

T. PRO. 21/25

T 9/81

UNIVERSIDAD DE GRANADA
FACULTAD DE CIENCIAS



Departamento de Ingeniería Química

BIBLIOTECA UNIVERSITARIA	
GRANADA	
Nº Documento	615043861
Nº Copia	16781597

APROVECHAMIENTO DE RECURSOS GEOLOGICOS
ANDALUCES. CONCENTRACION DE CELESTINA

TESIS DOCTORAL

Mónica Calero de Hoces

Julio 1994

UNIVERSIDAD DE GRANADA

FACULTAD DE CIENCIAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA QUIMICA

UNIVERSIDAD DE GRANADA
Facultad de Ciencias
Fecha 29-4-94
ENTRADA NUM.665.....

APROVECHAMIENTO DE RECURSOS GEOLOGICOS

ANDALUCES. CONCENTRACION DE CELESTINA

TESIS DOCTORAL

Mónica Calero de Hoces

Julio 1994

APROVECHAMIENTO DE RECURSOS GEOLOGICOS

ANDALUCES. CONCENTRACION DE CELESTINA

Memoria presentada para aspirar al grado de Doctora en Ciencias, Sección Químicas, dentro del Programa de Doctorado de Departamento de Ingeniería Química "Tecnología Bioquímica y Agroalimentaria" (Bienio 1989-91)

Granada, 18 de Abril de 1994



Fdo.: Mónica Calero de Hoces

EL DIRECTOR DE LA TESIS



Fdo.: Dr. D. Francisco Hernández Bermúdez de Castro

Profesor Titular de Ingeniería Química.

Quiero expresar mi más sincero agradecimiento:

Al profesor Dr. D. Francisco Hernáinz Bermúdez de Castro, bajo cuya dirección se ha efectuado el presente trabajo y que sin su ayuda y estímulo no hubiera sido posible el mismo.

A la Secretaría de Estado de Universidades e Investigación del Ministerio de Educación y Ciencia por la concesión de una beca de Formación del Personal Investigador.

A la Consejería de Educación y Ciencia de la Junta de Andalucía por la ayuda económica realizada al grupo de investigación Flotación que ha posibilitado la creación de la infraestructura básica.

A la Comisión Interministerial de Ciencia y Tecnología (CICYT) por la contribución económica al Proyecto 0413.0 que ha permitido la adquisición del material complementario para realizar esta investigación.

A la empresa Kali Chemie Iberia S.A. y a su director técnico D. Alberto Sarcoli por el suministro del mineral procedente de los yacimientos de Escúzar.

A los compañeros del grupo de investigación y al resto de miembros del Departamento de Ingeniería Química.



A mi hija Verónica

INDICE

1. INTRODUCCION	1
1.1 ANTECEDENTES	3
1.2 OPERACIONES DE CONCENTRACION DE SOLIDOS	6
1.3 CONCENTRACION DE SOLIDOS POR FLOTACION	8
1.4 ELEMENTOS DE FLOTACION	9
1.4.1 Acondicionamiento	11
1.4.2 Colección	11
1.4.3 Espumación	15
1.4.4 Activación y depresión	17
1.5 MECANISMO DE LA ACCION DEPRESORA	17
1.6 EFECTO DE LAS PRINCIPALES VARIABLES EN LA CONCENTRACION POR FLOTACION	21
1.6.1 Estructura química del colector	21
1.6.2 Concentración de colector	22
1.6.3 Efecto del pH	23
1.6.4 Aireación	25
1.6.5 Tiempo de flotación	26
1.6.6 Temperatura	26
1.6.7 Densidad de pulpa	27
1.6.8 Fuerza iónica	27
1.6.9 Tamaño de las partículas sólidas	28
1.7 MAQUINAS DE FLOTACION	30
1.8 CONCENTRACION POR MEDIOS DENSOS	33
1.9 JUSTIFICACION Y PLAN DE TRABAJO	36
 2. TECNICA EXPERIMENTAL	 41
2.1 PREPARACION DE LAS DISOLUCIONES	43
2.2 PREPARACION DE LOS MINERALES	44
2.3 DETERMINACION DE VELOCIDADES TERMINALES DE PARTICULAS SOLIDAS. COLUMNA DE SEDIMENTACION	45

2.4 ACONDICIONAMIENTO PARA FLOTACION	47
2.5 DESCRIPCION DE LA INSTALACION DE FLOTACION	48
2.6 METODO EXPERIMENTAL	48
2.7 METODOS ANALITICOS	51
2.7.1 Minerales puros	51
2.7.2 Mineral real	52
2.7.2.1 Bario	52
2.7.2.2 Calcio	55
2.7.2.3 Magnesio	56
2.7.2.4 Estroncio	57
3. RESULTADOS EXPERIMENTALES	61
3.1 VELOCIDADES DE SEDIMENTACION DE PARTICULAS SOLIDAS EN EL SENO DE UN FLUIDO	63
3.2 FLOTACION DE MINERALES PUROS	66
3.2.1 Flotación de celestina	66
3.2.2 Flotación de calcita	75
3.2.3 Flotación de mezclas celestina-calcita	84
3.3 FLOTACION DE MINERAL REAL	89
3.4 FLOTACION DE MINERAL REAL CON Na ₂ CO ₃ COMO REGULADOR	105
3.5 FLOTACION DE MINERAL REAL PRETRATADO MEDIANTE LIQUIDOS DENSOS	110
4. INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS	115
4.1 DESPLAZAMIENTO DE SOLIDOS EN EL SENOS DE FLUIDOS	117
4.1.1 Velocidad máxima o terminal. Coeficiente de rozamiento	119
4.1.2 Influencia de la forma de la partícula. Factores de forma	123
4.1.3 Caracterización de parámetros de sedimentación	

para celestina y calcita	128
4.1.4 Aplicación a la separación de celestina y calcita .	152
4.2 FLOTACION DE MINERALES PUROS	159
4.2.1 Flotación de celestina	159
4.2.1.1 Influencia de la masa de mineral y del tamaño de partícula	161
4.2.1.2 Influencia del pH y concentración de colector	165XXX
4.2.1.3 Influencia del tiempo de acondicionamiento y del tiempo de flotación	171
4.2.1.4 Cinética de flotación de celestina	173
4.2.1.5 Efecto del quebracho como depresor	185
4.2.1.6 Efecto del metasilicato sódico como depresor	190
4.2.2 Flotación de calcita	194
4.2.2.1 Influencia de la masa de mineral y del tamaño de partícula	195
4.2.2.2 Influencia del pH y concentración de colector	199
4.2.2.3 Influencia del tiempo de acondicionamiento y del tiempo de flotación	202
4.2.2.4 Cinética de flotación de calcita	205
4.2.2.5 Efecto del quebracho como depresor	211
4.2.2.6 Efecto del metasilicato sódico como depresor	214
4.2.3 Flotación de mezclas de celestina y calcita	217
4.2.3.1 Quebracho como depresor	218
4.2.3.2 Metasilicato sódico como depresor	222
4.2.3.3 Bajas concentraciones de oleato sódico	226
4.3 FLOTACION DE MINERAL REAL	231
4.3.1 Influencia del pH	232
4.3.2 Influencia del tamaño de partícula	236
4.3.3 Influencia de la concentración de colector	244
4.3.4 Influencia de la concentración de espumante	250

4.3.5 Efecto del quebracho como depresor	260
4.3.6 Efecto del metasilicato sódico como depresor	270
4.4 Na ₂ CO ₃ COMO REGULADOR EN LA FLOTACION DE MINERAL REAL	292
4.4.1 Influencia del pH	292
4.4.2 Influencia de la concentración de colector	293
4.4.3 Efecto del quebracho como depresor	297
4.4.4 Efecto del metasilicato sódico como depresor	306
4.5 FLOTACION DE MINERAL REAL PRETRATADO MEDIANTE LIQUIDOS	
DENSOS	313
4.5.1 Efecto del quebracho como depresor	318
4.5.2 Efecto del metasilicato sódico como depresor	327
5. CONCLUSIONES	337
6. NOMENCLATURA	347
7. BIBLIOGRAFIA	351

1.- INTRODUCCION

1.1.- ANTECEDENTES

Salvo en casos excepcionales, los minerales de estroncio, celestina (SrSO_4) y estroncianita (SrCO_3), así como la mayor parte de los minerales de valor industrial, no se encuentran en los yacimientos en el grado de pureza necesario para su beneficio industrial, pues casi siempre aparecen mezclados con otras sustancias de escaso o nulo interés. Por ello hay que proceder a la separación de estas sustancias desprovistas de valor, por métodos físicos si es posible, o bien por métodos químicos.

Con respecto a los métodos químicos de concentración de minerales el más usado es la lixiviación ácida, consistente en la solubilización (normalmente de la ganga) mediante el uso de reactivos apropiados. Sin embargo, el empleo de grandes cantidades de ácidos fuertes, de alto precio y elevada toxicidad, así como la obtención durante la operación de apreciables cantidades de residuos contaminantes limita mucho su posible uso.

Dentro de los métodos físicos de concentración de minerales, Taggart (1966), se encuentran: la concentración eléctrica, separación por gravedad, clasificación hidráulica, concentración por líquidos densos, concentración por sacudidas, flotación, etc.. De todas ellas, y sin lugar a dudas, la flotación es el más extendido de estos procedimientos ya que actualmente un 80% de los minerales que se concentran son tratados por esta técnica, que puede ser, además, considerada de bajo costo industrial.

Hoy día, el desarrollo de la flotación ha ampliado considerablemente su campo de aplicación a partículas sólidas de muy diversa índole, aparte de su tradicional uso en la concentración de minerales.

En este sentido se han logrado muy buenos resultados en la separación y concentración de residuos de tipo inorgánico, precipitados, microorganismos y proteínas, Fuerstenau (1976). Igualmente se investigan nuevos agentes químicos que mejoren la técnica y amplíen su uso a otros sólidos; así mismo ha cobrado interés en base a criterios económicos, el control por flotación de partículas sólidas extremadamente finas que suelen aparecer en diversos procesos industriales, Somasundaran (1980).

Sin embargo, la separación por flotación de minerales como celestina (SrSO_4), fluorita (CaF_2), apatito ($(\text{Ca}_{10}\text{F}_2\text{PO}_4)_6$) o scheelita (CaWO_4) de otros semejantes como calcita, es extremadamente compleja debido a la estrecha similitud entre sus propiedades físico-químicas, Hanna y Somasundaran (1976). Tanto las especies citadas como la calcita pertenecen al tipo de minerales considerados como "ligeramente solubles" y su respuesta a la flotación, en condiciones normales, es muy semejante. Ello obliga al uso de agentes químicos denominados "depresores" que actúan generalmente sobre el componente menos valioso (calcita) impidiendo su flotación mediante un mecanismo aún no totalmente esclarecido.

Desde un punto de vista económico la celestina es un mineral de extraordinaria importancia por las diversas aplicaciones de los productos que de ella se derivan. Así, cabe destacar su empleo en la industria de vidrios especiales, cerámicas para revestimientos especiales, aditivos en pinturas de alta estabilidad térmica, cristales para la industria electrónica, combustible en cohetes espaciales, etc., Cabrerizo (1986).

En los últimos años se ha dedicado un gran interés al estudio de las mineralizaciones de celestina y otros minerales de estroncio como estroncianita (SrCO_3) tanto por las aplicaciones antes aludidas como por la relativa escasez de sus yacimientos. En España el más interesante es el de Montevives situado en Las Gabias (Granada), considerado el segundo yacimiento de celestina más importante del mundo, después del existente en San Agustín (México). La elevada riqueza de este yacimiento lo hace único en su género permitiendo, en muchos casos, su explotación directa sin ulterior tratamiento.

Sin embargo existen otros yacimientos como el de Escúzar y el de la Atalaya de La Malahá, ambos en Granada, así como otros en la depresión del Guadalquivir en Jaén en los que la riqueza no es tan elevada, por lo que para ajustarse a las normas metalúrgicas sería necesario un enriquecimiento del mineral (celestina y estroncianita) de la ganga, principalmente calcárea, que la acompaña. En este sentido y como se desprende de una reciente revisión bibliográfica efectuada, son casi nulas las publicaciones existentes sobre este tema no solo a nivel nacional con la excepción de los trabajos realizados por M. Cabrerizo en 1986 y A. Gálvez Borrego en 1987 y 1993, sino también a nivel mundial sobre todo en lo referente a Occidente. Así pues, mientras la mineralogía y mineralogénesis de estos yacimientos están básicamente bien estudiadas, no hay apenas referencias a la concentración de la mena por flotación para su posterior aprovechamiento industrial, a pesar del interés del tema.

Por otra parte, el conocimiento de los parámetros de sedimentación de las especies minerales que se pretenden separar es de gran importancia no solo para interpretar sus movimientos relativos en un baño de flotación sino para una posterior aplicación a la concentra-

ción basada en las propiedades físicas: tamaño de partícula y densidad del sólido.

Así mismo, el uso de medios densos para una concentración preliminar mediante la que se eliminan especies minerales, bien por tener escaso valor o bien por afectar su presencia en alguna fase del procedimiento final de concentración, adquiere hoy día notoria importancia por su extenso campo de aplicación.

1.2.- OPERACIONES DE CONCENTRACION DE SOLIDOS

Las operaciones que se llevan a cabo industrialmente para concentración de cuerpos sólidos se basan generalmente en utilizar una o varias propiedades físicas del sólido (o agregación de sólidos), Taggart (1966). En este sentido pueden usarse propiedades de referencia tales como densidad, tamaño, conductividad eléctrica, permeabilidad magnética, color, mojado relativo, etc.

Así mismo, un estudio detenido del tema pone de manifiesto que, para que una operación de recuperación funcione adecuadamente, es preciso que las partículas sólidas de los distintos tipos que componen la mezcla tengan plena libertad para moverse unas con respecto a otras. Esto no suele ocurrir casi nunca con los minerales tal y como se encuentran en los yacimientos en los que las partículas que se extraen son mezclas minerales, a las que es preciso romper sus ligaduras antes de que puedan separarse.

Por todo ello, la separación ha de ir precedida de la liberación entre especies. Dicha liberación se lleva a cabo dividiendo la mena mediante trituración, a la que, generalmente, sigue una clasificación

por tamaños para seleccionar los más adecuados.

Otero de la Gándara (1976), clasifica las operaciones de concentración según la propiedad física en la que se basan e indican el margen de tamaños en los que se emplea la correspondiente operación. En la Tabla 1.1 se muestra dicha clasificación.

TABLA 1.1

Tamaños de partículas en los que se emplean los diferentes métodos de separación de sólidos

Propiedad Física	Tamaño de las partículas (mm)					
	0.001	0.01	0.1	1.0	10	100
Color y aspecto					estriado	
Sólo tamaño		tanizado				
		ciclones líquidos				
		sep. hidráulica-clasificadores				
		centrífugas				
Sólo densidad			medios densos con ciclones, conos, tanques			
Tamaño y densidad				criba hidráulica		
				mesa húmeda-espira		
				(minerales) mesa seca (carbón)		
Permeabilidad magnética		separadores magnéticos secos				
		separadores magnéticos húmedos				
Conductividad eléctrica			separadores electrostáticos			
Mojabilidad superficial		flotación con espuma				



De esta tabla se deduce que las operaciones capaces de procesar partículas de tamaños más pequeños conducen, en principio, a una mayor concentración ya que el grado de liberación entre especies en el alimento es muy superior al de las otras operaciones. En este sentido, queda justificado el amplio uso de la flotación por espuma en la separación de minerales, puesto que no solo da lugar a elevadas concentraciones, sino que a la vez resulta un procedimiento relativamente económico que permite, además, tratar grandes cantidades de sólidos.

1.3.- CONCENTRACION DE SOLIDOS POR FLOTACION

La flotación es una Operación Básica que tiene por objeto la separación entre especies de una mezcla de partículas finamente divididas, basándose en la adhesión selectiva de burbujas de gas a una o varias especies, cuando la mezcla está sumergida en agua.

Debido a las distintas propiedades superficiales de los cuerpos sólidos, Sutherland y Wark (1955), unos adsorben con más facilidad la fase acuosa, se mojan perfectamente y se hunden en ella; otros, en cambio, adsorben preferentemente gas quedando recubiertos total o parcialmente por esta fase. En este caso, la densidad del conjunto sólido-gas es inferior a la del agua, por lo que dicho conjunto flota, formando sobre la superficie del líquido una "espuma mineralizada".

La fuerza de separación entre partículas se origina, Taggart (1966), en las diferencias de energía interfacial fluido-sólido. Así mismo, una partícula sólida se liga a una burbuja de gas y flota si el cambio en la entalpía libre favorece la sustitución de una interfase sólido-líquido por una sólido-gas, Morales (1977). Posteriormente,

para efectuar los desplazamientos que conducen a la separación final, intervienen la fuerza de la gravedad y la resistencia del fluido que actúan en sentidos opuestos y, que, en algunos casos, se complementan por fuerzas mecánicas cuya dirección es sensiblemente horizontal.

En un sistema de varios componentes, las burbujas de aire dentro del agua, se adhieren únicamente a las partículas hidrófobas. Por tanto, lo característico de la flotación por espuma consiste en producir superficies de tipo hidrófobo en aquellas partículas que no las posean.

Dentro de la flotación por espuma pueden distinguirse dos modos de actuación perfectamente definidos; flotación colectiva, que separa las especies útiles de la ganga, y flotación diferencial, que separa minerales valiosos entre si, una vez eliminada la ganga.

1.4.- ELEMENTOS DE FLOTACION

La flotación es el más moderno, eficaz y de mayor aplicación, aunque también en muchos aspectos el más complejo, de todos los métodos de concentración. Esta complejidad reside en el número de factores que afectan al proceso; pueden citarse entre los más significativos los siguientes, Hernáinz (1976),: clase de sólido, tamaño de partícula, agentes de superficie y su concentración, pH, alteraciones superficiales, tiempos de flotación y acondicionamiento, caudal de aireación, etc.. Incluso, cuando se trata de concentrar minerales, existen determinadas influencias, probablemente relacionadas con el origen mineralógico de las especies, que dificultan la separación, pues especies químicas iguales pueden ofrecer respuestas diferentes a este tratamiento.

Además, los distintos mecanismos de origen físico y químico que intervienen en la flotación no son aún lo suficientemente conocidos, Somasundaran y Grieves (1975).

La separación de partículas sólidas por flotación comprende una serie de operaciones que, de forma general, se realizan por este orden:

- (1) molienda y tamizado del sólido
- (2) ajuste de la densidad de pulpa
- (3) adición de reactivos
- (4) agitación
- (5) aireación
- (6) retirada de la espuma mineralizada

Un análisis de la operación pone de manifiesto que la parte fundamental del procedimiento es la adherencia selectiva de burbujas de aire sobre superficies sólidas hidrófobas, ello sin restarle importancia a otra serie de factores. Normalmente, al tratamiento preselectivo se le denomina acondicionamiento; al recubrimiento selectivo se le denomina colección; a la introducción de aire, aireación. La adherencia de burbujas, espumación y retirada de las espumas mineralizadas se agrupan bajo el término general de espumación, Taggart (1966).

Algunos agentes químicos externos pueden actuar de la siguiente manera: unos activan la flotación de un sólido que en ciertas condiciones no respondería al tratamiento; mientras que otros, por el

contrario, evitan la acción del colector. El primer caso se denomina activación y el segundo depresión.

1.4.1.- ACONDICIONAMIENTO

Debido a la importancia de las condiciones superficiales de los sólidos, Sisley (1952), y a la necesidad de que las burbujas de aire mantengan a las partículas en suspensión estable en las espumas, la flotación se realiza con partículas finamente pulverizadas en tamaños que van desde 40 a 350 mallas A.S.T.M., pudiendo llegar, incluso, a las 600 mallas A.S.T.M.. Una vez trituradas hasta el tamaño adecuado, las partículas se llevan hasta un depósito provisto de agitación donde se cubren con los reactivos de flotación adecuados. Después de un cierto tiempo de agitación, que oscila entre 1 y 15 minutos, Booth y Freyberger (1962), se consigue que el reactivo forme una película continua sobre el sólido (una parte de esa película puede formarse durante la trituración si en ella se agrega una porción de reactivo), Gaudin (1957).

1.4.2.- COLECCION

Los minerales, o partículas sólidas en general, no suelen ser hidrófobos aunque pueden adquirir esta propiedad; solamente en algunos casos, como los sulfuros, tienen hidrofobicidad natural, Fuerstenau y Sabacky (1981).

Cuando se desea conferir hidrofobicidad a un sólido se recurre a la adición de un agente de superficie, denominado colector, para que

se adsorba en la superficie del mismo mediante unión de tipo químico, físico, o mixto.

El colector posee una parte polar y otra no polar en su molécula; la porción polar queda sobre la superficie del sólido mientras que la porción no polar se orienta hacia la solución dando de este modo hidrofobicidad a la partícula.

Existe una gama muy amplia de colectores, así, por ejemplo, se usan los alquil-xantatos para los sulfuros; los ácidos grasos de cadenas largas y sus jabones para fosfatos, óxido de hierro y sulfuros óxidos; las aminas de cadena larga para el cuarzo y feldespato; etc..

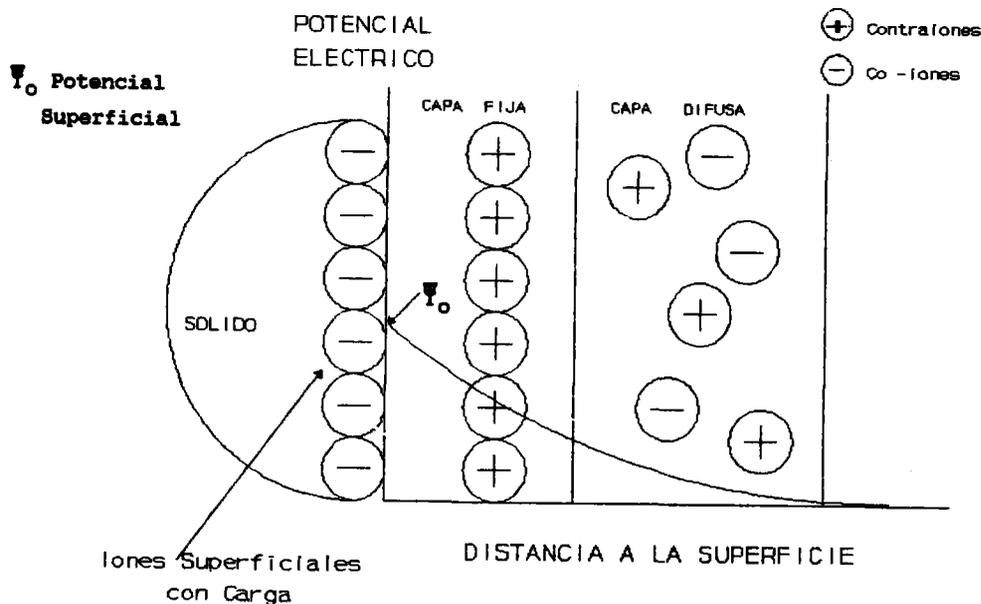
Los xantatos se unen a la superficie de los sulfuros mediante fuerzas de tipo químico, resultante de la reacción entre el extremo polar del colector y dicha superficie, Gutiérrez (1973). Un mecanismo análogo de enlace con la superficie de la fluorita presenta el dodecil sulfato sódico, encontrándose en este caso la adsorción fuertemente afectada por la presencia de iones calcio e impurezas en la disolución, Mielozarski y col. (1983).

Otros colectores tales como las minas, sulfatos y sulfonatos son adsorbidos sobre las superficies sólidas debido a fuerzas electrostáticas de atracción que se originan en el extremo polar del colector y la carga superficial del sólido, Fuerstenau, Healy y Somasundaran (1964).

El conocimiento de la naturaleza eléctrica de la interfase sólido-disolución tiene gran importancia puesto que las fuerzas electrostáticas son la causa básica de la adsorción selectiva de los colectores en un número considerable de casos. Esta naturaleza eléctrica es el resultado de disolución de iones, o bien de la hidrólisis

de determinadas especies, seguida de disociación por el efecto del pH, Somasundaran (1975).

El potencial eléctrico de la superficie de una partícula, que para la mayoría de los sólidos en sistemas acuosos es negativo, se denomina *potencial de superficie*. Por ello, debido a la carga superficial son atraídos hacia la superficie de la partícula iones de signo opuesto, llamados *contraiones*. La capa de contraiones se denomina *capa fija o compacta*. De la capa fija hacia fuera se extiende la *capa difusa* formada por contraiones y *co-iones* (iones del mismo signo que los que determinan el potencial de superficie). Por razones de neutralidad, la carga total de los iones que determinan el potencial debe de ser igual a la carga total de las capas fija y difusa. Estas dos capas, adyacentes a la superficie, comprenden la *doble capa eléctrica*, cuyo esquema se representa en la siguiente figura:



Cuando una partícula se mueve en un líquido, tiene lugar un corte en un plano exterior a los iones de la capa fija, es decir, solamente se mueven con la partícula estos iones, con lo que la carga superficial sólo se neutralizará parcialmente. La partícula se desplazará en el líquido con un potencial equivalente al potencial del plano de deslizamiento, que se conoce como *potencial electrocinético o potencial zeta*, González (1983).

Se considera que el potencial de la doble capa es cero cuando la carga superficial es cero; a esta condición se le llama punto de carga cero (PZC), punto de carga nula (PCN) o punto isoelectrónico (IEP), y constituye una característica muy importante ya que la adsorción de iones depende de la carga superficial y ésta, a su vez, se encuentra muy influenciada por el pH. El punto de carga cero se afecta de forma apreciable por la presencia de impurezas, Parks (1965), pretratamientos y métodos de almacenamiento, y pH, Kulkarni y Somasundaran (1975).

Los principales colectores que son usados actualmente en la flotación de minerales se clasifican según dos grupos, Blazy (1977): a) para minerales sulfurados y b) para minerales no sulfurados. Dentro del primer grupo se encuentran los ditiofosfatos, mercaptanos, tiocarbamatos, xantatos y xantogenatos y dentro del segundo los ácidos grasos, alquil sulfatos y alquil sulfonatos, aminas y sales de amonio cuaternario.

Para explicar la adsorción del colector sobre el sólido se han propuesto una serie de mecanismos que justifican en mayor o menor grado los resultados que se obtienen en la práctica. En este sentido es de destacar el elevado número de publicaciones sobre este tema, Aplan y Fuerstenau (1984), Prabhakar y Khangaonkar (1982), Kulkarni y Somasundaran (1975), Lin y Somasundaran (1971), Rogers y Schulman

(1957), etc..

Para la fluorita, por ejemplo, se ha analizado la adsorción de oleato sódico sobre ella en disoluciones alcalinas o neutras, determinándose que existen enlaces químicos entre el colector y el mineral, Hall y col. (1970) y Lovell y col. (1974); este enlace es lo suficientemente fuerte para vencer las fuerza de repulsión electrostáticas. En disoluciones ácidas el ácido oléico formado se desprendería debido a su baja solubilidad.

El oleato se adsorbe físicamente en la superficie del sólido por medio de fuerzas de Van der Waals y de tipo culombiano, además de la adsorción química mencionada anteriormente; sin embargo, los minerales que contienen gran cantidad de oleato adsorbido físicamente, o no flotan o lo hacen débilmente, mientras que con una alta proporción de oleato quimiadsorbido se obtiene un mineral muy hidrófobo fácilmente flotable, Morales (1977).

Sin embargo, como indica Somasundaran (1975), se ha investigado ampliamente la adsorción de colector sobre las partículas sólidas, pero se ha descuidado notablemente el papel de las especies colectoras adsorbidas sobre las burbujas de aire, a pesar de que en algunos casos se ha comprobado que la adsorción de colector en la interfase gas-líquido puede ser, durante algún tiempo, más alta que en la interfase líquido-sólido.

1.4.3.- ESPUMACION

Un espumante es un agente surfactante no iónico, generalmente de muy baja solubilidad en agua, que se adiciona al baño de flotación

para que las espumas formadas por aireación sean estables. La estabilidad de dichas espumas se consigue por la disminución en la tensión superficial, provocada por la presencia del espumante; normalmente se emplean los homólogos del fenol, algunos alcoholes alifáticos, el aceite de pino destilado (terpineol) y los cresoles.

De ellos el aceite de pino es el más extendido y se obtiene por la doble destilación de la resina de pino conteniendo terpineoles, α , β y γ que son los componentes más activos, así como limoneno, borneol, alcanfor, fenoles, ácidos grasos, etc.. El poder espumante del aceite de pino se debe fundamentalmente al terpineol mientras que algunos de los otros componentes como el limoneno, tienen, aparentemente, una acción sobre la estabilidad de las espumas.

Schulman y Leja (1958) y Leja (1957) han comprobado que los espumantes, independientemente de su acción estabilizante de espumas pueden emigrar desde la superficie de la burbuja hacia las partículas sólidas y coadsorberse sobre ellas conjuntamente con el colector. Esta adsorción de espumante puede mejorar la flotación, posiblemente porque las moléculas iónicas de colector protegen al mismo de repulsiones de otros iones, Fuerstenau y Yamada (1962).

En forma más simple, la espumación implica introducción de gas (normalmente aire, aunque puede ser cualquier otro gas) en el baño de flotación y reposo de la superficie del mismo, para que las burbujas que se van agrupando sobre ella (espumas mineralizadas) no se rompan por los esfuerzos mecánicos.

1.4.4.- ACTIVACION Y DEPRESION

El modificar la superficie de las partículas mediante determinados agentes, mejora la selectividad de la flotación. El término "modificar la superficie" se emplea en su más amplio sentido, pues incluye tanto la adsorción como la interacción iónica de estos agentes en/o cerca de la superficie del sólido. Para que el agente modificador sea efectivo debe adherirse selectivamente a una especie concreta o grupo de especies. El resultado puede entonces ser tanto la activación como la depresión del sólido cuya superficie se ha modificado, Dow Chemical Company (1970).

Los activadores mejoran la flotación de las partículas por los colectores, hasta el extremo, incluso, de no producirse la flotación si no está presente. El calcio es un activador de la flotación del cuarzo con oleato sódico, a la vez que es un depresor de la pirita cuando se emplean xantatos como colectores. En otros casos los colectores y activadores reaccionan dando productos de baja solubilidad que favorecen la flotación, Fuerstenau (1975).

Con una acción contraria a los activadores, los agentes depresores impiden la adsorción del colector en la superficie de los minerales y elevan su humectación.

1.5.- MECANISMO DE LA ACCION DEPRESORA

Dudenhov y col. (1980) consideran que el mecanismo de la acción depresora de los diversos agentes en la superficie del mineral puede consistir en: el desplazamiento del ión colector; el enlace del depresor con la superficie mineral y con la pulpa; la formación con el

colector de un compuesto poco soluble; la creación en el mineral de recubrimientos que estorban el contacto con la burbuja de aire; la disolución de la superficie mineral y la separación de los iones que activan la flotación del mineral, o la disolución y eliminación del colector quimisorbido.

La primera etapa de interacción de la superficie mineral con los depresores es determinada principalmente por las fuerzas electrostáticas. Para la adherencia de los depresores en la misma superficie son necesarios los enlaces de quimisorción.

Existe en el interior del baño de flotación un equilibrio dinámico entre la superficie del mineral y la fase líquida. Este equilibrio se perturba por la presencia del depresor. Al excederse el producto de solubilidad se forman compuestos insolubles en la mayoría de los casos en forma de micelas. La interacción con el agua de los iones, moléculas y micelas, formadas al disolverse los minerales, determina la composición de los compuestos superficiales y, como consecuencia, el resultado de la flotación de uno u otro mineral.

Según Eigeles (1957), las interacciones de los depresores con los minerales en un baño de flotación pueden ser atribuidas a los siguientes efectos:

- 1.- Efectos del modificador directamente sobre las propiedades del mineral como carga superficial y capacidad de adsorción.
- 2.- Reducción en la adsorción del colector por el sólido.
- 3.- Efecto en la disolución química del sólido en la pulpa.
- 4.- Efecto en los procesos de espumación.

Así mismo, existe un elevado número de productos o sustancias que pueden ser considerados como agentes depresores; en este sentido Hanna y Somasundaran (1976) los clasifican en dos grandes grupos: inorgánicos y orgánicos.

Depresores inorgánicos

Hay numerosos compuestos inorgánicos que pueden ser considerados como depresores de minerales, entre ellos el cianuro sódico que actúa sobre los sulfuros de hierro, cal, sulfitos, ácidos inorgánicos, etc.. Sin embargo, el metasilicato sódico es probablemente el depresor más usado en los minerales de tipo no sulfurado y se emplea para deprimir cuarzo así como calcita, ya que su presencia ocasiona una disminución en la adsorción de colectores, sobre todo de tipo ácido graso, sobre la superficie de la calcita impidiendo su flotación, Klassen y Mokrousov, (1963).

El metasilicato sódico a concentraciones relativamente bajas actúa como un activador en la flotación de apatito, cerusita y malaquita. Esto se atribuye a la interacción de los silicatos con cationes polivalentes formando compuestos insolubles e impidiendo por tanto su interferencia en la flotación. Sin embargo Belash y Pugina (1946) observan un aumento en la acción depresora del silicato en minerales cálcicos como fluorita, scheelita y apatito.

Depresores orgánicos

Los depresores orgánicos como almidón, tanino, quebracho y

dextrina se usan desde hace mucho tiempo para aumentar la selectividad durante la flotación de muy diversos minerales. Todos estos agentes se caracterizan por su elevado peso molecular (10^4 - 10^6) y la presencia de un elevado número de grupos polares como -OH, -COOH, -NH₂, -SO₃H, -COH, etc.. Fundamentalmente se distinguen cuatro grupos de depresores orgánicos Hanna y Somasundaran (1976):

- Compuestos aniónicos como almidones y taninos
- Compuestos catiónicos como poliacrilaminas
- Compuestos heteropolares como proteínas
- Compuestos no iónicos como hidratos de carbono

Los compuestos aniónicos como el almidón, quebracho y taninos son los modificadores que más se emplean en la concentración industrial de muchos minerales pues deprimen con facilidad la ganga silíceo y calcárea.

El mecanismo de actuación del almidón en su acción depresora no es aún bien conocido ya que no impide la fijación del colector sobre las partículas sólidas por lo que pudiera ser su peculiar estructura hélica cuyo interior es hidrofóbico y el exterior hidrofílico por lo que confiere esta última propiedad a los sólidos, Yazan y Schaefer (1966).

Los taninos también favorecen la adsorción del colector, principalmente oleato sódico, sobre las superficies de calcita, fluorita y barita. Por lo que la capa adsorbida tanino-oleato confiere al mineral un carácter hidrofílico que dificulta su concentración por flotación, Hanna (1972).

En contraposición a los efectos del almidón y taninos en la depresión de calcita, Iskra y col. (1973) han comprobado que el quebracho deprime a este mineral porque posibilita una fuerte disminución en la adsorción de oleato sobre el mineral. Así mismo, la fuerte naturaleza hidrofílica de los grupos polifenólicos influyen sobre la acción depresora del quebracho.

1.6.- EFECTO DE LAS PRINCIPALES VARIABLES EN LA CONCENTRACION POR FLOTACION

Existen un gran número de variables que afectan, en mayor o menor grado, a las operaciones de concentración de sólidos por flotación. Las diversas variables pueden estar relacionadas con el propio sólido, con los agentes de superficie, con las condiciones operativas, y, en determinadas ocasiones, por el origen mineralógico de las especies. Aunque resulta muy difícil controlar todas las variables que influyen sobre esta operación, el conocimiento del efecto de las más significativas hace aumentar la eficacia del procedimiento en la práctica.

A continuación se analiza el efecto de las variables que son consideradas generalmente como las más importantes y de mayor influencia sobre la concentración de sólidos por flotación.

1.6.1.- ESTRUCTURA QUIMICA DEL COLECTOR

La estructura química del colector tiene en la flotación un papel de gran importancia, no solo por la variedad de compuestos que

ejercen acción colectoras sobre determinados sólidos, Hernáinz y Gómez (1986), sino también por la posibilidad de introducir modificaciones dentro de un mismo compuesto. En este sentido, la sustitución de grupos $=\text{CH}_2$ o $=\text{CH}_3$ por grupos $=\text{CF}_2$ o $=\text{CF}_3$ eleva significativamente la flotación de algunos sólidos ya que se incrementa la tolerancia del colector frente al pH del medio, Somasundaran y Kulkarni (1973). No obstante, estas modificaciones en la estructura del colector aumentan considerablemente el costo de los mismos por lo que no se emplean aún a escala industrial.

Otras modificaciones en la estructura química del colector pueden tener efecto negativo sobre la flotación; tal es el caso del cambio en la distribución de grupos metilo en las ramas de una molécula de colector, Somasundaran (1975).

Por otra parte, la longitud de la fracción no polar de la cadena de un colector puede afectar de forma considerable a la adsorción del mismo sobre la interfase sólido-disolución. Normalmente, un incremento en la longitud de la cadena está frecuentemente limitada por la solubilidad del colector, pues esta decrece de forma notable con el incremento de aquella.

1.6.2.- CONCENTRACION DE COLECTOR

Una variable que afecta profundamente a la flotación de partículas sólidas es la concentración de colector empleada, pues en un margen de concentraciones relativamente estrecho puede pasarse de no haber flotación a recuperarse el 100% del sólido tratado. Las cantidades de colector que suelen emplearse son muy bajas, la mayoría de los colectores son eficaces en concentraciones de 100-200 gramos por

tonelada de sólidos a tratar, Taggart (1966).

Un exceso en la concentración de colector puede, en ocasiones, disminuir la flotación de sólidos debido, en unos casos, a una reducción del tamaño de las burbujas de aire, y en otros, a la adsorción de una segunda capa de colector con una orientación en las moléculas opuesta a la de la primera, Somasundaran y Kulkarni (1973). De estos efectos es más importante el primero, pues es suficiente una pequeña fracción hidrofóbica en la superficie del sólido para que sea posible la flotación del mismo.

Para evitar los efectos aludidos anteriormente, y como norma, la concentración de colector más conveniente en su uso industrial es la más pequeña de las que proporcionan las propiedades deseadas en la espuma.

1.6.3.- EFECTO DEL pH

Somasundaran (1975), afirma que el pH es el mejor factor para controlar la flotación de la mayor parte de los minerales, y que la elección de su valor es fundamental para separar unos minerales de otros.

El ajuste del pH del baño de flotación, por adición de ácidos o bases, Leja (1982), tiene efectos sobre la extensión de la hidratación de las superficies sólidas, el exceso de densidad de carga y el efecto del potencial zeta. Así mismo influye sobre la ionización o solubilidad de los agentes de superficie, concentración de iones inorgánicos, complejados o no, en la fase líquida, sobre el potencial electroquímico y sobre el potencial de oxidación-reducción.

El aditivo usado para regular el pH ácido puede ser HCl, H₂SO₄, HNO₃, etc., aunque su elección no se hace solamente en función de criterios económicos, ya que el efecto del ión Cl⁻, SO₄⁼, NO₃⁻, puede tener gran importancia en el comportamiento de determinados sistemas. Para pH alcalino suelen usarse como aditivos el NaOH, Ca(OH)₂ o Na₂CO₃, y en su elección también hay que tener en cuenta su posible influencia sobre el sistema.

El pH determina la extensión de ionización e hidrólisis de los agentes de superficie, Dixit y Biswas (1975). Así, unas veces favorece y otras retarda la adsorción de los agentes en la interfase sólido-líquido, contribuyendo a aumentar o disminuir la selectividad de la flotación.

Por otra parte, los iones H⁺ y OH⁻ pueden resultar competitivos con el colector en los fenómenos de adsorción sobre las superficies sólidas, de tal forma que pudieran desplazarlo totalmente, Pereda y Hernáinz (1979).

Somasundaran y Agar (1967), han estudiado el efecto del pH en la flotación de calcita con colectores de tipo aniónico y catiónico. El punto isoeléctrico de la calcita se encuentra en el rango de pH comprendido entre 8 y 9.5; por ello es evidente que la flotación con colectores aniónicos sólo será posible por debajo de este valor, que es cuando las partículas están cargadas positivamente; mientras que con colectores de tipo catiónico sólo es posible por encima del punto isoeléctrico, cuando las partículas están cargadas negativamente.

Como se ha dicho, el pH tiene una gran influencia en la flotación por su efecto sobre la hidrólisis del colector; un ejemplo característico lo constituye la flotación de cuarzo con acetato de

dodecil amonio, Somasundaran y Fuerstenau (1968); el cuarzo se carga negativamente alrededor de $\text{pH}=2$ por lo que flota con colectores catiónicos en este pH , pero, si se aumenta el valor, la flotación cesa en las proximidades de $\text{pH}=12$, debido a que el colector se encuentra en la forma de moléculas neutras que no se adhieren al cuarzo. Sin embargo, en algunos casos las moléculas neutras pueden resultar excelentes colectores cuando se encuentran en presencia de otras especies surfactantes, así Fuerstenau y Yamada (1962) incrementan la flotación de alúmina con lauril-sulfato al adicionar lauril-alcohol.

1.6.4.- AIREACION

En la bibliografía sobre el tema aparecen escasos datos sobre la influencia del caudal de aire en la flotación de sólidos, probablemente debido a que en las operaciones industriales la aireación se consigue mediante agitación mecánica por lo que el control del flujo gaseoso es prácticamente imposible, considerándose como suficiente una determinada agitación que mantenga la dispersión de partículas y origine la formación de espumas, Taggart (1966).

Sin embargo, cuando se emplean celdas de flotación con aireación controlada, Fuerstenau, Kuhn y Elgillani (1968), suele hacerse para unas condiciones operatorias determinadas, por lo que, por ello y por la gran cantidad de tipos de celdas de flotación y capacidad de las mismas, el flujo de aire usado suministra escasa información.

No obstante, se ha demostrado que un incremento moderado en la aireación mejora la operación pero si se sobrepasan determinados límites el aporte de aire iría acompañado de una cierta cantidad de energía capaz de romper la interfase sólido-líquido-gas por lo que

parte del mineral adherido a las espumas vuelve al baño, disminuyendo de este modo la recuperación por flotación, Hernáinz y Pereda (1980).

1.6.5.- TIEMPO DE FLOTACION

Los minerales tienen diferentes velocidades de flotación dependiendo de las especies que los componen y del grado de alteración de sus superficies. Así, para un sulfuro limpio se encuentra que al minuto de comenzar la flotación se recupera más del 80% y pasados 5 minutos lo hace el total, Taggart (1966).

La mayor parte de los minerales flotan con relativa rapidez, aunque alguno como la blenda requiera un tiempo próximo a los 18 minutos para recuperarse un 60%, Lewis y Morris (1962). En este sentido conviene tener en cuenta que si el tiempo de flotación se prolonga excesivamente pudieran desprenderse partículas que se encuentran en las espumas, con lo que disminuye la selectividad de la operación, Maksimov y Khainman (1965) y Pereda y Hernáinz (1980).

1.6.6.- TEMPERATURA

En el caso de que la flotación dependa de la adsorción física del colector sobre la superficie del sólido, un incremento en la temperatura de acondicionamiento, disminuye la efectividad de la operación; en el caso de que la flotación dependa de la quimisorción del colector el efecto es el contrario, Bjerne y Keeley (1964), Dorenfeld (1962).

Se ha comprobado que el hecho de calentar la pulpa tiene un

efecto positivo en la flotación de fluorita. En este sentido conviene señalar que los primeros ensayos para la flotación de este mineral se realizaron con temperaturas próximas a los 100°C, Richards y Locke (1925), Batty y col. (1947). Sin embargo, hoy día parece suficiente una temperatura de 40-60°C para flotar dicho mineral, Roche (1973).

1.6.7.- DENSIDAD DE PULPA

La densidad de pulpa se expresa generalmente como la relación entre el peso de sólidos de una pulpa y el peso total de la misma. Sus efectos sobre la flotación son muy variables, así un aumento de esta densidad implica un incremento en el tiempo de agotamiento de las máquinas, y si se eleva demasiado hay un progresivo deterioro en la aireación y flotación de las partículas sólidas de mayor diámetro. También resulta de gran importancia el diluir las pulpas cuando el contenido en "lamas" (partículas excesivamente finas) sea alto.

A escala industrial, la densidad de pulpa usada oscila entre 15% y 40% en sólidos, aunque en determinadas ocasiones se puede rebajar hasta el 10%.

1.6.8.- FUERZA IONICA

La adsorción de colector sobre las partículas sólidas es inicialmente debida a la atracción electrostática. Si se aumenta de forma importante la fuerza iónica puede disminuir la adsorción de colector por haber una competencia del mismo con otros iones similarmente cargados. Este efecto se ha demostrado en la flotación de cuarzo con

límite superior por encima del cual no flotan, así los minerales sulfurados lo hacen hasta tamaños de 0.15-0.25 mm, Trahar (1981); los minerales de tipo salino hasta 0.2-0.3 mm, Lay y Bell (1962); y los carbones hasta 0.5-1 mm, Bustamante y Warren (1983).

Una forma de conseguir la flotación de las partículas de mayor tamaño, sería la de trabajar con burbujas de gas más grandes (más de 5 mm de diámetro); sin embargo, estas burbujas son inestables por lo que suelen romperse dando otras más pequeñas.

Actualmente, hay un creciente interés en el conocimiento de los mecanismos que rigen la flotación de las partículas extremadamente finas, como lo prueba el gran número de publicaciones aparecidas sobre el tema; de ellas merece citarse, por su profundidad y amplitud la obra "Fine Particles Processing" editada por P. Somasundaran en 1980.

1.7.- MAQUINAS DE FLOTACION

Desde el comienzo de la flotación industrial hasta el momento se han empleado una gran variedad de máquinas de flotación, de las cuales muchas han quedado en desuso. En la actualidad las máquinas de flotación se clasifican en dos grandes grupos: máquinas neumáticas y máquinas mecánicas o de subaireación.

Los elementos estructurales de una máquina mecánica típica son la cámara de agitación en la que se encuentra un agitador mediante el cual se consigue la aireación y un depósito que cuenta con una compuerta de descarga. Los tamaños de las máquinas mecánicas se expresan por los diámetros de agitador y el número de celdas que integran una unidad. Los diámetros oscilan entre 30 y 75 cm y el número de celdas

entre 1 y 24. El consumo de energía de estas máquinas depende de la densidad de pulpa, tamaño, forma, altura de las aspas del agitador, la velocidad y la profundidad de inmersión del mismo.

En las máquinas neumáticas el aire se suministra por medio de un compresor, proporcionando una agitación suave en la pulpa, con la que se consigue una espuma muy rica en el sólido deseado, pero con un estéril que retiene parte del componente que interesa.

La celda Callow fue la primera máquina neumática comercial. Este aparato es del tipo de inyección de aire comprimido a presiones moderadas (0.28 Kg/cm^2) y un consumo de 2.5 a $3 \text{ m}^3/\text{min.m}^3$. Consiste en un canal de 60-90 cm de anchura por 45-65 cm de altura y longitud variable. Esta máquina se ha usado para minerales que flotan con facilidad, pero el principal problema que plantea es que la lona por donde pasa el aire se atasca muy a menudo por lo que es necesario aumentar la presión del gas.

Las máquinas de flotación que más se usan son las mecánicas o de subaireación. De los diversos tipos existentes, Perry y Chilton (1982), los más usados son las Fagergen, Denver, Agitair, Booth, etc.. Las diferencias entre estos distintos tipos, radican en las formas del estator y del rotor. Los estatores tienen por objeto evitar la rotación libre de la pulpa adyacente al rotor y así contribuyen a dividir las burbujas grandes en pequeñas y dispersarlas. La totalidad del aire introducido se invierte en la producción de burbujas activas.

Algunas máquinas como la Denver o Agitair, usan aire suplementario procedente de una soplante, para contribuir a airear la pulpa.

El tamaño de estas máquinas se expresa en función del diámetro

del agitador o de las dimensiones horizontales de los compartimentos y el número de estos. El consumo de energía es algo inferior al de las máquinas neumáticas.

En los distintos tipos de máquinas vistos, se pone de manifiesto que en todas ellas se efectúa un tratamiento repetido de la pulpa que se va empobreciendo progresivamente pero que, con acaso la única excepción de la máquina de subaireación, cuando funcionan con agitación intensa ninguna permite lograr enriquecimientos progresivos. Para lograrlo se debe someter el flotado a fases sucesivas de concentración.

Las máquinas de flotación se han seleccionado comparando sus características técnicas, consumo energético y facilidad de operación. Los factores tecnológicos determinantes en la selección son los que están relacionados con las propiedades y composición del material a ser concentrado y de los agentes usados.

La clasificación del tamaño de mineral a ser flotado, es muy importante. Si las partículas son muy grandes, la máquina debe tener alta velocidad de mezcla de pulpa en la parte baja y dejando libre la parte alta; si las partículas son finas, deben ser flotadas con una velocidad de mezcla de pulpa baja pero debe ser aireada con burbujas muy pequeñas.

La selección de la máquina también está afectada por la densidad del material a ser concentrado. Minerales de alta densidad requieren velocidades de mezcla de pulpa altas. Además, si hay una alta producción de espumas, se necesitan máquinas en las que el área de formación de espumas sea grande en comparación a la capacidad de pulpa, y con métodos especiales de renovación de espumas.

En resumen, la conveniencia de una máquina de flotación es determinada por las siguientes condiciones:

- continuidad de acción
- operación poco afectada por variaciones en la calidad del material
- mínimo mantenimiento personal
- mínimo consumo energético
- mínimo espacio de suelo y capacidad de obra
- oportunidad para el control automático

1.8.- CONCENTRACION POR MEDIOS DENSOS

En la concentración por medios densos, Otero de la Gándara (1976), se usa la posibilidad de que un líquido de densidad adecuada separe los componentes de una alimentación, con lo que se forma una pulpa, en dos fracciones, una de densidad menor que flota, y otra de densidad mayor que se hunde. La operación se efectúa añadiendo la alimentación al líquido, agitando la mezcla y, una vez que ésta ha cesado, separando en forma adecuada la fracción que flota y la que se hundió. Este método ha sido ampliamente empleado en la concentración de minerales de hierro, cobre, titanio, estaño, manganeso, carbón y diamantes, Taggart (1966), Blazy (1977), Mular y Bhappu (1985).

Al ser todos los minerales más densos que el agua, es preciso que se utilice un medio con una densidad mayor. Esto se consigue mediante el empleo de soluciones, líquidos orgánicos o suspensiones

acuosas (pseudo-disoluciones). Como soluciones saturadas se han usado las de CaCl_2 , sin embargo dan un intervalo de variación de densidad muy limitado, y, por otra parte, la recuperación de la solución, una vez empleada, presenta dificultades, y los fenómenos de corrosión debido a los cloruros exigen materiales de construcción caros. También se ha usado disoluciones de ZnCl_2 en agua para alcanzar densidades de hasta 1.8, Wilson (1985).

Como medios densos orgánicos se han usado tetracloruro de carbono y tetracloruro de acetileno, Otero de la Gándara (1976), y tetrabromodietano, Wilson (1985). Así mismo, Mills (1985) indica que el tetrabromoetano, el bromoformo y, ocasionalmente, el yoduro de metileno son medios orgánicos de amplio uso en los procesos industriales. También hace referencia dicho autor a la solución Clerici (solución acuosa de formiato de talio y malonato de talio) que constituye un apoyo eficaz para estos métodos de concentración ya que su máxima densidad (a 95°C) es de 5.2 g/cm^3 ; la solución cleríca es mucho menos arriesgada de manejar que la mayor parte de los medios orgánicos si se tiene la precaución de no calentar en baño de arena, puesto que se descomponen las sales de talio dando productos altamente tóxicos a más de 100°C . Por este motivo dicha solución siempre debe ser calentada, antes de su uso en un baño abierto de agua, que limita la temperatura a 100°C .

Desde el punto de vista práctico, los medios orgánicos indicados solo encuentran su aplicación en ensayos de laboratorio, ya que a escala industrial tienen graves inconvenientes como su elevado coste inicial, su toxicidad, sus efectos corrosivos y la dificultad de reducir sus pérdidas en operación, lo que eleva el coste de la misma.

A pesar de estas dificultades, se han realizado amplios estudios

sobre el uso industrial de líquidos orgánicos como medios densos, ya que si se consigue una fuerte reducción de las pérdidas de operación, se debe considerar su posible utilización. De los tres caminos para la recuperación del disolvente orgánico:

1. Disolución del líquido denso en un disolvente menos costoso y posterior recuperación del primero por destilación
2. Arrastre con agua
3. Evaporación

el último es el que presenta más posibilidades, unidos a un arrastre con vapor de agua ya que el calor latente del componente orgánico es muy inferior al del agua.

Desde el punto de vista de su aplicación industrial, Blazy (1977), Lien y Bhappu (1985), las suspensiones o pseudo-disoluciones son las que, de momento, presentan mayor utilidad. Las suspensiones acuosas de materiales como arena, barita ó galena, que se emplearon inicialmente, han sido sustituidas por las suspensiones de magnetita y/o ferrosilicio que reúnen, junto a un posible intervalo de densidades amplio (1.25 a 3.4 g/cm³), su facilidad de recuperación en separadores magnéticos, con lo que se facilita en gran manera su recirculación a la operación y, por tanto, el coste de la misma. Ultimamente, un tipo de ferrosilicio esferoidal permite ampliar el intervalo de densidades hasta 3.7 g/cm³. Así mismo, la ventaja mayor que presentan magnetita y ferrosilicio para su utilización es su recuperación mediante un separador magnético.

El tratamiento admite tamaños grandes (20 cm o más) y el límite inferior está sobre 1 mm. La presencia de tamaños más pequeños difi-

culta la separación y, lógicamente, los lodos la dificultan aún más.

Una vez desenlodado el mineral y eliminado los finos, se mezcla con el medio denso y se lleva al depósito en donde se separa la fracción que flota de la que se hunde. Ambas fracciones, por separado, mezcladas con el medio denso se llevan a un tamiz de malla adecuada para que se retenga el mineral y pasen a su través las partículas que constituyen el medio denso.

Evidentemente una parte queda retenida en el tamiz, por lo que hay que recurrir a un lavado con agua que arrastra las partículas del medio denso. La primera fracción obtenida de medio denso tiene la concentración de sólido adecuada, mientras que la segunda está diluida por lo que es necesario usar un sistema de espesado adecuado antes de recircularla.

El espesado suele estar constituido por un espesador y un equipo de separación magnética montados en serie, obteniéndose en este último la concentración adecuada, y en ambos una suspensión diluida de las partículas de medio denso que se llevan a un sistema de clasificación. Como es natural, en el circuito de concentración magnética aparecerán los sistemas de magnetización y desmagnetización adecuados.

1.9.- JUSTIFICACION Y PLAN DE TRABAJO

Este trabajo se integra dentro de un programa de investigación que, sobre concentración de cuerpos sólidos, se viene desarrollando en el Departamento de Ingeniería Química de la Facultad de Ciencias de la Universidad de Granada.

El estudio de diversas operaciones de concentración, fundamen-

talmente flotación, viene aplicándose, desde hace tiempo, a distintos minerales de la Comunidad Andaluza con el objeto de contribuir a un mejor aprovechamiento de este tipo de recursos, por otra parte, muy abundantes en esta franja del sur español. En este sentido, se ha adquirido una notable experiencia en la concentración de pirita, calcopirita, calcita y celestina.

Por otra parte, la enorme importancia de los yacimientos de celestina de la provincia de Granada (Montevives y Escúzar) así como las posibilidades que ofrecen para generar riqueza en una zona tan deprimida, justifican que en los últimos años nuestro grupo de investigación halla concentrado sus esfuerzos, tanto en este mineral como en el que generalmente lo acompaña, calcita, ya que el aprovechamiento industrial de la primera pasa por la eliminación o separación de la segunda.

Una revisión bibliográfica sobre la concentración de celestina por flotación ha mostrado que los agentes de superficie (colectores) que suelen usarse más ampliamente para el tratamiento de estos minerales son los del tipo ácido graso, tales como el oleato sódico y el ácido oléico, si bien presentan el inconveniente de su escasa selectividad, por lo que generalmente se requiere la ayuda de depresores.

Así mismo, el desplazamiento de los cuerpos sólidos en el seno de fluidos conduce, en función de las diferentes propiedades físicas de los mismos, a velocidades terminales distintas por lo que su determinación puede ser aprovechada, no sólo para un mejor conocimiento de los fenómenos que se presentan en el baño de flotación, sino también para una aplicación a la concentración de minerales.

En esta misma línea se encuentra el uso de medios densos, como

tratamiento terminal o tratamiento previo, en la separación de especies minerales. No obstante, el empleo de esta técnica, por sus especiales características, requiere tamaños de sólido relativamente grandes por lo que el grado de concentración que se alcanza no suele ser, salvo excepciones, demasiado elevado puesto que la liberación entre especies mediante trituración tampoco lo es.

Por todo ello, en este trabajo se ha abordado el estudio del desplazamiento de celestina y calcita en tres fluidos distintos (agua, glicerina-agua y glicerina) para abarcar tanto los regímenes de circulación de Stokes y de Newton así como el de transición, y de esta manera poder determinar parámetros de sedimentación aplicables a la concentración entre especies minerales. En las pruebas de flotación, tanto para los minerales puros, como para sus mezclas y mineral real, se ha usado como colector oleato sódico, de más fácil manejo que el ácido oléico, y se han llevado a cabo en ausencia y presencia de agentes depresores, seleccionándose para este fin quebracho y metasilicato sódico. Así mismo se han realizado experimentos de flotación con un material previamente tratado con suspensiones de magnetita y ferrosilicio en agua que es, actualmente, el medio denso de mayor uso y mejores resultados en la industria minera.

Dentro de las variables que se han controlado se ha prestado especial atención al pH del baño de flotación así como al agente regulador del mismo. Igualmente se ha estudiado el efecto de otras variables como tamaño de sólido, concentración de colector, espumante y depresor, velocidad de flotación, que por su importancia son las que rigen las operaciones de concentración mediante esta técnica.

El esquema de trabajo seguido ha sido el siguiente:

- * Completar y actualizar la bibliografía sobre este tema.
- * Montaje y puesta a punto de una columna de sedimentación termostatzada que permita la determinación de velocidades máximas o terminales en ausencia de efecto pared.
- * Caracterización de los parámetros de sedimentación de celestina y calcita en diversos fluidos.
- * Montaje y puesta a punto de una celda de flotación de subaeración y de los accesorios necesarios para conseguir una recogida adecuada tanto de las espumas mineralizadas como del material hundido.
- * Estudio de la influencia del pH, concentración de colector, tamaño de sólido, velocidad de flotación y presencia de agentes depresores sobre celestina y calcita, puras y por separado.
- * Determinar la influencia de los depresores quebracho y metasilicato sódico sobre la flotación de diversas mezclas de los minerales puros (grado de liberación del 100%) en un amplio margen de concentraciones de oleato sódico.
- * Estudio de la flotación de mineral real, en condiciones similares a las llevadas a cabo en los minerales puros.
- * Comprobación del efecto que produce en la flotación del mineral real la sustitución del hidróxido sódico por el carbonato sódico como agente regulador del baño.
- * Estudio de la flotación del mineral real previamente tratado mediante líquidos densos.

2.- TECNICA EXPERIMENTAL

2.1.- PREPARACION DE LAS DISOLUCIONES

a.- Agentes de superficie

Los agentes de superficie que se han empleado en este trabajo son los siguientes:

-Oleato sódico proporcionado por Seelze-Hannover, con riqueza del 93% determinada espectrofotométricamente

-Aceite de pino M-1 suministrado por DAKSA

Todas las disoluciones se prepararon sobre agua, y el soluto se pesó sobre una balanza de precisión Sartorius 2442, obteniéndose el volumen de disolución deseado por enrase en un matraz aforado. La preparación de las disoluciones se realizó poco antes de hacer los experimentos para evitar posibles alteraciones con el tiempo de los agentes de superficie.

La concentración de aceite de pino M-1 usada, salvo en casos muy concretos, fue siempre de 0.01407 g/L, suficiente para estabilizar las espumas originadas durante la operación.

b.- Agentes modificadores

Los agentes modificadores que se han empleado son los siguientes:

-Quebracho, tanino vegetal suministrado por el lavadero de minerales de Orgiva (Granada)

-Silicato sódico pentahidratado de Fluka

-Hidróxido sódico de Merck

2.5.- DESCRIPCION DE LA INSTALACION DE FLOTACION

Como aparato de flotación se ha usado una celda mecánica tipo MDL-13 (Fig. 2.1) con una cuba metálica de 3 L de capacidad, provista de un agitador accionado por un motor de 1/6 C.V. y 1500 r.p.m., en el que la transmisión se efectúa mediante correas trapezoidales.

La reacción para la formación de espumas se produce por succión provocada por las paletas del agitador. Las espumas se arrastran hacia el rebosadero de la celda mediante una pala de aluminio especialmente diseñada para tal efecto, y se recoge a través de un colector en depósitos de vidrio donde decanta el mineral.

La temperatura de la pulpa estuvo siempre comprendida entre 18 y 20°C.

2.6.- METODO EXPERIMENTAL

La técnica empleada fue la siguiente:

Una vez situada la pulpa dentro de la celda de flotación se pone en funcionamiento el motor que acciona el agitador de la misma. La alta velocidad de agitación provoca un vacío que origina un flujo de aire en la parte inferior de la celda a la vez que dispersa las partículas sólidas que se encuentran en el interior de la misma.

Esta dispersión distribuye el sólido de forma uniforme en el interior de la celda de manera que exista la máxima posibilidad de adhesión entre partículas y burbujas.

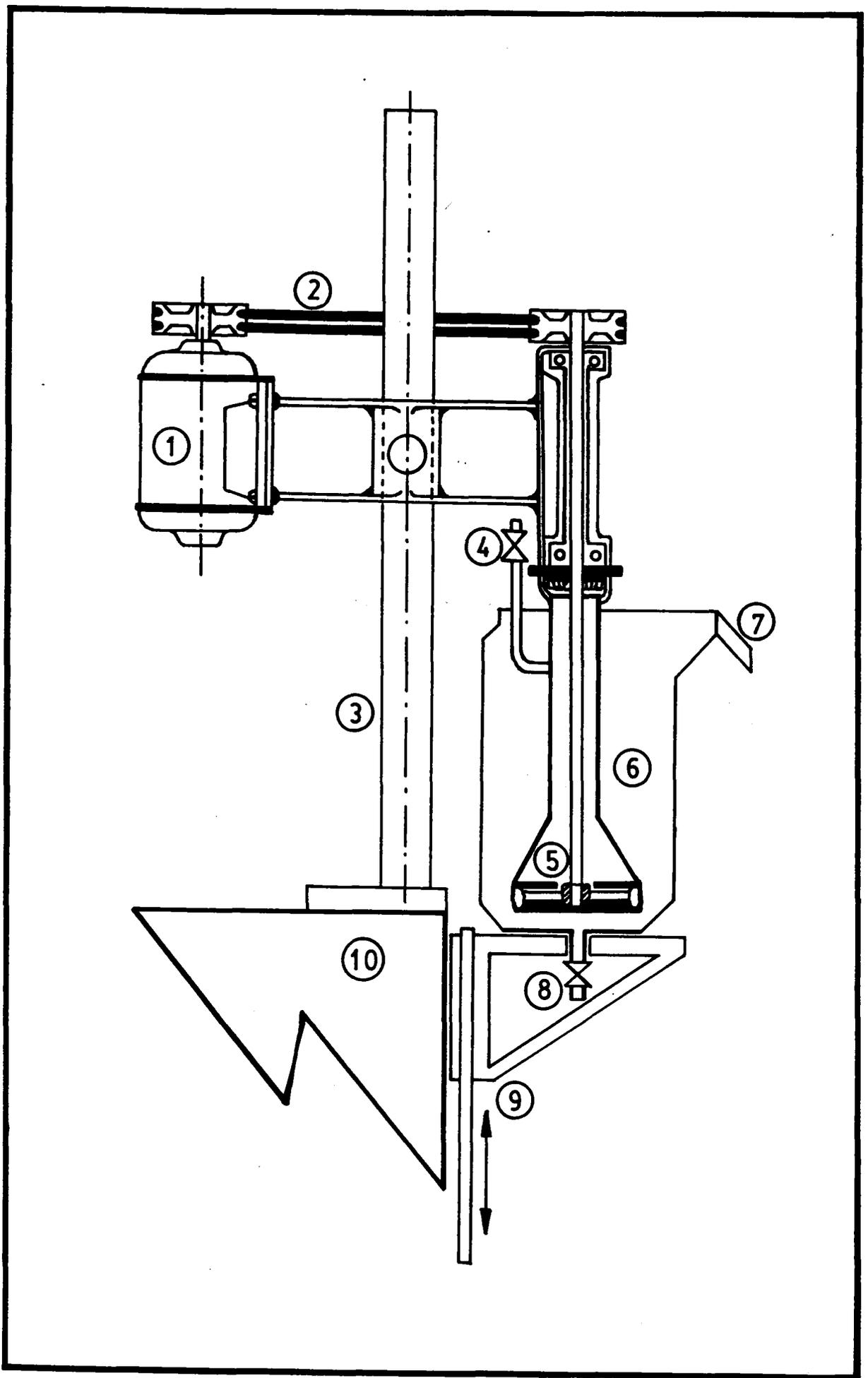


Figura 2.1

- 1.- Motor
- 2.- Correas trapezoidales
- 3.- Soporte metálico
- 4.- Entrada de aire
- 5.- Paletas del agitador
- 6.- Celda de flotación
- 7.- Rebosadero
- 8.- Soporte de la celda
- 9.- Sistema de regulación de altura
- 10.- Bancada

Las partículas que se adhieren a las burbujas ascienden a la superficie de la celda donde forman una "espuma mineralizada" que se mantiene estable por la acción del aceite de pino (espumante) que se ha agregado poco antes de comenzar la operación. Como queda reflejado en el apartado 2.1, la concentración de espumante utilizada en todos los experimentos fue de 0.01407 g/L, salvo en aquellos casos en los que se estudió la influencia de éste sobre la flotación, concentración suficiente para producir espumas estables.

A continuación, la "espuma mineralizada" es retirada de forma gradual, con la ayuda de la pala de aluminio, durante todo el tiempo de la operación (tiempo de flotación).

Las espumas son recogidas en un depósito de vidrio donde decanta el mineral. Una vez sedimentado, el mineral se filtra a vacío en un embudo cerámico provisto de papel de filtro adecuado que se encuentra acoplado a un quitasatos que a su vez está conectado a una trompa de agua. El mineral retenido y el propio embudo cerámico, se secan en estufa de calefacción a 110°C hasta pesada constante.

2.7.- MÉTODOS ANALÍTICOS

2.7.1.- MINERALES PUROS

Al tratarse de minerales prácticamente puros su porcentaje de recuperación se obtiene fácilmente mediante pesada tras la desecación en estufa. En este sentido se han preferido no eliminar las impurezas de celestina mediante lixiviación ácida con objeto de no alterar la superficie creada tras la trituración del sólido, aunque los resultados queden afectados por un ligero error.

2.7.2.- MINERAL REAL

El análisis de las muestras correspondientes al mineral real se efectuó mediante espectrofotometría de absorción atómica, usándose para ello un espectrofotómetro modelo 3100 de Perkin-Elmer. Este espectrofotómetro está diseñado para usarse con absorción-llama, emisión-llama y las técnicas de absorción atómica mercurio-hidruros. Posee controles internos de gases con sistemas de seguridad, ignición automática y cambio automático de llama óxido nitroso-acetileno.

En este caso se utilizó una lámpara de cátodo hueco multielemento (Ca, Mg y Al) suministrada por Perkin-Elmer, así como, una llama aire-acetileno, que es la requerida para estos elementos, con un flujo de 4 y 2.5 L/min respectivamente.

2.7.2.1.- Bario

a.- Aparatos y reactivos:

- Unidad de absorción atómica
- Crisol de platino con tapa
(altura: 40mm; diámetro: 60 mm; volumen: 30 mL)
- Plato de porcelana (diámetro : 60mm)
- Horno eléctrico con control de temperatura
- Agente fundente (mezcla de carbonato sódico y carbonato potásico (1:1))
- Solución de carbonato sódico al 0.2%

- Acido clorhídrico (1:1)

- Solución estándar de bario (10^{-2} g/mL): pesar exactamente 19.1 g de nitrato de bario y añadir 10 mL de ácido nítrico (concentrado) y agua hasta disolver. Transferir la disolución a un matraz aforado de 1 L y enrasar con agua.

- Solución de cloruro de bario al 10%

b.- Procedimiento:

a) Pesar 2 g de muestra dentro de un crisol de platino

b) Añadir unos 16 g del agente fundente y mezclar bien con la muestra. Cubrir la mezcla con 4 g de agente fundente. Poner una tapa de platino sobre el crisol. Poner el crisol con la tapa sobre un plato de porcelana e introducirlo en un horno eléctrico a 800-850°C. Tras fundir la muestra completamente, mantenerla en el horno durante otros 10 min a la misma temperatura.

c) Enfriar el crisol e introducirlo en un vaso de precipitado de 200 mL. Añadir agua caliente hasta cubrir el crisol y la tapa. Digerir la mezcla fundida (si ésta es difícil de digerir calentar el vaso de precipitado).

d) Filtrar los insolubles y lavar con la solución de carbonato sódico al 0.2% hasta que el filtrado esté libre de iones sulfuro. (Añadir ácido clorhídrico al filtrado y comprobar la existencia de estos iones con la solución de cloruro de bario al 10%).

e) Introducir el precipitado en el vaso de precipitado de 200 mL

donde se ha digerido la mezcla fundida y añadir poco a poco 10 mL de ácido clorhídrico (1:1). Hervir durante 5 min.

f) Filtrar la solución y lavar completamente el papel de filtro con agua. Introducir el filtrado y las aguas de lavado en un matraz aforado de 200 mL y enrasar con agua. SOLUCION-A

g) Pipetear 20 mL de la solución A en 5 matraces aforados de 25 mL.

h) Añadir 0.25 mL (100 ppm), 0.75 mL (300 ppm), 1.25 mL (500 ppm) y 1.75 mL (700 ppm) de la solución standard de bario a cuatro de los cinco matraces. Enrasar los cinco matraces con agua.

i) Medir la absorbancia de las cinco disoluciones usando la línea del Bario a 553.55 nm. Construir la recta de calibrado por el método de adición de patrón. Determinar el porcentaje de Ba de la siguiente manera:

$$\%Ba = \frac{A_m (200/20) 25 \times 10^{-6}}{\text{Peso de Muestra}} 100 \quad [2.1]$$

$$\%BaSO_4 = 1.69943 \%Ba \quad [2.2]$$

$$\%BaSO_4 \text{ como } SrSO_4 = 0.7870 \%BaSO_4 \quad [2.3]$$

2.7.2.2.- Calcio

a.- Aparatos y reactivos:

- Unidad de absorción atómica

- Disolución estándar de calcio (10^{-4} g/mL): pesar exactamente 2.497 g de carbonato cálcico. Añadir 13 mL de ácido nítrico (concentrado) y agua hasta disolver. Introducir la disolución en un matraz aforado de 1 L y enrasar con agua. Pipetear 10 mL de la disolución en un matraz aforado de 100 mL y enrasar con agua.

- Acido clorhídrico (1:1)

b.- Procedimiento:

a) Pipetear 20 mL de la solución A en un matraz aforado de 250 mL. Enrasar con agua. SOLUCION-C

b) Pipetear 20 mL de solución C en cinco matraces aforados de 50 mL.

c) Añadir 1 mL de ácido clorhídrico (1:1) a cada matraz. Adicionar, respectivamente, 0.5 mL (1 ppm), 1.5 mL (3 ppm), 2.5 mL (5 ppm) y 3.5 mL (7 ppm) de la disolución estándar de calcio en cuatro de los matraces. Enrasar con agua.

d) Medir la absorbancia de las cinco disoluciones usando la línea del Ca a 422.67 nm. Determinar el porcentaje de Ca de la siguiente manera:

$$\%Ca = \frac{A m (200/20) (250/20) 50 \times 10^{-6}}{\text{peso de muestra}} 100 \quad [2.4]$$

$$\%CaCO_3 = 2.4972 \%Ca \quad [2.5]$$

$$\%CaCO_3 \text{ como } SrSO_4 = 1.8351 \%CaCO_3 \quad [2.6]$$

2.7.2.3.- Magnesio

a.- Aparatos y reactivos:

- Unidad de absorción atómica

- Solución estándar de magnesio (10^{-4} g/mL): pesar exactamente 10.549 g de nitrato de magnesio. Adicionar 10 mL de ácido nítrico (concentrado) y agua hasta disolver. Introducir la disolución en un matraz aforado de 1 L y enrasar con agua. Pipetear 10 mL de la disolución en un matraz aforado de 100 mL y enrasar con agua.

- Acido clorhídrico (1:1)

b.- Procedimiento:

a) Pipetear 20 mL de la solución A en un matraz aforado de 250 mL y enrasar con agua. **SOLUCION-M**

b) Pipetear 20 mL de la solución M en cinco matraces aforados de 100 mL.

c) Adicionar 1 mL de ácido clorhídrico (1:1) a cada matraz. Añadir 0.1 mL (0.1 ppm), 0.3 mL (0.3 ppm), 0.5 mL (0.5 ppm) y 0.7 mL

(0.7 ppm) de la solución estándar de magnesio a cuatro de los matra-
ces. Enrasar con agua.

d) Medir la absorbancia de las cinco disoluciones usando la
línea del Mg a 285,21 nm. Determinar el porcentaje de Mg de la si-
guiente manera:

$$\%Mg = \frac{A_m (200/20) (250/20) 100 \times 10^{-6}}{\text{peso de muestra}} 100 \quad [2.7]$$

$$\%MgCO_3 = 3.4697 \%Mg \quad [2.8]$$

$$\%MgCO_3 \text{ como } SrSO_4 = 2.1783 \%MgCO_3 \quad [2.9]$$

2.7.2.4.- Estroncio

a.- Reactivos:

- Disolución de la sal disódica del ácido etilendiaminotetracé-
tico (EDTA). Preparación:

1) EDTA: disolver unos 19 g de sal disódica del ácido
etilendiaminotetracético con 1 L de agua.

2) Disolución estándar de zinc: secar óxido de zinc a 750-
800°C durante una hora. Tras enfriarlo, pesar exactamente 4.069 g,
ponerlos en un vaso de precipitado, disolverlo con 45 mL de ácido
nitríco (1:3) calentando. Enfriar y lavar con agua en un matraz
aforado de 1 L. Enrasar con agua.

3) Disolución tampón: disolver 250 g de acetato amónico con 1 L de agua. Ajustar el pH de la disolución a 5 con unos 25 mL de ácido acético.

4) Determinación del factor del EDTA: pipetear 25 mL de la solución estándar de zinc en un vaso de precipitado de 200 mL. Añadir 75 mL de agua, 10 mL de la disolución tampón de pH 5 y 0.5 mL de disolución de naranja de xilenol (0.1%). Valorar con disolución de EDTA. El punto final se alcanza cuando la disolución cambia completamente a amarillo mientras se lleva a cabo el cambio desde púrpura a rojo.

$$\text{Factor} = \frac{25}{\text{Volumen de EDTA}} \quad [2.10]$$

- Disolución de amonio (29%)
- Disolución de trietanolamina (1:4)

b.- Procedimiento:

a) Pipetear 20 mL de la solución A en un vaso de precipitado de 200 mL. Añadirle 10 mL de la solución de trietanolamina.

b) Adicionar 25 mL de solución de amonio y una pequeña cantidad de MTB como indicador. Valorar con la disolución de EDTA. El punto final se alcanza cuando se pierde el color azul de la disolución en el cambio de azul a gris. (Antes de alcanzar el punto final, añadir una pequeña cantidad de MTB y 5 mL de solución de amonio para observarlo

con mayor facilidad)

c) Determinar el porcentaje de Sr de la siguiente manera:

$$\%Sr = \frac{\text{Volumen EDTA} (\text{Factor}) (200/20) 0.4381}{\text{peso de muestra}} \quad [2.11]$$

$$\%SrSO_4 \text{ total} = 2.0963 \%Sr \quad [2.12]$$

$$\%SrSO_4 \text{ puro} = (\%SrSO_4 \text{ total}) - (\%BaSO_4 \text{ como } SrSO_4) -$$

$$- (\%CaCO_3 \text{ como } SrSO_4) - (\%MgCO_3 \text{ como } SrSO_4) \quad [2.13]$$

3.1.- VELOCIDAD DE SEDIMENTACION DE PARTICULAS SOLIDAS EN EL SENO DE UN FLUIDO

En las tablas siguientes se indican los resultados obtenidos en la determinación de las velocidades de sedimentación de celestina y calcita, puras y por separado, en tres medios diferentes: agua, glicerina-agua (80%) y glicerina.

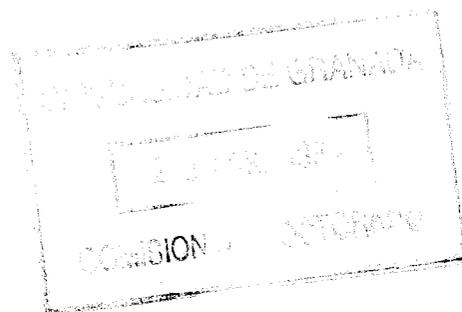


TABLA 3.1
Mineral: Celestina

Exp.	TAMAÑO (mallas)	V_t (cm/s)		
		Agua	Glicerina-Agua	Glicerina
A-1.1	4/8	31.97	10.49	1.048
A-1.2	8/10	25.09	5.59	0.693
A-1.3	10/12	22.27	4.00	0.411
A-1.4	12/16	19.08	2.32	0.228
A-1.5	16/20	15.45	1.31	0.177
A-1.6	20/30	12.55	0.889	0.100
A-1.7	30/40	9.90	0.669	0.071
A-1.8	40/50	7.31	0.398	0.048
A-1.9	50/60	5.00	0.203	0.026
A-1.10	60/70	4.06	0.169	0.019
A-1.11	70/80	3.81	0.134	0.013
A-1.12	80/100	2.96	0.105	0.010

TABLA 3.2
Mineral: Calcita

Exp.	TAMAÑO (mallas)	V_t (cm/s)		
		Agua	Glicerina-Agua	Glicerina
A-2.1	4/8	24.09	7.30	0.775
A-2.2	8/10	19.11	4.12	0.417
A-2.3	10/12	16.86	3.26	0.208
A-2.4	12/16	14.28	1.93	0.119
A-2.5	16/20	11.60	0.971	0.070
A-2.6	20/30	9.58	0.664	0.047
A-2.7	30/40	7.94	0.418	0.031
A-2.8	40/50	6.89	0.231	0.020
A-2.9	50/60	4.59	0.178	0.014
A-2.10	60/70	3.46	0.123	0.011
A-2.11	70/80	2.99	0.099	0.008
A-2.12	80/100	2.61	0.082	0.007

TABLA 3.8

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 θ_F : 10 min

Exp.	θ_A (min)	Recuperación (%)
E-1.1	3	85.31
E-1.2	5	87.57
E-1.3	8	89.60
E-1.4	15	93.72
E-1.5	20	94.68
E-1.6	25	94.83
E-1.7	30	95.45

TABLA 3.9

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 θ_A : 10 min

Exp.	θ_F (min)	Recuperación (%)					
		Tamaño (mallas)					
		80/100	100/120	120/140	140/160	160/200	<200
F-1.1	0.5	37.81	39.78	48.00	51.28	63.20	34.85
F-1.2	1.0	48.56	50.51	66.09	71.91	78.56	48.15
F-1.3	2.0	52.81	58.37	73.20	79.38	87.01	62.85
F-1.4	3.0	54.51	61.04	75.33	81.97	89.05	72.29
F-1.5	4.0	55.34	62.57	76.27	83.02	89.60	75.60
F-1.6	5.0	56.12	63.47	76.91	83.95	91.00	78.07
F-1.7	7.0	56.81	63.99	77.27	84.76	91.18	79.93
F-1.8	9.0	57.45	64.59	77.91	85.31	91.91	81.65

TABLA 3.10

Oleato sódico: 1100 g/Tm

pH: 9 θ_A : 10 min

Exp.	θ_F (min)	Recuperación (%)					
		Tamaño (mallas)					
		80/100	100/120	120/140	140/160	160/200	<200
F-2-1	0.5	16.35	24.71	32.73	35.14	26.63	44.55
F-2.2	1.0	28.14	43.54	51.32	55.91	47.04	70.57
F-2.3	2.0	35.13	58.13	69.27	73.64	63.98	89.04
F-2.4	3.0	39.81	66.92	77.17	81.59	71.01	93.68
F-2.5	4.0	44.10	70.82	81.73	85.22	76.62	96.51
F-2.6	5.0	46.27	73.15	84.45	86.86	79.05	98.42
F-2.7	7.0	47.92	74.69	85.41	87.73	80.59	98.93
F-2.8	9.0	49.51	75.71	86.27	86.27	81.42	99.34

TABLA 3.11

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 θ_F : 10 min θ_A : 15 min

Exp	Quebracho (g/l)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
G-1.1	0.0012	77.92	83.33	78.16	68.34
G-1.2	0.012	23.29	24.47	22.62	21.07
G-1.3	0.120	7.42	7.62	6.99	6.43
G-1.4	1.200	4.32	3.96	4.18	4.02

TABLA 3.12

Oleato sódico: 1500 g/Tm

pH: 9 θ_F : θ_A : 10 min

Exp.	Quebracho (g/l)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
G-2.1	0.0012	92.91	93.82	92.90	90.77
G-2.2	0.012	62.53	63.29	60.34	59.87
G-2.3	0.120	20.08	20.64	22.15	19.90
G-2.4	1.200	10.57	10.21	13.29	11.84

TABLA 3.13

Oleato sódico: 600 g/Tm
 pH: 9 θ_F : 10 min θ_A : 15 min

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
H-1.1	10 ⁻⁵	92.43	90.96	91.01	89.32
H-1.2	10 ⁻⁴	85.18	86.70	85.38	83.27
H-1.3	10 ⁻³	80.21	80.96	79.53	78.16
H-1.4	10 ⁻²	51.96	51.98	50.63	51.09

TABLA 3.14

Oleato sódico: 1500 g/Tm
 pH: 9 θ_F : θ_A : 10 min

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
H-2.1	10 ⁻⁵	95.21	95.02	95.19	89.84
H-2.2	10 ⁻⁴	87.47	87.93	88.34	86.15
H-2.3	10 ⁻³	79.43	80.01	78.64	77.79
H-2.4	10 ⁻²	44.27	43.93	45.32	42.60

3.2.2.- FLOTACION DE CALCITA

En las tablas siguientes se expresan los resultados obtenidos en la flotación de calcita en función de las diversas variables controladas en esta investigación.

TABLA 3.15

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 θ_F : θ_A : 10 min

Exp.	Tamaño (mallas)	Masa mineral (g)	Recuperación (%)
I-1.1	80/100	50	21.96
I-1.2	80/100	100	21.27
I-1.3	80/100	150	22.18
I-1.4	80/100	200	25.89
I-1.5	80/100	250	21.29
I-1.6	80/100	300	21.78
I-1.7	100/200	50	29.40
I-1.8	100/200	100	87.44
I-1.9	100/200	150	94.14
I-1.10	100/200	200	91.62
I-1.11	100/200	250	77.39
I-1.12	100/200	300	72.35

TABLA 3.16

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 $\theta_F:\theta_A$: 10 min

Exp.	Tamaño (mallas)	Recuperación (%)
I-2.1	60/70	7.53
I-2.2	70/80	11.60
I-2.3	80/100	28.99
I-2.4	100/120	42.47
I-2.5	120/140	51.66
I-2.6	140/160	64.66
I-2.7	160/200	75.38
I-2.8	<200	95.23

TABLA 3.17

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 $\theta_F:\theta_A$: 10 min

Exp.	Tamaño (mallas)	Masa inicial (g)	Masa flotada (g)	Recuperación (%)
I-3.1	200/270	60.47	25.24	41.74
I-3.2	270/325	21.47	11.23	52.30
I-3.3	325/400	31.41	17.54	55.84
I-3.4	400/450	11.50	8.36	72.69
I-3.5	450/500	24.84	23.83	95.93
I-3.6	<500	51.27	50.37	98.24

TABLA 3.18

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 $\theta_F:\theta_A$: 10 min

Exp.	pH	Recuperación (%)
J-1.1	7.0	87.83
J-1.2	7.5	87.53
J-1.3	8.0	86.75
J-1.4	8.5	89.80
J-1.5	9.0	85.02
J-1.6	9.5	90.32
J-1.7	10.0	84.72
J-1.8	10.5	85.75
J-1.9	11.0	84.17

TABLA 3.19

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 $\theta_F:\theta_A$: 10 min

Exp.	Oleato sódico (g/Tm)	Recuperación (%)
K-1.1	300	79.76
K-1.2	500	84.90
K-1.3	600	89.79
K-1.4	700	94.12
K-1.5	900	93.69
K-1.6	1100	96.11
K-1.7	1500	99.16
K-1.8	2000	98.32

TABLA 3.20

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 θ_F : 10 min

Exp.	θ_A (min)	Recuperación (%)
L-1.1	3	89.33
L-1.2	5	86.65
L-1.3	8	90.05
L-1.4	15	95.62
L-1.5	20	90.57
L-1.6	25	89.71
L-1.7	30	90.10

TABLA 3.21

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 θ_A : 10 min

Exp.	θ_F (min)	Recuperación (%)					
		Tamaño (mallas)					
		80/100	100/120	120/140	140/160	160/200	<200
M-1.1	0.5	25.23	35.27	40.04	48.22	50.13	40.41
M-1.2	1.0	36.13	48.66	54.12	65.53	70.34	70.41
M-1.3	2.0	40.36	53.26	60.28	74.46	84.04	87.46
M-1.4	3.0	42.15	55.02	62.37	77.97	87.71	90.45
M-1.5	4.0	43.27	56.21	63.42	79.12	88.89	91.20
M-1.6	5.0	44.58	56.79	64.35	80.08	90.05	92.62
M-1.7	7.0	45.38	57.47	65.06	80.86	91.12	92.97
M-1.8	9.0	45.88	57.93	65.57	81.39	92.07	93.31

TABLA 3.22

Oleato sódico: 600 g/Tm

pH: 9 θ_A : 10 min

Exp.	θ_F (min)	Recuperación (%)					
		Tamaño (mallas)					
		80/100	100/120	120/140	140/160	160/200	<200
M-2.1	0.5	14.02	24.93	28.06	27.96	38.84	43.92
M-2.2	1.0	21.46	42.38	47.98	49.58	65.71	71.74
M-2.3	2.0	28.16	54.07	61.94	66.35	79.82	87.05
M-2.4	3.0	32.51	59.27	67.71	73.98	85.88	92.86
M-2.5	4.0	34.69	61.90	70.32	76.86	87.39	94.99
M-2.6	5.0	36.39	64.06	71.61	79.34	89.28	95.62
M-2.7	7.0	37.80	65.38	72.80	80.33	89.78	96.13
M-2.8	9.0	38.39	65.98	73.68	81.22	90.30	96.62

TABLA 3.23

Oleato sódico: 600 g/Tm
 pH: 9 θ_F : 10 min θ_A : 15 min

Exp.	Quebracho (g/l)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
N-1.1	0.0012	53.17	50.58	52.82	50.49
N-1.2	0.012	18.91	17.68	17.79	16.91
N-1.3	0.120	8.43	8.46	9.61	9.26
N-1.4	1.200	5.45	5.18	4.71	4.56

TABLA 3.24

Oleato sódico: 1500 g/Tm
 pH: 9 θ_F : θ_A : 10 min

Exp.	Quebracho (g/l)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
N-2.1	0.0012	87.83	90.44	83.11	84.95
N-2.2	0.012	45.21	41.39	44.03	42.96
N-2.3	0.120	13.54	12.79	12.00	12.31
N-2.4	1.200	9.08	9.02	9.14	8.96

TABLA 3.25

Oleato sódico: 600 g/Tm
 pH: 9 θ_F : 10 min θ_A : 15 min

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
Ñ-1.1	10 ⁻⁵	70.79	70.31	70.63	69.91
Ñ-1.2	10 ⁻⁴	54.62	54.09	54.18	53.90
Ñ-1.3	10 ⁻³	35.44	34.68	34.59	34.21
Ñ-1.4	10 ⁻²	10.63	10.09	10.42	9.68

TABLA 3.26

Oleato sódico: 1500 g/Tm
 pH: 9 θ_F : θ_A : 10 min

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)			
		pH=7	pH=8	pH=9	pH=10
Ñ-2.1	10 ⁻⁵	98.42	98.41	97.20	97.48
Ñ-2.2	10 ⁻⁴	85.18	86.70	85.38	84.79
Ñ-2.3	10 ⁻³	82.25	80.38	81.93	79.67
Ñ-2.4	10 ⁻²	39.83	38.16	38.96	37.23

3.2.3.- FLOTACION DE MEZCLAS CELESTINA-CALCITA

En las tablas siguientes se expresan los resultados obtenidos en la flotación del "mineral artificial", formado por mezclas de celestina y calcita desde un 25% a un 85% en celestina, para distintas concentraciones de oleato sódico y en ausencia y presencia de depresor, quebracho en unos casos y metasilicato sódico en otros.

TABLA 3.27

Oleato Sódico: 300 g/Tm

pH: 9 $\theta_A:\theta_F$: 10 min

Tamaño: <200 mallas

Exp.	Celestina (%)	Celestina flotada (g)	Recuperación (%)
0-1.1	25	125.28	60.16
0-1.2	40	120.76	59.00
0-1.3	55	122.42	56.07
0-1.4	70	120.84	56.62
0-1.5	85	118.32	56.19

TABLA 3.28

Oleato Sódico: 300 g/Tm

pH: 9 $\theta_A:\theta_F$: 10 min

Tamaño: <200 mallas

Exp.	Celestina (%)	Recuperación de Celestina (%)			
		Quebracho (g/l)			
		0.0012	0.012	0.120	1.200
0-2.1	25	41.40	20.00	17.77	4.68
0-2.2	40	42.89	22.89	13.01	3.63
0-2.3	55	35.53	19.74	13.97	3.95
0-2.4	70	40.12	16.74	12.59	4.59
0-2.5	85	44.67	18.69	11.73	3.83

TABLA 3.29

Oleato Sódico: 300 g/Tm
 pH: 9 $\theta_A:\theta_F$: 10 min
 Tamaño: <200 mallas

Exp.	Celestina (%)	Recuperación de Celestina (%)			
		Na ₂ SiO ₃ (M)			
		10 ⁻⁵	10 ⁻⁴	10 ⁻³	10 ⁻²
O-3.1	25	60.84	53.40	28.22	14.98
O-3.2	40	59.71	50.21	25.61	13.28
O-3.3	55	60.51	53.36	25.68	13.92
O-3.4	70	69.25	53.22	27.74	13.23
O-3.5	85	55.34	57.10	24.62	14.41

TABLA 3.30

Oleato Sódico: 500 g/Tm
 pH: 9 $\theta_A:\theta_F$: 10 min
 Tamaño: <200 mallas

Exp.	Celestina (%)	Celestina flotada (g)	Recuperación (%)
P-1.1	25	36.32	72.74
P-1.2	40	54.09	67.61
P-1.3	55	77.59	70.53
P-1.4	70	92.59	66.13
P-1.5	85	119.71	70.41

TABLA 3.31

Oleato Sódico: 500 g/Tm

pH: 9 $\theta_A:\theta_F$: 10 min

Tamaño: <200 mallas

Exp	Celestina (%)	Recuperación de Celestina (%)			
		Quebracho (g/l)			
		0.0012	0.012	0.120	1.200
P-2.1	25	60.52	18.12	10.54	6.24
P-2.2	40	63.81	15.28	7.43	4.93
P-2.3	55	59.27	16.32	10.19	4.85
P-2.4	70	56.17	17.13	10.52	4.47
P-2.5	85	56.04	17.44	9.07	4.65

TABLA 3.32

Oleato Sódico: 500 g/Tm

pH: 9 $\theta_A:\theta_F$: 10 min

Tamaño: <200 mallas

Exp.	Celestina (%)	Recuperación de Celestina (%)			
		Na ₂ SiO ₃ (M)			
		10 ⁻⁵	10 ⁻⁴	10 ⁻³	10 ⁻²
P-3.1	25	63.28	58.72	48.31	30.29
P-3.2	40	64.39	55.38	42.59	27.16
P-3.3	55	64.89	60.02	44.68	26.59
P-3.4	70	61.09	57.60	39.22	27.85
P-3.5	85	62.38	54.92	45.51	27.26

TABLA 3.35

Tamaño: <200 mallas
Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	pH	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
R-1.1	8.0	22.98	26.43	55.19	36.52	8.29
R-1.2	8.5	20.57	25.78	54.30	36.33	9.37
R-1.3	9.0	17.97	24.80	52.57	37.15	10.28
R-1.4	9.5	16.25	22.76	53.27	37.59	9.14
R-1.5	10.0	18.69	24.85	63.22	33.27	3.51
R-1.6	10.5	21.41	29.96	60.43	35.66	3.91

TABLA 3.36

pH: 9
Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Tamaño (mallas)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
S-1.1	80/100	2.38	5.63	45.28	40.60	14.12
S-1.2	120/140	3.35	5.97	46.69	42.52	10.79
S-1.3	160/200	7.19	10.87	51.25	39.67	9.08
S-1.4	200/270	9.01	13.67	50.46	39.21	10.33
S-1.5	270/325	15.80	18.91	56.46	34.59	8.95
S-1.6	325/400	19.28	19.74	61.58	32.29	6.13
S-1.7	<450	15.01	19.21	54.99	36.03	8.98

TABLA 3.37

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Tamaño (mallas)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
S-2.1	80/100	4.40	3.69	57.86	36.78	5.36
S-2.2	120/140	4.13	5.09	57.11	36.05	6.84
S-2.3	160/200	6.82	14.07	56.86	37.12	12.86
S-2.4	200/270	13.25	15.87	57.99	35.60	6.41
S-2.5	270/325	16.01	15.00	63.35	30.42	6.23
S-2.6	325/400	23.37	20.02	66.16	29.03	4.81
S-2.7	<450	19.67	18.26	63.16	30.04	6.80

TABLA 3.38
ANALISIS MINERAL REAL

Tamaño (mallas)	% SrSO ₄	% CaCO ₃	% Otros
80/100	52.19	40.45	7.36
100/120	58.17	34.49	7.34
120/140	59.76	29.25	10.99
140/160	56.23	35.58	8.19
160/200	65.09	28.72	6.19
200/325	63.72	28.87	7.41
<325	62.77	28.40	8.83

TABLA 3.39
ANALISIS MINERAL REAL (Retriturado)

Tamaño (mallas)	% SrSO ₄	% CaCO ₃	% Otros
80/100	42.05	48.65	9.30
100/120	44.99	42.83	8.98
120/140	45.61	45.77	8.62
140/160	55.14	40.02	4.84
160/200	56.85	37.21	5.94
200/325	58.87	32.77	8.36
<325	61.14	32.28	6.58

TABLA 3.40

pH: 9

Tamaño: 200/325 mallas

Exp.	Oleato sódico (g/Tm)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
T-1.1	100	1.52	2.47	51.05	42.20	6.75
T-1.2	300	2.47	5.24	50.09	43.67	6.24
T-1.3	600	9.01	13.67	50.46	39.21	10.33
T-1.4	750	15.72	16.32	58.89	39.97	4.14
T-1.5	900	21.41	16.60	69.54	26.53	3.93
T-1.6	1100	25.52	20.15	66.39	27.84	5.77
T-1.7	1500	27.27	21.43	64.46	27.48	8.06
T-1.8	1700	26.54	21.71	64.89	29.22	5.89

TABLA 3.41

pH: 10.5

Tamaño: 200/325 mallas

Exp.	Oleato sódico (g/Tm)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
T-2.1	100	3.64	6.83	52.35	36.72	10.93
T-2.2	300	7.85	8.70	57.07	32.38	10.55
T-2.3	600	13.25	15.87	57.99	35.60	6.41
T-2.4	750	19.56	18.76	61.79	30.36	7.85
T-2.5	900	27.26	21.13	69.01	27.39	3.60
T-2.6	1100	28.61	22.94	64.70	27.43	7.87
T-2.7	1500	30.69	31.47	59.96	30.52	9.52
T-2.8	1700	29.89	28.26	59.99	32.67	7.34

TABLA 3.42

pH: 10.5

Oleato sódico: 400 g/Tm

Exp.	Aceite de pino (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
U-1.1	0.01407	11.10	9.67	62.97	28.09	8.94
U-1.2	0.02814	10.26	9.07	63.06	28.56	8.38
U-1.3	0.07035	10.45	9.70	60.69	28.87	10.44
U-1.4	0.09849	9.95	9.97	59.94	30.75	9.31
U-1.5	0.1407	10.27	9.58	60.97	29.19	10.14
U-1.6	0.1829	10.42	10.84	58.88	31.37	9.75

TABLA 3.43

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Aceite de pino (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
U-2.1	0.02814	7.11	14.69	50.17	31.06	8.77
U-2.2	0.07035	7.56	11.06	40.83	35.07	24.10
U-2.3	0.09849	6.94	11.37	42.75	35.89	21.36
U-2.4	0.1266	7.71	15.35	36.76	37.46	25.78
U-2.5	0.1548	8.02	12.80	42.03	34.33	23.64
U-2.6	0.1829	6.95	16.58	39.22	34.93	25.85
U-2.7	0.2110	4.97	12.41	38.39	33.91	27.70

TABLA 3.44

pH: 10.5

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	Aceite de pino (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
U-3.1	0.01407	23.63	21.96	59.39	28.25	12.36
U-3.2	0.02814	21.92	21.59	60.66	30.59	8.75
U-3.3	0.07035	21.03	22.55	57.69	31.68	10.63
U-3.4	0.09849	19.90	21.87	54.66	30.75	14.59
U-3.5	0.1407	25.49	24.27	61.14	29.81	9.05
U-3.6	0.1829	23.77	21.01	60.07	28.87	11.06

SECRETARÍA DE ECONOMÍA
 DIRECCIÓN DE DOCUMENTACIÓN

TABLA 3.45

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Aceite de pino (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
U-4.1	0.02814	15.03	20.07	63.45	29.19	7.36
U-4.2	0.07035	14.85	23.45	42.47	34.33	23.20
U-4.3	0.09849	13.38	23.09	42.41	37.46	23.20
U-4.4	0.1266	13.06	22.92	38.19	34.33	27.48
U-4.5	0.1548	14.69	20.43	46.02	32.77	21.21
U-4.6	0.1829	14.02	21.18	42.37	32.77	24.86
U-4.7	0.2110	13.94	19.92	43.13	34.33	22.54

TABLA 3.46

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
W-1.1	0.0012	40.43	35.51	62.98	27.94	9.08
W-1.2	0.012	17.01	17.70	59.75	31.84	8.41
W-1.3	0.120	8.42	8.49	57.75	29.81	12.44
W-1.4	1.200	8.69	8.14	61.50	29.49	9.01

TABLA 3.47

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
X-1.1	0.00120	11.63	11.39	57.86	29.03	13.11
X-1.2	0.00060	11.26	11.00	57.12	28.56	14.32
X-1.3	0.00012	11.93	11.50	58.44	28.87	12.69

TABLA 3.48

pH: 10.5

Oleato sódico: 800 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
X-2.1	0.00120	14.57	14.26	61.37	30.75	7.88
X-2.2	0.00060	12.91	14.88	56.85	33.56	9.59
X-2.3	0.00012	13.75	14.25	60.44	29.97	9.59

TABLA 3.49

pH: 10.5

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
X-3.1	0.00120	20.40	19.22	59.53	28.72	11.75
X-3.2	0.00060	17.19	16.66	59.72	29.65	10.63
X-3.3	0.00012	21.98	20.29	63.02	31.21	5.77

TABLA 3.50

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
X-4.1	0.00120	40.43	35.03	62.98	27.94	9.08
X-4.2	0.00060	27.35	28.47	58.27	31.06	10.67
X-4.3	0.00012	26.10	25.77	62.12	26.53	11.35

TABLA 3.51

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Quebracho: 0.0012 g/L

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
Y-1.1	0.0012	36.52	28.95	64.49	26.19	9.32
Y-1.2	0.0070	24.50	24.00	61.18	30.69	8.13
Y-1.3	0.012	21.99	19.91	65.26	30.25	4.49
Y-1.4	0.070	18.91	17.66	60.34	28.87	10.79
Y-1.5	0.120	14.28	14.66	58.52	30.76	10.72

TABLA 3.52

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Quebracho: 0.012 g/L

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
Y-2.1	0.0012	12.60	16.73	59.79	33.26	6.95
Y-2.2	0.0070	11.14	11.77	61.00	33.03	5.97
Y-2.3	0.012	10.88	13.06	57.99	35.62	6.39
Y-2.4	0.070	9.79	11.02	58.33	33.59	8.08
Y-2.5	0.120	9.79	11.36	58.22	34.58	7.20

TABLA 3.53

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Quebracho: 0.120 g/L

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
Y-3.1	0.0012	5.02	6.52	53.12	35.32	11.56
Y-3.2	0.0070	4.39	6.09	53.10	37.73	9.17
Y-3.3	0.012	4.57	6.11	53.82	36.91	9.27
Y-3.4	0.070	4.80	5.07	53.68	33.89	12.43
Y-3.5	0.120	4.48	5.80	55.51	36.89	7.60

TABLA 3.54

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Quebracho: 1.20 g/L

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
Y-4.1	0.0012	7.52	10.00	58.69	36.33	4.98
Y-4.2	0.0070	6.99	10.03	51.82	38.07	10.11
Y-4.3	0.012	9.15	8.61	59.69	35.59	4.72
Y-4.4	0.070	5.65	6.50	58.86	34.63	6.51
Y-4.5	0.120	5.29	6.27	58.74	35.68	5.58

TABLA 3.55

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
Z-1.1	10 ⁻⁵	39.43	24.43	69.03	22.01	8.96
Z-1.2	10 ⁻⁴	38.98	26.35	68.08	23.57	8.35
Z-1.3	10 ⁻³	29.36	24.12	63.83	26.85	9.32
Z-1.4	10 ⁻²	11.06	11.65	57.03	30.75	12.22

TABLA 3.56

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AA-1.1	10 ⁻⁵	13.97	14.48	56.50	33.06	10.44
AA-1.2	5x10 ⁻⁶	10.80	12.00	58.15	33.09	8.76

TABLA 3.57

pH: 10.5

Oleato sódico: 800 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AA-2.1	10 ⁻⁵	16.41	20.65	54.49	35.12	10.39
AA-2.2	5x10 ⁻⁶	15.09	16.31	58.09	32.15	9.76

TABLA 3.58

pH: 10.5

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AA-3.1	10 ⁻⁵	24.50	19.46	54.72	35.27	10.01
AA-3.2	5x10 ⁻⁶	23.15	19.27	56.56	34.80	8.64

TABLA 3.59

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AA-4.1	10 ⁻⁵	40.24	28.02	66.25	29.03	4.72
AA-4.2	5x10 ⁻⁶	37.48	33.39	60.28	34.65	5.07

TABLA 3.60

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

 Na_2SiO_3 : 10^{-5} M

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO_4	CaCO_3	SrSO_4	CaCO_3	Otros
AB-1.1	0.0012	23.20	18.45	67.17	28.83	4.00
AB-1.2	0.0070	19.74	17.74	62.02	30.21	7.77
AB-1.3	0.012	17.12	16.57	62.32	30.89	6.79
AB-1.4	0.070	12.02	14.31	56.99	34.73	8.28
AB-1.5	0.120	11.71	14.57	55.70	35.48	8.82

TABLA 3.61

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

 Na_2SiO_3 : 10^{-4} M

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO_4	CaCO_3	SrSO_4	CaCO_3	Otros
AB-2.1	0.0012	21.83	19.58	66.54	27.73	5.73
AB-2.2	0.0070	18.65	17.43	64.03	29.00	6.97
AB-2.3	0.012	13.68	15.55	61.05	31.16	7.79
AB-2.4	0.070	9.60	13.23	56.43	33.65	9.92
AB-2.5	0.120	10.18	12.49	56.26	36.58	7.16

TABLA 3.62

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

 Na_2SiO_3 : 10^{-3} M

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO_4	CaCO_3	SrSO_4	CaCO_3	Otros
AB-3.1	0.0012	12.14	13.51	60.09	27.50	12.41
AB-3.2	0.0070	9.88	10.81	54.05	27.15	18.80
AB-3.3	0.012	10.92	12.65	54.16	28.93	16.91
AB-3.4	0.070	10.23	10.92	54.17	32.55	13.28
AB-3.5	0.120	8.95	10.31	53.12	33.67	13.21

TABLA 3.63

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

 Na_2SiO_3 : 10^{-2} M

Exp.	Pirofosfato (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO_4	CaCO_3	SrSO_4	CaCO_3	Otros
AB-4.1	0.0012	4.83	6.29	53.42	35.62	10.96
AB-4.2	0.0070	4.89	6.16	53.69	34.62	11.69
AB-4.3	0.012	4.75	5.90	54.19	34.45	11-36
AB-4.4	0.070	4.61	5.16	55.09	31.61	13.30
AB-4.5	0.120	4.89	4.89	56.52	33.31	10.17

3.4.- FLOTACION DE MINERAL REAL CON Na_2CO_3 COMO REGULADOR

En las tablas siguientes se expresan los resultados obtenidos en la flotación de mineral real cuando se utiliza Na_2CO_3 como regulador del pH del baño de flotación.

TABLA 3.64

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	pH	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AC-1.1	8.5	25.01	22.59	63.44	29.34	7.22
AC-1.2	9.5	32.59	26.59	65.04	29.50	5.46
AC-1.3	10.0	29.76	26.56	64.54	29.49	5.97
AC-1.4	10.5	36.54	31.77	63.79	28.40	7.81
AC-1.5	11.0	33.62	31.49	63.11	30.28	6.61
AC-1.6	11.5	34.06	27.32	66.13	27.16	6.71

TABLA 3.65

pH: 10.5

Tamaño: <200 mallas

Exp.	Oleato sódico (g/Tm)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AD-1.1	600	38.42	27.44	68.72	25.13	6.15
AD-1.2	750	35.65	27.74	67.41	29.33	3.26
AD-1.3	1000	45.28	33.81	67.47	26.38	6.15
AD-1.4	1500	56.83	45.83	67.76	25.31	6.93
AD-1.5	1700	55.99	44.69	65.87	28.25	3.88
AD-1.6	2000	51.93	43.37	64.96	27.78	7.26

TABLA 3.66

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AE-1.1	0.0012	24.64	25.90	55.53	29.90	14.57
AE-1.2	0.012	11.90	10.54	61.64	27.94	10.42
AE-1.3	0.120	8.10	9.36	60.42	27.09	12.49

TABLA 3.67

pH: 10.5

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AE-2.1	0.0012	33.08	26.83	64.63	26.84	8.53
AE-2.2	0.012	19.22	16.24	65.23	26.06	8.71
AE-2.3	0.120	8.77	8.67	66.88	27.31	5.81

TABLA 3.68

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AE-3.1	0.0012	53.57	42.32	69.08	27.94	2.98
AE-2.2	0.012	26.69	25.89	60.65	30.12	9.23
AE-2.3	0.120	9.53	10.86	66.62	27.84	5.54

TABLA 3.69

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AF-1.1	10 ⁻⁵	33.76	24.76	63.32	27.16	9.52
AF-1.2	10 ⁻⁴	28.32	20.49	72.14	23.41	4.45
AF-1.3	10 ⁻³	18.61	15.78	64.35	27.94	7.71

TABLA 3.70

pH: 10.5

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AF-2.1	10 ⁻⁵	35.26	28.89	63.14	28.09	8.77
AF-2.2	10 ⁻⁴	24.61	18.81	66.19	25.91	7.90
AF-2.3	10 ⁻³	16.16	12.58	65.79	26.22	7.94

TABLA 3.71

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AF-3.1	10 ⁻⁵	49.54	36.28	64.28	26.38	9.34
AF-3.2	10 ⁻⁴	36.95	28.40	63.82	27.16	9.02
AF-3.3	10 ⁻³	23.62	18.24	67.49	26.69	5.82

3.5.- FLOTACION DEL MINERAL REAL PRETRATADO MEDIANTE LIQUIDOS DENSOS

En las siguientes tablas se muestran los datos obtenidos en la flotación del mineral real pretratado mediante líquidos densos, para distintas concentraciones de colector, oleato sódico, y de depresor, quebracho en unos casos y metasilicato sódico en otros.

TABLA 3.72
ANALISIS DEL MINERAL

Tamaño (mallas)	%SrSO ₄	%CaCO ₃	%Otros
80/100	59.25	35.89	4.86
100/120	67.41	29.03	3.56
120/140	74.23	22.79	2.98
140/160	75.24	20.76	4.00
160/200	73.19	20.29	6.52
200/325	73.83	18.42	7.75
<325	74.11	17.64	8.25

TABLA 3.73

pH: 10.5

Tamaño: <200 mallas

Exp.	Oleato sódico (g/Tm)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AG-1.1	600	50.17	50.44	75.06	20.44	4.50
AG-1.2	1000	66.76	52.88	82.46	15.92	1.62
AG-1.3	1500	78.74	70.27	81.79	17.79	0.42

TABLA 3.74

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AH-1.1	0.0012	36.73	37.85	76.42	19.19	4.39
AH-1.2	0.012	7.74	9.82	74.63	23.09	2.28
AH-1.3	0.120	7.52	9.09	74.69	22.00	3.31
AH-1.4	1.20	5.97	6.16	76.32	19.19	4.49

TABLA 3.75

pH: 10.5

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AH-2.1	0.0012	56.80	45.41	72.09	22.00	5.91
AH-2.2	0.012	10.15	12.55	73.54	22.16	4.30
AH-2.3	0.120	5.27	6.33	72.52	21.23	6.25
AH-2.4	1.20	5.61	5.38	74.48	18.57	6.95

TABLA 3.76

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Quebracho (g/L)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AH-3.1	0.0012	79.01	69.59	77.56	21.07	1.37
AH-3.2	0.012	21.90	18.39	78.51	16.07	5.42
AH-3.3	0.120	8.19	8.95	76.17	20.29	3.54
AH-3.4	1.20	4.55	4.99	76.81	19.19	4.00

TABLA 3.77

pH: 10.5

Oleato sódico: 600 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AI-1.1	10 ⁻⁵	45.47	40.29	80.94	16.23	2.83
AI-1.2	10 ⁻⁴	43.37	37.87	79.93	17.01	3.06
AI-1.3	10 ⁻³	27.26	22.11	81.29	16.07	2.64
AI-1.4	10 ⁻²	9.32	11.03	74.08	21.38	4.54

TABLA 3.78

pH: 10.5

Oleato sódico: 1000 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AI-2.1	10 ⁻⁵	66.91	59.39	77.92	16.86	5.22
AI-2.2	10 ⁻⁴	63.66	52.63	82.88	16.70	0.42
AI-2.3	10 ⁻³	31.88	24.67	80.26	15.14	4.60
AI-2.4	10 ⁻²	8.46	8.96	78.64	20.29	1.07

TABLA 3.79

pH: 10.5

Oleato sódico: 1500 g/Tm

Exp.	Na ₂ SiO ₃ (M)	Recuperación (%)		Riqueza (%)		
		SrSO ₄	CaCO ₃	SrSO ₄	CaCO ₃	Otros
AI-3.1	10 ⁻⁵	75.42	68.69	79.95	19.04	1.01
AI-3.2	10 ⁻⁴	66.98	60.51	77.52	17.07	5.41
AI-3.3	10 ⁻³	60.81	53.38	78.78	16.86	4.44
AI-3.4	10 ⁻²	8.39	9.39	78.19	20.23	1.58

4.- INTERPRETACION DE LOS RESULTADOS

4.1.- DESPLAZAMIENTO DE SOLIDOS EN EL SENO DE FLUIDOS

El problema de separar entre sí partículas sólidas según sus propiedades físicas aparece con frecuencia en la industria, fundamentalmente, y en gran escala, en la minera, donde se precisa separar los constituyentes valiosos de un mineral de la ganga adherida, normalmente de menor densidad. En este caso, es necesario triturar el material sólido de forma que cada partícula individual contenga únicamente un constituyente, por lo que, generalmente, es preciso molturar hasta tamaños extremadamente finos para que exista un grado de liberación entre especies apropiado.

Un método alternativo para la concentración de cuerpos sólidos se basa en el empleo de un fluido en el que, o bien se desplazan las partículas, o bien lo hace el propio fluido. En este sentido, la separación de partículas de distintos tamaños y formas depende de la variación en el comportamiento de las mismas cuando estas están sometidas a la acción de un fluido en movimiento. Sin embargo, el problema es esencialmente el mismo tanto si el que está en movimiento es el fluido como si es la partícula.

La fórmula general de las leyes que regulan los movimientos relativos de las partículas y fluido y de las partículas de distintos tamaños y peso es bien conocida y su comprensión es esencial en casi todas las operaciones que se emplean en la preparación de cuerpos sólidos.

De acuerdo con Taggart (1966), la palabra *sedimentación*, en sentido estricto, es la deposición por gravedad de partículas sólidas en un medio fluido. Sin embargo, desde el punto de vista tecnológico, la fuerza impulsora puede ser cualquiera que actúe a distancia; es decir, la gravitatoria, la centrífuga, la eléctrica o la magnética. La deposición

puede ser en cualquier dirección, las partículas pueden ser sólidas, líquidas o gaseosas, siempre que formen una fase distinta en el líquido suspensor, y, por último, el medio de suspensión no es preciso que sea un verdadero fluido, sino que puede ser una suspensión que se comporte como tal.

Para Brown (1965), *clasificación* es el término que debe usarse para designar la separación de las partículas sólidas basándose en sus distintas velocidades de precipitación en el seno de los fluidos. Cuando las distintas velocidades de traslación se emplean para separar materias de igual densidad según el tamaño (y forma) de sus partículas, a la operación se la denomina *clasificación por tamaños* y constituye una alternativa a la operación de tamizado. Cuando las partículas son de tamaños equivalentes y la separación se efectúa por diferencias de densidad el procedimiento se llama *concentración*. Como quiera que, en la práctica, es imposible trabajar con un material de partida de tamaño absolutamente uniforme, este tipo de operaciones implica siempre, en mayor o menor grado, una clasificación por tamaños.

En cualquier caso, las velocidades de desplazamiento de las partículas dependen de las propiedades del sólido (densidad, tamaño y forma) así como de las condiciones de su superficie o de la interfase sólido-fluido. Por ello las relaciones entre estas variables resultan muy complejas y las condiciones de interfase no suelen ser predecibles sin determinaciones experimentales lo que con frecuencia hace imposible los cálculos a priori.

4.1.1.- VELOCIDAD MAXIMA O TERMINAL. COEFICIENTE DE ROZAMIENTO

Cuando los cuerpos sólidos se mueven en un fluido por la acción de alguna fuerza aplicada a través del espacio (gravitatoria, centrífuga, eléctrica, etc.), suponiendo que parten del reposo, experimentan inicialmente un período de aceleración. Al principio la resistencia del medio es nula, pero al aumentar la velocidad relativa crece dicha resistencia hasta igualarse a la fuerza que provoca el movimiento, en este punto se alcanza movimiento uniforme que sólo se altera si se produce un cambio en la orientación del cuerpo en relación a la dirección del movimiento que modifique la resistencia del fluido.

En el cálculo de la velocidad que adquiere el sólido en el fluido durante el movimiento uniforme, o sea la velocidad máxima, terminal o de sedimentación, el tratamiento matemático se simplifica notablemente con las cuatro hipótesis siguientes:

- 1.- El sólido es una partícula esférica, no porosa e incompresible.
- 2.- Fluido incompresible y en cantidad suficiente para evitar el efecto pared.
- 3.- La fuerza aceleradora la produce un campo gravitatorio uniforme.
- 4.- La partícula se mueve libremente.

Como la fuerza que actúa poniendo en movimiento la partícula puede expresarse como el producto de la masa de la partícula por la aceleración, y constituye la resultante que tiende a arrastrar al sólido, se tiene que:

$$F = m \cdot a = F_G - F_{EH} - F_R \quad [4.1]$$

en la que:

F_G es la fuerza gravitatoria

$$F_G = \frac{\pi D^3}{6} \rho_s g \quad [4.2]$$

F_{EH} es la fuerza del empuje hidrostático

$$F_{EH} = w g = \frac{\pi D^3}{6} \rho_L g \quad [4.3]$$

F_R es la fuerza de resistencia debida al rozamiento

siendo D el diámetro de la partícula, ρ_s , ρ_L las densidades del sólido y líquido respectivamente.

Newton (1934) desarrolló la siguiente expresión para la evaluación de la fuerza de rozamiento:

$$F_R = f \frac{A \rho_L V^2}{2} \quad [4.4]$$

en la que f es un coeficiente de proporcionalidad; ρ_L densidad del fluido; V la velocidad de desplazamiento del sólido y A el área representativa, que para una esfera es el área proyectada $\pi D^2/4$, luego:

$$F_R = C_D \frac{\pi D^2 \rho_L V^2}{8} \quad [4.5]$$

en la que C_D es el coeficiente de rozamiento.

Sustituyendo en la ecuación 4.1 y teniendo en cuenta que la aceleración es igual a la derivada de la velocidad con respecto al tiempo, queda:

$$\frac{\pi D^3}{6} \rho_s \frac{dV}{dt} = \frac{\pi D^3}{6} g (\rho_s - \rho_L) - C_D \frac{\pi D^2 \rho_L V^2}{8} \quad [4.6]$$

$$\frac{dV}{dt} = \frac{(\rho_s - \rho_L)}{\rho_s} g - \frac{3 C_D \rho_L V^2}{4 D \rho_s} \quad [4.7]$$

Por otra parte, la velocidad terminal o máxima, V_t , se alcanza en el período de movimiento uniforme, por lo que $dV/dt=0$, y

$$\frac{\rho_s - \rho_L}{\rho_s} g = \frac{3 C_D \rho_L V_t^2}{4 D \rho_s} \quad [4.8]$$

de donde:

$$V_t = \sqrt{\frac{4 (\rho_s - \rho_L) g D}{3 \rho_L C_D}} \quad [4.9]$$

$$C_D = \frac{4 (\rho_s - \rho_L) g D}{3 V_t^2 \rho_L} \quad [4.10]$$

La ecuación 4.10 suele llamarse Ley de Newton y es aplicable en cualquier régimen de circulación de la partícula. En este sentido, la mayoría de los autores, Coulson y Richardson (1981); Bird y col. (1964); Vian (1976); Perry (1982) admiten tres tipos distintos de circulación, en función del número de Reynolds,

$$R_{e,p} = \frac{D V_t \rho_L}{\mu_L} \quad [4.11]$$

así, para $R_{e,p} < 0.1$ el régimen es laminar; para $R_{e,p} > 10^3$ el régimen es turbulento, siendo el régimen de transición el comprendido entre ambos.

Stokes (1851) demostró que en el régimen laminar la fuerza que se opone al movimiento de una partícula esférica es igual a:

$$F_R = 3 \pi D \mu_L V \quad [4.12]$$

por lo que a partir de la ecuación 4.1 se llega a la siguiente expresión:

$$V_t = \frac{(\rho_s - \rho_L) g D^2}{18 \mu_L} \quad [4.13]$$

La ecuación 4.13 constituye la ley de Stokes, aplicable a la caída

(o ascenso) de partículas esféricas de cuerpos sólidos, no porosos e incompresibles, en un fluido incompresible que se mueve en flujo laminar. Si el valor de V_t de la ecuación 4.13 se sustituye en la 4.10 se llega a:

$$C_D = \frac{24}{R_{e,p}} \quad [4.14]$$

Son muchos los investigadores que han estudiado, para partículas esféricas, la modificación del coeficiente de rozamiento en función del número de Reynolds, Allen (1900); Oseen (1913); Goldstein (1929); Wadell (1934); Lapple y Shepherd (1940); Pettyjohn y Christiansen (1948); Rouse (1949); Christiansen y Barker (1965); Gibbs y col. (1971); Komar (1978); Concha y Almendra (1979); Concha y Barrientos (1982); Reynolds y Jones (1989); Saha y col. (1992), encontrándose, la mayor parte, de acuerdo en el cumplimiento más o menos exacto de la ecuación 4.13, así como en que para $R_{e,p}$ comprendido entre 1000 y 10000, $C_D=0.44$.

Así mismo, se han propuesto diversas expresiones para el cálculo de C_D , siendo las más importantes las recogidas por Concha y Almendra (1979), expresadas en la Tabla 4.1.

4.1.2.- INFLUENCIA DE LA FORMA DE LA PARTICULA. FACTORES DE FORMA

A escala real, las partículas procedentes de una trituración no pueden ser consideradas como esféricas, por lo que las ecuaciones descritas hasta ahora no son aplicables para correlacionar sus velocidades de sedimentación con el coeficiente de rozamiento.

TABLA 4.1

AUTOR Y AÑO	ECUACION	APLICACION
SCHILLER (1933)	$C_D = \frac{24}{R_{e,p}} (1 + 0.150 R_{e,p}^{0.687})$	Régimen laminar y transición
RUBEY (1933)	$C_D = \frac{24}{R_{e,p}} + 2$	Régimen laminar
DELAVALLE (1943)	$C_D = \frac{24}{R_{e,p}} + 0.4$	Régimen laminar
DELAVALLE (1948)	$C_D = \left(0.63 + \frac{4.8}{R_{e,p}^{1/2}}\right)^2$	Todos los regímenes
LAPPLE (1951)	$C_D = \frac{18.5}{R_{e,p}^{0.6}}$	Régimen de transición
TOROBIN (1959)	$C_D = \frac{24}{R_{e,p}} (1 + 0.197 R_{e,p}^{0.63} + 0.0026 R_{e,p}^{1.34})$	Régimen laminar
OLSON (1961)	$C_D = \frac{24}{R_{e,p}} \left(1 + \frac{3}{16}\right)^{1/2}$	Régimen laminar y transición
ABRAHAN (1970)	$C_D = 0.29 \left(1 + \frac{9.06}{R_{e,p}^{1/2}}\right)^2$	Todos los regímenes
BRAUER Y SUCKER (1976)	$C_D = 0.49 + \frac{3.73}{R_{e,p}^{1/2}} - \frac{9.83 \cdot 10^{-3} R_{e,p}^{1/2}}{1 + 3 \cdot 10^{-4} R_{e,p}^{1/2}}$	Todos los regímenes
CONCHA Y ALMENDRA (1979)	$C_D = 0.28 \left(1 + \frac{9.06}{R_{e,p}^{1/2}}\right)^2$	Todos los regímenes

De acuerdo con Carmichael (1982), la forma de una partícula sólida ejerce una profunda influencia para absorberse momentáneamente en un fluido en movimiento, por lo que puede afectar enormemente a su velocidad de sedimentación.

Sin embargo, los detalles entre las interacciones complejas fluido-forma de partícula permanecen aún sin cuantificar por lo que no se ha conseguido encontrar una correlación que pueda predecir con precisión la velocidad de desplazamiento de las partículas no esféricas (regulares o irregulares) en función de las propiedades de fluido y partícula.

No obstante, los avances en la caracterización de la forma de la partícula, Komar y Reimers (1978); Beddows y Meloy (1980); Leurkins (1980); Illenberger (1991); Woronow (1992); Benn y Ballantyne (1992), basándose en la observación microscópica de las partículas han desarrollado correlaciones empíricas para relacionar V_t con C_p .

Sin embargo, es preciso establecer previamente un factor de forma que describa de forma analítica y cuantitativa a la partícula. En este sentido, los factores de forma mas conocidos, Briggs y col. (1962); Carmichael (1982); Illenberger (1991), se muestran en la tabla 4.2.

TABLA 4.2

Principales factores de forma usados en la correlación entre C_p y $R_{e,p}$

(a = eje pequeño; b = eje intermedio; c = eje grande)

$$K = \frac{V_t}{V_s} = \frac{\text{Velocidad de la partícula}}{\text{Velocidad de la esfera de igual volumen de la partícula}}$$

$$\lambda, \phi \text{ (circularidad)} = \frac{\text{Velocidad de la partícula}}{\text{circunferencia del área proyectada}}$$

d_s = diámetro de la esfera de igual volumen que la partícula

D_n = diámetro equivalente de Corey (para elipsoides) = $\sqrt[3]{abc}$

ψ = esfericidad = $\frac{\text{superficie de la esfera de igual volumen que la partícula}}{\text{superficie de la partícula}}$

SF ó CSI = factor de Corey = $\frac{a}{\sqrt{bc}}$

F = índice de aplanado = $\frac{b+c}{a}$

DRI = índice de Folk = $\frac{c-b}{c-a}$

Los factores de forma de mayor sencillez y por tanto de uso más generalizado, son el SF, debido a Corey (1949) y la esfericidad, ψ , debido a Wadell (1934); sin embargo, mientras el primero es aplicable fundamentalmente a elipsoides de tres ejes, el segundo es aplicable a cualquier partícula sólida, por lo que en esta Memoria se ha tomado como referencia este último factor de forma.

Ahora pueden usarse todas las ecuaciones de flujo descritas en el apartado 4.1.1 de esta Memoria, usando en lugar de el diámetro de la esfera, D , el diámetro de la esfera de igual volumen que la partícula, d_s .

Por otra parte, teniendo en cuenta la definición de ψ , se puede escribir:

$$\psi = \frac{4 \pi \frac{d_s^2}{4}}{S_p} = \frac{\pi d_s^2}{S_p} \quad [4.15]$$

de donde

$$S_p = \frac{\pi d_s^2}{\psi} \quad [4.16]$$

Acudiendo al concepto de superficie específica de la partícula, S_o , puede escribirse,

$$S_o = \frac{S_p}{V_p} = \frac{\pi d_s^2}{V_p \psi} \quad [4.17]$$

siendo,

$$V_p = \text{volumen de partícula} = \frac{4}{3} \pi \left(\frac{d_s^2}{2} \right)^3 = \frac{\pi d_s^3}{6} \quad [4.18]$$

por lo que la ecuación 4.16 queda como,

$$S_o = \frac{6}{\psi d_s} \quad [4.19]$$

Si se define a \underline{n} como el cociente entre la superficie específica de la partícula y la superficie específica de la esfera de diámetro igual al diámetro medio de la partícula, d_p , definido como la media aritmética de la luz de malla de los tamices en que queda retenida la partícula, puede escribirse:

$$n = \frac{S_o}{(S_o)_{d_p}} = \frac{6/\psi d_s}{\frac{\pi d_p^2}{\pi d_p^3/6}} = \frac{d_p}{\psi d_s} \quad [4.20]$$

de donde,

$$\psi = \frac{d_p}{d_s} \left(\frac{1}{n} \right) \quad [4.21]$$

Por lo que si se puede determinar \underline{n} o S_o se puede calcular fácilmente la esfericidad de cada partícula con independencia de la forma que tenga.

Brown y otros (1965), recogiendo los datos experimentales de Wadell (1934), representan el coeficiente de rozamiento, C_D , en función del número de Reynolds, $R_{e,p}$, para partículas de esfericidades 1; 0.806; 0.600; 0.220 y 0.125, que corresponden a partículas isométricas (esfera, cubo, discos, etc.). Por todo ello si la esfericidad de la partícula fuese conocida, la intersección de la ecuación 4.23 con la curva correspondiente a la esfericidad permite obtener el valor de C_D ó el de $R_{e,p}$, a partir del cual se determina el diámetro equivalente, d_g .

En esta investigación no sólo no se conoce el diámetro equivalente sino que, al tratarse de partículas irregulares, tampoco es conocida la esfericidad de las mismas. Por ello se han determinado en primer lugar las velocidades terminales de las partículas en glicerina pura, que posee una viscosidad muy elevada, por lo que V_t es muy pequeña y el $R_{e,p} \ll 0.1$ por lo que el régimen es altamente laminar. Por ello, en primera aproximación, se ha supuesto que el diámetro equivalente coincide con el de la esfera que se mueve a la misma velocidad que la partícula, por lo que d_g se puede calcular a partir de la ecuación 4.13.

A continuación, haciendo uso de las velocidades terminales obtenidas en glicerina-agua y agua pura se calculan los diversos valores de $C_D/R_{e,p}$ mediante la ecuación 4.22, así como C_D mediante la ecuación 4.10.

Al representar gráficamente la ecuación 4.23 y conocer el valor de la ordenada C_D , puede obtenerse sobre abscisas el $R_{e,p}$, y a partir de él, el diámetro equivalente $(d_g)_{C_D}$.

En las Tablas 4.4 a 4.6 se especifican los valores obtenidos para los cálculos antes mencionados. En ellas, d_p , diámetro de la partícula, es la media aritmética de la luz de malla de los tamices en que queda retenida, y $R'_{e,p}$ es el número de Reynolds calculado con d_p .

TABLA 4.4

Mineral: Celestina

Medio: Glicerina

TAMAÑO (mallas)	d_p (cm)	V_t (cm/s)	$R'_{e,p} \cdot 10^3$	d_e (cm)
4/8	0.357	1.048	31.50	0.344
8/10	0.219	0.693	12.71	0.297
10/12	0.184	0.411	6.36	0.215
12/16	0.143	0.228	2.75	0.160
16/20	0.101	0.177	1.51	0.141
20/30	0.0715	0.100	0.63	0.106
30/40	0.0505	0.071	0.30	0.0895
40/50	0.0358	0.048	0.145	0.0736
50/60	0.0273	0.026	0.059	0.0541
60/70	0.0230	0.019	0.037	0.0463
70/80	0.0193	0.013	0.021	0.0383
80/100	0.0163	0.010	0.014	0.0334

TABLA 4.5

Mineral: Celestina

Medio: Agua

TAMAÑO (mallas)	V_t (cm/s)	$R'_{e,P}$	$C_D/R'_{e,P}$	C_D (*)	$(R_{e,P})_{C_D}$	$(d_s)_{C_D}$ (cm)
4/8	31.97	1146.33	0.0011	1.19	1182	0.368
8/10	25.09	549.47	0.0022	1.67	1204	0.480
10/12	22.27	409.77	0.0032	1.53	1118	0.586
12/16	19.08	273.80	0.0051	1.55	420	0.220
16/20	15.45	156.82	0.0096	2.09	210	0.136
20/30	12.55	89.73	0.0179	2.38	141	0.112
30/40	9.90	49.99	0.0364	3.22	82	0.0828
40/50	7.31	26.21	0.0904	4.86	49	0.0670
50/60	5.00	13.67	0.282	7.64	25	0.0500
60/70	4.06	9.34	0.528	9.90	16	0.0400
70/80	3.81	7.38	0.638	9.32	12	0.0315
80/100	2.96	4.82	1.362	13.46	8	0.0270

$$(*) \quad C_D = \frac{4 (\rho_s - \rho_L) g d_s}{3 V_t^2 \rho_L}$$

TABLA 4.6

Mineral: Celestina

Medio: Glicerina-Agua (80%)

TAMAÑO (mallas)	V_t (cm/s)	$R'_{e,p}$	$C_D/R'_{e,p} \cdot 10^{-3}$	C_D (*)	$(R_{e,p})_{c_p}$	$(d_B)_{c_p}$ (cm)
4/8	10.49	7.30	0.0012	8.43	8.00	0.391
8/10	5.59	2.39	0.008	25.63	2.87	0.263
10/12	4.00	1.43	0.022	32.24	1.70	0.218
12/16	2.32	0.648	0.111	80.16	6.80	0.150
16/20	1.31	0.254	0.615	221.56	0.32	0.125
20/30	0.889	0.124	1.969	361.68	0.18	0.104
30/40	0.669	0.028	6.125	650.74	0.10	0.084
40/50	0.398	0.011	21.94	1252.96	0.05	0.065
50/60	0.203	0.0076	165.4	3540.16	0.02	0.046
60/70	0.169	0.0051	286.6	4371.48	0.014	0.043
70/80	0.134	0.0033	574.9	5751.89	0.008	0.032
80/100	0.105	0.0042	1195.1	8169.38	0.006	0.030

En las Figuras 4.1 y 4.2 se encuentran representadas, en cada caso, las líneas rectas definidas por la ecuación 4.23 correspondientes a las Tablas 4.5 y 4.6, respectivamente.

Como puede observarse en dichas Tablas, a excepción de los tamaños 8/10, 10/12 y 12/16 mallas en agua pura, los diámetros equivalentes obtenidos gráficamente $(d_e)_c$, concuerdan básicamente con los d_e obtenidos a partir de la ecuación 4.13, sobre todo en los tamaños de partícula más pequeños.

Finalmente, en la Figura 4.3 se han representado los puntos correspondientes a las parejas de valores $[C_D, (R_{e,p})_c]$ que representan la curva correspondiente a la esfericidad de las partículas de celestina. De ella se deduce que para $R_{e,p} > 2$ dicha esfericidad es ligeramente superior a 0.806 (cubos); sin embargo para $R_{e,p} < 2$ la esfericidad disminuye considerablemente hasta valores próximos a 0.220.

Teniendo en cuenta que se trata de celestina pura, cuyos tamaños de partícula han sido obtenidos en idénticas condiciones de trituración, no resulta coherente que la esfericidad calculada para régimen laminar no coincida con la calculada para otras condiciones de flujo. Por ello parece desprenderse que la consideración de que el diámetro equivalente coincide con el de una esfera que se desplaza a la misma velocidad que la partícula en régimen marcadamente laminar, no es completamente cierta, sobre todo en determinadas condiciones.

Para el mineral calcita, haciendo un razonamiento análogo al seguido para celestina, se han obtenido los valores que figuran en las Tablas 4.7 a 4.9.

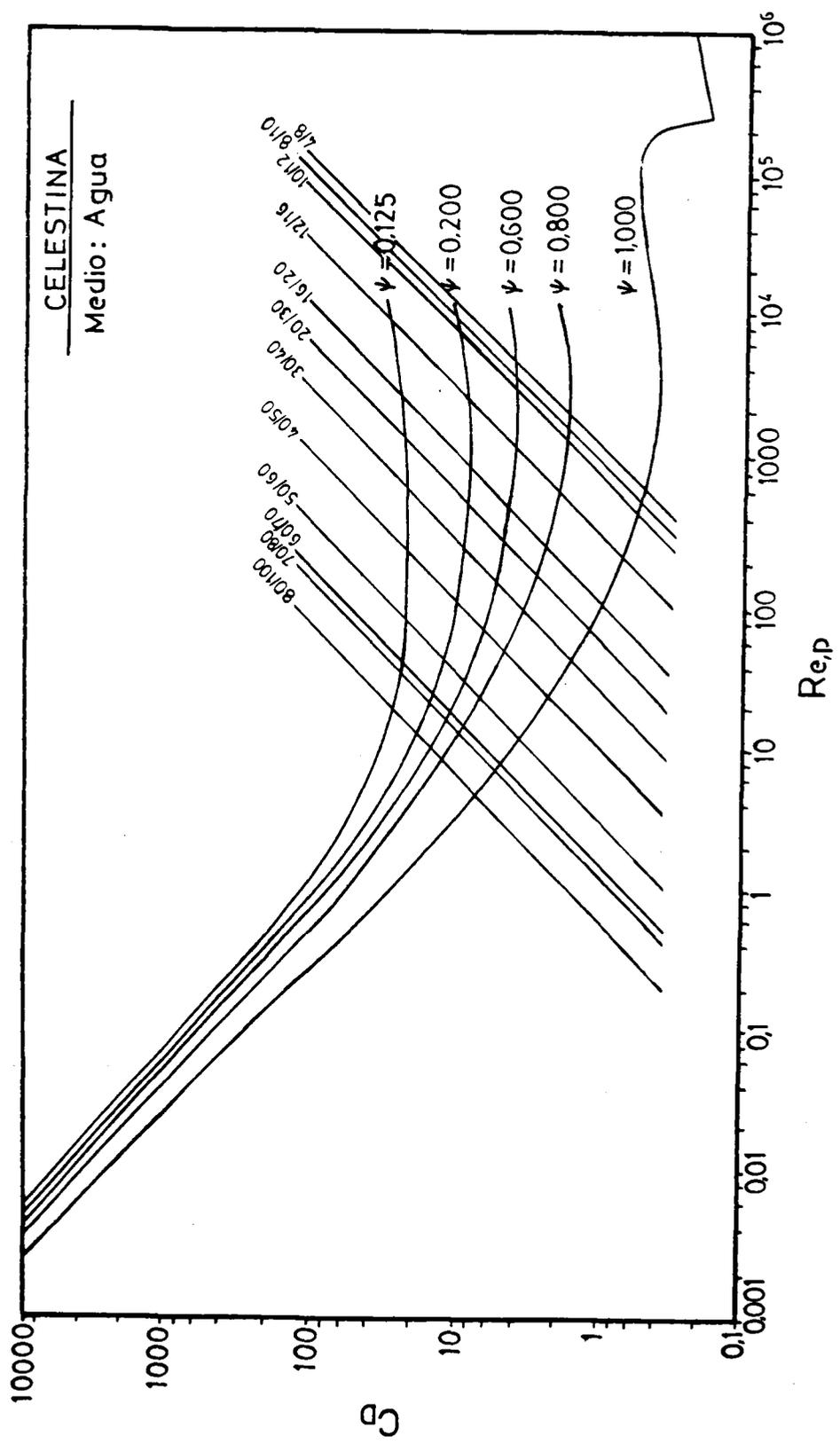


Figura 4.1

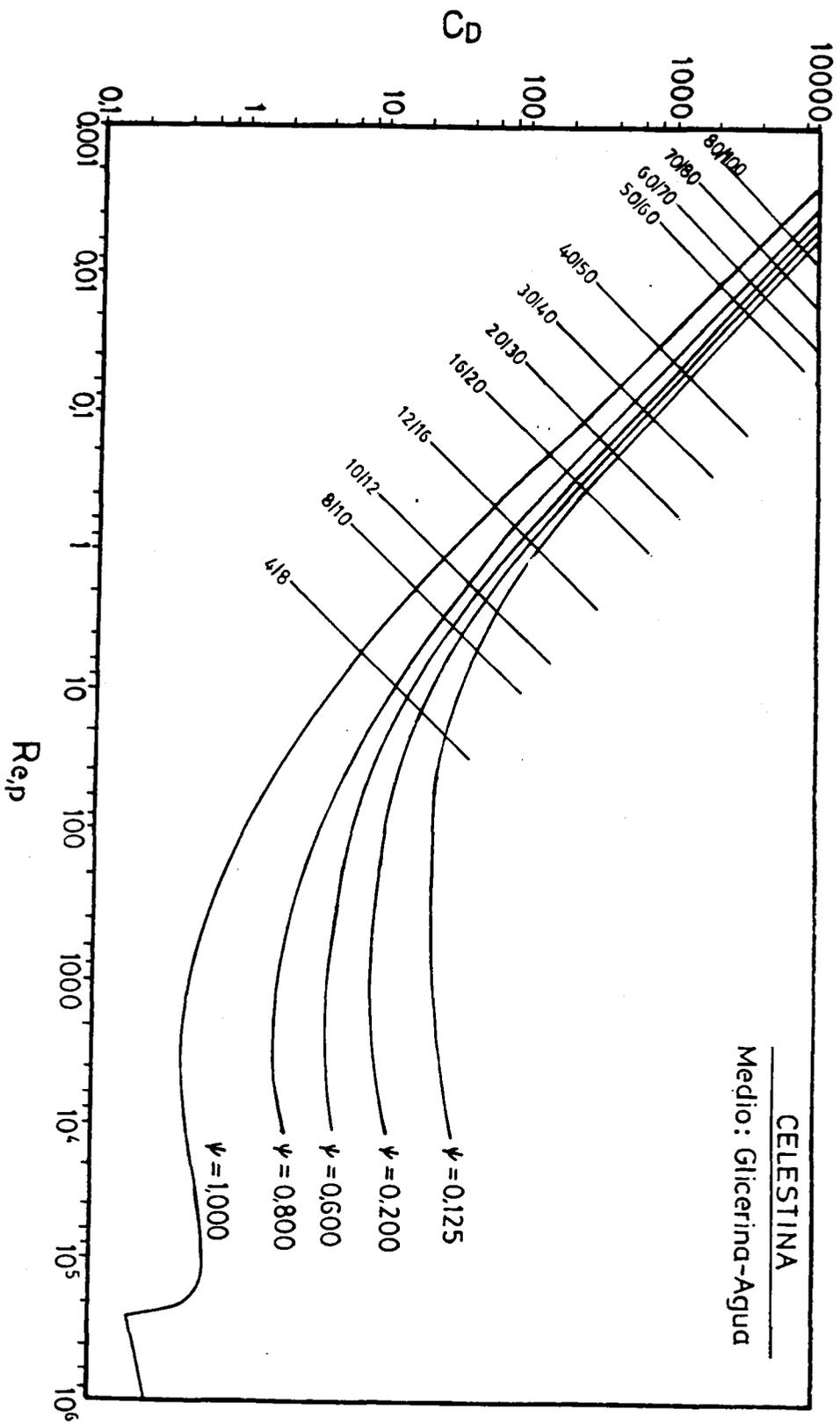


Figura 4.2

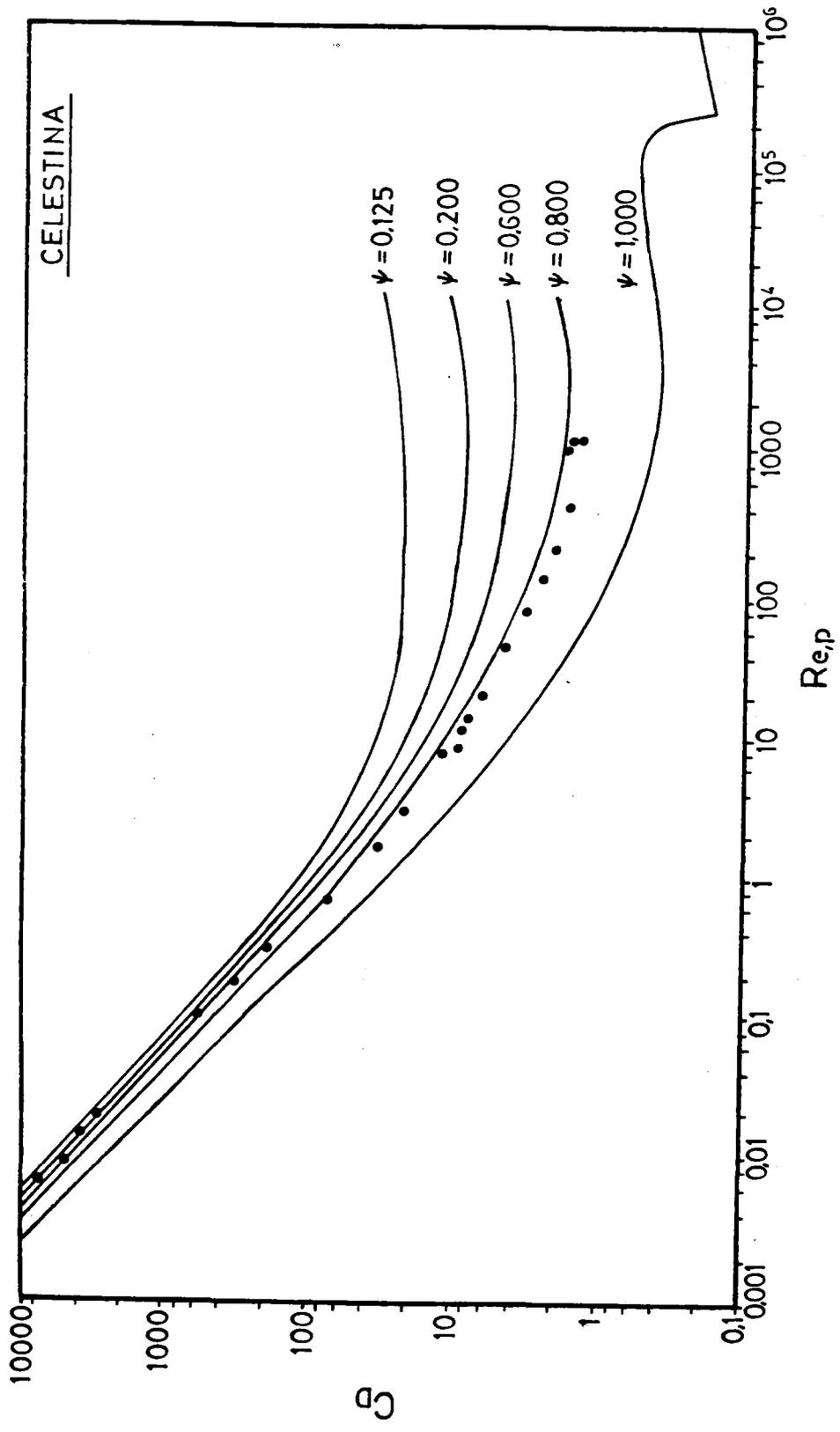


Figura 4.3

TABLA 4.7

Mineral: Calcita

Medio: Glicerina

TAMAÑO (mallas)	d_p (cm)	V_t (cm/s)	$R'_{e,p} \cdot 10^3$	d_s (cm)
4/8	0.357	0.775	23.30	0.388
8/10	0.219	0.417	7.68	0.282
10/12	0.184	0.208	3.22	0.199
12/16	0.143	0.119	1.44	0.151
16/20	0.101	0.070	0.59	0.115
20/30	0.0715	0.047	0.28	0.0947
30/40	0.0505	0.031	0.13	0.0775
40/50	0.0358	0.020	0.060	0.0618
50/60	0.0273	0.014	0.033	0.0526
60/70	0.0230	0.011	0.021	0.0450
70/80	0.0193	0.008	0.013	0.0388
80/100	0.0163	0.007	0.009	0.0355

TABLA 4.8

Mineral: Calcita

Medio: Agua

TAMAÑO (mallas)	V_t (cm/s)	$R'_{e,p}$	$C_D/R'_{e,p}$	C_D (*)	$(R_{e,p})_{C_D}$	$(d_s)_{C_D}$ (cm)
4/8	24.09	860.01	0.0016	1.49	929	0.386
8/10	19.11	418.51	0.0032	1.72	575	0.300
10/12	16.86	310.22	0.0046	1.56	345	0.205
12/16	14.28	204.92	0.0076	1.64	250	0.175
16/20	11.60	117.74	0.0142	1.91	125	0.108
20/30	9.58	68.49	0.0252	2.29	89	0.0929
30/40	7.94	40.09	0.0444	2.73	60	0.0756
40/50	6.89	24.70	0.0679	2.89	40	0.0581
50/60	4.59	12.55	0.230	5.55	22	0.0479
60/70	3.46	7.96	0.537	8.36	18	0.0520
70/80	2.99	5.78	0.832	9.65	11	0.0368
80/100	2.61	4.25	1.250	11.59	8	0.0310

$$(*) \quad C_D = \frac{4 (\rho_s - \rho_L) g d_s}{3 V_t^2 \rho_L}$$

TABLA 4.9

Mineral: Calcita

Medio: Glicerina-Agua (80%)

TAMAÑO (mallas)	V_t (cm/s)	$R'_{e,p}$	$C_D/R'_{e,p} \cdot 10^{-3}$	C_D (*)	$(R_{e,p})_{C_D}$	$(d_s)_{C_D}$ (cm)
4/8	7.30	5.08	0.0021	11.75	6.00	0.422
8/10	4.12	1.76	0.012	26.82	2.20	0.274
10/12	3.26	1.17	0.024	30.22	1.33	0.209
12/16	1.93	0.539	0.115	65.35	0.60	0.159
16/20	0.971	0.192	0.905	197.58	0.23	0.120
20/30	0.664	0.092	2.83	346.73	0.13	0.097
30/40	0.418	0.041	11.34	716.03	0.06	0.076
40/50	0.231	0.016	67.19	1869.6	0.03	0.062
50/60	0.178	0.0095	146.9	2679.9	0.02	0.058
60/70	0.123	0.0055	445.1	4801.6	0.011	0.045
70/80	0.099	0.0037	853.5	6390.6	0.008	0.041
80/100	0.082	0.0026	1502.1	8522.8	0.006	0.035

En las Figuras 4.4 y 4.5 se encuentran representadas, en cada caso, las líneas rectas definidas por la ecuación 4.23 correspondiente a las Tablas 4.8 y 4.9, respectivamente. Puede comprobarse que, salvo en casos muy aislados, la concordancia entre $(d_s)_c$ con d_s es aceptable, fundamentalmente para tamaños muy pequeños de partícula.

En la Figura 4.6 se representan los puntos correspondientes a la esfericidad de las partículas de calcita. De ella se deduce que para $R_{e,p} > 0.6$ la esfericidad es superior a 0.806, si bien, para $20 < R_{e,p} < 200$ aumenta su valor ligeramente.

Como ocurrió con celestina, para $R_{e,p} < 0.2$ la esfericidad obtenida gráficamente disminuye sensiblemente, incluso hasta valores inferiores a 0.220.

Teniendo en cuenta que, tanto para celestina como para calcita, se han encontrado valores de esfericidad no constantes, se han vuelto a calcular las esfericidades mediante el siguiente procedimiento descrito por Brown y col. (1965),

$$\psi = \frac{\text{Superficie de la esfera de igual } V_p}{\text{Superficie de la partícula}} = \frac{4 \pi \frac{d_s^2}{4}}{S_p} = \frac{\pi d_s^2}{S_p} \quad \begin{array}{l} [4.24] \\ \text{ó} \\ [4.15] \end{array}$$

de donde,

$$S_p = \frac{\pi d_s^2}{\psi} \quad \begin{array}{l} [4.25] \\ \text{ó} \\ [4.16] \end{array}$$

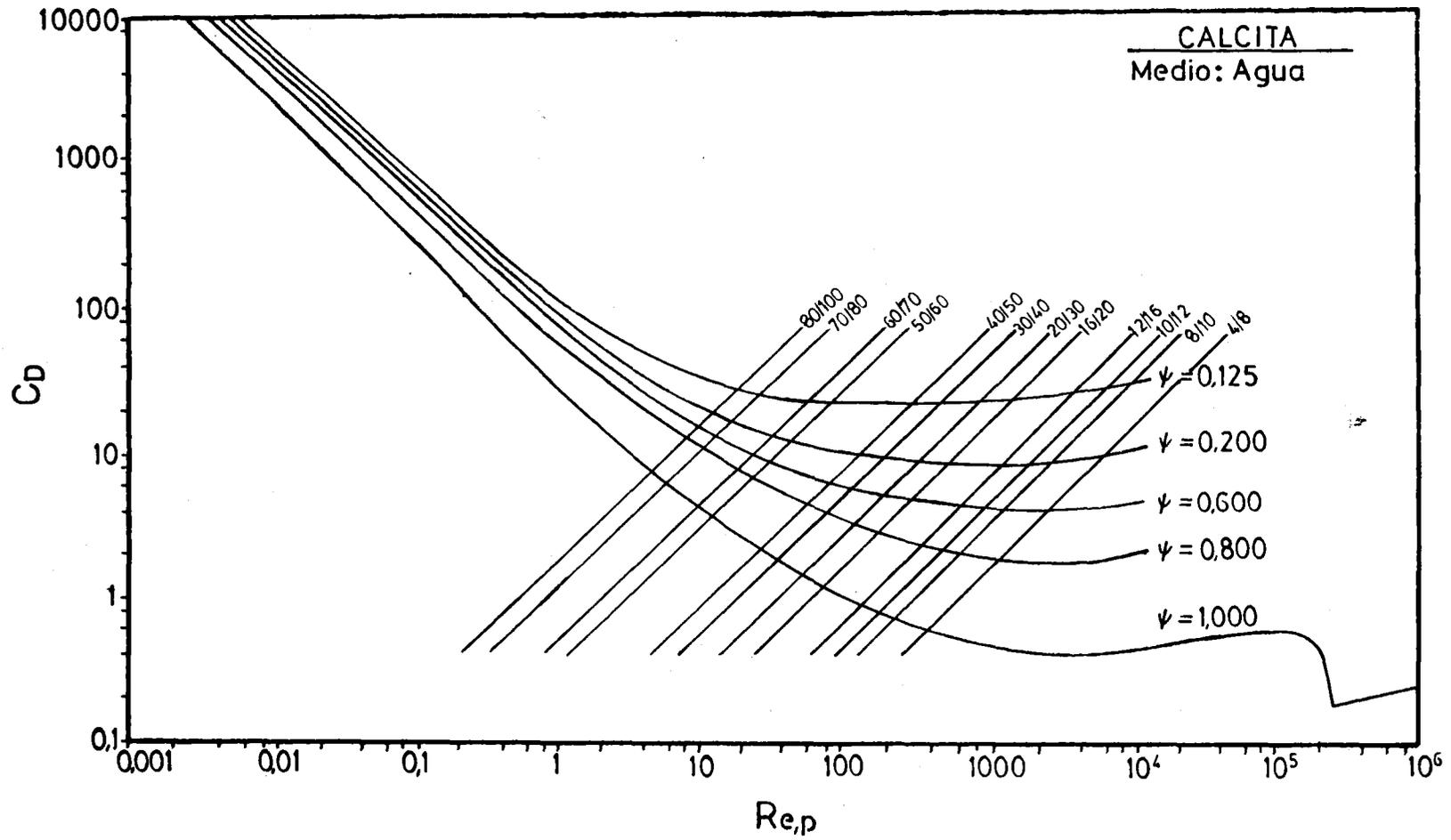


Figura 4.4

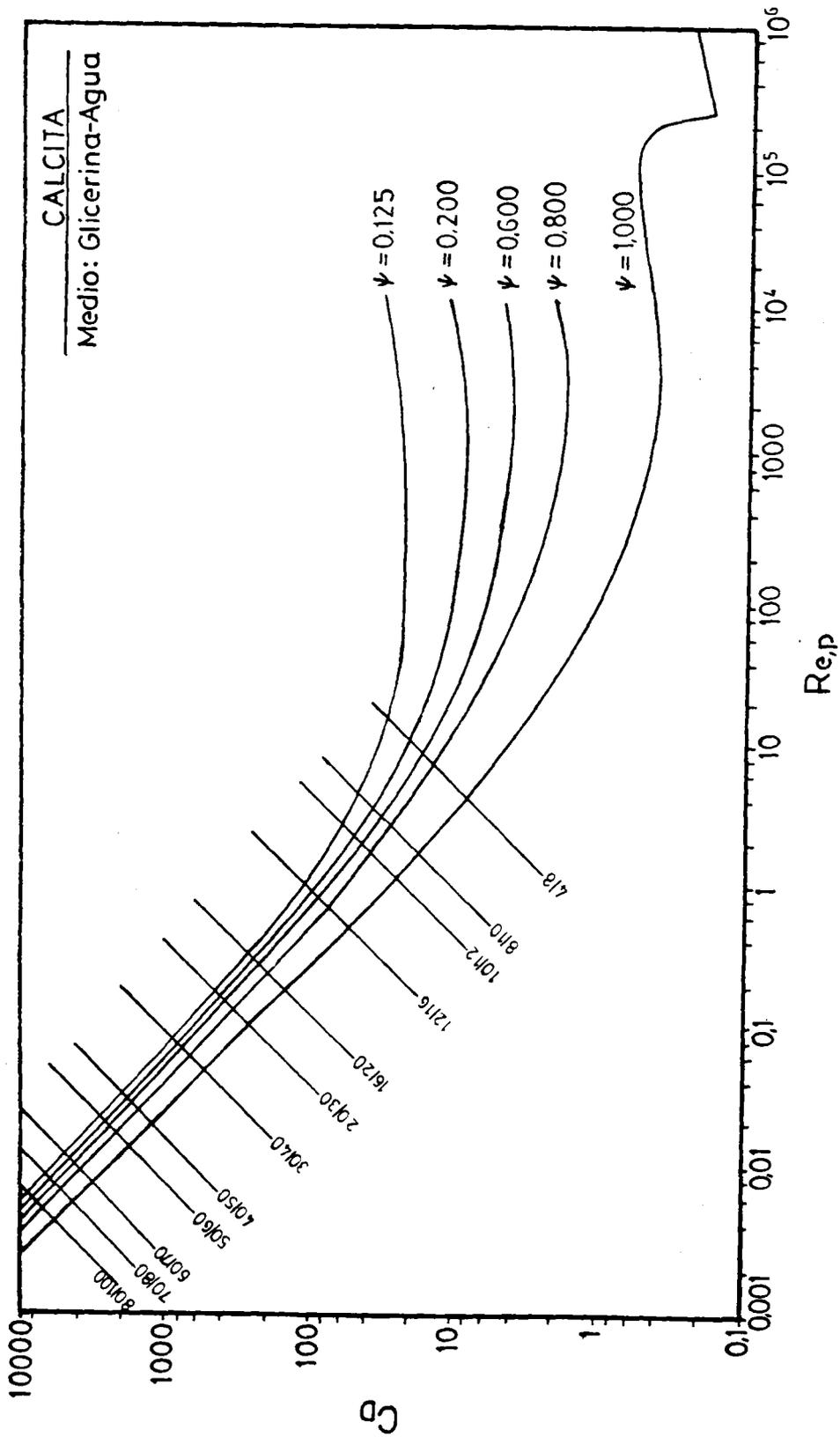


Figura 4.5

Comparando estos resultados con los obtenidos por el procedimiento descrito en primer lugar, resultan, en su conjunto, más bajos salvo para las partículas que se desplazan en régimen laminar con las que, en algunos casos, hay concordancia aceptable.

Como se ha indicado ya, los valores de ψ obtenidos a partir de las ecuaciones 4.26 y 4.28 resultan, en términos generales, más bajos que los obtenidos gráficamente. En ello debe influir necesariamente, entre otros factores, el hecho de que las superficies específicas de las partículas fueran calculadas por Gross (1938) mediante el método de las velocidades de disolución que incluye la superficie tanto de los macroporos y fisuras de cierto relieve como la de los microporos y otras alteraciones que no interaccionan con el fluido en su desplazamiento a través del mismo, por lo que no influyen sobre el coeficiente de rozamiento C_p . De ahí que la superficie específica a considerar debe de ser la que realmente fricciona con el fluido lo que conduce a valores de S_p más bajos que los encontrados por Gross, que darían lugar a esfericidades más elevadas.

Por todo ello, se procedió al cálculo del diámetro equivalente de cada partícula haciendo uso de micropipetas adecuadas en cada caso, mediante las que se determina el volumen de agua desplazado por un número determinado de partículas (mayor de 100 en todos los casos).

En aquellos casos en los que el tamaño de partícula dificulta considerablemente la apreciación del volumen de agua desplazado, se ha calculado el diámetro equivalente haciendo uso de la densidad del mineral y del peso de un determinado número de partículas.

Teniendo en cuenta que el volumen de las partículas esféricas viene determinado por la siguiente expresión:

$$V_p = \frac{4}{3} \pi \left(\frac{d_s}{6} \right)^3 = \frac{\pi d_s^3}{6} \quad [4.29]$$

el diámetro equivalente, d_s , resulta,

$$d_s = \sqrt[3]{\frac{6 V_p}{\pi}} \quad [4.30]$$

Así mismo, V_p puede calcularse en función de la densidad y el peso de un determinado número de partículas mediante la expresión:

$$V_p = \frac{\text{Masa total/n}^\circ \text{ partículas}}{\rho_s} \quad [4.31]$$

por lo que, aplicando la ecuación 4.30 se puede determinar d_s .

Los resultados hallados en ambos casos se encuentran reflejados en la tabla 4.12.

De dichos resultados se deduce que los valores encontrados por el método del desplazamiento de un volumen de agua y el método del peso son equivalentes, tanto para calcita como para celestina. Así mismo, si se comparan estos resultados con los obtenidos para d_s en el supuesto de ser el diámetro de la esfera que se desplaza a la misma velocidad que la partícula en un fluido de alta viscosidad (Tablas 4.4 para celestina y 4.7 para calcita), se pone de manifiesto que, para celestina hay coincidencia en los valores hasta el tamaño de partícula 20/30 mallas A.S.T.M., por debajo del cual los valores de d_s obtenidos por el método del volumen o del peso son sensiblemente inferiores a los reflejados en la Tabla 4.4. Para calcita se ha encontrado que la equivalencia se mantiene hasta el tamaño 16/20 por debajo del cual d_s disminuye considerablemente con respecto a lo reflejado en la Tabla 4.7.

En esta Figura se observa que el mineral celestina usado en este trabajo tiene una esfericidad, en el intervalo de número de Reynolds comprendido entre 0.006 y 1100, prácticamente constante y con un valor muy próximo a 0.806, que corresponde a la esfericidad encontrada para el cubo por Wadell (1934). Para calcita se ha encontrado una esfericidad ligeramente superior a la de celestina, que se mantiene prácticamente constante para el intervalo de número de Reynolds comprendido entre 0.2 y 100, aumentando ligeramente por debajo del límite inferior y disminuyendo, también ligeramente, por encima del límite superior.

Así mismo, si se comparan los resultados para celestina y calcita representados en la Figura 4.7 con los indicados en las Figuras 4.3 y 4.6, se pone de manifiesto en ambos minerales que para un amplio intervalo del número de Reynolds, el comprendido entre 0.6 y 1000, hay total coincidencia entre la esfericidad calculada con el diámetro equivalente verdadero y la calculada con el diámetro de la esfera que se desplaza en un fluido de alta viscosidad (bajo número de Reynolds) con la misma velocidad de la partícula.

4.1.4.- APLICACION A LA SEPARACION DE CELESTINA Y CALCITA.

El comportamiento de las partículas de celestina y calcita, en cuanto a su desplazamiento en el seno del fluido que se considere, está controlado por su densidad, tamaño y forma. Por este motivo, es posible utilizar la velocidad de sedimentación como base para conseguir separar una zafra minera en una serie de fracciones diferentes, Otero (1976).

Los efectos debidos a tamaño y densidad de las partículas pueden considerarse conjuntamente con objeto de establecer cuales son los tamaños de una mezcla de varios de ellos que pueden ser separados por

diferencias de densidad. Esto se consigue introduciendo el concepto de partículas isódromas, que son aquellas que perteneciendo a distintos materiales poseen el tamaño preciso para desplazarse a la misma velocidad en el fluido.

De acuerdo con la ecuación 4.9, los materiales celestina (A) y calcita (B) tienen la misma velocidad cuando se cumple que:

$$\sqrt{\frac{4 (\rho_A - \rho_L) g D_A}{3 \rho_L (C_D)_A}} = \sqrt{\frac{4 (\rho_B - \rho_L) g D_B}{3 \rho_L (C_D)_B}} \quad [4.32]$$

de donde,

$$\frac{D_A}{D_B} = \frac{(\rho_B - \rho_L) (C_D)_A}{(\rho_A - \rho_L) (C_D)_B} \quad [4.33]$$

que para flujo laminar, teniendo en cuenta la ecuación 4.14, puede expresarse en la forma siguiente:

$$\left(\frac{D_A}{D_B}\right)^2 = \frac{\rho_B - \rho_L}{\rho_A - \rho_L} \quad [4.34]$$

Para permitir la separación de materiales que presentan amplios límites de tamaño resulta interesante usar un fluido de elevada densidad ó bien, si el fluido es agua, elevar la densidad por la adición de solutos como el cloruro cálcico o por adición de partículas muy finas de un sólido como ferrosilicio o magnetita.

Las velocidades de desplazamiento de celestina y calcita en agua, glicerina-agua y glicerina pura en función del diámetro medio de

partícula se han representado en las Figuras 4.8, 4.9 y 4.10. Como se deduce de su observación, celestina se desplaza a mayor velocidad en el seno del fluido que se considere, ya que su densidad es superior a la de calcita.

Cuando el medio es agua (Figura 4.8), las velocidades de sedimentación de ambos minerales para tamaños de partícula pequeños son muy parecidas, estableciéndose alguna diferencia a medida que aumenta el diámetro medio de la partícula. De ello se desprende que sólo los tamaños más grandes (4/8 y 8/10 mallas A.S.T.M.) de celestina podrán separarse con relativa facilidad de la mezcla íntegra de partículas usando, en una instalación apropiada, agua con una velocidad lineal de 25 cm/s. Para el resto de tamaños se podrían usar velocidades de agua ligeramente inferiores sólo aumentando el diámetro del conducto.

De acuerdo con Otero (1976), el número mínimo de intervalos de tamaño de partícula que pueden separarse viene dado por el número de escalones que se pueden trazar entre ambas funciones de velocidad. Por ello, y para este sistema, se pone de manifiesto que para tamaños de celestina inferiores a 8/10 mallas las distintas fracciones que se obtendrían no corresponden a mineral puro, con la dificultad añadida del control de la velocidad de agua en límites tan bajos y en valores tan ajustados.

Al utilizar un fluido distinto (Figuras 4.9 y 4.10) no se aprecian mejoras significativas en la separación de los dos minerales, a pesar de lo previsto por la ecuación 4.34. Ello es debido, en primer lugar, a que se ha elevado la densidad del medio en aproximadamente un 26% solamente, como se refleja en la Tabla 4.3, y en segundo lugar, a que se ha aumentado la viscosidad del medio 1500 veces, lo que conduce a unas velocidades de sedimentación excesivamente bajas, sobre todo para tamaños inferiores a 30/40 mallas A.S.T.M..

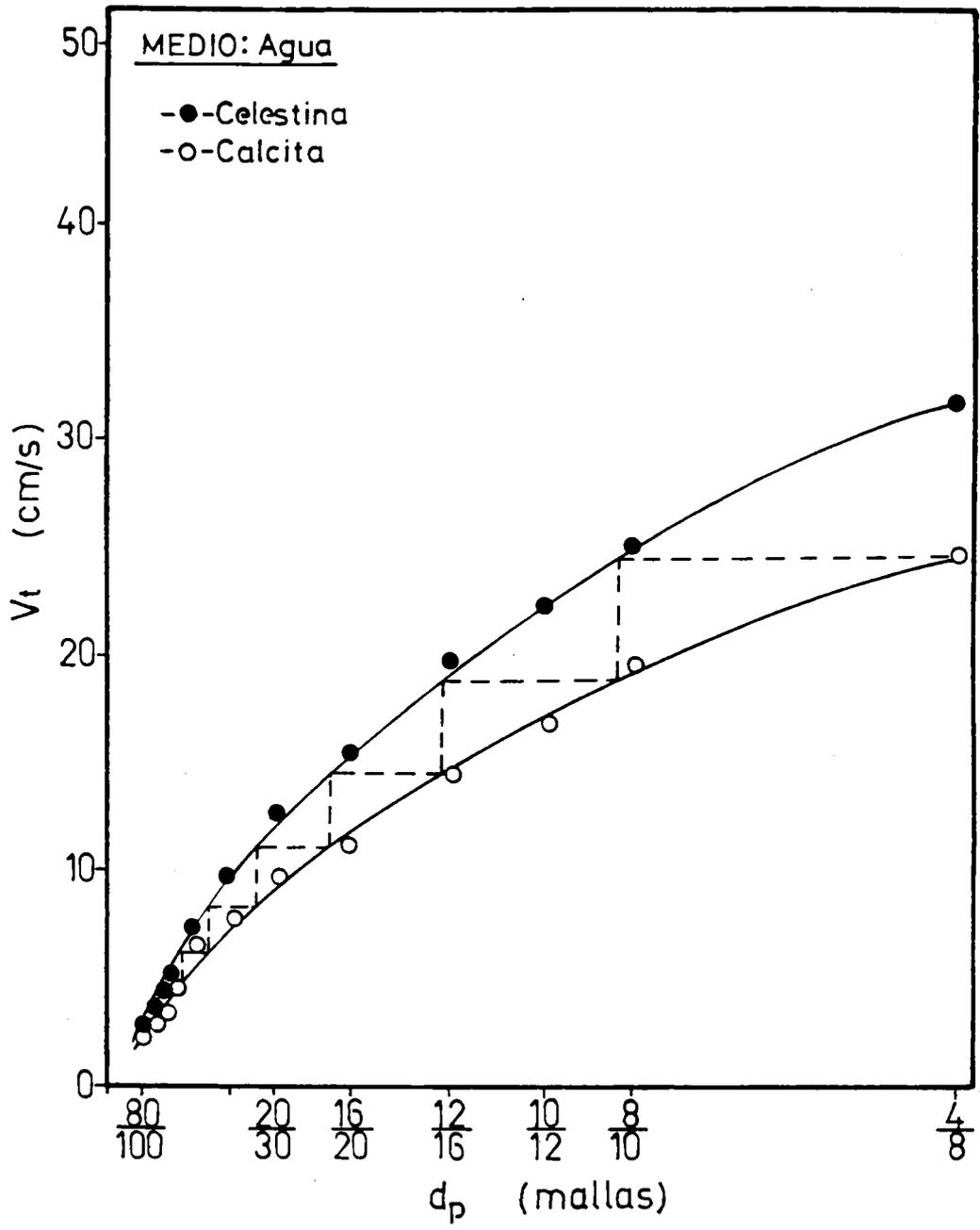


Figura 4.8

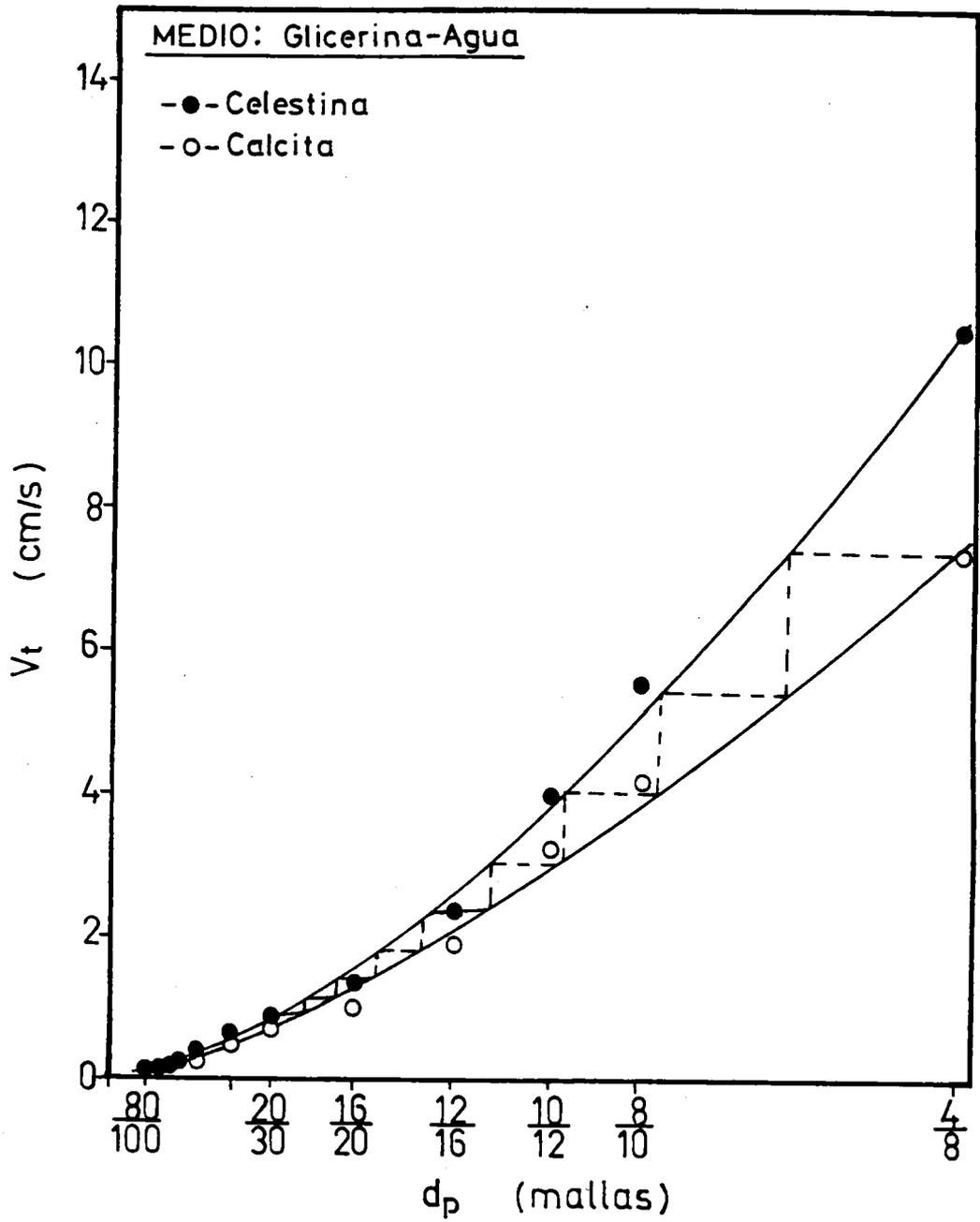


Figura 4.9

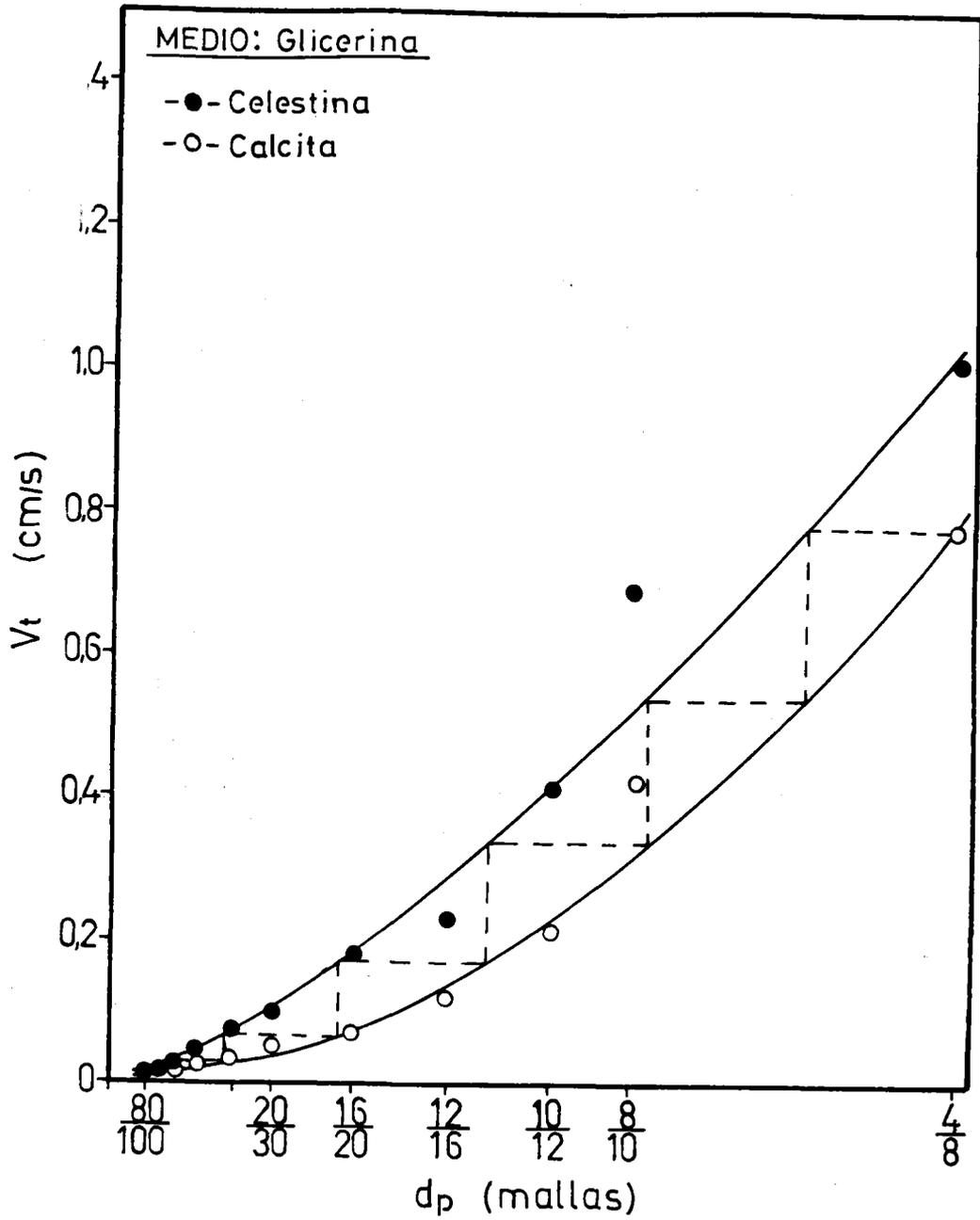


Figura 4.10

No obstante y a pesar de la dificultad del control del fluido para estas velocidades, se aprecia en el sistema glicerina-agua, hasta un tamaño de 20/30 mallas, que las fracciones que se obtienen están constituidas en casi todos los casos por un sólo mineral.

De una observación conjunta de los tres sistemas estudiados y desde el punto de vista de su aplicación a un mineral real en el que se encuentran las dos especies íntimamente entrelazadas, se deduce que con un control muy riguroso de la velocidad del fluido por la instalación podrían obtenerse, en algunos casos y casi siempre para tamaños grandes, fracciones constituidas por un solo mineral, por lo que si el grado de separación de especies por trituración fuese el apropiado se conseguiría, en principio, una concentración entre especies que es el objetivo perseguido.

Sin embargo, hay que tener en cuenta, en primer lugar, que el grado de separación entre especies obtenido por molturación del mineral de partida se hace efectivo para tamaños inferiores a 60 mallas, Sutherland y Wark (1955); Taggart (1966); Fuerstenau (1980), y, en segundo lugar, que el tratamiento del problema del movimiento libre de una partícula mineral aislada en el seno de un fluido puede alejarse mucho del comportamiento de las partículas de un conjunto, porque en su movimiento se influyen mutuamente, por lo que la concentración en sólidos de la pulpa será un factor a considerar. Por otra parte, también hay posibilidad de que las partículas se agrupen formando conjuntos de diámetro mayor con distinta velocidad de desplazamiento. De todas formas, y de acuerdo con Otero (1976), el tratamiento expuesto para el caso ideal de una partícula en caída libre es válido para conocer el orden de las velocidades máximas que se tendrán que usar en casos prácticos.

4.2 FLOTACION DE MINERALES PUROS

4.2.1.- FLOTACIÓN DE CELESTINA

La celestina (SrSO_4) es un mineral que pertenece, al igual que la fluorita, barita, scheelita, etc., al grupo de los "ligeramente solubles". Actualmente, su extracción y concentración tienen un gran interés en los países altamente industrializados por las numerosas aplicaciones de los productos derivados de ella, principalmente de las formas carbonato y nitrato.

Sin embargo, las exigencias del mercado hacen necesaria una concentración del mineral por encima del 90% mediante separación de otras especies que lo acompañan. Dicha separación puede efectuarse, principalmente, por lixiviación, diferencia de densidad o bien por flotación, siendo esta última técnica la que tiene mejores perspectivas de futuro por su bajo costo y su facilidad operatoria. En este sentido, conviene reseñar los muy escasos estudios realizados con el mineral, sobre todo procedentes del mundo occidental, si bien algunos autores soviéticos como Glembostkii y col. (1961), Glembostkii y Uvarov (1962), Uvarov y Glembostkii (1964) y Taha y col. (1985) han llevado a cabo diversas investigaciones sobre la flotación de celestina usando distintos colectores y diversos depresores, aunque no siempre quedan bien definidas las condiciones experimentales.

Recientemente, Cabrerizo (1986) ha efectuado un estudio sistemático de la adsorción de colectores iónicos sobre el mineral con algunas aplicaciones a su flotación. Igualmente, en los últimos años, el grupo de trabajo "Flotación" de este Departamento, ha realizado una amplia investigación sobre la flotación de celestina y otros minerales de su mismo grupo, no solo a escala de laboratorio mediante pruebas de tipo test en el tubo de Hallimond modificado, Fuerstenau y col. (1957),

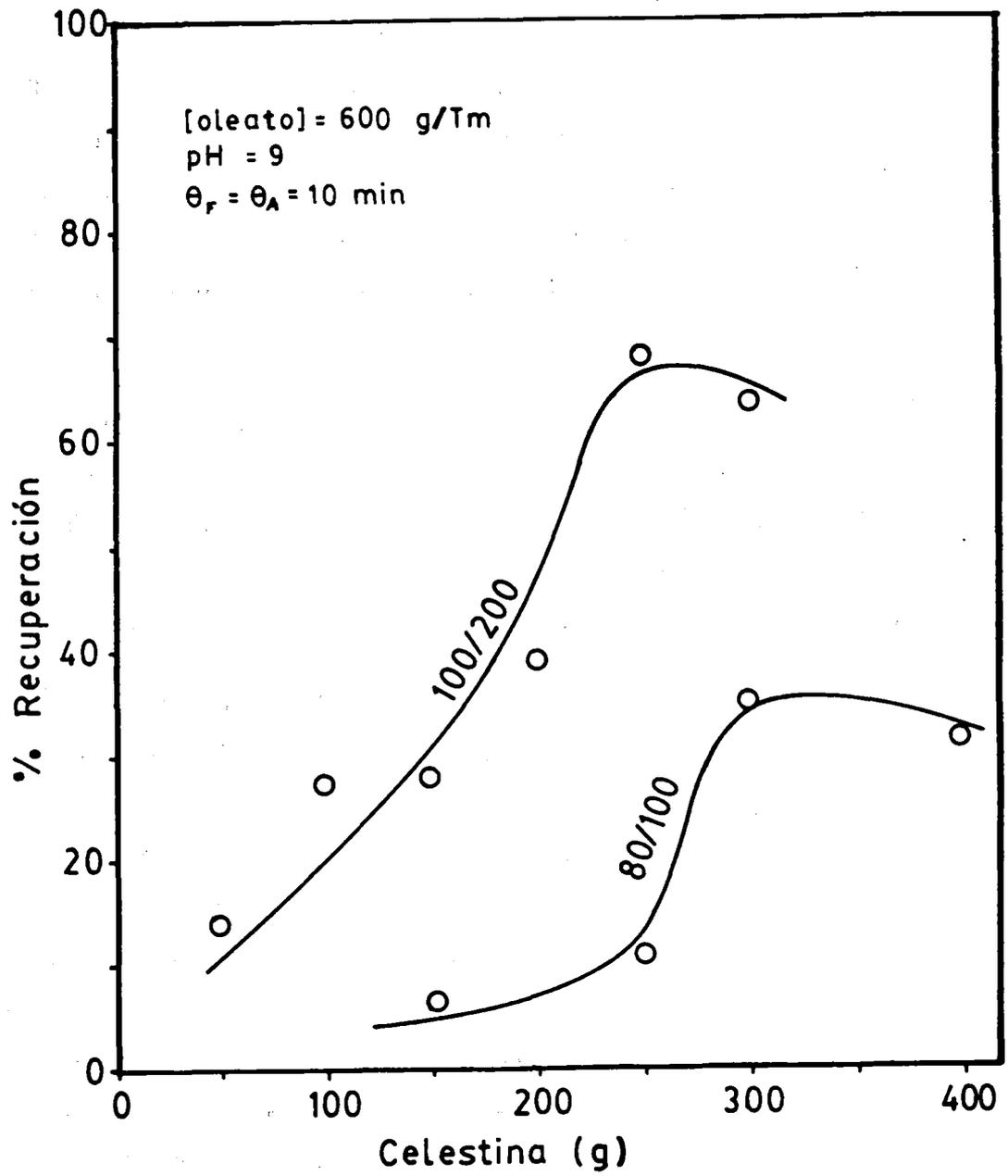


Figura 4.11

recogidos en la Tabla 4.13 cuyos resultados se encuentran en la Figura 4.12. En ella puede observarse que una disminución en el tamaño de celestina mejora su recuperación hasta alcanzar un máximo en las proximidades de 160/200 mallas, a partir del cual disminuye con un aumento en la trituración Este hecho fue observado por Glembostkii y col. (1972) y se ha relacionado con el consumo de colector, con la reducción en la velocidad de flotación y en la aglomeración de partículas, factores que influyen negativamente sobre la flotación del mineral.

TABLA 4.13

TAMICES A.S.T.M. (mallas)	TAMAÑO DE PARTICULA (μm)
60/70	-250+210
70/80	-210+177
80/100	-177+149
100/120	-149+125
120/140	-125+105
140/160	-105+88
160/200	-88+74
200/270	-74+53
270/325	-53+44
325/400	-44+37
400/450	-37+30
450/500	-30+25
<500	-25

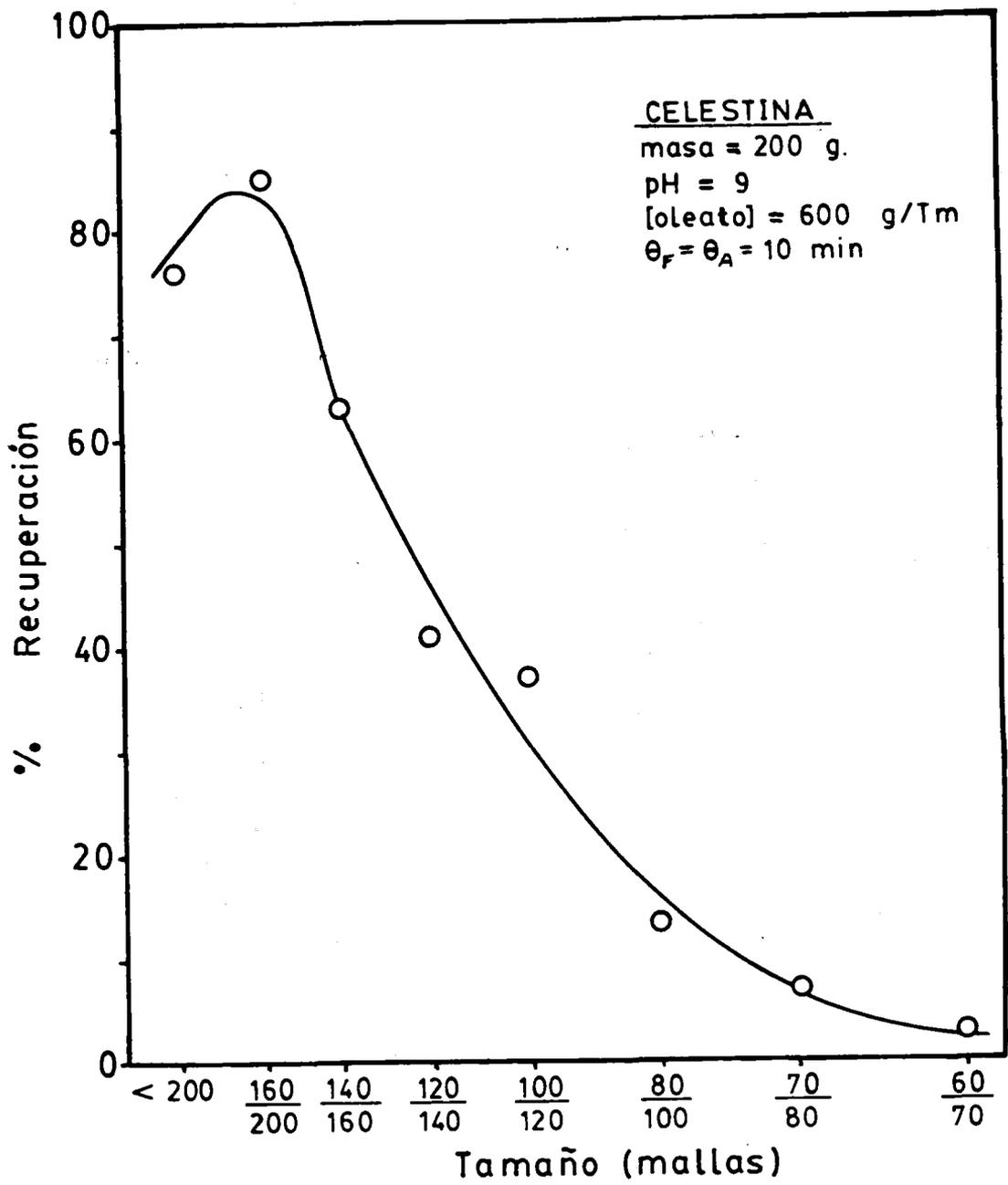


Figura 4.12

Por otra parte, numerosos investigadores, Trahar (1981), Bustamante y Warren (1983), Fuerstenau (1980), han encontrado que la flotación de un sólido viene fuertemente influenciada por el tamaño y que, generalmente, al disminuir éste se incrementa su flotación, lo que está básicamente de acuerdo con los resultados obtenidos en esta investigación.

En la Figura 4.13 se ha representado la recuperación de las diversas fracciones contenidas en 200 gramos de celestina de tamaño inferior a 200 mallas A.S.T.M. que tenía inicialmente la siguiente composición: 13.5% de 200/270; 14.8% de 270/325; 30% de 325/400; 15.3% de 400/450; 18.7% de 450/500 y 7.7% de tamaño menor de 500 mallas A.S.T.M..

Sobre un total de 133.79 gramos flotados (66.89% de recuperación), los resultados obtenidos indican que las fracciones más finas del mineral se recuperan mejor que las menos finas, lo que confirma de nuevo los datos anteriormente comentados. No obstante, un grado de trituración excesivamente alto encarece sensiblemente la operación de flotación a escala industrial además de introducir el problema adicional de la presencia de "lamas" que son partículas de tamaño ultrafino que se adhieren a las partículas de mineral y consumen agentes de superficie, aunque su respuesta a la técnica de flotación es completamente anárquica. Por todo ello se ha seleccionado como tamaño óptimo de mineral aquella fracción del mismo que pase por el tamiz de 200 mallas A.S.T.M. ($< 74 \mu\text{m}$) en la que existen también partículas muy finas, aunque su proporción, como se ha indicado anteriormente, es muy baja.

4.2.1.2.- Influencia del pH y concentración de colector.

En la Figura 4.14 se han representado los porcentajes de recupera-

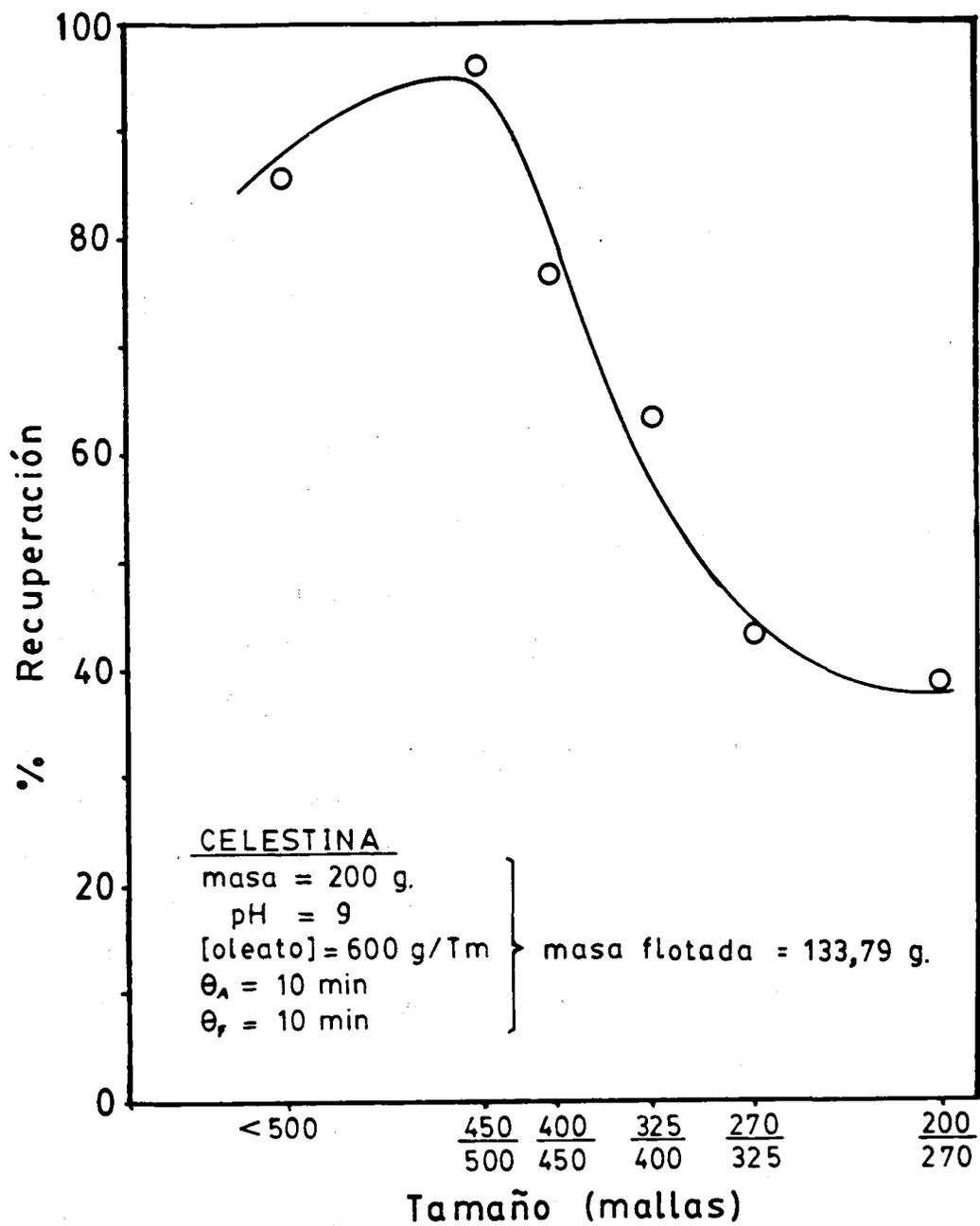


Figura 4.13

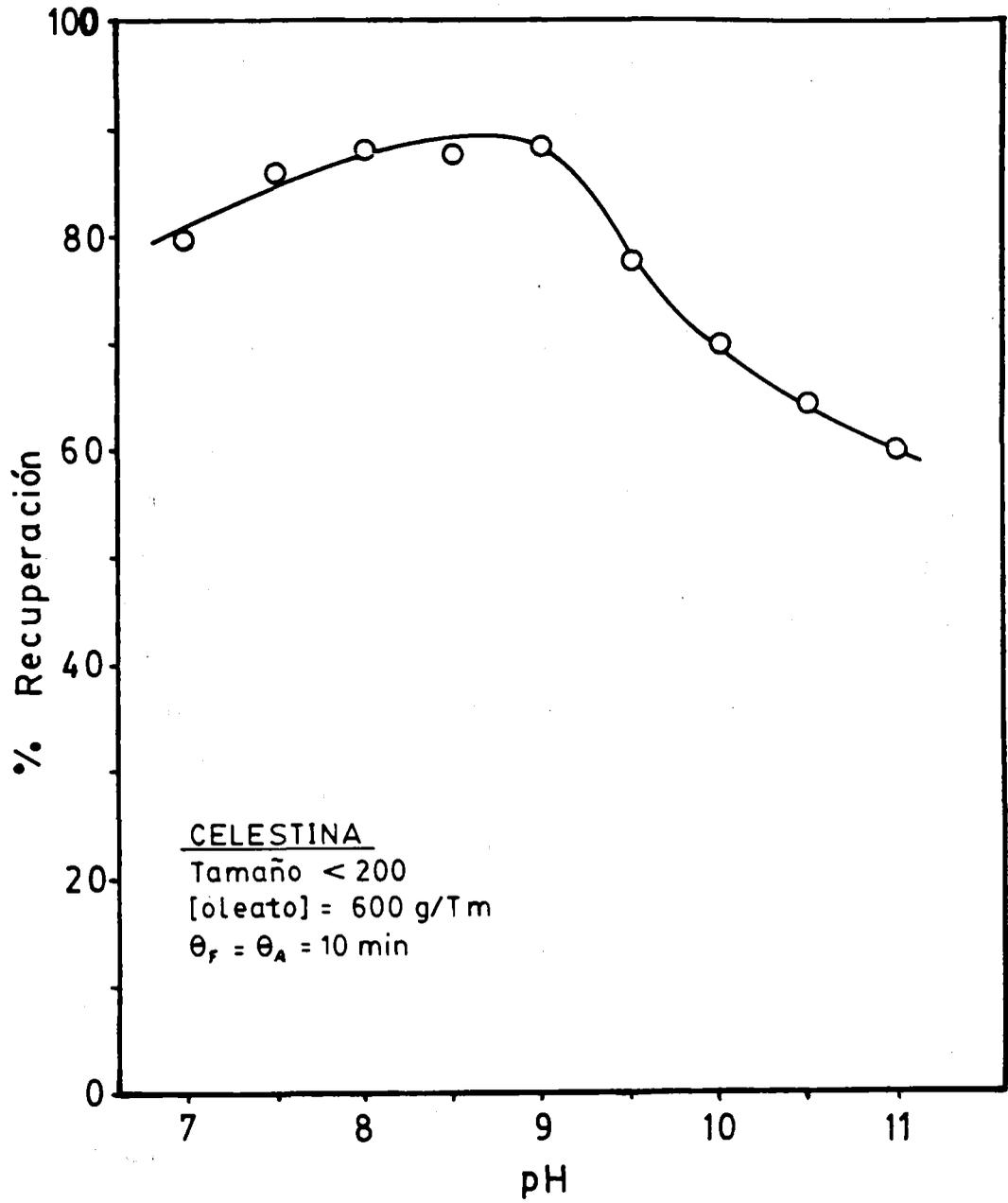


Figura 4.14

ción obtenidos en función del pH; como puede apreciarse, el mineral tiene una muy aceptable flotación desde pH 7 a 9, donde se encuentra el máximo, para disminuir paulatinamente conforme se van alcanzando medios fuertemente básicos. Estos resultados coinciden plenamente con los encontrados anteriormente mediante el tubo de Hallimond por Hernáinz y Gálvez (1989,a). En este sentido Uvarov y Glembostkii (1964) encuentran a pH=8.5 el 95% de recuperación de celestina en condiciones operatorias similares a las de esta investigación.

Por otra parte, el descenso de la flotación en medios fuertemente alcalinos, encontrado también por Taha y col. (1985), se puede explicar en función de la competitividad ejercida por los iones oxidrilo provenientes de la adición de NaOH, que se adsorberían sobre la superficie del mineral impidiendo, en parte, la adherencia de burbujas de aire. Así mismo, estos investigadores indican que a pH comprendido entre 8 y 9 el oleato sódico puede formar sales de estroncio de baja solubilidad sobre la superficie, siendo responsables de la adherencia a las burbujas de aire y por tanto de la flotación del mineral.

Desde un punto de vista básico, la adsorción de colector en la interfase sólido-líquido puede ser el resultado de una interacción de tipo químico, físico o una combinación de ambas. En el caso de celestina se ha podido comprobar, Cabrerizo (1986), que se produce una carga superficial negativa para valores de pH superiores a 3, por lo que de acuerdo con los resultados obtenidos, puede considerarse que existe, principalmente, una interacción de tipo químico entre el colector, oleato sódico, y la superficie del mineral, pues de otra manera existiría repulsión por el signo, también negativo, de la cadena polar del tensioactivo y el mineral flotaría con dificultad.

En este sentido, Dudenhov y col. (1980), indican que los ácidos carboxílicos y sus sales son muy activos sobre la superficie de los

minerales que contienen en su red metales alcalinotérreos, como calcio y estroncio, cuyos oleatos se destacan por su bajo producto de solubilidad. Por ello, los colectores carboxílicos entran en acción química con la superficie de estos minerales, enlazándose con su red cristalina.

Resultados parecidos a los comentados han sido obtenidos por Cabrerizo (1986) empleando oleato sódico a concentraciones comprendidas entre 10^{-4} y 10^{-6} M, mineral de 180/200 mallas y un flujo de nitrógeno de 10 L/h. Los resultados de este investigador son ligeramente inferiores a los de este trabajo probablemente debido al tamaño de mineral usado.

Gálvez (1993), usando tubo de Hallimond, ha obtenido resultados similares en el sentido de hallarse la máxima recuperación de celestina en el intervalo de pH 8 y 9. Este autor relaciona el máximo en el porcentaje de recuperación del mineral con el mínimo valor en la tensión superficial del baño de flotación, hecho que ya había sido señalado anteriormente por Kulkarni y Somasundaran (1975) y Puhg y Stenius (1985).

El conocimiento de la concentración más adecuada de colector a emplear tiene una relevancia considerable, no solo desde el punto de vista económico, por el precio de los agentes, sino desde la posible influencia negativa de un exceso del mismo, Somasundaran y Kulkarni (1973). Por ello se ha estudiado un intervalo de concentraciones de oleato sódico que va desde 100 g/Tm a 1500 g/Tm, seleccionándose como pH de trabajo el valor de 9 que corresponde al óptimo encontrado.

Los resultados obtenidos se encuentran en la Figura 4.15; en ella puede apreciarse que a medida que se incrementa la concentración de agente colector (oleato sódico) se eleva el porcentaje de recuperación de celestina hasta llegar a una concentración de aproximadamente 600 g/Tm por encima de la cual todo incremento en la concentración de oleato sódico no se traduce en una mejora en la operación de flotación. Se

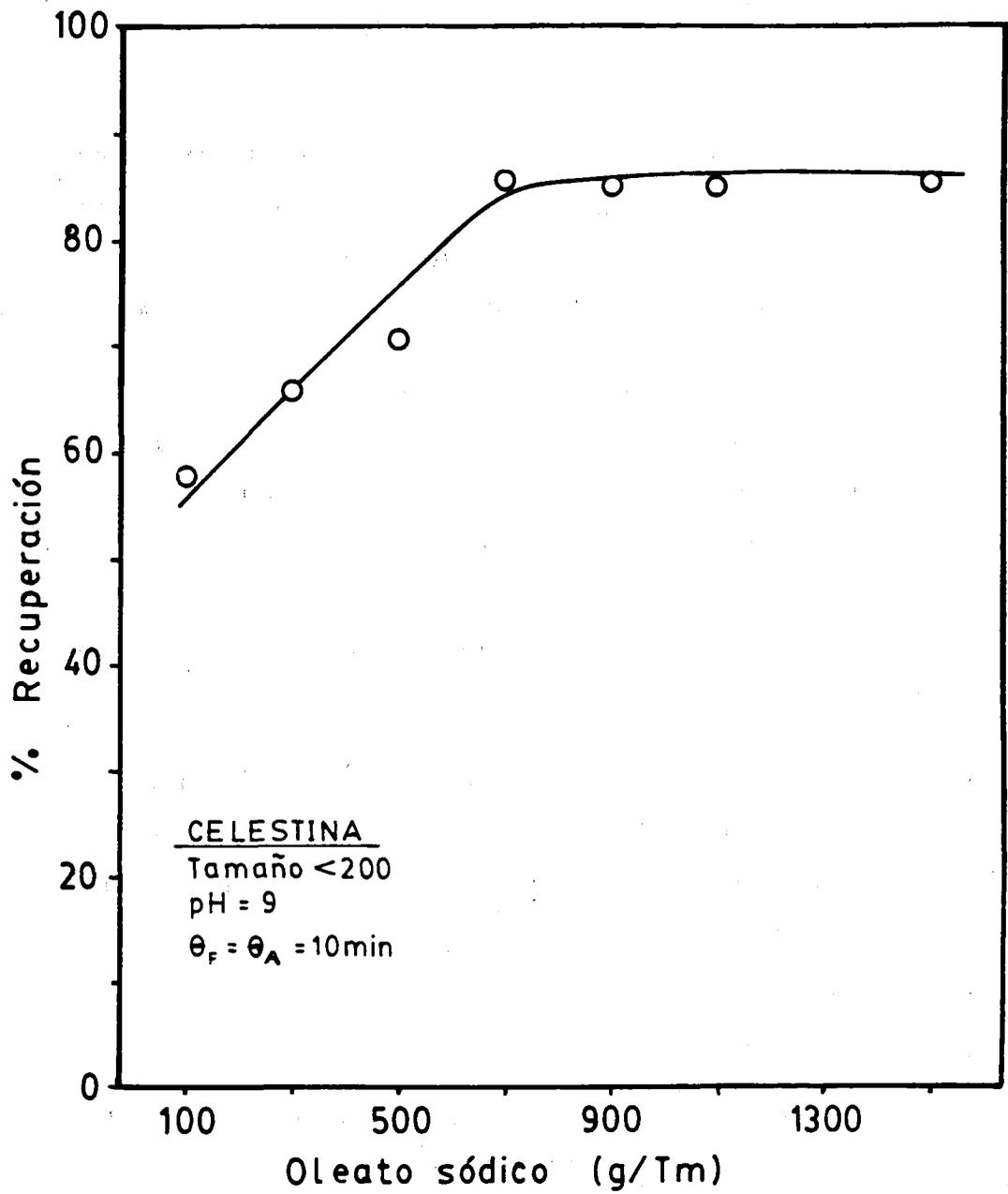


Figura 4.15

deduce de ello que cuando la concentración de oleato sódico es alta la recuperación del mineral se ve apenas afectada por la influencia de otras variables, como ha sido puesto de manifiesto por Roche (1973), Morales (1977) y Hernáinz y Gómez (1986), trabajando con otros minerales e indicando, además, que por encima de una determinada concentración de colector la recuperación es independiente del pH del baño de flotación.

Por ello, y teniendo en cuenta que un exceso de colector puede inducir entre otras consecuencias negativas, al gasto innecesario de reactivo, Hernáinz y Gálvez (1989,a), se ha tomado como concentración más adecuada de oleato sódico la de 600 g/Tm para las condiciones experimentales de este trabajo.

4.2.1.3.- Influencia del tiempo de acondicionamiento y del tiempo de flotación.

El tiempo de acondicionamiento, θ_A , es el tiempo que se le suministra, en condiciones adecuadas, al mineral finamente dividido para que las partículas puedan recubrirse de colector y responder satisfactoriamente a su flotación. Para determinar el θ_A óptimo de celestina se realizaron una serie de experimentos de flotación desde 3 a 30 minutos de acondicionamiento con 200 gramos de celestina, pH 9, concentración de oleato sódico de 600 g/Tm y 10 minutos de tiempo de flotación en todos los casos.

Los resultados obtenidos se han representado en la Figura 4.16, en la que puede deducirse que hay una ligera mejoría en la respuesta de celestina a la flotación conforme se incrementa el tiempo de acondicionamiento; sin embargo, a partir de los 10 minutos el incremento se hace menos significativo, lo que indica que este mineral se recubre de oleato

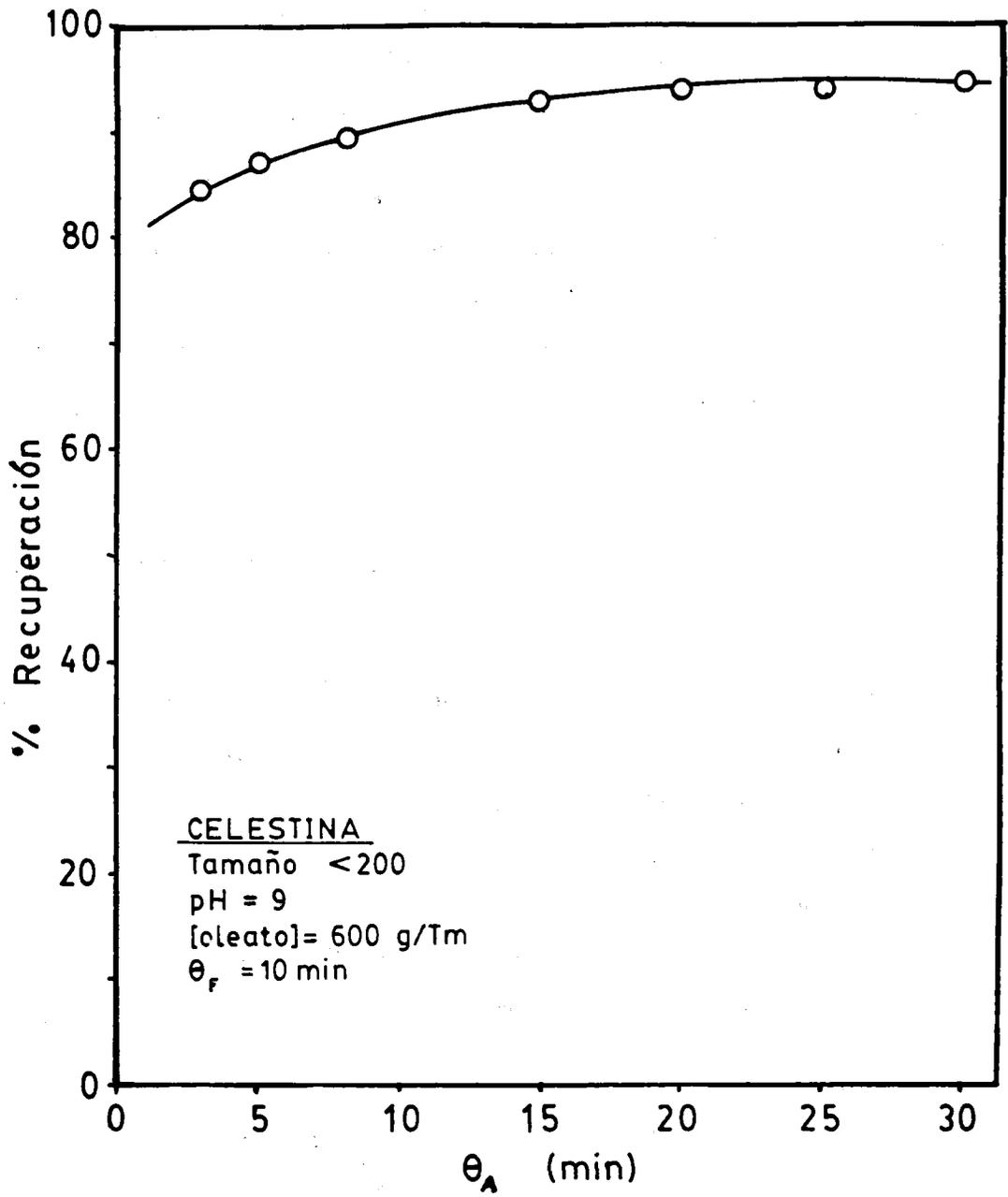


Figura 4.16

sódico con relativa rapidez, ya que otros sólidos requieren más de 30 minutos para alcanzar un recubrimiento adecuado, Roche (1973).

Por otra parte, los minerales, una vez recubiertos de los agentes apropiados, aunque tienen diferentes velocidades de flotación en función de las especies que los componen y del grado de alteración de las superficies, suelen flotar con cierta rapidez, Taggart (1966). En este sentido se realizaron una serie de experimentos en condiciones similares a las antes descritas, mediante los que se determinó la rapidez en la flotación de celestina, tomando para ello un tiempo de acondicionamiento en todos los casos de 10 minutos.

En la Figura 4.17 se ha representado el porcentaje de recuperación de celestina frente al tiempo de flotación, θ_f , en minutos; como se observa en ella, celestina flota con bastante rapidez pues antes de los 5 minutos se recupera la mayor parte de la misma, haciéndolo el resto a los 9 minutos, aproximadamente. En este punto conviene tener en cuenta que si el tiempo de flotación se prolonga demasiado, puede ocurrir que no solo no se mejore la operación sino que, además, se desprendan partículas de las espumas al romperse la interfase gas-líquido-sólido, con lo que disminuye la recuperación y, en algunos casos, también la selectividad de la misma, Maksimov y Khainman (1965) y Pereda y Hernáinz (1980).

4.2.1.4.- Cinética de flotación de celestina.

Mediante la cinética de la flotación se estudia la variación de la masa de mineral flotado en función del tiempo de flotación. Si se mantienen constantes todas las variables operacionales, la relación algebraica entre los parámetros antes citados es una ecuación de

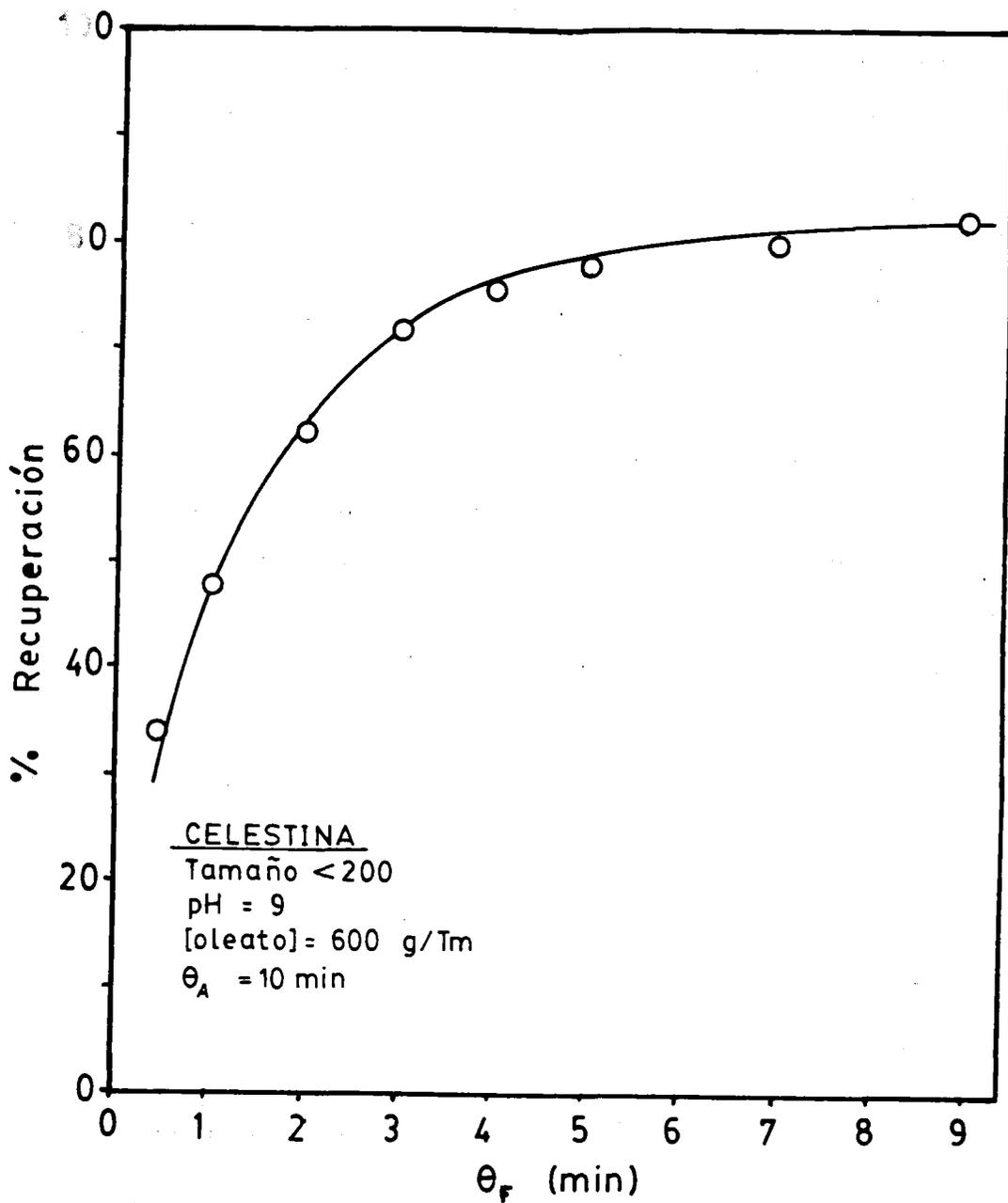


Figura 4.17

velocidad de flotación. Las formas de evaluar las ecuaciones de velocidad pueden basarse en suposiciones o en hechos establecidos sobre el mecanismo de los procesos, o más comúnmente por determinación empírica o por analogía con procesos similares, Arbiter y Harris (1962).

Desde el punto de vista de la analogía con la cinética química, la ecuación representativa de la cinética de flotación puede escribirse de la siguiente forma:

$$\frac{dC}{dt} = -k C^n \quad [4.35]$$

donde:

C: concentración de los sólidos

t: tiempo de flotación

n: orden del proceso

k: constante de velocidad de flotación

Con objeto de estudiar la cinética de la flotación de celestina se realizaron una serie de experimentos, a pH=9 y concentración de oleato igual a 600 g/Tm para un tiempo total de flotación de 10 minutos, sobre seis fracciones distintas de mineral, 80/100; 100/120; 120/140; 140/160; 160/200 y <200 mallas A.S.T.M.. Los resultados obtenidos se muestran en la Figura 4.18 en la que se representa el tanto por ciento de recuperación acumulado frente al tiempo de flotación; en ella se aprecia como la flotación de cualquiera de los seis tamaños de celestina considerados es muy rápida ya que antes de los 2 minutos ha flotado una fracción muy significativa de la misma.

Así mismo, también se pone de manifiesto que al disminuir el tamaño

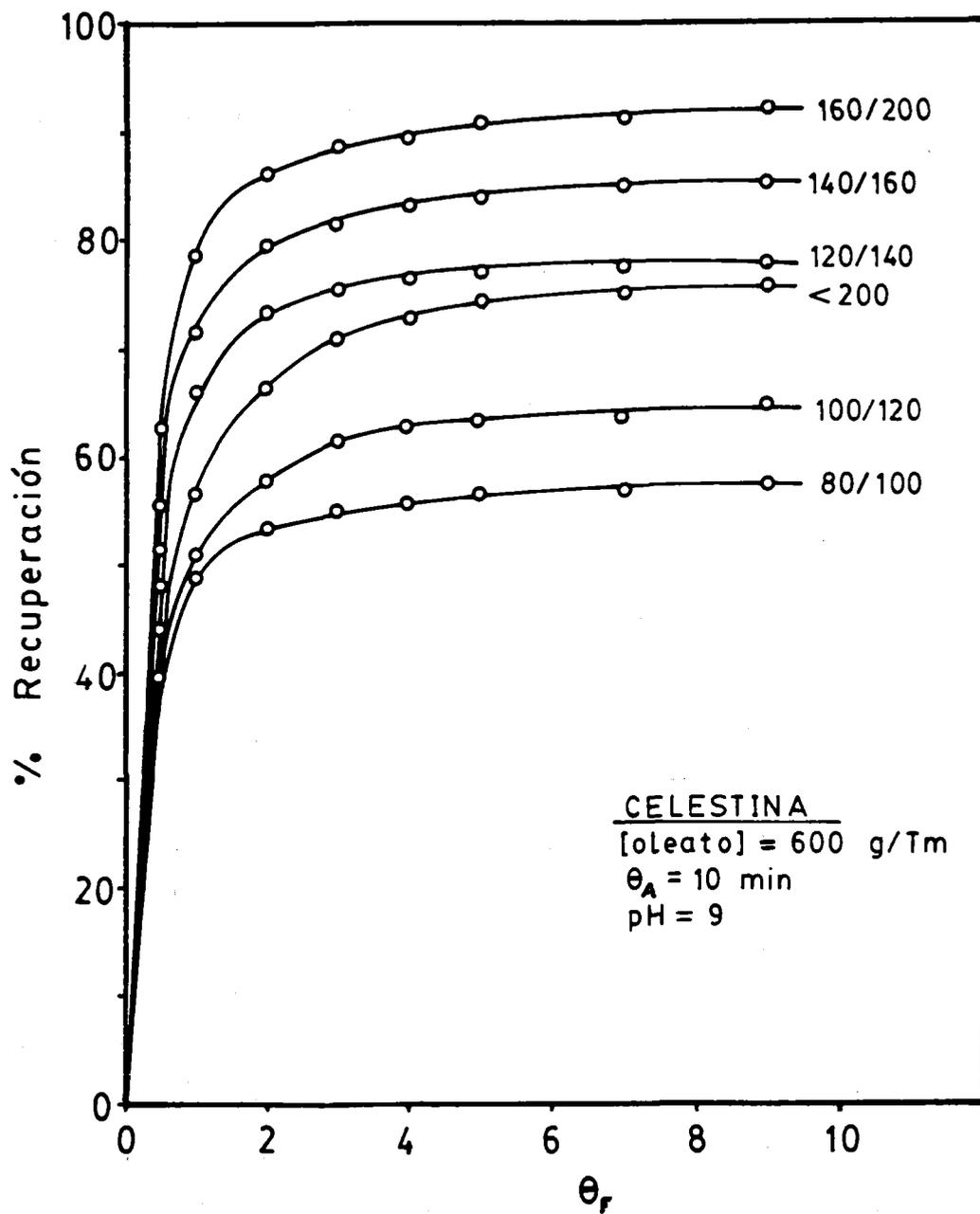


Figura 4.18

del sólido se eleva la velocidad de flotación en todos los casos menos en el de mineral <200 mallas, lo que coincide plenamente con lo descrito en el apartado 4.2.1.1 de esta Memoria.

Puede observarse mejor el fenómeno en la Figura 4.19 en la que se han representado los cortes para 1, 3 y 9 minutos en flotación, viéndose como en todos los tiempos considerados la flotación de celestina tiene un máximo en las proximidades del tamaño 160/200, a partir del cual un incremento en la trituración no favorece la operación. Resultados análogos fueron encontrados para calcita por Trahar (1981).

Desde el punto de vista cinético, la concentración C de la Ecuación 4.35 viene dada por:

$$C = \frac{M}{V} \quad [4.36]$$

por lo que, si se considera que el volumen no se modifica durante la flotación, lo que no es totalmente cierto porque siempre hay una pequeña pérdida de líquido al recogerse las espumas mineralizadas, el problema se simplifica notablemente al poder considerar a C como la masa de mineral que va quedando en la celda a medida que avanza la operación.

Considerando, por tanto, que el volumen no se modifica durante la operación, puede obtenerse el valor de la constante de velocidad de flotación, que es una constante compleja porque incluye parámetros operacionales tales como tiempo de inducción, aireación, concentración de reactivos, tamaño de partícula, tratamiento previo, diseño de la celda de flotación, etc. El cálculo de dicha constante puede realizarse según tres consideraciones diferentes:

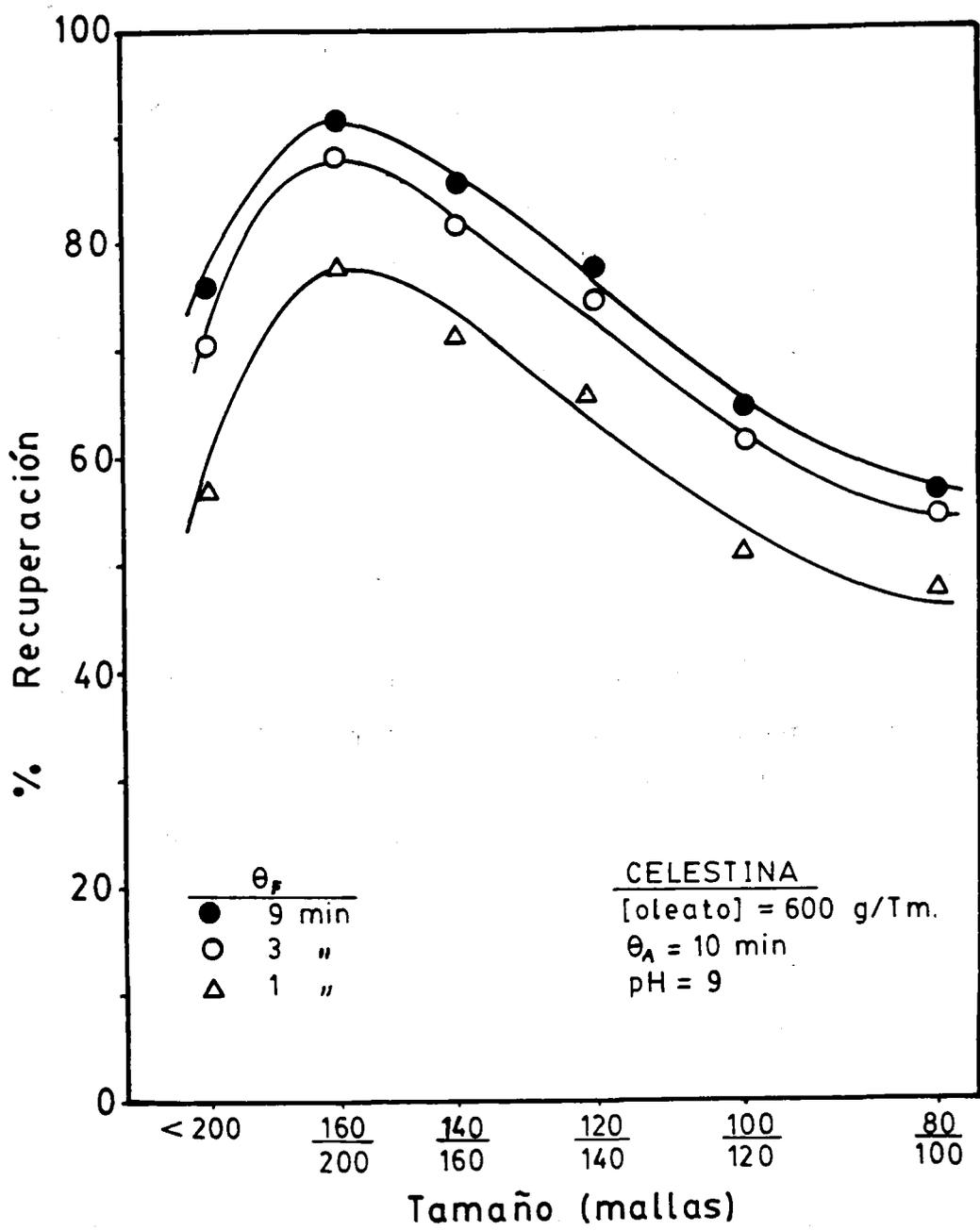


Figura 4.19

- a) Ecuación de primer orden (n=1)
- b) Ecuación de segundo orden (n=2)
- c) Ecuación de orden no entero

a) Ecuación de primer orden (n=1)

Si se considera n=1, la Ecuación 4.35 toma la forma:

$$\frac{dC}{C} = k dt \quad [4.37]$$

que integrada conduce a:

$$\ln\left(\frac{C_0}{C}\right) = k_1 t \quad [4.38]$$

en la que

C_0 : masa inicial de celestina en la máquina de flotación

C : masa de celestina que queda en la máquina

k_1 : constante de velocidad de flotación de primer orden

Por tanto, si se representan los valores de $\ln(C_0/C)$ frente al tiempo de flotación, t , se obtendrá una línea recta de pendiente igual a k_1 , si el supuesto orden n=1 es válido. En la Tabla 4.13 se muestran los valores obtenidos, así como el coeficiente de correlación, r^2 , para los diversos tamaños de mineral empleados.

para pulpas muy diluidas y segundo orden para minerales de baja riqueza ó pulpas concentradas.

Volkova usa la ecuación diferencial en la forma siguiente:

$$\frac{dR_q}{dt} = k_q \left[\frac{(R_{q,\infty} - R_q)^2}{(R_{\infty} - R_q)} \right] \left(\frac{R_{\infty}}{R_{q,\infty}} \right) \quad [4.41]$$

donde

$$R = \frac{(C_0 - C)}{C_0} \quad [4.42]$$

$$R_{\infty} = \frac{(C_0 - C_{\infty})}{C_0} \quad [4.43]$$

en la que el subíndice ∞ representa el valor a tiempo infinito, y q representa a cualquier mineral presente.

Integrando la ecuación 4.41 y considerando que solo hay una especie mineral presente (celestina), por lo que $R_{q,\infty} = R_{\infty}$, se llega a:

$$\ln \left(\frac{1}{1 - R_q/R_{\infty}} \right) = k_q t \quad [4.44]$$

En la Figura 4.18, se observa que a partir de 9 minutos de flotación, los porcentajes de recuperación se pueden considerar prácticamente constantes (para cada tamaño) pues la curva se hace asintótica. Por ello, se ha tomado para R_{∞} estos valores y para R_q los valores experimentales en cada caso.

En estas condiciones, al representar $\ln(1/(1-R_q/R_w))$ frente a t se obtendrá una línea recta de pendiente igual a k_q . En la Tabla 4.15 se indican los valores obtenidos en este supuesto.

TABLA 4.15

TAMAÑO	k_q	r^2
80/100	0.4988	0.95
100/120	0.5713	0.97
120/140	0.5761	0.91
140/160	0.5884	0.95
160/200	0.5486	0.93
<200	0.5421	0.97

Los valores de r^2 indican una aceptable correlación entre los dos parámetros considerados por lo que pueden considerarse válidos los valores encontrados para la constante de velocidad de flotación, k_q .

Teniendo en cuenta las condiciones operatorias, en las que se trabajó con una concentración de agente colector limitada (suficiente pero no en exceso), lo que ha supuesto no alcanzar en ningún caso el valor $R_w=1$, no se ha encontrado variación significativa de los valores de k_q para los seis tamaños de celestina considerados. Por ello puede aceptarse, en estas condiciones experimentales, como valor de k_q el valor medio de 0.5526 min^{-1} .

Por todo lo anterior, se llevó a cabo una nueva serie de experimentos en los que únicamente se modificó la concentración de oleato sódico, elevándola hasta 1100 g/Tm , comprobándose de nuevo el ajuste mediante las

ecuaciones de orden uno, dos y no entero. Los resultados encontrados se indican en la Tabla 4.16.

TABLA 4.16

Oleato sódico: 1100 g/Tm

TAMAÑO (mallas)	n= 1		n= 2		n= no entero	
	k_1	r^2	$C_0 k_2$	r^2	k_q	r^2
80/100	0.054	0.81	0.085	0.85	0.449	0.96
100/120	0.122	0.77	0.325	0.86	0.604	0.99
120/140	0.178	0.79	0.710	0.90	0.654	0.99
140/160	0.216	0.77	1.161	0.89	0.691	0.98
160/200	0.150	0.78	0.482	0.89	0.645	0.99
<200	0.514	0.92	1.763	0.92	0.758	0.98

Como puede apreciarse, también en este caso para orden no entero hay una buena correlación entre $\ln(1/(1-R_q/R_0))$ y t , de ahí los valores obtenidos para r^2 . Así mismo, ahora sí se han encontrado valores para R_0 prácticamente iguales a la unidad y además los valores de la constante de velocidad de flotación son distintos para cada tamaño de partícula, tal y como había sido puesto de manifiesto por otros investigadores, Trahar (1981), Laplante y col. (1983, a y b), usando minerales distintos de celestina.

Todo lo cual pone de manifiesto que cuando se emplea agente colector en exceso, la constante de velocidad de flotación aumenta de

forma considerable con la disminución del tamaño de celestina, lo que se traduce en una aceleración importante en el proceso de flotación de este mineral

4 2.1.5.- Efecto del quebracho como depresor.

Puesto que la base de la flotación consiste en la captación de las especies minerales por agentes colectores de naturaleza orgánica, es necesario modular el fenómeno si se quiere obtener una flotación selectiva, Blazy (1977). Por ello, en ciertos casos, se utilizan determinados agentes, bien para permitir la fijación del colector sobre una superficie en la que no podría fijarse (activadores), o bien para impedir esta fijación (depresores).

No obstante, es importante indicar que la tendencia actual persigue la obtención de un concentrado global conteniendo varios minerales a partir del todo-uno. La flotación selectiva se ejerce a continuación sobre el concentrado global, después de que los primeros reactivos usados hayan sido eliminados, bien por calor, por oxidación, o por cualquier otra técnica, lo que supone una cierta desventaja. Sin embargo la flotación selectiva se aplica sólo a una fracción concentrada, resultando de ello unos circuitos más cortos con disminución de gastos de inversión y ganancia de reactivos.

Dentro de los agentes depresores de tipo orgánico, el quebracho es de los que se usan con más frecuencia para impedir la flotación de ganga, principalmente calcárea, que acompaña a determinados minerales, por la escasa selectividad de los colectores usados en la separación de la fracción valiosa. Sin embargo, es necesario tener en cuenta que con el uso de agentes depresores existe el riesgo de que también actúen sobre

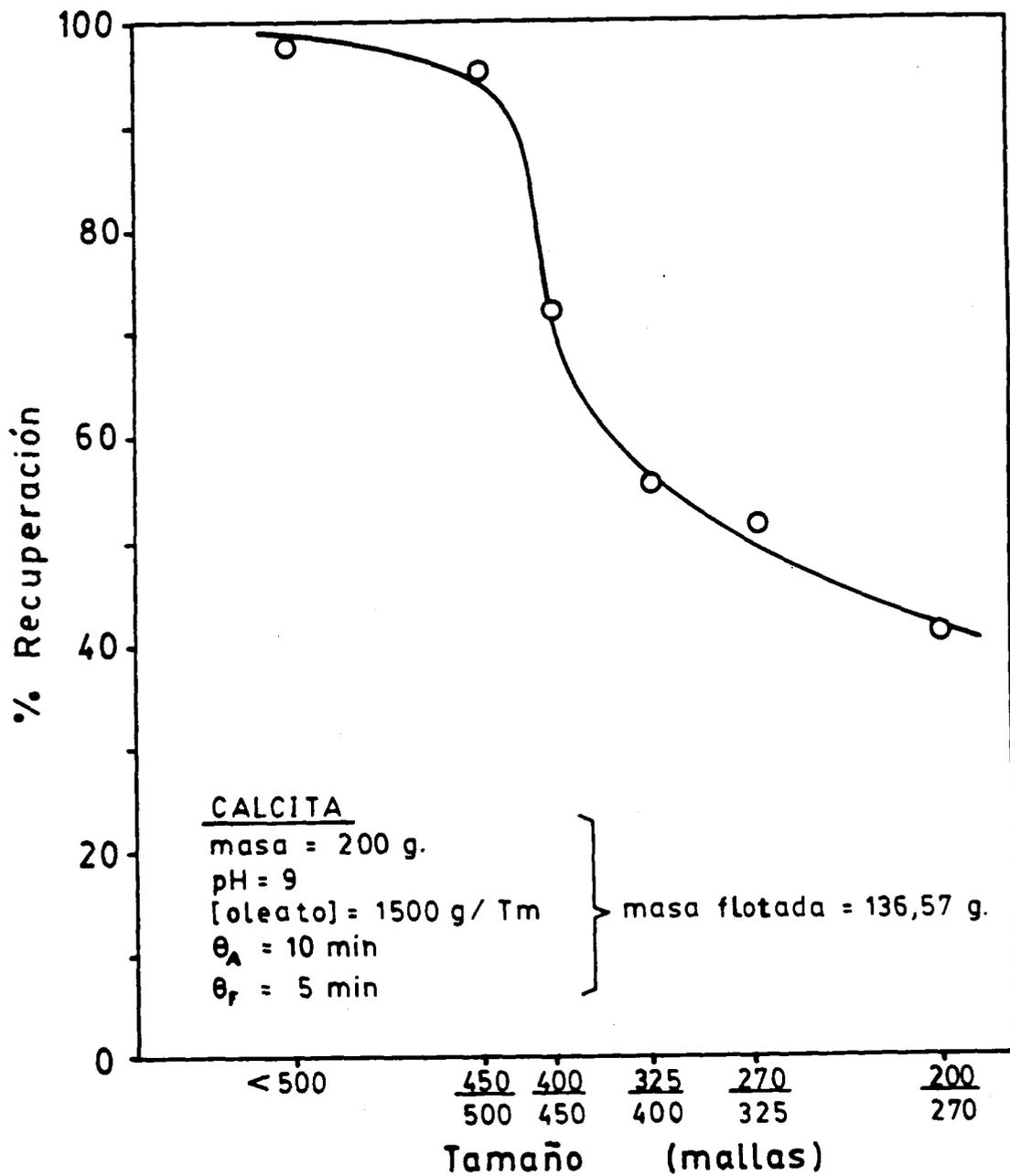


Figura 4.26

4.2.2.2.- Influencia del pH y concentración de colector.

En la Figura 4.27 se representan los resultados obtenidos en el estudio de la variación del porcentaje de recuperación de calcita con el pH del medio, evidenciándose que, en estas condiciones experimentales, el pH tiene escasa influencia debido a que la concentración de oleato sódico usada es suficiente. En este sentido, Hernáinz y Gálvez (1989,a) y Gálvez (1993) encuentran que por encima de una determinada concentración de oleato sódico calcita flota por completo y de forma independiente del pH.

En la Figura 4.28 se ha representado la variación del porcentaje de recuperación de calcita en función de la concentración de oleato sódico a pH=9, notándose que dicho porcentaje de recuperación crece rápidamente cuando se incrementa la concentración de colector hasta unos 700 g/Tm. A partir de este punto, la mejora en la recuperación es muy escasa ya que es preciso aumentar la concentración del agente más de dos veces para incrementarla en menos de un 5%.

La mayor parte de las referencias de investigadores que han flotado calcita con oleato sódico a temperatura de 293 K, Sorensen (1973), Mishra (1982), Pugh y Stenius (1985), Hernáinz y Gálvez (1989,a) y Hernáinz y Calero (1993), muestran que existe una concentración de oleato sódico muy crítica por debajo de la cual la recuperación del mineral desciende muy rápidamente, mientras que por encima de ella la recuperación es prácticamente del 100%. No obstante, los valores de esta concentración crítica difieren notablemente entre sí, pues mientras Sorensen (1973) la señala a $6 \cdot 10^{-6}$ M, Mishra (1982) lo hace a $2 \cdot 10^{-5}$ M, Pugh y Stenius (1985) requieren $4 \cdot 10^{-4}$ M, mientras que Hernáinz y Gálvez (1989,a) necesitan concentraciones de oleato sódico superiores a $1 \cdot 10^{-4}$ M.

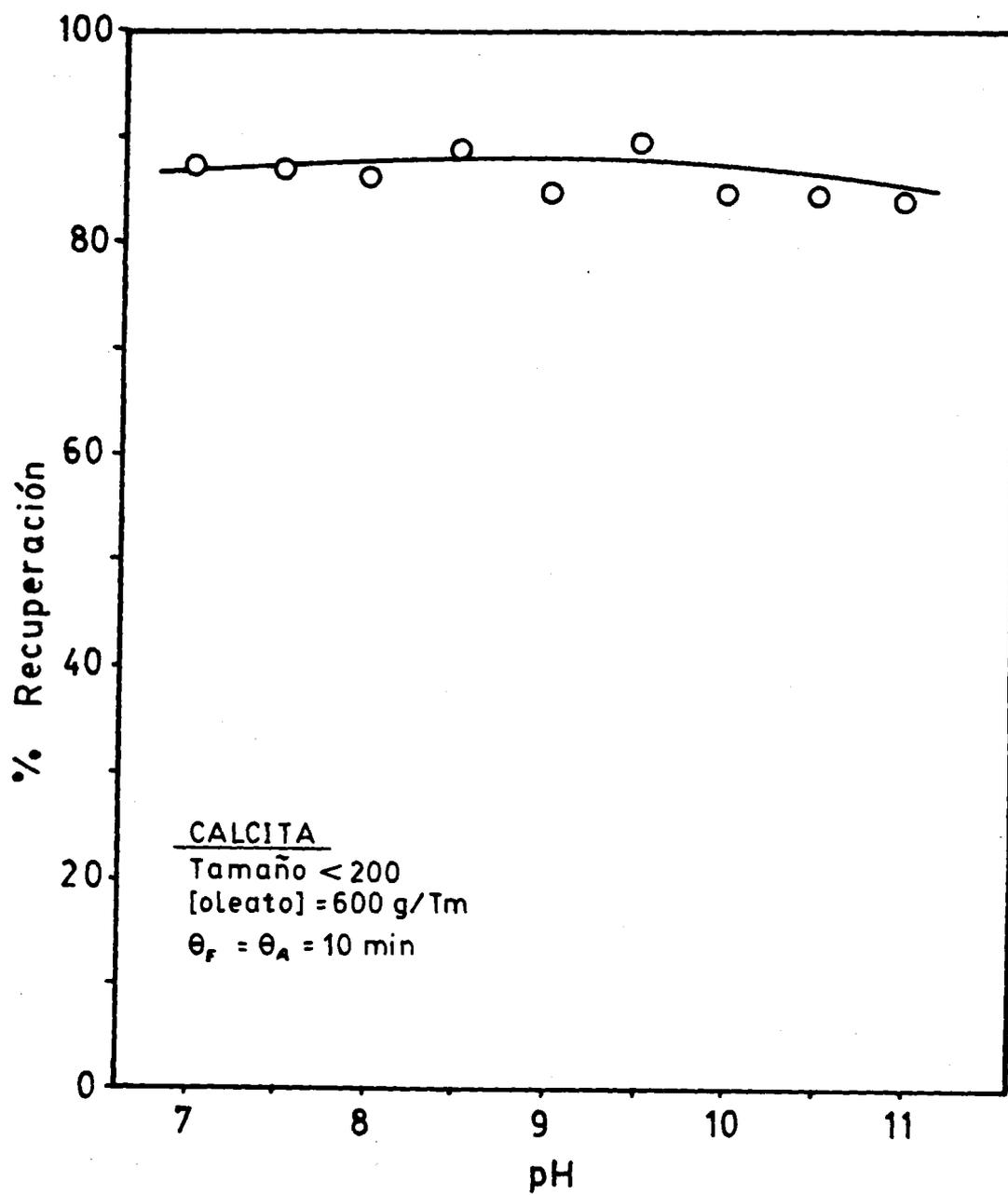


Figura 4.27

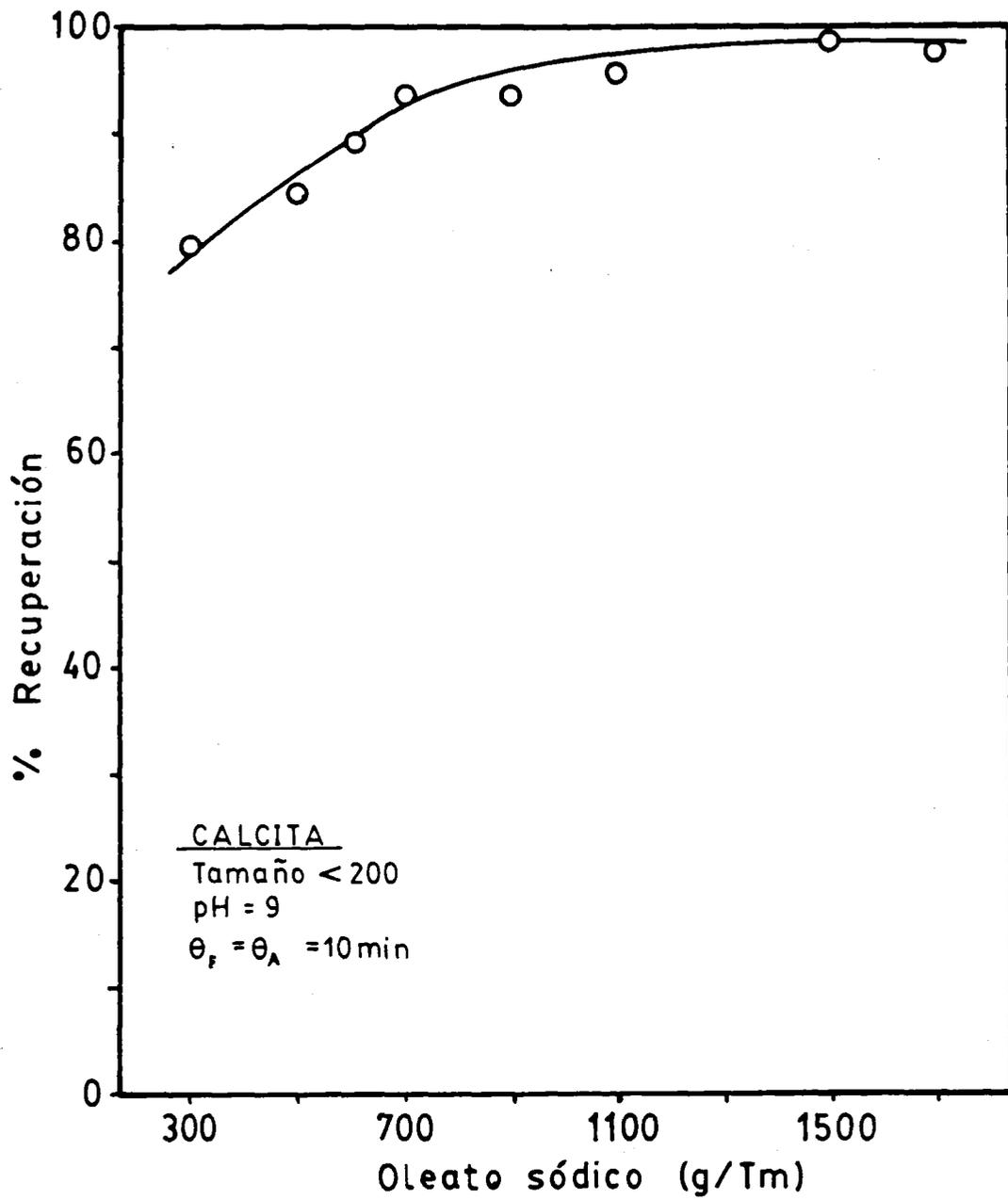


Figura 4.28

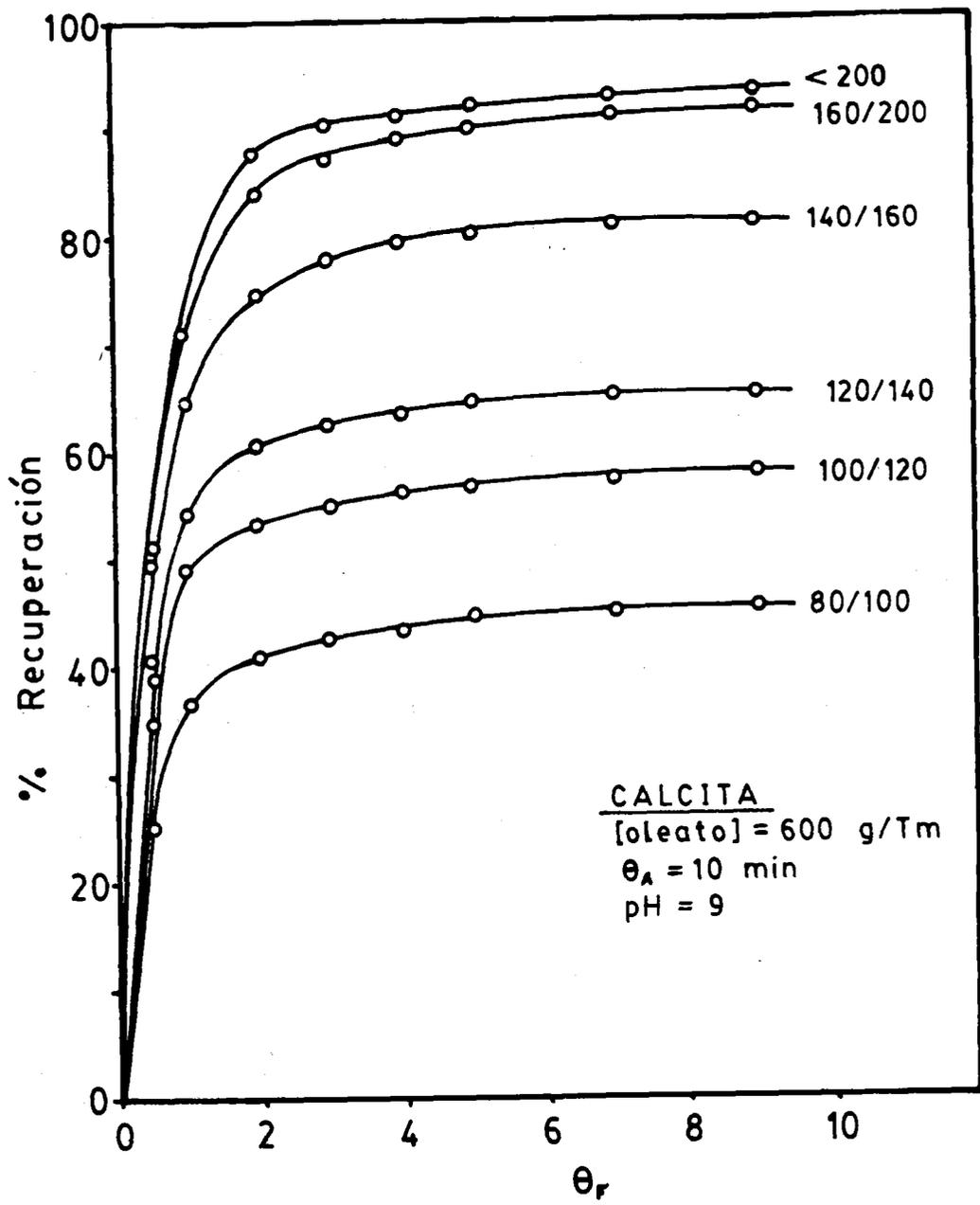


Figura 4.31

a) Ecuación de primer orden (n=1)

En la tabla 4.17 se indican los valores de la constante de velocidad de flotación, k_1 , así como el coeficiente de correlación, r^2 , para los diversos tamaños de calcita empleados.

TABLA 4.17

TAMAÑO	k_1	r^2
80/100	0.0293	0.64
100/120	0.0370	0.57
120/140	0.0494	0.60
140/160	0.0969	0.64
160/200	0.1854	0.72
<200	0.2100	0.64

Los bajos coeficientes de correlación indican que la operación no puede asimilarse, igual que ocurría con celestina, a orden $n=1$, al no existir linealidad entre $\ln C_0/C$ y t .

b) Ecuación de segundo orden (n=2)

En la tabla 4.18 se indican los valores de la constante de velocidad de flotación, k_2 , para el supuesto de $n=2$. Así mismo, se indican los coeficientes de correlación lineal, r^2 .

TABLA 4.18

TAMAÑO	C_0k_2	r^2
80/100	0.0477	0.68
100/120	0.0747	0.62
120/140	0.1162	0.66
140/160	0.3567	0.74
160/200	1.1925	0.89
<200	0.5253	0.82

Aquí también los bajos valores de los coeficientes de correlación muestran la ausencia de linealidad entre C_0/C y t , por lo que tampoco puede considerarse que n sea igual a 2.

c) Ecuación de orden no entero

Empleando para R_0 las mismas consideraciones que en el caso de celestina, al representar para calcita $\ln(1/(1-R_q/R_0))$ frente a t , se debe obtener una línea recta de pendiente igual a k_q . En la tabla 4.19 se muestran los resultados obtenidos.

Los valores de r^2 indican una aceptable correlación entre los parámetros considerados por lo que pueden considerarse válidos los diferentes k_q encontrados.

TABLA 4.19

TAMAÑO	k_q	r^2
80/100	0.5596	0.98
100/120	0.5569	0.96
120/140	0.5655	0.96
140/160	0.6112	0.97
160/200	0.5585	0.94
<200	0.6590	0.94

Al igual que ocurría con celestina (apartado 4.2.1.4) se obtiene una valor de k_q muy parecido para todos los tamaños de calcita, por lo que teniendo en cuenta las condiciones experimentales de esta investigación (cantidad limitada de colector) puede aceptarse como valor de k_q el valor medio de 0.5851 min^{-1} , que, como era de esperar, es ligeramente superior al encontrado para celestina.

Con objeto de comprobar el efecto de un aumento en la concentración del colector sobre la constante de velocidad de flotación, se llevaron a cabo una serie de experimentos en los que se usó 1100 g/Tm de oleato sódico, manteniendo constante todos los demás parámetros operacionales. Los resultados encontrados se indican en la Tabla 4.20.

4.2.3.3.- Bajas concentraciones de oleato sódico.

Teniendo en cuenta los resultados encontrados con los dos agentes depresores, podría deducirse que las concentraciones de oleato sódico usadas lo son en exceso. Por ello se han llevado a cabo una serie de experimentos empleando concentraciones de colector de 150, 100, 75 y 50 g/Tm, respectivamente.

Los resultados, para 150 g/Tm de oleato sódico, se representan en las Figuras 4.42 y 4.43. En ellas puede observarse que la disminución en la concentración de oleato potencia, en algunos casos, en efecto del depresor mientras que en otros se afecta muy poco, aunque la recuperación de celestina se mantiene independiente de su proporción en el mineral artificial.

En la Tabla 4.21 se encuentran los resultados para la recuperación de calcita cuando se ha usado 600 y 150 g/Tm de oleato sódico.

Como puede observarse en ella, en todos los casos la recuperación de calcita resulta prácticamente igual a la encontrada para celestina.

Por otra parte, en la Tabla 4.22 se muestran los resultados obtenidos para la recuperación de celestina y calcita empleando 100, 75 y 50 g/Tm de oleato sódico. Puede verse que para 100 g/Tm de oleato, en ausencia de depresor y con quebracho, las recuperaciones de celestina y calcita son bajas, pero muy similares. Sin embargo, con silicato sódico las diferencias en la flotación de ambos minerales son significativas, con calcita deprimida más extensamente.

A 75 g/Tm de oleato sódico, la recuperación de ambos minerales cae aún más y no se aprecia diferencias en la respuesta en ninguno de los experimentos realizados. Finalmente a 50 g/Tm, en ausencia de depresor, calcita se recupera mejor que celestina, si bien en valores muy bajos.

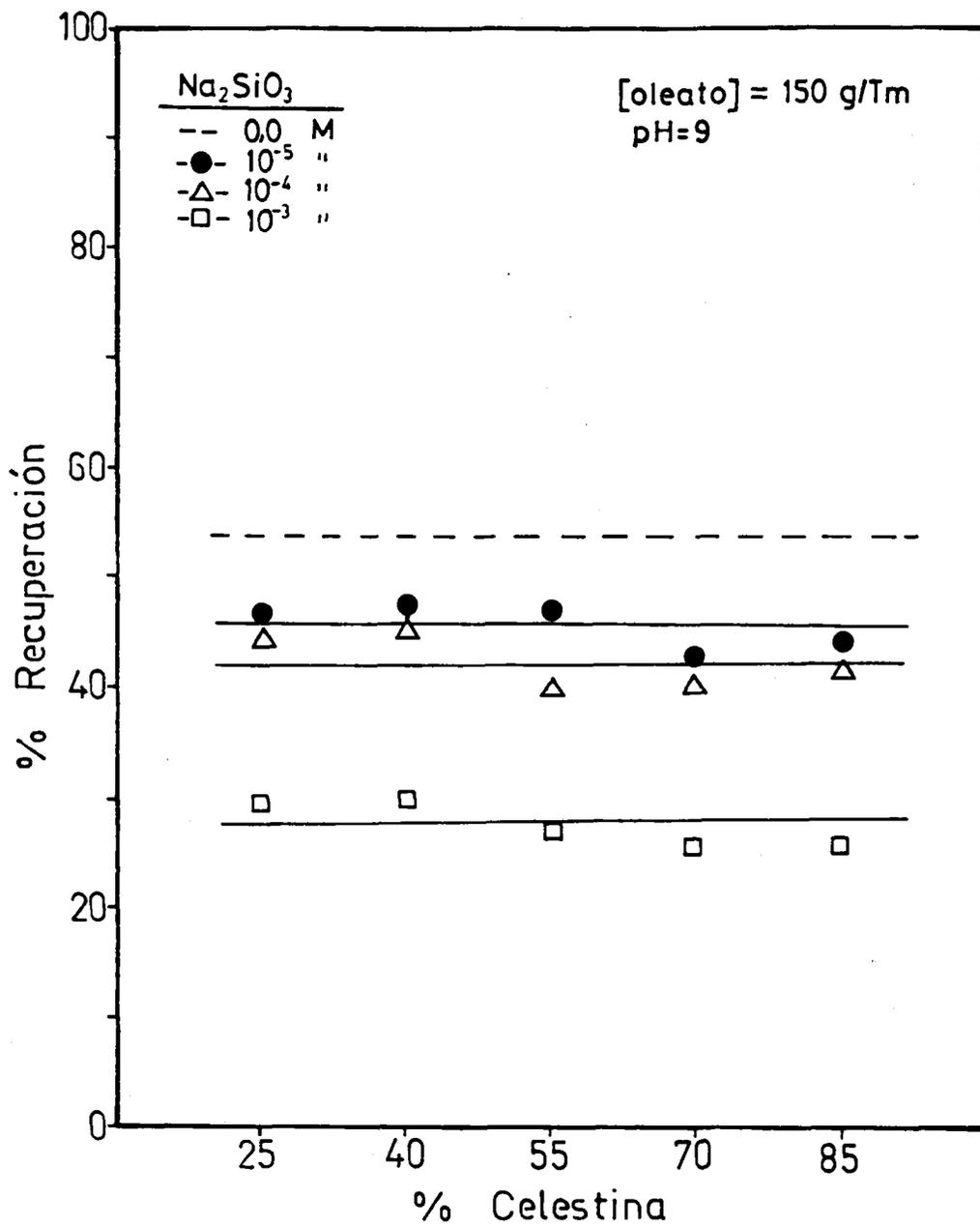


Figura 4.42

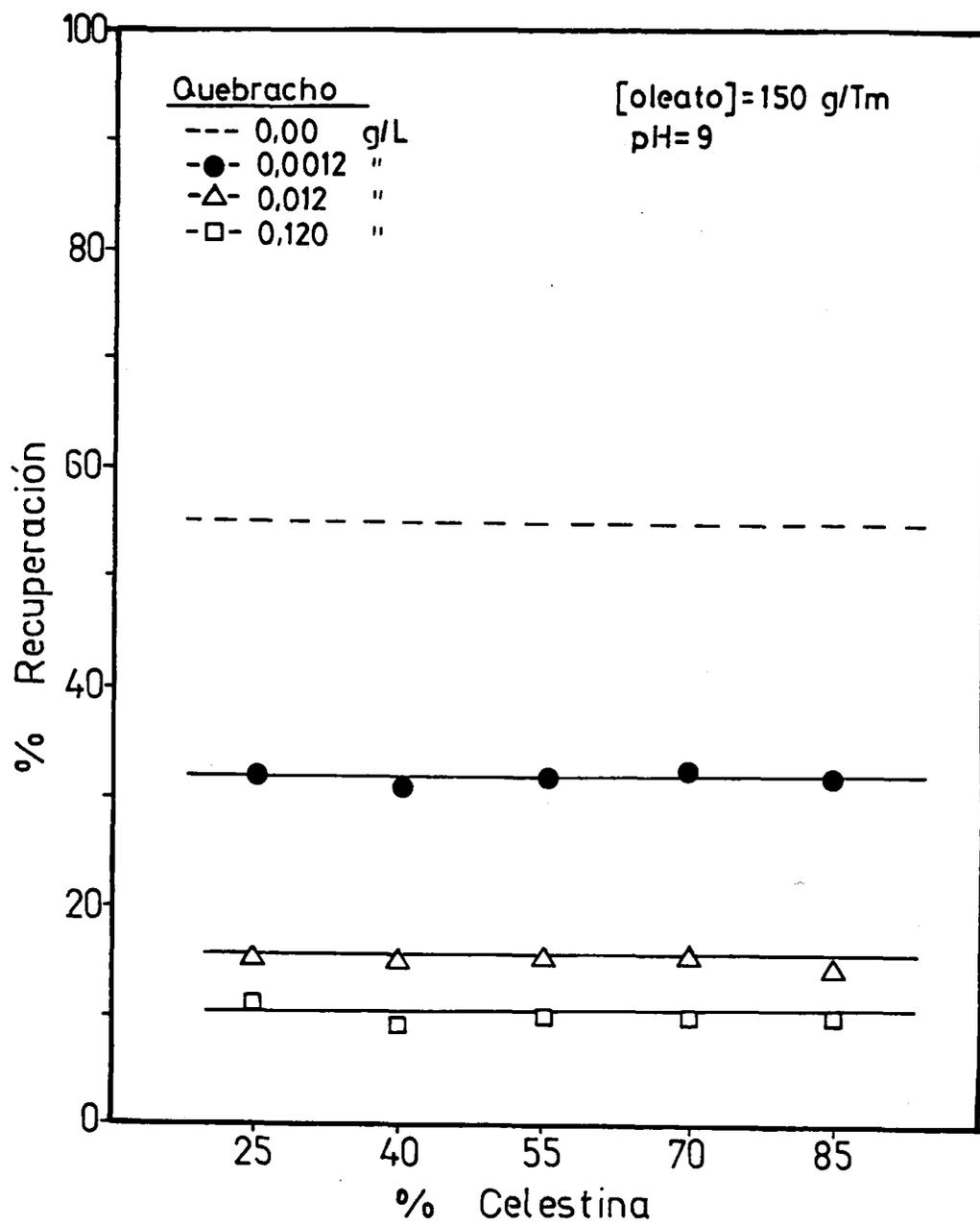


Figura 4.43

Sin embargo, la presencia de agente depresor, especialmente quebracho, inhibe prácticamente la flotación de ambos minerales.

Se deduce de los resultados expuestos en la Tabla 4.22 que la respuesta a la flotación de ambos minerales es similar cuando se emplean bajas concentraciones de colector y depresor. No obstante el silicato sódico parece ejercitar un efecto depresor más acentuado sobre calcita, que aparece con más evidencia a altas concentraciones de colector.

TABLA 4.21

	CALCITA (%)	SIN DEPRESOR	QUEBRACHO (g/L)			Na ₂ SiO ₃ (M)		
			0.0012	0.012	0.12	10 ⁻⁵	10 ⁻⁴	10 ⁻³
OLEATO 600 g/Tn	15	88.10	64.80	27.83	11.63	75.16	59.43	35.13
	30	88.35	59.18	26.26	12.96	67.17	60.35	29.73
	45	77.88	57.52	25.30	12.58	71.76	57.20	32.61
	60	88.79	61.33	30.34	15.26	69.26	45.45	29.60
	75	87.85	56.66	30.31	11.77	69.00	47.21	29.85
OLEATO 150 g/Tn	15	47.76	30.47	12.66	9.33	33.47	35.91	27.03
	30	54.93	31.90	13.16	6.08	39.83	37.80	22.05
	45	51.12	33.25	13.20	8.38	37.57	37.73	29.55
	60	50.04	31.11	11.16	9.00	49.57	43.55	29.32
	75	55.78	31.67	14.54	8.55	39.20	42.86	26.81

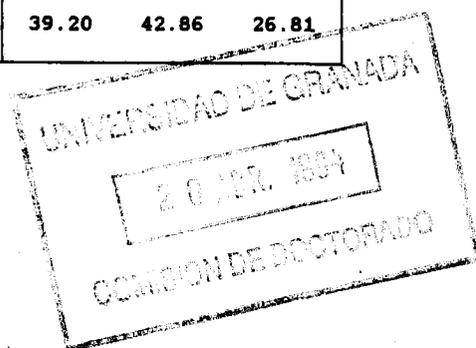


TABLA 4.22

		SIN DEPRESOR		QUEBRACHO 0.0012 g/L		Na ₂ SiO ₃ 10 ⁻⁵ M	
		‡ CELESTINA		A	B	A	B
OLEATO: 100 g/Tm	25	35.1	34.1	17.7	14.2	30.3	20.0
	40	39.5	25.2	16.7	15.9	23.3	17.5
	55	37.2	28.3	16.9	16.9	29.3	22.3
	70	30.3	29.6	18.6	17.5	26.4	13.7
	85	32.3	30.0	17.6	16.7	22.0	14.8
OLEATO: 75 g/Tm	25	20.0	24.3	12.7	12.6	19.5	12.3
	40	17.5	24.4	12.5	10.8	16.7	14.7
	55	22.3	24.6	12.1	12.1	16.5	16.1
	70	13.7	20.0	10.0	10.5	14.4	15.3
	85	14.8	20.0	10.1	12.5	14.9	16.2
OLEATO: 50 g/Tm	25	14.7	19.1	-	-	11.9	8.5
	40	11.6	21.3	-	-	8.8	7.6
	55	13.3	27.2	-	-	8.7	8.6
	70	15.0	25.4	-	-	8.0	8.1
	85	17.1	28.7	-	-	9.0	12.3

A= Recuperación de celestina (‡)

B= Recuperación de calcita (‡)

4.3.-FLOTACION DE MINERAL REAL

Una vez estudiada la respuesta a la flotación de celestina y calcita puras y por separado, así como de las mezclas de dichos minerales comprendidas entre el 25% y el 85% de celestina, se procedió a la flotación del mineral real, es decir tal y como se obtiene de los yacimientos que la compañía Kali Chemie Iberia S.A posee en Escúzar, a unos 20 km al suroeste de Granada capital.

Martin y col. (1984), en su descripción de la génesis y evolución de los depósitos de estroncio en el suroeste español, indican que en los yacimientos de Escúzar la riqueza en celestina es del 50-55%, lo que representa un porcentaje muy inferior al observado en las cercanas minas de Montevives. Así mismo, indican la presencia de yeso en la mineralización, conjuntamente con especies carbonatadas (fundamentalmente calcita). La presencia de yeso, en la zona más occidental del yacimiento, puede aumentar considerablemente, reduciendo el porcentaje de celestina hasta un 15-20% de riqueza.

Por otra parte, la mineralización de los yacimientos de celestina en la provincia de Granada se halla bien descrita en los trabajos de Arana (1973), Ortega (1973), Ortega y col. (1973) (1974), Fernández Rubio y col. (1975), Sanz de Galdeano y col. (1976), Arana y col. (1978).

El mineral de Escúzar se encuentra en afloraciones superficiales de fácil extracción, sin embargo, por el contenido en celestina, que sin ser bajo no se adapta a las especificaciones del mercado internacional del mineral de estroncio, es necesario efectuar una concentración del mismo antes de su empleo en las diversas técnicas industriales.

De todo ello se deduce el interés que posee aplicar los conocimientos adquiridos para la flotación de los minerales puros y sus mezclas, descritos en el apartado 4.2 de esta Memoria. Por esto se procedió a realizar un estudio sistemático de la flotación del mineral real en condiciones experimentales similares a las llevadas a cabo para los minerales puros.

4.3.1.- INFLUENCIA DEL pH

Como se ha indicado en la Introducción de este trabajo, el pH del baño de flotación es uno de los parámetros operacionales de mayor importancia para el control de la flotación de los minerales. Por ello y teniendo en cuenta los resultados hallados para las especies puras (Figuras 4.14 y 4.27), se han realizado los experimentos con 600 g/Tm de oleato sódico y 10 minutos de flotación sobre 200 g de mineral real de tamaño inferior a 200 mallas A.S.T.M.

Los resultados encontrados se hallan representados en la Figura 4.44, en la que puede observarse que el porcentaje de recuperación de calcita es superior al de celestina, aunque no se consiguen recuperaciones superiores al 30% en ningún caso. En este sentido se señala que el término calcita realmente representa a todos los minerales de calcio presentes en la muestra, de los que calcita es la especie predominante (en la mayor parte de los casos supone más del 95% del total de mineral cálcico); por ello y por la dificultad añadida de cuantificar, con los medios a nuestro alcance, los otros minerales de calcio (fundamentalmente yeso) se ha seguido el criterio de referirlos todos ellos a calcita. Por otra parte, el error que se comete con este supuesto es escaso y, además, los minerales de calcio constituyen la

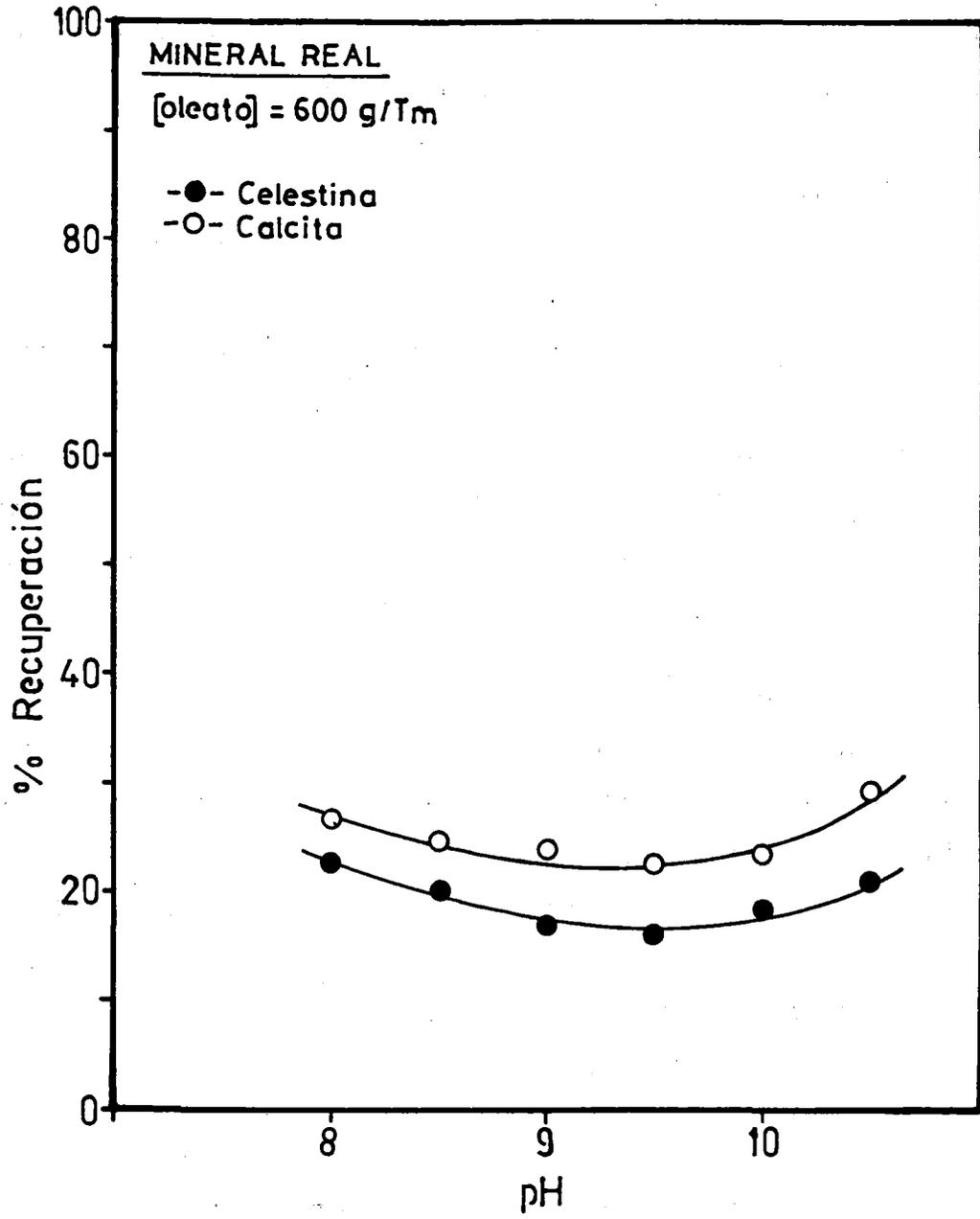


Figura 4.44

ganga calcárea a la que va referida la concentración de celestina.

En ambos minerales hay un descenso en la recuperación para pH superior a 8, que continúa hasta 9.5 en el que se inicia una mejora en la flotación. Si se comparan estos datos con los encontrados para los minerales puros, en iguales condiciones experimentales, se observa que los porcentajes de recuperación son muchos más bajos en el mineral real así como que no aparece la mejora en la recuperación a pH alto, lo que indica que en el tratamiento de los minerales reales intervienen nuevas variables a considerar, entre las que se encuentra como fundamental el grado de liberación entre especies, Meloy (1984), sin desprestigiar el efecto de la aparición de sólidos que, bien por su finura o bien por su afinidad, evitan, en parte, la adsorción del agente colector en la superficie del mineral valioso, Dudenhov y col. (1980).

En la Figura 4.45 se ha representado la riqueza de las diversas especies minerales del flotado en función del pH. El término "otros" se refiere a los minerales acompañantes de celestina y calcáreos, fundamentalmente a sílice con una pequeña proporción de compuestos de hierro y aluminio. Su porcentaje se calculó por diferencia a 100 de la suma de los correspondientes a celestina y calcita, y desde el punto de vista operatorio resulta más aconsejable expresarlos dentro de un término común, "otros" en este caso.

De esta figura se deduce que los porcentajes de riqueza en celestina, calcita y otros varían escasamente hasta pH= 9.5, a partir del cual la riqueza de celestina se hace superior al 60% sin variar significativamente la de calcita, y, aunque la diferencia no es considerable, se apunta una mejoría, que también fue puesta de manifiesto en la Figura 4.44, sobre todo a pH= 10.5.

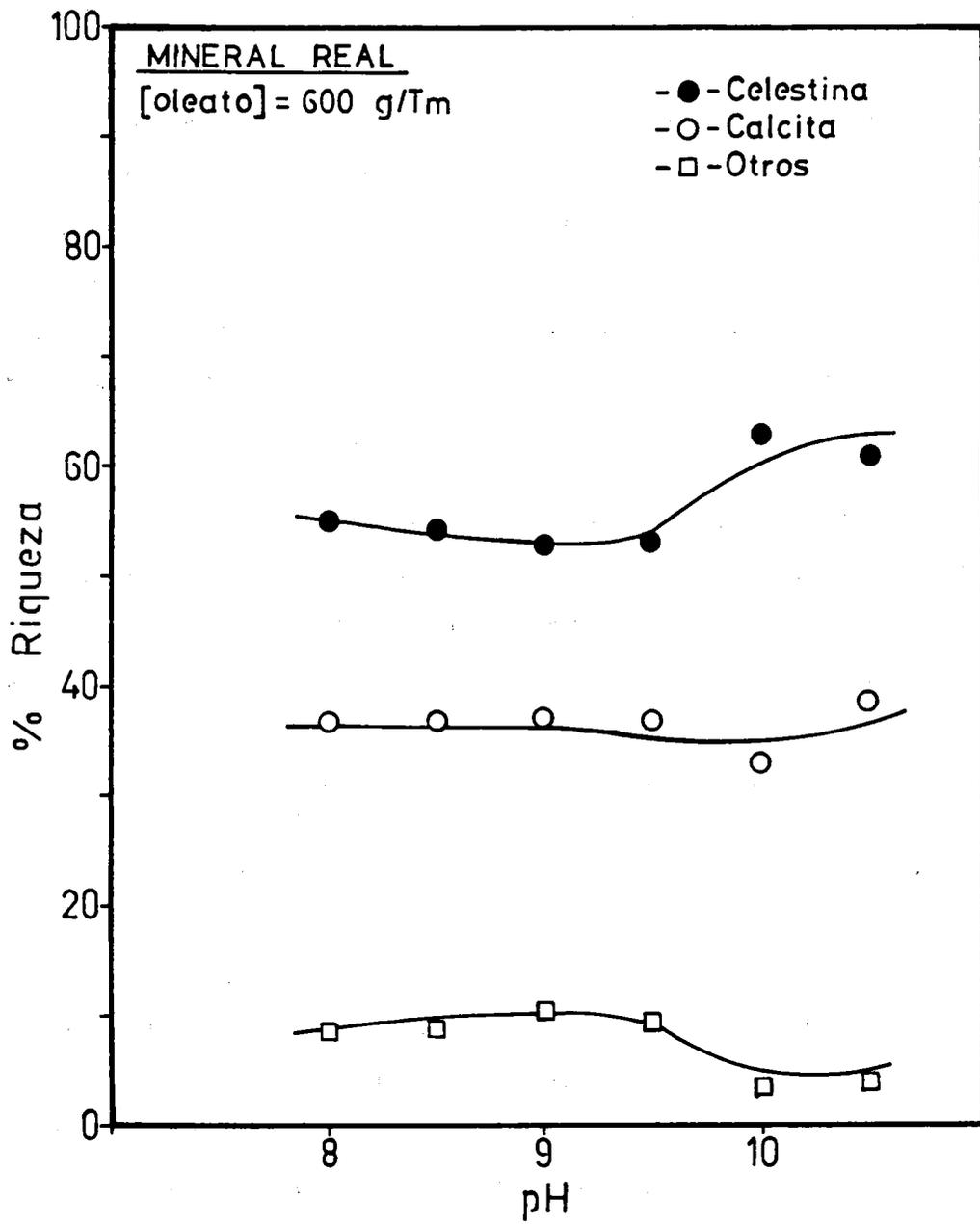


Figura 4.45

4.3.2.- INFLUENCIA DEL TAMAÑO DE PARTICULA

De los experimentos anteriores y de la experiencia del Grupo de Investigación, se han seleccionado dos pHs, 9.5 y 10.5; el primero corresponde a los máximos valores de recuperación obtenidos en investigaciones anteriores sobre celestina pura, Hernáinz y Calero (1992) y Gálvez (1993), y el segundo a las condiciones en principio más favorables para la separación entre celestina y calcita. Los ensayos se han llevado a cabo con 600 g/Tm de oleato sódico y 10 minutos de flotación sobre mineral real triturado, desde tamaño 80/100 hasta menor de 450 mallas A.S.T.M., equivalente a 177 y 37, micras respectivamente.

En las Figuras 4.46 y 4.47 se han representado el porcentaje de recuperación de celestina y calcita, respectivamente, frente al tamaño del mineral. En ambas, la recuperación de incrementa con la reducción del tamaño hasta alcanzar un máximo en 325/400 mallas; sin embargo mientras que para celestina hay una ligera mejoría a pH=10.5, calcita apenas si sufre modificación con el cambio de pH.

Comparando estos resultados con los obtenidos para mineral puro (Figuras 4.12 y 4.25), la tendencia, mostrada por Trahar (1981), de aumentar el porcentaje de recuperación con la disminución en el tamaño se mantiene aunque los valores de la recuperación son aquí muchos más elevados, lo que de nuevo indica que hay interacción entre especies minerales cuando la flotación se efectúa sobre el mineral real, independientemente de que la concentración de colector resulte más baja que en el caso de los minerales puros.

En las Figuras 4.48 y 4.49 se han representado los porcentajes de riqueza en el flotado en función del tamaño a pHs 9.5 y 10.5 respectivamente. Puede apreciarse, en ambos casos, como la riqueza en

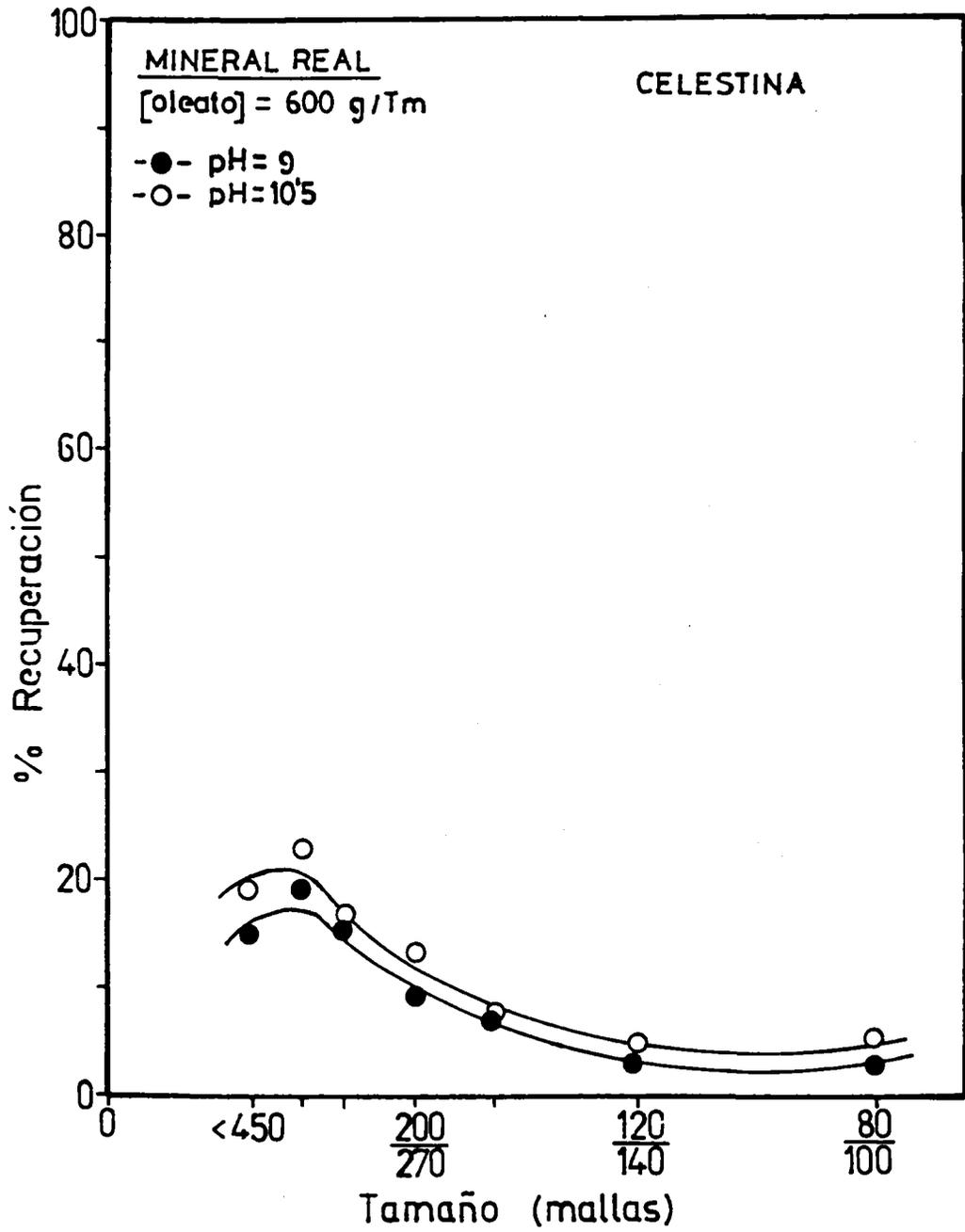


Figura 4.46

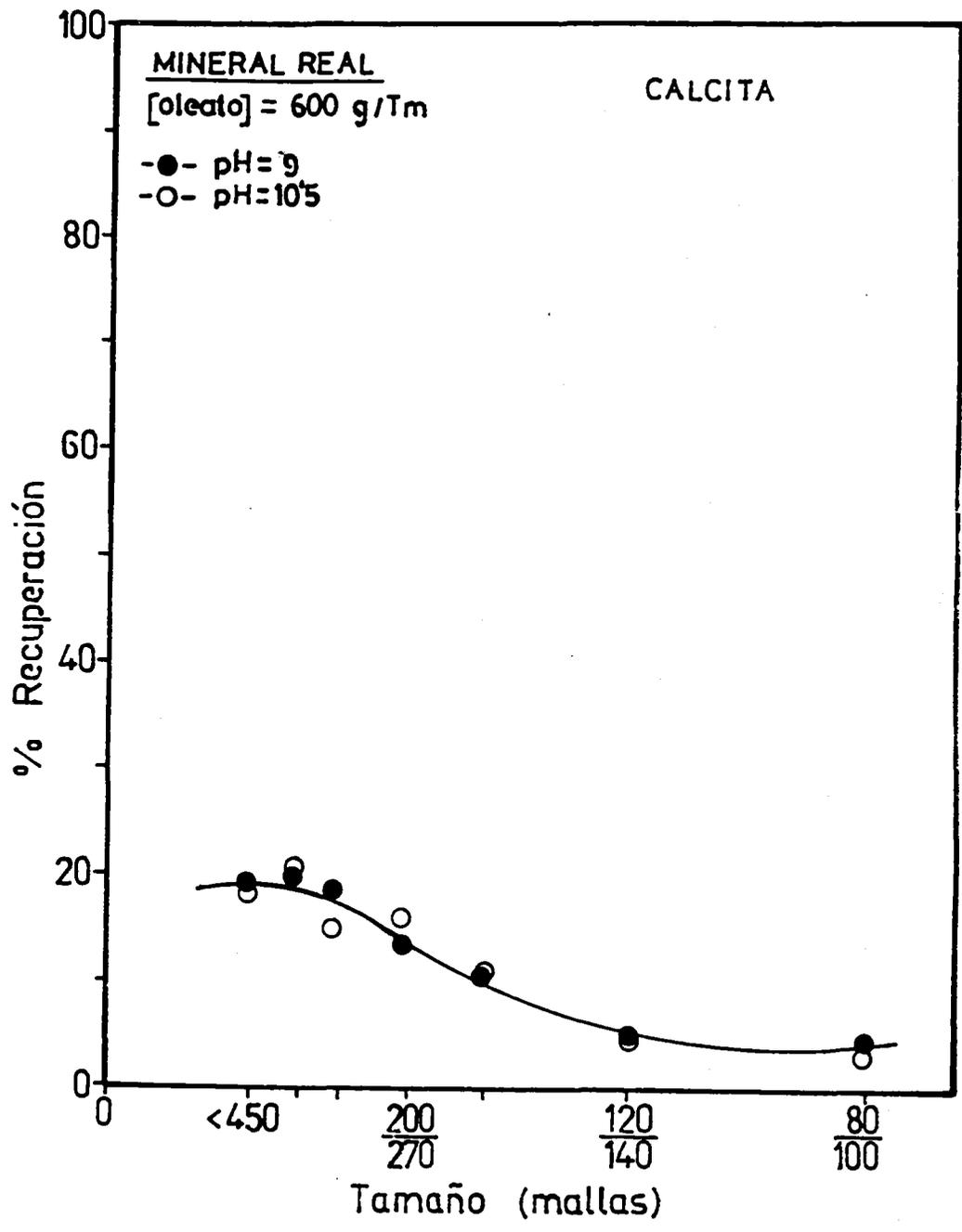


Figura 4.47

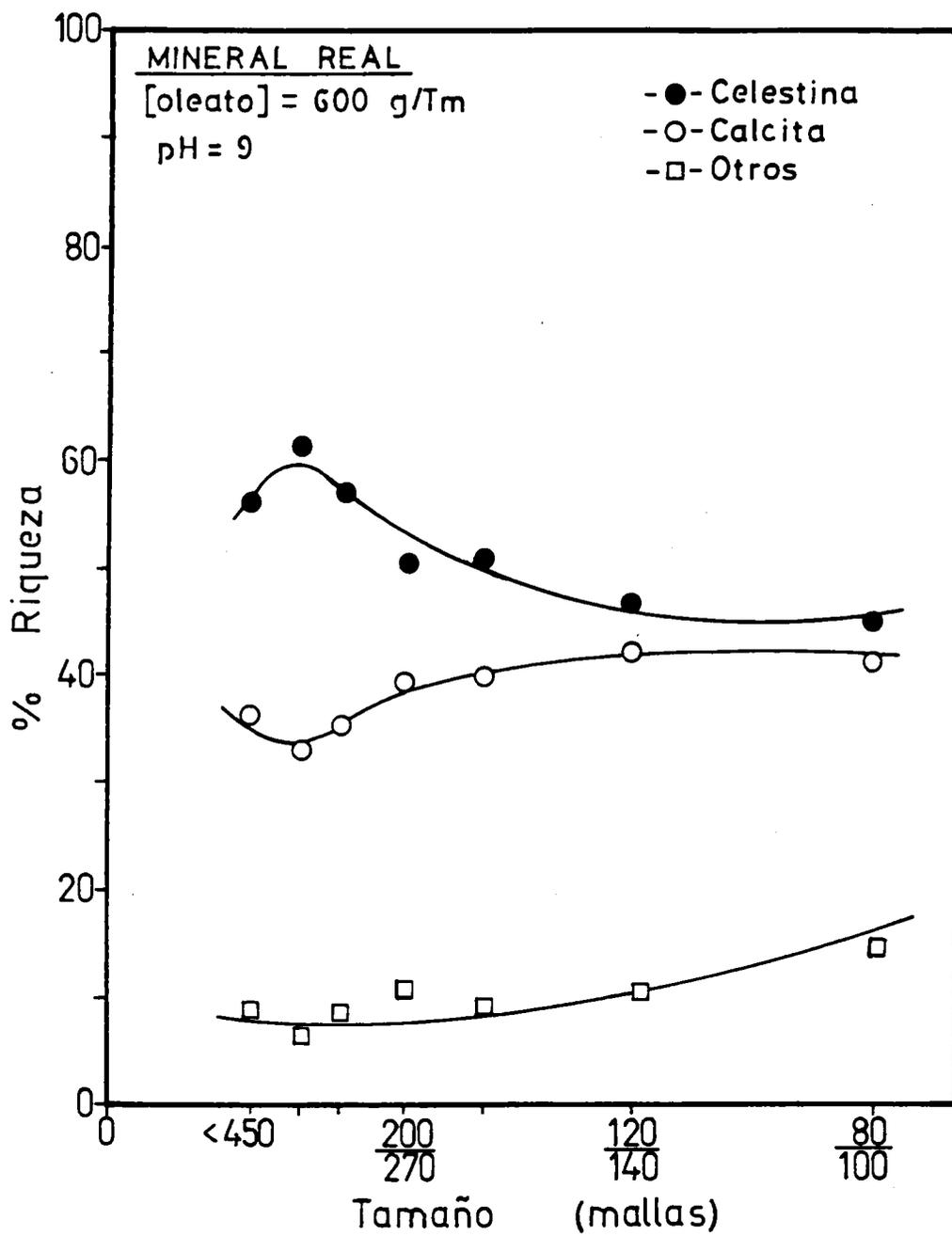


Figura 4.48

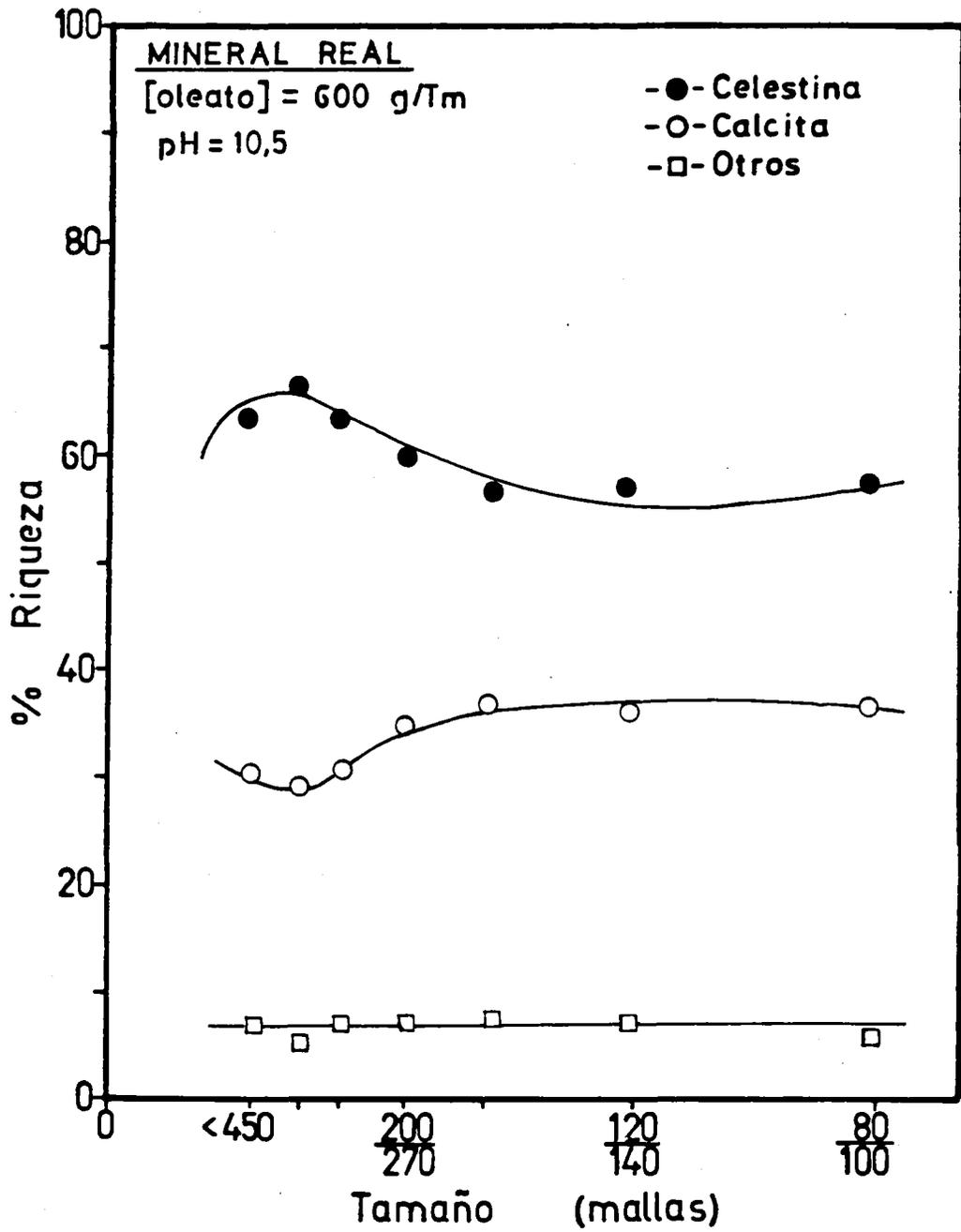


Figura 4.49

celestina del flotado se incrementa de forma importante, sobre todo a pH=10.5, cuando el tamaño de mineral se reduce hasta 325/400 mallas en el que se alcanzan valores próximos al 70% en este mineral.

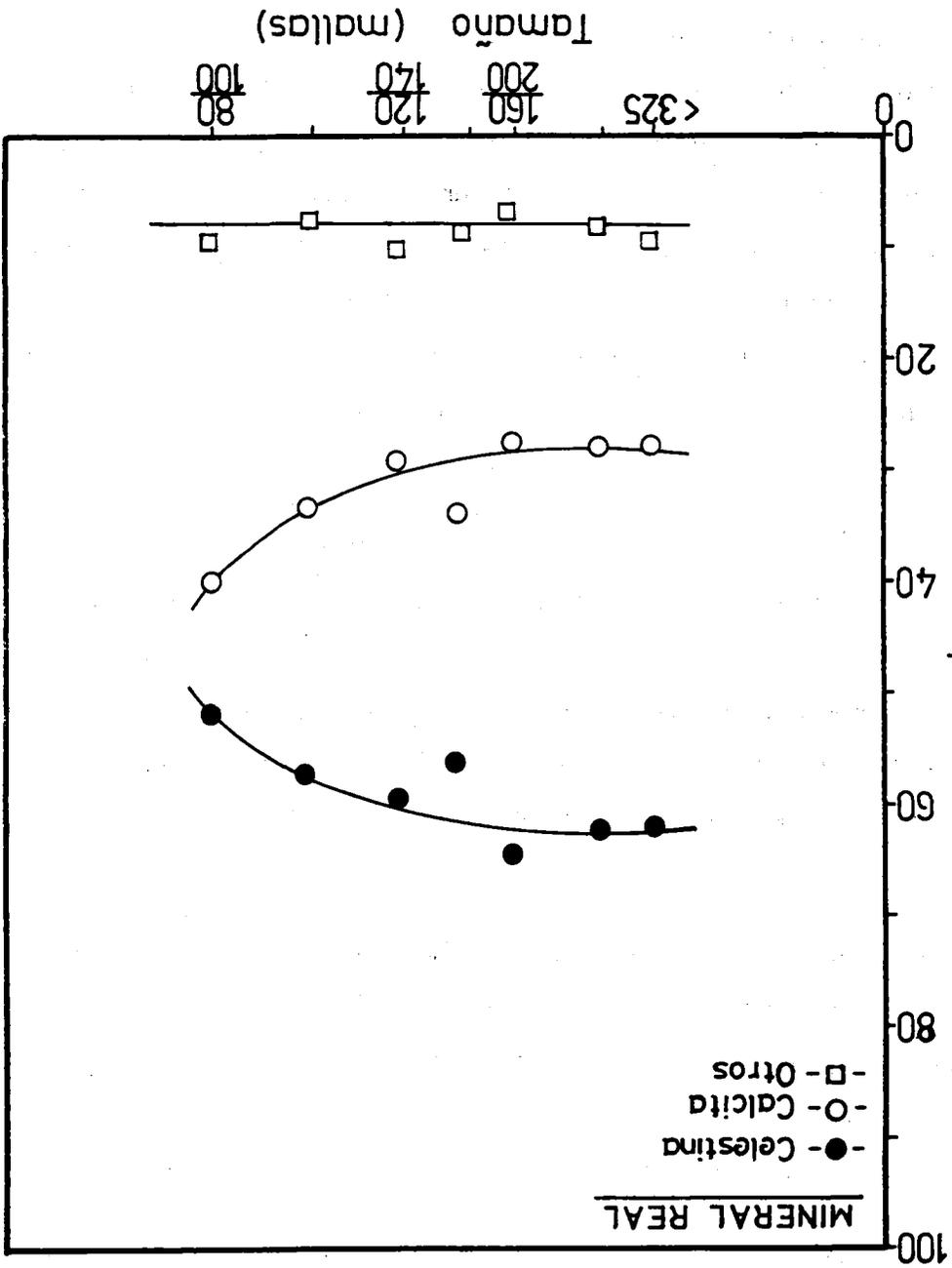
Estos resultados, aparentemente anormales, pueden ser debidos a las distintas propiedades de celestina y mineral cálcico, tales como dureza, planos de ruptura, red cristalina, etc., que hacen que durante la trituración pueda existir una cierta concentración, ya que algunas especies pueden ser reducidas a tamaños inferiores con mayor facilidad que otras.

En este sentido, con objeto de comprobar lo anteriormente expuesto, se procedió a determinar la riqueza en cada mineral después de efectuar la trituración y clasificación por tamaños, es decir, antes de realizar la concentración por flotación. Además, también se analizó el efecto que pudiera tener una retritución del mineral, es decir, volver a triturar los rechazos mayores de 80/100 mallas obtenidos en la primera trituración.

Los resultados de estas pruebas se han representado en las Figuras 4.50 y 4.51. Como puede observarse para la primera trituración, en efecto, a medida que disminuye, por molturación, el tamaño del mineral de partida, el porcentaje de riqueza en celestina se incrementa de una forma significativa ya que se pasa de un 52% a tamaño 80/100 mallas a un 65% para tamaños inferiores a 160/200 mallas. Así mismo calcita disminuye en riqueza en las muestras desde un valor del 40% hasta el 28% en el mismo intervalo de tamaños.

Igualmente, resulta de interés comprobar como los minerales minoritarios, englobados en el término "otros", apenas si modifican su contenido en función del tamaño de partícula, por lo que el aumento

Figura 4.50



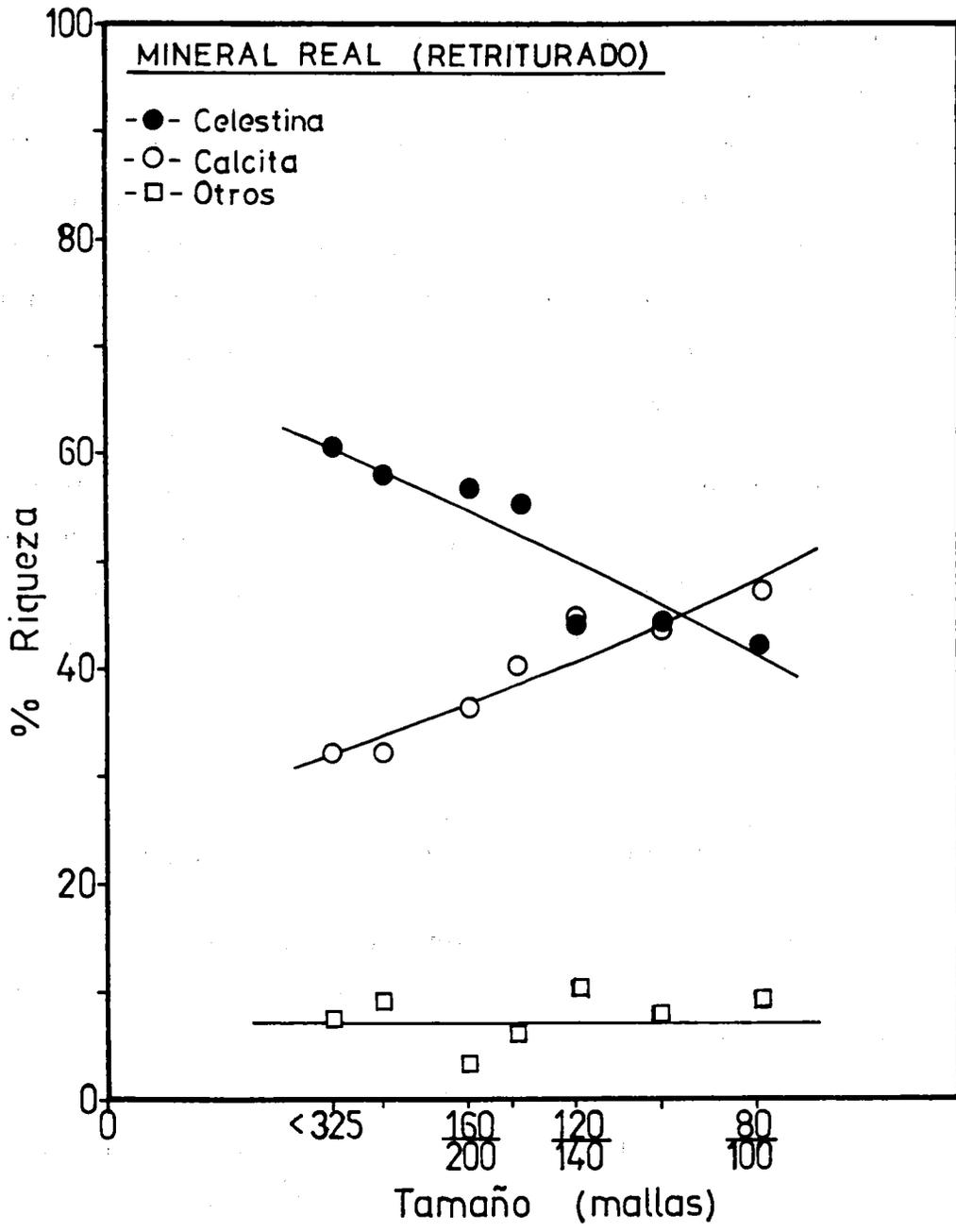


Figura 4.51

en la concentración de celestina se efectúa en detrimento de la concentración de calcita.

Con respecto al mineral retriturado (Figura 4.51) se observa un comportamiento análogo aunque en este caso la proporción de calcita se incrementa ligeramente en cada fracción mientras que la de celestina disminuye, en algunos casos de forma considerable así a 80/100 mallas se da una riqueza de 43% frente al 52% para el mineral de primera trituración. Estos resultados se pueden considerar como normales ya que el mineral retriturado procede a su vez de unos rechazos más concentrados en calcita.

Como consecuencia de todo lo anterior se deduce que debido a las distintas características de las especies minerales se pueden obtener fracciones de concentraciones en celestina diferentes, lo que pudiera tenerse en cuenta en casos muy concretos durante el proceso de concentración de esta especie mineral.

4.3.3.- INFLUENCIA DE LA CONCENTRACION DE COLECTOR

Con objeto de analizar la influencia de la concentración de oleato sódico en la recuperación de celestina por flotación, se seleccionó, del estudio realizado en el apartado anterior, un tamaño de mineral de 200/325 mallas A.S.T.M. con objeto de referir los resultados a la fracción que más se concentra por trituración, aún a riesgo de no ser esto viable a escala práctica por las cantidades tan importantes de mineral a tratar en las operaciones de flotación. Por este motivo el punto de referencia en la escala real suele estar fijado por el principio de que todo el triturado, o al menos en su 80%, sea inferior a un tamaño predeterminado. Así mismo se han usado los pHs

seleccionados anteriormente, y un margen de concentración del colector comprendido entre 100 y 1700 g/Tm.

En las Figuras 4.52 y 4.53 se han representado los porcentajes de recuperación frente a la concentración de oleato sódico para celestina y calcita, respectivamente. Para celestina se aprecia que el porcentaje de recuperación, para ambos pHs, se incrementa a medida que se eleva la concentración del oleato hasta un valor próximo a 100 g/Tm, a partir del cual se estabiliza la flotación del mineral. Estos resultados son cualitativamente muy parecidos a los obtenidos con el mineral puro (Figura 4.15) sin embargo hay dos diferencias de importancia, la primera es que en mineral puro se llega a un 85% de recuperación y la segunda estriba en que la meseta de estabilidad se presenta a 600 g/Tm. Todo lo cual no hace sino confirmar las interacciones, ya apuntadas, entre las diversas especies minerales que componen el mineral real.

También se observa que las recuperaciones son ligeramente superiores para pH=10.5 y que por debajo de una concentración de oleato de 300 g/Tm la flotabilidad del mineral es muy escasa.

Para calcita (Figura 4.53) se han obtenido resultados muy parecidos ya que a pH=10.5 la respuesta también es mejor, así como que a partir de una cierta concentración de oleato la flotación no mejora, aunque dicha concentración está sobre los 1500 g/Tm en un caso y los 1000 g/Tm en otro. Si se comparan estos resultados con los obtenidos para el mineral puro (Figura 4.28) se halla una tendencia similar pero con porcentajes de recuperación más elevados en este último caso.

En las Figuras 4.54 y 4.55 se ha representado el porcentaje de riqueza de cada mineral en función de la concentración de colector a

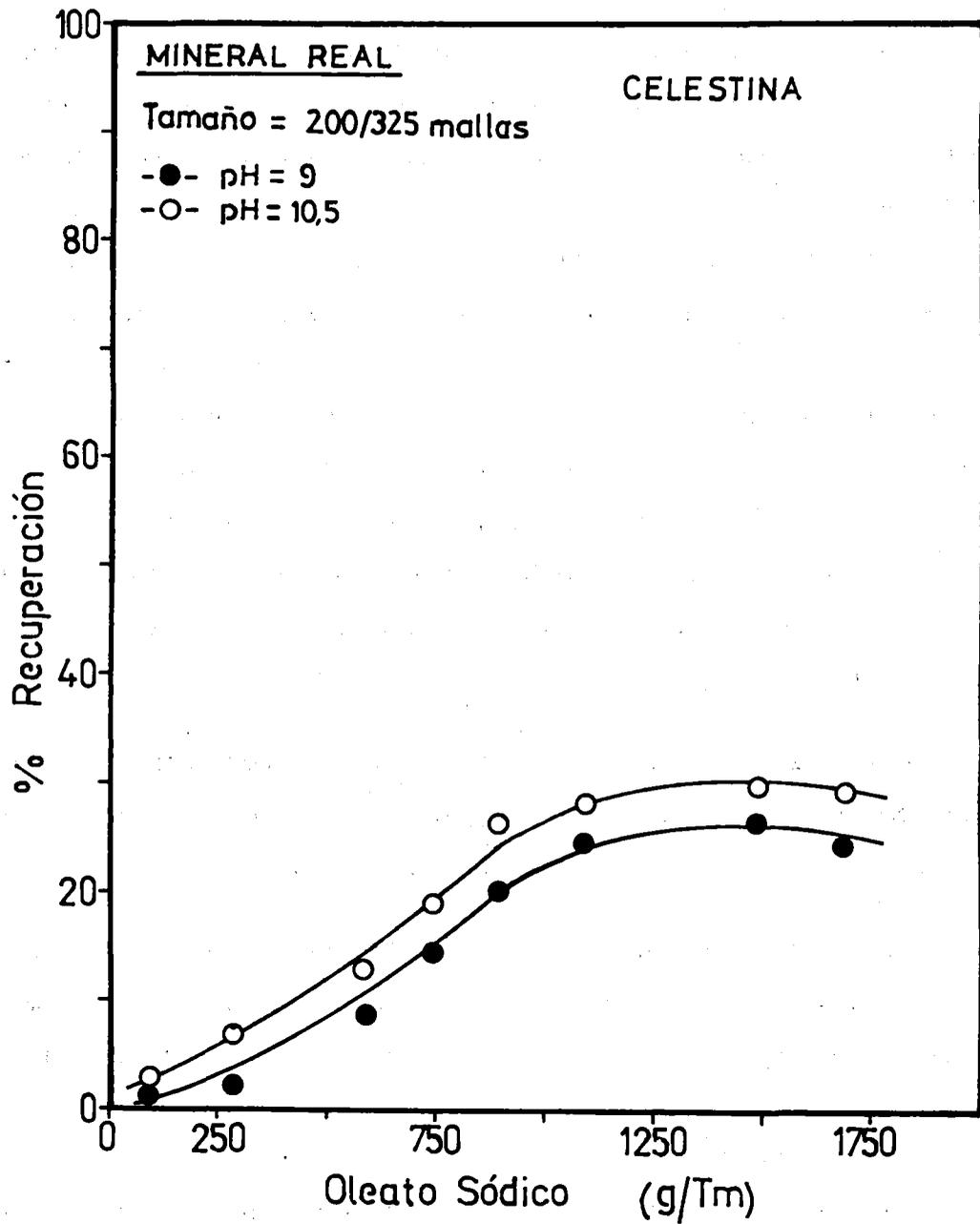


Figura 4.52

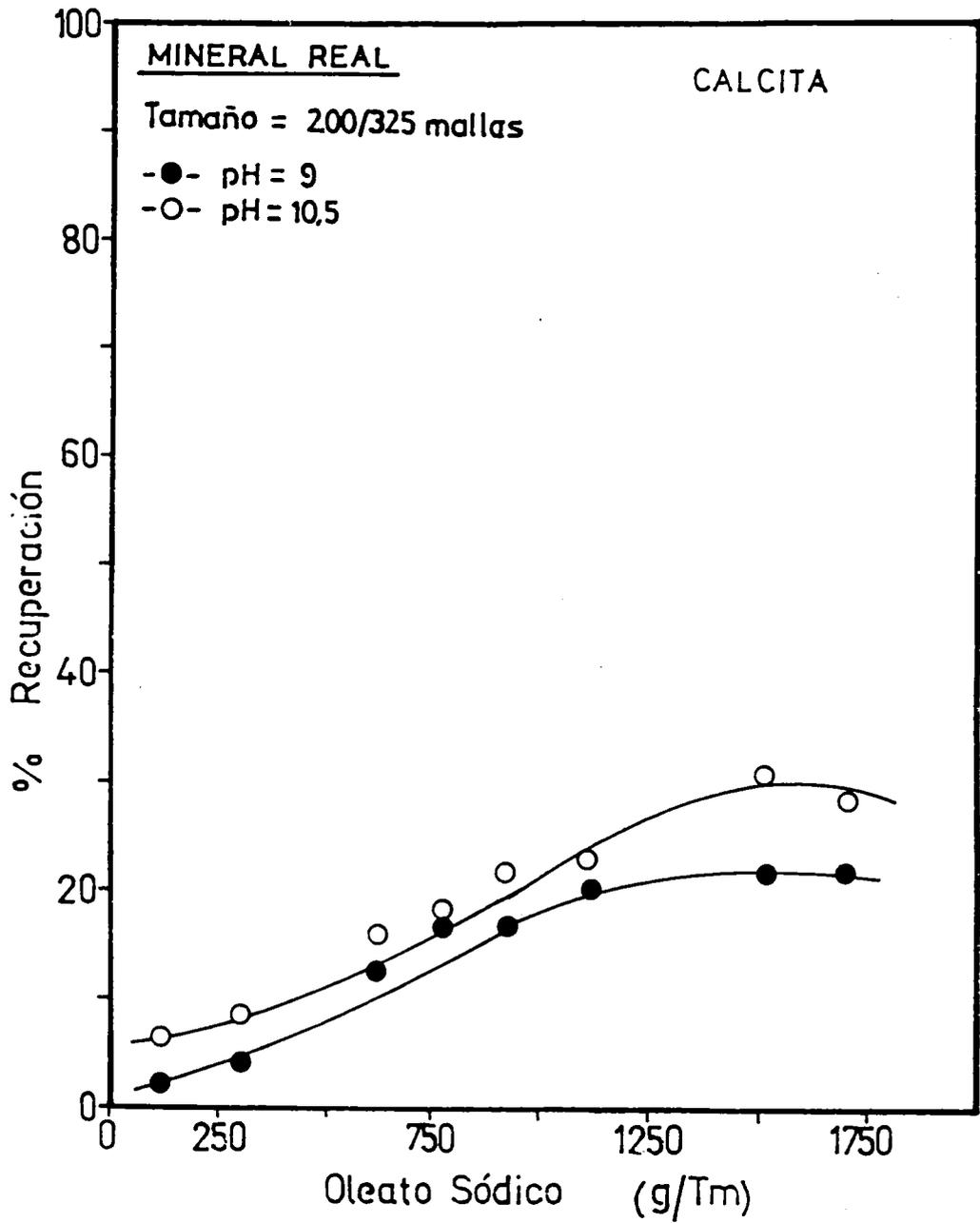


Figura 4.53

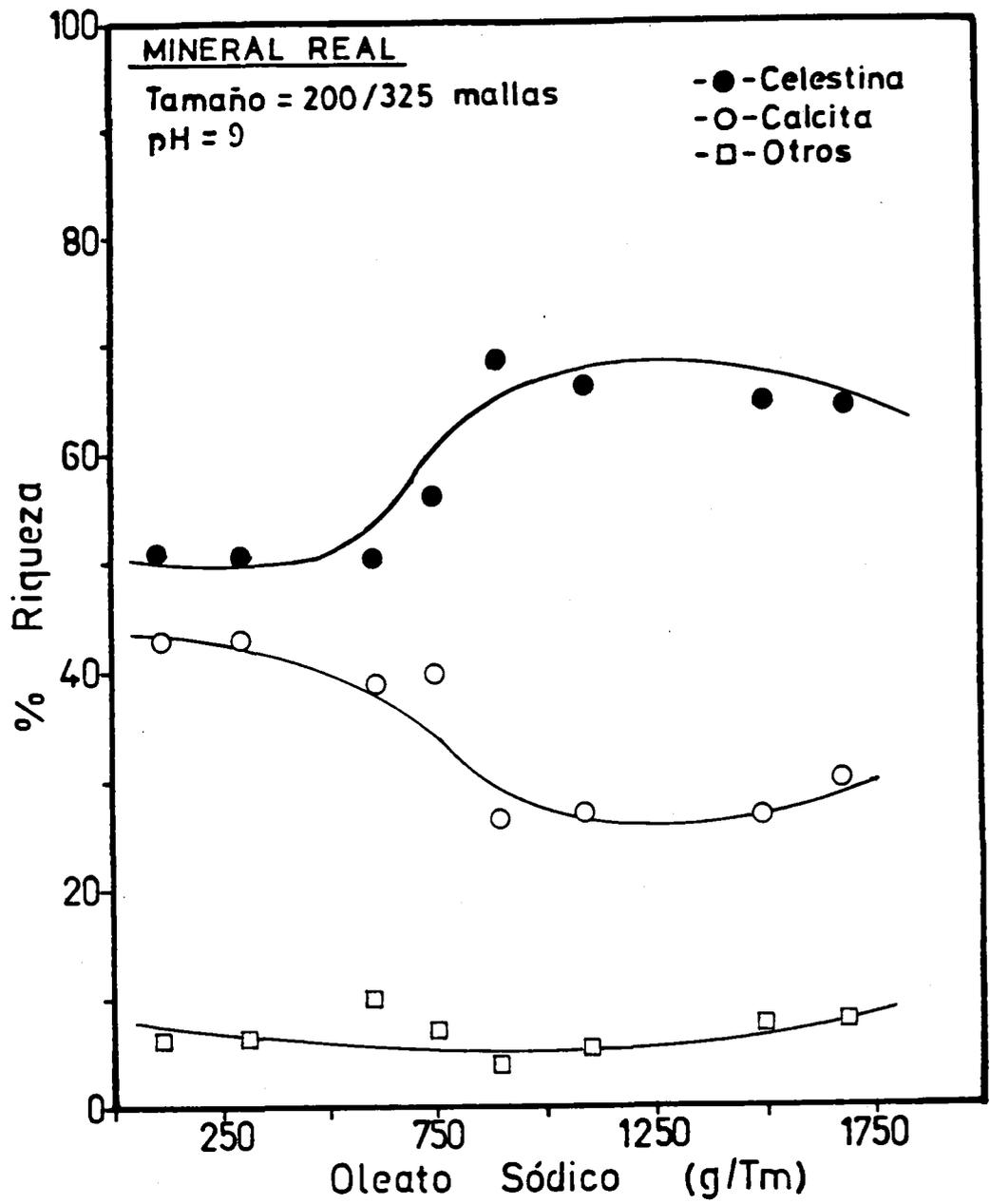


Figura 4.54

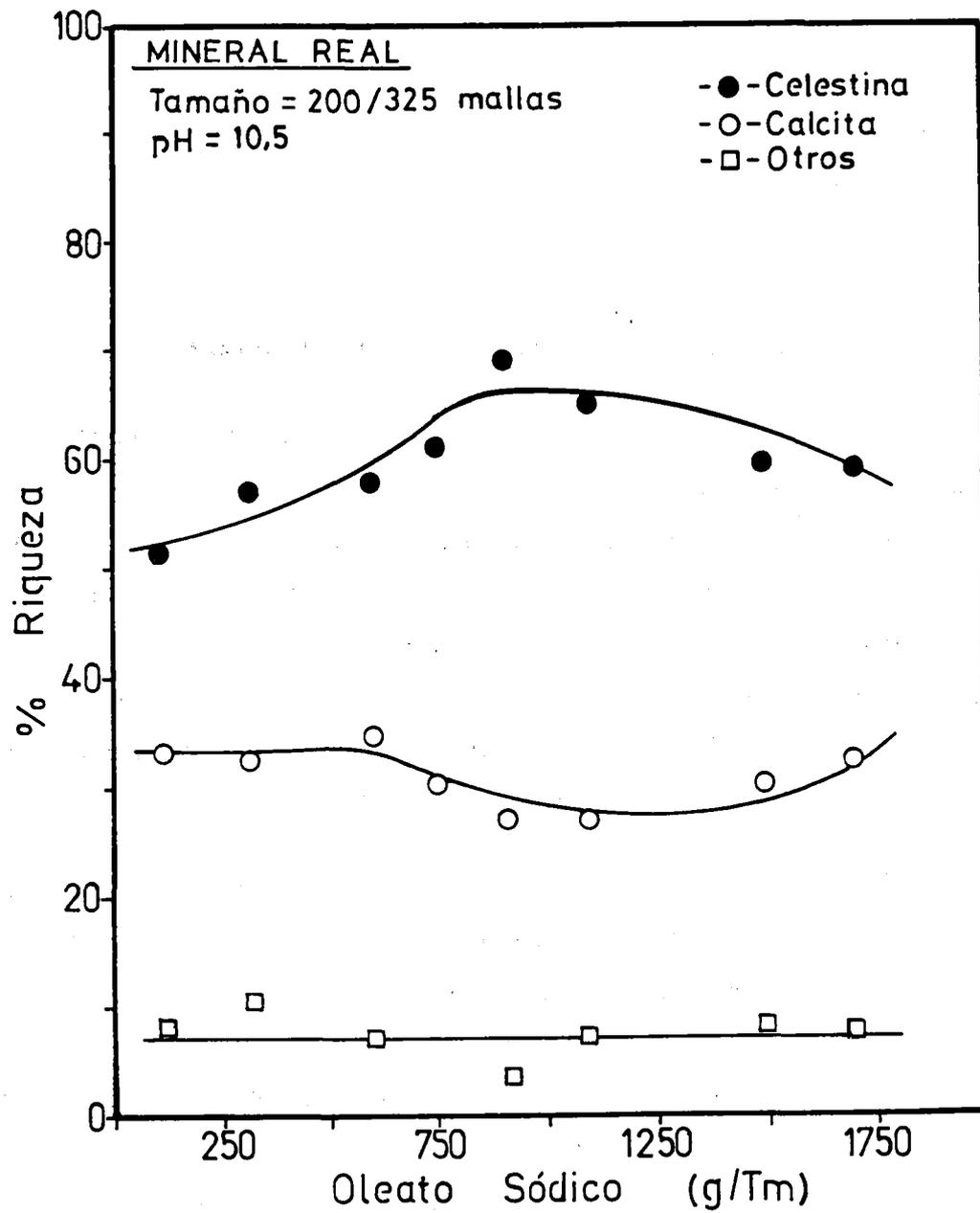


Figura 4.55

pH 9 y 10.5, respectivamente. Se deduce de ella que a pH=10.5 hay mayor concentración de celestina para contenidos de oleato sódico inferiores a 600 g/Tm; a partir de este valor, y de forma parecida en ambos pHs, se establece una diferencia máxima entre la riqueza de celestina y calcita que llega a ser del 70%/27% en algunos casos, lo que constituye una apreciable concentración del mineral valioso.

4.3.4.- INFLUENCIA DE LA CONCENTRACION DE ESPUMANTE

De acuerdo con Leja (1982), la asociación de espumantes y colectores tiene, en algunas ocasiones, una fuerte influencia sobre algunos parámetros de flotación. Este hecho fue sugerido por Christman (1930) y puesto de manifiesto por Leja y Schulman (1954). En este sentido, Schulman y Leja (1958) comprueban que cuando los espumantes forman películas condensadas se afecta considerablemente el ángulo de contacto, mientras que Buckenham y Schulman (1963) ponen de manifiesto su influencia sobre la tensión superficial del baño.

Más recientemente Lekki y Laskowski (1971) han estudiado el efecto de la modificación en la concentración del espumante aceite de pino en la recuperación por flotación de calcocita con etil xantato como colector, a pH=9.7, comprobando que al pasar de 10 a 100 mg/L de espumante se consigue el 100% de la recuperación antes de los dos minutos de flotación, en lugar de los 10 necesarios con la menor de las concentraciones. Así mismo, en ausencia de aceite de pino, a los 10 minutos de flotación solo se recupera el 50% de calcocita.

De todo ello se infiere que la presencia de aceite de pino y oleato sódico en el baño de flotación pudiera dar lugar a acciones sinérgicas o antagónicas, por lo cual se procedió a la realización de

una serie de experimentos a pH constante e igual a 10.5 y tamaño de mineral <200 mallas, en los que se aumentó hasta 13 veces la concentración del espumante usada hasta ahora en esta Memoria. Así mismo, también se varió la concentración de oleato sódico, probando con 400, 600, 1000 y 1500 g/Tm sobre mineral de primera trituración en unos casos y retriturado en otros.

Los resultados encontrados para los porcentajes de recuperación de los minerales se encuentran representados en las Figuras 4.56 a 4.59. En ellas puede comprobarse como la modificación en la concentración de aceite de pino desde $14.07 \cdot 10^{-3}$ a $182.91 \cdot 10^{-3}$ g/L no produce alteración en la recuperación de celestina y calcita. Cuando el mineral es de primera trituración, el porcentaje de recuperación para ambos minerales es idéntico en cada una de las concentraciones de oleato usadas; sin embargo cuando el mineral es retriturado, aunque el aumento en la concentración de espumante no afecta a la operación, la recuperación para calcita es ligeramente superior tanto a 600 como a 1500 g/Tm de colector, sin duda debido, como se ha podido comprobar anteriormente, a que esta muestra posee mayor concentración en calcita.

Así mismo, en las Figuras 4.60 a 4.63 se representa la riqueza de cada mineral en el flotado en función de la concentración de espumante para los cuatro casos señalados anteriormente. Se observa que la variación en la cantidad agregada de aceite de pino no tiene influencia alguna en cuanto a la riqueza del flotado ya que, en los diversos casos considerados, se encuentra constancia en dicho valor tanto para celestina como para calcita y "otros".

De los resultados señalados se deduce que el aumento en la concentración de agente espumante no afecta a la separación entre

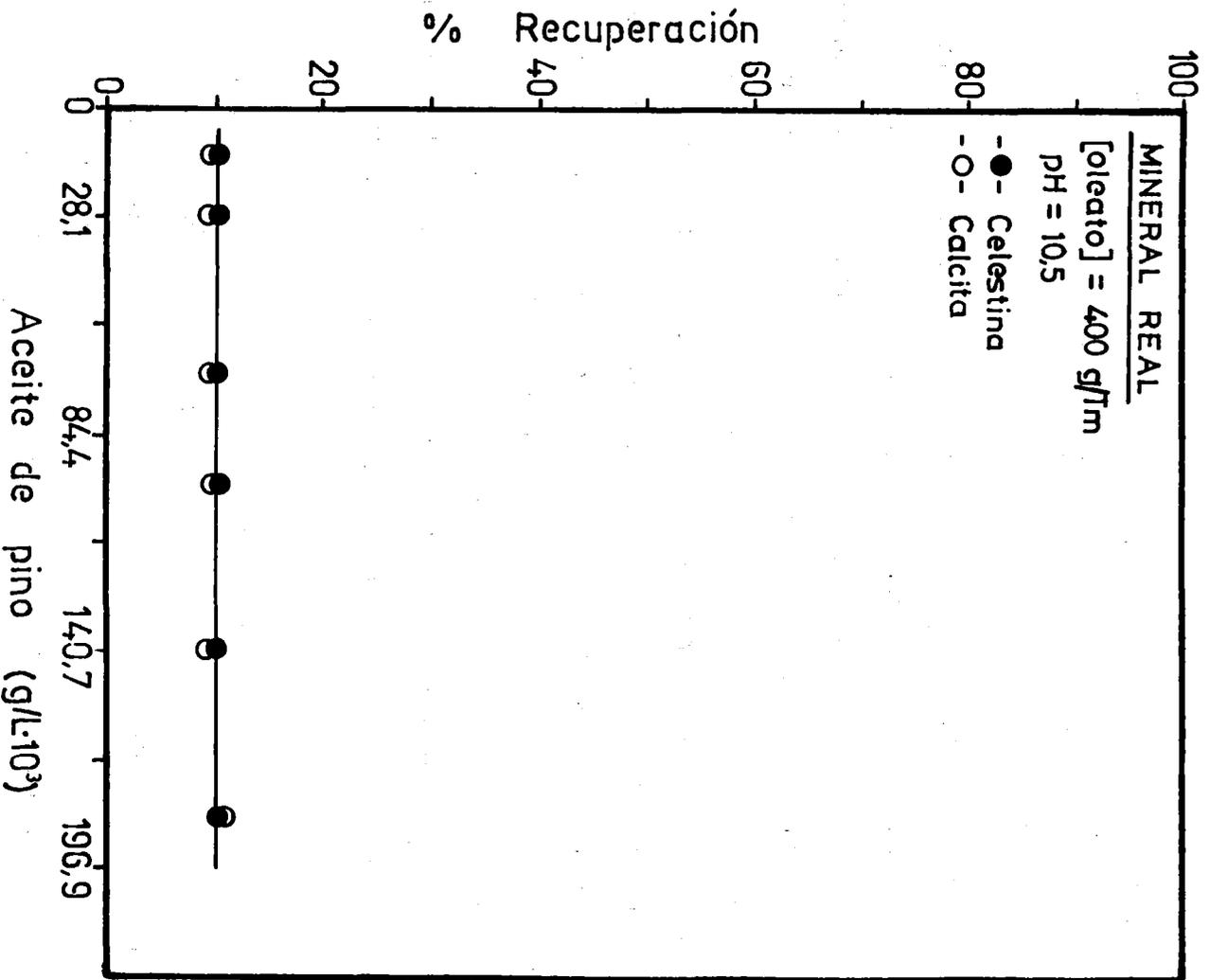


Figura 4.56

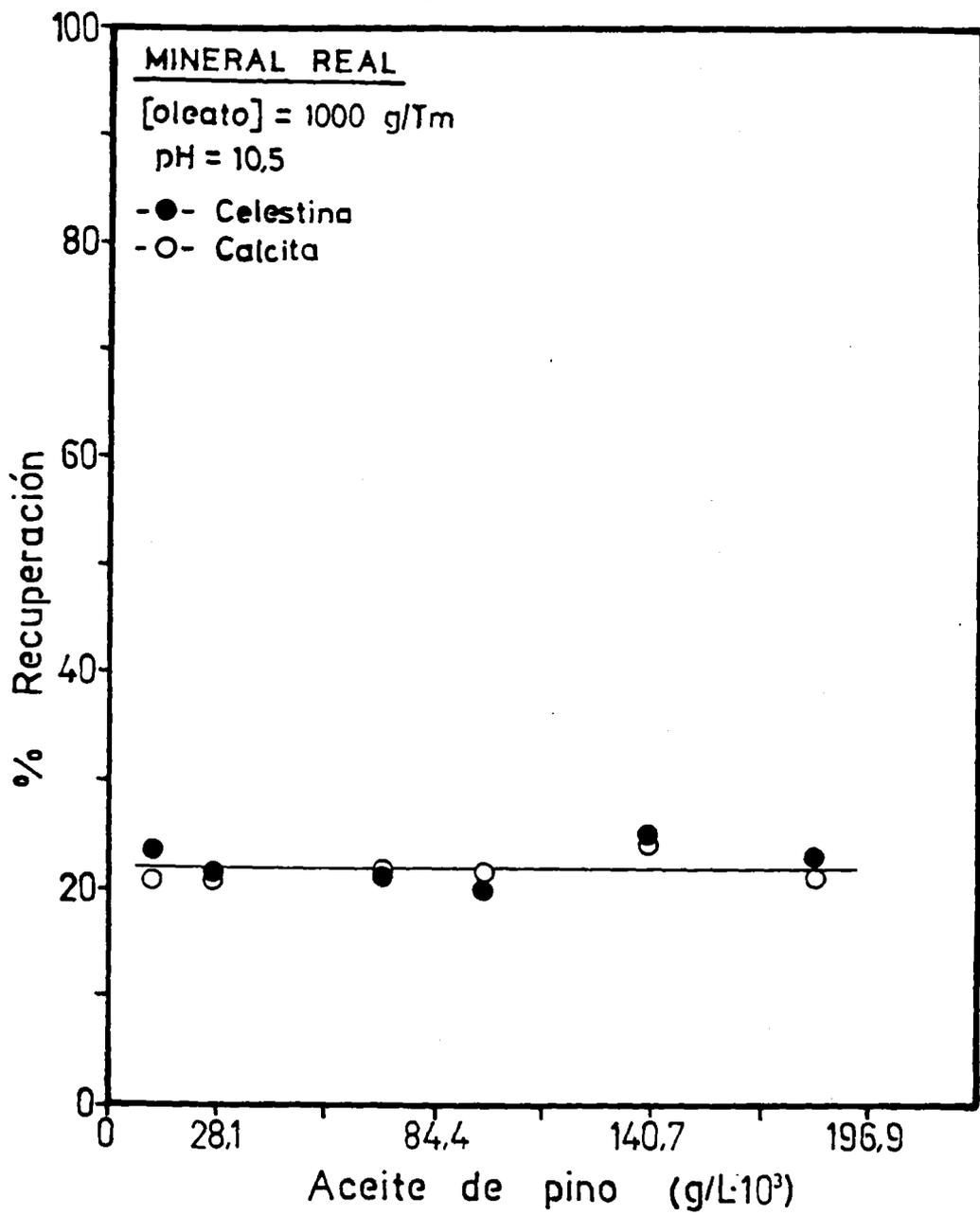


Figura 4.57

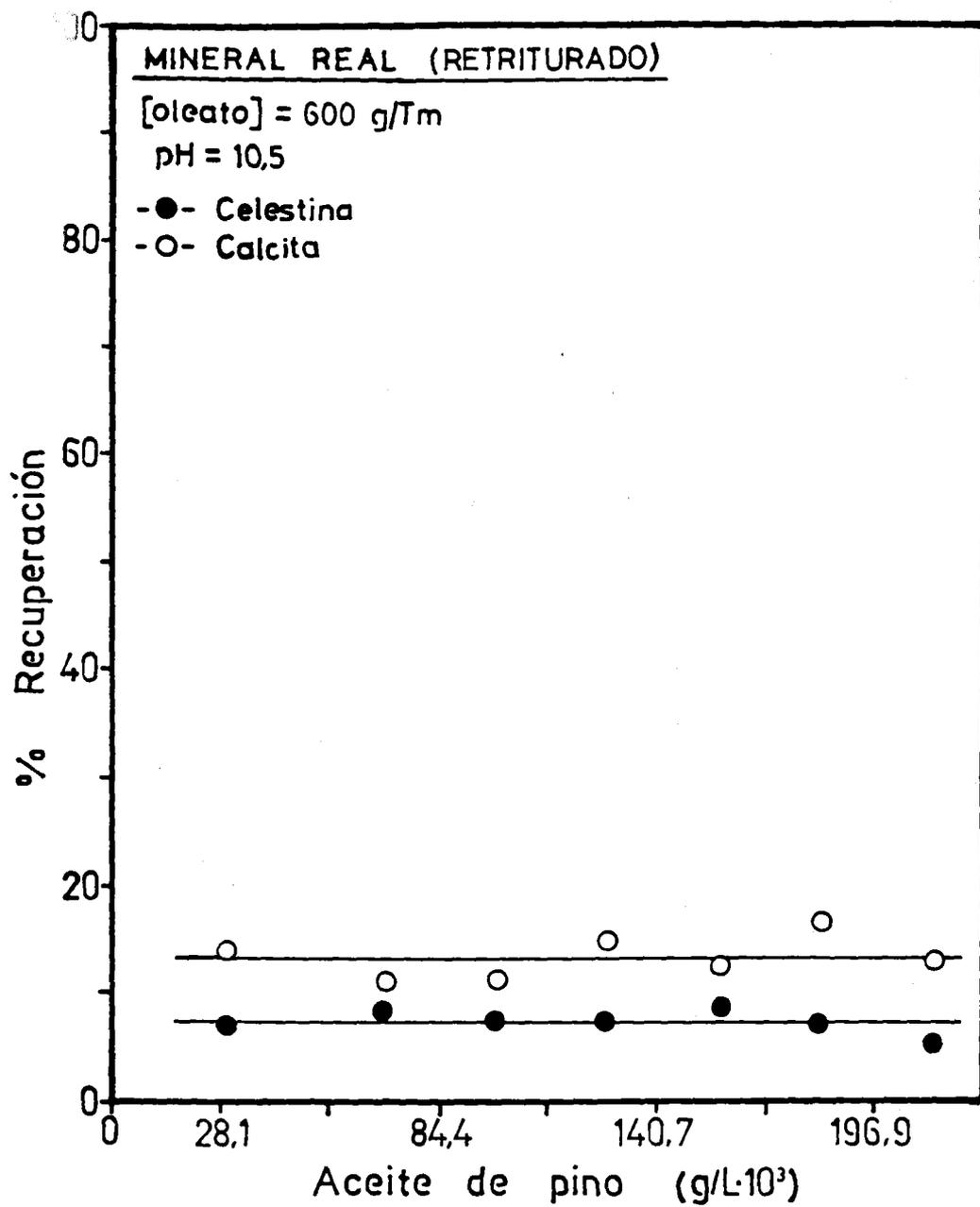


Figura 4.58

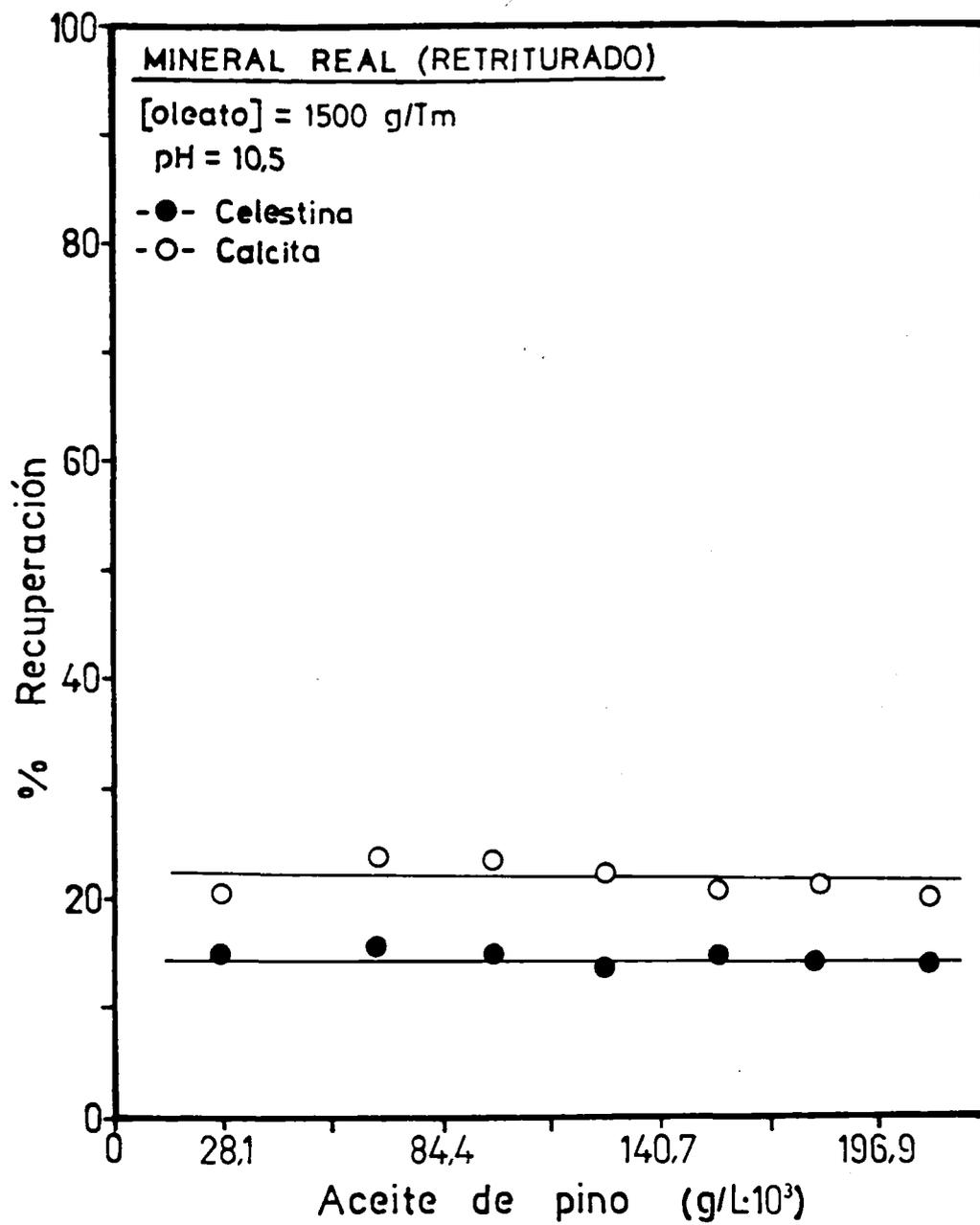


Figura 4.59

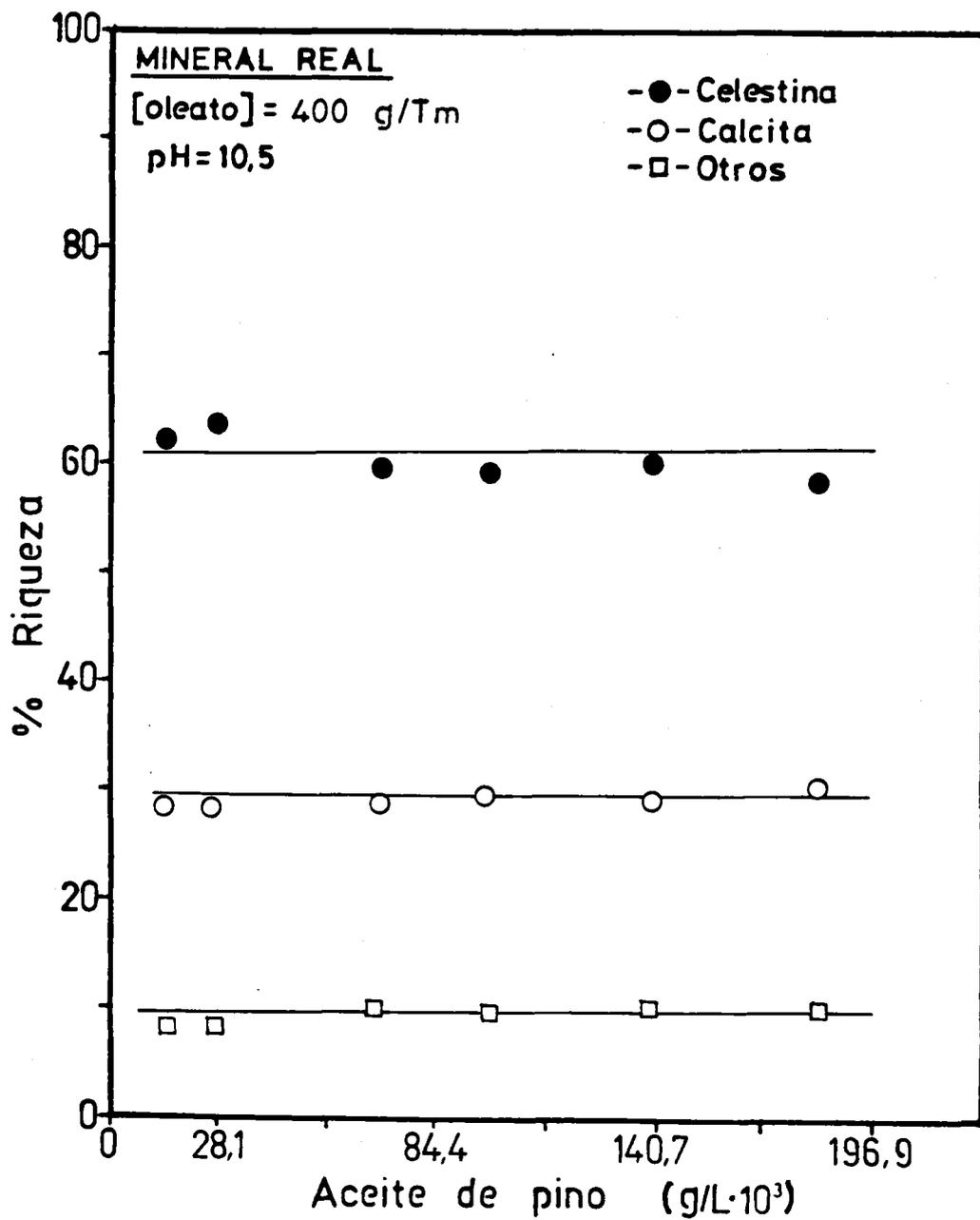


Figura 4.60

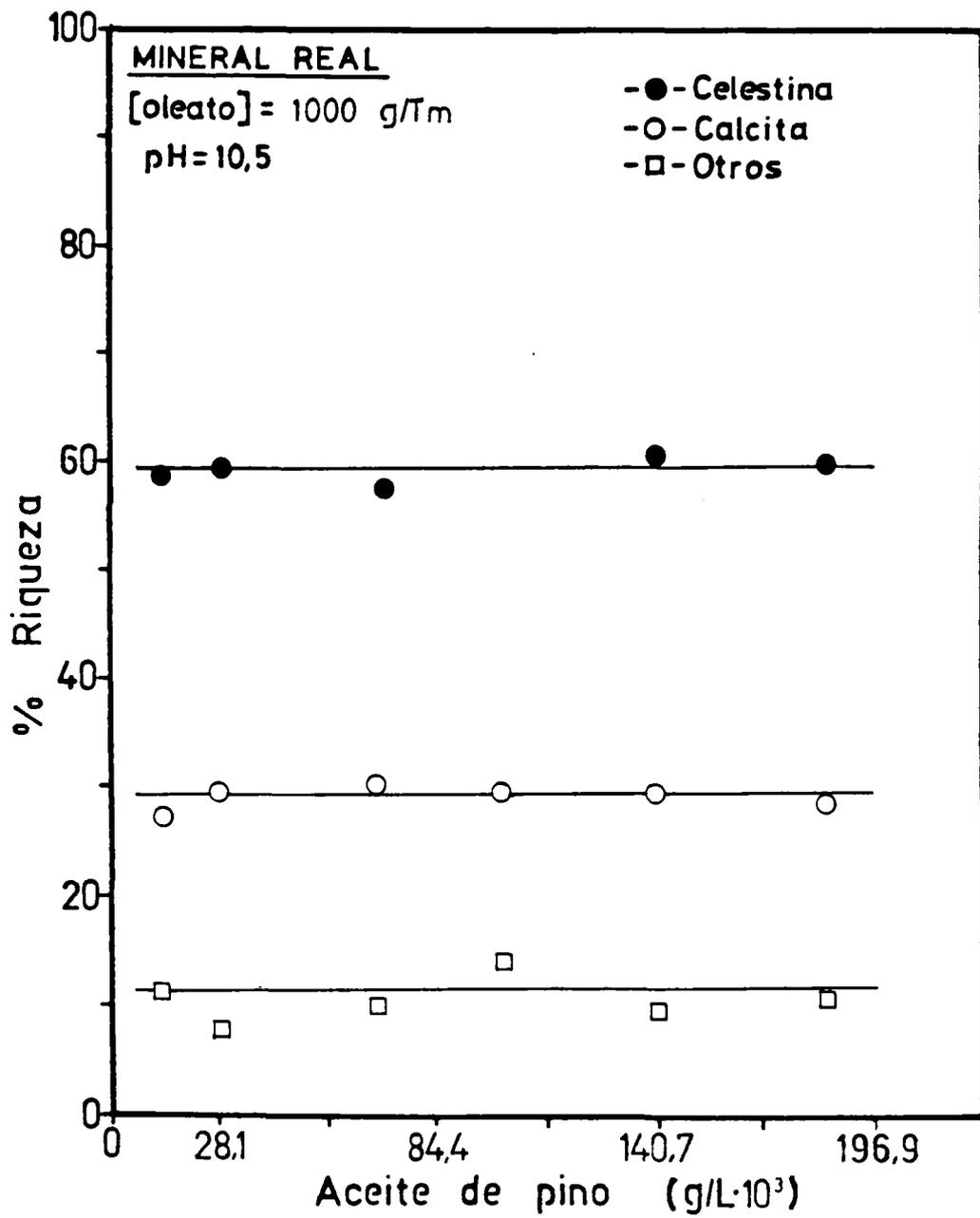


Figura 4.61

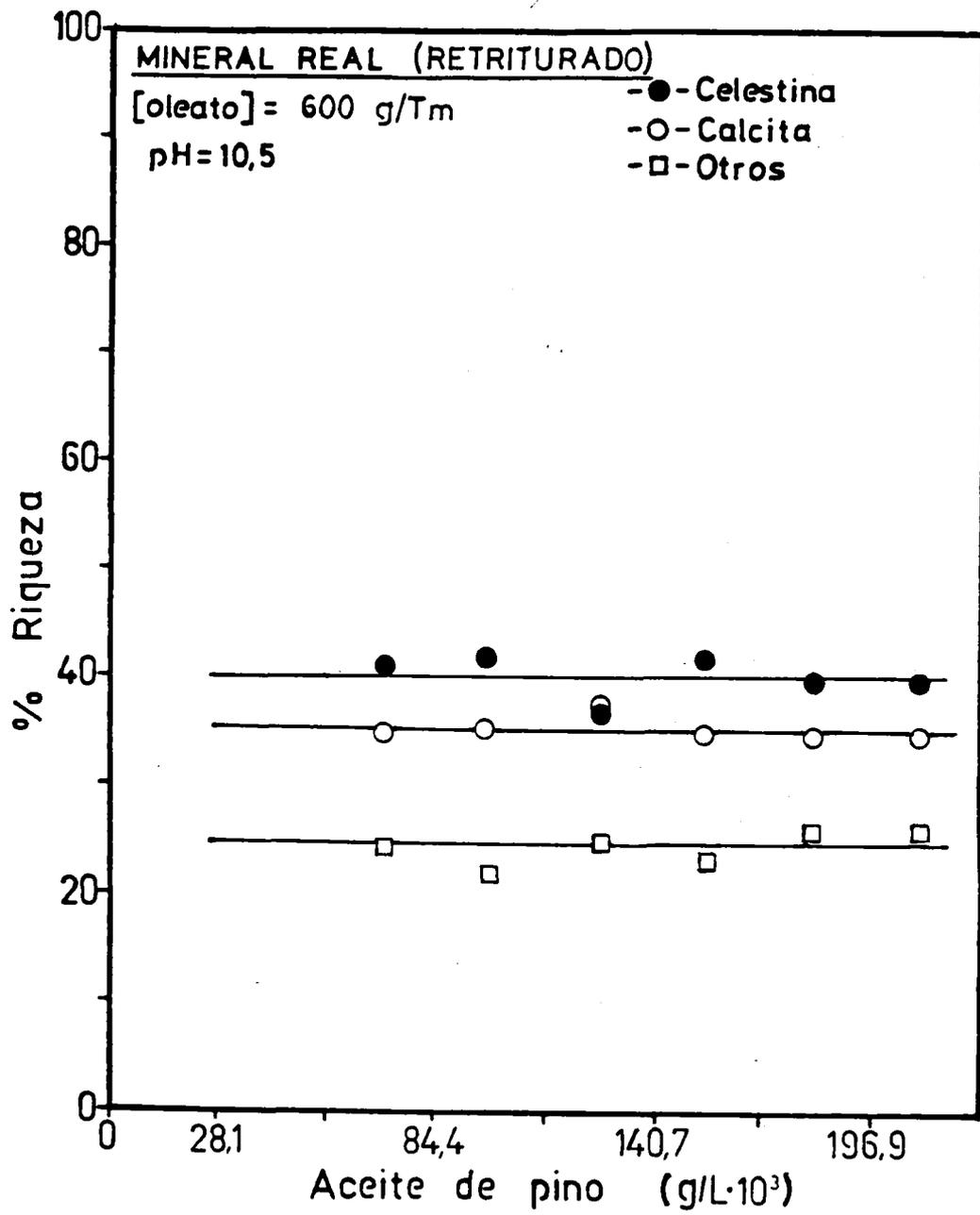


Figura 4.62

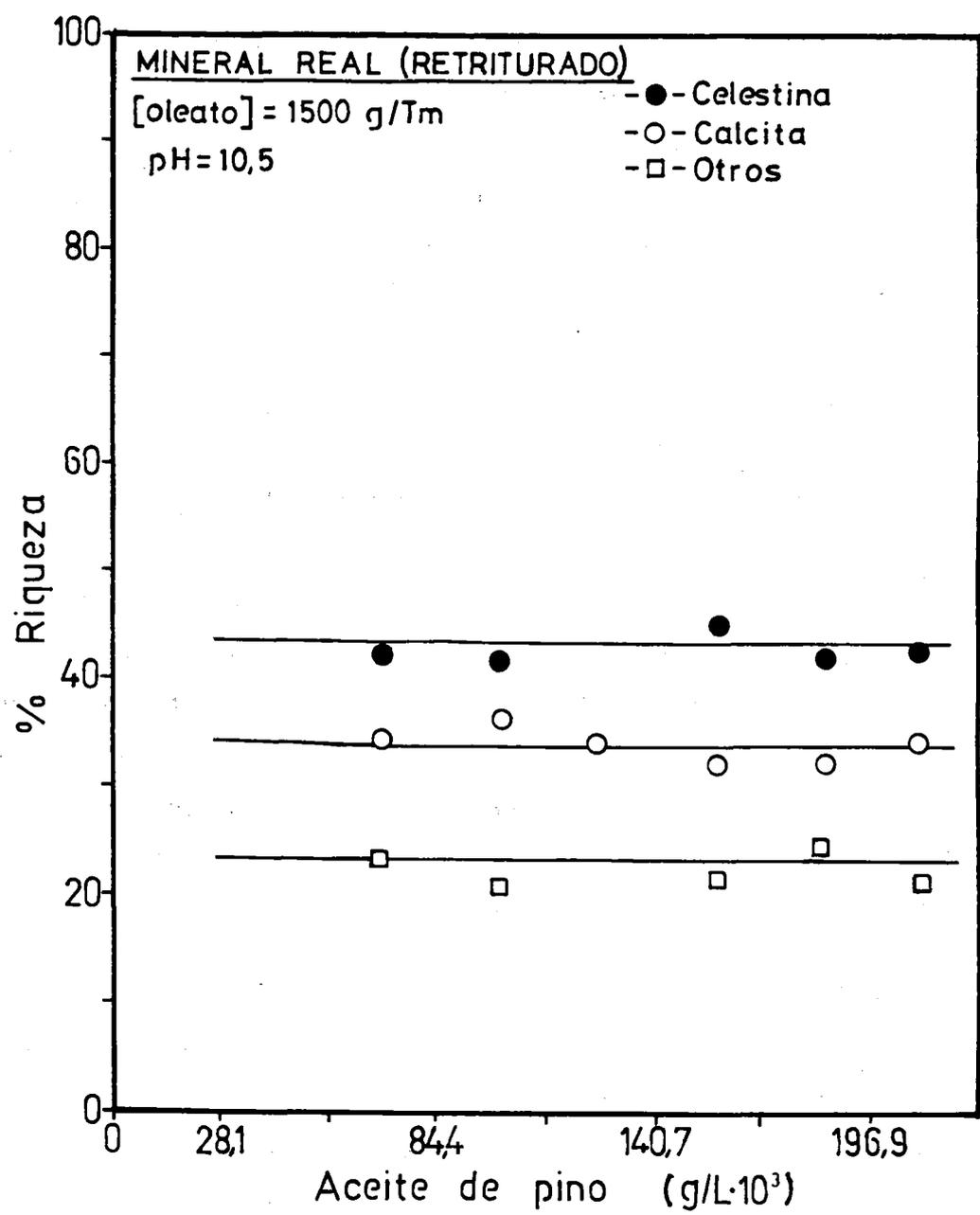


Figura 4.63

celestina y calcita por lo que teniendo en cuenta la economía del sistema debería de usarse la mínima cantidad de aceite de pino que produzca una buena acción espumante, o lo que es lo mismo la menor cantidad del agente que consigue una buena estabilidad de las espumas. Para el sistema en estudio se comprobó que con una concentración de 0.01407 g/L de aceite de pino es suficiente para los objetivos deseados, por lo que a partir de aquí se usará solo esta concentración.

4.3.5.- EFECTO DEL QUEBRACHO COMO DEPRESOR

En la Figura 4.64 se ha representado el porcentaje de recuperación de celestina y calcita frente a la concentración de quebracho a pH=10.5 y 1500 g/Tm de oleato sódico. El efecto depresor del agente se manifiesta, incluso, a muy bajas concentraciones del mismo, en este sentido, para 0.0012 g/L de quebracho la respuesta, tanto de celestina como de calcita, baja al 40% y 35% respectivamente, y si se aumenta la concentración a 0.012 g/L la depresión de los dos minerales es considerable (inferior al 20%), para ser prácticamente total a partir de 0.12 g/L.

Así mismo, se deduce que el agente depresor quebracho no muestra selectividad con respecto a los dos minerales en estudio ya que deprime a ambos de forma prácticamente igual y con fuerza, como ya había sido comprobado en los apartados 4.2.1.5 y 4.2.2.5 de esta Memoria así como en el extenso trabajo realizado por Gálvez (1993).

Con respecto a la riqueza, en la Figura 4.65 puede observarse que, independientemente de la cantidad recuperada por flotación, el porcentaje de riqueza no se altera, permaneciendo constante en las cuatro concentraciones de depresor ensayadas, como era de esperar dada

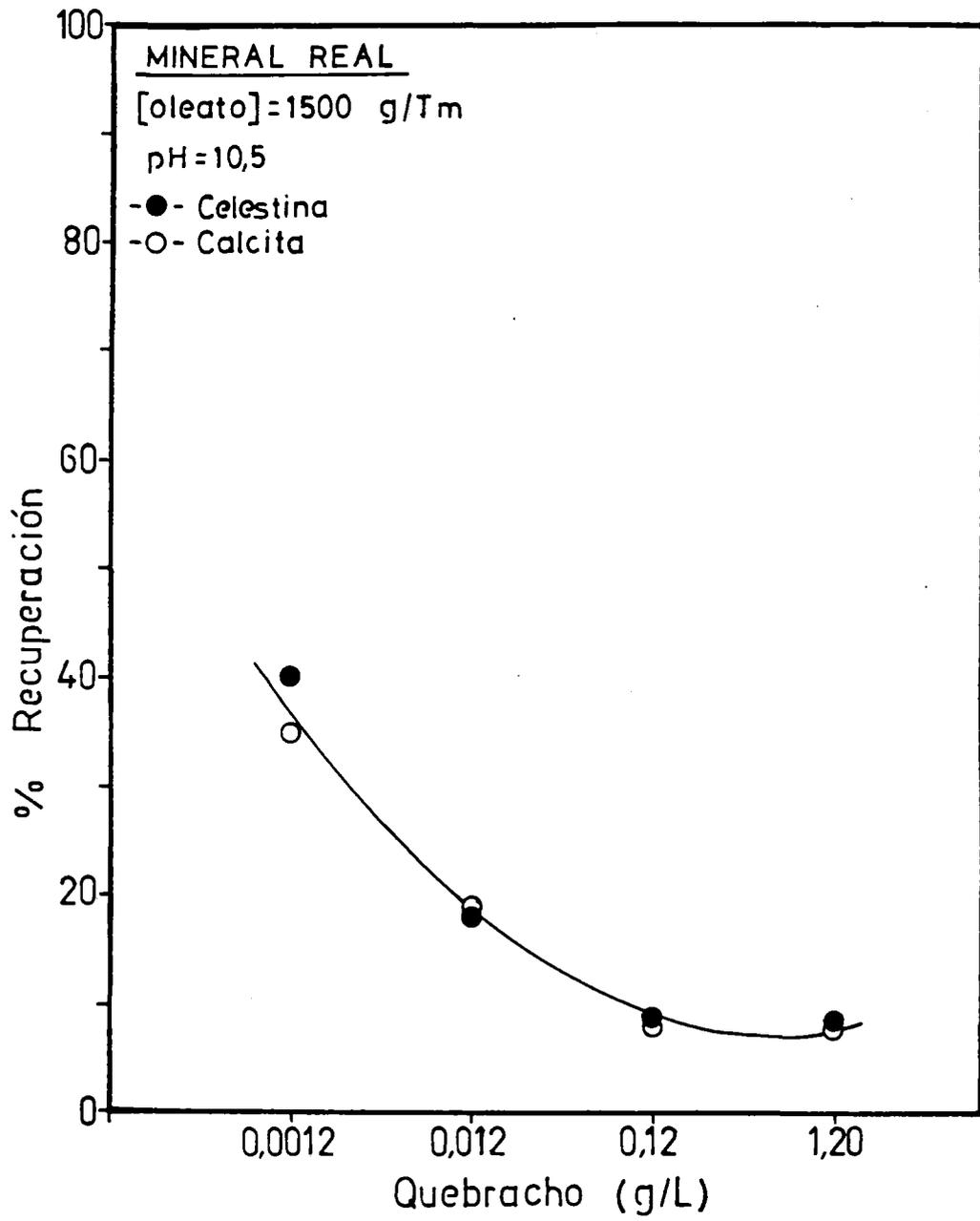


Figura 4.64

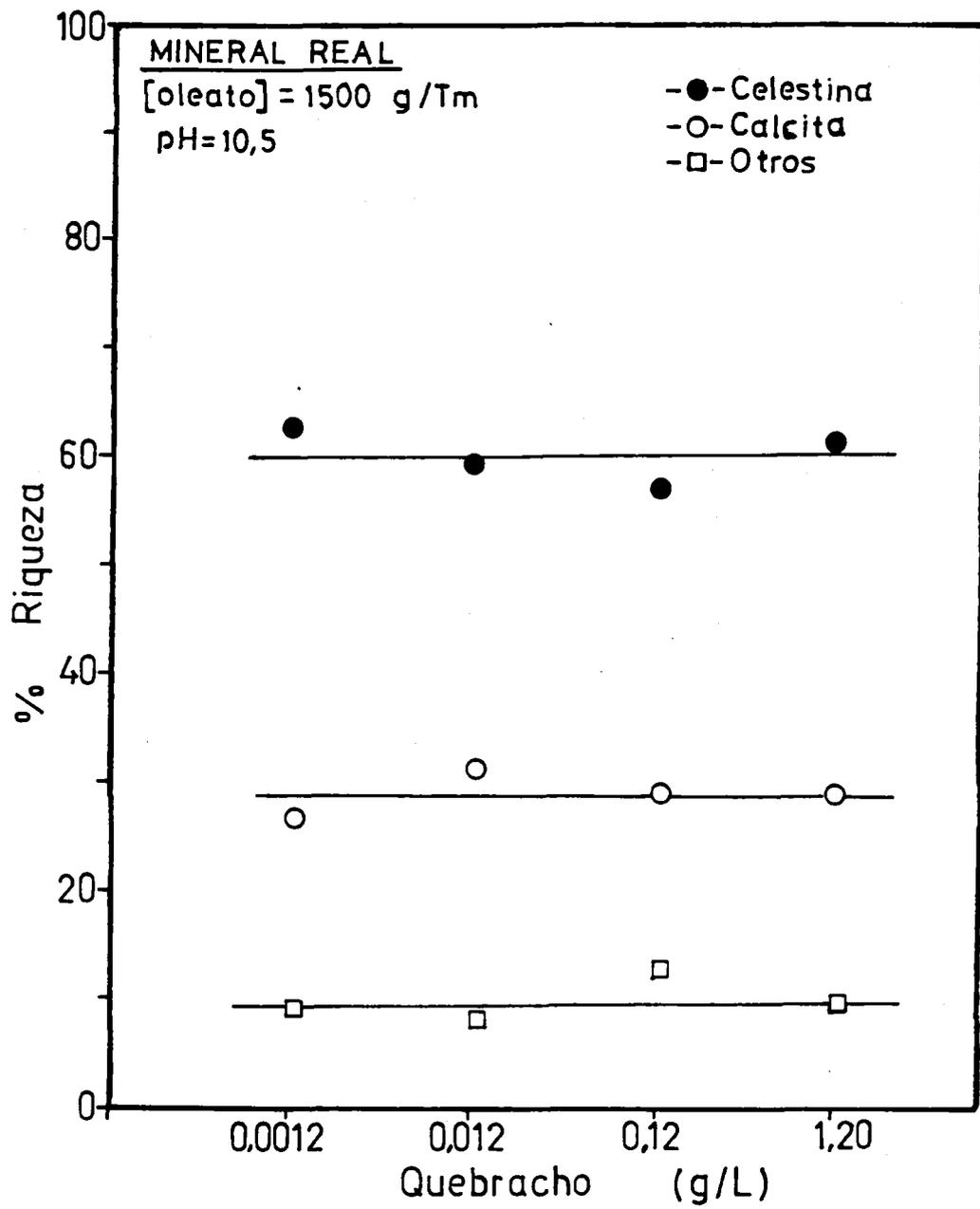


Figura 4.65

la falta de selectividad del agente.

En las Figuras 4.66 a 4.68 se han representado las recuperaciones de celestina y calcita en función de la concentración de oleato sódico para las concentraciones de quebracho de 0.0012, 0.0006 y 0.00012 g/L, respectivamente. Las concentraciones excesivamente bajas de depresor han sido seleccionadas para determinar si hay algún tipo de selectividad del quebracho hacia celestina o calcita. En este sentido, se confirma la ausencia de selectividad del agente ya que en todas las concentraciones ensayadas, tanto de oleato sódico como de quebracho, los porcentajes de recuperación de ambos minerales son casi coincidentes.

Igualmente, se ha comprobado que el efecto depresor del agente disminuye sensiblemente a medida que se incrementa la concentración de oleato sódico de lo que parece desprenderse que entre ambos agentes hay una competencia en la adsorción sobre la superficie de los minerales.

Al comprobar el tanto por ciento de riqueza del mineral recuperado en las espumas (Figuras 4.69 a 4.71) se pone de manifiesto que, para las especies consideradas, no hay modificación en su valor ni con la modificación en la concentración de oleato sódico ni con la de quebracho, dentro de los márgenes empleados en esta investigación.

Teniendo en cuenta los resultados encontrados con quebracho, se pensó que la presencia de un aditivo, que actuara sobre la densidad de carga de la interfase sólido-líquido, pudiera modificar la acción del agente depresor. En este sentido, se seleccionó el pirofosfato sódico ($\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$), que es un polifosfato de cadena lineal que, de acuerdo con Leja (1982), puede realizar una función múltiple en la flotación de

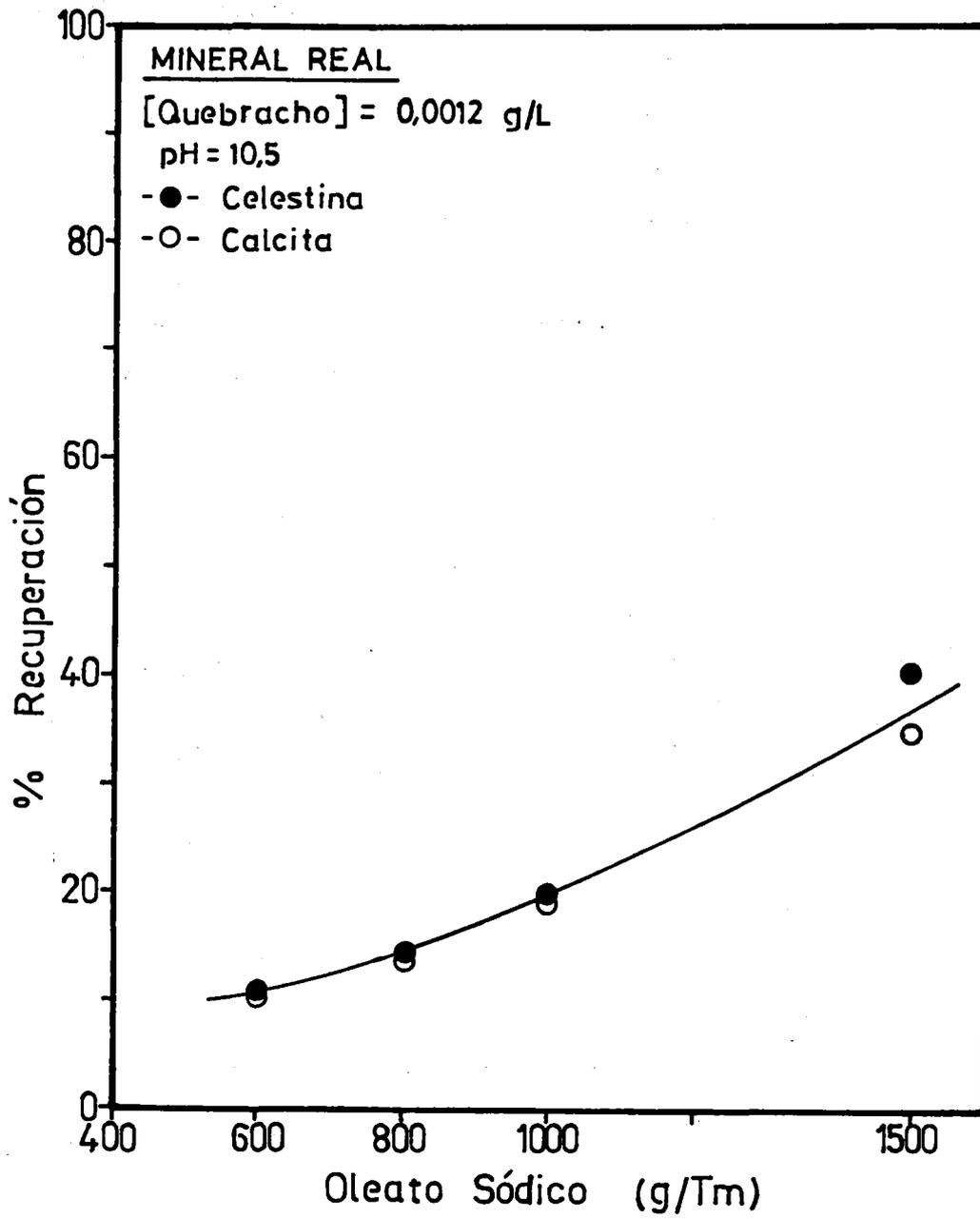


Figura 4.66

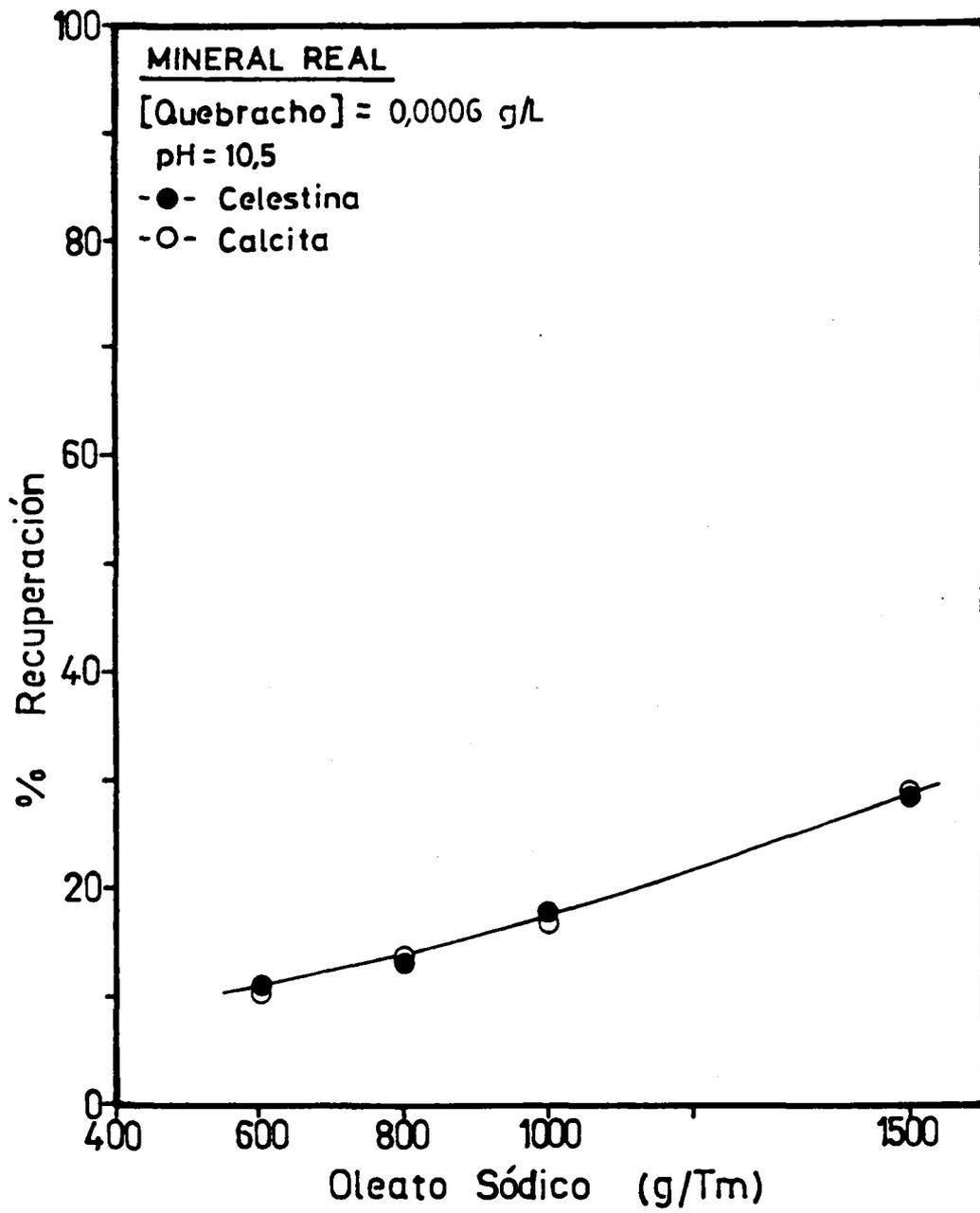


Figura 4.67

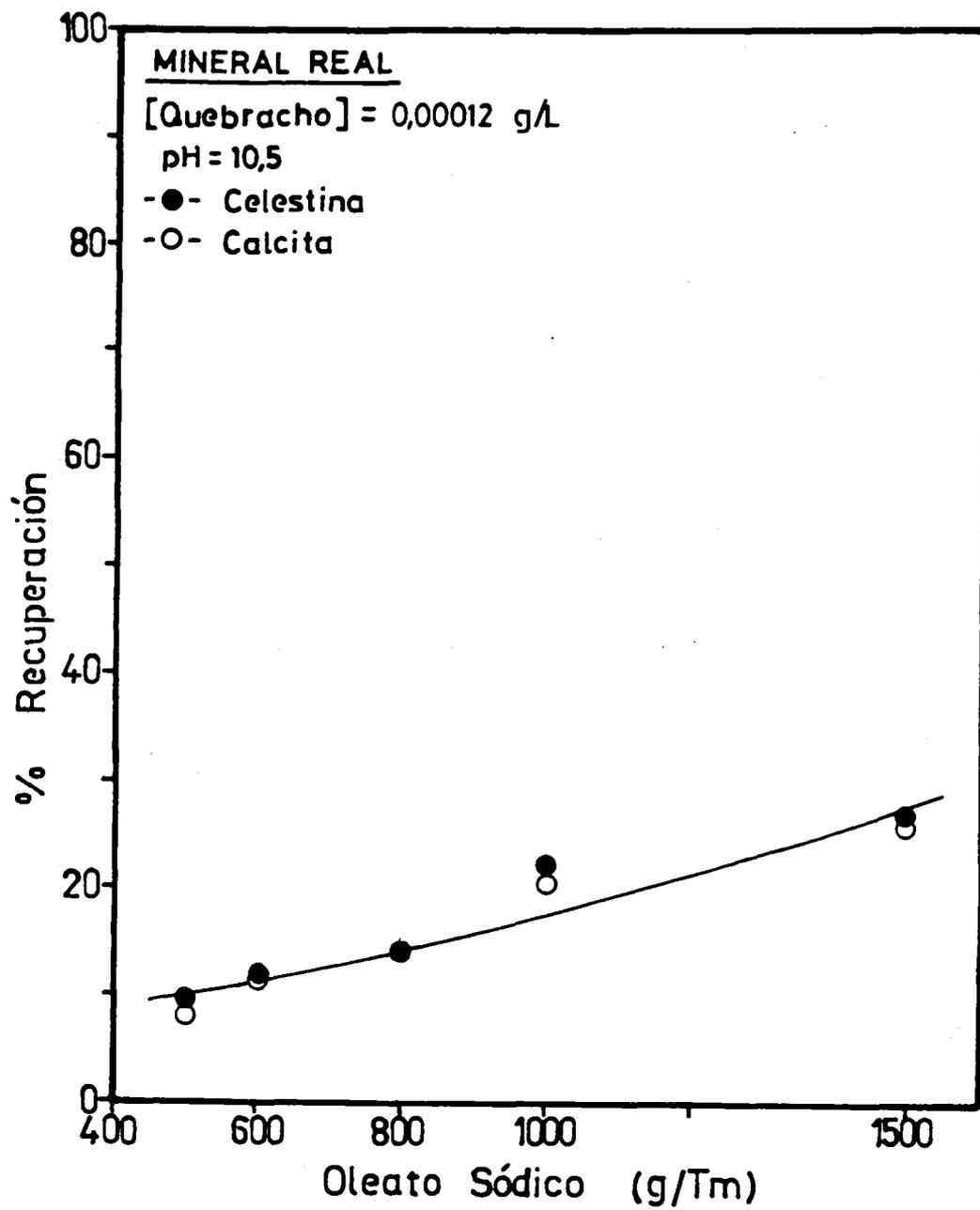


Figura 4.68

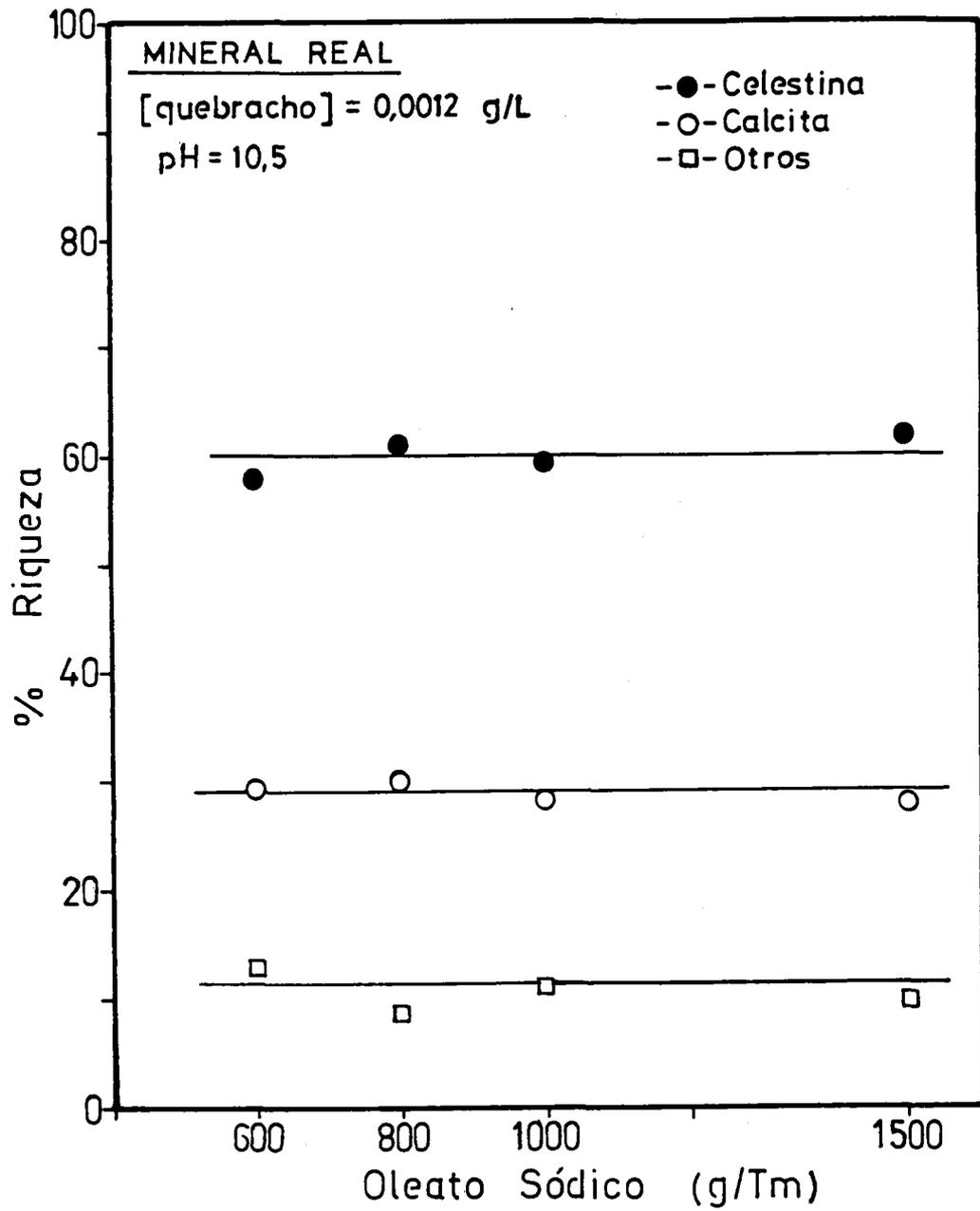


Figura 4.69

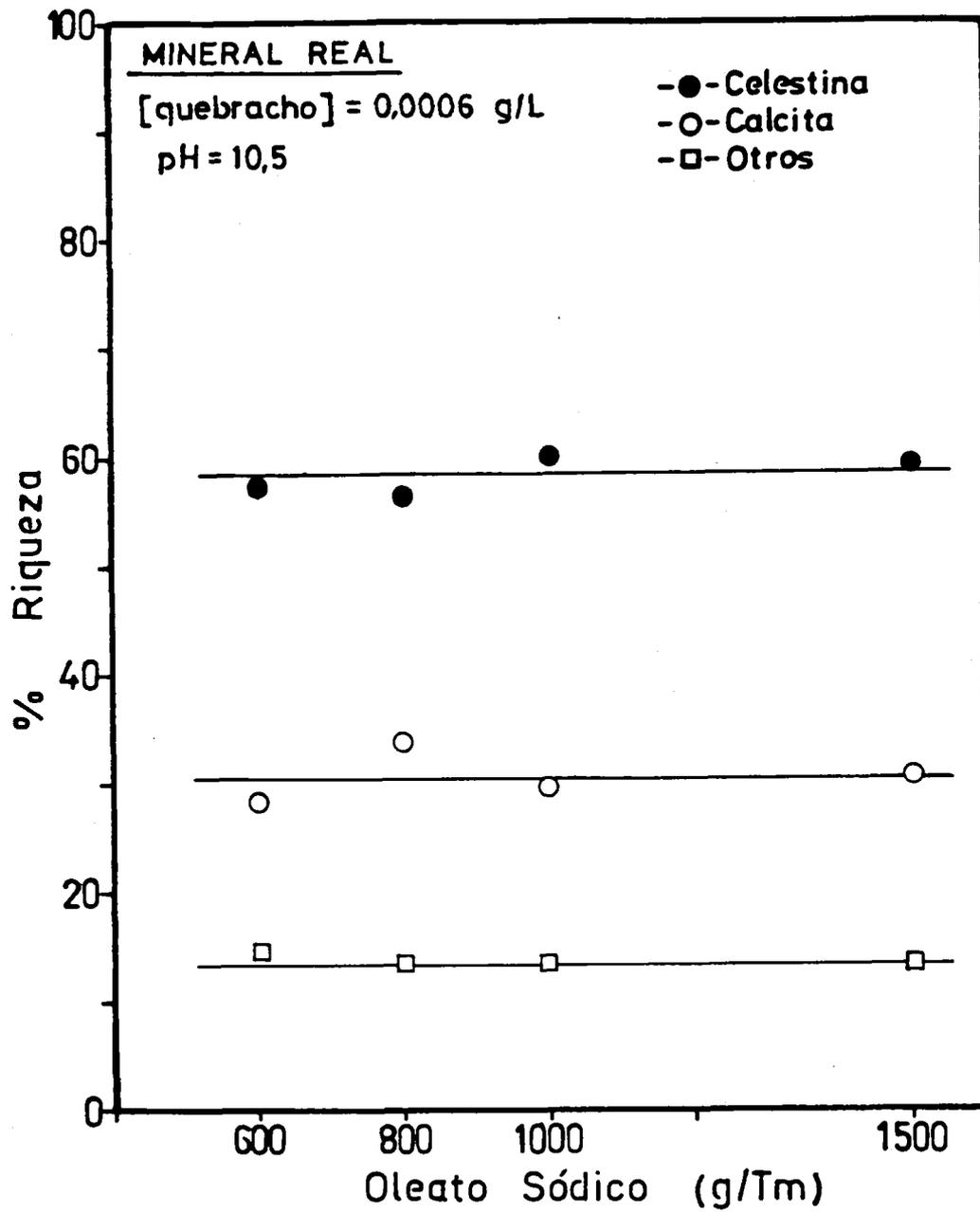


Figura 4.70

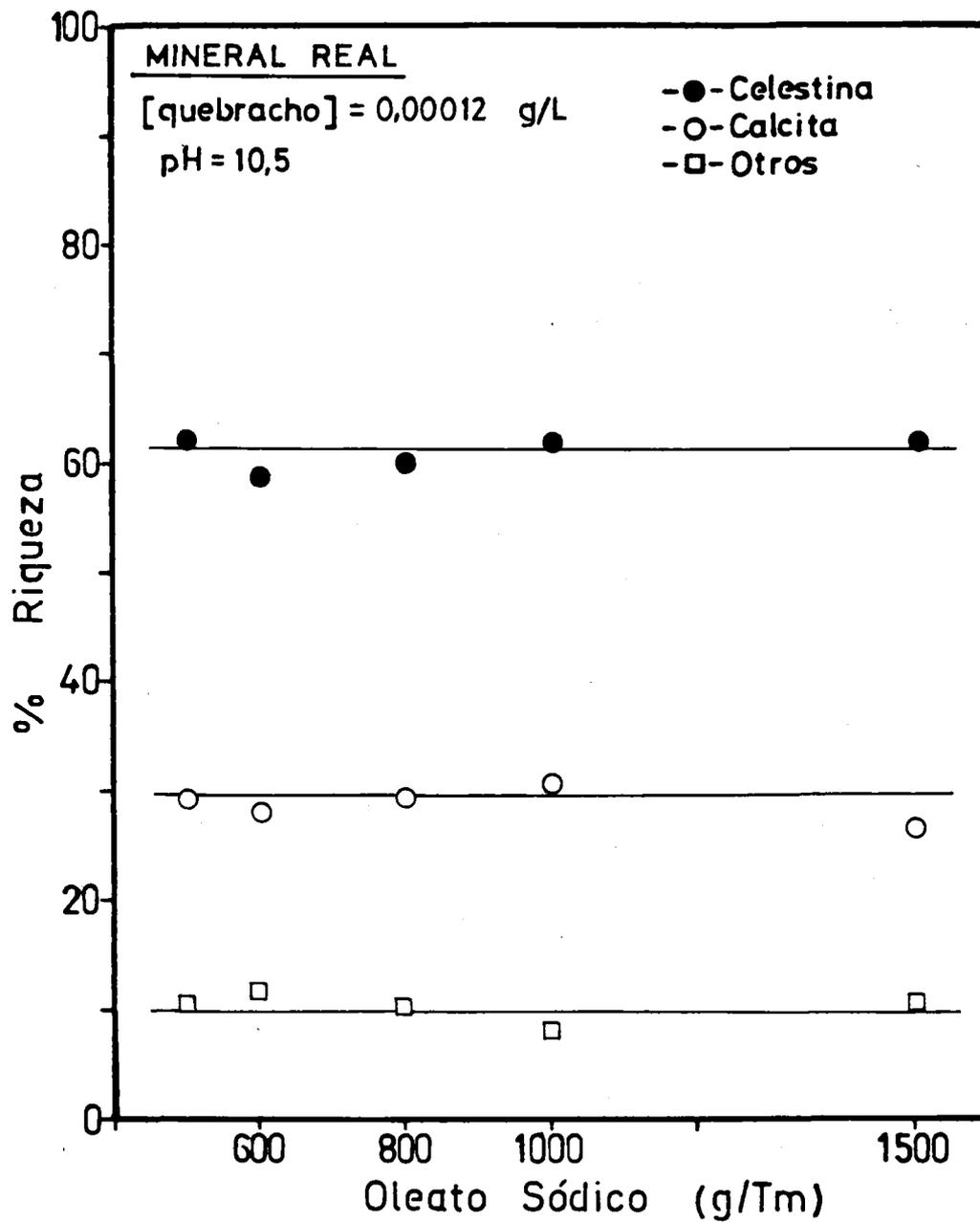


Figura 4.71

minerales ya que es capaz de precipitar inones metálicos, incorporarse a la doble capa eléctrica en sustitución de otros grupos, y reaccionar fuertemente con cationes metálicos adsorbidos removiéndolos de la superficie sólida y devolviendo la carga superficial que tenía antes de la adsorción.

En las Figuras 4.72 y 4.73 se han representado los resultados encontrados para celestina y calcita, respectivamente, usando una concentración de pirofosfato sódico comprendida entre 0.0012 y 0.12 g/L. Para celestina, se observa que a bajas concentraciones de quebracho (0.0012 g/L) el incremento en la concentración de pirofosfato eleva la acción depresora del agente ya que se pasa de un 36% en el porcentaje de recuperación a menos del 15%. A medida que aumenta la concentración de quebracho el efecto del pirofosfato disminuye hasta no hacerse patente a partir de 0.12 g/L de depresor.

Para calcita, Figura 4.73, los resultados son similares ya que el pirofosfato sódico potencia la acción depresora de quebracho, sobre todo a bajas concentraciones de éste, pero no se han encontrado grandes diferencias en cuanto al porcentaje de recuperación de celestina y calcita, ni en la riqueza del mineral flotado, como puede verse en las Figuras 4.74 a 4.77.

4.3.6.- EFECTO DEL METASILICATO SODICO COMO DEPRESOR

A continuación se usó Na_2SiO_3 como agente depresor en condiciones similares a las descritas en el apartado anterior, mostrándose los resultados en la Figura 4.78. Puede observarse que a bajas concentraciones de metasilicato sódico su efecto sobre calcita es más acusado que sobre celestina, pero a medida que se incrementa su concentración

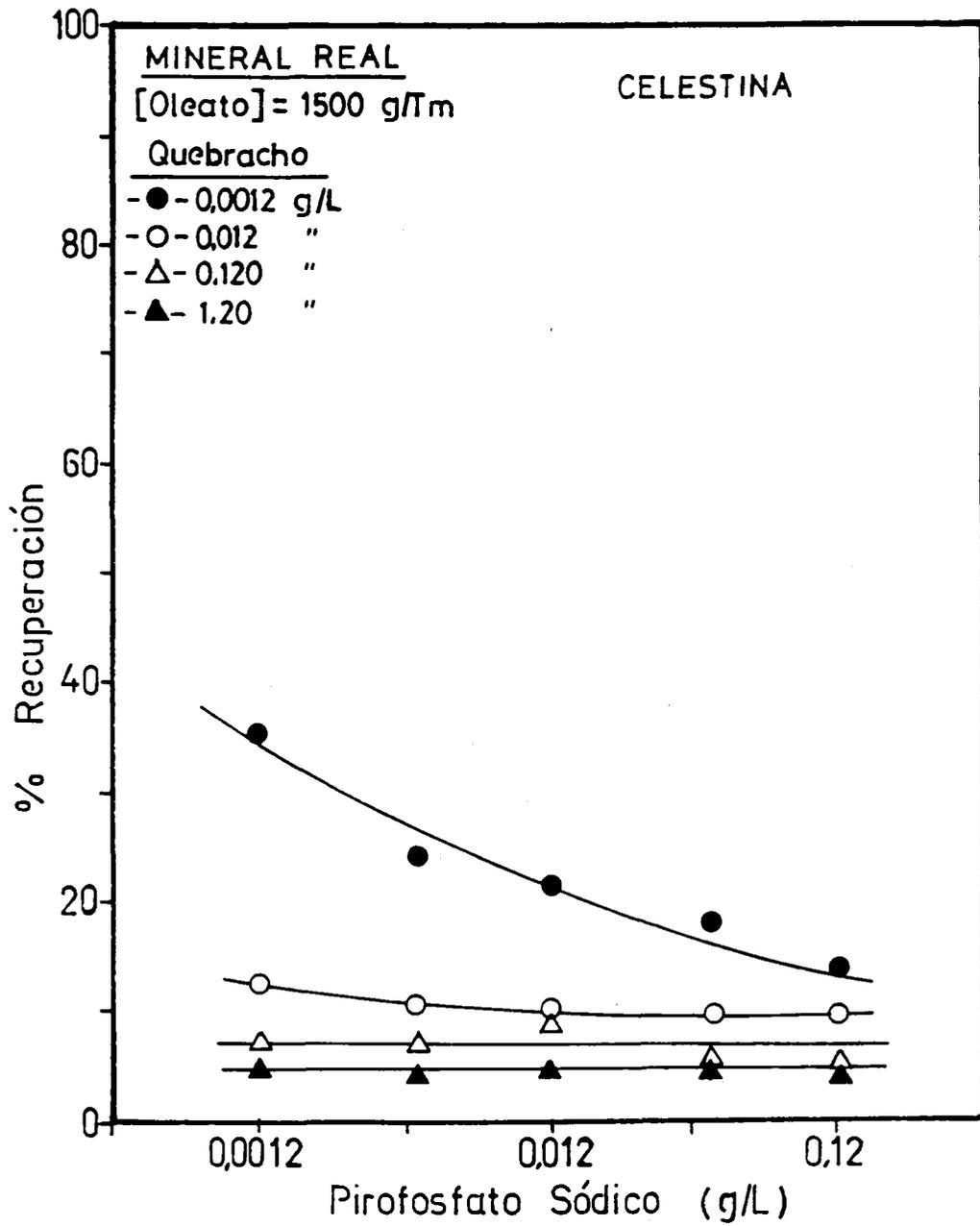


Figura 4.72

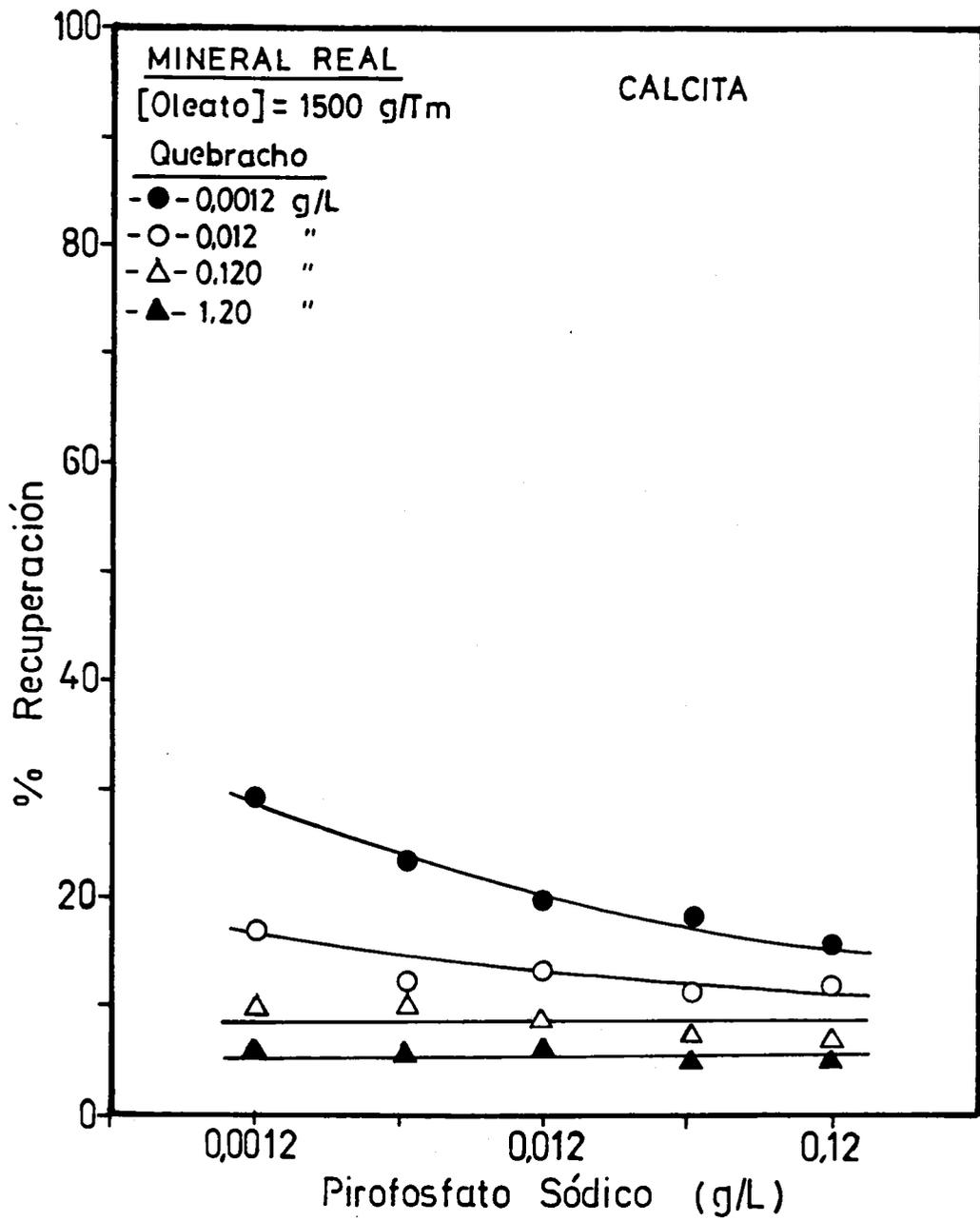


Figura 4.73

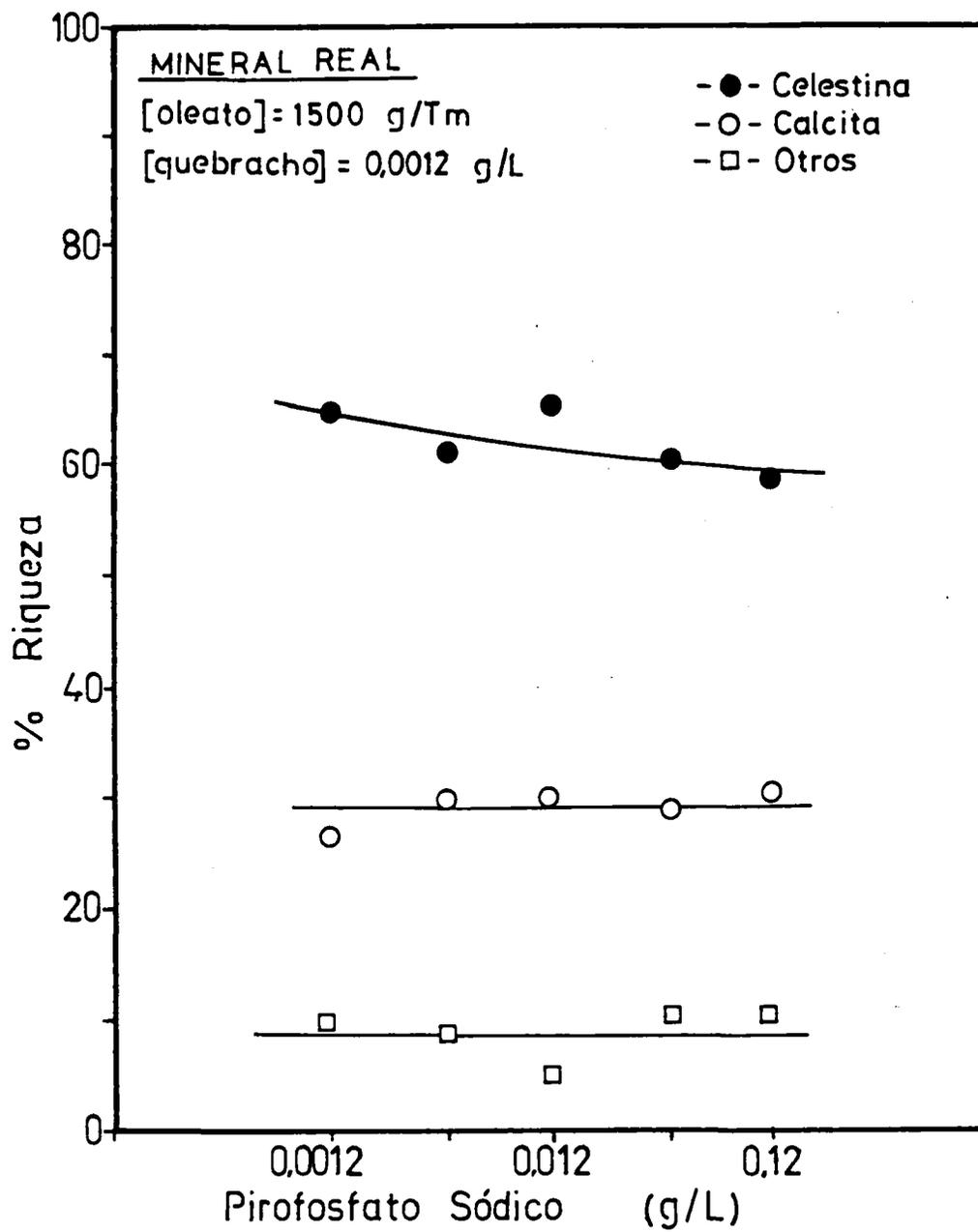


Figura 4.74

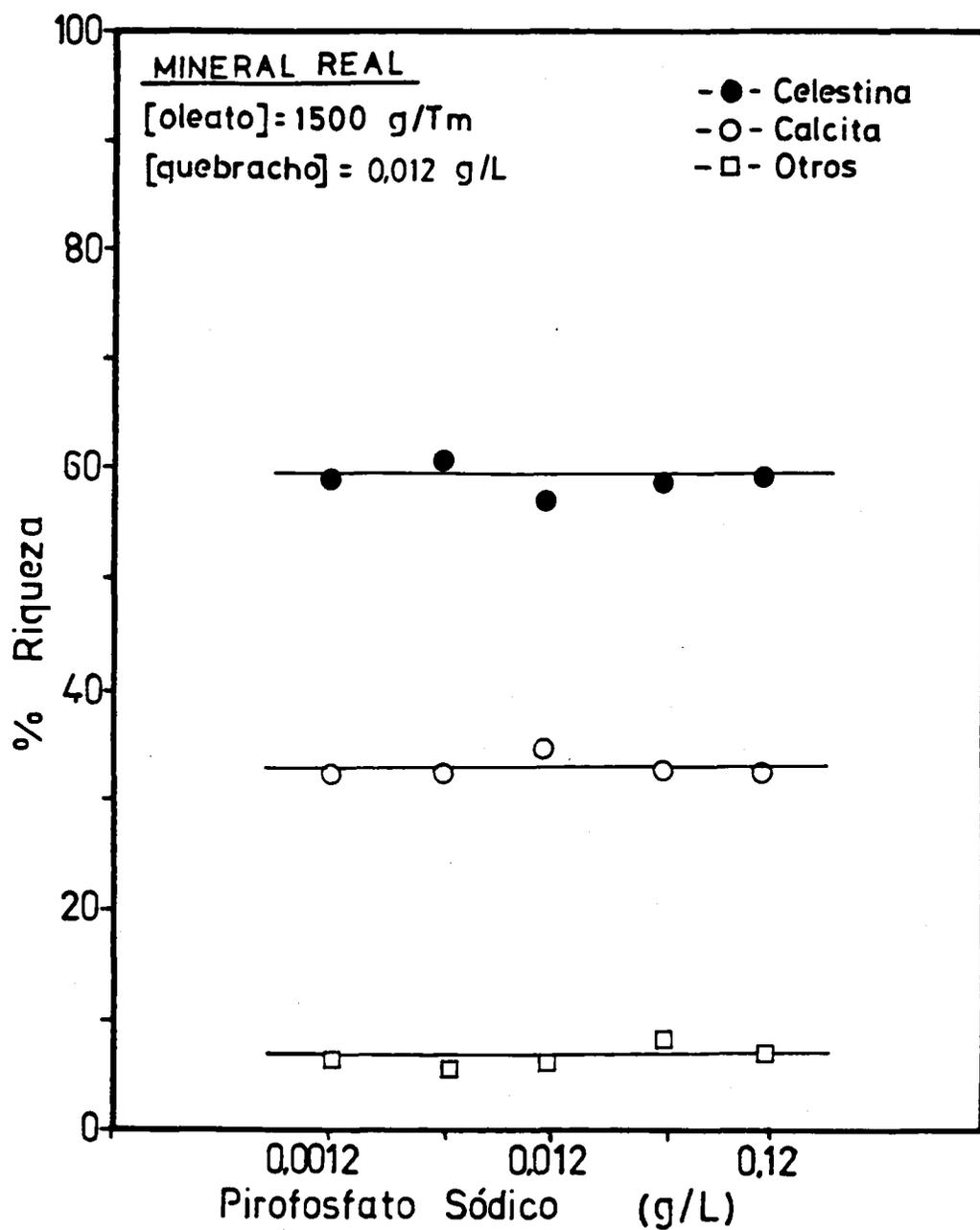


Figura 4.75

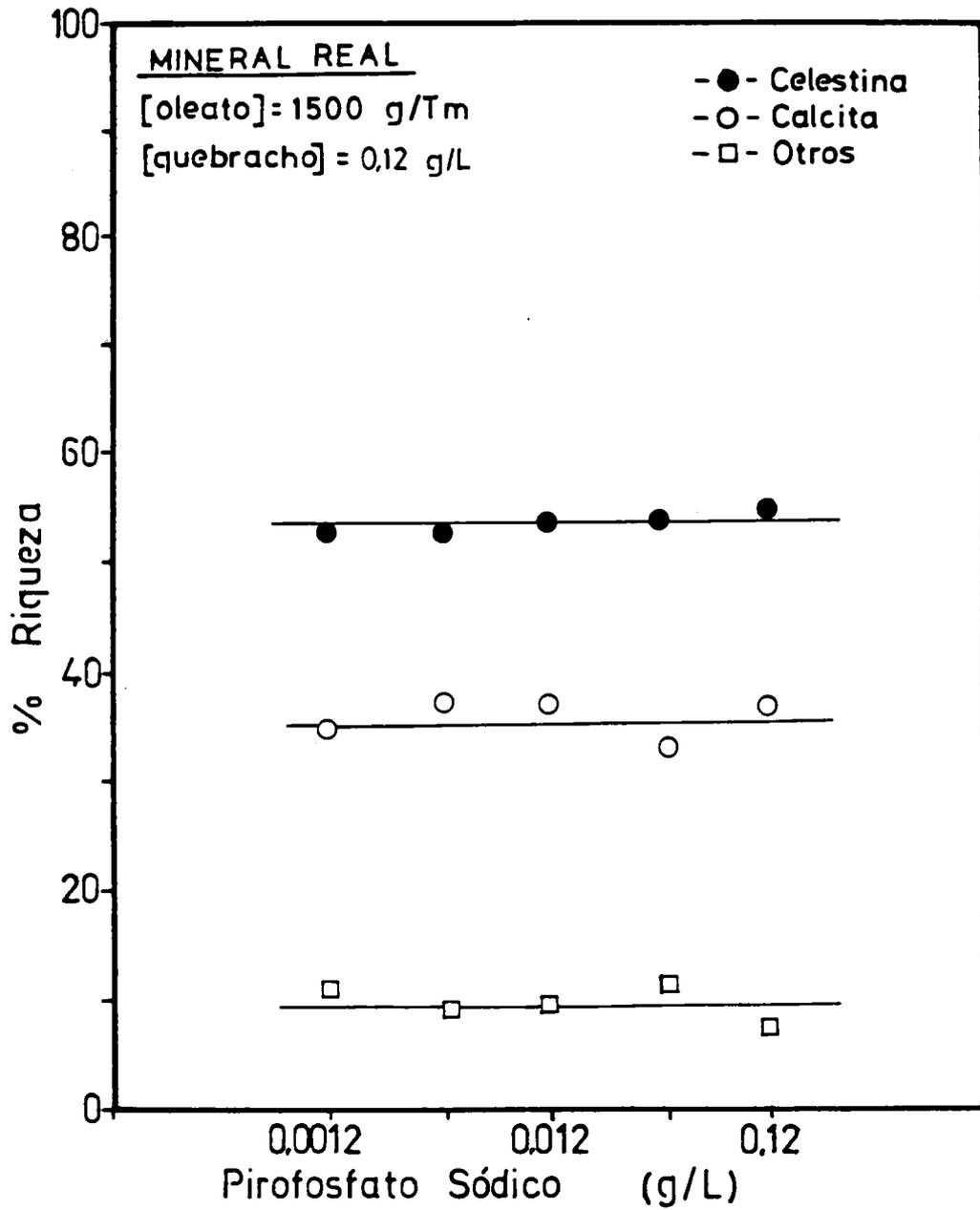


Figura 4.76

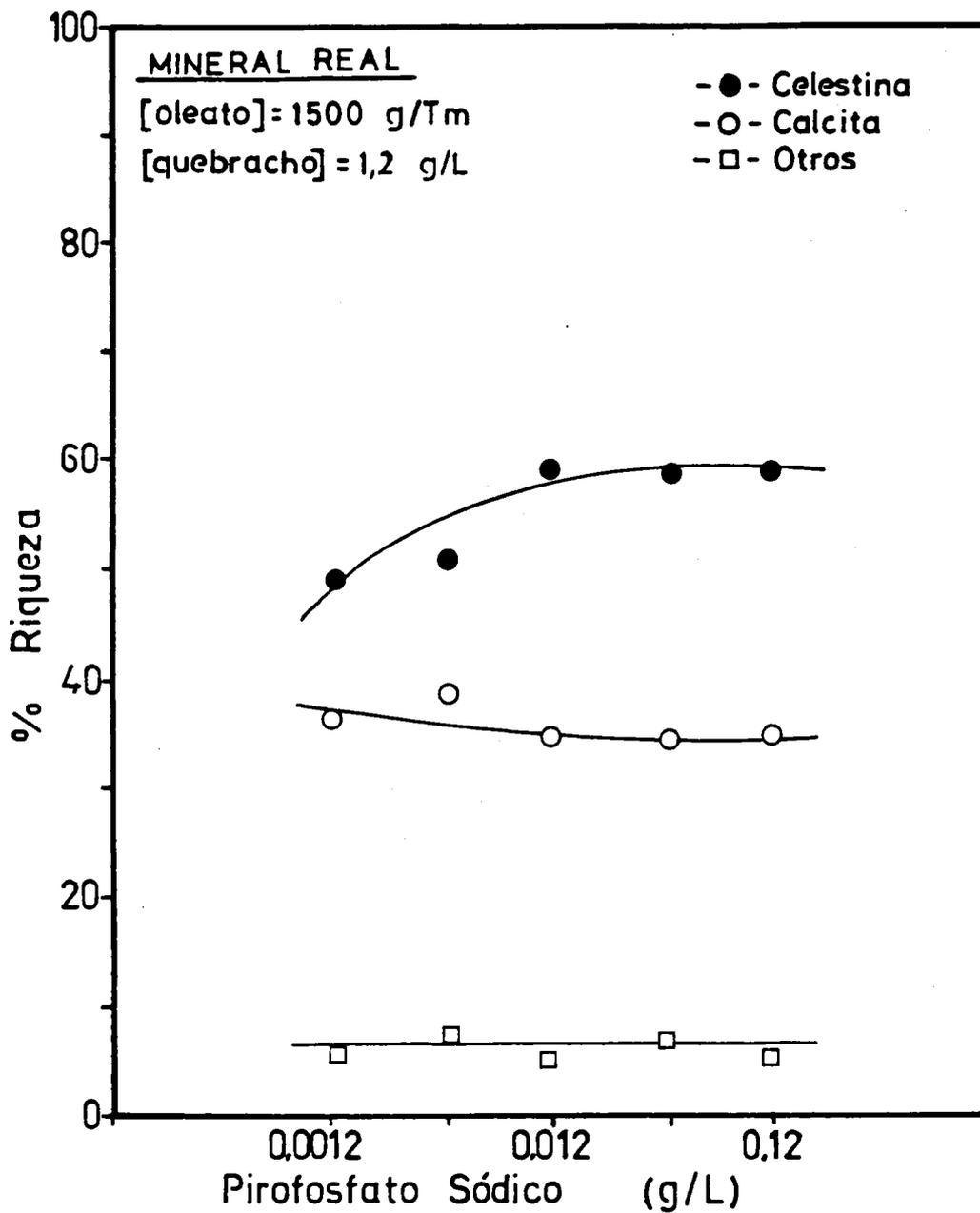


Figura 4.77

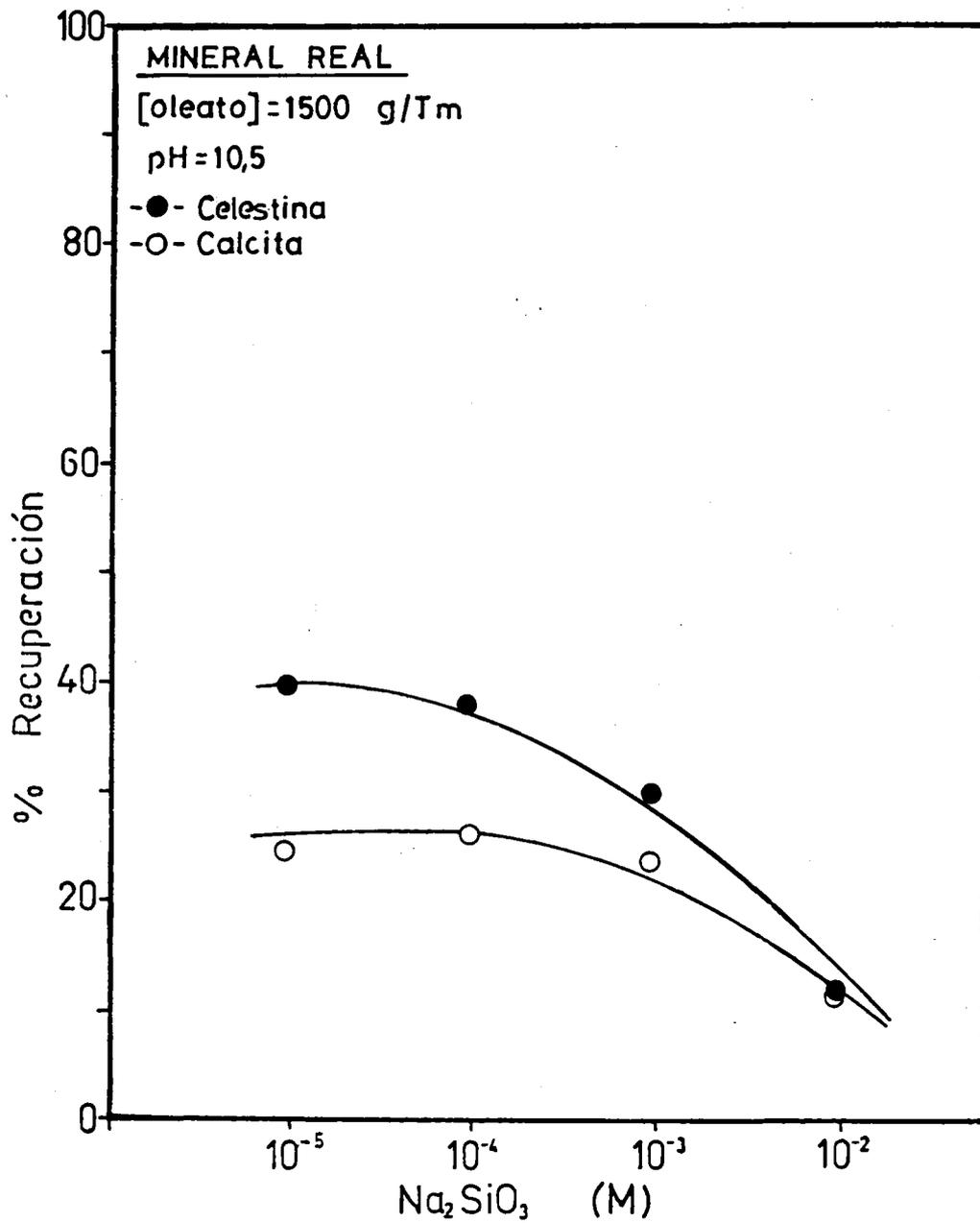


Figura 4.78

se reducen las diferencias en los porcentajes de recuperación de ambos minerales hasta hacerse iguales a 10^{-2} M del agente; en este momento la depresión sobre los minerales es muy acusada.

Estos resultados coinciden con los obtenidos en el apartado 4.2.2 de esta Memoria, en el sentido de que el metasilicato ejerce un efecto depresor más intenso sobre calcita que sobre celestina cuando su concentración es baja. Así mismo, Gálvez (1993), en medios alcalinos y trabajando sobre minerales puros, también encuentra un efecto similar de la acción depresora del Na_2SiO_3 .

En este sentido, los porcentajes de riqueza, mostrados en la Figura 4.79, son bastante significativos ya que puede apreciarse que a bajas concentraciones de metasilicato la riqueza de celestina es de un 70% y la de calcita de un 22% que se transforman en un 57% y 30%, respectivamente, al elevar la concentración del depresor de 10^{-5} a 10^{-2} M.

La concentración del resto de los minerales, englobados en el término "otros", como viene siendo norma en esta investigación, apenas si sufren modificación alguna con los cambios en la concentración del depresor, puesto que las pérdidas de celestina se traducen solo en aumentos para calcita.

Si se comparan estos resultados con los obtenidos con quebracho en condiciones similares (Figuras 4.64 y 4.65) se desprende que la acción depresora del metasilicato sódico sobre celestina es de menor intensidad que la ejercida por aquel, lo que está de acuerdo con lo obtenido para los minerales puros.

Con objeto de comprobar el efecto de la disminución de la concentración de oleato sódico sobre la acción depresora del Na_2SiO_3 ,

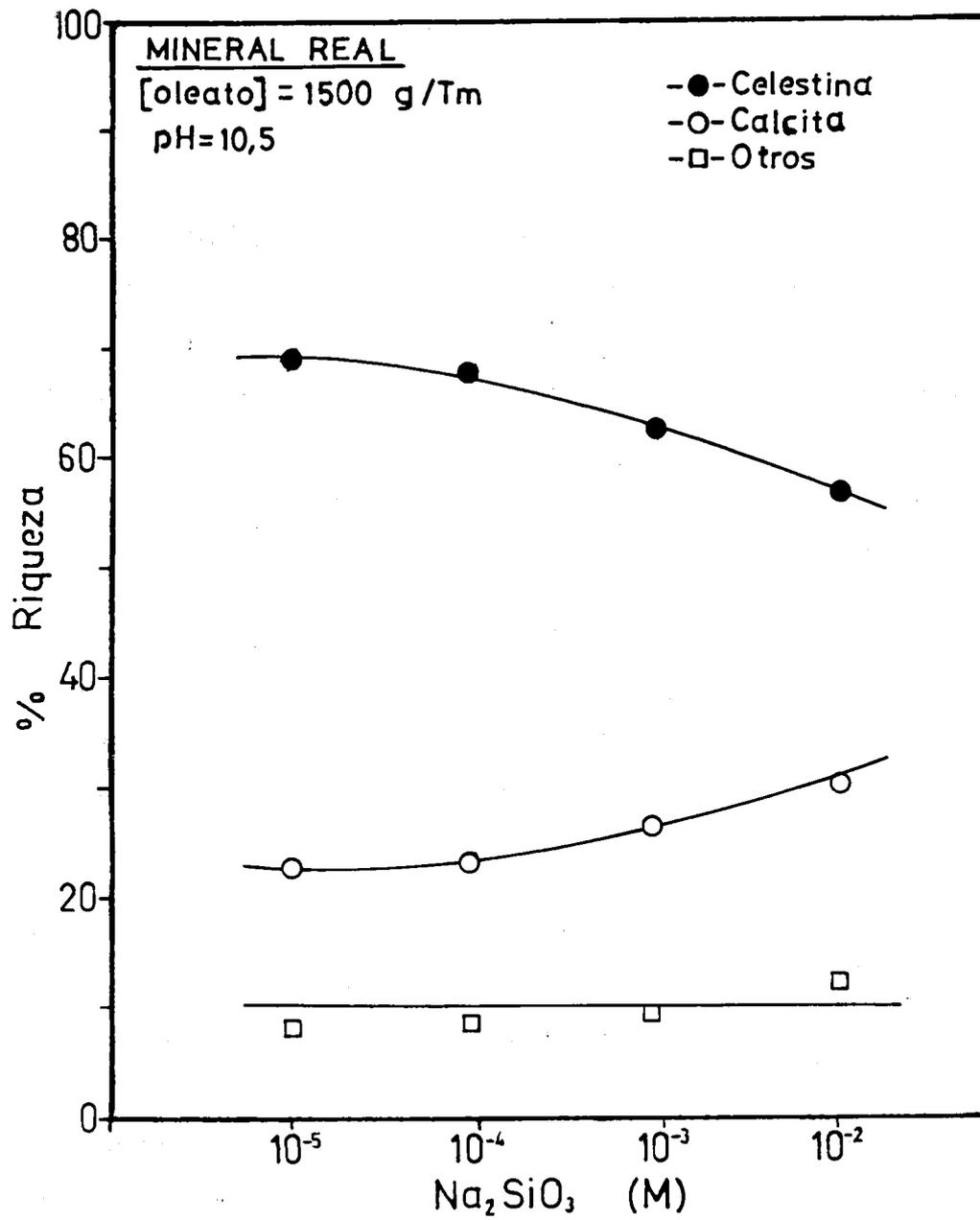


Figura 4.79

se realizaron una serie de experimentos rebajando su contenido desde 1500 hasta 600 g/Tm. Como concentraciones de depresor se usaron 10^{-5} M, en la que se había encontrado diferencias significativas en el porcentaje de recuperación de celestina y calcita (Figura 4.78), y $5 \cdot 10^{-6}$ M, para determinar si con una disminución del depresor se incrementan las diferencias. Los resultados se muestran en las Figuras 4.80 y 4.81, en las que se aprecia como, en ambos casos, al disminuir la concentración de oleato de 1500 a 600 g/Tm también lo hace el porcentaje de recuperación de ambas especies. Para 10^{-5} M las diferencias en la respuesta de ambos minerales se acortan gradualmente, para tener una respuesta semejante por debajo de los 800 g/Tm de colector; sin embargo en el caso de $5 \cdot 10^{-6}$ M de Na_2SiO_3 , la recuperación de ambos minerales es la misma en todo el margen de concentraciones de oleato sódico usadas.

La riqueza obtenida en los dos casos, Figuras 4.82 y 4.83, muestra que solamente hay diferencias notables entre celestina y calcita a 1500 g/Tm de oleato y 10^{-5} M de depresor. Por debajo de estos valores no se han encontrado diferencias algunas en ninguno de los casos estudiados.

A continuación se comprobó el efecto que tiene sobre la flotación de estos minerales la adición de pirofosfato sódico, en concentraciones iguales a las descritas en el apartado anterior. Los resultados encontrados para celestina y calcita se hallan reflejados en las Figuras 4.84 y 4.85, respectivamente. Se deduce de ellos que tanto celestina como calcita se ven fuertemente deprimidas en la acción conjunta del metasilicato sódico y pirofosfato sódico, de tal manera que, incluso para la menor de las concentraciones de metasilicato sódico usadas (10^{-5} M), la depresión de ambos minerales es considerable a 0.12 g/L de pirofosfato.

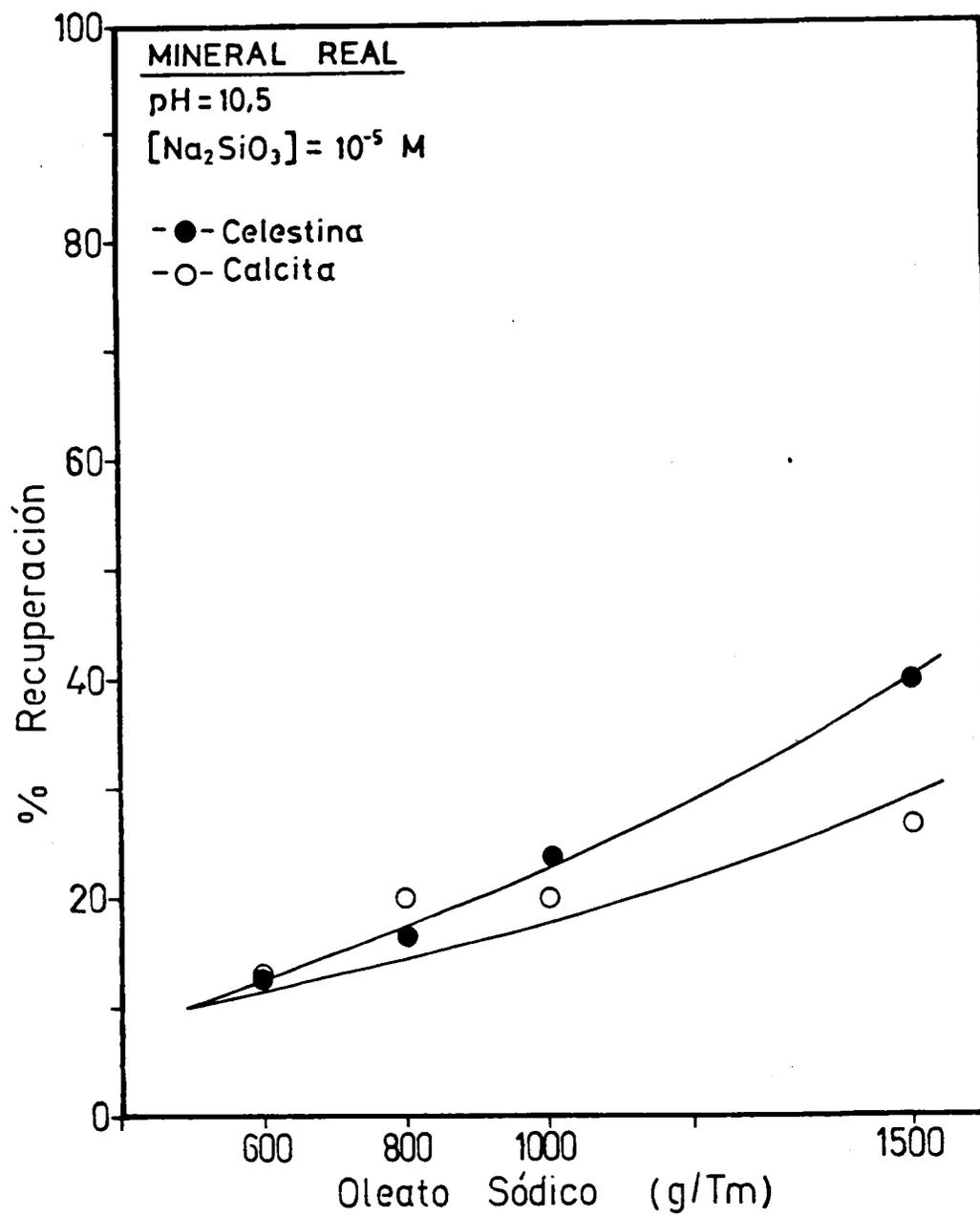


Figura 4.80

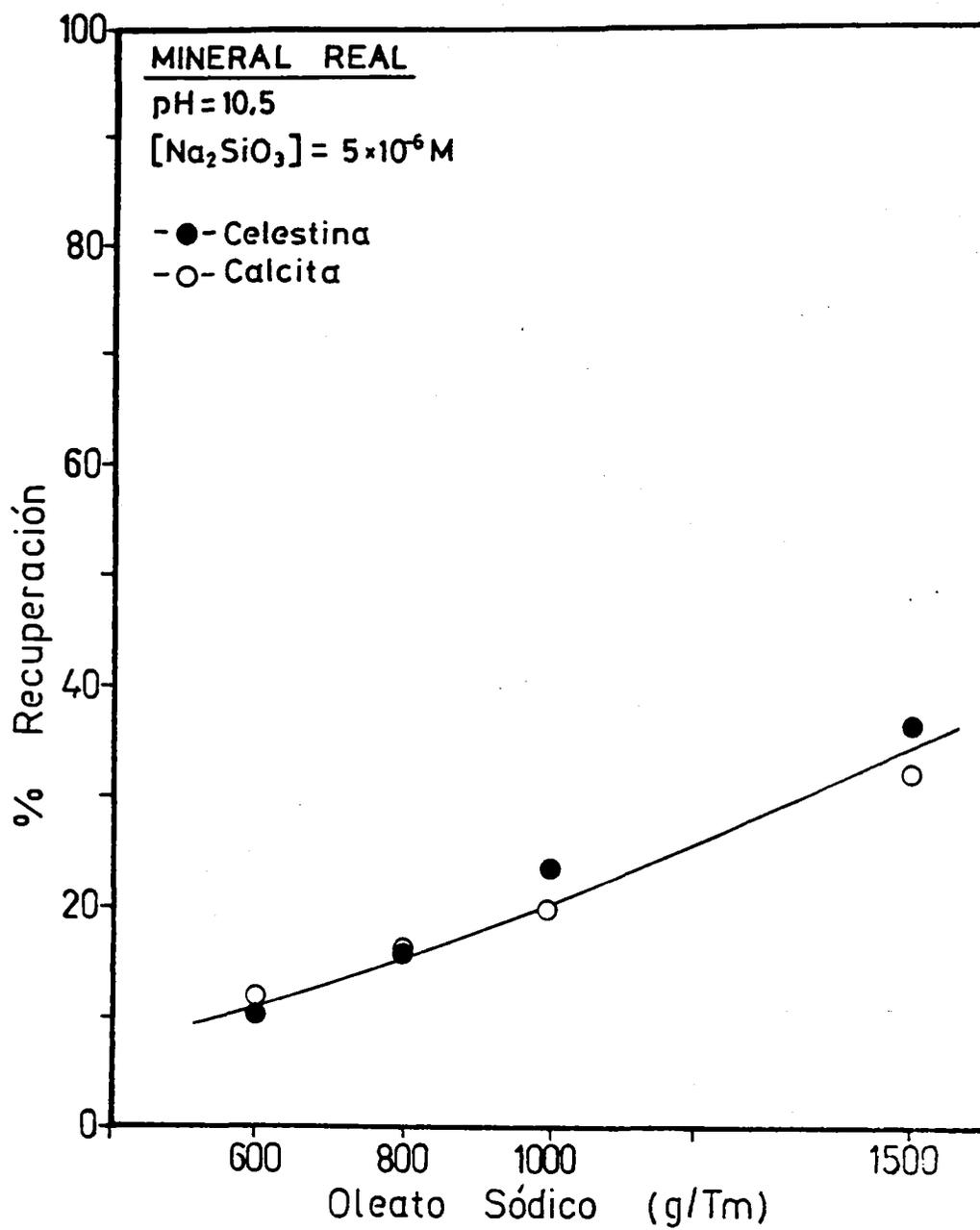


Figura 4.81

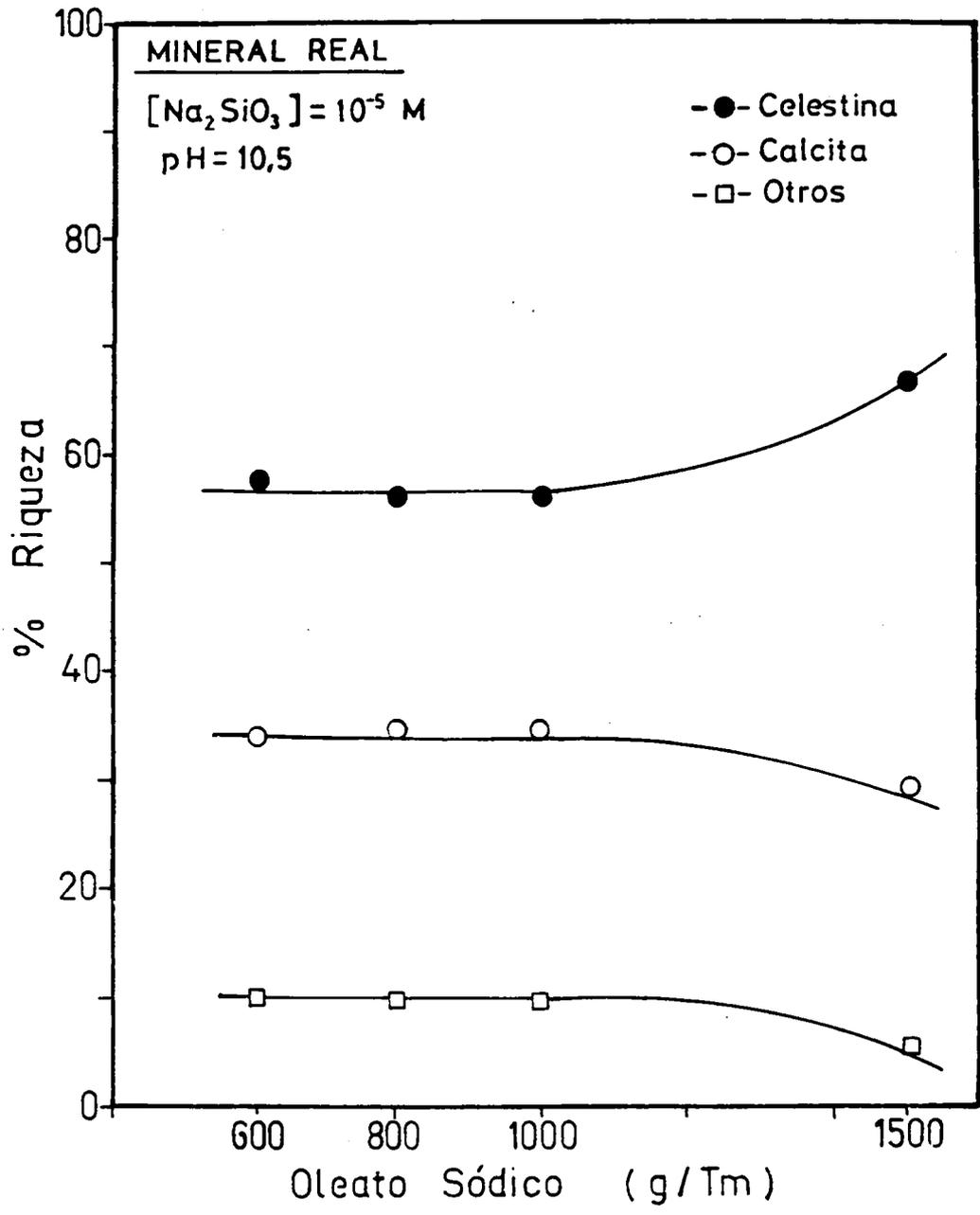


Figura 4.82

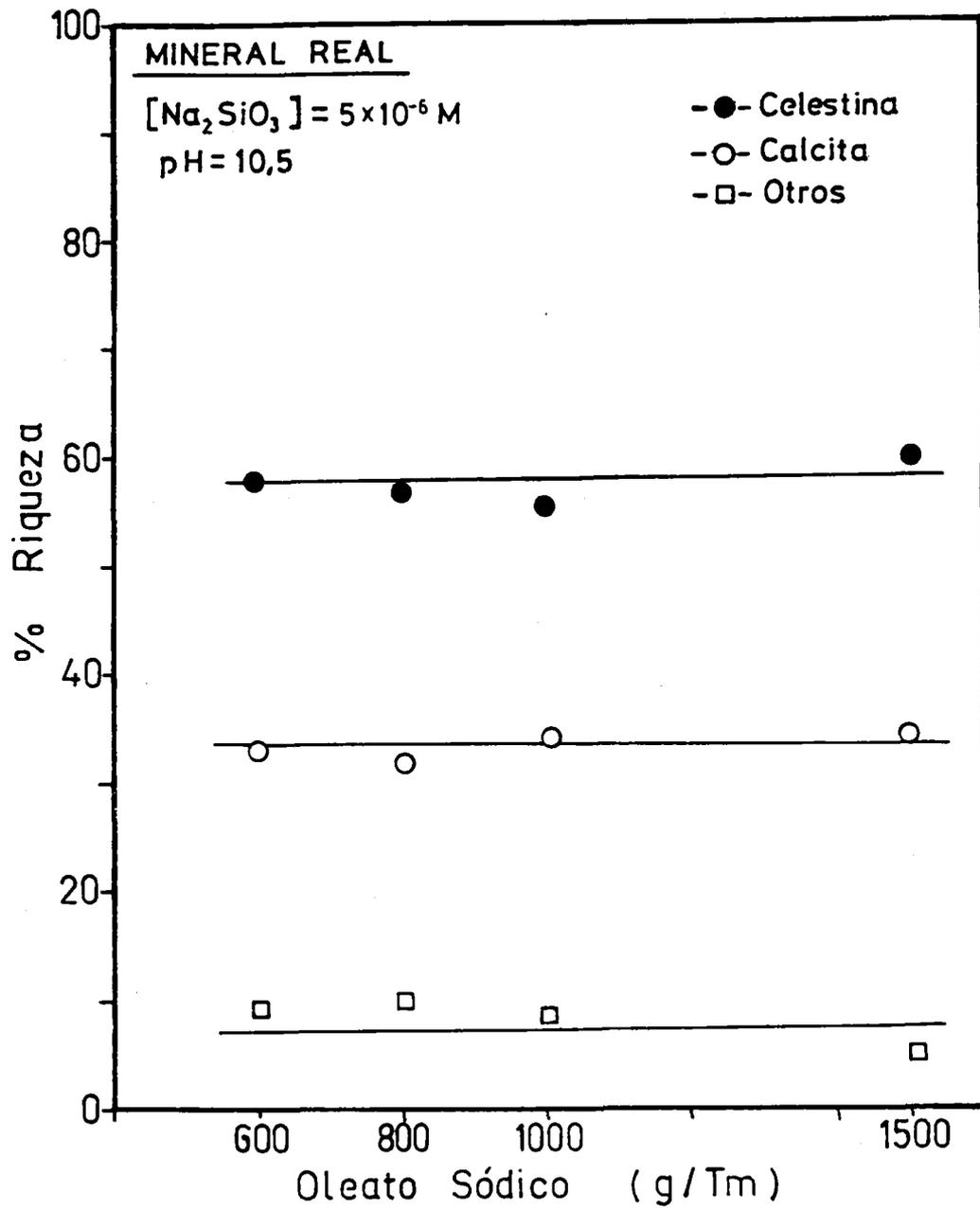


Figura 4.83

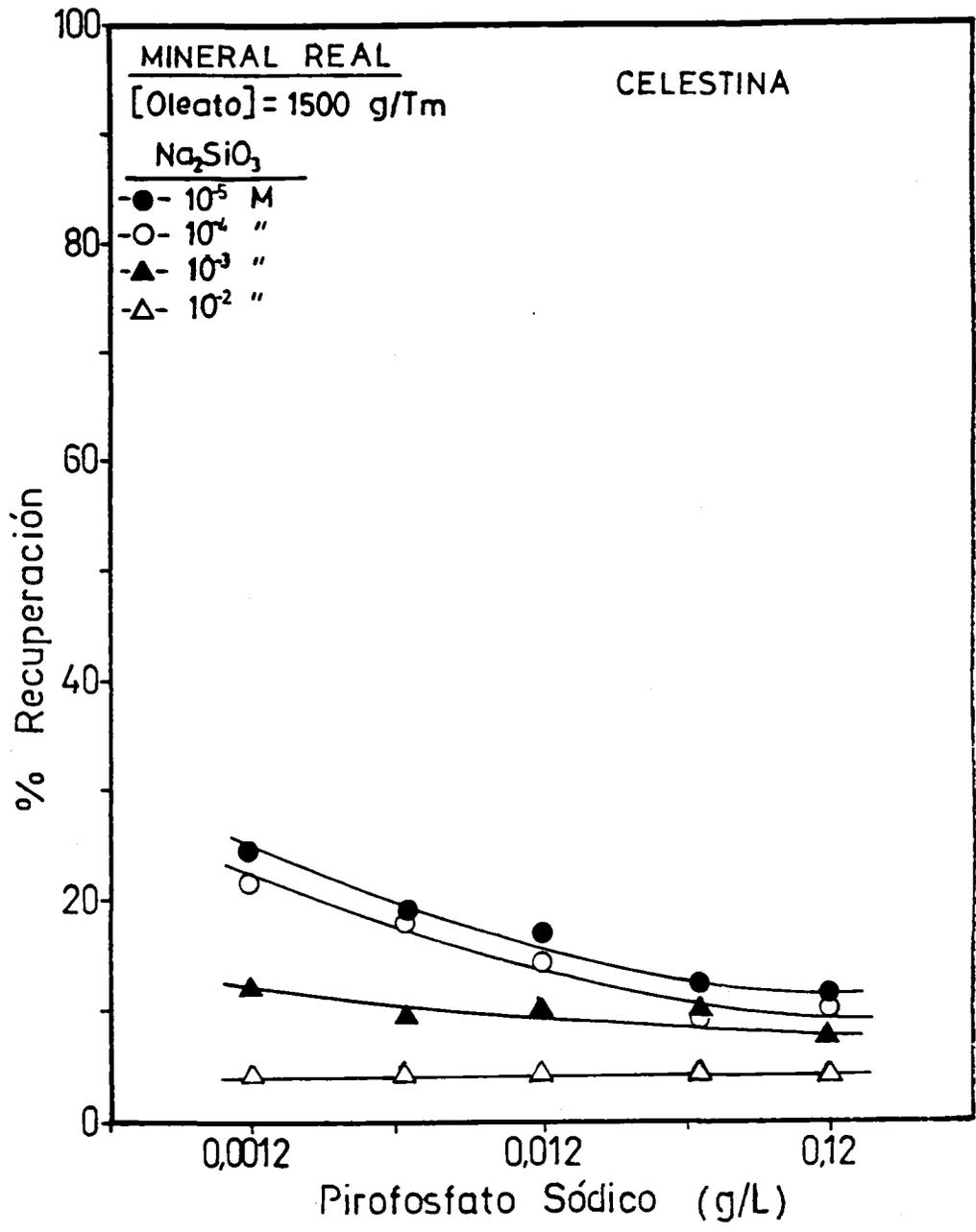


Figura 4.84

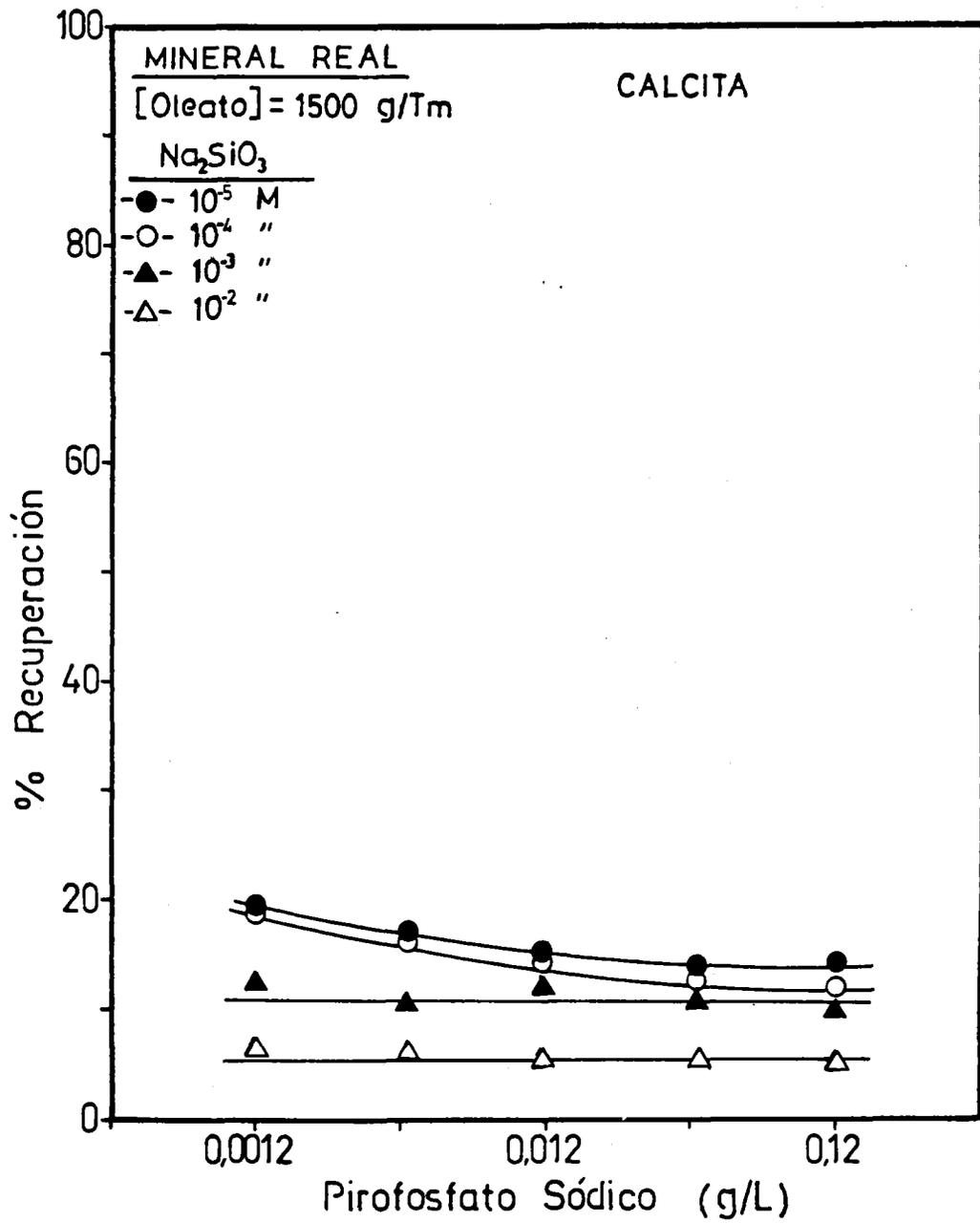


Figura 4.85

Como ocurría en el caso del empleo de quebracho (Figuras 4.72 y 4.73), la presencia de $\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$ potencia considerablemente el efecto depresor del silicato sódico, siendo aún más enérgico dicho efecto para este último depresor, en el que también se encuentra mayor acción sobre calcita que sobre celestina. Con respecto a la riqueza del mineral, en las Figuras 4.86 a 4.89 se muestran los valores hallados para las cuatro concentraciones de metasilicato sódico ensayadas. Puede observarse, como era de esperar, que a 10^{-5} M de Na_2SiO_3 y la menor de las concentraciones de pirofosfato se encuentra una separación relativamente aceptable (68% celestina y 29% calcita) que va disminuyendo considerablemente a medida que se incrementa la concentración de $\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$, hasta un 56% en celestina y 36% en calcita para 0.12 g/L del agente.

Para las otras tres concentraciones de metasilicato sódico, el efecto de la presencia de pirofosfato es análogo, aunque el porcentaje de riqueza en celestina resulta menor conforme aumenta la concentración del agente depresor.

Cuando la concentración del Na_2SiO_3 es elevada (10^{-2} M) no hay variación en el porcentaje de riqueza de los minerales considerados aunque se modifique la concentración de pirofosfato. Además, de acuerdo con el apartado 4.3.2 de esta Memoria, dichos valores prácticamente son los correspondientes al mineral de partida, por lo que en este caso al referirse al mineral recogido en las espumas es más correcto denominarlo como sólido arrastrado por las burbujas de aire que sólido flotado por ellas.

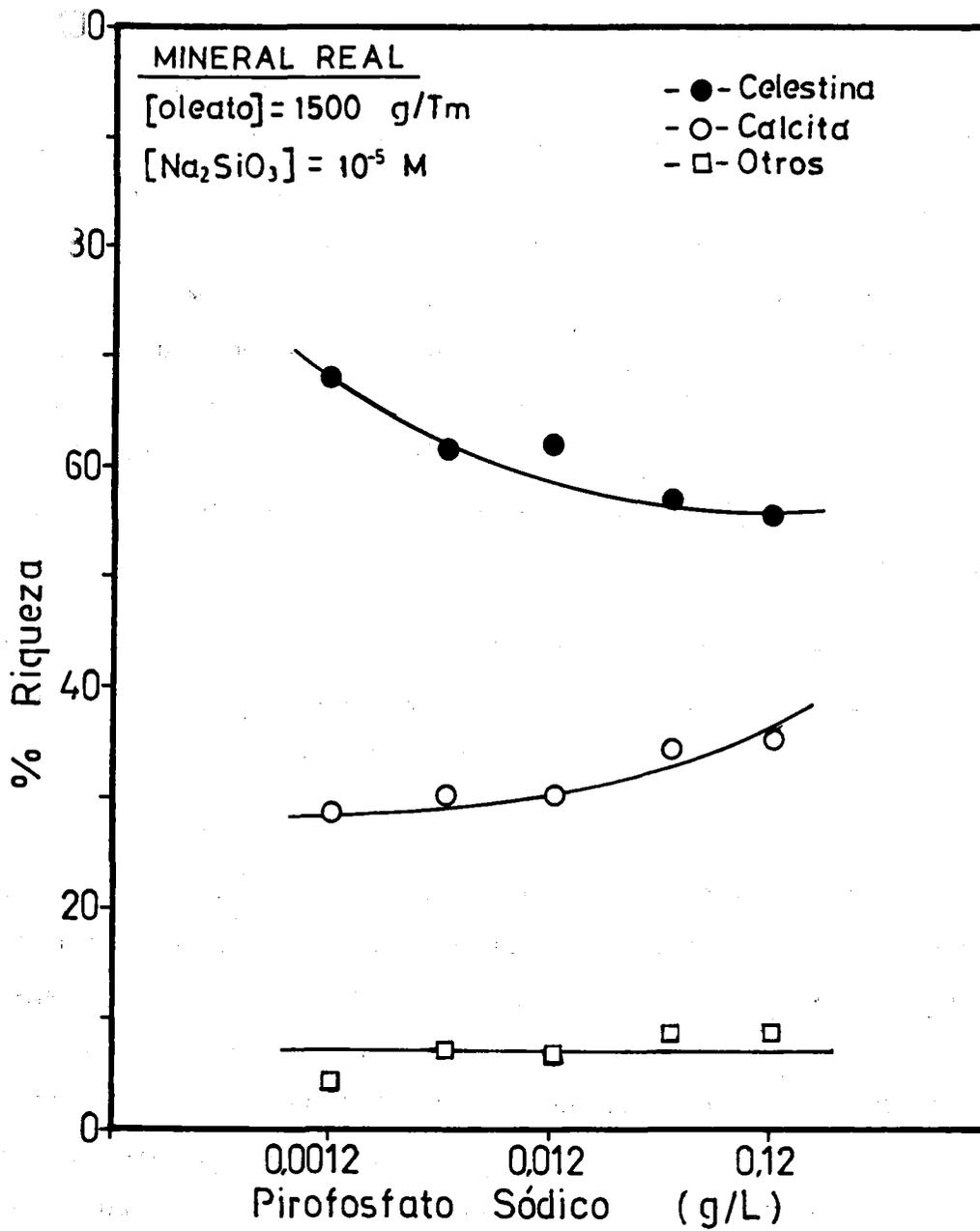


Figura 4.86

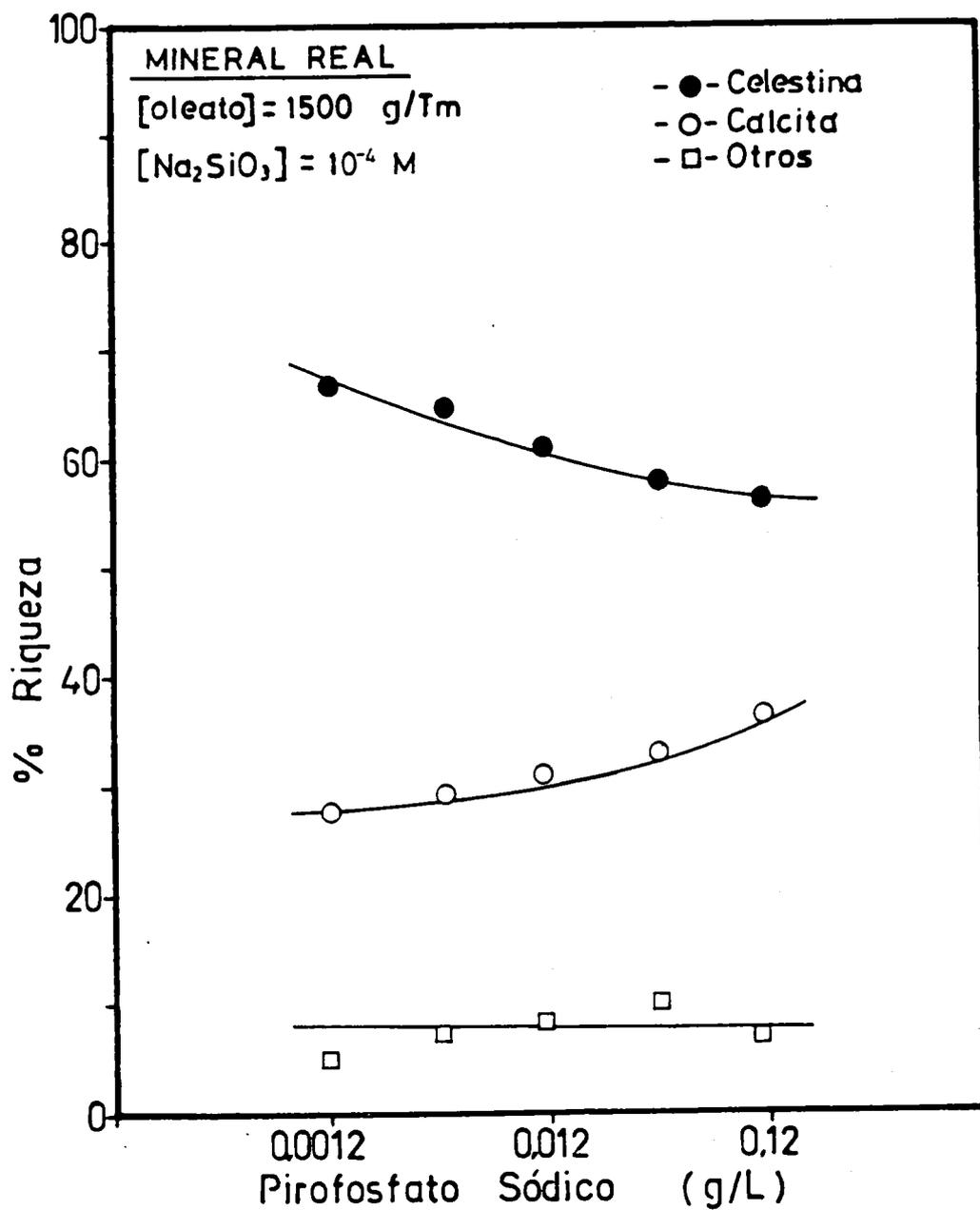


Figura 4.87

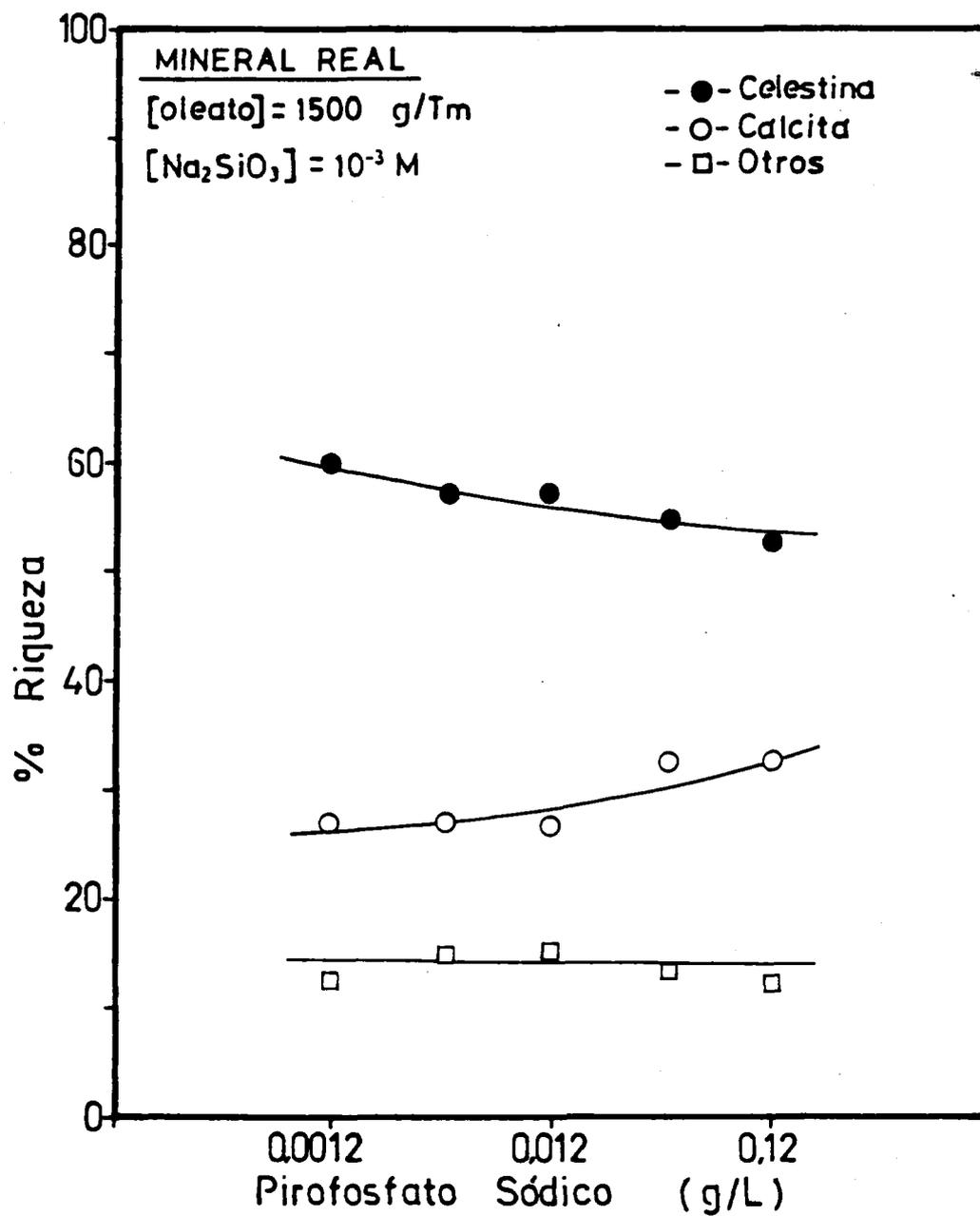


Figura 4.88

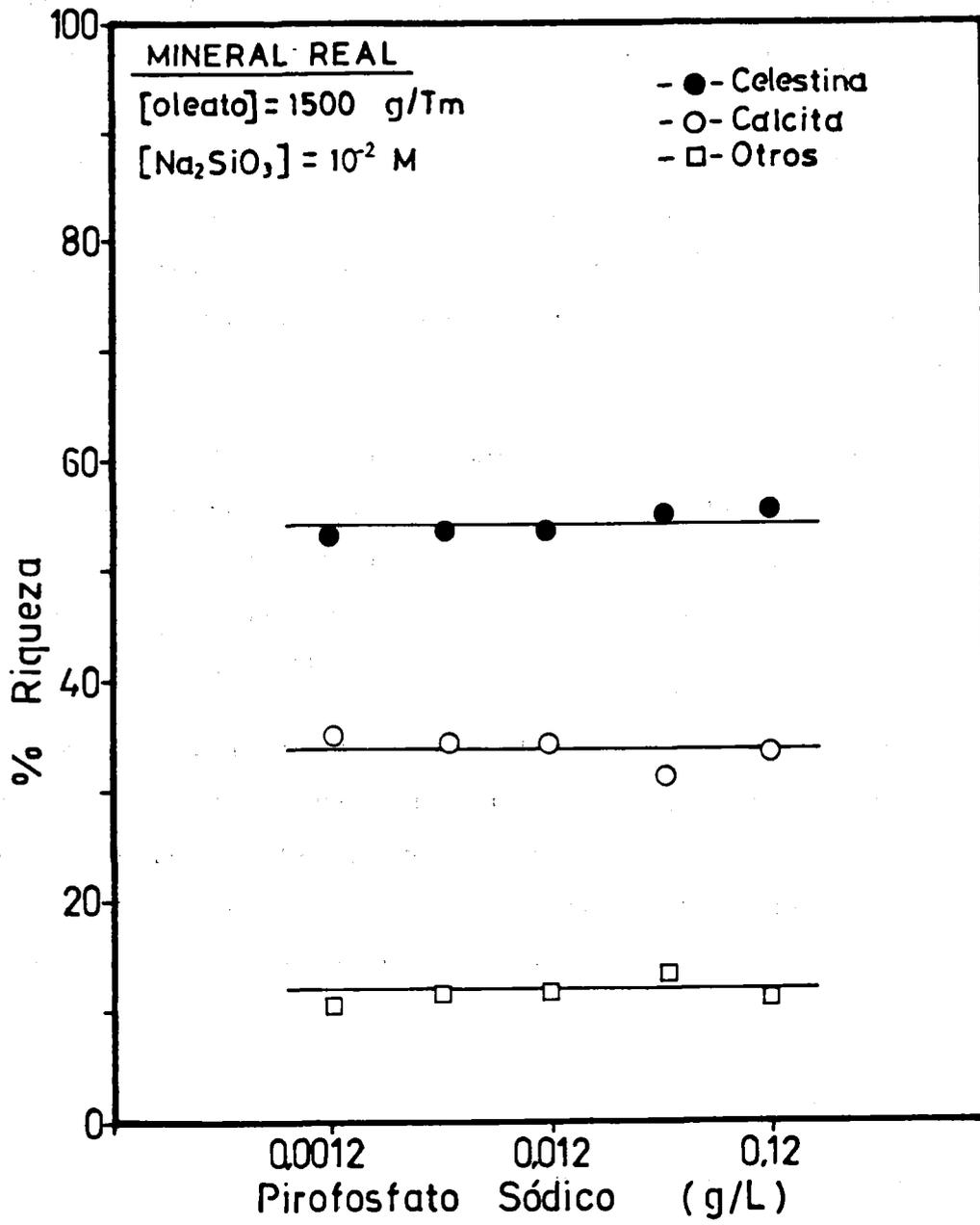


Figura 4.89

4.4.- Na₂CO₃ COMO REGULADOR EN LA FLOTACION DE MINERAL REAL

Como se ha indicado anteriormente, uno de los factores que puede afectar de manera importante a la flotación de cuerpos sólidos es la modificación de la carga de la interfase sólido-líquido por adsorción de iones que quedan fijados a ella. En este sentido, de acuerdo con Sarcoli (1992), la presencia de iones calcio procedentes del yeso (CaSO₄·2H₂O) pudiera afectar a la fijación de los agentes colectores sobre la superficie de los minerales que constituyen el sistema en estudio.

De ahí que, aunque la solubilidad del yeso sea relativamente baja (0.223/100 partes, Perry y Chilton (1982)), la presencia de este mineral, con una concentración del 3 al 5% en los yacimientos de Escúzar, puede dar lugar a solubilizaciones que, a su vez, pueden afectar a la concentración de celestina por flotación.

Por ello se pensó en utilizar como agente regulador del pH del baño de flotación, carbonato sódico en lugar de hidróxido sódico. De esta manera el carbonato sódico, al ser agregado al baño de flotación, comienza su acción precipitando el calcio en forma del carbonato correspondiente, para posteriormente ajustar el pH del baño al valor deseado.

4.4.1.- INFLUENCIA DEL pH

En primer lugar se seleccionó una concentración intermedia de oleato sódico (1000 g/Tm) y, de acuerdo con los resultados previos, se analizó la influencia del pH del baño de flotación para un intervalo del mismo comprendido entre 8.5 y 11.5. Los resultados obtenidos se

han representado en la Figura 4.90, en la que se observa que a medida que aumenta el pH del baño también lo hace el porcentaje de recuperación de celestina y de calcita, hasta encontrar el máximo a un valor de 10.5 a partir del cual no hay mejora en la operación. Si se comparan estos resultados con los obtenidos con hidróxido sódico a 600 g/Tm de oleato (Figura 4.44) se observa que aunque el máximo encontrado es el mismo, el recorrido no lo es puesto que, en este caso, hay una disminución inicial en el porcentaje de recuperación hasta un mínimo en las proximidades de pH=9.

Así mismo, en la Figura 4.52, para 1000 g/Tm de oleato e hidróxido sódico como regulador, se aprecian recuperaciones de 27% en celestina frente al 37% en el caso de usar Na_2CO_3 .

En la Figura 4.91 se muestra el porcentaje de riqueza del mineral flotado en función del pH, y de ella se deduce que el grado de concentración permanece constante en todo el margen estudiado aunque no ocurra lo mismo con el porcentaje de recuperación. Comparando los resultados obtenidos con los de la Figura 4.45 se deduce que aunque a pH=10.5 las riquezas en los tres minerales considerados son parecidas, no lo son en el resto de los pHs investigados en los que hay una ligera ventaja cuando se emplea carbonato sódico como regulador.

4.4.2.- INFLUENCIA DE LA CONCENTRACION DE COLECTOR

Se investigó un amplio margen de concentraciones de oleato sódico comprendidas entre 600 y 2000 g/Tm. Los valores de los porcentajes de recuperación de celestina y calcita se encuentran en la Figura 4.92, en la que se ve que al aumentar la concentración del agente también lo hace la flotación de las dos especies hasta un

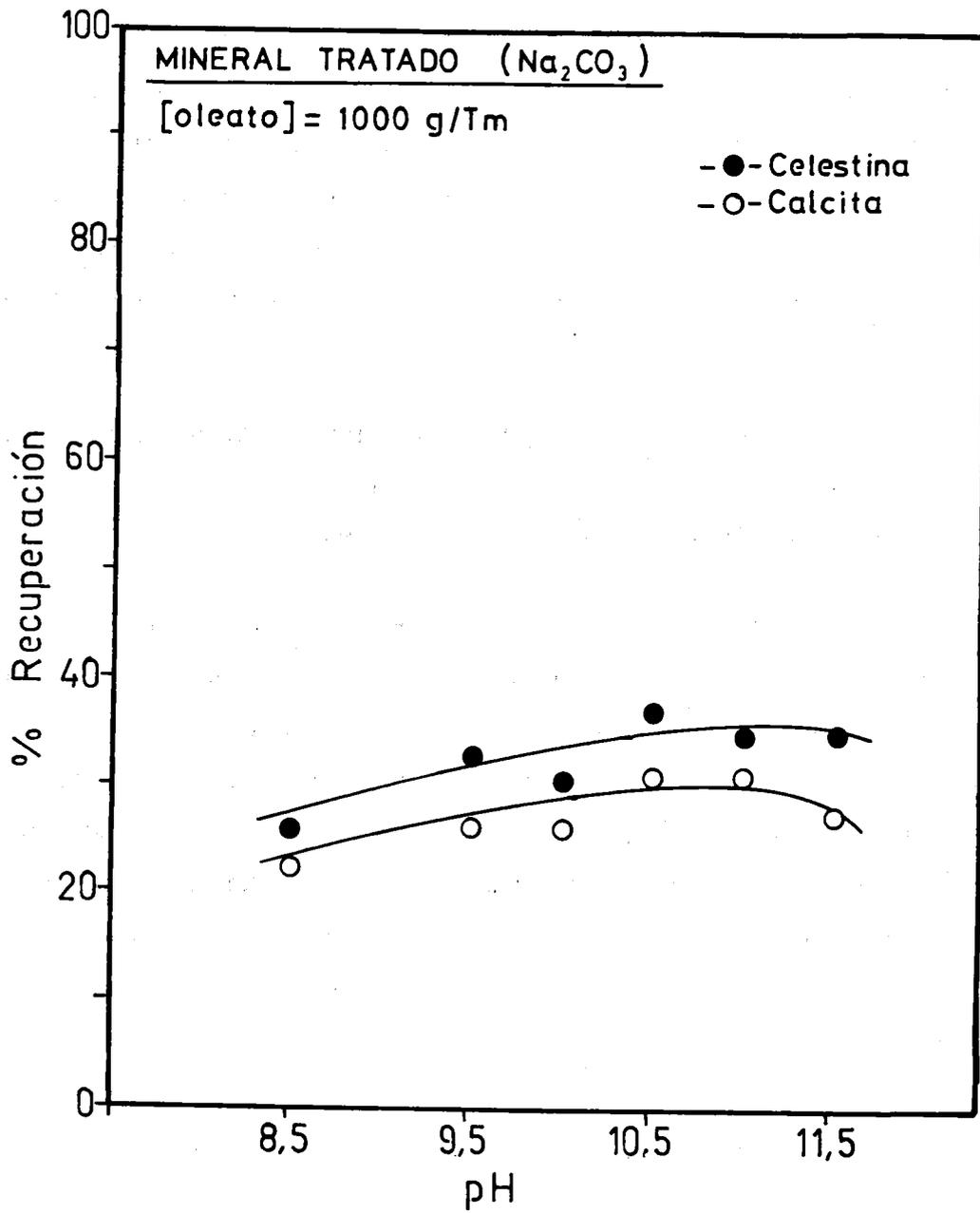


Figura 4.90

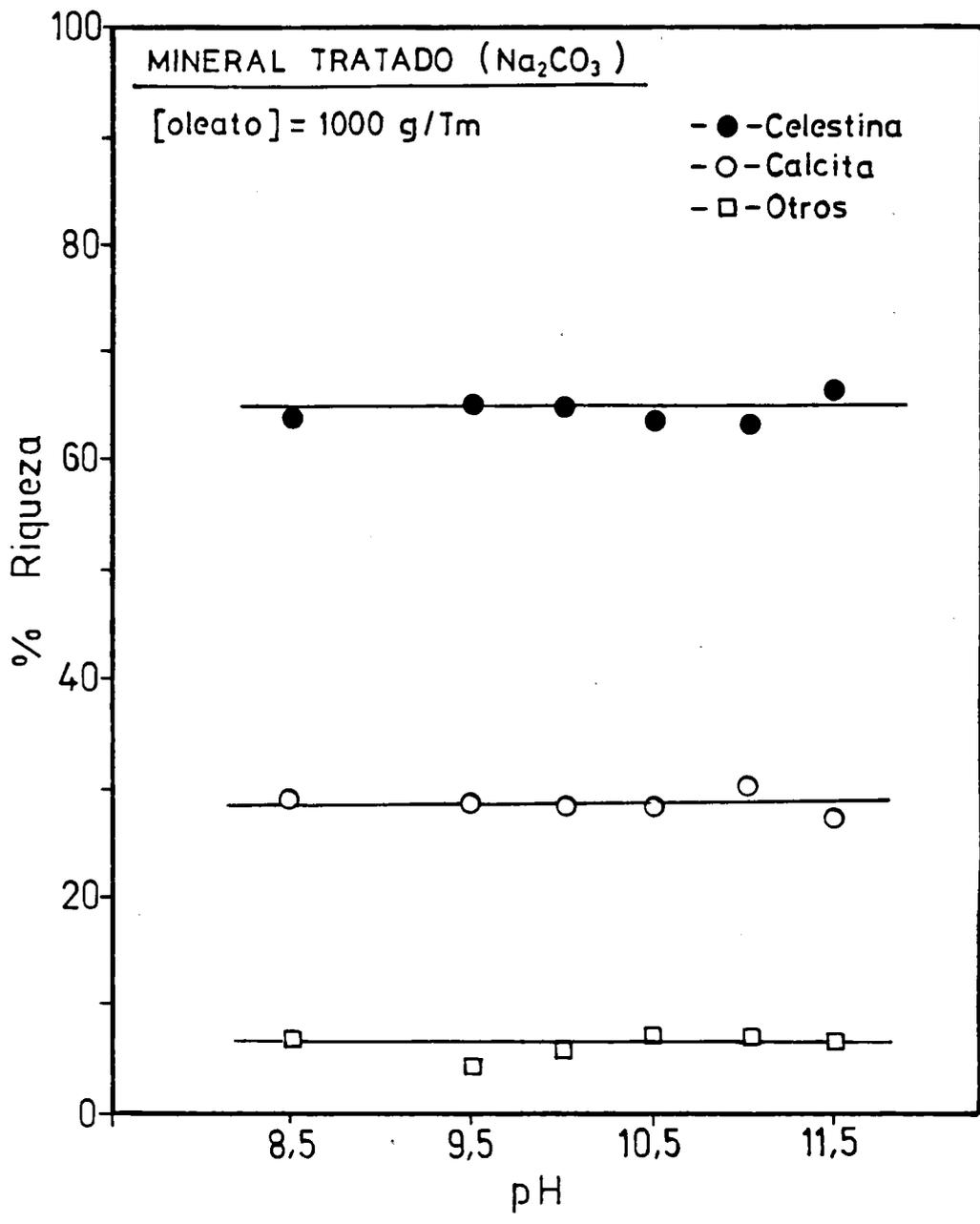


Figura 4.91



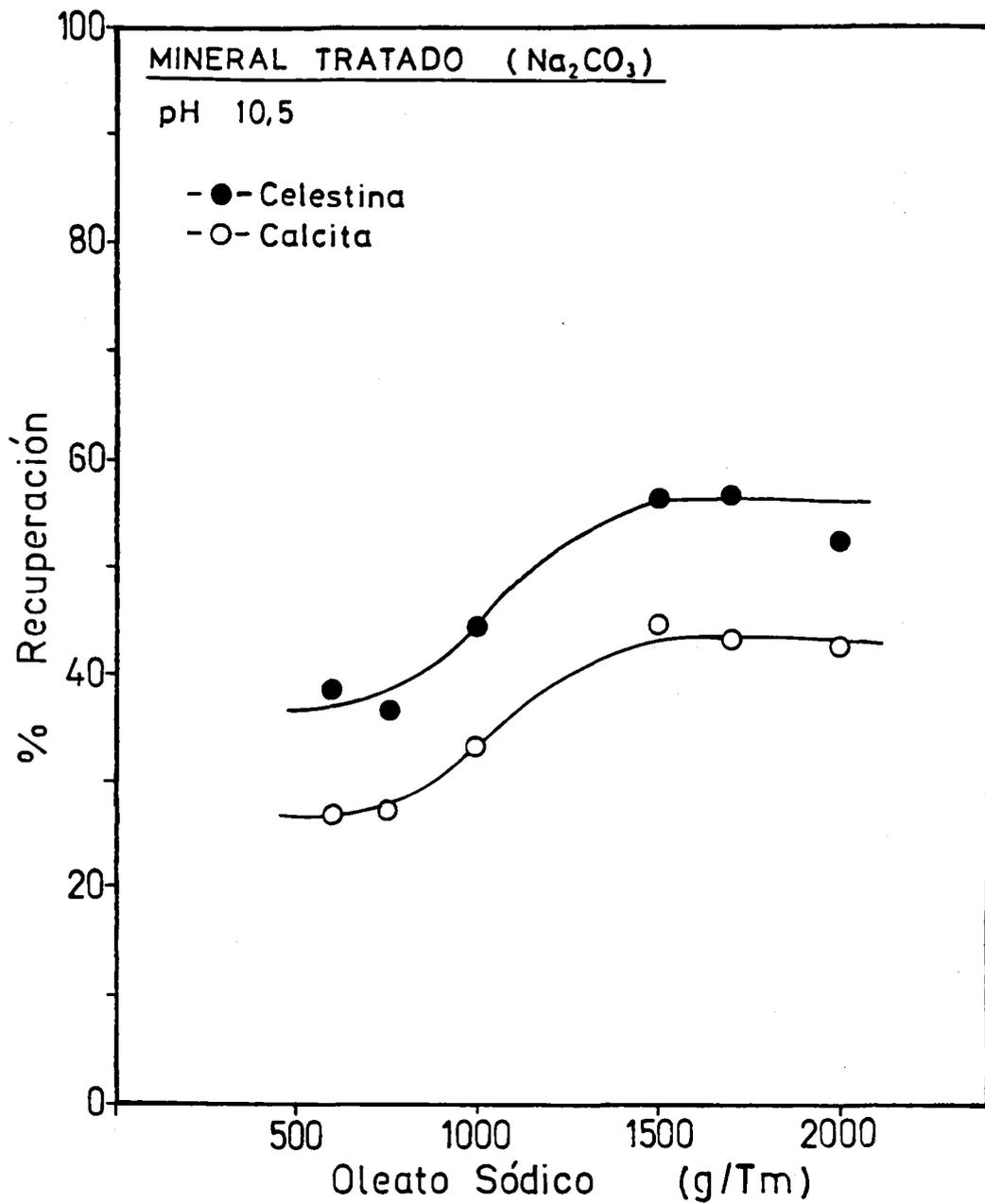


Figura 4.92

máximo a 1500 g/Tm de oleato sódico, a partir del cual la recuperación no se modifica.

Comparando estos resultados con los obtenidos con NaOH (Figuras 4.52 y 4.53) se observa que son similares cualitativamente pero bien diferentes en cuanto a valores del porcentaje de recuperación de ambas especies, que casi se duplica en favor de las pruebas llevadas a cabo con Na_2CO_3 , en las que, igualmente, hay mayor diferencia en la flotación de celestina y calcita.

En la Figura 4.93 se muestra el porcentaje de riqueza de los diversos minerales, notándose que no hay modificación en el mismo para todas las concentraciones de oleato sódico ensayadas, lo que contrasta con lo obtenido con NaOH (Figura 4.55) en la que sólo aparecen valores próximos al 70% de riqueza en celestina para concentraciones de oleato sódico próximas a los 1000 g/Tm, encontrándose para el resto valores inferiores.

De lo señalado, se deduce que el uso de Na_2CO_3 representa frente al NaOH la ventaja de incrementar los valores del porcentaje de recuperación de celestina y calcita, así como establecer entre ambas una diferencia apreciable en su flotación. Sin embargo, la riqueza del mineral flotado no mejora, aunque resulta constante para un amplio margen de concentraciones del agente colector.

4.4.3.- EFECTO DEL QUEBRACHO COMO DEPRESOR

En las Figuras 4.94 a 4.96 se han representado las recuperaciones de celestina y calcita frente a la concentración del depresor quebracho empleando oleato sódico a razón de 600, 1000 y 1500 g/Tm,

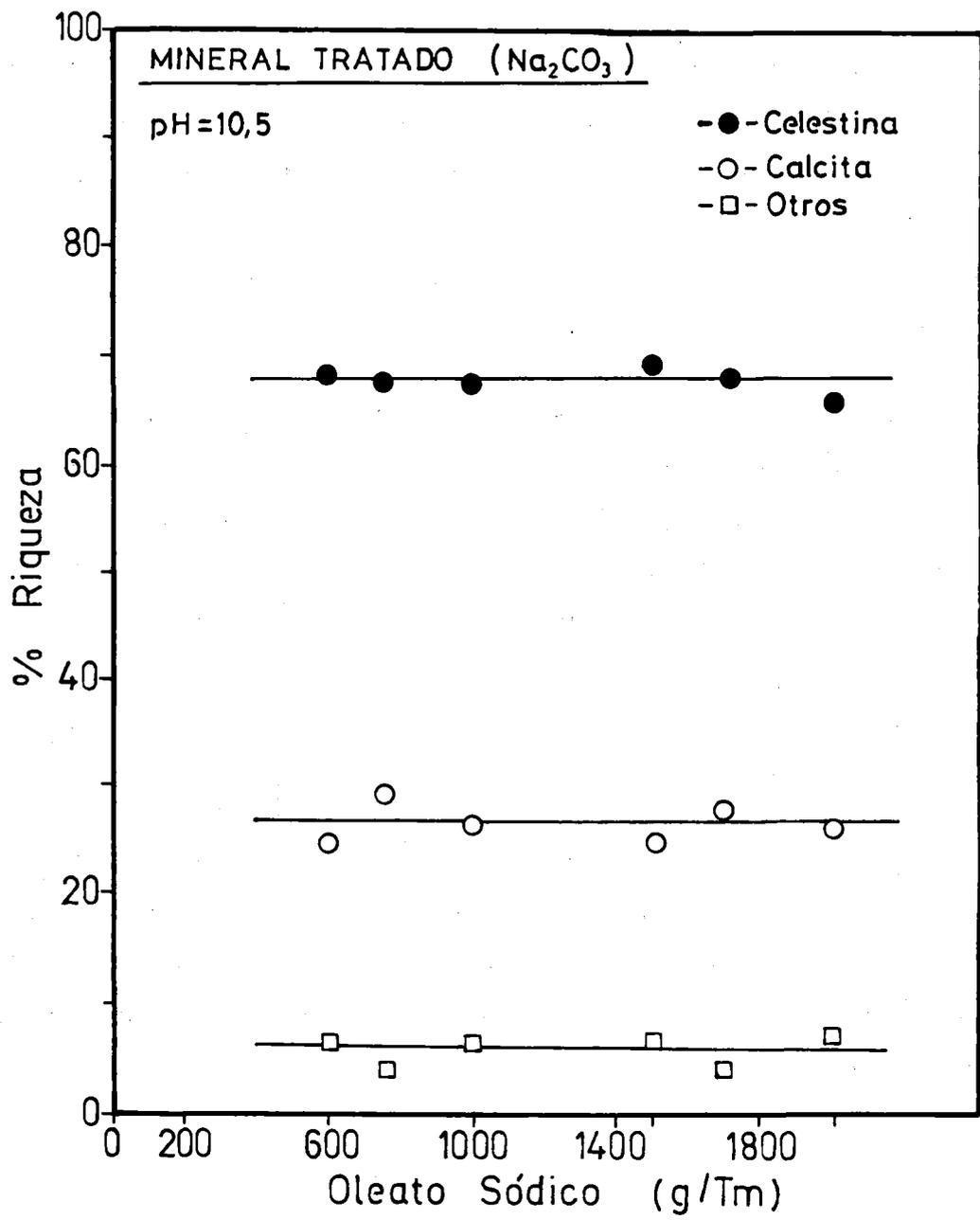


Figura 4.93

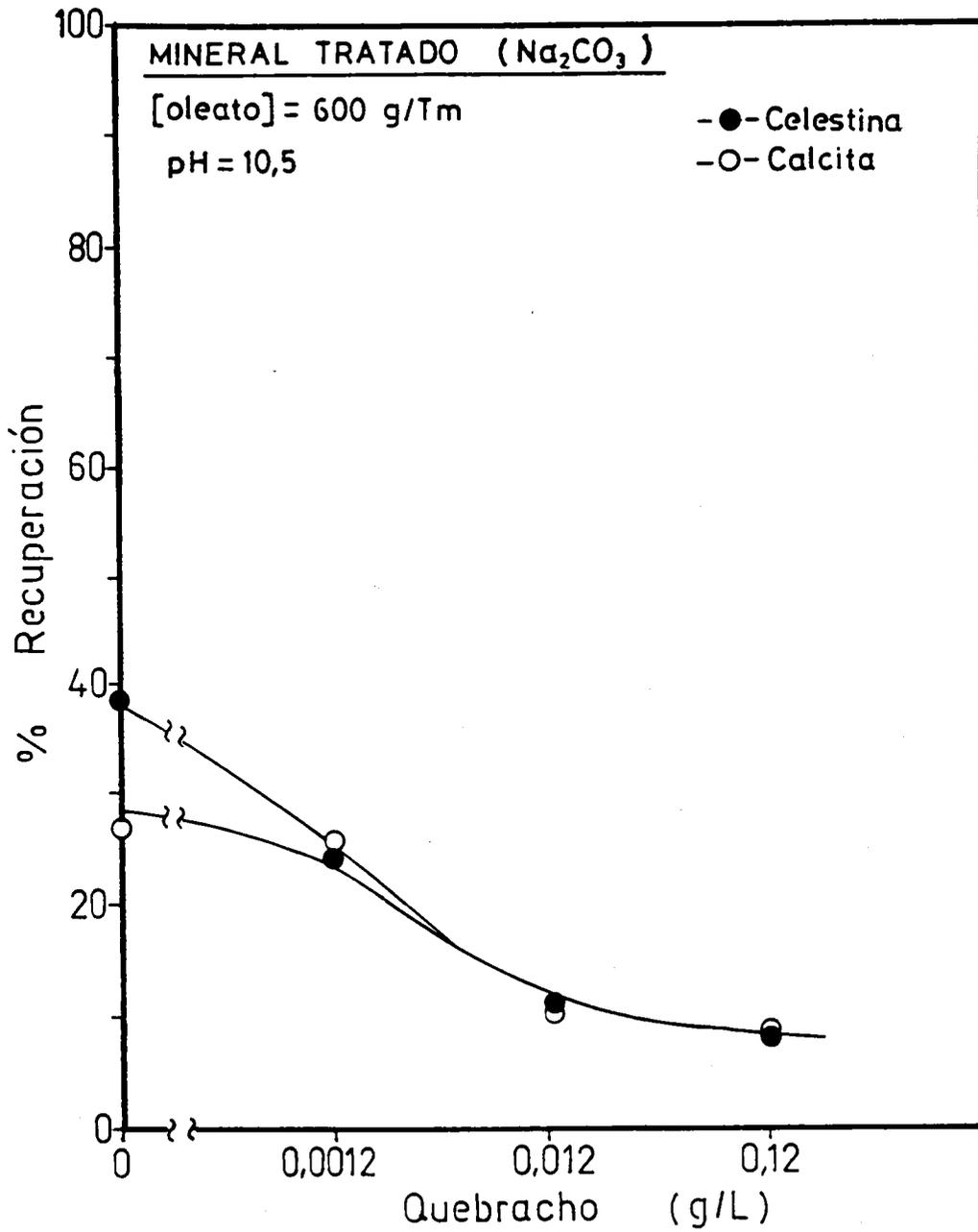


Figura 4.94

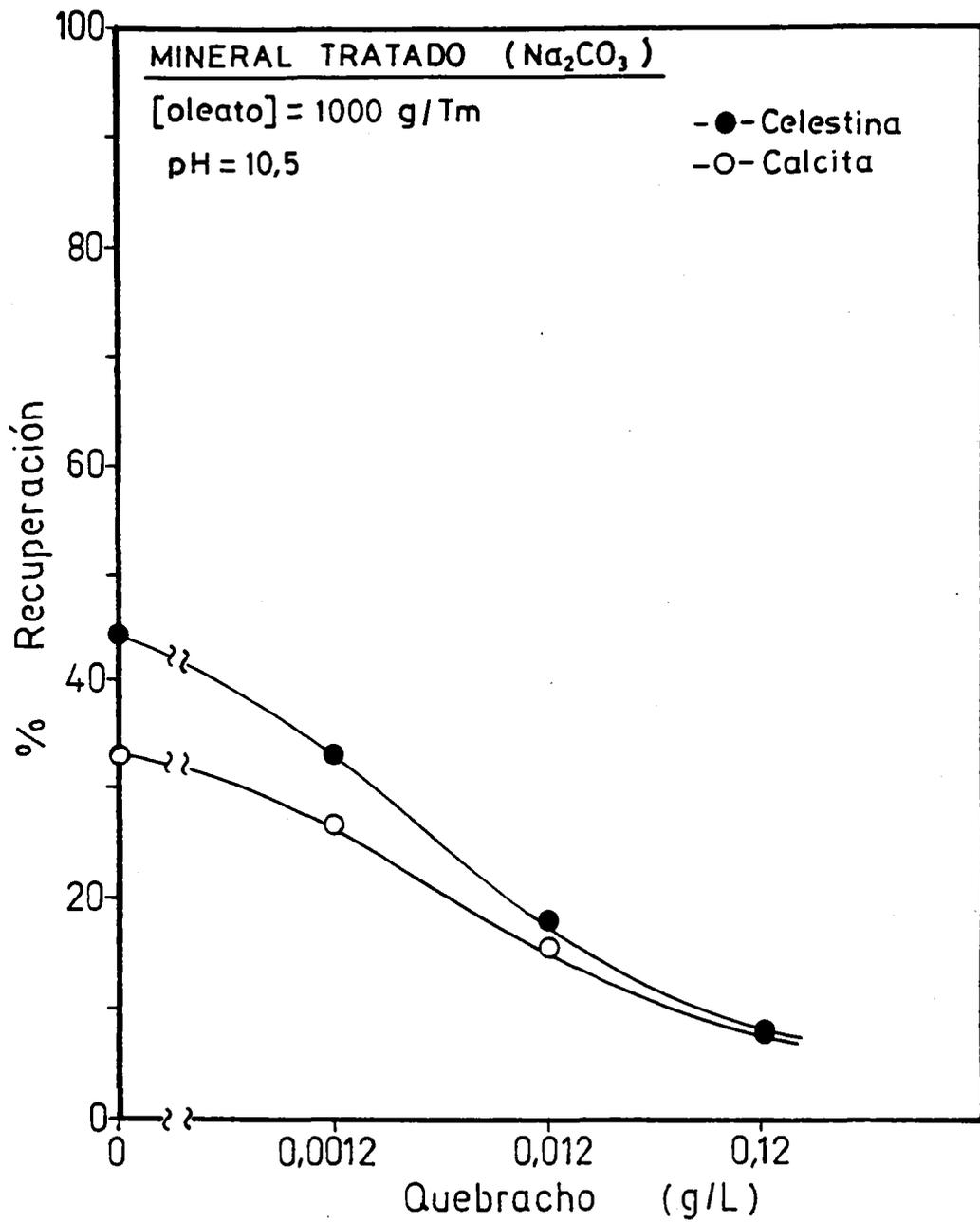


Figura 4.95

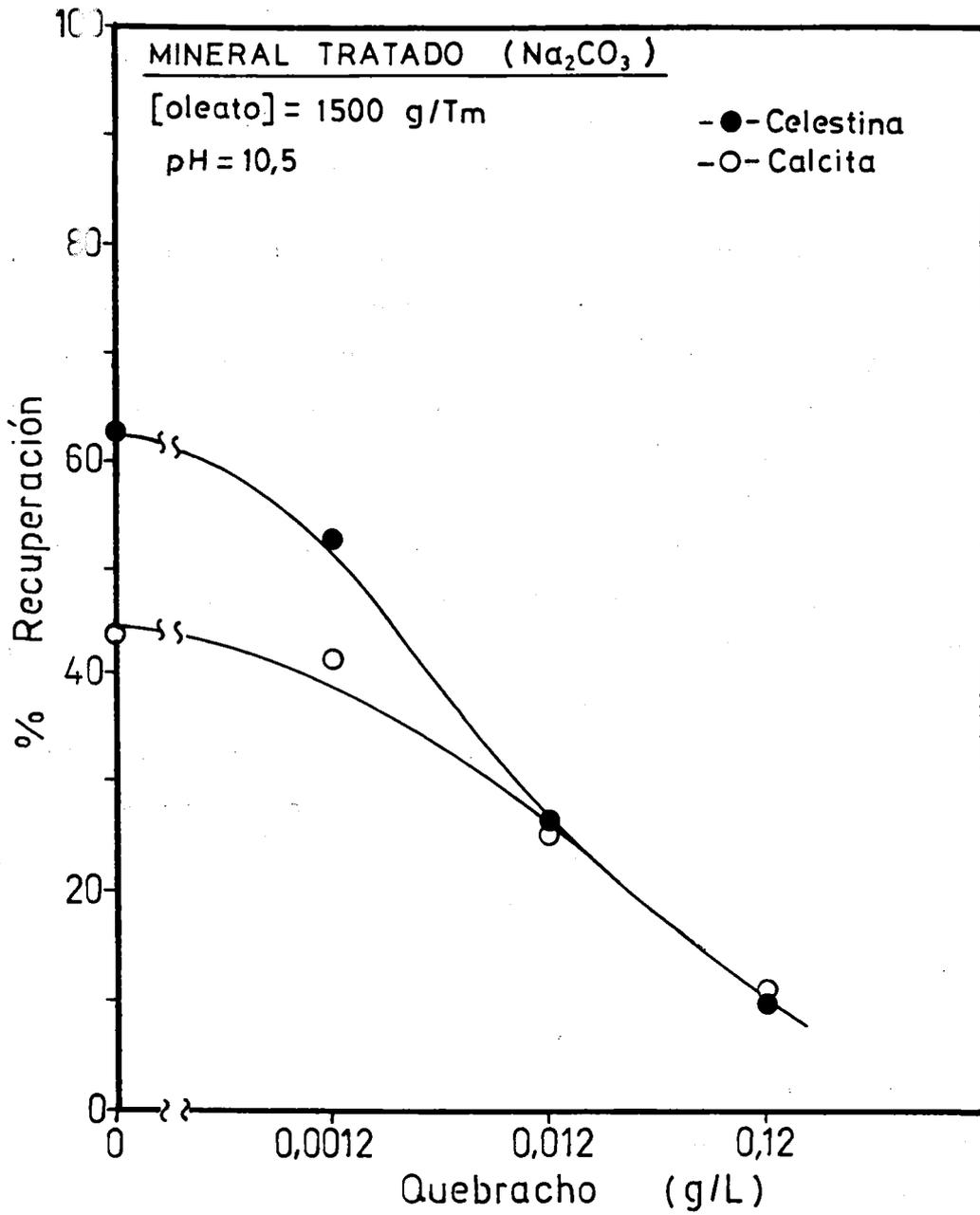


Figura 4.96

respectivamente. Los resultados indican que un aumento en la concentración del depresor disminuye notoriamente el porcentaje de recuperación tanto de celestina como de calcita. A bajas concentraciones del depresor el efecto es más acusado sobre calcita pero al elevar su contenido deprime por igual a ambos minerales, encontrándose recuperaciones inferiores al 10% que indican depresión casi total.

Un aumento en la concentración de oleato sódico incrementa ligeramente los valores de la recuperación de celestina y calcita si la proporción de quebracho es baja, puesto que a 0.12 g/L (la mayor de las usadas) la depresión es similar en las tres concentraciones de colector ensayadas.

Comparando los resultados de la Figura 4.96 con los representados en la Figura 4.64 (NaOH como regulador del pH) se deduce que el carbonato sódico, en su uso como regulador, establece unas ciertas diferencias en los porcentajes de recuperación de celestina y calcita cuando la concentración de quebracho es baja, mientras que con NaOH los valores de la recuperación son iguales para ambos minerales e inferiores a los del caso anterior. A concentraciones de depresor mayores de 0.0012 g/L los resultados obtenidos con ambos reguladores del pH son similares.

En las Figuras 4.97 a 4.99 se reflejan los valores del porcentaje de riqueza frente a la concentración de quebracho para las tres concentraciones de oleato sódico utilizadas. Puede notarse en ellas que el valor de la riqueza para calcita es prácticamente el mismo en todos los casos, no sólo al modificar la concentración de quebracho sino también la de oleato sódico.

Sin embargo la riqueza de celestina, aunque no se modifica con

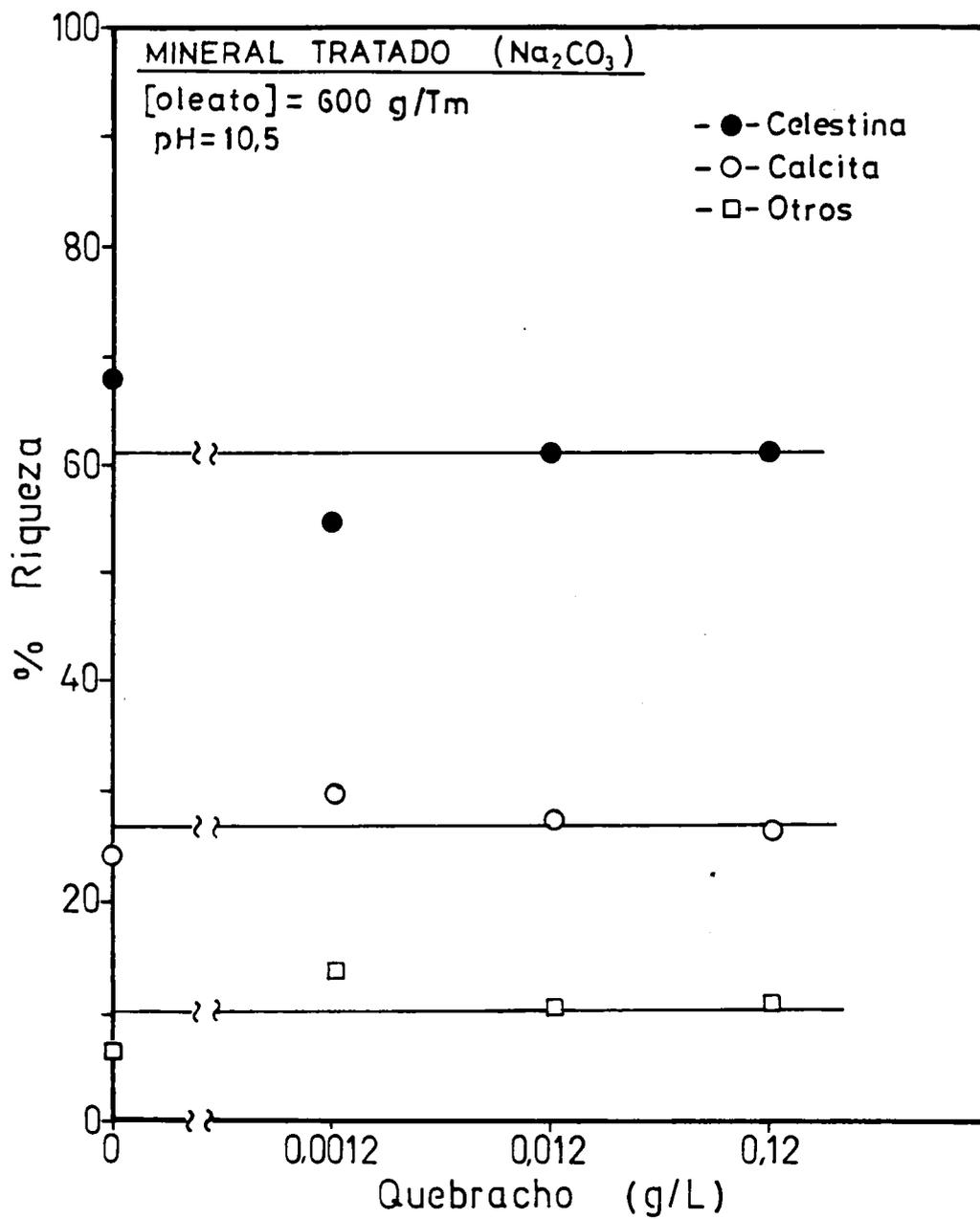


Figura 4.97

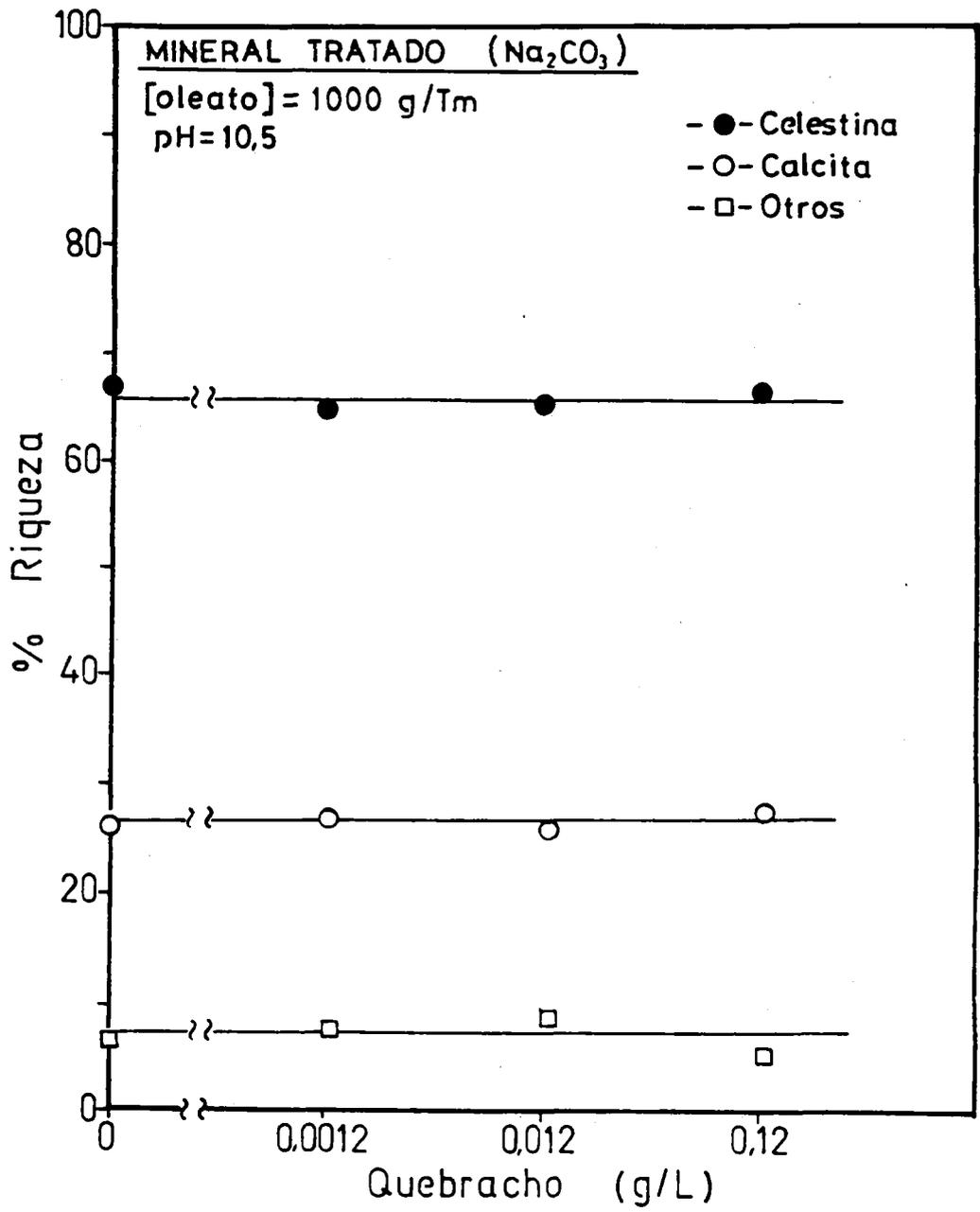


Figura 4.98

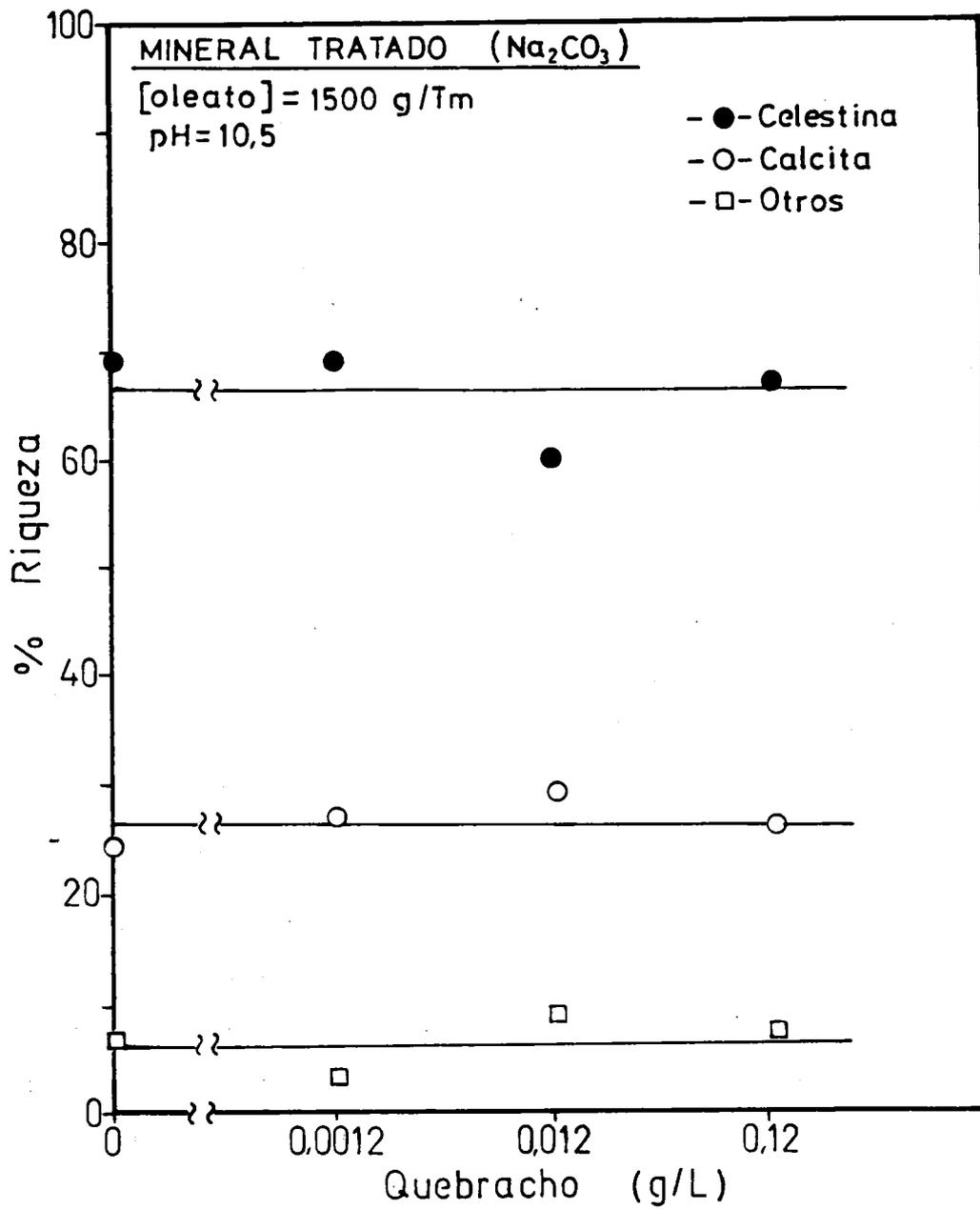


Figura 4.99

la concentración del depresor, aumenta ligeramente con el incremento en la concentración de oleato sódico. Este aumento se corresponde integralmente con la disminución en el porcentaje de riqueza de "otros". Si se comparan los valores representados en la Figura 4.99 con los representados en la Figura 4.65 (NaOH como regulador del pH) se comprueba que el empleo de Na_2CO_3 como agente regulador mejora en un 7% el porcentaje de riqueza de celestina en el mineral flotado.

4.4.4.- EFECTO DEL METASILICATO SODICO COMO DEPRESOR

Los resultados del estudio del efecto del metasilicato sódico sobre la flotación del mineral con 600, 100 y 1500 g/Tm de oleato sódico se han representado en las Figuras 4.100 a 4.102. En ellas puede apreciarse que Na_2SiO_3 deprime de forma notable a celestina y a calcita, aunque el efecto que ejerce no es de la intensidad del encontrado para el quebracho (Figuras 4.94 a 4.96). Además los porcentajes de recuperación encontrados para celestina y calcita no coinciden para ninguna de las concentraciones de depresor usadas.

Por otra parte, como sucedía con quebracho, el aumento en la concentración de oleato sódico disminuye ligeramente el efecto depresor del Na_2SiO_3 , lo que sugiere una competencia entre ambos agentes para su fijación en la superficie de los sólidos que se flotan, tal y como ha sido indicado por diversos autores Dudenhov y col. (1981), Hernáinz y Gálvez (1990), Hernáinz y Calero (1993) y Gálvez (1993).

En las Figuras 4.103 a 4.105 se representan los porcentajes de riqueza del sólido flotado en función de la concentración del Na_2SiO_3 para 600, 1000 y 1500 g/Tm de oleato sódico, respectivamente; se observa que no hay modificación en los valores de la riqueza para

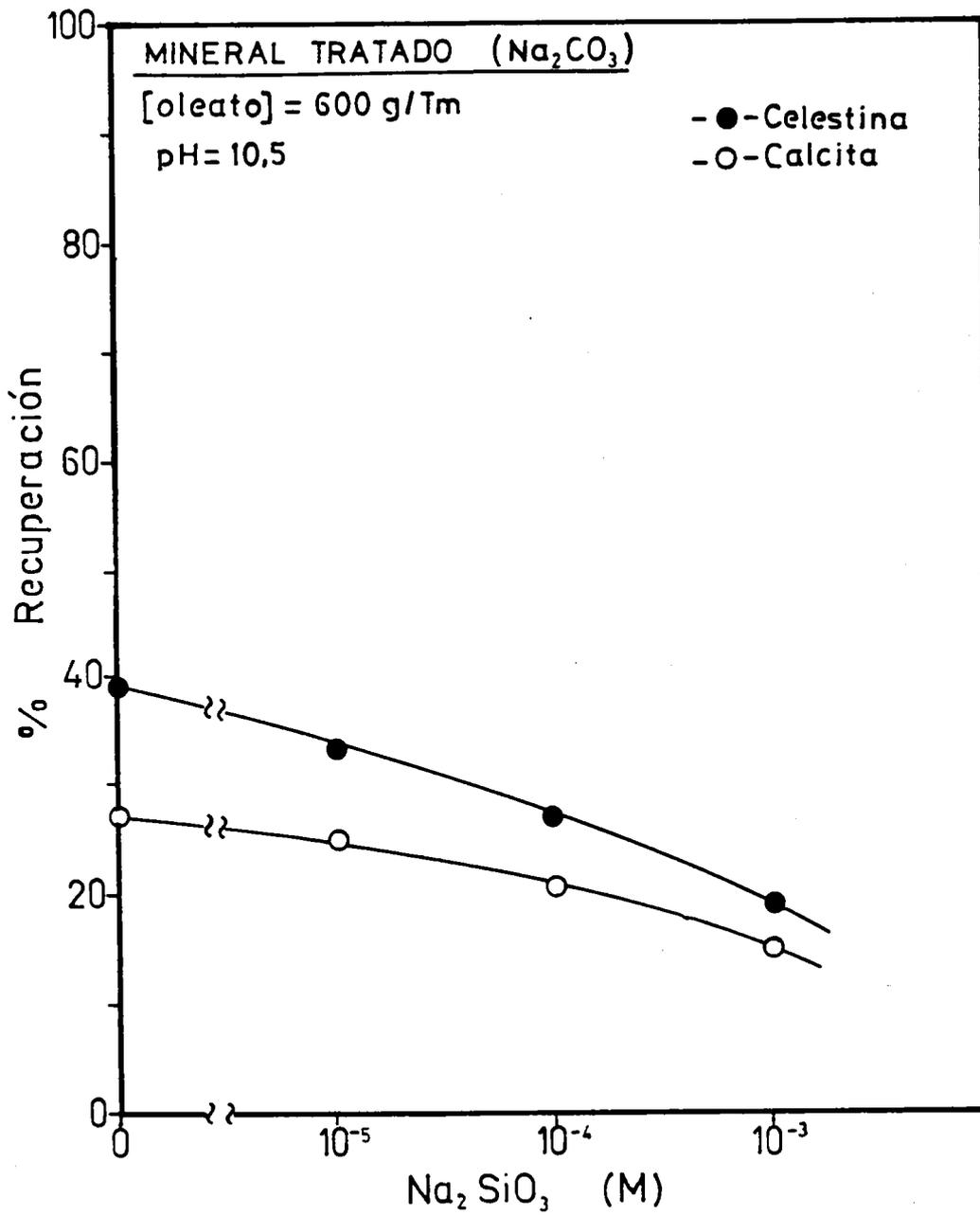


Figura 4.100

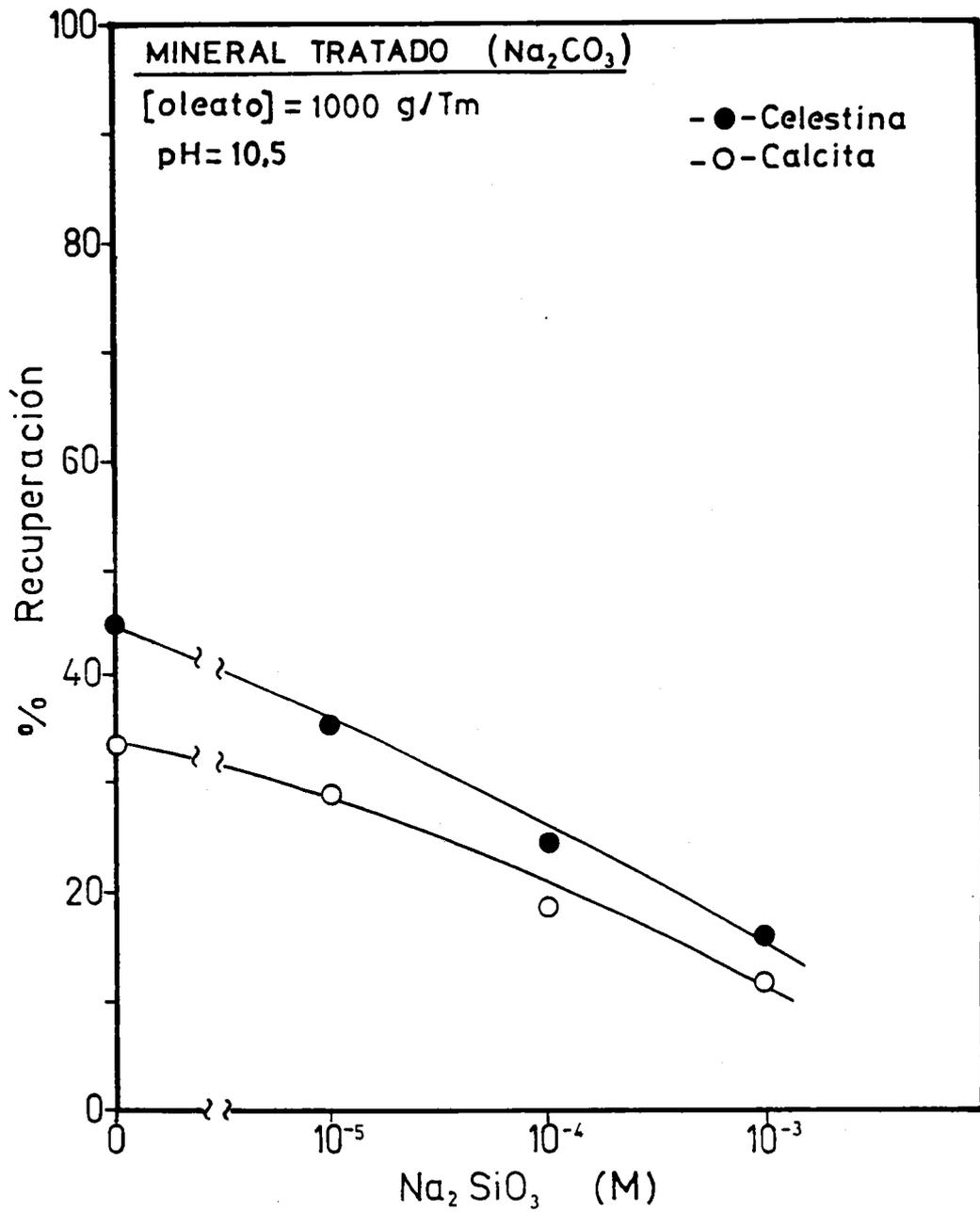


Figura 4.101

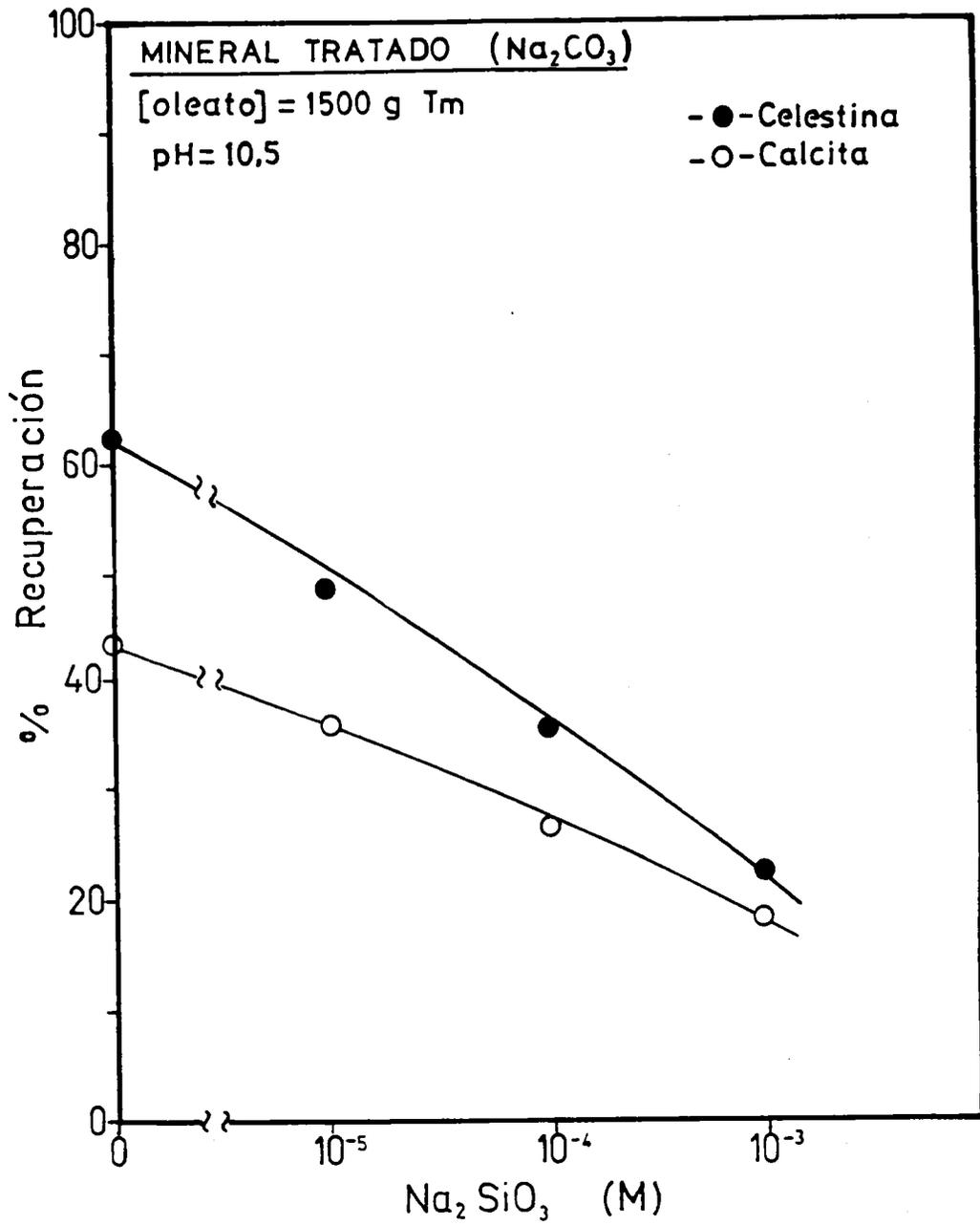


Figura 4.102

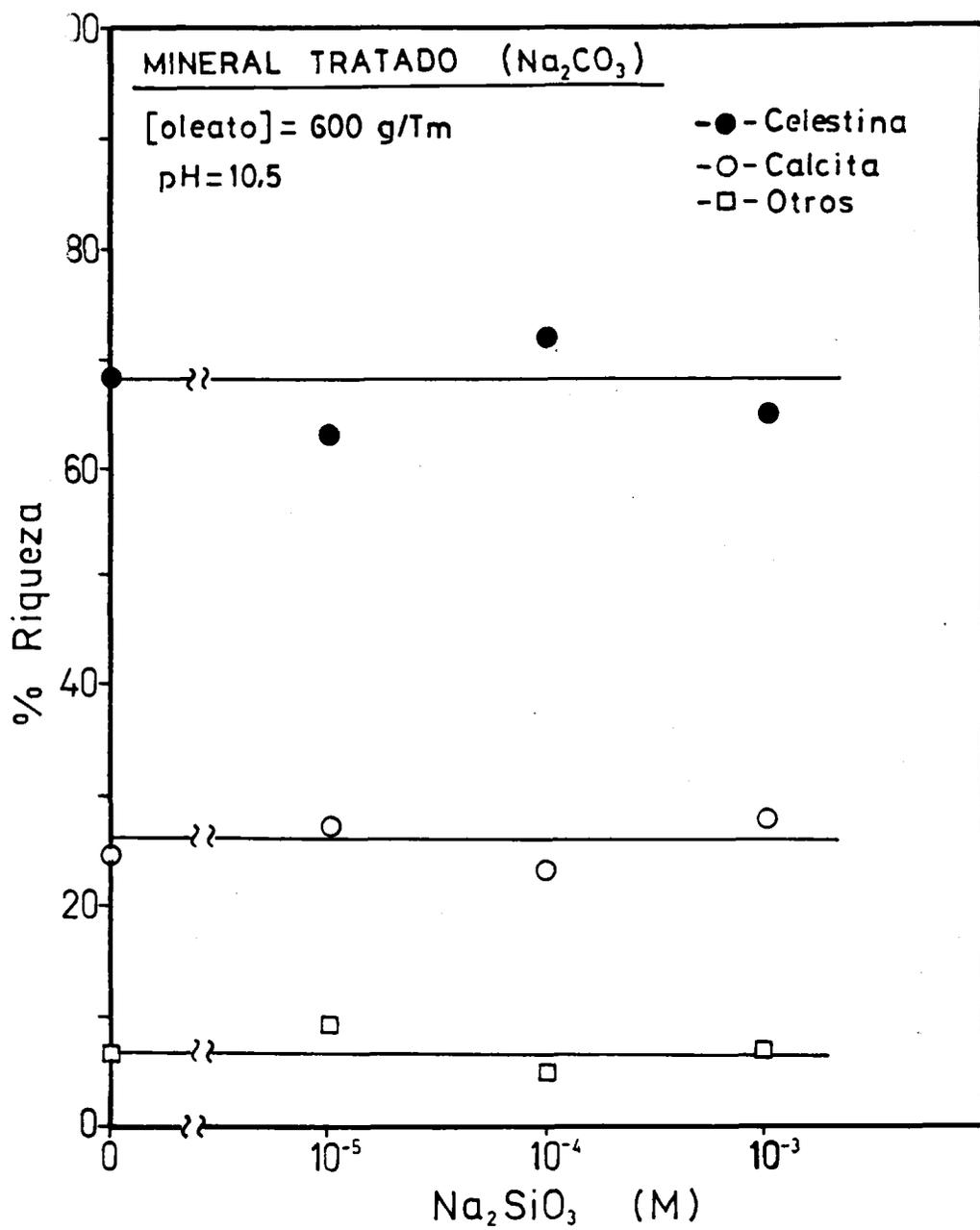


Figura 4.103

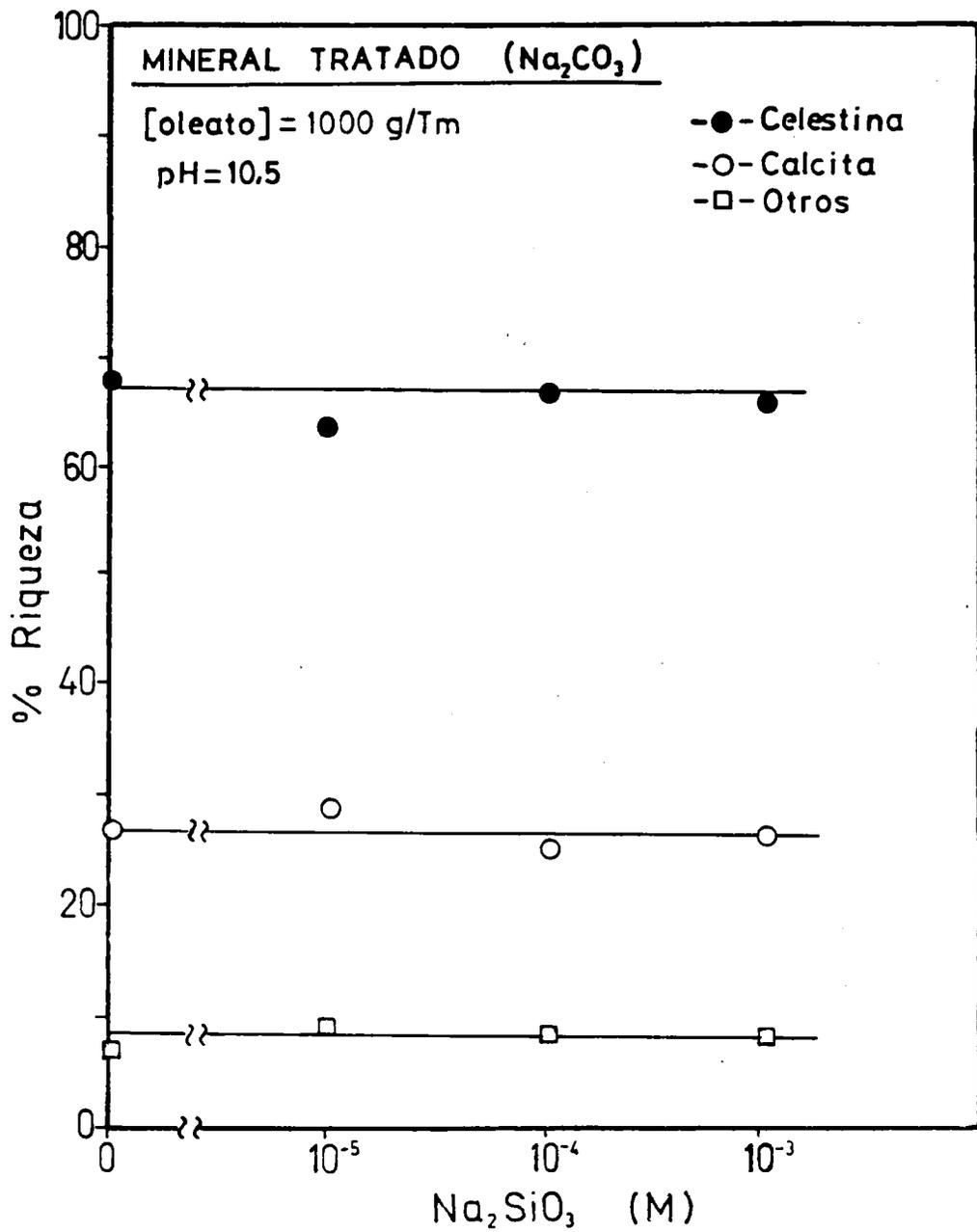


Figura 4.104

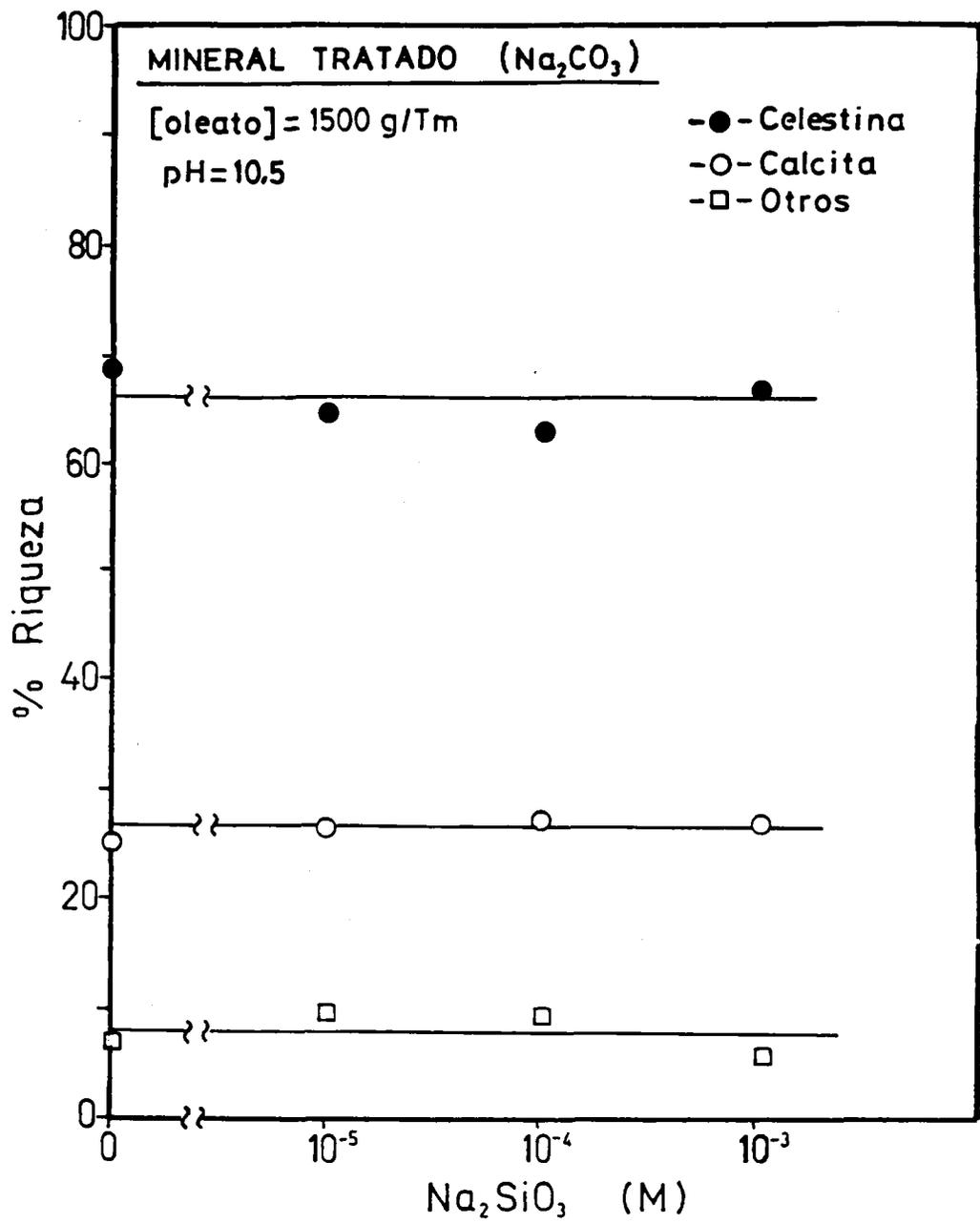


Figura 4.105

ninguno de los minerales que se consideran, puesto que no se alteran ni con la modificación de la concentración del depresor ni con la del colector. Todo ello indica que Na_2SiO_3 presenta escasa selectividad en su función depresora sobre el mineral objeto del presente estudio. No obstante, si se comparan estos resultados con los obtenidos con NaOH como modificador (Figura 4.79) se observa que no desciende la concentración de celestina, en beneficio de la de calcita, cuando aumenta la concentración de metasilicato sódico en el baño de flotación.

4.5.- FLOTACION DE MINERAL REAL PRETRATADO MEDIANTE LIQUIDOS DENSOS

Una solución alternativa para la concentración de sólidos la constituye el pretratamiento mediante líquidos densos. Con esta forma operatoria el mineral, antes de ser flotado, es tratado con líquidos, disoluciones o pseudo-disoluciones que poseen una densidad tal que todas las partículas con densidad inferior flotan, o mejor, son arrastradas mientras que las de densidad superior se hunden, Blazy (1977).

Los líquidos pesados orgánicos, como el tetracloruro de carbono y el tetrabromodietano, son usados desde hace tiempo solo a escala de laboratorio por razones de costo, solubilidad y toxicidad, Otero de la Gándara (1976). Las disoluciones de sustancias no orgánicas, como la de CaCl_2 , también han sido usadas para la concentración de cuerpos sólidos, si bien presentan el problema de su baja densidad lo que limita considerablemente su empleo.

Por todo ello, actualmente se recurre al uso de pseudo-disoluciones, es decir, de mezclas de sólidos finamente triturados con agua para conseguir una suspensión cuya estabilidad sea suficiente como

para permitir la separación entre los elementos ligeros y los pesados de un mineral. Inicialmente se usaron lechos de arena dilatados con agua, más tarde mezclas de baritina, arcilla y agua así como mezclas de galena y agua. Sin embargo, desde mediado del presente siglo se ha desarrollado, con éxito notable, la utilización del medio denso formado a base de magnetita y ferrosilicio. El éxito del procedimiento reside fundamentalmente en las siguientes razones:

- Es posible tratar cantidades muy importantes de mineral, ya que permite procesar hasta 10.000 Tm/día.

- Es aplicable a sólidos con un tamaño que va desde granos hasta bloques, distribuidos, a ser posible, de forma heterogénea en la muestra.

- El margen de densidades que se puede alcanzar es muy amplio.

- Las propiedades magnéticas de magnetita y ferrosilicio permiten recuperar y regenerar el medio con facilidad.

No obstante, el uso de pseudo-disoluciones como medios densos tiene, entre otros problemas, los siguientes:

- Cambio de viscosidad en el medio por ruptura de las partículas.

- Estabilidad. Debe de tener una velocidad de sedimentación inferior a 1mm/min.

- No pueden usarse para cuerpos sólidos finamente triturados ya que el mineral a tratar no puede ser más pequeño que las partículas que constituyen el medio denso.

El último de los inconvenientes citados, es el que plantea mayores problemas para la concentración de minerales ya que al triturar hasta unos límites no excesivamente finos no se alcanza el grado de liberación entre especies apropiado, por lo que no es posible conseguir por este procedimiento leyes muy altas en especies minerales que se encuentran muy entrelazadas. Sin embargo, su empleo como pretratamiento para eliminar una determinada fracción de ganga puede resultar muy interesante.

De acuerdo con Blazy (1977), las características de la magnetita y ferrosilicio son las siguientes:

- Magnetita: densidad 5.1-5.2 g/cm³. La densidad óptima del baño es de 2.4 para una malla de molienda de 150 µm.

- Ferrosilicio: es un eutéctico de hierro que contiene por lo menos el 82% de hierro y el 15% de silicio, ya que por encima de esta proporción de silicio la susceptibilidad magnética se reduce considerablemente hasta hacer difícil la recuperación por magnetismo. El ferrosilicio tiene una densidad de 7.0 g/cm³, y la malla máxima es de 150 µm para baños de densidad inferior a 3, y 200 µm para densidad superior a 3.

Según Davies y col. (1964), para la preparación del medio denso se usa magnetita sola hasta densidades del baño de 2.7; mezcla de magnetita y ferrosilicio para densidades comprendidas entre 2.7 y 3.0 y ferrosilicio solo para unos valores de la densidad del baño superiores a 3.0 g/cm³.

Teniendo en cuenta las particularidades del mineral que se investiga, compuesto fundamentalmente por celestina, calcita, yeso y sílice cuya densidad, Dow Chemical Con. (1970), es de 3.7, 2.7, 2.3 y

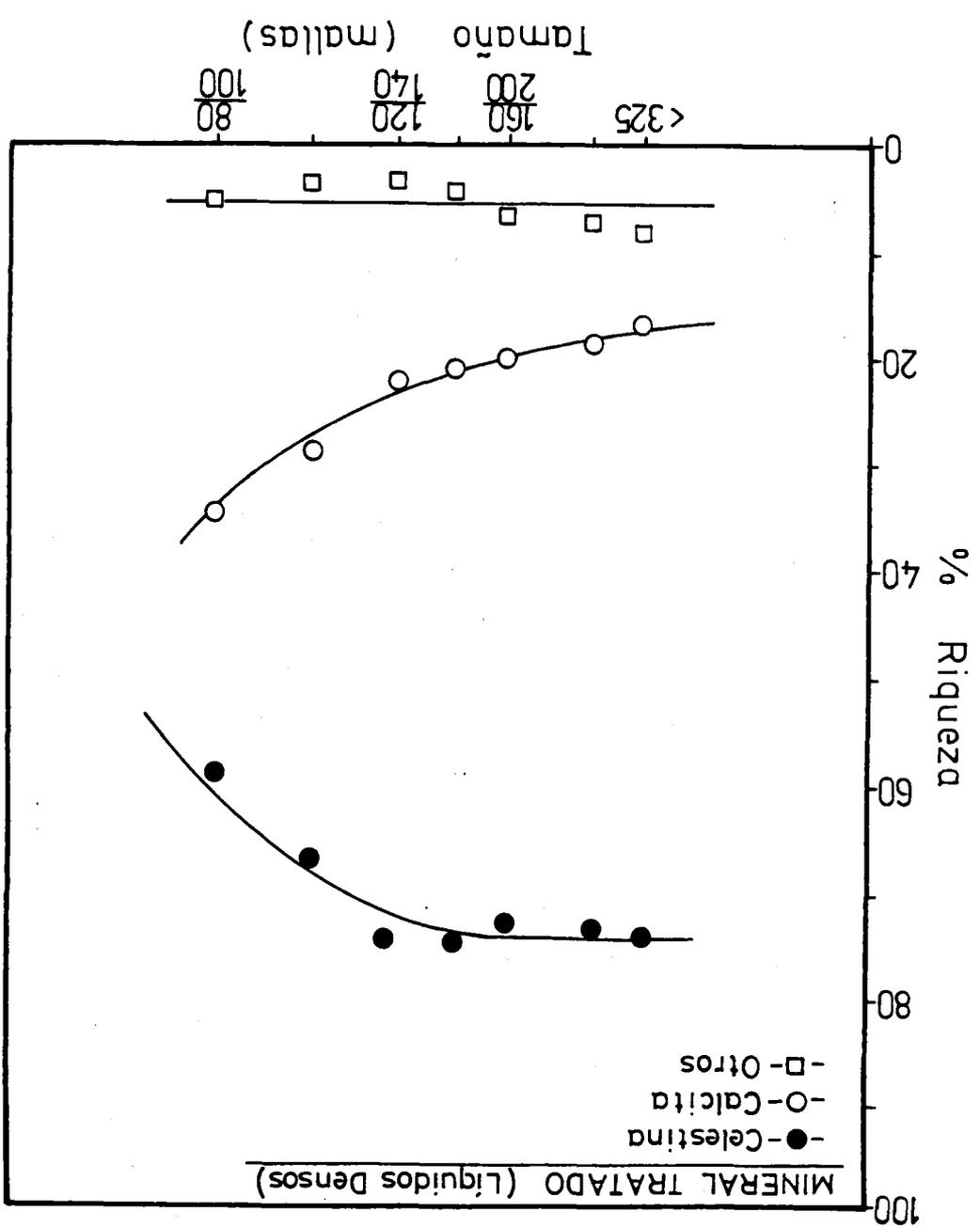
2.6 g/cm³ respectivamente, podría usarse un medio denso con densidad ligeramente superior a 2.7 para separar una parte del material cálcico y silíceo. De esta forma se puede concentrar la celestina, en mayor o menor grado, dependiendo de la liberación entre especies que permita la tritución, así como paliar en parte los efectos negativos de la presencia de sales cálcicas solubles, Sárcoli (1992).

Por todo lo anterior, se optó por usar para los experimentos de flotación mineral pretratado mediante líquidos densos. En este sentido, Kalie-Chemie Iberia, S.A. tiene instalada en sus minas de Escúzar una planta de tratamiento por líquidos densos, constituidos por mezclas de magnetita (30%) y ferrosilicio (70%) suspendidas en agua hasta conseguir una densidad de la pseudo-disolución igual a 2.8 g/cm³. Dicha planta puede tratar más de 1000 Tm/día de un mineral de tamaño heterogeneo que va desde 0.3 a más de 3 cm de tamaño. Por ello, y dada la colaboración en todo momento de la empresa, se usaron muestras de este mineral preconcentrado en el propio yacimiento.

En primer lugar se procedió a triturar el mineral preconcentrado y a continuación se separó en fracciones de diferentes tamaños que fueron analizados por los métodos descritos en el capítulo 2 de esta Memoria. Los resultados obtenidos se hallan reflejados en la Figura 4.106, en la que se ha representado el porcentaje de riqueza en función del tamaño; puede apreciarse que a medida que aumenta el grado de finura de la muestra se incrementa el porcentaje de riqueza de celestina hasta llegar a un tamaño de unas 160 mallas A.S.T.M. por debajo del cual la riqueza se mantiene aproximadamente constante en el 73%.

La proporción de calcita, por el contrario, disminuye considerablemente al hacerlo el tamaño, mientras que "otros" permanece aproxi-

Figura 4.106



madamente constante e igual al 5% en todos los tamaños.

Comparando estos resultados con los obtenidos para el mineral no tratado por líquidos densos (Figura 4.50) se pone de manifiesto que aunque la tendencia de celestina, calcita y otros es similar no lo son en modo alguno sus riquezas, ya que, como se ha indicado anteriormente, con mineral pretratado se alcanzan un 73% en celestina y un 20% en calcita, mientras que en el no tratado solo se llega al 63% en celestina quedando calcita en un porcentaje próximo al 30% y el de "otros" en un 7%, en las condiciones más favorables.

De todo ello, se deduce que la concentración por líquidos densos mejora en un 10% la concentración de celestina, casi a expensas de lo que disminuye la proporción en calcita. No obstante, teniendo en cuenta la densidad del líquido denso (2.8 g/cm^3) y las densidades de celestina y sus acompañantes, debería de haberse obtenido una ganancia superior en la riqueza del mineral, sin embargo los tamaños del mineral a tratar, impuestos por el propio líquido denso, hacen que el grado de liberación entre especies no sea el más apropiado y de ahí que sólo se consiga la mejora señalada. Así mismo, de estos resultados se desprende que un tamaño que puede considerarse como óptimo para las pruebas de flotación es el de menor de 200 mallas A.S.T.M., que es el que se ha venido usando en la mayor parte de los experimentos de este trabajo.

4.5.1.- EFECTO DEL QUEBRACHO COMO DEPRESOR

Se ha determinado la acción depresora del quebracho sobre el mineral preconcentrado; para ello se ha fijado el pH óptimo de trabajo determinado anteriormente (Apartado 4.3.1) y se han usado las mismas

concentraciones del colector oleato sódico que se han empleado para el mineral sin tratar, es decir, 600, 1000 y 1500 g/Tm.

Los resultados obtenidos se encuentran reflejados en las Figuras 4.107 a 4.109, en las que se ha representado el porcentaje de recuperación frente a la concentración de quebracho; en dichas figuras se han representado también los puntos correspondientes a los experimentos llevados a cabo en ausencia de quebracho (puntos sobre el eje de ordenadas).

Para 600 g/Tm de oleato, en ausencia de depresor, el porcentaje de recuperación de ambos minerales es aproximadamente del 50%, y a medida que se incrementa la concentración de quebracho disminuye considerablemente la flotación de ambos minerales, hasta hacerse despreciable por encima de 0.012 g/L del agente. A 1000 g/Tm del colector, en ausencia de depresor y a concentraciones próximas a 0.0012 g/L, celestina y calcita tienen una respuesta distinta encontrándose una diferencia en ella de 10 o más puntos en favor de celestina siendo el porcentaje de recuperación de la misma del 68% y 58% frente al 53% y 47% para calcita, en las concentraciones indicadas. Por encima de 0.012 g/L de quebracho la depresión es total para ambos minerales.

Cuando la concentración de oleato sódico se eleva hasta 1500 g/Tm, tanto en ausencia de depresor como a la mínima concentración usada del mismo, se encuentra un porcentaje de recuperación de celestina bastante importante ya que prácticamente se alcanza un 80% en su valor, frente a un 70% de calcita. Si se aumenta la concentración de quebracho hay un descenso brusco en la flotación de ambos minerales para hacerse despreciable por encima de 0.12 g/L del agente.

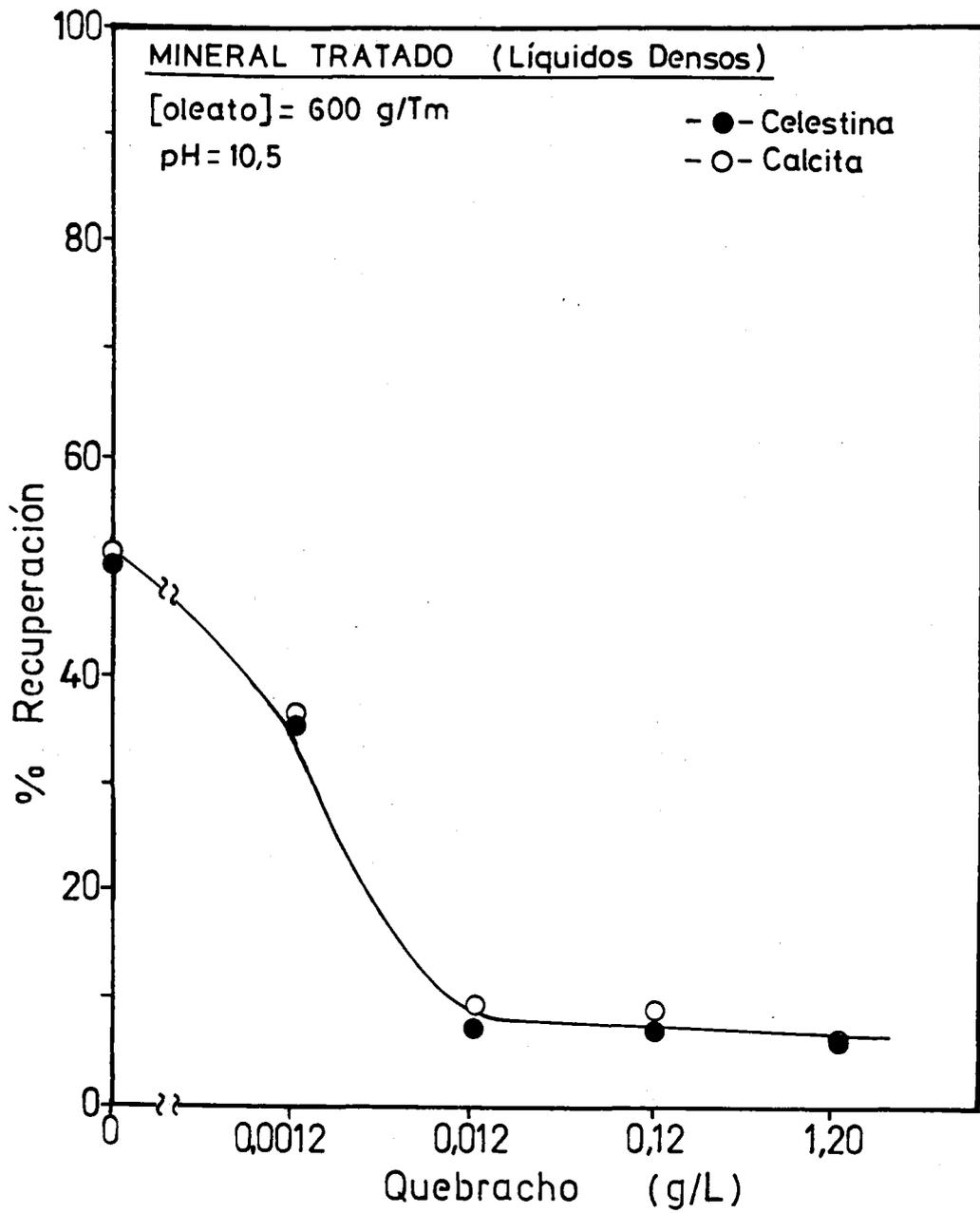


Figura 4.107

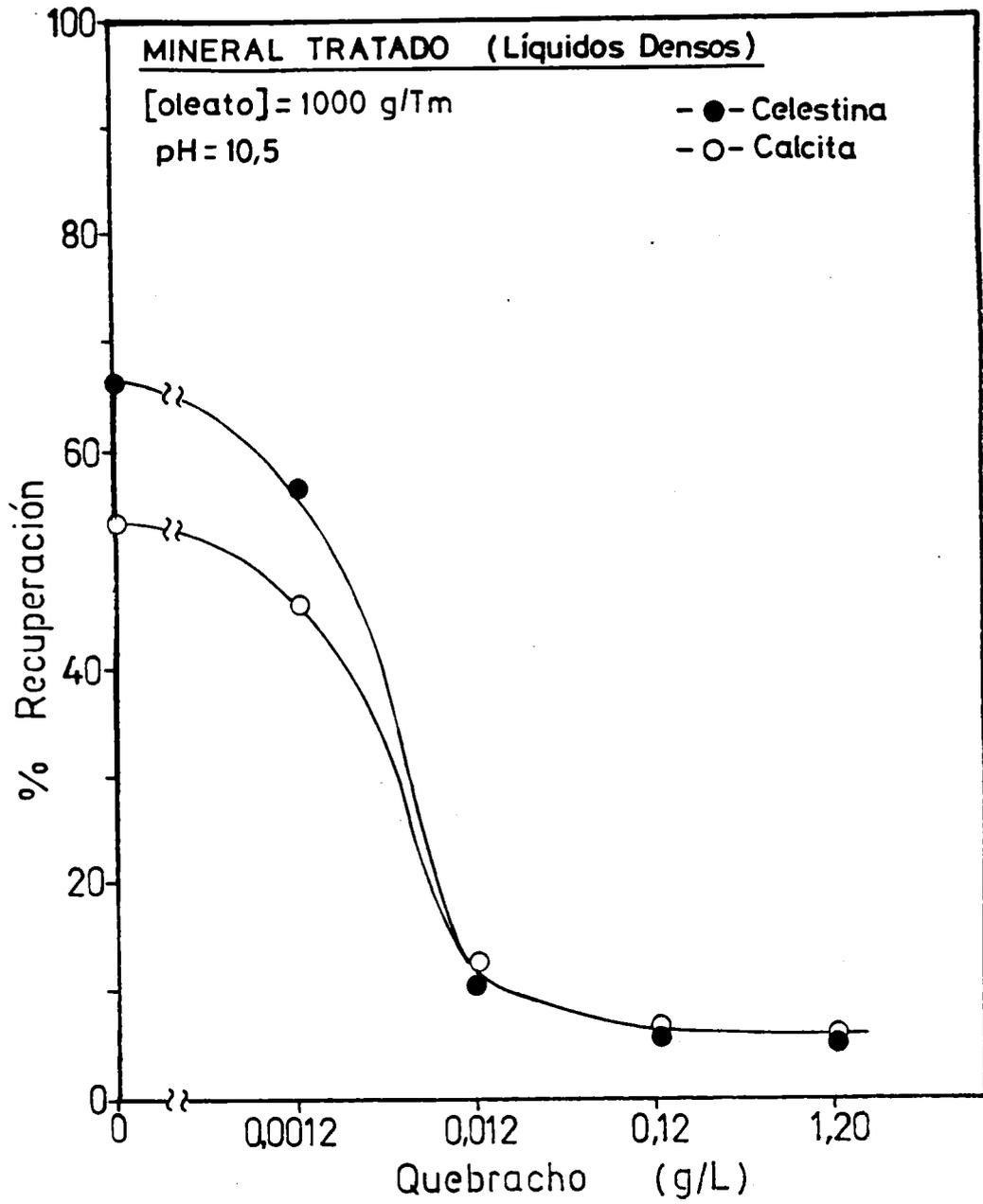


Figura 4.108

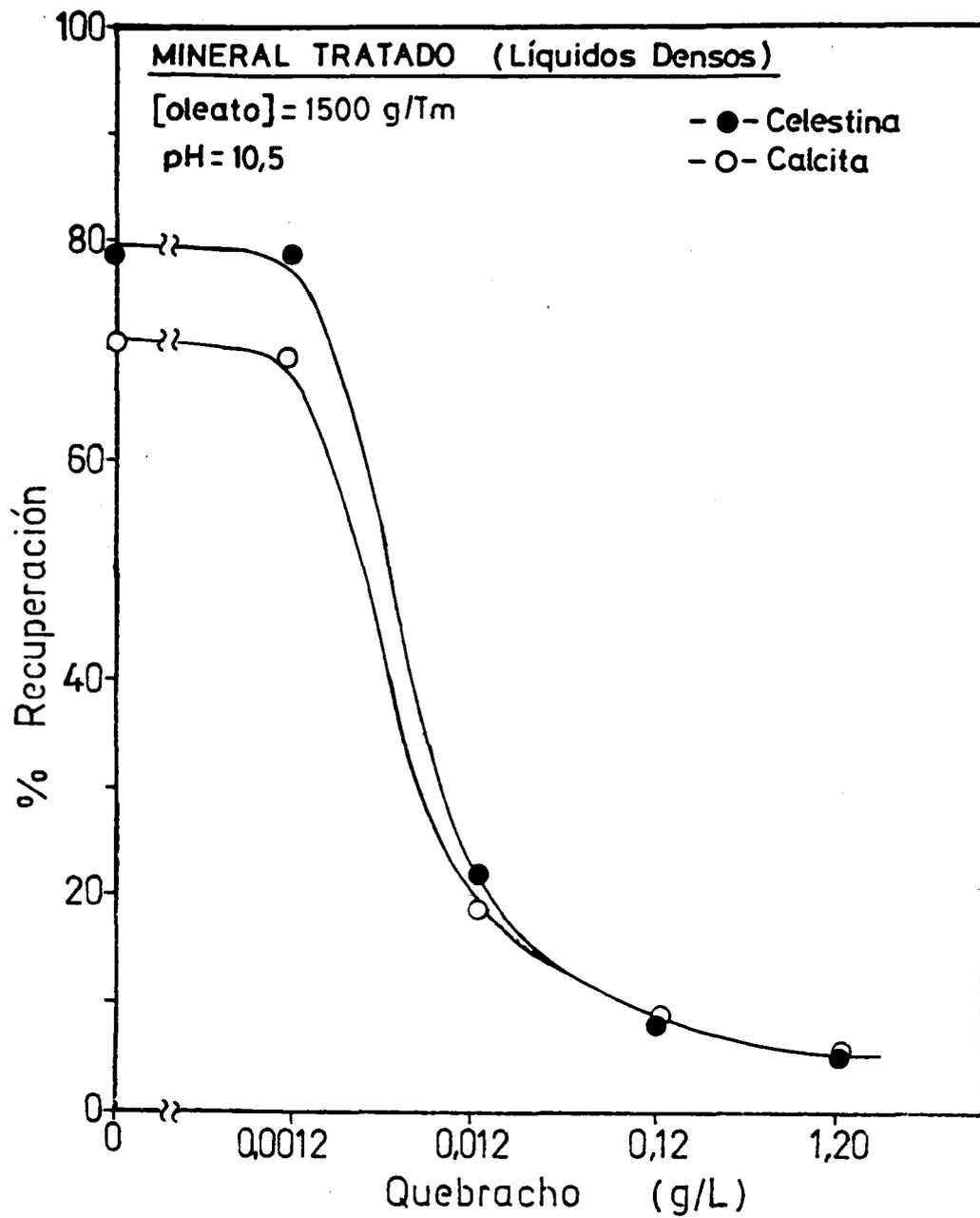


Figura 4.109

Si se comparan estos resultados con los obtenidos para el mineral sin preconcentrado (Apartados 4.3.5 y 4.4.3), se pone de manifiesto que en el mineral tratado por líquidos densos aumenta el porcentaje de recuperación de celestina en más de 20 puntos en el caso más favorable de 1500 g/Tm de oleato y baja ó nula concentración de depresor. Todo ello parece confirmar que es la presencia de yeso la que afecta considerablemente a la flotación de celestina ya que mediante líquidos densos y debido a la diferencia de densidades y a la propia formación geológica del mineral (se encuentra liberado), su presencia prácticamente desaparece tras el preconcentrado con magnetita y ferrosilicio.

Con respecto a los porcentajes de riqueza del mineral flotado los resultados se muestran en las Figuras 4.110 a 4.112 en las que se observa como a medida que aumenta la concentración de oleato sódico también lo hace, aunque de forma ligera, la riqueza en celestina, mientras que la de calcita sufre el proceso contrario. La concentración de "otros" se modifica escasamente con la proporción de oleato sódico.

Así mismo, y para cada concentración de colector, la riqueza de las tres especies consideradas no se afecta con la variación en la cantidad de quebracho adicionada.

Para 1500 g/Tm de oleato sódico se ha conseguido una riqueza en celestina de un 78% frente a un 18% en calcita; esto unido al porcentaje de recuperación mostrado en la Figura 4.109 representan unos resultados francamente notables en cuanto a la separación entre el mineral valioso, celestina, y la ganga, fundamentalmente calcárea, que la acompaña, y representa una considerable mejora en cuanto a los resultados encontrados para el mineral sin preconcentrar (Apartados

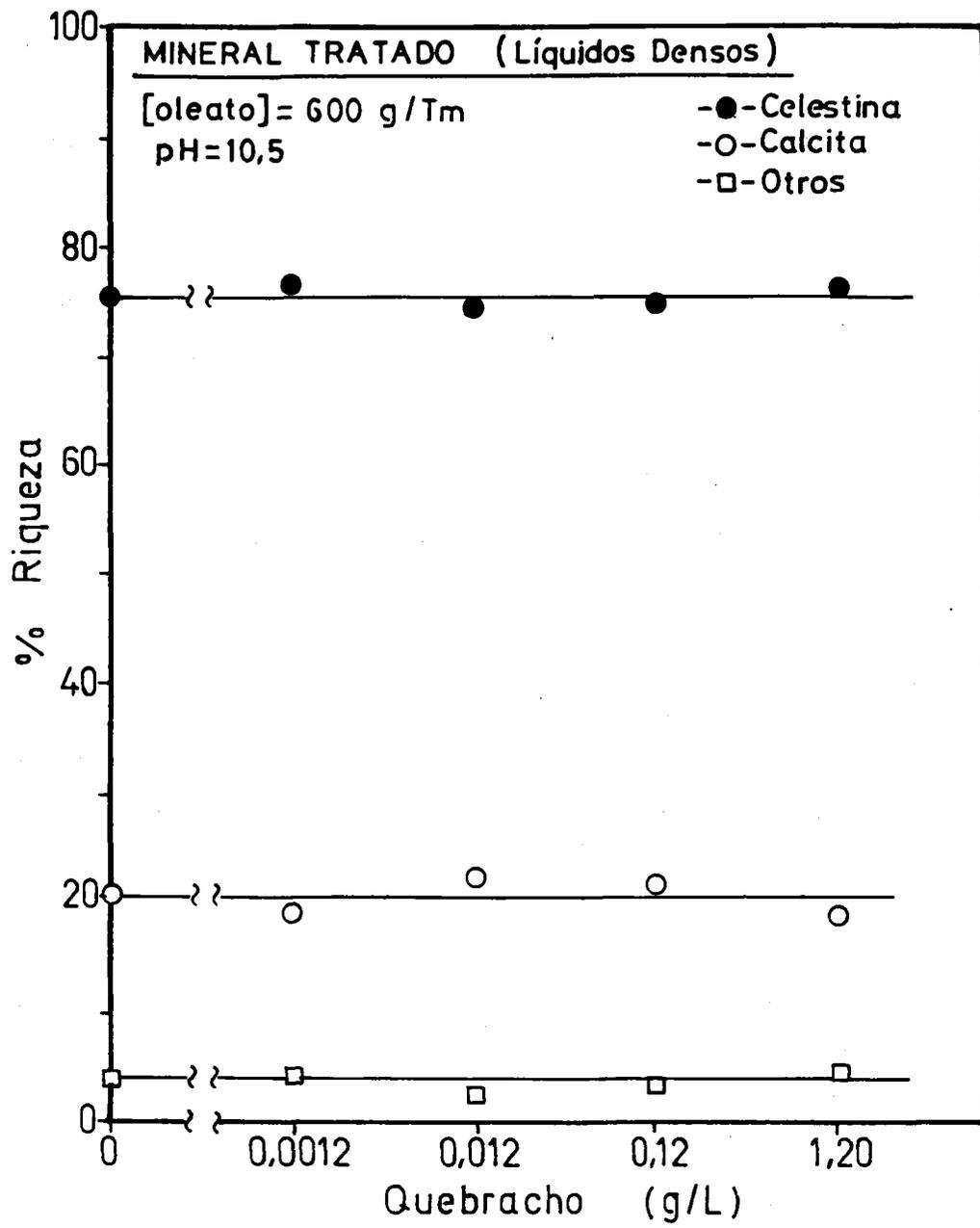


Figura 4.110

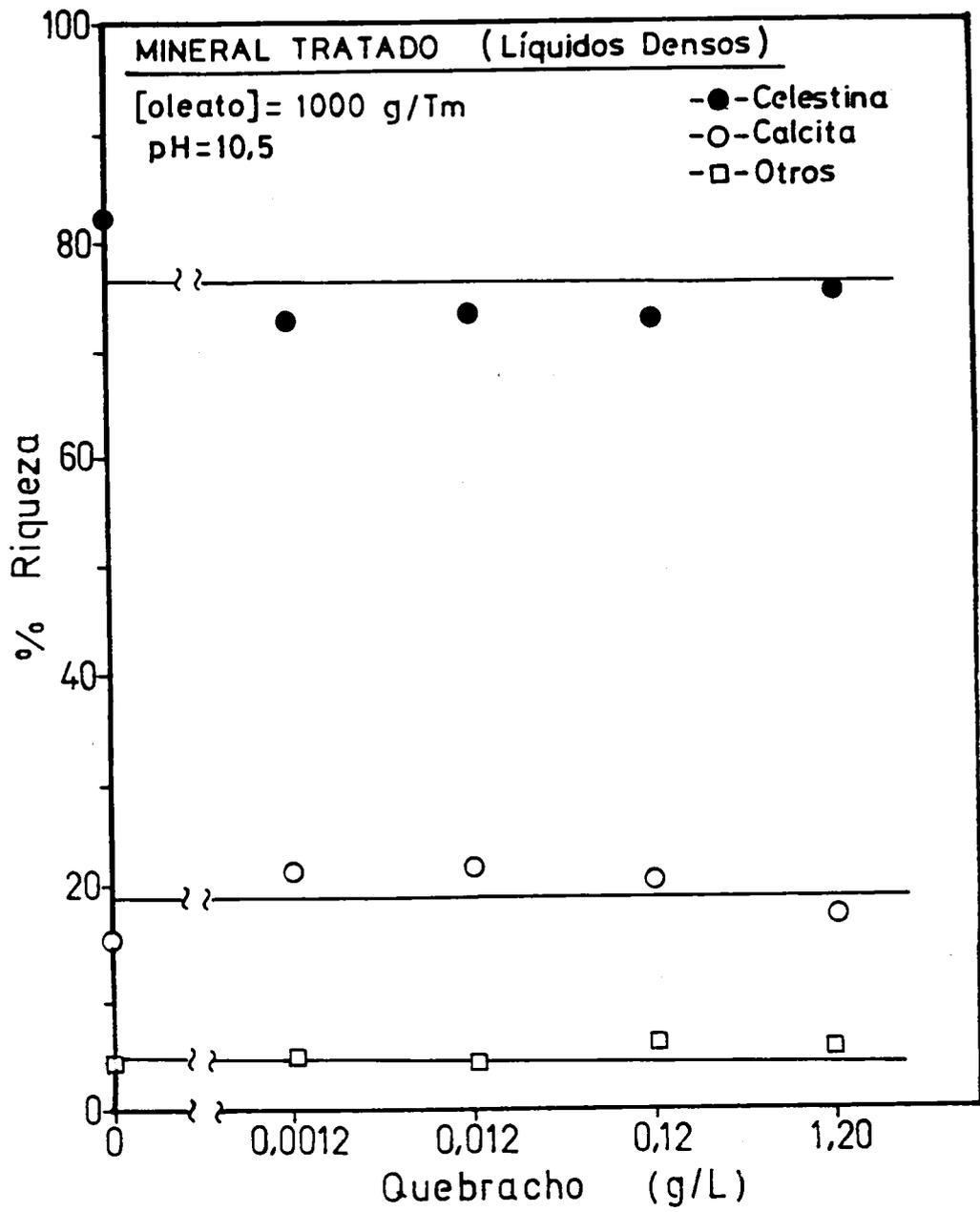


Figura 4.111

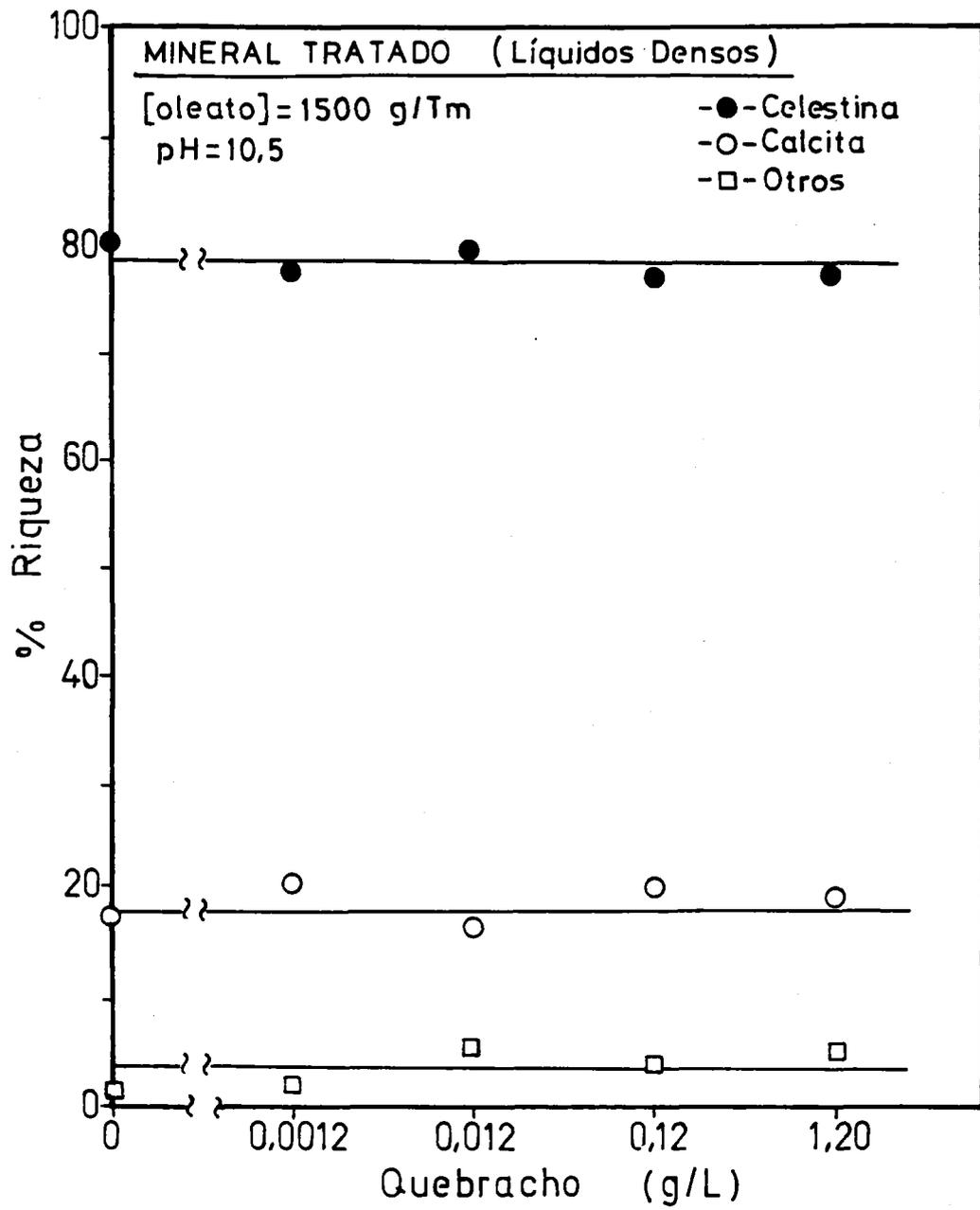


Figura 4.112

4.3 y 4.4 de esta Memoria).

4.5.2.- EFECTO DEL METASILICATO SODICO COMO DEPRESOR

A continuación, se comprobó el efecto depresor del Na_2SiO_3 en las mismas condiciones experimentales usadas para quebracho. Los resultados de los porcentajes de recuperación encontrados se indican en las Figuras 4.113 a 4.115, y, como se aprecia, son bastantes parecidos a los hallados con quebracho, si bien la acción depresora del metasilicato sódico no es tan intensa como la del otro depresor, ya que son necesarias concentraciones más elevadas para conseguir el mismo efecto.

Así mismo, la depresión afecta más a calcita que a celestina por lo que aparecen diferencias en la respuesta a la flotación de ambos minerales, sobre todo a concentraciones bajas de metasilicato sódico y altas de colector.

Cuando la concentración de oleato sódico es de 1500 g/Tm se consigue un porcentaje de recuperación de celestina próximo al 80%, tanto en ausencia de depresor como a 10^{-5} M del mismo, resultados bastante parecidos a los obtenidos con quebracho en estas mismas condiciones (Figura 4.109). Sin embargo, a 10^{-4} y 10^{-3} M el porcentaje de recuperación sigue siendo importante lo que no ocurre con las concentraciones equivalentes de quebracho (0.012 y 0.12 g/L). Consideraciones análogas pueden efectuarse para 1000 y 600 g/Tm de oleato sódico, aunque en estos casos los porcentajes de recuperación disminuyen notablemente.

Comparando estos resultados con los obtenidos con el mineral no

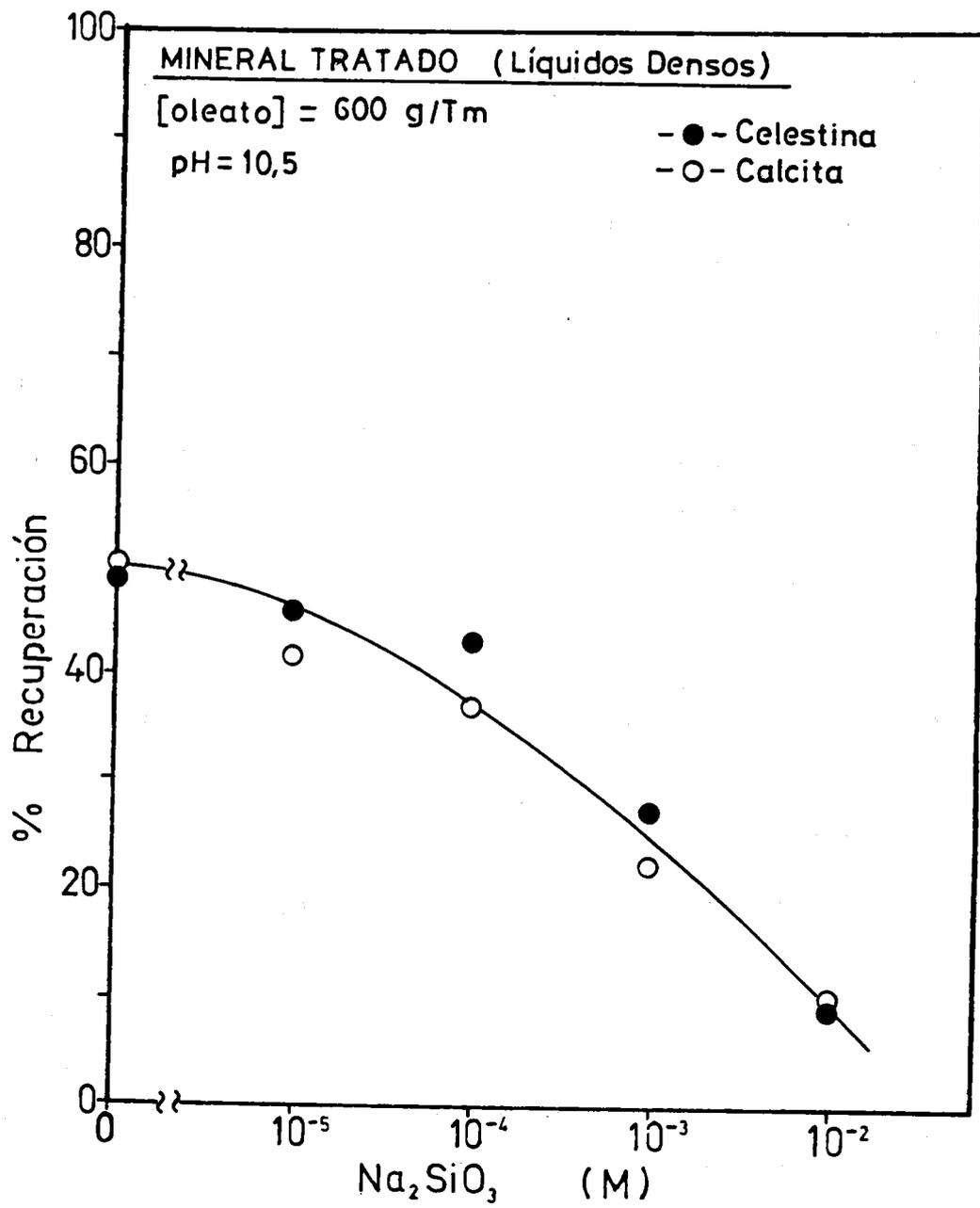


Figura 4.113

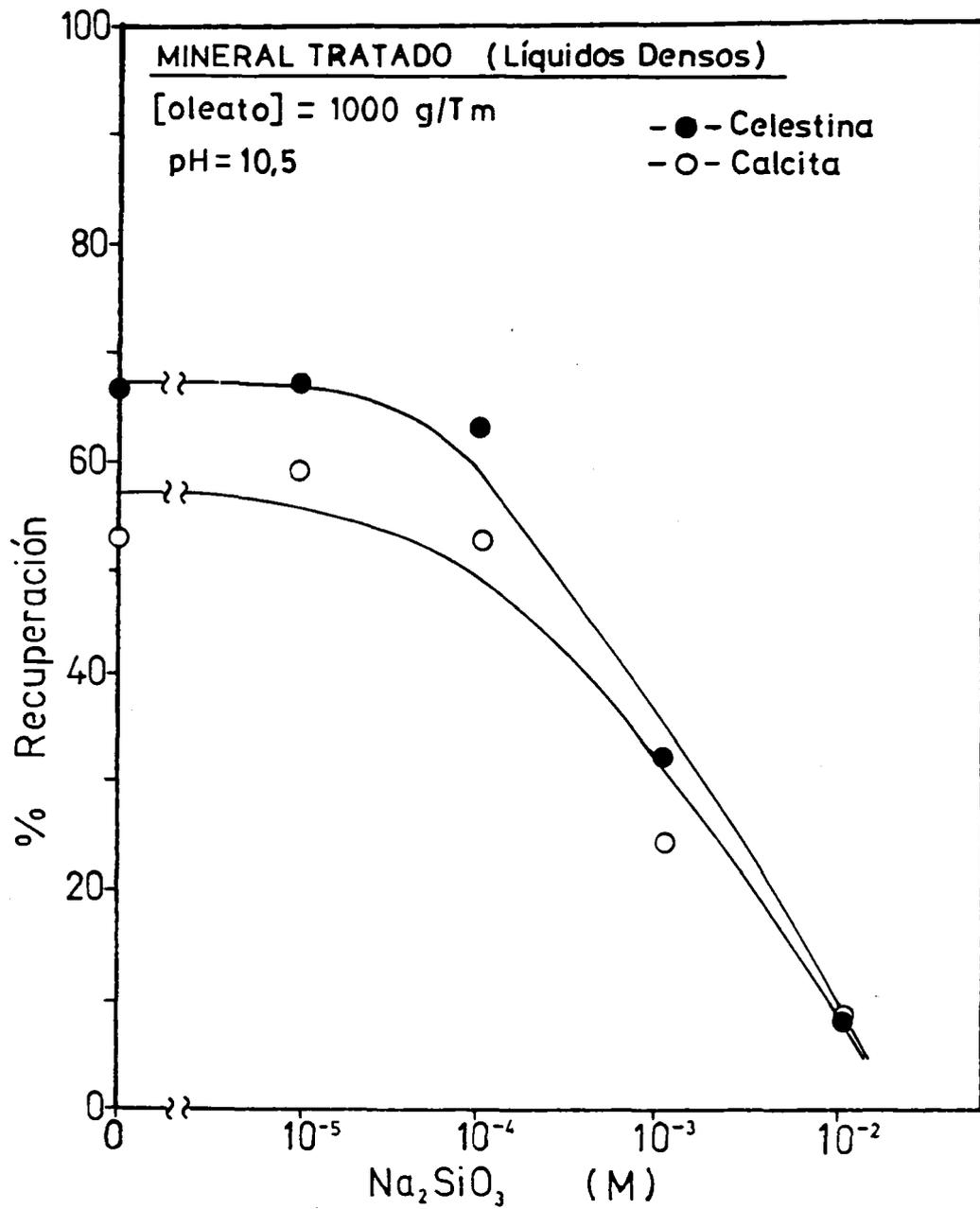


Figura 4.114

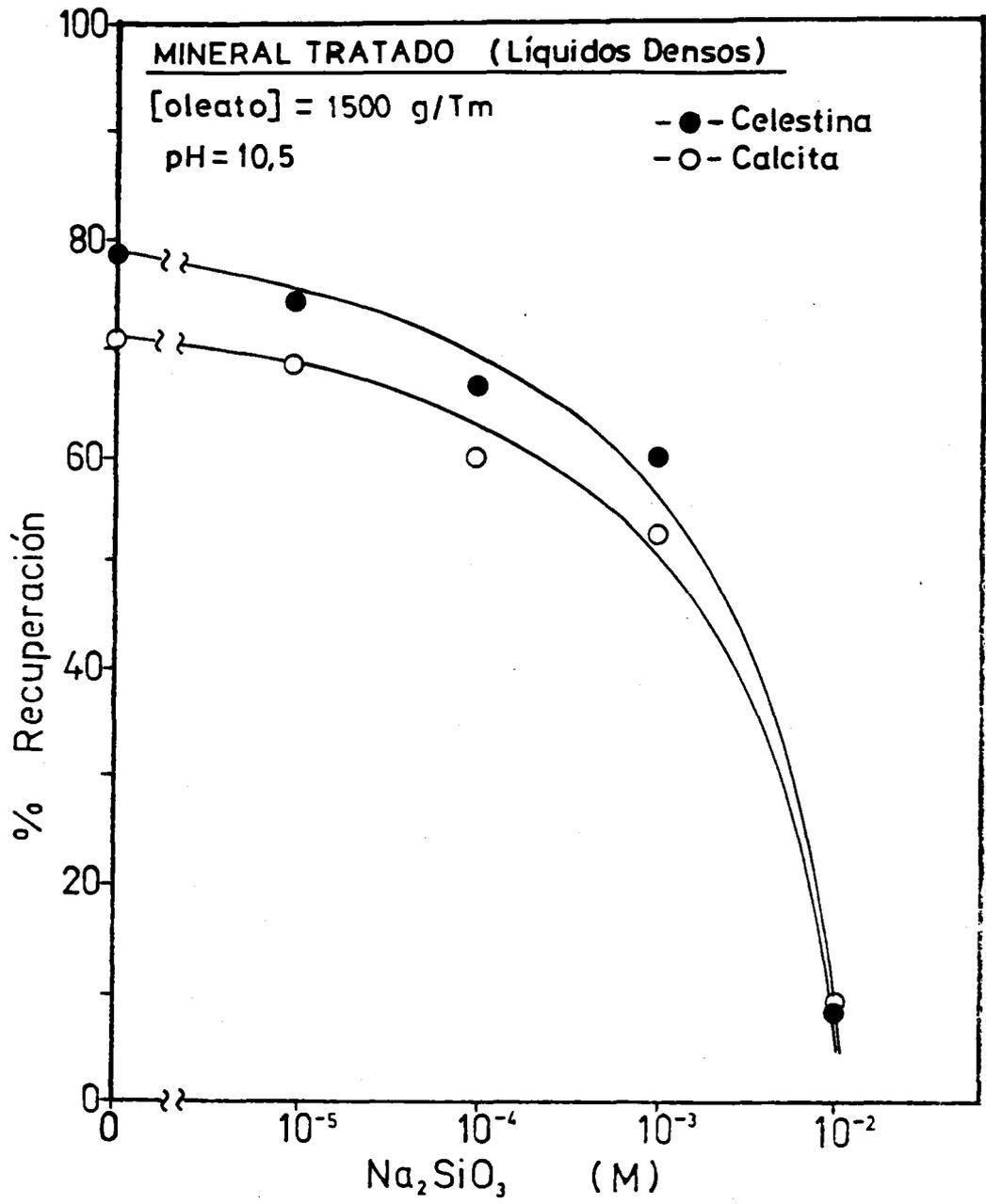


Figura 4.115

tratado en líquidos densos (Apartados 4.3.6 y 4.4.4), se comprueba que son mucho más importantes, no sólo con los encontrados con NaOH como regulador de pH sino también con los hallados usando Na_2CO_3 , que ya presentaban ciertas ventajas con respecto a los anteriores.

Los porcentajes de riqueza se representan en las Figuras 4.116 a 4.118, observándose que el valor para celestina se mantiene próximo al 80% en todos los casos, prácticamente independiente tanto de la concentración de oleato sódico como de la de metasilicato sódico. Para calcita se ha determinado que su riqueza no depende de la concentración del depresor y, muy poco, de la del colector, ya que en este último caso hay un ligero descenso al aumentar su concentración.

Los valores del porcentaje de riqueza son ligeramente favorables a los encontrados con quebracho, así como, muy superiores a los determinados en el mineral sin tratamiento con líquidos densos, ya que superan en más de 10 puntos el porcentaje de riqueza de celestina y rebajan en más de 5 puntos el de calcita.

Finalmente, comparando, de manera global, el efecto de los depresores quebracho y silicato sódico sobre el mineral, se puede afirmar que ambos deprimen fuertemente, por encima de una determinada concentración, tanto a celestina como a calcita, aunque la acción del quebracho es más acusada. Así mismo, se ha encontrado escasa selectividad en ambos depresores puesto que, aunque a bajas concentraciones su efecto es mayor sobre calcita, a partir de un determinado valor deprimen por igual a ambos minerales. Igualmente, un aumento en la concentración de oleato incrementa de forma notable el porcentaje de recuperación de las especies, sobre todo cuando la presencia de los depresores es baja (10^{-5} M de Na_2SiO_3 y 0.0012 g/L de quebracho). En estas condiciones, la acción del Na_2SiO_3 puede ser importante en el

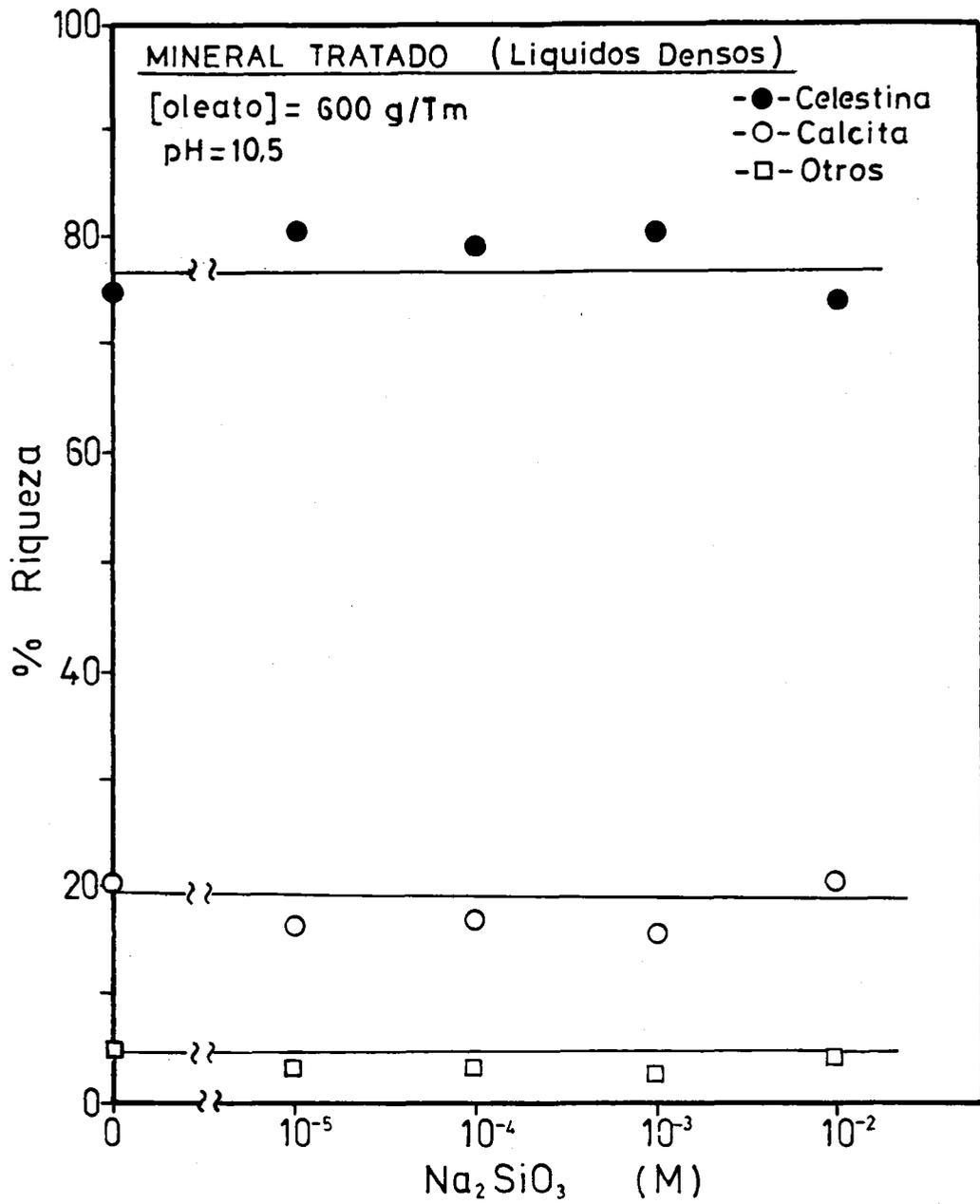


Figura 4.116

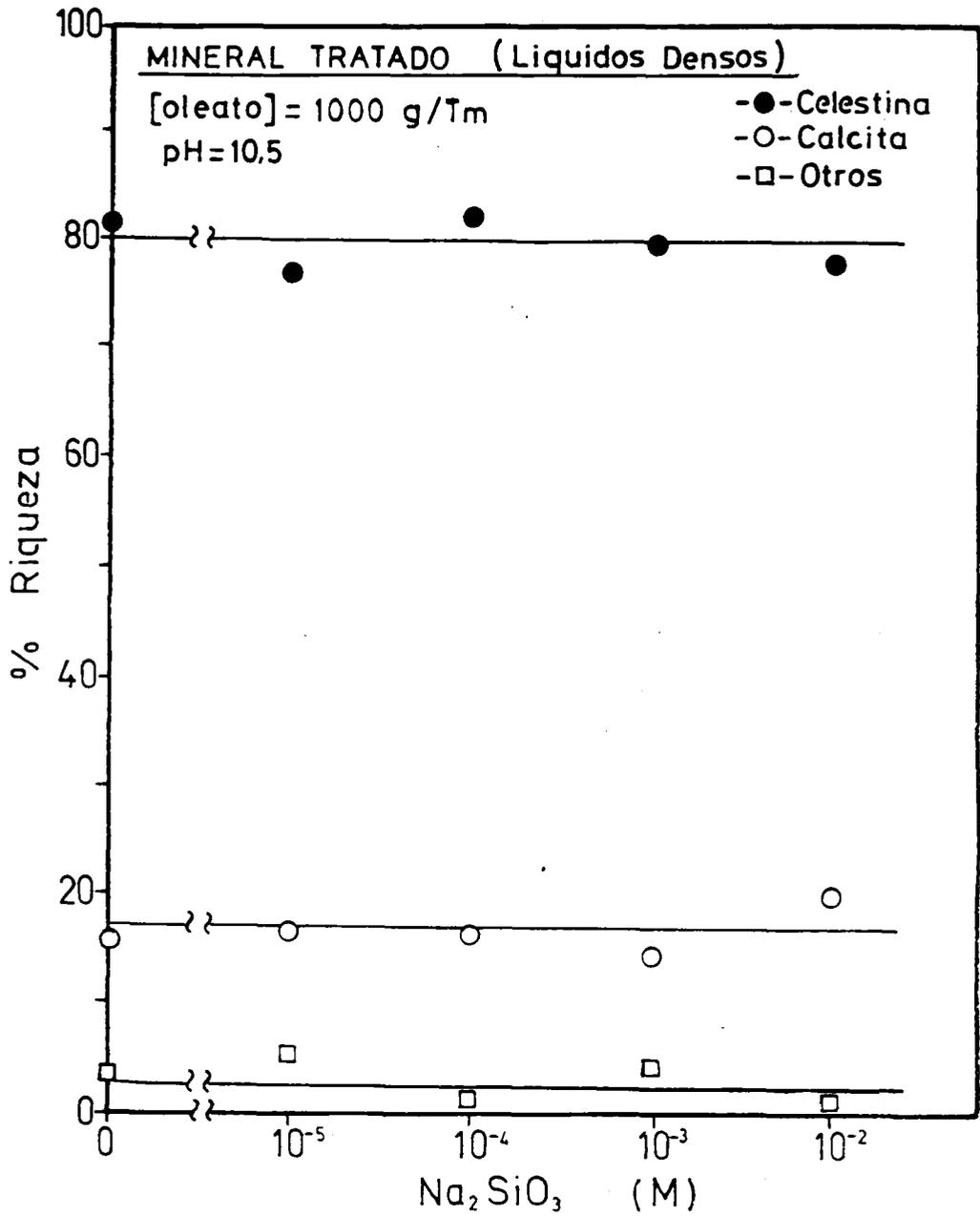


Figura 4.117

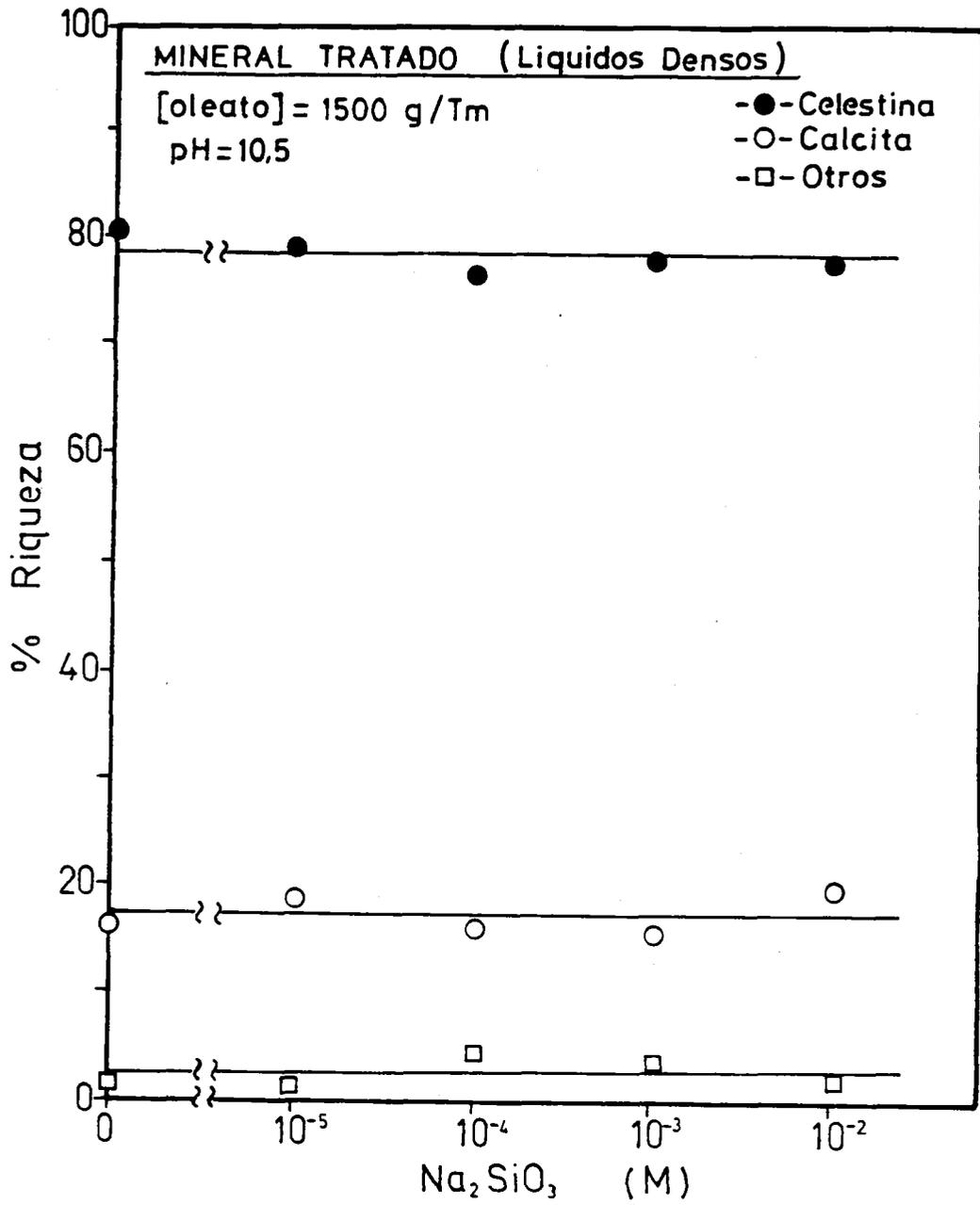


Figura 4.118

caso de que existan proporciones apreciables de sílice en el material a flotar ya que a esta concentración (10^{-5} M) no se aprecian diferencias, ni en el porcentaje de recuperación ni en el porcentaje de riqueza con respecto a los encontrados en ausencia del agente, y el efecto depresor del metasilicato sódico sobre este mineral es muy poderoso, incluso a muy bajas concentraciones, como ha sido mostrado por numerosos investigadores, Klassen y Mokrousov (1963), Hanna y Somasundaran (1976), Glembostkii y col. (1961, a y b), Dudenhov y col. (1980), Leja (1982), Mishra (1982), Yongxin y Changgen (1983), Sárcoli (1992), Gálvez (1993).

5.- CONCLUSIONES

- 1.- En la caracterización de los parámetros de sedimentación de celestina y calcita, para las condiciones experimentales y sistemas sólido-fluido usados en esta investigación, el diámetro equivalente puede tomarse como el de una esfera que se desplaza, en régimen marcadamente laminar, a la misma velocidad que la partícula, por lo que su valor puede obtenerse a partir de la ley de Stokes. Para ambos minerales, dicha consideración es válida hasta un valor de $R_{e,p}$ aproximadamente igual a 2, a partir del cual el factor de forma esfericidad disminuye considerablemente.

- 2.- Las esfericidades de celestina y calcita calculadas a partir de las superficies específicas conducen a valores mucho más bajos que las determinadas por el procedimiento gráfico y los métodos del peso y desplazamiento de volumen. En ello debe influir el hecho de que las superficies específicas incluyen el área tanto de macroporos y fisuras de cierto relieve como la de los microporos y otras alteraciones que no interaccionan con el fluido en su desplazamiento a través del mismo, por lo que no afectan al coeficiente de rozamiento C_p . De ahí que la superficie a considerar debe de ser la que realmente fricciona con el fluido, lo que conduce a valores de S_0 más bajos que los encontrados por Gross, que darían lugar a esfericidades más elevadas.

- 3.- Los valores del diámetro equivalente, para los diversos tamaños de los minerales usados en este trabajo, encontrados por el método del desplazamiento de un volumen de agua y por el método del peso son equivalentes. Si se comparan con los obtenidos en el supuesto de ser d_s el diámetro de la esfera que se desplaza a la misma velocidad de la partícula en un fluido de alta viscosidad, se pone de manifiesto que, para celestina hay coincidencia hasta el tamaño

de partícula 20/30 mallas A.S.T.M., por debajo del cual los valores de d_g hallados por los métodos del volumen o peso son sensiblemente inferiores. Para calcita la equivalencia se mantiene hasta el tamaño 16/20 mallas A.S.T.M., por debajo del cual también disminuye sensiblemente.

Así mismo, la esfericidad del mineral celestina, basada en el diámetro equivalente hallado por los métodos del volumen o peso, tiene, en el intervalo de $0.006 < R_{e,p} < 1100$, un valor prácticamente constante y muy próximo a 0.806, que corresponde a la esfericidad encontrada para el cubo por Wadell.

Para calcita se ha determinado una esfericidad ligeramente superior a la de celestina, que se mantiene casi constante para el intervalo de número de Reynolds comprendido entre 0.2 y 100.

- 4.- Un incremento en la trituración de celestina pura aumenta el porcentaje de recuperación en la flotación del mineral hasta un tamaño de 74 micras (200 mallas A.S.T.M.), por debajo del cual aparece una disminución en la recuperación. Para calcita pura, dentro del margen de tamaños utilizado, se ha encontrado que el porcentaje de recuperación se incrementa con el aumento en la finura del grano.
- 5.- La velocidad de flotación, tanto por celestina como para calcita, es bastante rápida lo que se confirma no solo por el hecho de que antes de los 5 minutos se recuperen ambos minerales, sino también por los valores obtenidos con una concentración limitada de oleato sódico para la constante compleja de velocidad de flotación, k_q , de 0.5526 min^{-1} para celestina y 0.5851 min^{-1} para calcita.
En ambos casos, cuando se usa agente colector en exceso, la constante de velocidad de flotación aumenta de forma considerable

con la disminución del tamaño de sólido, lo que conlleva una aceleración importante en el proceso de flotación de estos minerales.

- 6.- El quebracho deprime con facilidad a los minerales puros celestina y calcita, incluso a bajas concentraciones, lo que pone de manifiesto una escasa selectividad de este depresor para estos minerales del tipo "ligeramente solubles". Así mismo, las mezclas celestina-calcita tienen una respuesta a la flotación que depende de las concentraciones de oleato sódico y quebracho, pero que resulta independiente de la proporción de la mezcla.
- 7.- La presencia de metasilicato sódico deprime la flotación de celestina, si bien la acción es poco significativa para concentraciones de depresor inferiores a 10^{-3} M. Al elevar la concentración del colector oleato sódico 2.5 veces, el efecto depresor del silicato disminuye ligeramente, sobre todo a bajas concentraciones (10^{-4} M). Así mismo, el metasilicato sódico resulta un depresor muy efectivo para calcita sobre todo a bajas concentraciones de colector (600 g/Tm). En estas condiciones, el efecto depresor del agente es más acusado que sobre celestina.
- 8.- Los resultados encontrados en la flotación del mineral real se apartan, considerablemente en algunos casos, de los hallados con los minerales puros en iguales condiciones experimentales, lo que indica que en el tratamiento de los minerales reales intervienen nuevas variables a considerar, entre las que se encuentran, fundamentalmente, el grado de liberación entre especies así como el efecto de la presencia de ciertos cuerpos sólidos que por su finura o afinidad evitan, en parte, la adsorción del agente

colector en la superficie del mineral a concentrar.

Así mismo, el grado de trituración del mineral real puede dar lugar a una preconcentración puesto que se pasa de un 52% de riqueza en celestina, a tamaño 80/100 mallas, a un 65% para tamaños inferiores a 160/200 mallas A.S.T.M.; mientras que la riqueza en calcita desciende desde un 40% hasta un 20%, en el mismo intervalo.

- 9.- La variación en la concentración de aceite de pino no afecta a la separación entre celestina y calcita, por lo que, teniendo en cuenta la economía del sistema, debe usarse la mínima cantidad del espumante que produzca una buena estabilidad de las espumas. Para el sistema estudiado, se ha podido comprobar que una concentración de 0.0140 g/L de aceite de pino es suficiente para los objetivos deseados.
- 10.- La presencia de quebracho deprime fuertemente la flotación de celestina y calcita presentes en el mineral real. En este sentido, para 0.0012 g/L del depresor los porcentajes de recuperación de celestina y calcita bajan al 40% y 35%, respectivamente, y a menos del 20% para 0.012 g/L, haciéndose prácticamente despreciables a 0.12 g/L del agente. Por todo ello, este depresor no muestra selectividad con ninguno de los minerales en estudio.
Así mismo, la adición de pirofosfato sódico eleva la acción depresora de quebracho, tanto en celestina como en calcita, sobre todo a bajas concentraciones de depresor, pero, en el margen usado, no se ha encontrado que modifique la selectividad del agente.
- 11.- La acción depresora del metasilicato sódico, a bajas concentraciones, es más intensa sobre la calcita del mineral real que sobre celestina, pero a medida que se incrementa su concentración se

reducen las diferencias en los porcentajes de recuperación de los dos minerales hasta hacerse prácticamente iguales a 10^{-2} M, concentración en la que la depresión es muy acusada. En este sentido, los porcentajes de riqueza para celestina y calcita, que son del 70% y 22% respectivamente, para 10^{-5} M de metasilicato, bajan a 57% y 30% al elevar la concentración del depresor a 10^{-2} M. La presencia de pirofosfato sódico potencia considerablemente el efecto depresor del silicato siendo su efecto más enérgico que el del quebracho. Igualmente la acción conjunta del $\text{Na}_4\text{P}_2\text{O}_7$ y Na_2SiO_3 es más acusada sobre calcita que sobre celestina, principalmente a bajas concentraciones de depresor.

- 12.- El empleo de carbonato sódico como agente regulador del pH en la flotación del mineral real mejora, considerablemente en algunos casos, la operación ya que elimina, por precipitación, iones calcio procedentes de la solubilización del yeso, que afectan a la fijación del colector sobre el mineral. En este sentido, el uso de carbonato sódico frente al de NaOH representa la ventaja de incrementar los valores del porcentaje de recuperación de celestina y calcita, así como establecer entre ambas una diferencia apreciable en su flotación; sin embargo, la riqueza del mineral flotado no mejora, aunque resulta constante para un margen de concentraciones de oleato sódico más amplio.
- 13.- El carbonato sódico, en su uso como regulador del pH, permite establecer unas ciertas diferencias en los porcentajes de recuperación de celestina y calcita cuando la concentración de quebracho es de 0.0012 g/L, mientras que con hidróxido sódico, a igual proporción de depresor, dichos valores son similares para ambos minerales e inferiores a los del caso anterior. Así mismo el uso de carbonato

sódico mejora en un 7% la riqueza de celestina en el mineral flotado con 1500 g/Tm de oleato sódico y cualquiera de las concentraciones de quebracho ensayadas.

Cuando se emplea como depresor metasilicato sódico el efecto sobre los porcentajes de recuperación no es de la intensidad del encontrado con quebracho, aunque es mayor para calcita. Sin embargo, la riqueza en celestina del flotado no desciende al aumentar la concentración de este depresor.

14.- El tratamiento de mineral real con líquidos densos constituidos por mezclas de magnetita y ferrosilicio suspendidas en agua, con una densidad de 2.8 g/cm^3 , consigue elevar la riqueza del mineral hasta un 73% en celestina frente a un 20% en calcita, lo que supone una mejora considerable en la concentración del mineral, ya que el no tratado por esta técnica contiene, para los tamaños de trituración más favorables, un 63% de celestina frente a un 30% de calcita. No obstante, teniendo en cuenta la densidad del medio (2.8 g/cm^3) y las de celestina y resto de los minerales se debería haber conseguido una mayor concentración, sin embargo los tamaños de mineral a tratar, impuestos por el propio medio denso, hacen que el grado de liberación entre especies no sea el más apropiado, lo que dificulta la concentración.

15.- En la flotación de mineral real preconcentrado con líquidos densos, usando 1500 g/Tm de oleato sódico y concentraciones inferiores a 0.0012 g/L de quebracho se ha obtenido un aumento de más de 20 puntos en el porcentaje de recuperación de celestina, lo que parece confirmar que la presencia de yeso es la que afecta considerablemente a la flotación del mineral. Ello, unido a la obtención de una riqueza en celestina del 78% frente al 18% en calcita, representa

una considerable mejora en cuanto a los resultados hallados para el mineral sin preconcentrar.

Los resultados encontrados con metasilicato sódico, en iguales condiciones experimentales, son similares a los de quebracho aunque la acción del silicato es menos acusada en un margen de concentraciones más amplio. Esto, unido a su importante acción sobre sílice, le hace muy recomendable en su uso como depresor en las operaciones de concentración de celestina por flotación.

6. - NOMENCLATURA

C_0	Masa inicial de mineral, g
C	Masa de mineral que queda en la máquina de flotación, g
C_D	Coeficiente de rozamiento
d_p	Diámetro de la partícula, cm
d_e	Diámetro equivalente, cm
k_1	Constante cinética de 1 ^{er} orden
k_2	Constante cinética de 2 ^o orden
k_q	Constante cinética de orden no entero
$R_{e,p}$	Número de Reynolds de la partícula
$R'_{e,p}$	Número de Reynolds calculado con d_p
R_q	Recuperación en cada tiempo considerado
R_∞	Recuperación a tiempo infinito
S_0	Superficie específica de la partícula, cm ² /g
S_p	Superficie de la partícula, cm ²
V_p	Volumen de la partícula, cm ³
V_t	Velocidad terminal o máxima, cm/s

LETRAS GRIEGAS

θ_A	Tiempo de acondicionamiento, min.
θ_F	Tiempo de flotación, min.
μ_L	Viscosidad del fluido, g/cm.s
ρ_L	Densidad del fluido, g/cm ³
ρ_s	Densidad del sólido, g/cm ³
ϕ	Esfericidad
Ψ_0	Potencial superficial



7.- BIBLIOGRAFIA

- ARANA, R.; Tesis Doctoral, Universidad de Granada, Granada (1973).
- ARANA, R.; LOPEZ, F. and ORTEGA, M.; Cuad. Geol. Univ. Granada, 8-9, 75 (1978)
- ALLEN, H.S.; Phil. Mag., 1, 323 (1900).
- APLAN, F.F. y FUERSTENAU, D.W.; Int. J. Miner. Process., 13, 105-115 (1984).
- ARBITER, N. y HARRIS, C.C.; "Froth Flotation Soth Aniversary Volume", Am Arloz, AIME, 215-246, Michigan (1962).
- BATTY, J. V.; HAVEN, R.R. Y BELLS, R.R.; Bur. of Mines, R.S., 4139 (1947).
- BEDDOWS, J.K. and MELOY, T.P. (Eds); "Testing and characterization of Powders and Fine Particles", Heyden and Son, London (1980).
- BELASH, F.M. y PUGINA,, O.V.; Non-Ferr. Metals., 6, 329 (1946).
- BENN, D.I. and BALLANTYNE, C.K.; Jour. Sedimentary Petrology, 62, 1147 (1992)
- BERUBE, M.A. and MARCHAND, J.C.; Int. J. Miner. Process., 13, 223 (1984).
- BIKERMANS, J.J.; "Foams Theory and Applications", Reinhold Pub., New York (1964).
- BIRD, R.B.; STEWART, W.E. y LIGHTFOOT, E.N.; "Fenómenos de Transporte", Ed. Reverté, Barcelona (1964).
- BJORNE, C. y KEELEY, J.; Mining. Eng., 65 (1964).

- BLAZY, P.; "El Beneficio de los Minerales", Ed. Rocas y Minerales,
p 266, Guadalajara (1977).
- BOOTH, R.B. y FREYBERGER, W.L.; "Froth Flotation 50th Anniversary
Volume". AIME, 258-276, New York (1962).
- BRIGGS, L.I.; Mc CULLOCH, D.S. and MOSER, F.; Jour. Sedimentary
Petrology, 32, 645 (1962)
- BROWN, G.G. y otros; "Ingeniería Química", Ed. Marín, Barcelona (1965)
- BUCKENHAN M.H. and SCHULMAN, J.H.; Trans. AIME, 226, 1 (1963).
- BUSTAMANTE, H. y WARREN, L.J.; Int. J. Miner. Process., 10, 95 (1983).
- BUSTAMANTE, H. y WARREN, L.J.; Int. J. Miner. Process., 13, 13 (1984).
- CALERO, M.; Tesina de Licenciatura, Univ. de Granada, Granada (1990).
- CABRERIZO, M.; Tesis Doctoral. Univ. de Granada. Granada (1986).
- CARMICHAEL, G.R.; Ind. Eng. Chem. Process Des. Dep., 21, 401 (1982).
- CHRISTIANSEN, E.B. y BAKER, D.H.; A.I.Ch.E. Journal, 11, 145 (1965).
- CHRISTMAN, L.J.; American Cyanamid Co Tech Paper nº 17 (1930).
- CONCHA, F. and ALMENDRA, E.R.; Int. J. Miner. Process., 5, 349 (1979).
- CONCHA, F. and BARRIENTOS, A.; Int. J. Miner. Process., 9, 167 (1982).
- COREY, A.T.; Unpubl. M.S. Thesis, Colorado A.M. College (1949).
Citado en Dobkins and Folk (1970)

- COULSON, J.M. y RICHARDSON, J.F.; "Ingeniería Química", Tomo II, Ed. Reverté, Barcelona (1981)
- DAVIES, D.S.; DREISSEN, H.H. and OLIVER, R.H.; Revue de l'Industrie Minérale, 21, 379 (1964)
- DIXIT, S.G. and BISWAS, A.K.; AICHE Symp. Ser., 71, 88 (1975).
- DOBKINS, J.E. and FOLK, R.L.; Jour. Sedimentary Petrology, 40, 1167 (1970).
- DORENFELD, A.C.; "Froth Flotation 50th Anniversary Volume", AIME, 373, New York (1962).
- DOW CHEMICAL COMPANY; "Fundamentos de la Flotación", Boletín de Dow Chemical Co. (1970).
- DUDENHOV, S.V.; SHUBOV, L.Y. y GLAZUNOV, L.A.; "Fundamentos de la Teoría y la práctica de empleo de reactivos en flotación", ed. Mir, URSS (1980).
- EIGELES, M.A.; Progress in Mineral Dressing, Trans. 4th Congr., Stockholm (1957)
- FERNANDEZ RUBIO, R.; ERASO, A.; ORTEGA, M.; ARANA, R. and ROJAS, E.; Ann. Speleol., 30-2, 287 (1975).
- FUERSTENAU, D.W.; "Fine Particles Processing", vol. 1, AIME, 669-705, New York (1980).
- FUERSTENAU, D.W.; HEALY, T.W. y SOMASUNDARAN, P.; Trans. AIME, 229, 321 (1964).

- FUERSTENAU, D.W.; METZGER, P.H. y SEELE, G.D.; Engin. Min. J., 158, 93 (1957).
- FUERSTENAU, D.W. y YAMADA, B.J.; Trans. AIME, 223, 50 (1962).
- FUERSTENAU, M.C.; AICHE Symposium Series, 150, 71, 16 (1975).
- FUERSTENAU, M.C. (ed.); "Flotation A.M. Gaudin Memorial Volume", col. 1 y 2, AIME, New York (1976).
- FUERSTENAU, M.C. y SABACKY, B.J.; Int. J. Miner. Process., 8, 79-84 (1981).
- FUERSTENAU, M.C.; KUHN, M.C. y ELGILLANI, D.A.; Trans. AIME, 241, 148 (1968).
- GALVEZ, A.; Tesina de Licenciatura. Univ. de Granada, Granada (1987).
- GALVEZ, A.; Tesis Doctoral, Universidad de Granada, Granada (1993)
- GAUDIN, A.M.; "Flotation", 2 ed., Ch. 1. "Historical Survey", McGraw-Hill. New York (1957).
- CHRISTIANSEN, E.B. and BARKER, D.H.; A.I.Ch.E. Journal, 11, 145 (1965).
- GIBBS, R.J.; MATTHEWS, M.O. and LINK, D.A.; Jour. Sedimentary Petrology, 41, 7 (1971)
- GLEMBOTSKII, V.A.; KLASSEN, V.I. y PLASKIN, I.N.; "Flotation". Primary Sources, New York (1972).
- GLEMBOTSKII, V.A. y UVAROV, V.S.; Dokl. Akad. Nauk Tadzh. SSR, 6, 15 (1961).

- GLEMBOTSKII, V.A. y UVAROV, V.S.; Dokl. Akad. Nauk Tadzh. SSR, 5, 12 (1962).
- GLEMBOTSKII, V.A. y UVAROV, V.S.; Dokl. Akad. Nauk Tadzh. SSR, 2, 29 (1964).
- GLEMBOTSKII, V.A.; UVAROV, V.S. y SOLOZHENKIN, P.M.; Otdel. Geol. Khim. i Tech. Nauk, SSR, 1, 51 (1961,a).
- GLEMBOTSKII, V.A.; UVAROV, V.S. y SOLOZHENKIN, P.M.; Otdel. Geol. Khim. i Tech. Nauk, SSR, 1, 57 (1961,b).
- GOLDSTEIN, S.; Proc. Roy. Soc., A123, 225 (1929).
- GONZALEZ CAÑIBANO, J.; Ingeniería Química, Noviembre, 23 (1983).
- GROSS, J.; "Crushing and Grinding", U.S. Bur. Mines Bull., p.402 (1938).
- GUTIERREZ, C.; Mineral Sci. Eng., 5, 108 (1973).
- HALL, P.G.; LOVELL, V.N. y FINKELSTEIN, N.P.; Trans. Faraday soc., 66, 1520 (1970).
- HANNA, S.; 3rd. Arab. Chem. Conference, Cairo (1972).
- HANNA, D. y SOMASUNDARAN, P.; "Flotation A.M. Gaudin Memorial Volume", vol 1, Chap. 8, AIMM, New York (1976).
- HEISS, J.K. and COULL, J.; Chem. Eng. Progr., 48, 133 (1952).
- HEREDIA, M.; Tesina de Licenciatura, Universidad de Granada, Granada (1992)
- HERNAINZ, F.; Tesis doctoral, Universidad de Granada (1976).

- HERNAINZ, F.; AFINIDAD 419, 59 (1989).
- HERNAINZ, F. y CALERO, M.; Afinidad, 431, 259 (1991,a).
- HERNAINZ, F. y CALERO, M.; Afinidad, 434, 35 (1991,b).
- HERNAINZ, F. y CALERO, M.; Int. J. Miner. Process., 37, 283 (1993).
- HERNAINZ, F. y GALVEZ, A.; AFINIDAD 421, 235 (1989,a).
- HERNAINZ, F. y GALVEZ, A.; AFINIDAD 422, 355 (1989,b).
- HERNAINZ, F. y GALVEZ, A.; AFINIDAD 425, 36 (1990).
- HERNAINZ, F. y GOMEZ, M.; INGENIERIA QUINICA 212, 97 (1986).
- HERNAINZ, F. y GOMEZ, M.; AFINIDAD 405, 425 (1986).
- HERNAINZ, F. y PEREDA, J.; AFINIDAD, XXXVII, 367, 321-236 (1980).
- ILLENBERGER, W.K.; Jour. Sedimentary Petrology, 61, 756 (1991).
- ISKRA, J.; GUTIERREZ, C y KITCHENER, J.A.; Trans. Inst. Min. Met. Section C, 28, 75 (1973).
- KANG MOON, L.; Kwangsan Makhre Chi., Korean, 143-54 (1973).
- KHOSLA, N.K. y BISWAS, A.K.; Trans. Inst. Min. Met. Section C, 94, 4 (1985).
- KIRK, R.E. y OTTMER, D.F. (Eds.); "Encyclopedia of Chemical Technology", Interscience Encycloped. Inc., New York (1963-72).
- KLASSEN, V.I. y MOKROUSOV, V.A.; "An Introduction to Theory of Flotation", Butterworth, London (1963).

- KOMAR, P.D. and REIMERS, C.E.; Journal of Geology, 86, 193 (1978).
- KULKARNI, R.D. y SOMASUNDARAN, P.; Am. Electrochem. Soc., 31, 44 (1972)
- KULKARNI, R.D. y SOMASUNDARAN, P.; AIChE Symposium Series 150, 71, 124 (1975).
- LADENBURG, R.; Ann. Physik., 23, 447 (1907).
- LAPLANTE, A.R.; TOGURI, J.M. and SMITH, H.W.; Int. J. Miner. Process., 11, 203 (1983,a).
- LAPLANTE, A.R.; TOGURI, J.M. and SMITH, H.W.; Int. J. Miner. Process., 11, 221 (1983,b).
- LAPPLE, C.E.; "Fluid and Particle Dynamics", University of Delaware Press Newark (1951).
- LAPPLE, C.E. and SHEPHERD, C.B.; Ind. Eng. Chem., 32, 605-617 (1940).
- LAY, W.C. y BELL, G.M.; "Froth Flotation 50th Anniversary Volume", AIME, P. 482, New York (1962).
- LEJA, J.; Proc. 2nd Int. Congr. Surface Activity, 3, 273, London (1957).
- LEJA, J.; "Surface Chemistry of Froth Flotation", Ch. 10, 611-664, Plenum Press, New York (1982).
- LEJA, J. and SCHULMAN, J.H.; Trans. AIME 199, 221 (1954).
- LEKKI, J. and LASKOWSKI, J.; Trans. IMM, 80, C-174 (1971).
- LEURKINS, D.; Ph. D. Thesis, University of Iowa, Iowa (1980).

- LEWIS, F.M. y MORRIS, T.M.; "Froth Flotation 50th Anniversary Volume", AIME, 455-481, New York (1962).
- LIEN, T.J. and BHAPPU, R.B.; "Diseño de Plantas de Procesos de Minerales", II Mular, A.L. and Bhappu, R.B. (Eds.), cap. 25, 49 (1985).
- LIN, I.J. y SOMASUNDARAN, P.; J. Colloid Interface Sci., 37, 731 (1971).
- LOVELL, V.N.; GOLLD, L.A. y FINKELSTEIN, N.P.; Int. J. Miner. Process., 1, 183 (1974).
- MAKSIMOV, I.I. y KHAINMAN, V.I.; Tsvetn. Metally., 5, 6-8 (1965).
- MARTIN, J.M.; ORTEGA, M. and TORRES, J.; Sediment. Geol., 39, 281 (1984).
- MELOY, T.P.; Int. J. Miner. Process., 13, 313 (1984).
- MIELOZARSKI, J.; NOWAK, P. y STROJEK, J.W.; Int. J. Miner. Process., 11, 303-317 (1983).
- MILLS, C.; "Diseño de Plantas de Proceso de Minerales", I Mular, A.L. and Bhappu, R.B. (Eds.), cap. 18, 362 (1985).
- MINER, D.F. and SEASTONE, J.B. (Eds.); "Handbook of Engineering Materials", New York (1955).
- MISHRA, S.K.; Int. J. Miner. Process., 9, 59 (1982).
- MORALES, J.; Tesis Doctoral, Universidad de Granada (1977).

- MULAR, A.L. y BHAPPU, R.B. (Eds.); "Diseño de Plantas de Proceso de Minerales", 2ª Ed., Rocas y Minerales, Madrid (1985).
- NEWTON, I.; "Mathematical Principles of Natural Philosophy", Book II, Traducción inglesa de 1729, University of California Press (1934)
- ORTEGA, M.; Tesis Doctoral, Univ. Granada, Granada (1973).
- ORTEGA, M.; ARANA, R. and RODRIGUEZ, M.; Estud. Geol., 29, 451 (1973).
- ORTEGA, M.; ARANA, R. and RODRIGUEZ, M.; Cuad. Geol. Univ. Granada, 5, 5 (1974).
- OSSEN, C.W.; Ark. Mat. Astr., 9, 1 (1913).
- OTERO DE LA GANDARA, J.L.; "Operaciones de Separación en Metalúrgia Extractiva", ed. Alhambra, Madrid (1976).
- PARKS, G.A.; Chem. Rev., 65, 177 (1965).
- PEREDA, J. y HERNAINZ, F.; Afinidad, 362, 338 (1979).
- PEREDA, J. y HERNAINZ, F.; AFINIDAD, 365, 16-18 (1980).
- PERRY, R.H. y CHILTON, C.H. (Ed.); "Manual del Ingeniero Químico", 5ªed. (2ª en cast.), 21-75, McGraw-Hill, Mexico (1982).
- PETTYJOHN, E.S. and CHRISTIANSEN, E.B.; Chem. Eng. Progr., 44, 157 (1948).
- PRAHAKAR, S. y KHANGAONKAR, P.R.; Int. J. Miner. Process., 9, 87-95 (1982).
- PUGH, R. y STENIUS, P.; Int. J. Miner. Process., 15, 193 (1985).

- REYNOLDS, P.A. and JONES, T.E.R.; *Int. J. Miner. Process.*, 25, 47 (1989).
- RICHARDS, R.H. y LOCKE, C.E.; *Ind.*, 34, 752-812 (1925).
- ROCHE, M.; These Doctoral, Universidad de Nancy (1973).
- ROGERS, J. y SCHULMAN, J.H.; "Proc. Second Intern. Congr. of Surface Activity", vol 3, p. 203, Butterworth, London (1957).
- ROUSE, H.; "Elementary Mechanics of Fluids", J. Wiley, New York (1949).
- SANZ DE GALDEANO, C.; ORTEGA, M. and ARANA, R.; *Estud. Geol.*, 32, 435 (1976).
- SAHA, G.; PUROHIT, N.K. and MITRA, A.K.; *Int. J. Miner. Process.*, 36, 273 (1992).
- SARCOLI, A.; Kali Chemie Iberia. S.A., Información confidencial (1992).
- SCHULMAN, J.H.; "Encyclopedia of Surface Active Agents", Chemical Publishing Co., New York (1952).
- SCHULMAN, J.H. and LEJA, J.; *Kolloid Z.*, 136, 107 (1954)
- SCHULMAN, J.H. and LEJA, J.; "Surface Phenomena in Chemistry and Biology", J.F. Danielli (ed.), Pergamon Press., p. 236-245, New York (1958).
- SISLEY, J.D.; *Encyclopedia of Surface Active Agents*, Chemical Pub. Co., New York (1952).

- SOMASUNDARAN, P.; Trans. AIME, 225, 64 (1974).
- SOMASUNDARAN, P.; Aiche Symposium Series 150, 75, 1-15 (1975).
- SOMASUNDARAN, P. (4ed.); "Fine Particle Processing", vol. 1, 2, AIME, New York (1980).
- SOMASUNDARAN, P. and AGAR, G.E.; J. Colloid Interface Sci., 24, 443 (1967).
- SOMASUNDARAN, P. y FUERSTENAU, D.W.; Trans AIME, 241, 102 (1968).
- SOMASUNDARAN, P. y GRIEVES, R.E.; Aiche Symposium Series 150, Preface, 71 (1975).
- SOMASUNDARAN, P. y KULKARNI, R.D.; Trans. IMM (London), 82, C163 (1973)
- SOMASUNDARAN, P. y KULKARNI, R.D.; 103 rd. Ann. AIME Meeting, Dallas (1974).
- SORENSEN, E.; J. Colloid Interface Sci., 45, nº 3, 601 (1973).
- STOKES, G.C.; Trans. Cam. Phil. Soc., 9, 8 (1851)
- SUTHERLAND, K.L. y WARK, I.W.; "Principles of Flotation", Aus. Inst. M. M., 1-12, Melbourne (1955).
- TAGGART, A.F.; "Elementos de preparación de minerales", 1ª ed., española Interciencia, Madrid (1966).
- TAHA, F.; ILLYUVIEVA, G.V. y MEGAHED, A.A.; Tsvetn. Metall. 1, 8 (1985).
- TRAHAR, W.J.; J. Miner. Process., 8, 289 (1981).

- UVAROV, V.S. y GLEMBOTSKII, V.A.; Dokl. Akad. Nauk Tadzh. SSR, 7, 16 (1964).
- VIAN, A.; "Curso de Introducción a la Química Industrial", Ed. Alhambra, Madrid (1976)
- VOLKOVA, Z.V.; Acta Phys. Chem., 21, 1105 (1946).
- WADELL, J.; J. Franklin Inst., 217, 459 (1934).
- WEAST, R.C. (Ed.); "Handbook of Chemistry and Physics", 65th. The Chemical Rubber Co., Florida (1984).
- WILSON, C.G.; "Diseño de Plantas de Proceso de Minerales", II Mular, A.L. and Bhappu, R.B. (Eds.), cap. 26, 64 (1985).
- WORONOW, A.; Jour. Sedimentary Petrology, 62, 536 (1992).
- YAZAN, A. y SCHAEFER, H.G.; Aachner. Blatte., Aachen, vol 16, 1-2, 1 (1966).
- YONGXIN, L. y CHANGGEN, L.; Int. J. Miner. Process., 10, 205 (1983).