

- Instituto Técnico de la Construcción y del Cemento -

610 - 11 LA FLOTACION Y LA INDUSTRIA DEL CEMENTO

II - Proceso de separación de minerales utilizado por la Lone Star's New Argentina Plant

F. Soria Santamaria. Ldo. en Ciencias Químicas.

En el diseño original de la nueva planta de la Argentina, subsidiaria de la Lone Star Cement Corp. de EE.UU., se han incorporado métodos avanzados para la preparación y control físico y químico de la composición de materiales crudos. Aunque otras plantas están usando ya el proceso Breerwood, esta era la primera especialmente diseñada para hacer uso de todas sus posibilidades. El esquema completo de la marcha de crudos desde la cantera hasta los tanques de alimentación del horno, presentan una combinación nada corriente y a la vez ingeniosa de métodos de molienda, separación de componentes y equipo adecuado a los materiales disponibles en esta región.

La instalación se encuentra localizada en Paraná sobre el río Paraná, en la provincia de EntreRíos, en condiciones favorables en cuanto a facilidades de transporte y comercio y su elección se atribuye a los resultados de ensayos de flotación preliminares, que demostraron que de los materiales allí disponibles, podrían derivarse composiciones para fabricar todos los tipos de cementos conocidos sin nuevas modificaciones.

Los resultados más interesantes y las conclusiones que pueden sacarse de ellos, se resumen brevemente como sigue:

Por este proceso se han conseguido cementos de alta calidad y características físicas excelentes y de extraordinaria uniformidad. Los ajustes relativamente sencillos en la operación de la planta, hacen posible variar las relaciones y módulos en la producción de todos los tipos de cementos conocidos, incluyendo aquellos que satisfarían las más rígidas especificaciones para cementos resistentes a los sulfatos. El método reduce tanto los alcalis solubles como los insolubles, estando el clinker producido casi completamente libre de ellos. Se recupera la casi totalidad de la cal disponible así como las porciones útiles de minerales de arcilla, asegurándose la instalación de un suministro inagotable de material crudo. La combinación de la molienda con la clasificación hidráulica y flotación han dado por resultado una alimentación del horno corregida, con un promedio de un 90% menor de 16.900 mallas/cm², obteniéndose con esta finura tan elevada una composición libre de segregaciones y de excelentes características para la cocción. Una finura tan alta se consigue económicamente eliminando la excesiva proporción de cuarzo grueso previo a la molienda final de los minerales útiles reduciendo así a un mínimo el consumo de energía total de los molinos. El clinker se muele fácilmente, debido a la uniformidad en la composición y a su finura.

Cantera.

El suministro de materia cruda está junto a la instalación y puede definirse como una marga consolidada, estando los

estratos clasificados en el siguiente orden: (fig. 1)

- a) Arcilla compacta
- b) Un mineral blando que lleva cal, conocido como Marga blanda.
- c) Un estrato un poco más duro de material similar conocido como Marga dura.
- d) Una caliza cristalina conocida con el nombre de "Piedra".

El análisis medio de los estratos son poco más o menos como sigue:

	1ª capa	2ª capa	3ª capa	4ª capa
SiO_2	68,08	66,30	19,48	9,68
R_2O_3	20,20	17,72	4,16	0,84
CaCO_3	2,70	5,17	71,90	89,30
MgCO_3	—	1,75	4,34	2,61
$\text{SiO}_2/\text{R}_2\text{O}_3$	3,31	3,74	4,68	11,52

Del análisis se deduce la necesidad de emplear un método de concentración para corregir la composición química de cada uno de estos estratos o alguna combinación de ellos.

La última capa, es más elevada en cal que las necesidades normales, pero no contiene prácticamente óxidos de hierro y aluminio; el contenido en sílice es elevado encon

trándose principalmente como cuarzo grueso y, lógicamente, es un constituyente indeseable para la cocción.

El otro estrato de cal, la Marga dura, es demasiado baja en cal y considerablemente alta en sílice, siendo la relación $\text{SiO}_2/\text{R}_2\text{O}_3 = 4,68$ y estando también gran parte de sílice en forma de granos de cuarzo.

La Marga blanda, que se usa como fuente de material arcilloso debe corregirse, eliminando parte de la sílice, puesto que su relación natural $\text{SiO}_2/\text{R}_2\text{O}_3$ es 3,74.

La arcilla compacta de la 1ª capa podría usarse si se separase una porción de sílice, pero esto ya no interesa económicamente.

El método de explotación de cantera comprende el "descortezado" y eliminación de toda la arcilla compacta y la mitad de la Marga blanda, como puede verse en la primera figura, utilizándose el resto del depósito.

Para simplificar la operación de la planta y evitar ajustes frecuentes se hacen dos cortes: de un lado la parte útil de la Marga blanda se aprovecha con la Marga dura y se acumulan juntas y de otro lado se forma el depósito de Piedra. De estas dos pilas, los materiales se transportan por una grúa a dos tolvas sobre el molino de bolas, desde donde se suministran por alimentadores separados en relación directa al espesor de los estratos, enviándose a la planta una mezcla de material relativamente uniforme, que por término medio tiene la siguiente composición:

SiO ₂	28,70 %
Fe ₂ O ₃	2,57 %
Al ₂ O ₃	4,01 %
CaO	33,35 %
CaCO ₃	59,50 %
MgO	1,25 %
Pérdida fuego	<u>29,69 %</u>
Total	<u>99,55 %</u>
SiO ₂ /R ₂ O ₃	4,36

El examen petrográfico de los materiales, que comprendía una parte esencial de las investigaciones preliminares en la concentración, identificó entre los componentes principales: cuarzo, calcita, silicatos de aluminio, limonita y dolomita. Los silicatos de aluminio, comprenden los feldespatos alcalinos plagioclasa sódica (Albita) y feldespato potásico (Microclina) y los silicatos de aluminio hidratados de composición indeterminada. El equivalente mineralógico de los análisis anteriores es aproximadamente:

Cuarzo	24,40 %
Limonita	3,14 %
Silicatos de Al.	9,78 %
Calcita	59,75 %
Dolomita	<u>3,01 %</u>
Total.	100,08 %

Antes de elegir definitivamente el lugar donde se había de establecer la planta industrial, se hizo una investigación preliminar completa de estos materiales para determinar si responderían o no satisfactoriamente a los métodos de concentración y separación. El trabajo comprendió ensayos de molienda, clasificación y espesamiento, juntamente con investigaciones del comportamiento de cada uno de estos materiales en distintos grados de finura a la concentración por flotación. Los datos de estos ensayos, sirvieron como base en el diseño del esquema y en la elección de varias unidades del proceso fundamental. Este trabajo se hizo por el laboratorio de Separation Process Co., Catasauqua Pa., con la cooperación de los laboratorios de la Dorr Co. Inc. y la American Cyanamid Co.

El objetivo al hacer las correcciones esenciales era, sobre todo, recuperar casi todo el carbonato cálcico y minerales arcillosos útiles y eliminar la excesiva proporción de sílice en forma de granos de cuarzo gruesos, controlando a su vez la proporción de alúmina para la producción de cementos frios y resistentes a los sulfatos.

Previo al almacenamiento, los materiales son triturados a menos de 6 mm. de diámetro con un triturador de rodillos Fairmount y un molino de martillos y depositados después en las dos tolvas ya descritas. Más tarde, se efectuaba una molienda primaria en un molino de bolas de 2,75 m. x 3,50 m. en circuito cerrado con un clasificador de rastrillo. Esta operación difiere de la molienda preliminar en la fabricación de cemento corriente, porque aquí el propósito

to es reducir los materiales solo a un grado tal, que el cuarzo quede físicamente suelto y pueda eliminarse de la calcita y los minerales de arcilla útiles en las máquinas de flotación. La separación es completa a una finura de 85% menor de 1.600 mallas/cm^2 , no siendo necesaria una molienda superior que llevaría consigo un derroche de energía y un aumento en el coste de la operación.

Refiriéndose al esquema (fig. 3) y al plano donde se ilustra la disposición de las principales unidades del equipo, se simplificará la compresión de las diferentes partes de la planta (fig. 2).

La proporción que sobrenada en el clasificador de rastrillo, se envía a dos turbo-mezcladores de 1,80 x 1,80 m. (expuestos en el plano) que actúan a la vez como tanques de almacenamiento de pasta y tanques de agitación para mantener los sólidos en suspensión, vertiéndose más tarde en dos hidroseparadores de 13,5 m., conectados en serie; aquí se recupera prácticamente todo el carbonato cálcico fino y las porciones necesarias de mineral de arcilla fina, como flujo superior de ambos hidroseparadores. El flujo inferior del segundo hidroseparador es principalmente calcita y cuarzo grueso del tipo de la arena de mar, constituyendo la entrada a las celdas de flotación donde se elimina el cuarzo como esteril. El concentrado de carbonato cálcico se envía a un espesador de 55 m. de diámetro donde se mezcla con el flujo superior de los hidroseparadores. La mezcla una vez espesada, se muele a la finura adecuada en un molino tubular de 2,15 x 0,80 m. y constituye

la alimentación del horno.

Hidroseparación.

El plan más sencillo resultó ser la combinación de materiales antes de la molienda primaria, seguida esta de dos hidroseparadores que trabajan en serie, para dar lugar a una clasificación satisfactoria y eficaz. El control de la marcha de los hidroseparadores era el método más económico por recuperar los constituyentes finos de todos los minerales útiles y separar las fracciones más gruesas, de las que se elimina el cuarzo por flotación. Asimismo este control permite ajustar la proporción de alúmina en la alimentación del horno, al poder separar en la nave de flotación, parte de los silicatos de aluminio.

La separación del carbonato cálcico fino y de las cantidades necesarias de minerales de arcilla como flujo superior en el hidroseparador, limita la cantidad de material tratado por flotación y permite hacer las correcciones químicas necesarias. De este modo, las fracciones gruesas, que representan de 60-65 % del total de los materiales extraídos de la cantera, son las únicas tratadas por flotación, eliminándose la proporción excesiva de cuarzo, sin derrochar la cantidad desproporcionada de energía de molienda que se necesitaría para reducirlo a su finura en la alimentación normal del horno.

El aumento de finura que resulta de la eliminación del cuarzo antes de la molienda final, se ilustra por

los resultados del trabajo de seis meses, durante los cuales el molino proporcionó alrededor del 89% menor de 1.600 mallas/cm². El flujo inferior del espesador aumentó la finura a 80% menor - de 6.400 mallas/cm², lo que resultó fácil reducir a la finura - de alimentación del horno (90% menor de 16.900 mallas/cm²), en un circuito cerrado de molienda, en molino tubular de 2,10 x 7,80 m., con bajo consumo de energía.

Analizando la alimentación de los hidroseparadores y los flujos superior e inferior, se ve que se recupera toda la - arcilla fina en tanto que la arcilla y el cuarzo grueso se descargan en el flujo inferior del segundo separador separándose - más tarde, como principal desecho de flotación. La relación - $\text{SiO}_2/\text{R}_2\text{O}_3$ de la alimentación es de 4,36; del flujo superior del primer separador 2,70; del flujo superior del segundo separador 2,82 y del flujo inferior del último, que constituye la alimentación a las celdas de flotación 5,85.

Es necesario controlar la dilución de la alimentación en cada hidroseparador y dar a ambos un flujo uniforme de sólidos. Esto se consigue utilizando tanques de alimentación de altura constante, que permite el control en todo momento; si fuera necesario, cada separador se provee de tuberías separadas de agua para corregir las diluciones.

Los análisis medios de los productos de la alimentación y clasificadores son como sigue:

	Alimentación hidroseparator	Hidroseparator nº 1 (flujo superior)	Hidroseparator nº 2 (flujo superior)	Alimentación má- quina flo- tación
SiO ₂	28,70	24,00	24,62	30,88
Fe ₂ O ₃	2,57	2,95	2,75	2,36
Al ₂ O ₃	4,01	5,93	5,97	2,92
CaO	33,35	33,32	32,52	33,52
CaCO ₃	59,50	59,48	58,08	59,85
MgO	1,25	1,78	2,03	0,90
Pérdida	29,69	31,46	31,24	28,72
Total	99,55	99,44	99,15	99,30
SiO ₂ /R ₂ O ₃	4,36	2,70	2,82	5,85

Nave de flotación

El principal equipo de esta nave comprende un turbomezclador (usado tanto como tanque de agitación como depósito de alimentación) y 10 celdas de flotación de 1,40 m.

La operación de flotación comprende tres pasos distintos: desbaste, mixtos y lavado. La alimentación se transmite del turbomezclador al tanque de alimentación agitado, de donde se envía material que oscila en 59% de CaCO₃ y una dilución media de 28% de sólidos, a la primera de las cuatro celdas de desbaste conectadas en serie. Los concentrados de estas celdas son altos en cal y no requieren ningún tratamiento

posterior. Los esteriles arrastran demasiada calcita y son sometidos a una segunda operación, constituyendo la alimentación de las cuatro celdas de mixtos conectadas también en serie. Los concentrados de la máquina de mixtos son relativamente de bajo grado y forman la alimentación de la primera de las dos celdas de lavado, combinándose sus concentrados - limpios con los de la máquina de desbaste. Los estériles de la segunda celda de lavado se añaden a la alimentación de la máquina de mixtos. Los estériles de la última celda de esta máquina son los desechos finales de la planta y se envían a la escombrera.

Proporcionando las cantidades de reactivos necesarias a las celdas de desbaste y mixtos y controlando exactamente las diluciones de la alimentación en cada máquina, se consiguen buenos resultados.

El grado de los concentrados de flotación y las recuperaciones en peso se vigilan constantemente y se conservan uniformes, así que basta proporcionar el tonelaje adecuado de alimentación a las celdas con relación al flujo superior de hidroseparator, variando inversamente con el contenido en cal del material de cantera, manteniéndose así la mezcla que resulta en el espesador con la composición de alimentación - del horno adecuada. Trabajando de este modo, el proceso sirve para producir una alimentación continuamente corregida, - completamente mezclada y difundida por la acción natural del espesador, previo a la molienda final.

El control principal de flotación se efectúa, aña-

diendo la cantidad adecuada de colector para la calcita en cada celda del circuito, equipadas con un alimentador de reactivos variable.

Se usa un reactivo nuevo, altamente eficiente, desarrollado conjuntamente por Separation Process Co. y American Cyanamid Co. y conocido como "reactivo 608", para concentrar la calcita. Este reactivo puede diluirse en agua fría y dispersarse perfectamente en la pulpa de flotación sin requerir posteriores adiciones de agente espumante. El consumo total de reactivo es de 250 gr. por tonelada de alimentación.

La recuperación en cal del proceso oscila de 97 a 98 %, siendo los desechos de cuarzo muy bajos en cal. Los siguientes análisis representan los productos acabados de las máquinas de flotación:

	Alimentación celdas	Concentrados desbaste	Concentrados lavado	Concentrados combinados	Esteril
SiO ₂	30,88	3,44	3,00	3,37	75,68
Fe ₂ O ₃	2,36	0,57	0,78	0,60	3,90
Al ₂ O ₃	2,92	0,31	0,30	0,30	5,90
CaO	33,52	53,87	53,87	53,87	5,18
CaCO ₃	59,85	96,20	96,20	96,20	9,24
MgO	0,90	0,32	0,55	0,34	1,05
Pérdida	28,72	41,22	40,96	41,05	9,40
Total	99,30	99,73	99,46	99,53	101,11
SiO ₂ /R ₂ O ₃	5,85	3,91	2,78	3,74	7,71

Control de mezcla cruda.

Se planteó este método de concentración y dosificación, para disponer de un factor de seguridad al hacer la corrección final de la mezcla, antes de su entrada en el horno. El flujo inferior del espesador, resultó ser un 1% más alto - en cal de lo necesario. Entonces se enviaba a los tanques de corrección donde se añadía suficiente pasta arcillosa de una arcilla molida en húmedo, para corregir la cal y dejarla sobre 77% en CaCO_3 , que era la proporción adecuada. Después de la corrección esta mezcla se molió en molino tubular de 2,10 x 7,80 m., enviándose más tarde al tanque de almacenamiento - agitado, previo a la entrada del horno. La operación con el nuevo método demostró, sin embargo, que los controles previstos eran de tal exactitud, que el flujo inferior del espesador puede llevarse con una composición satisfactoria al horno, evitándose las nuevas adiciones de pasta arcillosa.

Control de álcalis.

Los materiales crudos llevan la cantidad normal de álcalis, que son de esperar en crudos donde los silicatos de aluminio alcalinos comprenden una parte esencial de los minerales arcillosos. Oscila en 0,71%, parte del cual es soluble, estando las porciones insolubles combinadas en los silicatos. La alimentación en la nave de flotación oscila en 0,57 de álcalis totales, la mayoría del cual se elimina al flotar parte de los silicatos con el cuarzo. Los concentrados totales de flotación oscilan en 0,13% y los álcalis totales en estériles resultan ser 1,45%.

Capacidad de operación.

El tonelaje medio de los materiales manejados en cada uno de los puntos principales del proceso en toneladas métricas/día es el siguiente:

Molino de bolas	998 Tm.
Flujo superior hidros. nº 1	235 "
" " " nº 2	119 "
Alimentación celdas	644 "
Concentrados flotación	401 "
Esteril flotación	243 "
Flujo inferior espesador	755 "

Calidad del cemento

<u>Análisis</u>		<u>Compuestos calculados</u>	
SiO ₂	24,43 %	C ₃ S	38,2 %
Fe ₂ O ₃	2,03 "	C ₂ S	41,3 "
Al ₂ O ₃	4,91 "	C ₃ A	9,6 "
CaO	65,26 "	C ₄ AF	6,2 "
MgO	0,85 "	MgO	0,8 "
SO ₃	1,53 "	CaSO ₄	2,6 "
CaO libre	0,33 "		98,7 "
SiO ₂ /R ₂ O ₃	3,53 "		

El clinker producido, es fácilmente molido a una finura media de 96,1 menor de 6.400 mallas/cm² y 87,0 % menor -

de 16.900 mallas/cm² con un área superficial de 1.888 cm²/gr.
El fraguado inicial era a las 3 h. 51 m. y el final a las 6 h. 12 m.

Resistencias a la tracción

A las 24 horas	12,5 Kg/cm ²
A los 2 días	18,8 "
A los 3 días	22,9 "
A los 7 días	28,2 "
A los 28 días	34,1 "

* * *

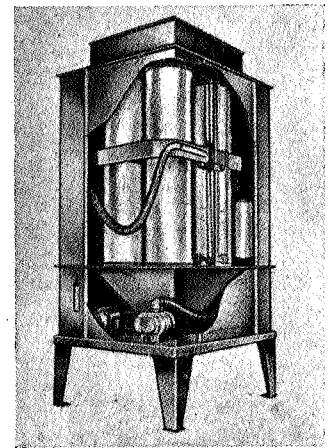
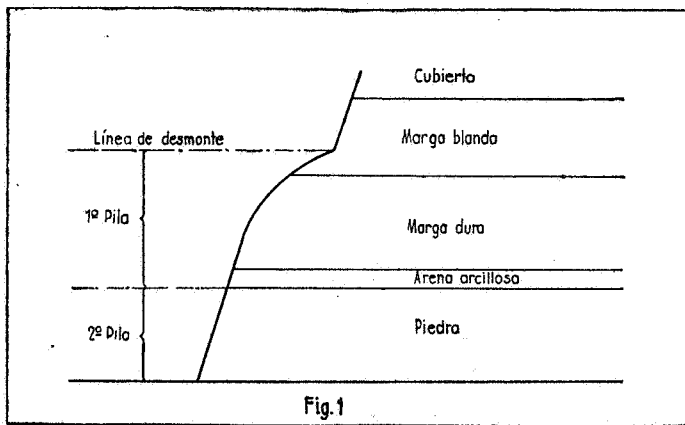


Fig. 5.

