se cumplen las dos fases enunciadas.

De acuerdo con lo anterior, se toma el tiempo mas largo, que es el de 10 minutos para el c\'alculo correspondiente.

CONDICIONES:

Tiempo de Acondicionamiento = 10 minutos

Relaci3n L\'iquido-S3lido = 6.28 : 1

Capacidad de Tratamiento = 467.42 ton. secas/ 24 horas.

Factor de Seguridad = 10 % (el usual).

Peso Espec3fico del Mineral = 2.6 ton./ m³

a) Volumen del Tanque.

$$- \text{ Volumen del Mineral} = \frac{467.23}{2.6} = 179.70 \text{ m}^3$$

Para la diluci3n de 6.28 : 1, se tiene:

$$\begin{aligned} - \text{Volumen de Agua} &= 6.28 \times 467.23 = 2,934.20 \text{ ton.} \\ &= 2,934.20 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} - \text{Volumen de Pulpa} &= \text{Vol. de Agua} + \text{Vol. de Mineral.} \\ &= 2,934.20 \text{ m}^3 + 179.70 \text{ m}^3 = 3,113.9 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Este volumen se deberá acondicionar en 24 horas, entonces, con 1440 minutos/hora, se tiene:

$$\begin{aligned} \text{Volumen de Pulpa por minuto} &= \frac{3,113.9 \text{ m}^3 / 24 \text{ horas}}{1440 \text{ minutos} / 24 \text{ horas}} \\ &= 2.1624 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Volumen de pulpa cada 10 minutos} &= 2.1624 \times 10 \\ &= 21.6243 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

Introduciendo un factor de seguridad de 10 % se tiene:

$$\text{Volumen Total} = 21.6243 \text{ m}^3 \times 1.1 = 23.7867 \text{ m}^3 ; \text{ resultado que se redondea al par superior:}$$

$$\text{Volumen} = 24 \text{ m}^3$$

b) Dimensiones del Tanque.

Las dimensiones del tanque, siguiendo la geometría de $h = 2 D$, para ahorrar superficie de terreno, serán:

$$V = \pi \left(\frac{D}{2} \right)^2 h = \pi \left(\frac{D}{2} \right)^2 (2D) = \frac{\pi D^3}{2} ; \text{ con } V = 24 \text{ m}^3 ,$$

se tiene:

$$24 = \frac{\pi D^3}{2} ; \text{ y } D = \sqrt[3]{\frac{2 (24)}{3.1416}} = 2.48 \text{ m casi } 2.5 \text{ m}$$

$$\text{y con } h = 2D; \quad h = 4.96 \text{ m casi } 5 \text{ m}$$

Dimensiones del Tanque: 2.5 m de diámetro, y 5 m de altura.

$$\begin{aligned} \text{Volumen Total} &= \pi \left(\frac{D}{2} \right)^2 h = 3.1416 \left(\frac{2.5}{2} \right)^2 (5) \\ &= 24.5437 \text{ m}^3 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Ultimo factor de seguridad} &= \frac{24.5437}{21.6243} = 1.1350 , \text{ por tan} \\ \text{to: } F_s &= 13.50 \% \end{aligned}$$

FLOTACION CONDICIONES:

Capacidad de Tratamiento = 467.42 ton./24 horas
 Peso Específico del Mineral = 2.6 ton./m³
 Tiempo de Flotación = 2 minutos
 Relación Líquido-Sólido = 6.28 : 1
 Factor de Seguridad = 25 % (el usual).

a) Cálculo del Volumen de Pulpa.

Aplicando el mismo volumen por minuto obtenido en el cálculo del acondicionador de la página anterior, se tiene:

Volumen de pulpa por minuto = 2.1624 m³

Volumen de pulpa por 2 minutos = 4.3248 m³

Introduciendo el factor de seguridad de 25 % se tiene:

Volumen Total = 4.3248 m³ x 1.25 = 5.4060 m³

Sabiendo que 1 m³ = 35.3146 ft³ , se obtiene el :

Volumen Total = 190.9170 ft³

b) Determinación del Banco de Flotación.

De acuerdo con la capacidad tabulada en el Manual Denver, se selecciona el banco que arroje un mínimo de 8 - celdas por ser sencilla su operación, a un máximo de volumen unitario, según experiencias obtenidas en la práctica de la flotación espumante.

CELDA	CAPACIDAD	# DE CELDAS DEL BANCO
Celda # 12	10 ft ³	19
Celda # 15	12 ft ³	15
Celda # 18	18 ft ³	11
Celda # 18 (special)	24 ft ³	8
Celda # 21	40 ft ³	5

La celda que más se acerca a las recomendaciones es la Celda # 18 special; por lo que la sección de flotación se constituye de un banco de 8 celdas # 18 special.

La longitud del banco será de 25' 10" = 7.87 m , lo que asegura una fácil supervisión.

ESPESAMIENTO Puesto que se flotan 360 ton/día, se tendrá un total de - 792,951.54 lb. que totalizan 396.47 ton. cortas/día. Se aplicarán 2 criterios de cálculo del área del espesador (9):

a) Criterio de Coe & Cleavenger.

Se aplica la siguiente ecuación: $A.U. = \frac{1.333 (F - D)}{G.E.L. (R)}$

con los siguientes datos:

A.U. = área unitaria a determinar, en ft²/ ton. corta/día

F = alimentación al espesador, en lb. líquido/lb. sólido

D = descarga del espesador, en lb. líquido/lb. sólido.

R = velocidad de sedimentación en ft/hora.

G.E.L. = gravedad específica del líquido empleado.

cuyos valores son:

F = 30, D = 1 (50 %), R = 0.5 , G.E.L. = 1.0

Sustituyendo:

$A.U. = \frac{1.333 (30 - 1)}{1.0 (0.5)} = 77.3140 \text{ ft}^2/\text{ton. corta/ día.}$

teniendo: P = 396.47 ton. cortas/día

Area total = A.U. x P = (77.3140) (396.47)
= 30,652.6816 ft²

radio = 98.7778 ft = 30.1075 m

Diámetro del Espesador = 60.2149 m

b) Criterio de Kynch.

Sabiendo que el caolín tiene un peso específico de 2.6 g/cm³, y que se pretende espesar la pulpa a un 50 % (en peso), se tendrá:

50 %	2.6 g de caolín	=	1.0 cm ³
50 %	2.6 g de agua	=	2.6 cm ³
100 %	5.2 g de pulpa	=	3.6 cm ³

por tanto : 1 g de pulpa = 0.6923 cm³

y 1 cm³ de pulpa = 1.4444 g

Determinando el peso seco de caolín por cm^3 de pulpa ; es decir, cm^3/g seco; se tiene:

50 %	0.5 g	de caolín	=	0.1923	cm^3
50 %	0.5 g	de agua	=	0.5000	cm^3
100 %	1.0 g	de pulpa	=	0.6923	cm^3

por tanto: $\frac{0.6923 \text{ cm}^3 \text{ de pulpa}}{0.5 \text{ g caolín seco}} = 1.3846 \text{ cm}^3/\text{g seco.}$

Aplicando la Ecuación de Kynch:

$$\text{A.U.} = C \times C_m \times V_{ps} \times \frac{1}{A_c} ; \text{ donde:}$$

A.U. = área unitaria a determinar, en ft^2

C = Capacidad en ton. cortas/día.

$$= 360 \text{ ton} \left(\frac{1000 \text{ kg}}{1 \text{ ton.}} \right) \left(\frac{1 \text{ lb.}}{0.454 \text{ kg}} \right) \left(\frac{1 \text{ ton corta}}{2000 \text{ lb.}} \right)$$

$$= 396.4758 \text{ ton. cortas/día}$$

C_m = tiempo de residencia, estimado en 6 horas.

V_{ps} = volumen de la pulpa por unidad de peso seco:

$$= (1.3846 \frac{\text{cm}^3}{\text{g}}) \left(\frac{1 \text{ ft}^3}{(30.48)^3 \text{ cm}^3} \right) \left(\frac{454 \text{ g}}{1 \text{ lb.}} \right) \left(\frac{2000 \text{ lb.}}{1 \text{ ton corta}} \right)$$

$$= 44.3982 \text{ ft}^3/\text{ton. corta.}$$

A_c = altura de la cama de lodos, recomendada de 3 ft.

Resolviendo:

$$\text{A.U.} = 396.4758 \times 6 \times 44.3982 \times \frac{1}{3} = 35,205.62 \text{ ft}^2$$

por tanto: radio = 105.8598 ft y

$$\text{diámetro} = 211.7196 \text{ ft}$$

Quedando finalmente 64.5321 m de diámetro.

- Comparando ambos criterios de cálculo:

a) Coe & Cleavenger $D = 59.16 \text{ m}$

b) Kynch $D = 64.5321 \text{ m}$

Se tendrá un espesor de diámetro promedio; empleando la media geométrica, se obtiene $D = 61.78 \text{ m}$

Ahora para calcular la altura, se determinará el volumen requerido:

Conociendo la alimentación de 30 lb. de agua por una libra de caolín:

30 lb. de agua	:	23,788,546.20 lb. de agua
1 lb. de caolín:		792,951.54 lb. de caolín
31 lb. de pulpa	:	24,581,497.74 lb. de pulpa

pasando al sistema métrico decimal:

$$10,800,000.0 \text{ kg de agua} = 10,800,000.00 \text{ litros}$$

$$360,000.0 \text{ kg de caolín} = 138,461.53 \text{ litros}$$

$$\frac{11,160,000.0 \text{ kg de pulpa}}{10,800,000.0 \text{ kg de agua}} = \frac{10,938,461.53 \text{ litros}}{10,800,000.0 \text{ litros}}$$

$$\text{peso específico de la pulpa} = 1.0203 \frac{\text{kg}}{\text{l}} = 1.0203 \frac{\text{ton}}{\text{m}^3}$$

introduciendo el factor de seguridad de 10 % al volumen

$$V_t = V + 10 \% = 12,032,307.69 \text{ litros}$$

$$V_t = 12,032.30769 \text{ m}^3$$

sabiendo que se tiene un área de:

$$A = \pi \left(\frac{61.78 \text{ m}}{2} \right)^2 = 2,997.6829 \text{ m}^2.$$

la altura será de :

$$h = \frac{V}{A} = 4.0139 \text{ m}$$

Por último, las dimensiones del espesador son:

$$\text{Diámetro} = 62.0 \text{ m}$$

$$\text{Altura} = 4.0 \text{ m}$$

FILTRADO

Para la determinación de la sección de filtrado, es necesario correr una serie de pruebas de laboratorio, de consecución poco sencilla y un tanto prolongada. Se puede considerar que el cálculo de un filtro, es en sí, todo un estudio a realizar, susceptible de llevarse a cabo de manera independiente (10).

La razón de lo anterior, es el número de variables y de resultados intermedios manejados, que harán posible, finalmente la elección del filtro mas adecuado a la operación metalúrgica de que se trate.

En las pruebas de laboratorio, se variarán los siguientes -

parámetros:

1. Porcentaje de sólidos en la pulpa espesada de alimentación, manteniendo fija la humedad de descarga. Existe un porcentaje de sólidos en la alimentación, que hará óptima la operación de filtrado, siendo esta determinación un dato para el cálculo del espesador correspondiente.
2. Con relación al tipo de lona filtrante, se probarán diversos tejidos y materiales, sin perder de vista la relación que deben guardar, la lona elegida y el mecanismo de operación del filtro seleccionado.
3. La temperatura en el filtrado, ya que como es sabido, - la filtración se ve favorecida a temperaturas superiores a la ambiental.

La limitación en la elevación de la temperatura, es que la resistencia mecánica de los equipos y materiales, resulta seriamente afectada, en este caso se analizará - que tan conveniente es el elevar la temperatura en el proceso.

4. Reactivos floculantes; en la mayoría de los casos, la adición de un reactivo es de gran ayuda, por lo que se experimentará con algunos de ellos, eligiendo el que mejores resultados arroje; posteriormente, se determinará la concentración óptima de este reactivo

Como resultados intermedios que también se manejarán, se tienen:

- a. Espesor de torta, a mayor espesor de torta, más producción, pero con una mayor dificultad de filtrado; con un espesor menor, se filtra más rápida y fácilmente, pero se tienen producciones menores. De esto se deduce - la existencia de un espesor de torta óptimo.
- b. Vacío aplicado, el cual guarda una relación con el espesor de torta. Al elevarse el vacío aplicado, es posible aumentar el espesor de torta, pero a costa de un incremento en los costos de operación.
- c. Velocidad de avance del mecanismo, la cual será función de la producción obtenida a un espesor de torta y vacío aplicado, dados.

Una vez hechas estas pruebas, se calculará el área total de filtrado necesaria, la cual se cotejará con la tabulada en los catálogos de los fabricantes, determinándose finalmente el filtro que se habrá de emplear, tratando que la capacidad de éste sea ligeramente mayor (5 - 10 %) a la calculada como una medida de seguridad.

Por tanto, para el caso que se trata, se estima buena la analogía con operaciones de filtrado de características similares, encontrándose que para el filtrado de fluorita grado ácido (97 % CaF) con un 90 % a - 325 mallas tamiz Tyler, se tienen dificultades en la filtración por tapar el alto porcentaje de finos, al medio filtrante, por lo que es indispensable incorporar un paso de lavado a la lona. En dichas operaciones se tienen rendimientos de 20 a 30kj/hora/ft², - con una humedad en el producto de 10 a 12 %.

Aplicando tales experiencias, se tiene:

Producción = 20kj/hora/ft² a una humedad de 12 %.

para 360 ton./día = 360,000kj/ día, se tendrá:

$$= 15,000\text{kj/ hora.}$$

$$p = \frac{15,000\text{kj/ hora}}{20\text{kj/ hora/ft}^2} = 750\text{ ft}^2 \text{ de área filtrante.}$$

Un filtro con una geometría $\frac{D}{L} = \frac{16}{20}$ (por ser usual en la fabricación)

$$L = \frac{20 D}{16} ; \quad A = \pi \left(\frac{D}{2}\right)^2 \left(\frac{20 D}{16}\right) = \frac{5\pi}{16} D^3 ; \text{ despejando a D :}$$

$$D = \sqrt[3]{\frac{750 (16)}{5\pi}}$$

$$D = 9' , \text{ aproximadamente } 10 \text{ ft}$$

$$L = 11' , \text{ aproximadamente } 12 \text{ ft}$$

Aplicando $D = 10 \text{ ft}$, y $L = 12 \text{ ft}$; $A = 942 \text{ ft}^2$

por lo que; factor de seguridad = $\frac{942}{750} = 25.66 \%$

Se selecciona un filtro de 10' x 12' con mecanismo de banda, tipo Eimco Belt y un medio filtrante a base de lonas de polietileno, polipropileno ó nylon, por el tamaño de poro y la alta resistencia mecánica que brinda a la operación.

SECADO

El paso final de secado será de menor capacidad que el resto de los pasos del proceso, puesto que una parte de la producción se puede vender con una humedad del 12 %, tal como sale de la sección de filtrado, o aún con una humedad del 20 al 35 %, es decir, en forma de pulpa espesa, para los casos de las industrias que emplean agua en su proceso, ahorrándoles así a estos clientes el costo innecesario de un secado, que finalmente no tendría mayor objeto. Es claro que el transporte de un producto con una humedad mayor, es más costoso, pero es indudable que a muchos clientes de ubicación cercana si les resultaría atractiva tal presentación del producto -- por un precio ligeramente menor.

Los procesos que son húmedos son los de las industrias papelera y cerámica, que absorben la mayor parte del caolín (aproximadamente el monto correspondiente al de la fracción arancelaria 25 07 A 002), en tanto que las industrias química y quimicofarmacéutica y la hulera, lo necesitan seco para mezclas con sustancias orgánicas, y otras que son inmiscibles en agua.

Analizando la demanda esperada para 1985 en las importaciones se tiene:

Caolín fracción 25 07 A 002 92,772,585 kg Es posible ofrecerlo en forma de -- pulpa.

Caolín fracción 25 07 A 007 801,488 kg De preferencia se vende con una humedad menor a 1 %

93,574,073 kg

Y por ser la capacidad de la planta de 360 ton/ día, habrá una producción anual de 103,680,000 kg, debiendo secarse el excedente, ya sea para ser almacenado por los compradores o para destinarse a exportación. Así el total a secar será:

-	103,680,000 kg
-	<u>93,574,073 kg</u>
+	10,105,927 kg
+	<u>801,488 kg</u>
	<u>10,907,415 kg</u>

Que son 37.87 ton./día, por tanto, la capacidad de secado será de 40 ton./día.

A lo largo de las pruebas de laboratorio realizadas, se encontró que para una humedad de 15 a 16 % en el filtrado, es po--

sible disminuir ésta a menos de 1 % sometiendo el caolín a - 750 °F por espacio de media hora, aproximadamente, con el -- uso de circulación de aire (Estufa Denver).

El mecanismo de secado será un horno rotatorio capaz de tratar 40 ton./día = 1.66 ton./hora = 833.3kg/ ciclo de media - hora.

El volumen del horno, será:

$$\text{- Volumen de caolín: } 833.3\text{kg} \times \frac{1 \text{ dm}^3}{2.6\text{kg}} = 320.5 \text{ dm}^3$$

el cual con una humedad de 15 % arroja un:

$$\text{- Volumen de agua: } 833.3\text{kg} \times 15 \% = 124.99\text{kg} \text{ de agua} \\ = 125.00 \text{ dm}^3 \text{ de agua.}$$

- Volumen total de alimentación o volumen útil del horno:

Caolín	320.5	dm ³
Agua	125.0	dm ³
<u>Total</u>	<u>445.5</u>	<u>dm³</u>

Para asegurar el flujo de vapores, y la eficaz transmisión - del calor, el volumen útil del horno será de sólo un 20 % -- del total, por lo que el volumen total será de 2,227.50 dm³.

En cuanto a la geometría del mismo, el diseño será tal que - el 20 % del volumen total (volumen útil) corresponda al -- 20 % del área de sección transversal (circular), para así tener una óptima transferencia de calor y movimiento de material.

Por tanto, para que la residencia del caolín sea de 30 minu- tos, se determina la longitud e inclinación del horno como - sigue:

Fijando como datos:

- a. Tiempo de residencia de 30 minutos, por resultado expe- rimental.
- b. Velocidad de rotación de 10 R.P.M. por estimarse adecua da para una buena exposición del mineral al calor.
- c. Diámetro de 50 cm , por considerarse lo bastante estre- cho para garantizar el aprovechamiento del calor y simul táneamente lo suficiente amplio para minimizar efectos de turbulencia en el flujo gaseoso y pérdidas de veloci- dad de aire.

Sabiendo que el volumen total es de $2,227.50 \text{ dm}^3$
 con un área transversal total de $A_t = \pi r^2$; para un aprovechamiento de un área útil transversal de $A_u = 0.2 \pi r^2$; --
 sustituyendo:

$$A_u = 0.2(3.1416) \left(\frac{0.5}{2}\right)^2 = 0.0393 \text{ m}^2 = 3.927 \text{ dm}^3; \text{ por tanto}$$

$$\text{la longitud es: } L = \frac{\text{volumen útil}}{\text{área útil}} = \frac{445.5 \text{ dm}^3}{3.927 \text{ dm}^2} = 113.44 \text{ dm}$$

$$L = 11.34 \text{ m}$$

Ahora, tabulando:

Longitud = velocidad x tiempo del ciclo x avance por revolución.

donde: velocidad de rotación = 10 R.P.M.
 tiempo del ciclo = 30 minutos
 avance por revolución = diámetro x tan α ; (α = inclinación del horno).

variándose el ángulo de inclinación, se tiene:

INCLINACION	AVANCE / REVOLUCION	LONGITUD
1°	0.009 m	2.62 m
2°	0.017 m	5.24 m
3°	0.026 m	7.86 m
4°	0.035 m	10.49 m
5°	0.044 m	13.12 m
6°	0.053 m	15.77 m
7°	0.061 m	18.42 m

Aplicando una interpolación lineal entre los valores de longitud de 10.49 m y 13.12 m, para hallar el ángulo correspondiente a la longitud de 11.34 m, se obtiene $\alpha = 4^\circ 19'$ que equivale a una pendiente de 7.55 %.

(En hornos en operación, el ángulo de inclinación es de 4°).

Calculando el consumo de energía, se tiene:

- Capacidad calorífica del caolín = $0.22 \text{ BTU/lb.}^\circ\text{F}$
- Capacidad calorífica del agua = $1.80 \text{ BTU/lb.}^\circ\text{F}$
- Calor de Vaporización del agua (a 212°F) = 970 BTU/lb.
- Temperatura de entrada del caolín (humedad = 15 %) = 50°F
- Temperatura de salida del caolín (humedad < 1 %) = 248°F
- Caolín a secar en un ciclo = $833.3 \text{ kg} = 1,853.46 \text{ lb.}$
- Agua a evaporar en un ciclo = $125.0 \text{ kg} = 275.33 \text{ lb.}$

- Poder Calorífico del Petróleo = 18,000 BTU/lb.
- Poder Calorífico del gas natural = 28.24 BTU/lb. a una densidad de 0.65 .

a. Calor consumido por el caolín al elevar su temperatura:

$$Q = m C_p (T_2 - T_1) ; \text{ donde: } Q = \text{calor consumido}$$

$$m = \text{masa a calentar.}$$

$$C_p = \text{capacidad calorífica a presión constante.}$$

$$T_2 = \text{temperatura final}$$

$$T_1 = \text{temperatura inicial.}$$

$$Q = 1,835.46 \text{ lb} \times 0.22 \text{ BTU/lb.}^\circ\text{F} \times (248^\circ\text{F} - 50^\circ\text{F})$$

$$Q = 79,952.64 \text{ BTU}$$

b. Calor consumido por la elevación de temperatura del agua, y su posterior evaporación.

$$i) Q = m C_p (T_2 - T_1)$$

$$Q = 275.33 \text{ lb.} \times 1.80 \text{ BTU/lb}^\circ\text{F} \times (248^\circ\text{F} - 50^\circ\text{F})$$

$$Q = 98,127.61 \text{ BTU}$$

ii) El cambio de fase de agua a vapor, se lleva a cabo a 212°F :

$$Q = m Q_{\text{vap.}}$$

$$Q = 275.33 \text{ lb.} \times 970 \text{ BTU/lb.}$$

$$Q = 267,070.48 \text{ BTU}$$

c. Calor consumido:

79,952.64 BTU	a.
98,127.61 BTU	b. i)
267,070.48 BTU	b. ii)

$$445,150.73 \text{ BTU} \quad \text{TOTAL}$$

d. Pérdidas de calor por conducción:

Datos:

- Temperatura interior del horno $T_i = 750^\circ\text{F} = 398.9^\circ\text{C}$
- Temperatura exterior del horno $T_e = 160^\circ\text{F} = 71.1^\circ\text{C}$
- Conductividad térmica del refractario (magnesita)

$$K_r = 3.27 \text{ kcal/hm}^2 \left(\frac{^\circ\text{C}}{\text{m}} \right)$$

- Conductividad térmica del aislante (lana mineral)

$$K_a = 0.33 \text{ kcal/hm}^2 \left(\frac{^\circ\text{C}}{\text{m}} \right)$$

- Espesor del refractario	$E_r = 11 \text{ cm} = 0.11 \text{ m}$
- Espesor del aislante	$E_a = 5 \text{ cm} = 0.05 \text{ m}$
- Area del horno	$A = 17.81 \text{ m}^2$

$$\text{Aplicando: } Q = \frac{T_i - T_e}{\frac{E_r}{K_r A} + \frac{E_a}{K_a A}} = \frac{398.9 - 71.1}{\frac{0.11}{3.27 \times 17.81} + \frac{0.05}{0.33 \times 17.81}}$$

$$Q = 31,531.09 \text{ kcal.}$$

Sabiendo que 1 BTU = 0.252 kcal.

$$Q = 125,123.39 \text{ BTU}$$

e. Calor total demandado.

1.	Calor consumido	445,150.73 BTU
2.	Calor perdido	125,123.39 BTU
3.	Calor demandado	570,274.13 BTU

Agregando un 25 % por pérdidas en flujo de gases calientes, orificios, etc. que son ligeramente compensadas por la reflexión de radiación en el interior del horno, el calor total demandado será:

$$Q = 712,842.66 \text{ BTU}$$

Es importante hacer notar que en ningún caso la temperatura en ningún lugar del horno será mayor a 750°F, ya que se correría el riesgo de calcinar al caolín deshidratándolo; formando primero mullita y luego cristobalita, ó viceversa, dependiendo de la cristalinidad del caolín a tratar, y a la velocidad de calentamiento.

Otra consideración, es respecto al diseño interior del horno, el cual se equipará con aspas de unos 10 cm de peralte en un número mínimo de 8 y de esta forma realizar el movimiento del mineral en el horno.

La última consideración, será en el sentido de elegir el combustible a emplear; o gas natural o petróleo atomizado (como los hornos de colmena), ya que a pesar de las ventajas que ofrece el gas natural, como son una combustión limpia y un atractivo costo de operación; en ocasiones hay dificultades en el suministro. Es necesario disponer de un inventario suficiente de gas para unos 20 o 30 días de operación. En cambio, el petróleo

con un poder calorífico mucho mayor, y un suministro mas bien fácil, tiene la desventaja de lo sucio de la combustión.

Se concluye la conveniencia de tener una combustión limpia, y se aplicará el gas natural:

por tanto:

$$\text{Calor demandado} = 712,842.66 \text{ BTU}$$

$$\text{Poder calorífico} = 28.24 \text{ BTU/lb a una densidad de } 0.65$$

$$\text{Gas necesario} = \frac{712,842.66 \text{ BTU}}{28.24 \text{ BTU/lb.}}$$

$$= 25,242.30 \text{ lb.}$$

en pies cúbicos, se tiene:

$$V = 622.62 \text{ ft}^3 \quad \text{con una densidad de } 0.65 \text{ - de gas natural diario.}$$

V.4 Control del Anteproyecto.

Para llevar a cabo con éxito la realización del anteproyecto de --- planta de beneficio, es indispensable la introducción de un método de programación y control, razón por la que se recurre a la aplicación del Método de Ruta Crítica.

El enfoque que se hace de este problema, es exclusivo de los puntos más relevantes que se preveen en el montaje y construcción de la planta - de beneficio; por lo que solamente se considera la programación de la -- ejecución de las actividades que se enlistan:

# ACTIVIDAD	DESCRIPCION	DURACION (semanas)
1-2	Localización y adquisición del terreno.	3
2-3	Concesión de planta de beneficio.	18
2-4	Ingeniería de detalle para obra - civil, estructural y diseño de equipos e instalaciones electromecánicas auxiliares y de servicio.	16
2-5	Instalaciones provisionales de -- energía eléctrica y agua (para -- uso durante la construcción).	2
4-5	Preparación del terreno y excava-- ciones para cimentaciones.	12
4-6	Solicitud y fabricación de la estructura.	25
4-10	Solicitud y fabricación del molino.	40
5-6	Colado de las cimentaciones.	12
5-9	Obra civil.	40
6-10	Montaje estructural.	30
9-10	Solicitud y fabricación del equipo e instalaciones electromecáni-- cas auxiliares y de servicio.	14
9-17	Montaje del equipo e instalaciones electromecánicas auxiliares y de - servicios.	30
10-11	Montaje del molino.	10
10-12	Montaje del espesador.	15
10-13	Montaje de la quebradora.	5
10-14	Montaje de las celdas de flotación.	8
10-15	Montaje del horno rotatorio.	9
10-16	Montaje del filtro.	8
17-18	Pruebas de montaje (en vacío).	3
18-19	Pruebas con carga (arranque).	3

Las duraciones de las actividades, se han estimado en base a las experiencias observadas en otras plantas de características similares a las de la anteproyectada, y aunque la programación no es de gran precisión, - si da una idea de la forma en que se manejarán los datos colectados, para resolver el problema en el caso real.

La solución en el control se obtiene analizando una red constituida por las actividades antes enlistadas, aplicando el Método de Ruta Crítica según la siguiente tabla y esquema anexos:

ACTIVIDAD	DURACION	MAS PROXIMO		MAS LEJANO		HOLGURA TOTAL
		COMIENZO	TERMINACION	COMIENZO	TERMINACION	
* 1-2	3	0	3	0	3	0
2-3	18	3	21	86	104	83
* 2-4	16	3	19	3	19	0
2-5	2	3	5	29	31	26
* 4-5	12	19	31	19	31	0
4-6	25	19	44	34	59	15
4-10	40	19	59	49	89	30
5-6	12	31	43	47	59	16
* 5-9	40	31	71	31	71	0
6-10	30	44	74	59	89	15
9-10	14	71	85	75	89	4
* 9-17	30	71	101	71	101	0
10-11	10	85	95	94	104	9
10-12	15	85	100	89	104	4
10-13	5	85	90	99	104	14
10-14	8	85	93	96	104	11
10-15	9	85	94	95	104	10
10-16	8	85	93	96	104	11
11-18	0	95	95	104	104	9
12-18	0	100	100	104	104	4
13-18	0	90	90	104	104	14
14-18	0	93	93	104	104	11
15-18	0	94	94	104	104	10
16-18	0	93	93	104	104	11
* 17-18	3	101	104	101	104	0
* 18-19	3	104	107	101	107	0

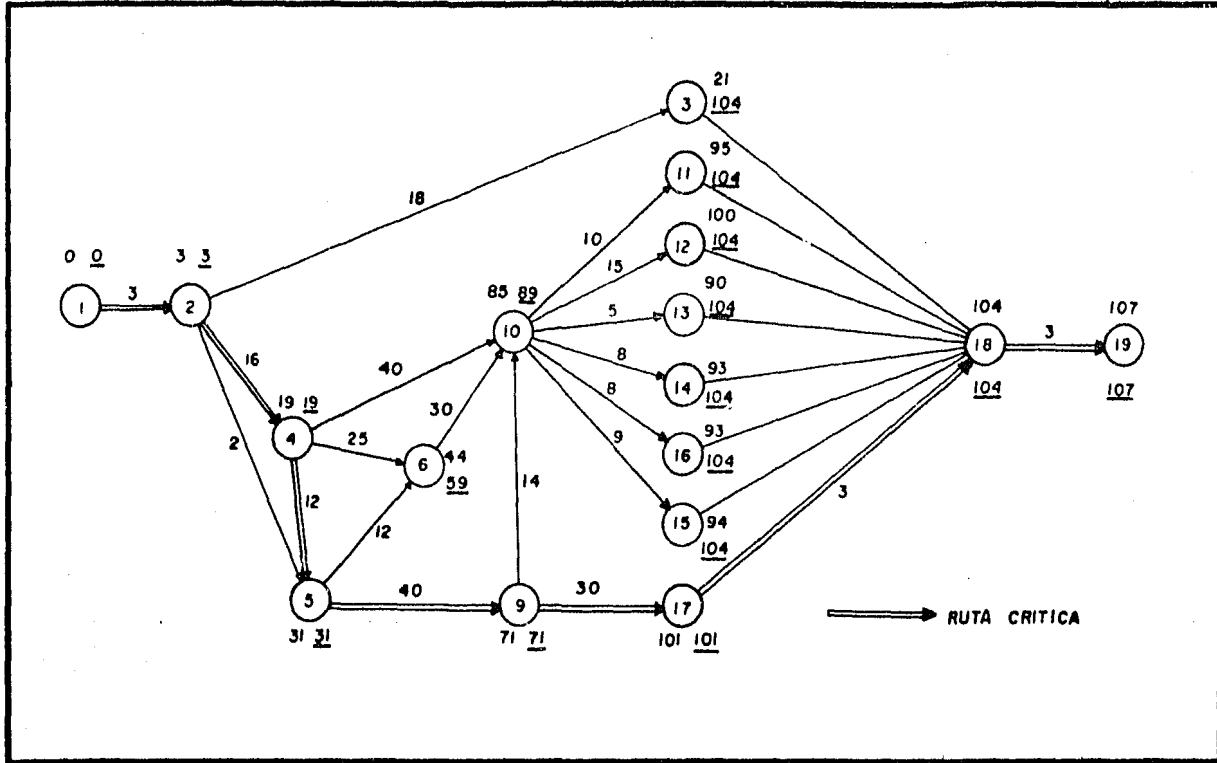
Duración del proyecto: 107 semanas..

Las actividades marcadas con asterisco (*), son las que requieren - especial cuidado en su realización, cualquier retraso en su ejecución, ocasionará una demora en el anteproyecto; por lo que es la Ruta Crítica de la red.

El resto de las actividades, por tener una holgura total diferente de cero, permiten cierto retraso o adelanto en ejecución, siempre que dicho movimiento esté dentro de los límites que marca su holgura total.

En conclusión, la realización del anteproyecto requerirá de un total de 107 semanas (casi dos años), por lo que es muy importante vigilar la ejecución de las siguientes actividades a fin de llevarlo a cabo con éxito:

# ACTIVIDAD	DESCRIPCION
1-2	Localización y adquisición del terreno.
2-4	Ingeniería de detalle para obra civil, estructural, y diseño de equipos e instalaciones electromecánicas auxiliares y de servicio.
4-5	Preparación del terreno y excavación para cimentaciones.
5-9	Obra civil.
9-17	Montaje del equipo e instalaciones electromecánicas auxiliar y de servicio.
17-18	Pruebas de montaje (en vacío).
18-19	Pruebas con carga (arranque).



RED DE RUTA CRITICA

V.5 Costos.

Tomando datos del capítulo V.2, se tiene el costo de transporte que es de \$ 872,973.75 diarios.

El costo del mineral, de acuerdo con los precios promedio observados en los yacimientos será:

Caolín de Huayacocotla	\$/ton	2,200	x	172.01	ton	=	\$ 378,422.00	
Caolín de Coacoyula	\$/ton	800	x	14.63	ton	=	\$ 11,704.00	
Caolín de Neutla	\$/ton	1,600	x	280.78	ton	=	\$ 449,248.00	
							diariamente:	\$ 839,374.00

En cuanto al costo de beneficio del caolín (costo de planta), se tiene en comparación con plantas de beneficio de sulfuros ya establecidas ciertas diferencias, que económicamente resultan compensatorias igualando así los costos. Por ejemplo, en las plantas de beneficio de sulfuros, por existir un mínimo de 2 concentrados diferentes como producto, se tiene un mayor consumo de reactivos en número, y son altos los costos del proceso en general, por trabajarse con circuitos paralelos.

En tanto que en el beneficio de caolín, sólo se emplean 2 reactivos en un volumen relativamente pequeño, pero se tiene un costo adicional por el consumo de gas natural en la fase de secado. Por otro lado, es sabido que el beneficio de sulfuros demanda el empleo de varios bancos de flotación, pero el beneficio del caolín a escala industrial requerirá también de varios bancos mas aparte del calculado, con el fin de elevar aún mas la pureza del concentrado. Para obtener las dimensiones y capacidades de tales bancos, es necesario proseguir con la experimentación, tal como se anota en el capítulo VII.

En conclusión, es posible emplear los costos de plantas de beneficio de sulfuros, así se considera un costo promedio de \$ 1,800/ ton tratada.

Beneficio = \$/ton 1,800 x 467.42 ton = \$ 841,356.00 diariamente.

Los costos son:	Compra del mineral	\$ 839,374.00
	Transporte	\$ 872,973.75
	Beneficio	\$ 841,356.00
	TOTAL	<u>2,553,703.75</u>

Agregando un 10 %
por costos no considerados

	<u>255,370.37</u>	
T O T A L	\$ 2,809,074.12	diariamente

El precio actual de venta de el caolín de importación en el mercado interno, oscila de \$ 28,000 a \$ 40,000 por ton. (a pesar de las declaraciones presentadas a la S.H. y C.P.), por lo que los ingresos serían:

Ingresos = \$/ton 28,000 x 360 ton = \$ 10,080,000 diarios.

Al año (288 días) los costos e ingresos serán:

COSTOS ANUALES = \$ 809,013,346.60

INGRESOS ANUALES = \$ 2,903,040,000.00

Estos datos serán útiles en el siguiente capítulo.

VI ANALISIS ECONOMICO

VI.1 Introducción.

El presente análisis económico, solo es un bosquejo de la factibilidad económica del anteproyecto. De ninguna manera se podrán tomar los datos y cálculos que se incluyen como precisos, sino exclusivamente como aproximaciones que tienen como fin poner en relieve la mencionada factibilidad del anteproyecto.

VI.2 Inversión Estimada.

A pesar de que se han calculado en el capítulo V.3 los equipos más importantes de la planta de beneficio, falta por considerar los equipos auxiliares, de control, y accesorios, que se instalan en toda planta.

Además de estimar un proyecto de ingeniería civil en lo que corresponde a la construcción e instalaciones de la edificación en sí.

Así pues para determinar con precisión la inversión requerida para la planta de beneficio, resulta tratarse de todo un estudio que se puede considerar de manera independiente.

Para los fines del presente anteproyecto, se hará analogía con plantas ya instaladas de capacidad similar. Se estima válida esta analogía basándose en que las únicas diferencias entre la planta anteproyectada y las plantas de beneficio de sulfuros a que se hace referencia, son lo específico de los reactivos empleados, el horno rotatorio, y el molino de glijarros. De esta comparación, resultan otras diferencias en la planta de beneficio de sulfuros: un mínimo de 2 circuitos de flotación, 2 filtros, y en general el doble de instalaciones de media capacidad, por manejarse los 2 concentrados diferentes.

Actualmente una planta de beneficio de sulfuros de 350 ton/día de capacidad, requiere de una inversión total cercana a los 500 millones de pesos, según datos de varias empresas mineras. Se sugiere una inversión para la planta anteproyectada de 600 millones de pesos, para así contar con un factor de 20 % que cubrirá los renglones que no se han considerado.

VI.3 Flujo de Caja.

Se realiza un análisis por el método de Flujo de Caja Descontada aplicando los datos de inversión, ingresos, y costos, según el siguiente cuadro:

PROYECTO DE CAJA DESCONTADA (miles de pesos)

(Inversión de 600 millones de pesos)

AÑO	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
A.			2,903,040	2,903,040	2,903,040	2,903,040	2,903,040	2,903,040	2,903,040	2,903,040
B.			809,013	809,013	809,013	809,013	809,013	809,013	809,013	809,013
C.			60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000
D.	60,000	60,000								
E.	60,000	60,000	869,013	869,013	869,013	869,013	869,013	869,013	869,013	869,013
F.			2,034,027	2,034,027	2,034,027	2,034,027	2,034,027	2,034,027	2,034,027	2,034,027
G.			1,017,014	1,017,014	1,017,014	1,017,014	1,017,014	1,017,014	1,017,014	1,017,014
H.			1,017,013	1,017,013	1,017,013	1,017,013	1,017,013	1,017,013	1,017,013	1,017,013
C.			60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000	60,000
I.	(60,000)	(60,000)	1,077,013	1,077,013	1,077,013	1,077,013	1,077,013	1,077,013	1,077,013	1,077,013
Salidas de Caja										
1.	(300,000)	(300,000)								
2.			(23,000)	(23,000)	(23,000)	(23,000)	(23,000)	(23,000)	(23,000)	(23,000)
3.										120,000
4.										(180,000)
5.	(360,000)	(360,000)	1,054,013	1,054,013	1,054,013	1,054,013	1,054,013	1,054,013	1,054,013	994,013
6.	(360,000)	(720,000)	334,013	1,388,026	2,442,039	3,496,052	4,550,065	5,604,078	6,658,091	7,652,104

AÑO EN QUE EL FLUJO DE CAJA SE VUELVE POSITIVO = AÑO # 3.

Los conceptos que se enlistan son:

- A. Ventas Netas
 - B. Costos de Ventas.
 - C. Amortización y depreciación.
 - D. Costos Financieros.
 - E. Total de Costos.
 - F. Utilidad Bruta.
 - G. Deducciones.
 - H. Utilidad Neta.
 - I. Flujo de Caja de Operación.
-
- 1. Pagos de Inversión.
 - 2. Inversiones de Mantenimiento
 - 3. Venta de Equipo.
 - 4. Costos de Liquidación.
 - 5. Ganancia o (Pérdida) de Caja.
 - 6. Acumulación en Caja.

RESUMEN DEL FLUJO DE CAJA DESCONTADO

(miles de pesos)

AÑO	DIFERENCIA EN CAJA.	FACTOR AL 97 %	PRODUCTO	FACTOR AL 98 %	PRODUCTO
1	(360,000)	1.0000	-360,000	1.0000	-360,000
2	(360,000)	0.5076	-187,741	0.5051	-181,818
3	1,054,013	0.2577	271,589	0.2551	268,853
4	1,054,013	0.1308	137,863	0.1288	135,784
5	1,054,013	0.0664	69,981	0.0651	68,578
6	1,054,013	0.0337	35,523	0.0329	34,635
7	1,054,013	0.0171	18,032	0.0166	17,493
8	1,054,013	0.0087	9,153	0.0084	8,835
9	1,054,013	0.0044	4,646	0.0042	4,462
10	994,013	0.0022	2,224	0.0021	2,125
			6,272.4590		-1,052.000

$$\text{FACTOR} = \frac{1.0}{(1+i)^{n-1}}$$

Conclusiones: Tasa de Flujo de Caja = 97.85 %

En proyectos considerados como rentables, la tasa es de 50 % en adelante, por lo que el valor de 97.85 % resulta suficientemente atractivo.

Por otra parte, calculando la tasa de rentabilidad de la inversión - por el método Realista, aplicando tasas de oportunidad altas, se tiene:

TASA DE OPORTUNIDAD	TASA DE RENTABILIDAD
60 %	61.20 %
50 %	55.65 %
40 %	50.16 %

Siendo en los 3 casos mayor la tasa de rentabilidad que su correspondiente tasa de oportunidad, siendo así evidente la bondad de la inversión.

VII CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1. Se concluye que es posible técnica y económicamente beneficiar a escala industrial a los caolines nacionales.
2. Es factible técnicamente, aprovechar integralmente las reservas de caolín cubicadas a la fecha, mediante la introducción de el proceso de beneficio.
3. Es posible, por tanto, dejar de importar caolines del extranjero. Aun más, es válido el pensar en la probabilidad de exportar caolines de alta calidad.
4. Es recomendable trabajar en el proyecto de intensificar las operaciones mineras en los yacimientos caoliníferos a que se hace mención.
5. Es recomendable experimentar con las colas producto de la flotación, con el fin de emplearlas en algún proceso que requiera alta sílice, con un consecuente beneficio económico.
6. Es recomendable proseguir la investigación metalúrgica en el área de los minerales no metálicos, aclarando que la investigación correspondiente al caolín no está concluida.
7. Es recomendable estudiar minuciosamente la problemática político-social que representa la presencia de comunidades ejidales en los principales yacimientos de minerales no metálicos en el país, especialmente en los yacimientos caoliníferos.

BIBLIOGRAFIA

1. Merrill, G.P. Non Metallic Minerals. Wiley, New York, N.Y. U.S.A 1904
2. Stremme H. Die Chemie des Kaolins. Fortschr. - Mineral. Krist. Petrog. Dresden -- 1912.
3. Ing. David Sánchez R. Informe del Estudio Geológico Evaluativo de la Región Caolinífera de Huayacocotla, Estados de Veracruz e Hidalgo. Consejo de Recursos Minerales 1979.
4. Dr. Fritz J. Werre Keeman e Ing. Jorge A. Fernández Fuentes. Exploración por Caolín del Yacimiento Cruz del Muerto, Coacoyula, Municipio de Iguala, Estado de Guerrero. Consejo de Recursos Minerales. 1976.
5. Ing. A.R.V. Arellano, Ing. Jerjes Pantoja, Ing. Odilón Ledesma . Yacimientos de Minerales No Metálicos en la Región de Neutla, Municipio de Comonfort, Estado de Guanajuato. Consejo de Recursos Minerales. 1960.
6. Ing. Carlos Fco. Yáñez Mondragón Ing. Héctor Alvarado Fuentes. Informe Evaluativo del Proyecto Caolín en Delgado, Municipio de Comonfort, Estado de Guanajuato. Consejo de Recursos Minerales. 1979
7. Secretaría de Programación y Presupuesto. La Minería en México. 1983.
8. Ing. Luis Espinosa de León Teoría y Práctica de Trituración y Molienda. Comisión de Fomento Minero. 1976.
9. Ing. Luis F. Delgado Criterios de Selección para Mecanismos Espesadores en México. Segundo Seminario de Beneficio de Minerales. Guanajuato, Gto. 1980.
10. Ralph E. Grim Clay Mineralogy. Mc. Graw Hill, Inc. New York, N.Y. -- U.S.A. 1968.

ANEXO # 1

Pra aproximar las rectas que explican los fenómenos de comportamiento de la demanda y de la cotización, por distribuirse los datos en una forma aproximadamente lineal aplicar el Método de los Mínimos Cuadrados - para el caso lineal es lo mas recomendable.

De la ecuación general $Y = Ax + B$, se deduce por aplicación de su matorias y ponderando por la variable "x" un sistema de ecuaciones como sigue:

$$\begin{aligned} \sum Y_0 &= A \sum x + \sum B && \text{Ec. \# 1} \\ \sum Y_0 x &= A \sum x^2 + B \sum x && \text{Ec. \# 2} \end{aligned}$$

Cuya solución para las constantes A y B es:

$$A = \frac{\sum Y \sum x - n \sum x Y}{(\sum x)^2 - n \sum x^2} \quad ; \quad B = \frac{\sum x \sum x Y - \sum Y \sum x^2}{(\sum x)^2 - n \sum x^2}$$

En tanto que para determinar la bondad de la aproximación de la recta se calcula la correlación aplicando:

$$r = \frac{n \sum x Y - (\sum Y) (\sum x)}{\sqrt{(n \sum x^2 - (\sum x)^2) (n \sum Y^2 - (\sum Y)^2)}}$$

Ejemplo: Sea el caso de aproximar la recta correspondiente al Caolín grado farmacéutico durante el período 1970 - 1976 en el comportamiento de la relación demanda - año, de acuerdo con la siguiente tabla:

n	x	Y	x ²	Y ²	x Y
1	1970	1 720 525	3 880 900	2.9602 x 10 ¹²	3 389 434 250
2	1971	1 754 562	3 884 841	3.0785 x 10 ¹²	3 458 241 702
3	1972	2 591 292	3 888 784	6.7148 x 10 ¹²	5 110 027 824
4	1973	3 179 700	3 892 729	1.0110 x 10 ¹³	6 273 548 100
5	1974	1 198 411	3 896 676	1.4362 x 10 ¹²	2 365 663 314
6	1975	3 214 436	3 900 625	1.0333 x 10 ¹³	6 348 511 100
7	1976	4 001 781	3 904 576	1.6014 x 10 ¹³	7 907 519 256
7	13 811	17 660 707	27 249 131	5.0647 x 10 ¹³	3.4853 x 10 ¹⁰
	$\sum x$	$\sum Y$	$\sum x^2$	$\sum Y^2$	$\sum x Y$

Una vez con todos los términos que intervienen en las ecuaciones -- arriba señaladas, se procede a la sustitución y su correspondiente solución.

$$A = \frac{(17\ 660\ 707) (13\ 811) - 7 (3.4853 \times 10^{10})}{(13\ 811)^2 - 7 (27\ 249\ 131)} = \underline{298\ 951.5306}$$

$$B = \frac{(13\ 811) (3.4853 \times 10^{10}) - (17\ 660\ 707) (27\ 249\ 131)}{(13\ 811)^2 - 7 (27\ 249\ 131)} =$$

$$B = \underline{-587\ 308\ 411.7}$$

$$r = \frac{7 (3.4853 \times 10^{10}) - (17\ 660\ 707) (13\ 811)}{\sqrt{(7 (27\ 249\ 131) - (13\ 811)^2) (7 (5.0647 \times 10^{13}) - (17\ 660\ 707)^2)}}$$

$$r = \underline{0.6410}$$

Quedando la ecuación de la recta aproximada así:

$$\underline{V = 298\ 951.5306 (Y) - 587\ 308\ 411.7}$$

Donde la nomenclatura es:

V = Volumen de la demanda en kilogramos

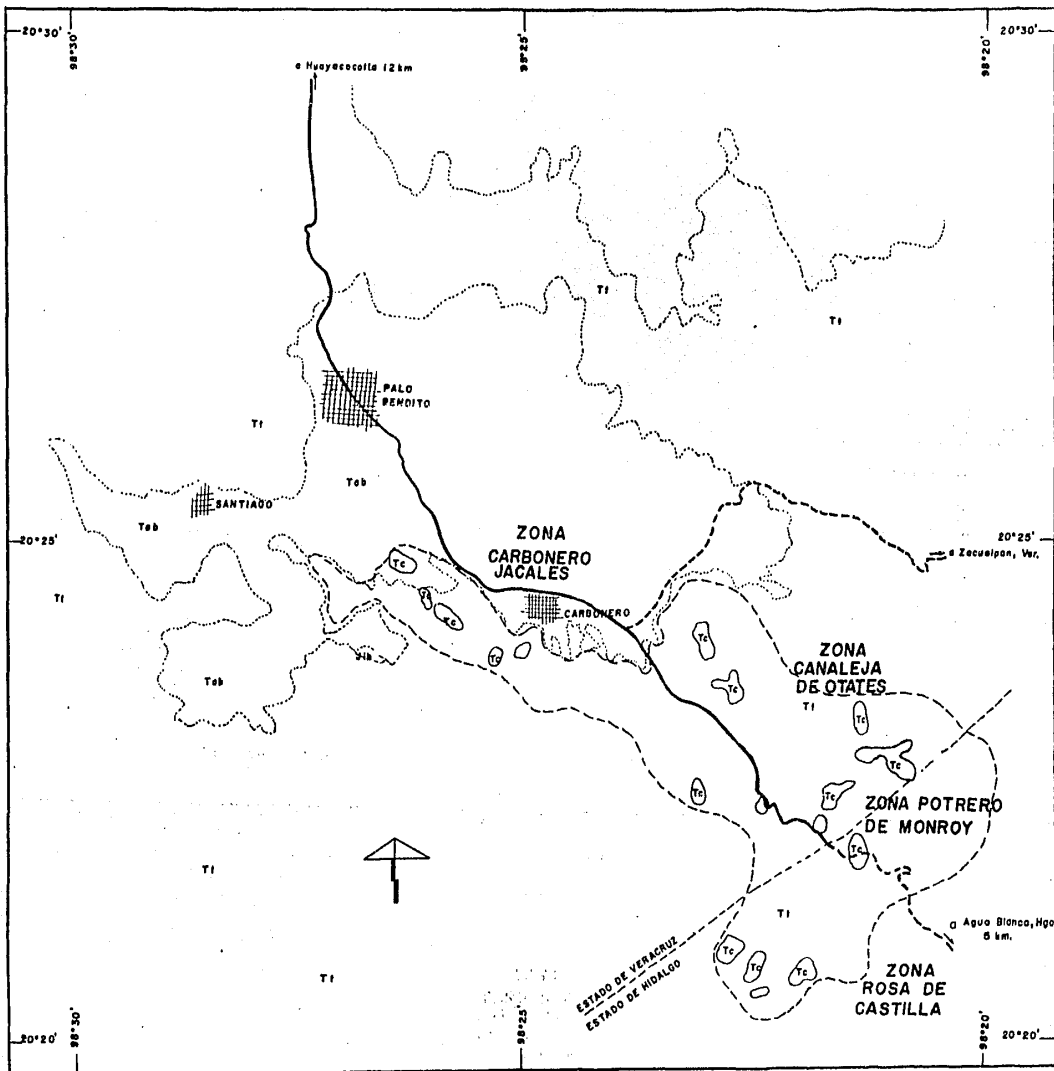
Y = Año para el cual se calcula la demanda

Y finalmente la correlación de la recta es:

$$r = 64.10 \%$$

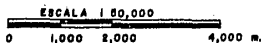
Valor que indica que la recta es suficientemente aproximada al comportamiento real del fenómeno.

ANEXO # 2



SÍMBOLOS TOPOGRÁFICOS

- POBLADO
- CARRETERA PAVIMENTADA
- TERRACENIA
- ZONA POTENCIALMENTE CONTENEDORA DE CAOLIN
- CONTACTO GEOLOGICO



SÍMBOLOS GEOLOGICOS

- Tob** Terciario, cenizas andesitas y basaltos
- Ti** Terciario, tobas riolíticas
- Tc** Terciario, caolín y tobas caolinizadas
- Jib** Jurásico, lutitas y areniscas

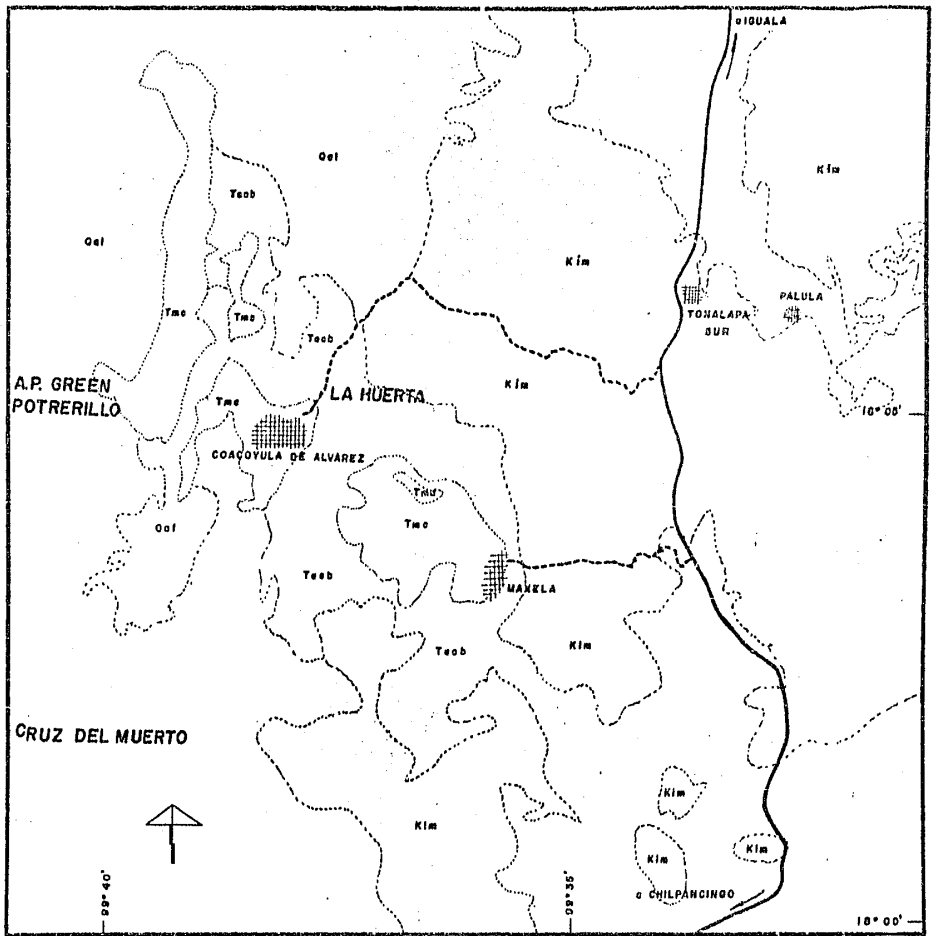
FACULTAD DE INGENIERIA

UNAM

PLANO GEOLOGICO REGIONAL
DEL AREA CAOLIN HUAYACOCOTLA
MPIO DE HUAYACOCOTLA, VER Y AGUA BLANCA, HGO

TESIS PROFESIONAL JORGE H. AGUILAR 1984

ANEXO # 3



SÍMBOLOS	GEOLOGICOS
Ool	DEPOSITOS CONTINENTALES, aluvión y suelos residuales
Teob	FORMACION BALSAS, conglomerado, caliza, arenisca, y limolitas
Kim	FORMACION MORELOS, caliza dolomita y pederol
Tmo	FORMACION COACOYULA, tobas y derrames riolíticos
Tma	UNIDAD ANDESITICA, derrames, diques y diquesitos andesíticos

SÍMBOLOS	TOPOGRAFICOS
	CARRETERA FEDERAL DE MEXICO ACAPULCO
	YERRACERIA
	POBLADO
ESC 1:50,000	

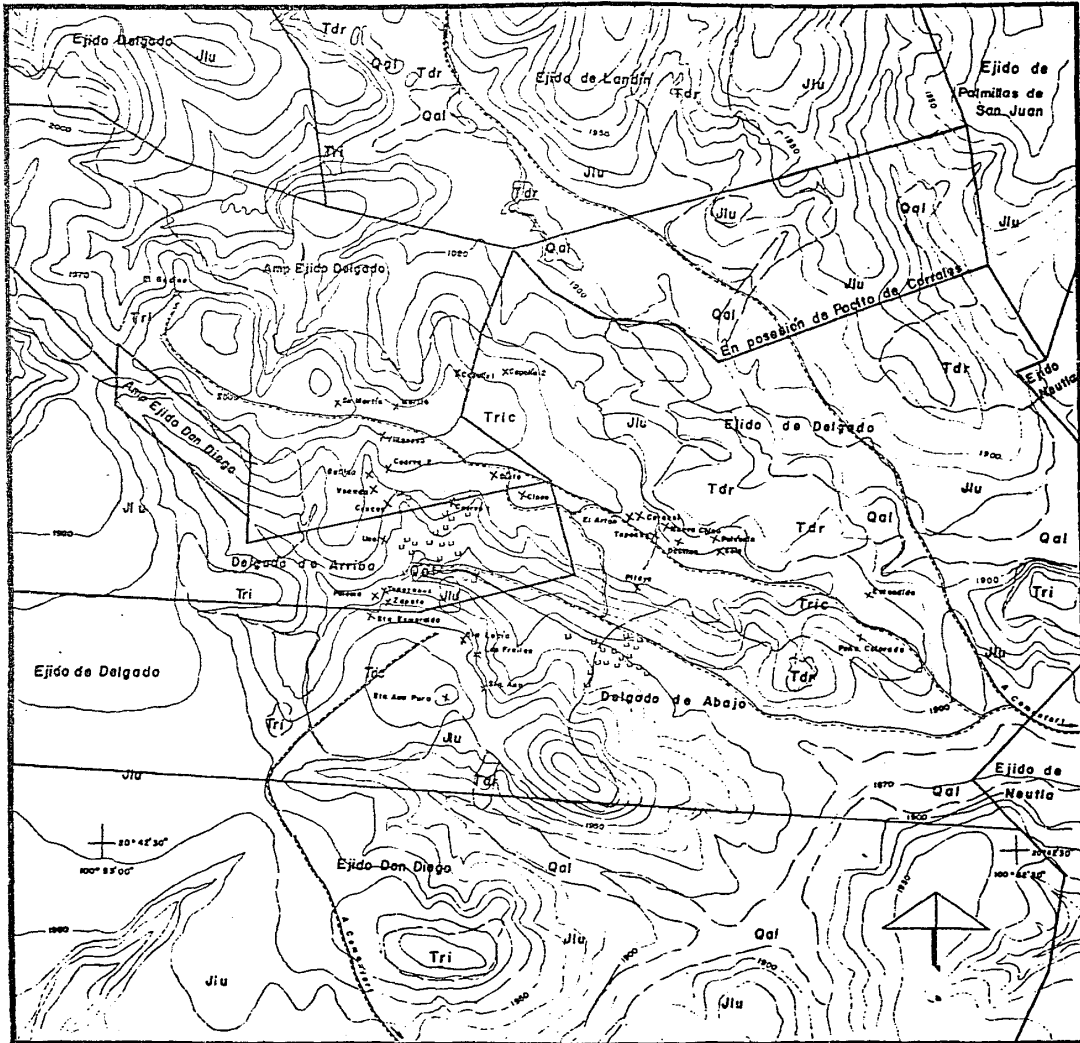
FACULTAD DE INGENIERIA UNAM

PLANO GEOLOGICO DE LAS LOCALIDADES CON CAOLIN EN EL AREA DE COACOYULA, MPIO DE IGUALA, GRO.

TESIS PROFESIONAL JORGE H. AGUILAR 1994

ANEXO # 4

ANEXO # 4

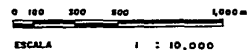


SÍMBOLOS GEOLOGICOS

- | | |
|---|--|
| Qal Depósitos Aluviales | } Cuaternario |
| Tri Tobas y Derrames Riolíticos | |
| Tric Caolín bajo capote de suelo y cuarzo | } Terciario Medio |
| Tdr Dioritas y Pórfidos Dioríticos | |
| Jlu Lutitas interstratificadas con Calizas | } Fines Mesozoico: Plioceno Terc. Terciario Super. |
| Contacto Geológico | |

SÍMBOLOS TOPOGRAFICOS

- | | |
|--------------------------------|--|
| Mina | |
| Brecha transitable todo el año | |
| Límite ejidal | |
| Poblado | |
| Curva de nivel | |



FACULTAD DE INGENIERIA UNAM
PLANO GEOLOGICO REGIONAL DEL AREA CAOLINIFERA DE DELGADO MPIO. COMONFORT ESTADO DE GUANAJUATO
TESIS PROFESIONAL JORGE M. AGUILAR 1984

ANEXO # 5

PRODUCCION NACIONAL DE CAOLIN			
AÑO	MILLONES DE PESOS	TONELADAS	COTIZACION (PESOS/ TON)
1970	6.3	78,548	80.20
1971	5.8	72,587	79.90
1972	5.8	71,891	80.67
1973	7.5	94,364	79.48
1974	7.5	93,372	80.32
1975	9.6	120,440	79.70
1976	5.7	71,350	79.89
1977	7.0	87,589	79.92
1978	3.6	45,442	79.22
1979	1.5	76,944	19.49
1980	2.4	143,318	16.75
1981	1.5	19,195	78.15

Recta de aproximación por mínimos cuadrados para el volumen:

$$V = 2,285.074 Y - 4,425,672.35$$

Correlación: $r = 27.58 \%$

IMPORTACION DE CAOLIN			
AÑO	MILLONES DE PESOS	TONELADAS	COTIZACION (PESOS/ TON)
1970	16.7	23,317	57.30
1971	16.9	23,233	58.19
1972	22.6	28,978	62.39
1973	26.1	34,533	64.46
1974	38.0	41,936	72.49
1975	34.2	32,574	83.99
1976	53.7	39,598	88.06
1977	97.5	45,407	95.01
1978	129.1	56,148	101.74
1979	126.9	71,450	77.90
1980	179.8	82,748	93.25
1981	265.8	75,937	142.87

Recta de aproximación por mínimos cuadrados para el volumen:

$$V = 5,375.075 Y - 10,572,140.58$$

Correlación: $r = 93.87 \%$

EXPORTACION DE CAOLIN				
AÑO	MILLONES DE PESOS	TONELADAS	COTIZACION (PESOS/ TON)	
1970	0.1	121	66.12	
1971	-	30	-	
1972	0.1	94	85.10	
1973	0.2	259	61.77	
1974	-	5	-	
1975	0.1	31	258.06	
1976	-	10	-	
1977	-	-	-	
1978	0.1	53	83.48	
1979	-	4	-	
1980	4.1	1,504	116.99	
1981	5.0	1,058	192.89	

CONSUMO NACIONAL DE CAOLIN (Producción Nacional - Exportación + Importación)	
AÑO	TONELADAS
1970	101,744
1971	95,790
1972	100,774
1973	128,638
1974	135,303
1975	152,983
1976	110,938
1977	132,996
1978	101,537
1979	148,390
1980	224,562

Recta de aproximación por mínimos cuadrados para el volumen:

$$V = 7,373.909 Y - 14,433,138.19$$

Correlación: $r = 65.73 \%$

Cotización del caolín nacional (promedio geométrico) : \$/ton 62.26

Cotización del caolín importado(promedio geométrico) : \$/ton 79.90

Cotización del caolín exportado(promedio geométrico) : \$/ton 107.78

El promedio se obtiene aplicando:

$$G = \sqrt[n]{F_1 \cdot F_2 \cdot F_3 \cdot \dots \cdot F_n}$$

Es decir, se obtiene la raíz enésima de el producto de multiplicar -- entre sí a todos y cada uno de los elementos de los cuales se trata de determinar su promedio.

CONSUMO NACIONAL PREVISTO DE CAOLIN

AÑO	TONELADAS	PRODUCCION DIARIA PROYECTADA EN LAS MINAS (TON.)	PRODUCCION DIARIA PROYECTADA EN LA PLANTA (TON.)
1981	174,575	606	242
1982	181,949	631	252
1983	189,324	657	263
1984	196,697	683	273
1985	204,071	708	283
1986	211,445	734	294
1987	218,819	760	304
1988	226,193	785	314
1989	233,567	811	324
1990	240,941	837	335
1991	248,315	862	345
1992	255,689	888	355
1993	263,063	913	365

Anexo # 6

Análisis de Mallas del Producto de Molienda.	
TAMIZ	PESO EN GRAMOS
1/2"	11.3876
1/4"	144.9349
# 4	34.1877
# 5	14.4752
# 6	10.1163
# 7	5.8959
# 12	14.6111
# 20	7.9354
# 30	4.1179
# 40	3.3460
- # 40	6.5871

TOTAL RETENIDO	257.5951
+	
SOLIDO EN PULPA	742.4049
<hr/>	
TOTAL ALIMENTADO	1,000.0000

NOTA: El tamiz empleado es el Tyler.

Resultados de las Pruebas Concluyentes y
Ejemplo del Cálculo de la Pureza y de la Recuperación.

DATOS:

- Peso total alimentado a la celda.	=	155.0772 g
- Peso del material flotado.	=	96.9165 g
- Peso del material deprimido.	=	58.1607 g
- Peso del material flotado que es retenido por la malla 325, tamiz Tyler.	=	4.8458 g
- Peso del material deprimido, que es retenido por la malla 325 tamiz Tyler.	=	30.7367 g

RESULTADOS:

- Porcentaje de material flotado	=	$\frac{96.9165 \text{ g}}{155.0772 \text{ g}}$	=	0.6250	=	62.50 %
- Porcentaje de material deprimido	=	$\frac{58.1607 \text{ g}}{155.0772 \text{ g}}$	=	0.3750	=	37.50 %
- Porcentaje del material flotado, retenido por la malla 325 tamiz Tyler	=	$\frac{4.8458 \text{ g}}{96.9165 \text{ g}}$	=	0.0500	=	5.00 %
- Porcentaje de material deprimido, retenido por la malla 325 tamiz Tyler.	=	$\frac{30.7367 \text{ g}}{58.1607 \text{ g}}$	=	0.5258	=	52.58 %
- Caolín alimentado a la celda :		155.0772 g				
		4.8458 g				
		30.7367 g				
		<hr/>				
		119.4947 g				
- Caolín recuperado en flotación:		96.9165 g				
		4.8458 g				
		<hr/>				
		92.0707 g				
* Recuperación	=	$\frac{92.0707 \text{ g}}{119.4947 \text{ g}}$	=	0.7705	=	77.05 %
* Pureza	=	$\frac{96.9165 \text{ g} - 4.8458 \text{ g}}{96.9165 \text{ g}}$	=	0.9500	=	95.00 %