

INSTITUTUL DE GEOLOGIE ȘI GEOFIZICĂ
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

B

SERIA B

Chimie

Nr. 51

STUDII DE CHIMIE
ȘI PREPARAREA MINEREURILOR

123471

BUCUREŞTI
1977

Institutul Geologic al României



**Responsabilitatea asupra conținutului acestor articole
revine în exclusivitate autorilor**

**Studiile tehnice și economice, seriile A-J au apărut
în decursul timpului în cadrul următoarelor instituții :**

Institutul Geologic al României

Comitetul Geologic

Comitetul de Stat al Geologiei

Institutul Geologic

Institutul de Geologie și Geofizică



Institutul Geologic al României

**INSTITUTUL DE GEOLOGIE ȘI GEOFIZICĂ
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE**

SERIA B

Chimie

Nr. 51

**STUDII DE CHIMIE
ȘI PREPARAREA MINEREURILOR**

123/77

BUCURESTI
1977



Institutul Geologic al României

CONTENU

(Résumés)

	Page.
Rosette Elena Iancu. Composition chimique et minéralogique de quelques bentonites de la Roumanie	5
C. Pandeleescu. Recherches concernant la concentration des minéraux très finement broyés	53



C U P R I N S

	<u>Pag.</u>
Rosette Elena Iancu. Compoziția chimică și mineralologică a unor bentonite din România	5
C. Pandeleșcu. Cercetări asupra concentrării minereurilor foarte fin măcinante	53





Institutul Geologic al României

COMPOZIȚIA CHIMICĂ ȘI MINERALOGICĂ A UNOR BENTONITE DIN ROMÂNIA¹

DE

ROSETTE ELENA IANC²

Abstract

Chemical and mineralogical composition of some bentonites from Romania. Having in view the using as rational and efficient as possible of some bentonites from Romania, a detailed chemical and mineralogical research was carried out, being known the fact that bentonite properties are determined by the composition and structure of their clay minerals.

The researches allowed the chemical-mineralogical characterization of five bentonite deposits, the calculation of the structural formulas of the existent clay minerals and the recommendation of the most adequate domains of utilization for each one.

C U P R I N S

	Paz.
Introducere	6
Metode de analiză utilizate	6
Analiza chimică	6
Analiza termică diferențială	7
Analiza cu ajutorul difracției razelor X	7
Calcularea formulelor structurale ale mineralelor argiloase	9
Zăcăminte de bentonite cercetate	9
Bentonitele de la Gurasada (jud. Hunedoara)	9
Bentonitele de la Oarda-Ciugud (jud. Alba)	21
Bentonitele de la Ocna Mureș (jud. Mureș)	25
Bentonitele de la Orașu Nou (jud. Maramureș)	26
Bentonitele de la Valea Chioarului (jud. Maramureș)	37
Concluzii	45

¹ Teză de doctorat susținută la data de 14. VI. 1974 la Institutul Politehnic „Gheorghe Gheorghiu-Dej” din București și acceptată spre publicare la data de 12. X. 1975.

² Institutul de geologie și geofizică, Str. Caransebeș nr. 1, Sector 8, București, 32.



INTRODUCERE

În vederea utilizării cît mai raționale și eficiente a unor zăcăminte de bentonite din țara noastră, s-a propus studierea detaliată a acestora din punctul de vedere al compoziției lor chimice și mineralogice.

Alegerea zăcămintelor (Gurasada, Oarda-Ciugud, Ocna Mureș, Orașu Nou, Valea Chioarului) s-a făcut ținându-se seama de rezervele de bentonite evaluate și de posibilitățile lor de exploatare.

Din fiecare zăcămînt de bentonite s-au analizat probe brute cu ajutorul metodelor chimice, termice diferențiale și difracției razelor X . Datele obținute au permis o primă cunoaștere și caracterizare a rocii bentonitice aflate în fiecare zăcămînt.

Din probele brute de bentonite au fost selecționate cele mai reprezentative probe pentru a fi separate fracțiunile coloidale sub 2μ .

Determinările chimice, spectrografice, difractografice, spectroscopice în infraroșu efectuate pe aceste fracțiuni coloidale au dat posibilitatea studierii mineralelor argiloase din punctul de vedere al compoziției și structurii lor. S-a studiat și comportarea la temperaturi ridicate ($1000^{\circ}C$ și $1200^{\circ}C$) a mineralelor argiloase aflate în fracțiunile coloidale separate.

În urma corelării datelor chimice și mineralogice, s-au putut calcula formulele structurale ale mineralelor argiloase existente în zăcămintele de bentonite cercetate.

Proprietățile bentonitelor fiind determinate de compoziția și structura mineralelor argiloase, cunoașterea detaliată a acestora va permite în viitor valorificarea superioară a fiecărui zăcămînt de bentonite studiat.

METODELE DE ANALIZĂ UTILIZATE

Separarea fracțiunilor coloidale sub 2μ s-a făcut cu ajutorul metodei de dispersie a probei brute în apă distilată, utilizînd ca agent de dispersare NH_4OH 4 %. S-a optat pentru această metodă deoarece ea permite obținerea unor fracțiuni coloidale cu structura nemodificată față de probă brută.

Analiza chimică. S-au utilizat metode chimice clasice pentru determinarea conținutului de SiO_2 , R_2O_3 , CaO , MgO . Celelalte elemente chimice majore s-au determinat spectrofotometric: Fe_2O_3 total cu $\alpha-\alpha'$ dipiridil, TiO_2 cu tiron, MnO prin oxidare cu KIO_4 , FeO pe o probă separată, prin dezagregare cu $H_2SO_4 + HF$ și titrare cu $KMnO_4$; Na_2O și K_2O prin dezagregare după Lawrence-Smith și determinare cu ajutorul spectrofotometriei în flacără.

S-a exprimat pierderea de greutate suferită la $105^{\circ}C$ ca apă higroscopică (H_2O^-) și pierderea la calcinare, ca apă de constituție (H_2O^+).

Componenții liberi ai fracțiunilor coloidale sub 2μ , neleagați în rețeaua mineralelor argiloase, au fost determinați astfel:



— SiO_2 liber printr-o dezaggregare alcalină umedă (soluție Na_2CO_3 5%), obținerea și reducerea silicomolibdatului galben cu metolsulfit și colorimetrarea complexului albastru de silicomolibdat;

— oxizii de fier liberi au fost determinați cu ajutorul metodei M e h r a - J a c k s o n (1960), metodă care permite obținerea unei extracții totale a oxizilor liberi, evitându-se în mare măsură atacarea rețelelor mineralelor argiloase. Ea folosește drept agent de chelatizare o soluție de citrat trisodic, care formează combinații chelatice cu Fe^{3+} și Fe^{2+} , permitînd o bună solubilizare a fierului. Agentul reducător este o soluție de ditionit de sodiu ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$). Fierul se determină spectrofotometric cu $\alpha-\alpha'$ dipiridil.

Determinarea capacitații totale de schimb cationic s-a făcut cu ajutorul metodei M e h l i c h, deplasîndu-se toți cationii schimbabili și înlocuindu-i prin ioni de Ba^{++} . Ionii de Ba^{++} s-au dozat gravimetric sub formă de Ba CrO_4 .

Determinările s-au făcut pe 1 g probă brută și s-a calculat capacitatea totală de schimb cationic T_{Na} (me) raportată la 100 g probă uscată la 105°C.

Analiza spectrografică. Elementele minore, care sunt numai asociate argilelor, fără a fi constituente ale mineralelor argiloase, au fost determinate prin spectrografie de emisie. S-a utilizat spectrograful cu rețea de difracție PGS-2, Carl Zeiss Jena, cu dispersia 7 Å/mm în primul ordin. Curbele de lucru au fost trasate în coordonatele $\log I - \log C$, I fiind intensitatea liniei analitice, iar C concentrația elementului de analizat. S-au folosit etaloane sintetice cu compoziție asemănătoare cu aceea a probelor de analizat.

Analiza termică diferențială. S-a folosit un derivatograf OD 102 Paulik, Paulik, Erdey, probele fiind încălzite de la 20°C pînă la 1 000°C, cu o viteză de aproximativ 10°C/min.

Spectrele în infraroșu ale fractiunilor coloidale sub 2μ s-au obținut cu un spectroscop de absorbție UR-10 Carl Zeiss Jena. S-a lucrat pe probe pastilate cu KBr.

Analiza cu ajutorul difracției razelor X. Pentru aceasta s-a folosit un difractometru TURM 61, utilizînd un anticatod din cupru și un filtru din nichel.

Curentul de emisie a fost de 15 m A, iar tensiunea de 35 kV. Viteza de rotație a goniometrului a fost de $1/4^\circ$ θ/min, iar constanta de timp a aparatului a fost de două secunde. Numărul de impulsuri pe minut a fost egal cu $60 \cdot 10^3$.

Înregistrarea s-a făcut pe bandă de hîrtie, prin intermediul integratorului de impulsuri. Viteza de derulare a hîrtiei de înregistrare a fost de 200 mm/h.



Determinarea cantitativă a mineralelor din proba brută cu ajutorul difracției razelor X. Probele brute, neorientate, au fost presate în rame și iradiate între 6 și 20°. S-au comparat diagramele probelor cu diagramele standard ale principalelor minerale argiloase, care aveau adăosuri din impuritățile cele mai frecvente.

Au fost calculați factorii de intensitate pentru toate mineralele identificate în probele brute. Acești factori s-au determinat din difracțogrammele amestecurilor preparate (etaloane) și din măsurătorile efectuate asupra intensităților comune celor mai multe minerale argiloase.

Pentru mineralele neargiloase s-a luat în considerație mărimea maximului celui mai puternic.

Cu ajutorul factorilor de intensitate și din măsurătorile înălțimilor maximelor de difracție s-au calculat cantitățile de minerale argiloase și neargiloase existente în fiecare probă.

Nu s-a utilizat un standard intern pentru a se evita efectul diluției asupra intensităților de difracție. De asemenea, nu s-au folosit reflexele de bază ale mineralelor argiloase pentru calcularea cantităților lor, deoarece orice orientare preferențială are un efect important asupra acestor reflexe.

Determinarea cantitativă a mineralelor argiloase din fracțiunea coloidală sub 2 μ cu ajutorul difracției razelor X³.

Din fracțiunile coloidale, prin depunere din suspensie apoasă, s-au obținut lamele cu material orientat. Lamele au fost supuse la următoarele tratamente :

1. Lama cu proba orientată și uscată la 20°C a fost iradiată între 2 și 20° θ, obținindu-se diagrama N.

2. Lama orientată a fost ținută în vaporii de etilenglicol la 60°C în etuvă, timp de două ore, și apoi iradiată între 1,5 și 10° θ, pentru a se obține diagrama EG.

3. Lama orientată a fost ținută o oră în cupitor la 300°C. După răcirea lentă, într-un exicator, s-a iradiat între 2 și 10° θ, înregistrindu-se diagrama de la 300°C.

4. Prin repetarea operațiunii 3, dar la 550°C, urmată de iradiere, s-a obținut difractograma de la 550°C.

Toate aceste patru operațiuni s-au efectuat în ordinea de mai sus, asupra aceleiași lame.

În difractogramele obținute s-au măsurat intensitățile de bază pentru mai multe reflexe ale mineralelor argiloase. S-a căutat ca printr-o alegere proprie a reflexelor și ținând seama de ponderile lor relative, să se obțină o intensitate reflectată combinată, independentă de orientarea particulelor coloidale.

Pentru calcularea cantităților de minerale argiloase s-au executat măsurători ale suprafețelor reflexelor de difracție din diagramele probelor supuse la diferite tratamente.

³ Mineralele argiloase fiind foarte bine cristalizate în toate probele, s-au putut face aprecieri cantitative cu ajutorul difracției razelor X.

În metoda folosită (Schultz, 1964), suprafața maximului este considerată a fi suma a cinci măsurători ale înălțimii deasupra liniei de fond.

Calculul cantităților relative de minerale argiloase s-a făcut astfel:

În diagrama obținută prin iradierea probei uscate la aer s-a măsurat suprafața maximului de la 7 \AA pentru calcularea cantității de caolinit.

Diagrama probei tratate cu etilenglicol prezintă maximele montmorilonitului de la 17 \AA , $8,5\text{ \AA}$, $5,7\text{ \AA}$ etc. Înălțimea reflexului de la 17 \AA nu reprezintă cantitatea exactă de montmorilonit atunci cind sunt prezente și alte minerale argiloase în probă. În acest caz, înălțimea maximului de la 17 \AA se corectează cu înălțimea reflexului măsurat la 10 \AA în diagrama de la 300°C .

Diagrama de la 550°C permite identificarea cloritului, în cazul prezenței acestuia.

S-a urmărit și comportarea la temperaturi ridicate ($1\,000^\circ\text{C}$ și $1\,200^\circ\text{C}$) a mineralelor argiloase aflate în fracțiunile coloidale sub 2μ . Probele încălzite la aceste temperaturi timp de o oră și apoi supuse diferenției razelor X au furnizat informații asupra noilor minerale formate în urma distrugerii rețelei mineralelor argiloase.

Calcularea formulelor structurale ale mineralelor argiloase

S-au repartizat elementele chimice la constituenții mineralogici ținându-se seama atât de proporția acestor constituENți în probă, cit și de proporția fiecărui element chimic (exprimat sub formă de oxid) în formulele structurale teoretice ale mineralelor argiloase.

Calculul formulei structurale (Ross, Hendricks, 1945; Kelly, 1955) constă în transformarea elementelor analizei chimice în constituenți ai celulei elementare. În acest scop se transformă proporțiile ponderale ale elementelor chimice în molecule echivalente. Fiecare oxid este apoi descompus în oxigeni și cationi și se calculează suma oxigenilor (N). Se face raportul n/N , n fiind numărul de oxigeni aflați într-o celulă elementară (18 la caolinite, 24 la montmorilonite). Se înmulțește fiecare cation cu raportul n/N , respectându-se astfel proporțiile din analiza chimică.

ZACĂMINTELE DE BENTONITE CERCETATE

Pentru desemnarea probelor de bentonite recoltate s-a folosit și inițiala zăcământului respectiv (Gu – Gurasada, Oa – Oarda-Ciugud, OcM – Ocna Mureș, OrN – Orașu Nou, VCh – Valea Chioarului).

Pentru numerotarea probelor provenite din fracțiunile coloidale sub 2μ s-a așezat cifra 1 în fața numărului probei brute, din care s-a separat fracțiunea coloidală (de ex. din proba Gu–1 s-a separat proba Gu–11).

Bentonitele de la Gurasada (județul Hunedoara)

Formațiunile geologice din Valea Mureșului, aflate în apropierea comunei Gurasada, sunt constituite din depozite cretacic-inferioare, acoperite în mare parte de aglomerate, curgeri de lavă și cenușă vulcanică



Zăcământul de bentonite de la Gurasada, format în urma alterării intr-un mediu alcalin, a mai multor strate de tufuri andezitice, este alcătuit, din patru lентile, din care se exploatează doar două. S-au recoltat probe de bentonite din lентile care se află în exploatare (cariera inferioară și superioară).

Analizele chimice indică conținuturi foarte apropiate în elemente majore pentru probele studiate (tab. 1).

TABELUL 1

Compoziția chimică a probelor de bentonite de la Gurasada (elemente majore exprimate în procente)

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	H ₂ O ⁺	CO ₂	Total
Gu - 1	71,91	14,65	1,39	0,03	0,00	2,64	1,60	0,00	0,30	0,12	7,33	0,00	99,97
Gu - 2	72,99	13,58	1,69	0,07	0,00	2,70	1,80	0,00	0,67	0,12	6,29	0,00	99,91
Gu - 3	64,20	14,40	1,55	0,29	0,02	3,69	5,41	0,00	0,64	0,10	4,00	5,63	99,93
Gu - 4	70,55	12,98	0,53	1,07	0,03	3,11	3,02	0,00	0,25	0,11	4,69	3,56	99,90
Gu - 5	70,44	12,60	1,43	1,07	0,00	3,25	1,90	0,00	0,00	0,12	9,06	0,00	99,87
Gu - 6	70,70	13,48	3,11	0,03	0,01	2,63	1,59	0,00	0,00	0,10	8,18	0,00	99,83

Comparativ cu celelalte zăcăminte de bentonite cercetate, bentonitele de la Gurasada au un conținut ridicat de SiO₂ (70–72%). Cantițările de 12–14% Al₂O₃ sunt comparabile cu acelea ale bentonitelor de la Oarda (10–14%) și Valea Chioarului (10–16%). În ceea ce privește conținutul în Fe₂O₃, bentonitele de la Gurasada având 1,4–1,6% se situează printre bentonitele cu cea mai scăzută cantitate de Fe₂O₃; doar bentonitele de la Valea Chioarului au conținuturi comparabile (1,6–2%).

Se observă o diferențiere în ceea ce privește conținutul total de fier al bentonitelor de la Gurasada, provenite din cele două cariere. Bentonitele din cariera superioară au un conținut mai ridicat (2,5–3,1%) de Fe₂O₃ total, în timp ce bentonitele din cariera inferioară au în jur de 1,4–1,8% Fe₂O₃ total. Cantitatea de MgO (2,6–3,6%) pusă în evidență la bentonitele de la Gurasada reprezintă unul din cele mai ridicate conținuturi din cele cinci zăcăminte studiate.

La bentonitele de la Gurasada se remarcă absența Na₂O, fapt observat și la bentonitele de la Orașu Nou.

Capacitatea totală de schimb cationic (T_{fa}) a bentonitelor de la Gurasada este ridicată (52–73 me%), comparativ cu celelalte zăcăminte studiate (36–56 me%).

Analiza termică diferențială (fig. 1) indică la toate probele prezența montmorilonitului de Ca⁺⁺. Această prezență este dovedită de buclele endotermice de la 180°C, cu inflexiuni bine dezvoltate la 200–240°C și mai ales de bucla endotermă caracteristică bine dezvoltată a montmorilonitului de la 715–720°C.

În două probe de bentonite recolțate din cariera inferioară, s-a constatat prezența aragonitului, dovedită de efectul endoterm de la 870°C. Una din aceste probe conține și breunerit (bucla endotermă bine



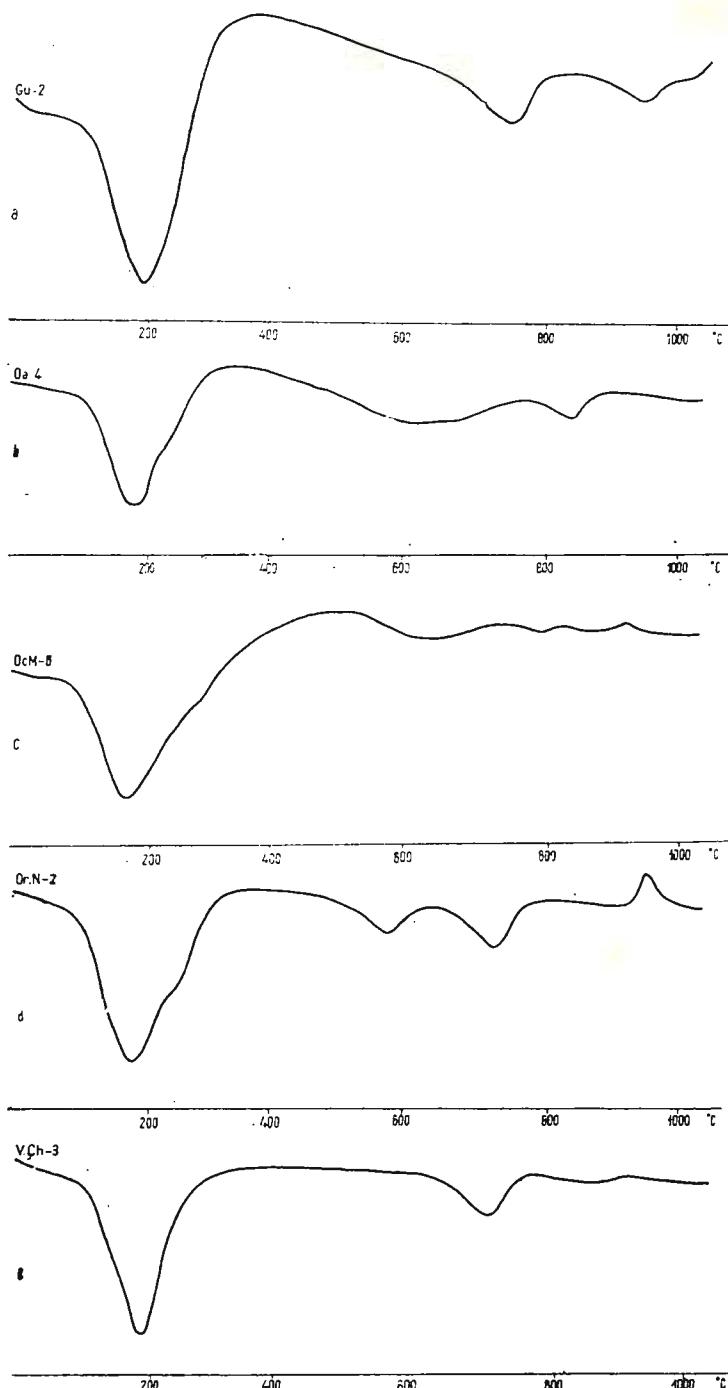


Fig. 1. — Curbele analizei termice diferențiale ale bentonitelor de la Gurasada, Oarda, Oena Mureș, Orașu Nou și Valea Chioarului.

Courbes de l'analyse thermique différentielle des bentonite de Gurasada, Oarda, Oena Mureș, Orașu Nou et Valea Chioarului.



Institutul Geologic al României

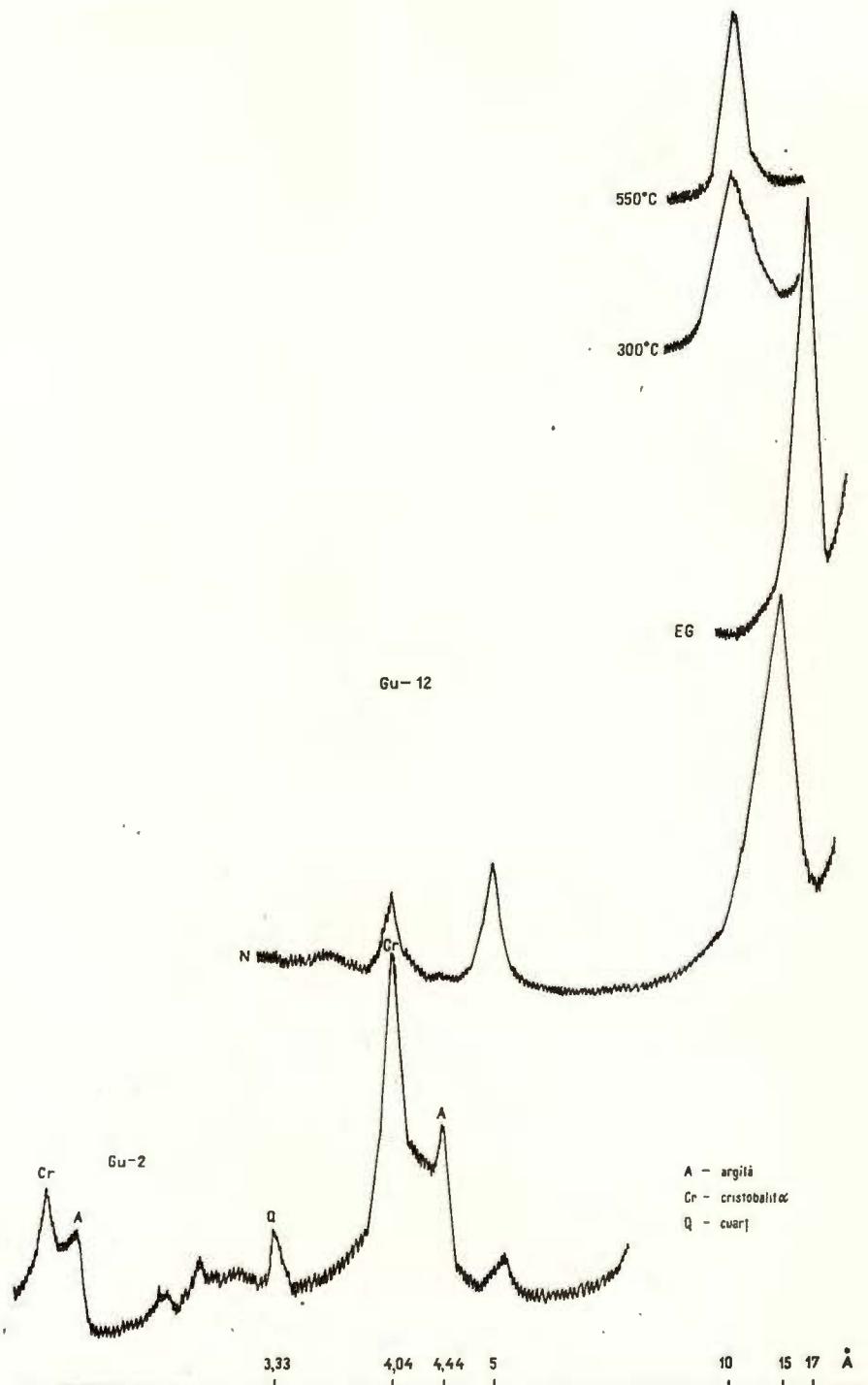


Fig. 2. — Difractogramele probelor Gu-2 și Gu-12 : A, argilă ; Cr, cristobalit α ; Q, cuarț.
 Fig. 2. — X-ray diffraction patterns of samples Gu-2 and Gu-12 : A, argilă ; Cr, cristobalit α ; Q, cuarț.



Institutul Geologic al României

conturată de la 770°C), un termen intermediar în seria magnezit-siderit, cu 90–91% MgCO_3 (M a c k e n z i e, 1957; W i n c h e l l, 1964).

Cu ajutorul difracției razelor X (fig. 2) s-au identificat și calculat cantitățile de minerale existente în probele de bentonite (tab. 2).

TABELUL 2

Constituenți mineralogici %	Probe	Gu-1	Gu-2	Gu-5	Gu-7
argilă		71,2	87,3	88,2	64,0
cristobalit α		11,2	9,5	8,5	0,0
cuarț α		3,6	3,0	2,3	1,6
feldspat		9,0	0,0	0,0	14,0
calcit		0,0	0,0	0,0	15,7

Comparativ cu celelalte zăcăminte cercetate, bentonitele de la Gurasada au un conținut în argilă mai ridicat decit bentonitele de la Ocna Mureș și Oarda, dar ceva mai scăzut decit bentonitele de la Valea Chioarului și Orașu Nou. Cantitatea de cristobalit α prezintă în bentonitele de la Gurasada este ridicată, iar conținutul în cuarț α este apropiat de cel al bentonitelor de la Valea Chioarului.

Pentru studierea detaliată a mineralelor argiloase prezente în bentonitele de la Gurasada s-au separat fracțiunile coloidale sub 2μ . Rezultatele analizei chimice a acestor fracțiuni coloidale sunt trecute în tabelul 3.

La proba Gu-17, care se deosebește net de celelalte probe din punct de vedere al compoziției chimice, s-a constatat și o mare deosebire în ceea ce privește constituția mineralologică, pusă în evidență cu ajutorul difracției razelor X și a spectroscopiei în infraroșu.

În fracțiunile coloidale separate nu s-a semnalat prezența oxizilor liberi de fier și nici a bioxidului de siliciu liber.

Conținutul în elemente minore (p.p.m.) al fracțiunilor coloidale separate din bentonitele de la Gurasada a fost determinat spectrografic (tab. 4).

S-au comparat conținuturile în elemente urmă, determinate cu conținuturile medii ale rocilor magmatice (F l e i s c h e r, 1969) și ale argilelor sistoase (R a n k a m a, S a h a m a, 1970).

Conținutul în cupru al probelor de la Gurasada se apropie de valoarea medie pentru rocile bazaltice (etalon internațional W-1), iar conținutul în galu se apropie mai mult de cel al rocilor granitice (etalon internațional G-1).

Nichelul are valori apropiate de conținutul mediu al argilelor, valori observate și la unele bentonite din Canada și Spania. Acest fapt reflectă tendința nichelului de a se concentra în sedimente aluminoase.. Conținutul în cobalt, crom și vanadiu este foarte scăzut, iar zirconiul și beriliul sunt apropiate de argile.



TABELUL 3
Compoziția chimică (exprimată în procente) a fractiunilor coloide sub 2μ separate din probele de bentonite de la Gurasada

Probele	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	H ₂ O ⁺	Total
Gu-11	60,33 (67,00)*	15,33 (17,03)	2,10 (2,33)	0,00	0,00	3,24 (3,60)	2,22 (2,47)	0,00 (0,34)	0,31 (0,11)	0,10 (0,11)	6,41 (7,12)	9,64 (100,00)
Gu-12	61,15 (67,67)	14,09 (15,59)	2,21 (2,45)	0,15 (0,17)	0,00	3,22 (3,56)	2,38 (2,63)	0,00 (0,22)	0,20 (0,10)	0,09 (0,10)	6,88 (7,61)	9,39 (100,00)
Gu-15	59,78 (67,15)	13,67 (15,35)	2,52 (2,83)	0,30 (0,34)	0,00	3,20 (3,59)	2,39 (2,68)	0,00 (0,28)	0,25 (0,11)	0,10 (0,11)	6,83 (7,67)	10,65 (100,00)
	46,62 (51,18)	28,07 (30,82)	0,42 (0,46)	0,12 (0,13)	0,02 (0,02)	2,68 (2,94)	1,91 (2,10)	0,00 (0,00)	0,00 (0,00)	11,25 (12,35)	8,65 (12,35)	99,74 (100,00)

* Datele inscrise în paranteze sunt calculate pentru probele uscate la 105°C.

TABELUL 4
Conținutul în elemente minore (p.p.m.) al bentonitelor de la Gurasada

Probele	Pb	Cu	Ga	Ni	Co	Cr	V	Zr	Be	Sr	Ba
Gu-11	28	90	20	22	<2	<4	5	125	4	110	22
Gu-12	26	170	18	41	<2	<1	5	105	3,5	110	60
Gu-15	22	100	16,5	22	<2	<4	5	105	3,5	95	25
Gu-17	14	90	20	9	<2	<4	2,5	<50	17	46	40
Gu-5	31	133	21	38	<2	<4	6	165	3	110	60



În concluzie, elementele minore aflate în probele de la Gurasada confirmă natura magmatică a materialului de formare, conținuturile lor fiind apropiate de cele ale rocilor magmatische de origine.

Difractia razelor X a permis determinarea cantitativă a mineralelor argiloase existente în fracțiunile coloidale.

În difractograma probei orientate Gu-12 (fig. 2) s-au pus în evidență reflexele de la 15 Å, 5,1 Å și 3,05 Å ale montmorilonitului de Ca^{++} și reflexul cristobalitului α de la 4,03 Å. Aceeași probă glicolată a expandat datorită montmorilonitului la 17,7 Å.

În diagramele de la 300°C și 550°C apare numai reflexul de la 10 Å datorat montmorilonitului colapsat.

În diagrama probei orientate G-17 apar maxime de difracție ale caolinitului de la 7,1 Å și 3,55 Å și ale montmorilonitului de la 15 Å, 5,1 Å și 3,05 Å.

La probă glicolată, expandarea montmorilenitului conduce la maximele de la 17,5 Å, 8,80 Å și 5,70 Å.

Reflexele caolinitului nu sunt afectate de glicolare.

În urma încălzirii la 300°C, montmorilonitul colapsează la 10 Å, iar maximele caolinitului rămân neschimbate față de diagrama probei uscate la aer.

La 550°C rămine numai reflexul de la 10 Å al montmorilonitului. Maximul de la 7,1 Å, atribuit caolinitului, dispără și nu apare nici un reflex la 14 Å, care ar putea dovedi existența cloritului.

Intensitatea reflexelor (001). S-a considerat că reflexul (001) de la 15 Å este cel de intensitate maximă (100). În raport cu acesta s-au calculat intensitățile celorlalte reflexe și s-a observat că au același ordin de mărime la toate probele (tab. 5).

TABELUL 5

Intensitățile reflexelor (001) calculate pentru mineralele argiloase existente în bentonitele de la Gurasada

(001)	Gu-11		Gu-12		Gu-15	
	d(Å)	I	d(Å)	I	d(Å)	I
(001)	15	100	15,2	100	14,8	100
(003)	5,05	30	5,10	32	5,04	33
(005)	3,06	12	3,10	16	3,04	17
(007)	2,50	8	2,50	14	2,50	15

Difractia razelor X a indicat la majoritatea probelor un conținut foarte ridicat în minerale montmorilonitice; numai în fracțiunile coloidale separate din bentonitele de la Valea Chioarului s-au găsit cantități mai mari (tab. 6).

De asemenea, s-a urmărit comportarea mineralelor argiloase la temperaturi ridicate (1 000°C și 1 200°C) (tab. 7). Se observă că montmorilonitul nu mai există după o încălzire la 1 000°C. La distrugerea rețelei



montmorilonitului, forma de silice care necesită cea mai mică variație de energie liberă este quartul, dar existența lui este de scurtă durată, fiind într-o stare metastabilă la temperatură ridicată. Prezența Fe^{3+} , care coboară punctul de topire eutectic, favorizează formarea cristobalitului. De asemenea, Fe^{3+} împreună cu SiO_2 și Al_2O_3 permit cristalizarea mulitului.

TABELUL 6

Minerale identificate cu ajutorul difracției razelor X în fracțiunile coloidale sub 2 μ separate din bentonitele de la Gurasada

Nr. probei	Gu-11	Gu-12	Gu-15	Gu-17
Mineralele existente				
Minerale din grupa caolinitului	—	—	—	74,5
Minerale din grupa montmorilonitului	96,3	93,5	95,5	26,0
Cristobalit α	3,7	6,5	4,5	—

În urma încălzirii fracțiunilor coloidale la 1 000°C și apoi supunerii lor la difracția razelor X, s-a constatat formarea unor noi minerale, cum sunt cristobalitul β , spinelul și mulitul.

Cantitatea de cristobalit β crește odată cu creșterea temperaturii la 1 200°C, deoarece el se formează cu o mare variație de energie liberă. Acest lucru este valabil și pentru mulit; la unele probe acest din urmă mineral apare numai în urma încălzirii la 1 200°C.

TABELUL 7

Comportarea la temperaturi ridicate a mineralelor argiloase din bentonitele de la Gurasada

Nr. probei	Compoziția mineralologică a fracțiunii coloidale		
	la temperatura de 20° C	după încălzire la 1 000° C	după încălzire la 1 200° C
Gu-11	montmorilonit cristobalit α	cristobalit β spinel mulit	cristobalit β (crește mult) spinel mulit
Gu-12	montmorilonit cristobalit α	cristobalit β spinel	cristobalit β (crește mult) spinel mulit
Gu-15	montmorilonit cristobalit α	cristobalit β spinel	cristobalit β (crește mult) spinel mulit



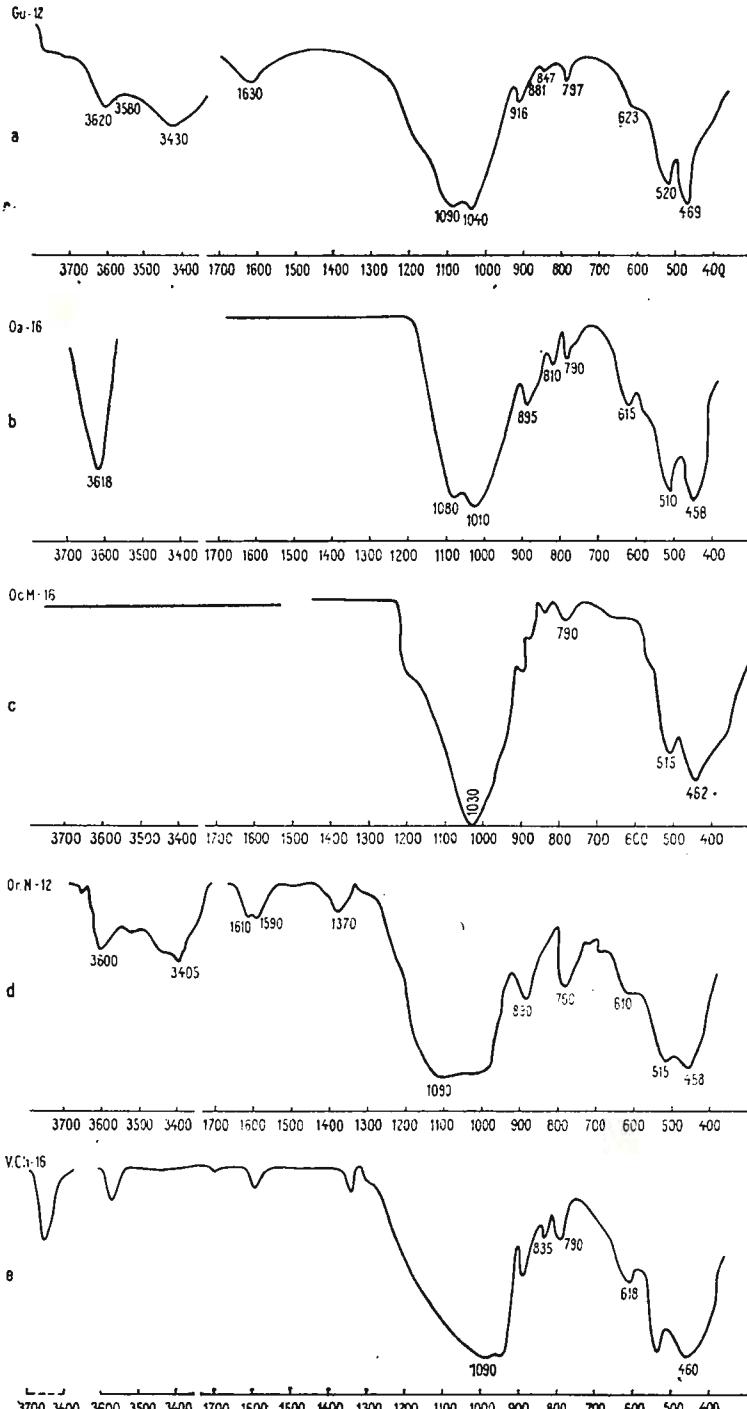


Fig. 3. — Spectrele în IR ale unor probe separate din cele cinci zăcăminte de bentonite.
Spectres en IR de quelques échantillons séparés de ces cinq gisements de bentonites.

Un alt mineral, care apare la toate probele separate din bentonitele de la Gurasada, în urma încălzirii la $1\ 000^{\circ}\text{C}$, este spinelul. Cantitatea acestuia crește puțin odată cu creșterea temperaturii ($1\ 200^{\circ}\text{C}$).

Spectrele în infraroșu (fig. 3) au pus în evidență la toate probele de la Gurasada o compoziție dominant dioctaedrică. Dovadă o constituie benzile de la $1\ 038 - 1\ 040\ \text{cm}^{-1}$ atribuite vibrațiilor de valență ale legăturii $\text{Si}-\text{O}$, benzile de la $466 - 469\ \text{cm}^{-1}$ și de la $520\ \text{cm}^{-1}$ datorate vibrațiilor $\text{Al}^{VI}-\text{O}-\text{Si}$ și banda de la $916 - 917\ \text{cm}^{-1}$ atribuită vibrației de deformare a grupărilor $\text{Al}^{VI}-\text{OH}$.

La probele Gu-11, Gu-12 și Gu-15 sunt dominante mineralele de tip 2 : 1 (dovadă banda de la $1\ 090\ \text{cm}^{-1}$), cu substituții în stratul tetraedric și octaedric.

TABELUL 8

Repartizarea constituenților chimici la mineralele existente în proba Gu-11

	Conținutul în elemente chimice (%) raportat la proba uscată la 105°C	Constituenții chimici (%) ai componenților mineralogici	
		Cristobalit α	Montmorilonit
SiO_2	67,00	3,70	63,30
Al_2O_3	17,03		17,03
Fe_2O_3	2,33		2,33
FeO	—		—
MnO	—		—
MgO	3,60		3,60
CaO	2,47		2,47
Na_2O	—		—
K_2O	0,34		0,34
TiO_2	0,11		0,11
H_2O^+	7,12		7,12

Indicații în acest sens sunt date de slaba intensitate a benzii de absorbție de la $466 - 469\ \text{cm}^{-1}$, de apariția benzii de la $846 - 847\ \text{cm}^{-1}$ datorită vibrației de deformare a grupării OH legată de Mg^{2+} , de micșorarea intensității benzii de absorbție $\text{Al}^{3+}-\text{OH}$ de la $916 - 917\ \text{cm}^{-1}$ și de scăderea frecvenței și intensității benzii de absorbție de la $535\ \text{cm}^{-1}$ atribuită legăturii $\text{Al}^{VI}-\text{O}-\text{Si}$.

La proba Gu-17 sunt prezente atât minerale de tipul 2 : 1 (dovadă o constituie existența benzii de la $530\ \text{cm}^{-1}$), cît și mineralele de tipul 1 : 1 (intensitatea benzii $\text{Al}^{VI}-\text{OH}$ de la $910\ \text{cm}^{-1}$ și aspectul grupului de benzi de la $3\ 600 - 3\ 700\ \text{cm}^{-1}$).

Aspectul benzilor de la $910\ \text{cm}^{-1}$ și de la $3\ 600 - 3\ 700\ \text{cm}^{-1}$ sugerează dominația caolinitului în proba Gu-17.

În spectrele tuturor probelor apar benzile de la $1\ 630\ \text{cm}^{-1}$ atribuite unei vibrații de deformare a moleculelor de apă dintre strate și de la $3\ 620\ \text{cm}^{-1}$, datorate vibrației grupărilor OH.



Calcule chimico-mineralogice. S-au repartizat constituenții chimici la mineralele existente în fiecare probă (un exemplu este dat în tabelul 8), apoi cu ajutorul datelor analizei chimice și al difracției razelor X s-au calculat formulele structurale ale mineralelor argiloase existente în bentonitele de la Gurasada (tab. 9, 10, 11, 12).

TABELUL 9

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba Gu-11

	Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă
SiO_2	1,0540	2,1080	1,0540	3,97 (Si)
Al_2O_3	0,1670	0,5010	0,3340	1,28 (Al)
Fe_2O_3	0,0116	0,0438	0,0292	0,11 (Fe^{3+})
MgO	0,0893	0,0893	0,0893	0,34 (Mg)
CaO	0,0440	0,0440	0,0440	0,16 (Ca)
K_2O	0,0036	0,0036	0,0072	0,03 (K)
H_2O^+	0,3952	0,3952	0,7904	2,97 (H)

$$N = 3,1875$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{3,1875} = 3,7648 \text{ Si}_{3,97} \text{ Al}_{0,03} (\text{Al}_{1,25} \text{ Fe}_{0,11} \text{ Mg}_{0,34})_{1,70} \text{ O}_{10} (\text{OH})_{2,97}$$



TABELUL 10

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba Gu-12

	Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă
SiO_2	1,0184	2,0368	1,0184	3,93 (Si)
Al_2O_3	0,1529	0,4587	0,3058	1,18 (Al)
Fe_2O_3	0,0153	0,0460	0,0307	0,12 (Fe^{3+})
MgO	0,0883	0,0883	0,0883	0,34 (Mg)
CaO	0,0469	0,0469	0,0469	0,18 (Ca)
K_2O	0,0023	0,0023	0,0046	0,02 (K)
H_2O^+	0,4224	0,4224	0,8448	3,26 (H)

$$N = 3,1062$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{3,1062} = 3,8633 \text{ Si}_{3,93} \text{ Al}_{0,07} (\text{Al}_{1,11} \text{ Fe}_{0,12} \text{ Mg}_{0,34})_{1,57} \text{ O}_{10} (\text{OH})_{3,26}$$



TABELUL 11

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba Gu-15

	Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi in semicelulă
SiO ₂	1,0430	2,0860	1,0430	3,96 (Si)
Al ₂ O ₃	0,1515	0,4515	0,3010	1,11 (Al)
Fe ₂ O ₃	0,0177	0,0531	0,0354	0,13 (Fe ³⁺)
FeO	0,0047	0,0047	0,0047	0,02 (Fe ²⁺)
MgO	0,0890	0,0890	0,0890	0,34 (Mg)
CaO	0,0478	0,0478	0,0478	0,18 (Ca)
K ₂ O	0,0030	0,0030	0,0060	0,02 (K)
H ₂ O ⁺	0,4257	0,4257	0,8515	3,23 (H)

$$N = 3,1636$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{3,1636} = 3,7935 \text{ Si}_{3,96} \text{ Al}_{0,04} (\text{Al}_{1,07} \text{ Fe}_{0,13}^{3+} \text{ Fe}_{0,02}^{2+} \text{ Mg}_{0,34})_{1,56} \text{ O}_{10} (\text{OH})_{3,23}$$



TABELUL 12

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba Gu-17

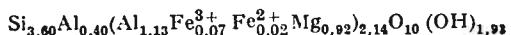
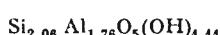
Nr. de molecule	Caolinit			Montmorilonit			
	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi in semi-celulă	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi in semi-celulă
SiO ₂	0,5665	1,1330	0,5665	2,06 (Si)	0,2852	0,5704	0,2852
Al ₂ O ₃	0,2415	0,7245	0,4830	1,76 (Al)	0,0608	0,1824	0,1216
Fe ₂ O ₃					0,0029	0,0087	0,0058
FeO					0,0018	0,0018	0,0018
MgO					0,0729	0,0729	0,0729
CaO					0,0374	0,0374	0,0374
H ₂ O ⁺	0,6089	0,6089	1,2178	4,44 (H)	0,0766	0,0766	0,1532

$$N = 2,4664$$

$$N = 0,9505$$

$$\frac{n}{N} = \frac{9}{2,4664} = 3,6490$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{0,9505} = 12,6249$$



La probele Gu-11, Gu-12 și Gu-15 montmorilonitul existent are o formulă foarte asemănătoare. El este dioctaedric, Al reprezentind 70—73 %, Mg 20—22 % și Fe 7—9 % din totalul cationilor aflați în coordinație octaedrică. În stratul tetraedric se observă o ușoară substituție, Al ocupând 0,1—0,2 % din totalul pozițiilor coordinației tetraedrice. Ionii de Ca și K se găsesc interfoliați. Dintre aceștia predomină ionii de Ca (84—90 %).

Proba Gu-17 se deosebește de probele precedente, conținând și caolinit alături de montmorilonit.

În montmorilonitul acestei probe, Al ocupă 53 %, Mg 43 % și Fe 4 % din totalul pozițiilor cu coordinație octaedrică. În stratul tetracetic, Al ocupă 10 % din locurile cu coordinație tetraedrică. Ionii de Ca se găsesc și aici interfoliați.

Bentonitele de la Oarda-Ciugud (județul Alba)

Zăcământul de bentonite este situat în raza comunelor Oarda de Sus, Ciugud, Stănița, la est de orașul Alba Iulia, pe malul stîng al Mureșului. Bentonitele formate prin alterarea tufurilor vulcanice se exploatează în carierele deschise pe aflorimentele din valea Oardei și Ciugud (cariera de la Oarda fiind închisă, s-au recoltat probe din cariera Ciugud).

Analizele chimice (tab. 13) indică pentru aceste bentonite un conținut de 59—65 % SiO₂, comparabil cu bentonitele de la Ocna Mureș,

TABELUL 13

Compoziția chimică a probelor de bentonită de la Oarda-Ciugud (elemente majore exprimate în procente)

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	H ₂ O ⁺	CO ₂	Total
Oa-1	46,62	9,82	2,20	0,36	0,06	2,60	18,90	1,65	0,95	0,47	3,00	13,15	99,78
Oa-2	65,03	14,37	3,36	0,26	0,06	0,98	1,68	1,62	1,56	0,50	10,84	0,21	100,57
Oa-3	79,13	7,90	2,24	0,36	0,05	1,07	2,24	1,34	1,72	0,44	2,62	0,94	100,05
Oa-4	59,05	14,67	6,12	0,61	0,06	2,42	2,49	1,20	2,50	0,92	8,78	1,48	100,30
Oa-5	71,64	12,19	3,24	0,36	0,06	1,68	1,40	0,38	0,26	0,57	7,85	0,00	99,63

iar cantitatea de 12—14 % Al₂O₃ este apropiată de aceea a bentonitelor de la Gurasada. Conținutul în Fe₂O₃ al bentonitelor de la Oarda-Ciugud (3,2—3,3 %) este cel mai ridicat, comparativ cu celelalte bentonite cercetate. Cantitatea de MgO (1,0—2,4 %) este apropiată de aceea a bentonitelor de la Orașu Nou și Valea Chioarului. Conținutul de Na₂O (0,3—1,6 %) este comparabil cu al bentonitelor de la Valea Chioarului. Conținutul în K₂O (0,2—2,5 %) este ridicat în comparație cu celelalte bentonite studiate.

Capacitatea totală de schimb cationic este în jur de 44 me %. Doar pentru bentonitele de la Ocna Mureș s-a determinat o valoare mai scăzută a capacitatei de schimb (36 me %).



Analiza termică diferențială (fig. 1) a indicat prin buclele endotermice de la 160°C (cu inflexiuni la 200°C) și cele de la 680—695°C, prezența montmorilonitului de Ca⁺⁺ în toate probele studiate.

La o probă (Oa-1) se observă o buclă endotermă foarte pronunțată la 940°C, dovedind prezența unei mari cantități de calcit.

TABELUL 14

Compoziția chimică exprimată în procente a fracțiunilor coloidale sub 2μ separate din bentonitele de la Oarda-Ciugud

Oa-16		
SiO ₂	52,80	(59,73)
Al ₂ O ₃	16,58	(18,76)
Fe ₂ O ₃	4,91	(5,55)
FeO	0,23	(0,26)
MnO	0,02	(0,02)
MgO	4,26	(4,82)
CaO	1,55	(1,75)
Na ₂ O	0,73	(0,83)
K ₂ O	0,61	(0,69)
TiO ₂	0,22	(0,25)
H ₂ O ⁺	6,49	(7,34)
Total	99,63	(100,00)

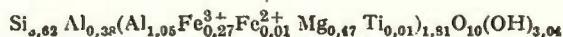
TABELUL 15

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba Oa-16

	Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semi-cellulă
SiO ₂	0,9276	1,8552	0,9276	3,62 (Si)
Al ₂ O ₃	0,1836	0,5508	0,3672	1,43 (Al)
Fe ₂ O ₃	0,0347	0,1042	0,0695	0,27 (Fe ³⁺)
FeO	0,0036	0,0036	0,0036	0,01 (Fe ²⁺)
MgO	0,1196	0,1196	0,1196	0,47 (Mg)
CaO	0,0276	0,0276	0,0276	0,11 (Ca)
Na ₂ O	0,0134	0,0134	0,0268	0,10 (Na)
K ₂ O	0,0073	0,0073	0,0146	0,06 (K)
TiO ₂	0,0031	0,0062	0,0031	0,01 (Ti)
H ₂ O ⁺	0,3908	0,3908	0,7816	3,04 (H)

$$N = 3,0787$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{3,0787} = 3,8977$$



Difracția razelor X (fig. 4) a condus la maximele de la 15 Å, care expandează în urma glicolării la 17,2 Å și precizează că este vorba de prezența montmorilonitului de Ca⁺⁺ la toate probele. S-a mai pus în evidență, la unele probe, prezența unor interstratificații montmorilonit-illit, cu preponderență montmorilonitului, cu ajutorul maximului de difracție de la 13 Å, care la glicolare expandează la 17 Å și din alură maximului de la 14 Å, a cărui pantă descendente prezintă diverse reflexe cuprinse între 10 și 14 Å.

S-au calculat cantitățile de minerale (exprimate în procente) identificate cu ajutorul difracției razelor X:

Oa-6	argilă	cristobalit α	cuarț	feldspat	calcit
	58	1,8	15,2	20,0	2,4



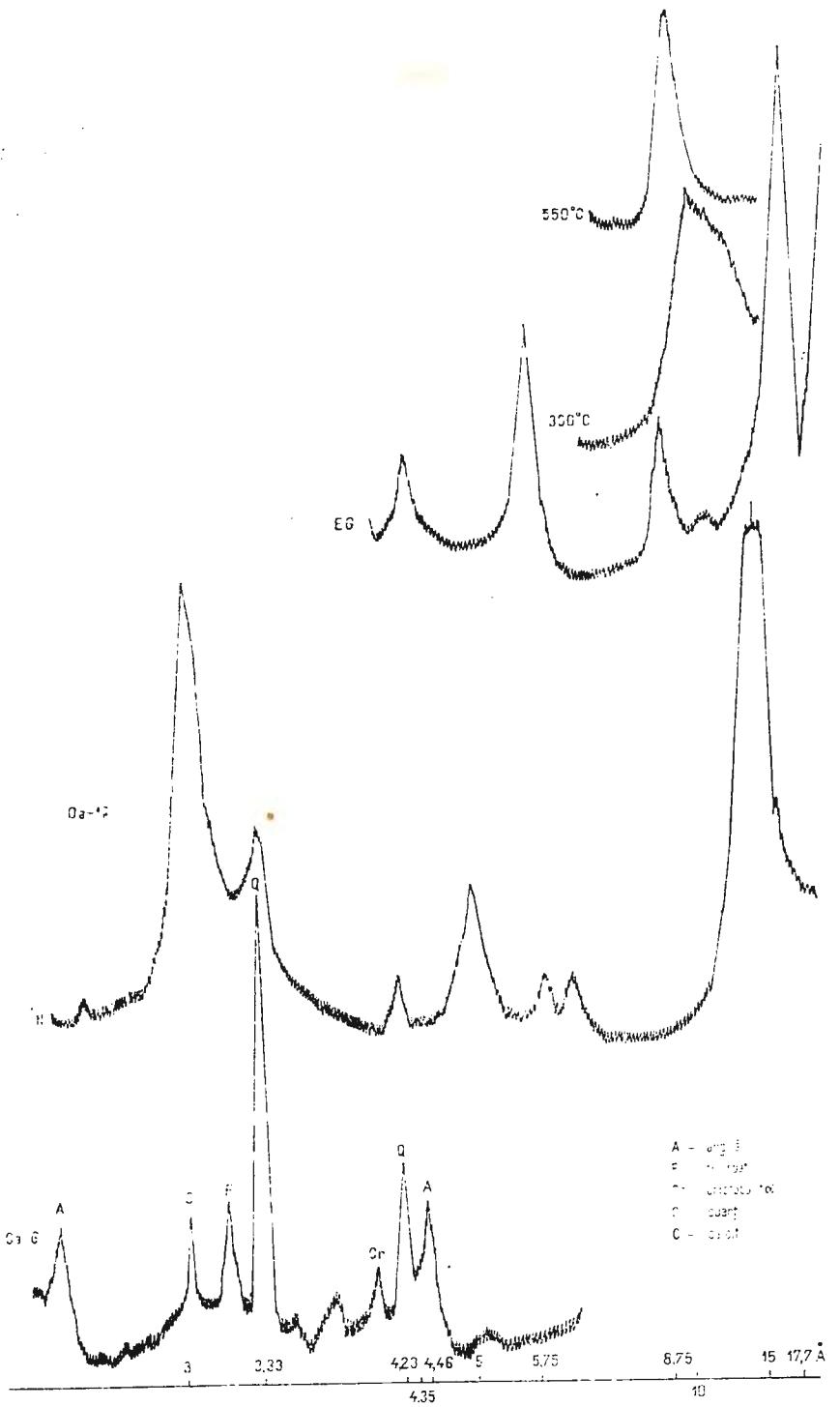


Fig. 4. — Difractogramele probelor Oa-6 și Oa-16 : A, argilă ; E, feldspat ; Cr, cristobalit α ; Q, quart ; C, calcit.

Difractogrammes des échantillons Oa-6 et Oa-16 : A, argile ; F, feldspat ; Cr, cristobalite α ; Q, quartz ; C, calcite.



Institutul Geologic al României

În fracțiunile coloidale sub 2μ , principaliii compoñenți majori SiO_2 (52 %), Al_2O_3 (16 %), Fe_2O_3 (4,9 %), determinați cu ajutorul analizei chimice (tab. 14), au valori foarte apropiate de ale fracțiunii coloidale separate din bentonitele de la Ocna Mureș (SiO_2 53 %, Al_2O_3 17 %, Fe_2O_3 4,8 %).

Conținutul în MgO al fracțiunii coloidale separate din bentonitele de la Oarda-Ciugud este de 4,2 %, fiind cel mai ridicat conținut comparativ cu celelalte fracțiuni separate.

La bentonitele de la Oarda-Ciugud nu s-au găsit în fracțiunea coloidală oxizi liberi de fier și nici bioxid de silicu liber.

Cu ajutorul analizei spectrografice s-a determinat conținutul în elemente minore (p.p.m.) al bentonitelor de la Oarda-Ciugud :

Oa-16	Pb	Cu	Ga	Ni	Co	Cr	V	Zr	Be	Sr	Ba
	95	90	28	67	8	31	45	60	2,5	285	95

Se observă un conținut relativ ridicat de plumb (este cea mai mare cantitate determinată la bentonitele studiate). Cantitatea de cupru este aceeași cu cea găsită la fracțiunile coloidale separate din bentonitele de la Ocna Mureș și Gurasada. Conținutul în galu se înscrie printre cele mai ridicate conținuturi determinate.

Conținutul în nichel se apropie de valoarea medie a cantității de nichel determinată pentru etalonul internațional W-1. Conținutul în crom este ceva mai ridicat decât valoarea medie a etalonului internațional G-1. Cantitatea de vanadiu depășește cu mult conținutul celorlalte bentonite studiate, în timp ce conținutul în zirconiu este scăzut comparativ cu zăcămintele cercetate. Beriliul se apropie de conținutul etalonului G-1, iar stronțiu depășește cu puțin cantitatea acestui element în etalonul G-1. Cantitatea de bariu este sub valoarea medie a acestui element în etalonul W-1.

În concluzie, în fracțiunea coloidală separată din bentonitele de la Oarda-Ciugud s-au determinat cantități ridicate de Pb, Ga și V.

Difractia razelor X (fig. 4) a permis determinarea cantitativă a mineralelor existente în fracțiunea coloidală :

Oa-16	minerale din grupa montmorilonitului	interstratificații montmorilonit-illit	cuarț α
	90 %	6 %	4 %

Montmorilonitul a fost identificat cu ajutorul reflexelor de la 15 Å și 5,1 Å. Reflexul de la 3,33 Å a indicat prezența cuarțului α. Existența unei rețele mixte, alcătuită din montmorilonit și illit, cu preponderență



primului, a fost dovedită de maximul de la 13 Å, care reprezintă cel de-al doilea ordin de difracție al acestei interstratificații (primul ordin de difracție al acestei rețele mixte, aflat la 26 Å, nu a putut fi înregistrat cu aparatul avută la dispoziție).

Prin glicolare, atât mineralele din grupa montmorilonitului cit și mineralele interstratificate expandează la 17,5 Å, 8,75 Å, 5,75 Å, 4,33 Å.

În diagramele de la 300°C și 550°C se obține numai reflexul de la 10 Å, datorat colapsării montmorilonitului.

Urmărindu-se comportarea la temperatură ridicată (1 000°C și 1 200°C) a fracțiunii coloidale se constată prezența următoarelor minerale :

— după o încălzire la 1 000°C apare cristobalit β , cuarț β , spinel, tridimit ;

— în urma încălzirii la 1 200°C se constată prezența numai a cristobalitului β și a spinelului, ambele minerale în cantități mai mari decât după încălzirea la 1 000°C.

Spectrul în infraroșu (fig. 3) indică prezența mineralelor dioctaedrice (benzile de la 535 cm^{-1} și 477 cm^{-1}) de tipul 2 : 1 (banda de la 1 080 cm^{-1}). Aceste minerale sunt mult substituite, atât în stratul tetraedric (banda de la 830 cm^{-1} datorată legăturii Si—O—Al^{IV} este puternic exprimată) cit și în stratul octaedric (banda de la 617 cm^{-1} caracteristică mineralelor trioctaedrice este foarte intensă, de asemenea banda caracteristică mineralelor dioctaedrice de la 1 038 cm^{-1} este deplasată la 1 010 cm^{-1} din cauza substituției înaintate a Al³⁺ cu Me²⁺).

Prezența cuarțului α în fracțiunile coloidale este dovedită de existența dubletului de la 790 cm^{-1} .

Calcule chimico-mineralogice. După repartizarea constituenților chimici la mineralele existente în fracțiunea coloidală, s-a calculat formula structurală a mineralelor din grupa montmorilonitului (tab. 15).

Aceste minerale sunt dioctaedrice, cu substituții în stratul octaedric (Al³⁺ 60 %, Mg²⁺ 25 %, Fe³⁺ 15 %) și în stratul tetraedric (Si⁴⁺, 90,5 %, Al³⁺ 9,5 %).

Între strate se găsesc ioni de Ca, Na și K.

Dintre aceștia predomină ionii de Ca (40 %), urmati de cei de Na (37 %).

Bentonitele de la Oena Mureș (județul Mureș)

Zăcămîntul de bentonite este alcătuit din două strate de tufuri, tuful de Hădăreni (puternic bentonizat) și tuful de la Ghiriș (mai slab bentonizat).

S-au recoltat probe din zona aflată în exploatare, zonă ce străbate numai tuful de Hădăreni.

Analiza chimică (tab. 16) indică o compoziție puțin diferențiată pentru probele studiate. Conținutul în SiO_2 (63–66 %) este asemănător cu acela al bentonitelor de la Orașu Nou. Cantitatea de Al_2O_3 (14–16 %) este apropiată de aceea a bentonitelor de la Valea Chioarului. Conținutul



în Fe_2O_3 (1,9–2,3 %) se asemănă cu acela al bentonitelor de la Orașu Nou. Conținutul ridicat în MgO (2,2–3,3 %) este comparabil numai cu

TABELUL 16

Compoziția chimică a probelor de bentonite de la Ocna Mureș (elemente majore exprimate în procente)

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	TiO_2	H_2O^+	CO_2	Total
OcM-1	66,15	14,70	2,33	0,29	0,02	2,32	3,54	0,32	0,91	0,24	8,14	0,85	99,81
OcM-2	66,13	14,29	1,90	0,78	0,04	3,35	4,30	0,00	0,21	0,25	6,83	1,72	99,80
OcM-3	63,43	16,90	2,05	1,04	0,02	2,61	4,16	0,40	0,56	0,31	5,92	2,35	99,75
OcM-4	56,13	17,71	1,51	1,45	0,01	3,06	6,27	0,66	1,36	0,38	7,98	3,27	99,79
OcM-5	62,94	16,36	2,22	0,90	0,03	3,36	3,88	0,49	0,17	0,23	7,33	1,87	99,78
OcM-6	65,29	15,25	2,12	0,18	0,03	2,19	3,88	0,54	0,72	0,17	9,40	0,00	99,77

acela al bentonitelor de la Gurasada. Bentonitele de la Ocna Mureș au un conținut scăzut de Na_2O (0,0–0,5 %) și un conținut de K_2O de 0,1–0,9 % apropiat de acela al bentonitelor de la Valea Chioarului.

Capacitatea totală de schimb cationic este foarte scăzută (36 me %) la bentonitele de la Ocna Mureș.

Analiza termică diferențială (fig. 1) indică prezența montmorilonitului de Ca^{++} la toate probele studiate. Dovadă sînt buclele endoterme de la 160–170°C (cu o ușoară inflexiune la 240°C) și de la 675–690°C, cit și buclele exoterme de la 900–915°C.

La majoritatea probelor s-a constatat existența unor substanțe organice, care se descompun la 410–415°C, și prezența aragonitului, dovedită de buclele endoterme de la 830–840°C.

La proba OcM-6 s-a pus în evidență prezența clinoptilolitului de calciu, un zeolit care poate apărea în depozitele bentonitice, în urma alterării diagenetice a sticlei vulcanice într-un mediu nemarin (Masson, Sand, 1960).

Cu ajutorul difracției razelor X (fig. 5) s-a constatat prezența unor cantități reduse de minerale argiloase (<50 %) în bentonitele de la Ocna Mureș comparativ cu celealte zăcăminte cercetate. De asemenea, la majoritatea probelor s-a pus în evidență prezența cristobalitului α .

Proba OcM-6, recoltată dintr-un tuf de Hădăreni fără alte intercalări, a fost studiată mai amănușit. La această probă s-a calculat cantitatea de argilă existentă cu ajutorul reflexelor de la 4,48 Å și 2,55 Å. Prezența cuarțului α a fost confirmată de reflexul de la 3,33 Å. Comparind intensitatea reflexelor unui clinoptilolit pur cu acelea obținute la proba OcM-6, s-a constatat prezența acelorași maxime de difracție de la 9,02 Å (020), 7,94 Å (002), 6,81 Å, 5,24 Å, 4,67 Å, 4,48 Å (040), (care interferă cu reflexul datorat mineralelor argiloase), 3,96 Å (004), 3,90 Å, 3,83 Å, 3,42 Å (220), 3,18 Å (202), 2,97 Å (060), 2,80 Å și 2,78 Å.



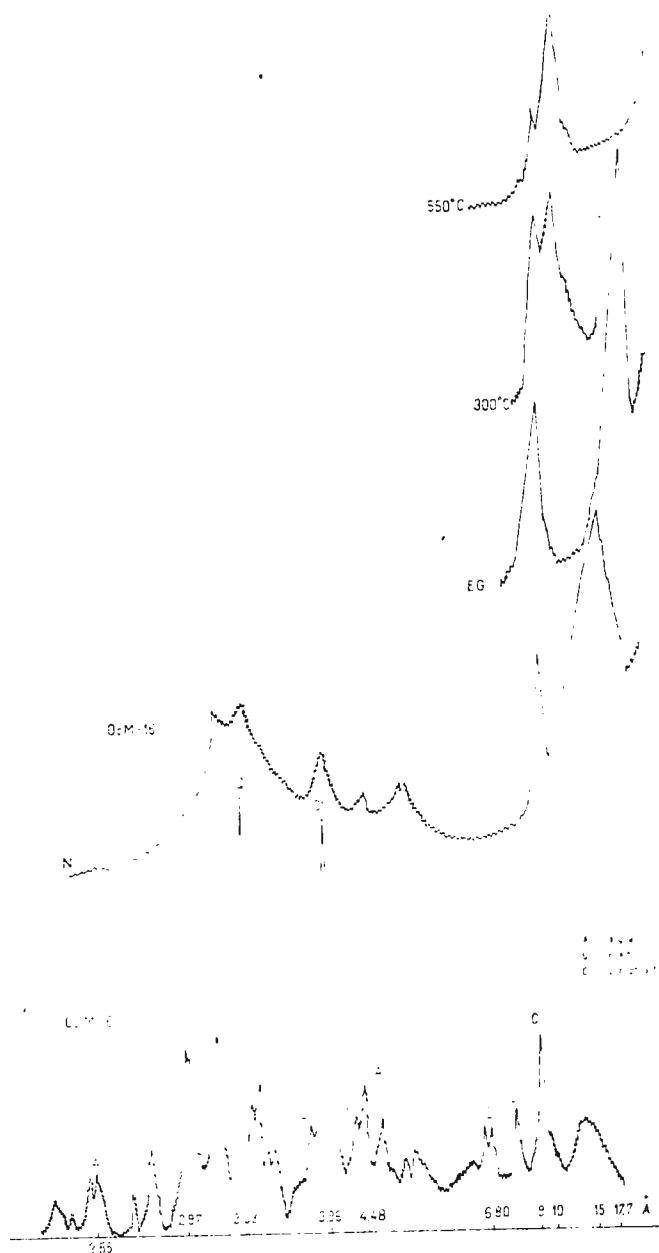


Fig. 5. Difractogramele probelor OeM-6 și OeM-16: A, argilă; Q, cuarț; Cl, clinoptilolit de calciu.

Diffractogrammes des échantillons OeM-6 et OeM-16 : A, argile ; Q, quartz ; Cl, clinoptilolite de calcium.



Calculindu-se cantitățile de minerale existente în proba OcM-6 și identificate cu ajutorul difracției razelor X , s-au obținut următoarele rezultate (exprimate în procente) :

OcM-6	argilă	cuarț α	clinoptilolit de calciu
	43,5	7,2	45

Pentru studierea detaliată a probei OcM-6, s-a separat fractiunea coloidală sub 2μ .

Analiza chimică (tab. 17) a acestei fractiuni coloidale indică pentru principali compoziți majori, SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , valori foarte apropiate de fractiunile separate din bentonitele de la Oarda-Ciugud. Cantitățile de MgO (3,3 %) și de CaO (2,7 %) sunt comparabile cu cele determinate în fractiunile coloidale separate din bentonitele de la Gurasada.

S-au determinat oxizii liberi de fier (0,58 %) existenți în proba OcM-16. La această probă nu s-a pus în evidență prezența bioxidului de siliciu liber.

TABELUL 17

Compoziția chimică (exprimată în procente) a fractiunilor coloidale sub 2μ separate din bentonitele de la Oena Mureș

	OcM-16	
SiO_2	53,73	(58,88)
Al_2O_3	17,32	(18,98)
Fe_2O_3	4,83	(5,29)
FeO	0,23	(0,25)
MnO	0,04	(0,04)
MgO	3,31	(3,63)
CaO	2,75	(3,01)
Na_2O	0,00	
K_2O	0,85	(0,93)
TiO_2	0,20	(0,22)
H_2O^+	8,00	(8,77)
H_2O	8,34	
Total	99,60	(100,00)

TABELUL 18

Repartizarea constituenților chimici la mineralele existente în proba OcM-16

	Conținutul în elemente chimice (%) raportat la proba uscată la 105°C	Constituenții chimici (%) ai componentilor mineralogici		
		cuarț	montmorilonit	clinoptilolit de calciu
SiO_2	58,88	5,00	35,32	18,56
Al_2O_3	18,98		16,04	2,94
Fe_2O_3	5,29		5,29	—
FeO	0,25		0,25	—
MgO	3,63		3,60	0,03
CaO	3,01		2,05	0,96
K_2O	0,93		—	0,93
TiO_2	0,22		0,22	—
H_2O^+	8,77		3,85	4,92

Cu ajutorul analizei spectrografice s-au determinat următoarele conținuturi în elemente minore (p.p.m.) :

OcM-16	Pb	Cu	Ga	Na	Co	Cr	V	Zr	Be	Sr	Ba
	63	97	32	176	2,5	7	15	95	3	750	750



TABELUL 19

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba OcM-16

	Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semi-celulă
SiO_3	0,5882	1,1764	0,5882	3,36 (Si)
Al_2O_3	0,1574	0,4722	0,3148	1,80 (Al)
Fe_2O_3	0,033	0,099	0,066	0,37 (Fe^{3+})
FeO	0,0035	0,0035	0,0035	0,02 (Fe^{2+})
MgO	0,089	0,089	0,089	0,51 (Mg)
CaO	0,0365	0,0365	0,0365	0,21 (Ca)
TiO_2	0,0032	0,0064	0,0032	0,01 (Ti)
H_2O^+	0,2135	0,2135	0,4270	2,44 (H)

$$N = 2,0965$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{2,0965} = 5,7239 \text{ Si}_{3,38} \text{ Al}_{0,64} (\text{Al}_{1,16} \text{ Fe}_{0,87}^{3+} \text{ Fe}_{0,02}^{2+} \text{ Mg}_{0,51})_{2,06} \text{ O}_{10}(\text{OH})_{2,44}$$



Se constată că plumbul este prezent într-o cantitate mare. Conținutul în cupru este ceva mai scăzut decât în etalonul W-1. Cantitatea de galu, ridicată față de celelalte bentonite studiate, este apropiată de aceea a unor bentonite din Canada. Conținutul în nichel este foarte ridicat, iar cel de cobalt este aproape identic cu acela al unor bentonite din Spania și Canada. Cantitatea de crom este mică, conținutul în vanadiu este egal cu acela al etalonului G-1, iar cel de zirconiu este egal cu conținutul etalonului W-1 și cu acela al unor bentonite din Spania (Frente de Archidona). Cantitatea de beriliu este egală cu aceea a etalonului G-1. Conținutul în stronțiu este foarte mare, iar cel în bariu, de asemenea ridicat, este comparabil cu al unor bentonite din Canada (Gaspé).

În concluzie, în fracțiunea coloidală separată din bentonitele de la Ocna Mureș, se găsesc cantități ridicate de Pb, Ni, Sr, Ba, comparativ cu celelalte zăcăminte studiate.

Cu ajutorul difracției razeelor X (fig. 5) s-a determinat mineralele existente în fracțiunea coloidală a bentonitelor de la Ocna Mureș :

OcM-16	montmorilonit de calciu	cuarț α	clinoptilelit de calciu
	60 %	5 %	35 %

Montmorilonitul de Ca^{++} a fost identificat cu ajutorul reflexului de la 15 Å (001), iar cuarțul α prin maximul de la 3,33 Å (101). În această



difractogramă s-au stabilit și următoarele reflexe atribuite clinoptilolitului de Ca^{++} de la 9,00 Å (020), 5,24 Å, 5,18 Å, 4,48 Å (040) și 3,95 Å (004).

La proba supusă tratamentului cu etilenglicol, reflexul de la 15 Å expandează la 17,7 Å, dovedind existența montmorilonitului de Ca^{++} . Reflexul de la 9 Å atribuit clinoptilolitului nu este afectat de glicolare.

La proba încălzită la 300°C, montmorilonitul colapsează la 10 Å, iar maximul de difracție al clinoptilolitului rămîne neschimbat la 9 Å.

În urma încălzirii la 550°C se obține reflexul montmorilonitului de la 10 Å și diminuarea intensității reflexului de la 9 Å, ca urmare a începutului distrugerii structurii clinoptilolitului.

Spectrul în infraroșu (fig. 3) al probei OcM-16 indică o compoziție dioctaedrică, dovada fiind banda intensă de la 1 030 cm^{-1} . Deplasarea celor două benzi caracteristice mineralelor dioctaedrice de la 535 cm^{-1} și 477 cm^{-1} la frecvențe mai mici, respectiv la 515 cm^{-1} și la 462 cm^{-1} , se datorează substituțiilor din stratul octaedric și tetraedric (S t u b i c a n, R o y, 1961).

În spectrul probei OcM-16 apare și dubletul cuartului α de la 790 cm^{-1} .

Calcule chimico-mineralogice. În urma repartizării constituenților chimici la mineralele existente în probă separată din bentonitele de la Ocna Mureș s-au obținut datele din tabelul 18. Cu ajutorul acestor date s-a calculat formula montmorilonitului de calciu prezent în bentonitele de la Ocna Mureș (tab. 19).

Acest montmorilonit este dioctaedric, cu substituții în stratul octaedric (Al^{3+} 57 %, Mg^{2+} 24 %, Fe^{3+} 19 %) și în stratul tetraedric (Si^{4+} 84 %, Al^{3+} 16 %). Între strate se găsesc ioni de calciu.

Bentonitele de la Orașu Nou (județul Maramureș)

Zăcămîntul de bentonite se găsește la 30 km nord-vest de Baia Mare, pe teritoriul comunei Orașu Nou. Acest zăcămînt cuprinde sectoarele Mujdeni, Valea Adincă, Dealul Pătrat și Dealul Negru. S-au recoltat probe de bentonite din sectoarele Mujdeni și Valea Adincă.

Datele analizei chimice (tab. 20) au arătat următoarele: cantitatea de SiO_2 (61–65 %) este apropiată de aceea a bentonitelor de la Ocna Mureș.

TABELUL 20

Compoziția chimică a probelor de bentonită de la Orașu Nou (elemente majore exprimate în procente)

	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3	FeO	MnO	MgO	CaO	Na_2O	K_2O	TiO_2	H_2O^+	CO_2	Total
OrN-1	70,06	17,10	1,99	0,11	0,02	0,74	1,28	0,00	0,33	0,15	7,92	0,00	99,70
OrN-2	61,65	26,11	2,09	0,00	0,00	1,03	1,66	0,00	0,00	0,21	6,96	0,00	99,71
OrN-3*	61,03	23,55	1,14	0,11	0,03	2,25	1,59	0,00	0,25	0,36	5,37	0,00	100,34
OrN-4	65,96	20,87	2,14	0,00	0,01	2,43	1,42	0,00	0,31	0,22	6,13	0,00	99,49

* S 1,42 %
 Fe(S) 1,24 %



În ceea ce privește conținutul în Al_2O_3 (20–26%), bentonitele de la Orașu Nou au cele mai mari cantități, dintre bentonitele studiate. Conținutul în Fe_2O_3 , de asemenea ridicat, 2,0–2,9%, le situează între bentonitele de la Oarda și cele de la Ocna Mureș. Conținutul în MgO , de 1,0–2,4%, este comparabil cu acela al bentonitelor de la Valea Chioarului și Oarda-Ciugud. Cantitatea de CaO (1,2–1,6%) este apropiată de aceea găsită la Valea Chioarului. Absența Na_2O observată la bentonitele de la Orașu Nou a mai fost constată și la cele de la Gurasada.

Capacitatea totală de schimb cationic a bentonitelor de la Orașu Nou este de 49 me %. În comparație cu celelalte bentonite studiate, această capacitate de schimb le situează deasupra bentonitelor de la Ocna Mureș și Oarda-Ciugud și sub bentonitele de la Valea Chioarului și Gurasada.

Curbele obținute cu ajutorul analizei termice diferențiale (fig. 1) prezintă buclele endotermice de la 160–180°C, cu o ușoară inflexiune la 220–240°C, și cele de la 725–740°C, caracteristice montmorilonitului de calciu. De asemenea, la toate probele studiate s-a constatat existența mineralelor din grupa caolinitului (puternice bucle exoterme la 980°C).

O probă, OrN-2, prezintă bucla endotermă de la 570°C și cea exotermă de la 970°C, caracteristice metahaloisitului (Mackenzie, 1957).

În ajutorul difracției razelor X (fig. 6) s-au identificat și calculat cantitățile de minerale prezente :

Constituenți mineralogici (%)	Nr. probei	OrN-1	OrN-2	OrN-5
argilă cristobalit α		94,5 5,8	94,4 5,4	87 13

Conținutul de argilă a fost calculat cu ajutorul reflexelor de la 4,42 Å și 2,56 Å, făcindu-se media valorilor obținute pentru fiecare reflex în parte. Cristobalitul α a fost identificat cu ajutorul maximelor de difracție de la 4,03 Å și 2,48 Å.

Analiza chimică (tab. 21) a fracțiunii coloidale separate din bentonitele de la Orașu Nou a stabilit deosebiri în compoziția probei OrN-11, perlit incomplet bentonizat și celelalte probe separate din bentonite. Cantitatea de SiO_2 este mai scăzută la OrN-11 (54%), față de celelalte probe (61–62%). În schimb, conținutul în Al_2O_3 și Fe_2O_3 este mai ridicat în proba OrN-11 (23% și 2,5%) decât în probele de bentonite (16–18% și 1,7–1,9%).

În fracțiunile coloidale separate nu s-a pus în evidență prezența oxizilor liberi de fier și nici prezența bioxidului de siliciu liber.



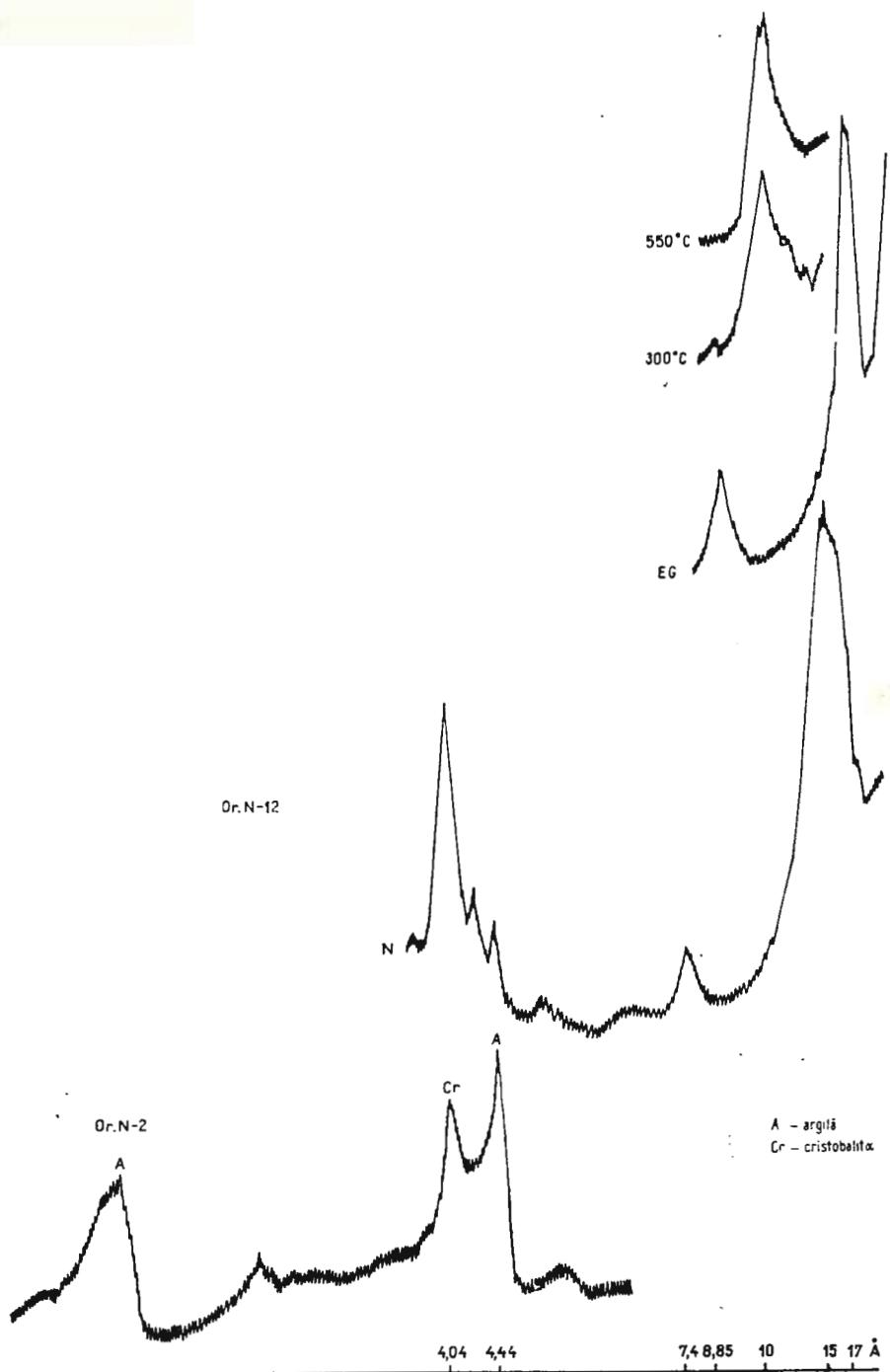


Fig. 6. — Difractogramele probelor OrN-2 și OrN-12 : A, argilă ; Cr, cristobalit α .
Diffractogrammes des échantillons OrN-2 et OrN-12 : A, argile ; Cr, cristobalite α .



TABELUL 21

Compoziția chimică (exprimată în procente) a fracțiunilor coloidale sub 2 μ separate din bentonitele de la Orașu Nou

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	H ₂ O ⁺	H ₂ O ⁻	Ttotal
OrN-11	54,40 (57,97)	23,86 (25,42)	2,52 (2,69)	0,00	0,00	0,61 (0,65)	0,93 (0,99)	0,00	0,00	0,20 (0,21)	11,33 (12,07)	5,82	99,67 (100,00)
OrN-12	62,26 (68,92)	16,55 (18,32)	1,94 (2,15)	0,00	0,00	1,00 (1,11)	1,18 (1,37)	0,00	0,00	0,15 (0,17)	7,25 (8,03)	9,29	99,62 (100,00)
OrN-15	61,20 (67,12)	18,79 (20,61)	1,71 (1,88)	0,12 (0,13)	0,02 (0,02)	0,76 (0,83)	1,06 (1,16)	0,00	0,00	0,18 (0,20)	7,34 (8,05)	8,50	99,68 (100,00)

Cu ajutorul analizei spectrografice s-a determinat conținutul în elemente minore (p.p.m.) ale fracțiunilor coloidale :

	Pb	Cu	Ga	Ni	Co	Cr	V	Zr	Be	Sr	Ba
OrN-11	32	148	16,5	6,5	<2	<4	5	95	4,5	48	125
OrN-12	7	280	14,0	174	<2	<4	5	122	2	46	74
OrN-15	8	95	16,5	15,5	<2	<4	16,5	83	6	74	58

Conținutul în plumb este comparabil cu al unor bentonite de la Frente de Archidona și Majada de las Vacas (Spania). Conținutul în cupru este foarte ridicat, depășind valorile găsite la celelalte zăcăminte cercetate.

Cantitatea de galu este foarte apropiată de aceea a etalonului W-1. Conținutul în nichel determinat la probele OrN-11 și OrN-15 este comparabil cu conținutul mediu al argilelor șistoase și cu cantitățile de nichel găsite în niște bentonite din Canada. Proba OrN-12 cu 174 p.p.m.Ni este comparabilă numai cu proba OcM-16, la care s-a determinat un conținut de 176 p.p.m.Ni.

Conținutul în vanadiu este mai mic decât al etalonului G₁, iar cel de zirconiu este apropiat de etalonul W-1 și de argilele șistuoase.

Conținutul în beriliu este comparabil cu etalonul G₁.

Cantitățile de stronțiu sunt apropiate de cele găsite la unele bentonite din Spania (Frente de Archidona). De asemenea, conținutul în bariu este redus.

În concluzie, fracțiunile coloidale au un conținut în galu și zirconiu comparabil cu etalonul W-1, iar cantitățile de V și Be sunt apropiate de etalonul G₁.

Comparativ cu celelalte zăcăminte studiate, bentonitele de la Orașu Nou au conținuturi ridicate de cupru și zirconiu ; medii de galu, plumb, bariu ; scăzute de cobalt, crom și stronțiu.



Difracția razelor X. La proba OrN-11, în diagrama probei orientate, s-a identificat alături de montmorilonitul de Ca^{++} prezența unor minerale din grupa caolinitului. Astfel, reflexele de la 7,15 Å (001) și 3,55 Å (002) indică existența caolinitului; iar reflexul bine exprimat de la 4,47 Å (020) și dedublarea maximului caolinitului de la 7,15 Å către unghiuri mai mici, respectiv la 7,30 Å (001), atestă prezența metahaloisitului.

În difractograma acestei probe s-a identificat și cristobalitul α .

La glicolare, alături de reflexele montmorilonitului expandat de la 17,3 Å (001), 8,60 Å (002), 5,90 Å (003), reflexele caolinitului rămân neschimbate. Se observă numai o ușoară expandare a metahaloisitului, dovedită de deplasarea reflexului de la 7,3 Å către 7,5–7,6 Å.

În diagrama de la 300°C, montmorilonitul colapsează la 10 Å, iar reflexele mineralelor din grupa caolinitului nu sunt afectate.

În diagrama de la 550°C nu apare niciun reflex la 14 Å, iar maximale de la 7 Å dispar integral. În această diagramă apare numai reflexul de la 10 Å datorat montmorilonitului colapsat.

La proba OrN-12 (fig. 6) s-a pus în evidență prezența montmorilonitului de Ca^{++} cu ajutorul reflexului de la 15 Å (001). La această probă se semnalează de asemenea prezența metahaloisitului cu ajutorul maximelor de la 7,40 Å, 4,44 Å și 3,60 Å.

A fost pusă în evidență prezența cristobalitului α .

La glicolare montmorilonitul expandează la 17,7 Å (001) și 8,85 Å (002). Diagrama de la 300°C indică colapsarea montmorilonitului la 10 Å și nemodificarea maximelor metahaloisitului.

La 550°C, montmorilonitul are același reflex, la 10 Å, iar reflexele metahaloisitului dispar.

În difractograma probei orientate OrN-15 reflexul de la 15 Å indică prezența montmorilonitului de Ca^{++} .

Caolinitul a fost identificat cu ajutorul maximelor de la 7,10 Å (001) și 3,55 Å (002).

A fost stabilită prezența cristobalitului α .

La proba saturată cu etilenglicol se observă expandarea montmorilonitului la 17,7 Å (001) și 8,85 Å (002). Reflexele caolinitului au rămas nemodificate în urma glicolării.

Diagramele de la 300°C și de la 500°C s-au obținut în urma iradierii probei în intervalul 3–6° θ, interesându-ne numai maximul de difracție al montmorilonitului colapsat de la 17 Å la 10 Å.

Cu ajutorul difracției razelor X s-au determinat mineralele aflate în fracțiunile coloidale.

Nr. probei	Constituenți mineralogici %	Minerale din grupa caolinitului	Minerale din grupa montmorilonitului	Cristobalit α
OrN-11		85,0	11,0	4,0
OrN-12		10,0	85,0	5,0
OrN-15		34,7	58,8	6,5



În ceea ce privește conținutul total în minerale argiloase, probele analizate prezintă valori apropiate (93—96%). Deosebiri mari se observă în raportul dintre mineralele din grupa montmorilonitului și mineralele din grupa caolinitului existente la fiecare probă.

Astfel, la OrN-11, probă provenită dintr-o rocă incomplet bentoniticată (sectorul Mujdeni), predomină net mineralele din grupa caolinitului (caolinit și metahaloisit) față de montmorilonit de Ca^{++} .

La proba OrN-12, recoltată dintr-un strat de bentonite (sectorul Mujdeni), raportul montmorilonit de Ca^{++} — metahaloisit este categoric în favoarea primului.

La OrN-15 (sectorul Valea Adincă), raportul montmorilonit de Ca^{++} — caolinit este aproape 2 : 1.

La toate probele s-a identificat prezența cristobalitului α (4,0—6,5%).

S-a urmărit și comportarea fracțiunilor coloidale la temperaturi ridicate ($1\,000^{\circ}\text{C}$ și $1\,200^{\circ}\text{C}$).

Nr. probei	Compoziția mineralogică a fracțiunii coloidale		
	la temp. de 20°C	după încălzire la $1\,000^{\circ}\text{C}$	după încălzire la $1\,200^{\circ}\text{C}$
OrN-12	montmorilonit Ca^{++} metahaloisit cristobalit α	cristobalit β	cristobalit β (crește f. mult) mulit (f. mult)
OrN-15	montmorilonit Ca^{++} caolinit cristobalit α	cristobalit β mulit spinel	cristobalit β mulit (crește puțin) spinel

În difractograma probei OrN-12 (fig. 7), încălzită în prealabil timp de o oră la $1\,000^{\circ}\text{C}$, s-a identificat prezența cristobalitului β cu ajutorul reflexelor de la $4,15\text{ \AA}$ și $2,53\text{ \AA}$.

După încălzire la $1\,200^{\circ}\text{C}$, difractograma probei OrN-12 indică creșterea cantității de cristobalit β , prin apariția unui nou reflex al acestuia la $2,93\text{ \AA}$ și prin intensificarea reflexelor de la $4,15\text{ \AA}$ și $2,53\text{ \AA}$. Această difractogramă indică și prezența mulitului, doavă reflexele de la $5,40\text{ \AA}$, $3,39\text{ \AA}$, $2,70\text{ \AA}$, $2,54\text{ \AA}$, $2,20\text{ \AA}$ și $2,11\text{ \AA}$.

La proba OrN-15, încălzită la $1\,000^{\circ}\text{C}$, s-a pus în evidență prezența cristobalitului β cu ajutorul reflexelor de la $4,15\text{ \AA}$, $2,53\text{ \AA}$ și $2,05\text{ \AA}$, a spinelului identificat prin maximele de la $4,67\text{ \AA}$, $2,85\text{ \AA}$, $2,43\text{ \AA}$ și $2,02\text{ \AA}$ și a mulitului cu ajutorul reflexelor de la $3,38\text{ \AA}$, $2,54\text{ \AA}$, $2,20\text{ \AA}$ și $2,11\text{ \AA}$.

La proba încălzită la $1\,200^{\circ}\text{C}$ s-au găsit aceleasi minerale, iar intensitatele reflexelor lor erau de același ordin de mărime.

Se constată la bentonitele de la Orașu Nou că, în urma încălzirii la $1\,000^{\circ}\text{C}$, se formează minerale noi, cum sunt cristobalitul β , mulitul și spinelul.



Aceleași minerale sunt prezente și după o încălzire la $1\ 200^{\circ}\text{C}$ observându-se doar o creștere a cantității de mulit.

Spectrele în infraroșu ale fracțiunilor coloidale sub 2μ , separate din bentonitele de la Orașu Nou, sunt reprezentate în figura 3. Spectrul probei OrN-11 indică o compoziție dominant dioctaedrică, dovedită de

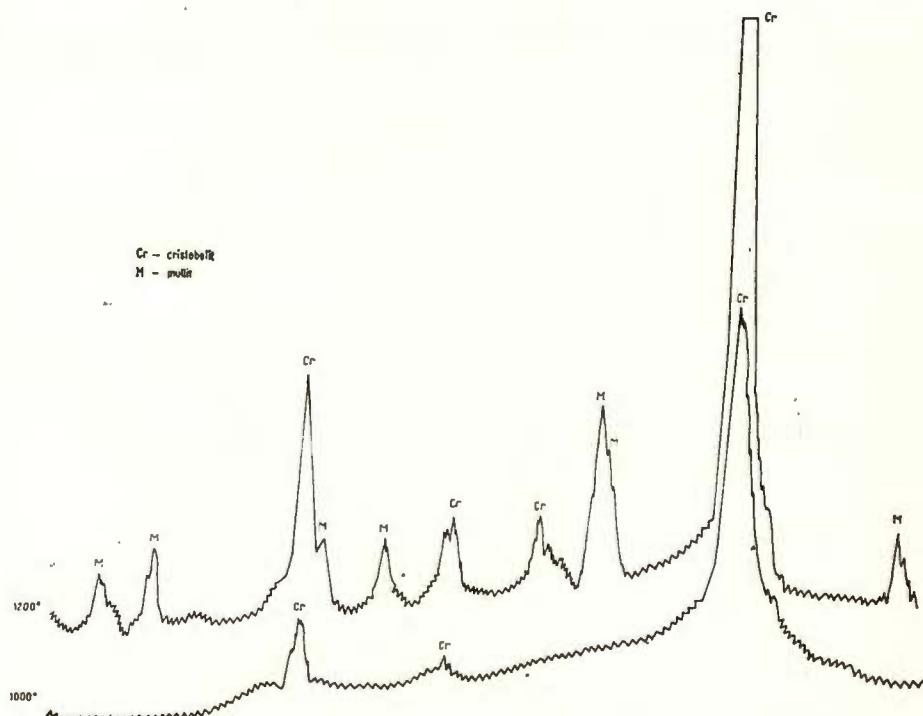


Fig. 7. — Difractograma probei OrN-12 supusă în prealabil la $1\ 000^{\circ}\text{C}$ și $1\ 200^{\circ}\text{C}$: Cr, cristobalit β ; M, mulit.

Diffractogramme de l'échantillon OrN-12 soumis au préalable à $1\ 000^{\circ}\text{C}$ et $1\ 200^{\circ}\text{C}$: Cr, cristobalite β ; M, mullite.

intensitatea benzii de la $920\ \text{cm}^{-1}$ și de diferență mică de intensitate între benzile de la $462\ \text{cm}^{-1}$ și de la $528\ \text{cm}^{-1}$.

Prezența caolinitului în cantitate mare este pusă în evidență de banda de la $3\ 690\ \text{cm}^{-1}$.

În această probă există un amestec de minerale $2 : 1$ (diferența de intensitate în benzile de la $462\ \text{cm}^{-1}$ și de la $528\ \text{cm}^{-1}$ indică substituții, deci prezența mineralelor de tip $2 : 1$) și minerale $1 : 1$, cu predominarea ultimelor.

La proba OrN-12 s-a obținut un spectru în infraroșu, care indică de asemenea o compoziție dioctaedrică. Proba este formată dintr-un ames-

tec de minerale de tip 2 : 1 și 1 : 1, cu predominarea primelor (dovadă fiind intensitatea benzii de la $1\ 080\ \text{cm}^{-1}$ față de ansamblul benzilor de la $910\ \text{cm}^{-1}$ și de la $3\ 660\ \text{cm}^{-1}$).

Banda de la $850\ \text{cm}^{-1}$, care exprimă o substituție în stratul tetraedric, este foarte slab exprimată.

La spectrul acestei probe se observă o diferență de intensitate între benzile de absorbție de la $460\ \text{cm}^{-1}$ și de la $517\ \text{cm}^{-1}$, ceea ce dovedește existența unei substituții mai avansate în stratul octaedric, substituție care conduce la apariția benzii $\text{Si}-\text{O}$ de la $610\ \text{cm}^{-1}$.

Spectrul în infraroșu al probei OrN-15 indică o compoziție dioctaedrică, dovedită prin prezența benzilor de absorbție de la $465\ \text{cm}^{-1}$ și de la $525\ \text{cm}^{-1}$.

Banda de la $3612\ \text{cm}^{-1}$ indică prezența mineralelor dioctaedrice de tip 2 : 1 și 1 : 1. În compoziția acestei probe predomină mineralele dioctaedrice de tipul 2 : 1, fapt dovedit de intensitatea benzii de la $1080\ \text{cm}^{-1}$.

Spectroscopia în infraroșu a arătat că toate probele separate din bentonitele de la Orașu Nou au o compoziție dioctaedrică, alcătuită dintr-un amestec de minerale de tip 2 : 1 și 1 : 1.

Calculul chimico-mineralogic. Formulele structurale ale mineralelor argiloase prezente în bentonitele de la Orașu Nou sunt trecute în tabelele 22, 23, 24.

La proba OrN-11 s-a obținut o formulă echilibrată din punctul de vedere al sarcinilor electrice ($+18,02-18,14$) pentru mineralele din grupa caolinitului (caolinit + metahaloisit), deși raportul $\text{Si}:\text{Al}$ este diferit de cel teoretic.

Formula calculată pentru montmorilonit indică un mineral dioctaedric, în care Al^{3+} reprezintă 36%, Fe^{3+} 43% și Mg 21% din totalul catiilor aflați în coordinație octaedrică. În stratul tetraedric 9,5% din Si^{4+} este substituit de Al^{3+} . Între strate se găseseră ioni de caleiu.

La proba OrN-12 s-a constatat prezența unui montmorilonit dioctaedric cu 85% Al^{3+} , 7,5% Fe^{3+} și 7,5% Mg în stratul octaedric, fără substituție în stratul tetraedric și cu ioni de caleiu între strate. Un montmorilonit cu o formulă foarte asemănătoare s-a calculat pentru proba OrN-15.

Bentonitele de la Valea Chioarului (județul Maramureș)

Zăcămîntul de bentonite de la Valea Chioarului se găsește în comuna cu același nume, situată la 30 km S de Baia Mare.

Aceste bentonite sunt rezultatul alterării hidrotermale a unor riolite care au forma unui dyke. Forajele executate au dovedit că acest zăcămînt nu are extindere laterală, iar galeriile săpate confirmă faptul că în adâncime roca este mai puțin metamorfozată hidrotermal.

Actualmente zăcămîntul este exploarat prin galerii, de unde s-au recoltat mai multe probe de bentonite.

Rezultatele analizei chimice a probelor de bentonite de la Valea Chioarului sunt trecute în tabelul 25.



TABELUL 22
Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba OrN-11

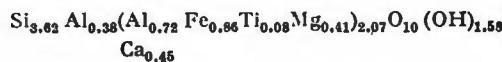
	Caolinit + metahaloisit				Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	MNr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă
SiO ₄	0,7576	1,5152	0,7576	2,40 (Si)	0,1418	0,2836	0,1418	3,62 (Si)
Al ₂ O ₃	0,2286	0,6858	0,4572	1,45 (Al)	0,0216	0,0648	0,0432	1,10 (Al)
Fe ₂ O ₃					0,0169	0,0507	0,0338	0,86 (Fe ³⁺)
MgO					0,0160	0,0160	0,0160	0,41 (Mg)
CaO					0,0178	0,0178	0,0178	0,45 (Ca)
TiO ₂					0,0031	0,0062	0,0031	0,08 (Ti)
H ₂ O ⁺	0,6389	0,6389	1,2778	4,07 (H)	0,0311	0,0311	0,0622	1,58 (H)

$$N = 2,8399$$

$$N = 0,4702$$

$$\frac{n}{N} = \frac{9}{2,8399} = 3,1691$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{0,4702} = 25,5220$$



TABELUL 23
Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba OrN-12

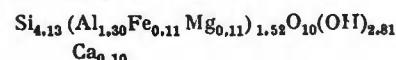
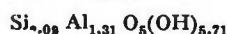
	Metahaloisit				Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă
SiO ₄	0,0808	0,1616	0,0808	2,09 (Si)	0,9836	1,9672	0,9836	4,13 (Si)
Al ₂ O ₃	0,0253	0,0759	0,0506	1,31 (Al)	0,1547	0,4641	0,3094	1,30 (Al)
Fe ₂ O ₃					0,0135	0,0405	0,0270	0,11 (Fe ³⁺)
MgO					0,0275	0,0275	0,0275	0,11 (Mg)
CaO					0,0244	0,0244	0,0244	0,10 (Ca)
H ₂ O ⁺	0,1105	0,1105	0,2210	5,71 (H)	0,3347	0,3347	0,6694	2,81 (H)

$$N = 0,3480$$

$$N = 2,8584$$

$$\frac{n}{N} = \frac{9}{0,3480} = 25,862$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{2,8584} = 4,1981$$



TABELUL 24
Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba OrN-15

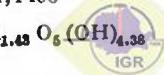
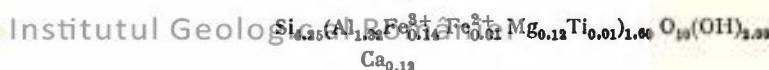
	Caolinit				Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi în semicelulă
SiO ₄	0,2946	0,5892	0,2946	2,32 (Si)	0,7148	1,4296	0,7148	4,25 (Si)
Al ₂ O ₃	0,0911	0,2733	0,1822	1,43 (Al)	0,1110	0,3330	0,2220	1,32 (Al)
Fe ₂ O ₃					0,0118	0,0353	0,0235	0,14 (Fe ³⁺)
FeO					0,0018	0,0018	0,0018	0,01 (Fe ²⁺)
MgO					0,0206	0,0206	0,0206	0,12 (Mg)
CaO					0,0207	0,0207	0,0207	0,12 (Ca)
TiO ₂					0,0025	0,0050	0,0025	0,01 (Ti)
H ₂ O ⁺	0,2781	0,2781	0,5562	4,38 (H)	0,1687	0,1687	0,3374	2,00 (H)

$$N = 1,1406$$

$$N = 2,0147$$

$$\frac{n}{N} = \frac{9}{1,1406} = 7,8905$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{2,0147} = 5,9562$$



TABELUL 25

Compoziția chimică a probelor de bentonite de la Valea Chioarului (elemente majore exprimate în procente)

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	H ₂ O ⁺	CO ₂	Total
VCh-1	70,00	13,54	1,66	0,11	0,04	1,87	1,54	1,38	0,40	0,50	8,82	0,00	99,86
VCh-2	66,11	16,09	2,08	0,07	0,04	2,22	1,15	1,60	0,40	0,50	9,73	0,00	99,99
VCh-3	71,01	13,71	1,60	0,11	0,03	1,62	1,01	1,34	0,26	0,52	9,06	0,00	100,27
VCh-4	77,00	10,94	1,71	0,40	0,04	1,10	2,10	1,05	1,35	0,62	2,98	0,92	100,21
VCh-5	69,39	15,55	1,58	0,18	0,05	2,00	1,68	0,55	0,00	0,52	8,32	0,00	99,82

Se observă că proba Vch-4, recoltată dintr-un abataj unde s-a ajuns la o rocă sterilă, are o compozitie chimică mult diferită de celelalte probe de bentonite. Această probă are un conținut foarte ridicat de SiO₂ și K₂O și un conținut scăzut de Al₂O₃ și MgO, comparativ cu celelalte probe.

Considerăm că nu trebuie să ținem seama de aceasta în discutarea compozitiei chimice a acestor bentonite.

Bentonitele de la Valea Chioarului au un conținut foarte ridicat în SiO₂, nu prea ridicat în MgO și foarte scăzut în Fe₂O₃ și FeO.

Ceilalți compoziții chimice majori se încadrează în aceleși limite ca și la celelalte zăcăminte cercetate, observându-se asemănări în special cu bentonitele de la Gurasada și de la Orașu Nou. Capacitatea totală de schimb cationic este în jur de 50–56 me%.

Analiza termică diferențială (fig. 1) a permis identificarea prezenței montmorilonitului bine cristalizat în bentonitele de la Valea Chioarului.

În curbele termice diferențiale apar buclele endoterme caracteristice acestui mineral de la 160°C, 715–720°C și 880–885°C.

Cu ajutorul difracției razei X s-a pus în evidență la probele VCh-1 și VCh-2 reflexul montmorilonitului de Na⁺ de la 12 Å, care expandează în urma glicolării la 17 Å și colapsează după încălzirea de la 300°C și 550°C la 9,9 Å.

La proba VCh-3 se observă existența unui palier între 12,6 Å și 13 Å, ceea ce dovedește existența simultană a montmorilonitului de Ca⁺⁺ și Na⁺.

La această probă s-a calculat cantitatea de argilă cu ajutorul intensității reflexului de la 4,46 Å, iar cristobalitul α a fost determinat cantitativ cu ajutorul intensității reflexului de la 4,03 Å. S-a calculat de asemenea cantitatea existentă de quarț α cu ajutorul reflexului de la 3,33 Å.

Reflexul de la 3,15 Å prezent în diagrama probei VCh-3 se datorează tot mineralelor argiloase, respectiv montmorilonitului (004).

La proba VCh-6 (fig. 8) s-a calculat conținutul în argilă cu ajutorul reflexelor de la 4,42 Å și de la 2,56 Å. Cuațul α a fost determinat cantitativ cu ajutorul reflexului de la 3,33 Å. Feldspații plagioclazi au fost identificați și calculați cu ajutorul maximului de la 3,24 Å. Conținutul



în cristobalit α a fost determinat cu ajutorul reflexelor de la 4,04 Å și 2,48 Å.

Mineralele determinate cantitativ în bentonitele de la Valea Chioarului cu ajutorul difracției razeilor X sint :

Nr. probei	Constituenți mineralogici %	Argilă	Cristobalit α	Cuarț α	Feldspați plagioclazi
VCh-3		90,1	7,1	2,5	—
VCH-6		85,0	7,0	2,0	7,0

Se observă că probele au o compoziție asemănătoare ; ele conțin minerale argiloase într-o proporție ridicată (85–90%) și cristobalit α în jur de 7%. Probele mai conțin mici cantități de cuarț α (2,0–2,5%).

Analiza chimică (tab. 26) a fracțiunilor coloidale indică o compoziție chimică foarte asemănătoare. Datele acestei analize sunt folosite la calcularea formulelor structurale ale mineralelor argiloase.

TABELUL 26

Compoziția chimică (exprimată în procente) a fracțiunilor coloidale sub 2 μ separate din bentonitele de la Valea Chioarului

	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	MnO	MgO	CaO	Na ₂ O	K ₂ O	TiO ₂	H ₂ O ⁺	H ₂ O	Total
VCh-13	58,26 (64,50)	17,99 (19,91)	1,30 (1,44)	0,12 (0,13)	0,05 (0,06)	3,83 (4,24)	0,92 (1,02)	2,08 (2,30)	0,20 (0,22)	0,20 (0,22)	5,38 (5,96)	9,39	99,72 (100,00)
VCh-16	61,45 (67,28)	17,48 (19,14)	1,35 (1,48)	0,15 (0,17)	0,03 (0,03)	3,09 (3,38)	0,97 (1,06)	1,15 (1,26)	0,00 (0,22)	0,20 (0,22)	5,46 (5,98)	8,35	99,68 (100,00)

În fracțiunile coloidale separate nu s-a pus în evidență prezența oxizilor liberi de fier și nici a bioxidului de siliciu liber.

Analiza spectrografică a condus la următoarele rezultate (p.p.m.) :

	Pb	Cu	Ga	Ni	Co	Cr	V	Zr	Be	Sr	Ba
VCh-13	45	77	31	8	<2	<4	7	90	3,5	300	130
VCh-16	16	110	22	15,5	3	<4	7	87	3,5	455	250

Plumbul se găsește în cantități apropiate de conținutul mediu al etalonului G-1. Cantitatea de cupru din proba Vch-16 este identică cu conținutul standardului W-1. Galiul este prezent în cantități comparabile cu cele determinate în niște bentonite de la Gaspé (Canada). Cantitățile de nichel existente sunt comparabile cu cele determinate și în alte bento-



nite (Frete de Archidona—Spania și Gaspé—Canada). Cobaltul prezent în proba VCh-16 este comparabil cu cel determinat în etalonul G-1 și cu cel găsit în unele bentonite din Spania și Canada. Vanadiul se află în cantitate mică; un conținut asemănător a fost găsit la o probă de bentonit din Canada. Zirconiul este mai scăzut decât valoarea medie a conținutului acestui element în etalonul W-1. Beriliul este comparabil cu etalonul G-1, stronțiul depășește conținutul în acel element al etalonului G-1, iar bariul oscilează în jurul valorii etalonului W-1 și este foarte asemănător cu cel determinat pentru unele probe de bentonite din Spania.

În concluzie, conținuturile de Pb, Co, Be sunt apropiate de etalonul G-1, iar cele de Cu și Ba sunt asemănătoare cu etalonul W-1. Elementele minore Ga, Ni, Co, V, Ba au valori comparabile cu unele bentonite din Spania (M a r t i n V i v a l d i et al., 1968) și din Canada (S m i t h, 1967).

Difracția razelor X. La VCh-13, din diagrama probei orientate s-a stabilit prezența montmorilonitului de Na^+ cu ajutorul reflexelor de la 12,80 Å (001), 6,40 Å (002), 4,40 Å (003) și 3,15 Å (004). Existența acestui mineral a fost confirmată și de reflexul de la 17,4 Å (001) al lamei supuse la glicolare. În diagrama uscată la aer a acestei probe s-a identificat și cristobalitul α . În diagramele de la 300°C și de la 550°C se observă colapsarea montmorilonitului la 10 Å (001). În diagrama probei orientate VCh-16 (fig. 8) apar maximele de difracție ale montmorilonitului de Na^+ de la 12,60 Å, 6,25 Å, 4,13 Å și 3,12 Å.

La proba glicolată, expandarea montmorilonitului conduce la reflexele de la 17 Å, 8,50 Å, 5,68 Å, 4,25 Å și 3,40 Å.

În diagrama probei uscate la aer se distinge mai greu reflexul cristobalitului α de la 4,04 Å, datorită interferenței cu reflexul montmorilonitului de la 4,13 Å. În schimb, în diagrama glicolată prin deplasarea maximului (004) montmorilonitului glicolat la 4,25 Å se poate observa ușor reflexul cristobalitului α .

În diagramele de la 300°C și 550°C se observă colapsarea montmorilonitului la 10 Å.

Pentru aceste două probe s-au calculat înălțimile reflexelor la diverse ordine de difracție. S-a considerat ca reflex (001) de intensitate maximă (100) cel de la 12,6 Å. În raport cu acesta s-au calculat intensitățile celorlalte reflexe și s-a observat că sunt de același ordin de mărime la VCh-13 și VCh-16.

S-au calculat și cantitățile de minerale din fracțiunile coloidale separate :

	Minerale din grupa montmorilonitului (%)	Cristobalit α (%)
VCh-13	97,4	2,6
VCh-16	98,5	1,5



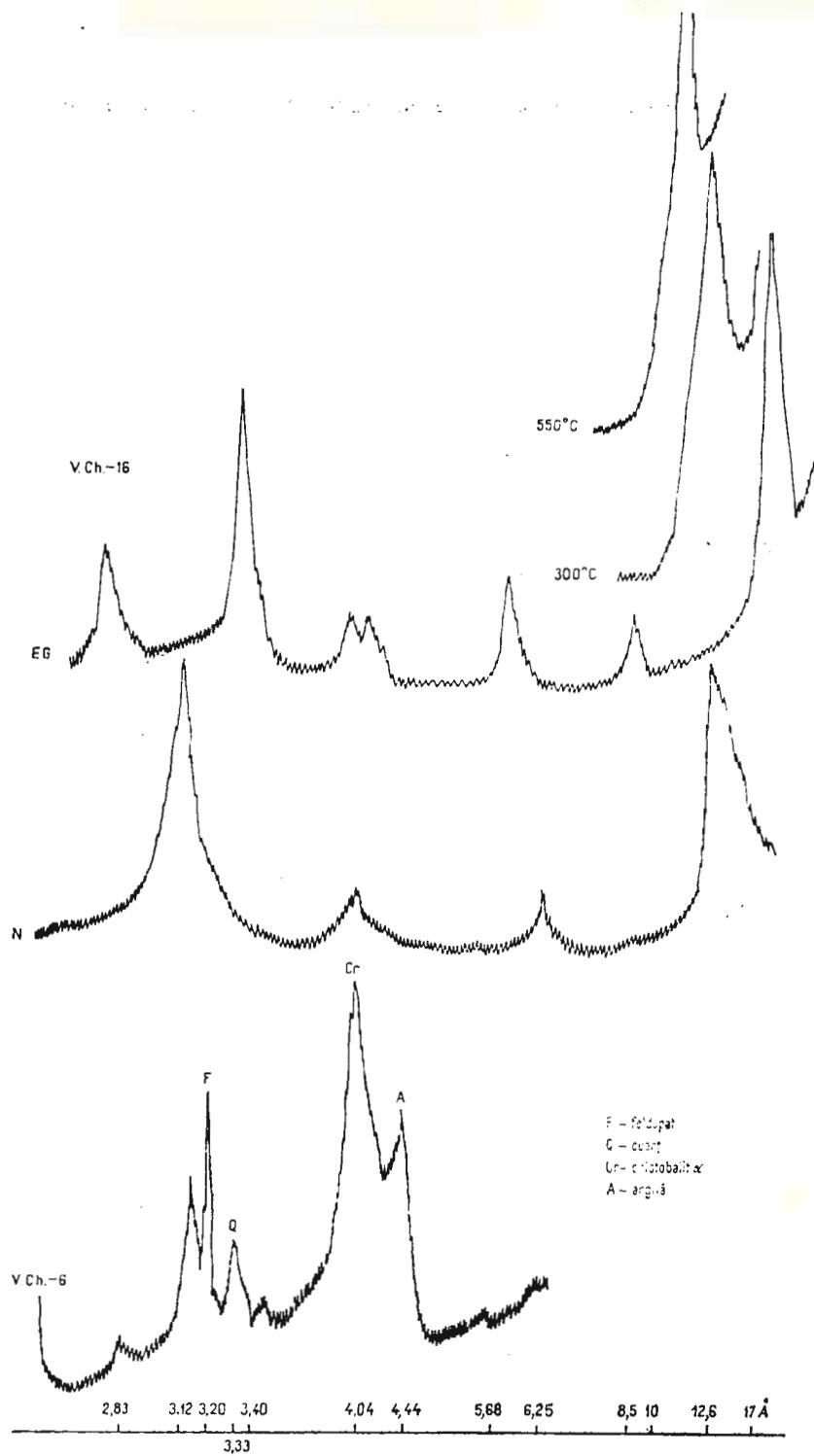


Fig. 8. — Difractogramele probelor VCh-6 și VCh-16 : F, feldspat, Q, cuarț ; Cr, cristobalit α ; A, argilă.

Diffractogrammes des échantillons VCh-6 et VCh-16 : F, feldspath ; Q, quartz ; Cr, cristobalite α ; A, argile.



Institutul Geologic al României

De asemenea s-a urmărit comportarea la temperaturi ridicate (1 000°C și 1 200°C) a mineralelor argiloase existente în aceste bentonite :

Nr. probei	Compoziția mineralogică a fracțiunii coloidale		
	la temp. de 20°C	după încălzire la 1 000°C	după încălzire la 1 200°C
VCh-13	montmorilonit de Na^+	cristobalit β	cristobalit β (crește mult) spinel (crește puțin) mulit
	cristobalit α	cuarț β spinel	
VCh-16	montmorilonit de Na^+	cristobalit β	cristobalit β (crește puțin) spinel mulit
	cristobalit α	spinel	

În difractograma probei VCh-13, încălzită în prealabil la 1 000°C timp de o oră, s-a identificat cristobalitul β cu ajutorul reflexelor de la 4,15 Å, 2,53 Å, 2,05 Å și 1,64 Å; cuarțul β prin reflexul de la 3,43 Å și spinelul prin maximele de la 2,85 Å, 2,43 Å și 2,02 Å.

Difractograma aceleiași probe încălzite la 1 200°C timp de o oră indică o creștere a cantității de cristobalit β , dovedă fiind intensificarea reflexelor acestui mineral. În această difractogramă se observă dispariția reflexului de la 3,43 Å atribuit cuarțului β , iar maximele spinelului apar ușor intensificate. Un mineral nou care a luat naștere în urma încălzirii la 1 200°C este mulitul.

La proba VCh-16 încălzită la 1 000°C și apoi supusă difracției razelor X s-au putut identifica cristobalit β și spinel. Reflexele acestor două minerale apar cu aceeași intensitate.

În urma încălzirii probei VCh-16 la 1 200°C se observă o ușoară creștere a cantității de cristobalit β , în timp ce reflexele spinelului au rămas neschimbate. În plus, au apărut reflexele atribuite mulitului.

În concluzie, fracțiunile coloidale separate din bentonitele de la Valea Chioarului și supuse încălzirii la 1 000°C au următoarea compozиție mineralogică : cristobalit β , spinel, cuarț β .

Odată cu creșterea temperaturii la 1 200°C se observă creșterea cantității de eristobalit β . Cantitatea de spinel rămîne aceeași sau crește puțin, iar cuarțul β dispare. Apare în urma încălzirii probei la 1 200°C mulitul.

Spectrele în infraroșu ale fracțiunilor coloidale (fig. 3) indică prezența mineralelor dioctaedrice, prin benzile de la 466 cm^{-1} , 522 cm^{-1} , 916 cm^{-1} , 1034 cm^{-1} , 3620 cm^{-1} .

Banda de la $1 088 - 1 090 \text{ cm}^{-1}$ dovedește existența în exclusivitate a mineralelor de tipul 2 : 1.

Intensitatea benzii de la $618 - 623 \text{ cm}^{-1}$, caracteristică mineralelor trioctaedrice, dovedește o substituție avansată în stratul octaedric.



TABELUL 27

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba VCh-13

	Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi in semicelulă
SiO ₂	1,0310	2,0620	1,0310	3,90 (Si)
Al ₂ O ₃	0,1951	0,5853	0,3902	1,48 (Al)
Fe ₂ O ₃	0,0090	0,0270	0,0180	0,07 (Fe ³⁺)
MgO	0,1052	0,1052	0,1052	0,40 (Mg)
CaO	0,0182	0,0182	0,0182	0,07 (Ca)
Na ₂ O	0,0371	0,0371	0,0742	0,28 (Na)
K ₂ O	0,0023	0,0023	0,0046	0,02 (K)
TiO ₂	0,0027	0,0055	0,0027	0,01 (Ti)
H ₂ O ⁺	0,3308	0,3308	0,6616	2,50 (H)

$$N = 3,1734$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{3,1734} = 3,7815 \text{ Si}_{3,90} \text{Al}_{0,10} (\text{Al}_{1,38} \text{Fe}_{0,07}^{3+} \text{Mg}_{0,40} \text{Ti}_{0,01})_{1,66} \text{O}_{10} (\text{OH})_{2,50}$$



TABELUL 28

Calcularea formulei mineralelor argiloase din proba VCh-16

	Montmorilonit			
	Nr. de molecule	Nr. de oxigeni	Nr. de cationi	Nr. de atomi in semicelulă
SiO ₂	1,0956	2,1912	1,0956	4,05 (Si)
Al ₂ O ₃	0,1877	0,5631	0,3754	1,39 (Al)
Fe ₂ O ₃	0,0093	0,0279	0,0186	0,07 (Fe ³⁺)
MgO	0,0838	0,0838	0,0838	0,31 (Mg)
CaO	0,0189	0,0189	0,0189	0,07 (Ca)
Na ₂ O	0,0203	0,0203	0,0406	0,15 (Na)
H ₂ O ⁺	0,3319	0,3319	0,6638	2,45 (H)

$$N = 3,2453$$

$$\frac{n}{N} = \frac{12}{3,2453} = 3,6977 \text{ Si}_{4,05} (\text{Al}_{1,39} \text{Fe}_{0,07} \text{Mg}_{0,31})_{1,77} \text{O}_{10} (\text{OH})_{2,45}$$



Calculele chimico-mineralogice. După repartizarea constituenților chimici la mineralele existente în fracțiunile coloidale s-au calculat formulele structurale ale mineralelor argiloase (tab. 27, 28).

La proba VCh-13 în montmorilonitul dioctaedric Al^{3+} reprezintă 74%, Mg^{2+} 21% și Fe^{3+} 5% din totalul cationilor aflați în coordinație octaedrică. În stratul tetraedric 2,5% din Si^{4+} este înlocuit de Al^{3+} .

Între strate se găsesc ioni de Na, Ca, K. Dintre aceștia, predomină ionii de Na (76%), urmați de cei de Ca (19%).

În proba VCh-16, montmorilonitul dioctaedric are în stratul octaedric Al^{3+} (78%), Mg^{2+} (17%) și Fe^{3+} (5%). Stratul tetraedric nu prezintă substituții. Între strate se găsesc ioni de Na (70%) și Ca (30%).

CONCLUZII

Din cercetările întreprinse, se desprind următoarele :

1. Bentonitele de la Gurasada se remarcă printr-un conținut foarte scăzut în Fe_2O_3 (1,4–1,6%) și în Fe_2O_3 total (1,4–3,1%).

Cantitatea ridicată de argilă existentă în aceste bentonite (64–88%) este alcătuită dintr-un montmorilonit dioctaedric, cu substituții în stratul octaedric (Mg^{2+} 20%) și ioni de calciu aflați interfoliați.

Capacitatea totală de schimb cationic a bentonitelor de la Gurasada este ridicată (52–73 me la 100 g probă uscată la 105°C).

La temperaturi ridicate (1 000°C), în fracțiunile coloidale separate din aceste bentonite apar minerale noi, cum sunt cristobalitul β , spinelul și mulțul. Cantitatea acestor minerale crește odată cu temperatura (1200°C)

Cantitatea ridicată de argilă, capacitatea totală de schimb cationic mare, conținutul foarte scăzut în fier și vanadiu, prezența montmorilonitului dioctaedric de calciu conferă bentonitelor de la Gurasada calități care le fac utilizabile în industria catalizatorilor.

2. Bentonitele de la Oarda-Ciugud conțin cantități ridicate de Fe_2O_3 (3,2–3,3%) și de K_2O (până la 2,5%).

Conținutul în argilă al acestor bentonite este de numai 58%, restul fiind quart α (15%), feldspati plagioclazi (20%) și cristobalit α (1,8%).

Din mineralele argiloase, în bentonitele de la Oarda s-a identificat prezența unui montmorilonit dioctaedric, cu substituții în stratul octaedric (Mg^{2+} 25%) și în stratul tetraedric (Al^{3+} 9,5%) și cu ioni de Ca, Na, K aflați între strate.

La aceste bentonite s-au mai găsit interstratificații montmorilonitilit, în care predomină net montmorilonitul.

Capacitatea de schimb cationic a bentonitelor de la Oarda este scăzută (44 me%).

Fracțiunea coloidală sub 2 μ separată din aceste bentonite și încălzită la 1 000°C conține cristobalit β , quart β , spinel, tridimit.

La 1 200°C s-a identificat numai prezența cristobalitului β și a spinelului în cantități mai mari decât la proba încălzită la 1 000°C.



Bentonitele de la Oarda, care conțin un foarte valoros montmorilonit de calciu și sodiu, au însă cantități scăzute de argilă și conținuturi mari de feldspați plagioclazi și cuarț. Aceasta le împiedică să poată fi folosite ca atarc la noroaie de sondă, deoarece ar avea o acțiune abrazivă asupra echipamentului de foraj.

Considerăm că aceste bentonite pot fi utilizate la decolorarea uleiurilor și la nisipuri de turnătorie.

3. Bentonitele de la Oena Mureș au un conținut ridicat de MgO (2,2–3,3%) și de CaO (3,8%).

Cantitatea de argilă găsită în probele de bentonită este scăzută (<50%).

La aceste bentonite s-a pus în evidență existența în proporție însemnată (45%) a unui mineral din clasa zeoliților, clinoptilolitul de calciu.

În bentonitele de la Oena Mureș s-a găsit un montmorilonit dioctaedric, cu substituții în stratul octaedric (Mg^{2+} 24%) și în stratul tetraedric (Al^{3+} 16%). Între strate se găsesc ioni de calciu.

Valoarea găsită pentru capacitatea totală de schimb este scăzută (36 me%). Bentonitele de la Oena Mureș, cu un conținut scăzut de argilă, au însă cantități apreciabile de zeoliți. Aceasta le conferă proprietatea de a fi utilizate în operații de dedurizare a apelor.

4. Bentonitele de la Orașu Nou se remarcă printr-un conținut ridicat de Al_2O_3 (20–26%). De asemenea, cantitatea de argilă găsită la aceste bentonite este însemnată (87–94%). Ea este alcătuită din minerale aparținând grupei caolinitului (caolinit și metahaloisit) și minerale ale grupei montmorilonitului, aflate în diverse proporții.

Formula structurală calculată indică existența în aceste bentonite a unui montmorilonit dioctaedric cu usoare substituții în stratul octaedric (Mg^{2+} 7,5%). Între strate se găsesc ioni de calciu.

Bentonitele de la Orașu Nou au o capacitate totală de schimb de 49 me%.

Fracțiunile coloidale separate din aceste bentonite și încălzite la 1 000°C conțin cristobalit β , mulit și spinel. În urma încălzirii la 1 200°C crește cantitatea de mulit, celelalte minerale rămânind neschimbate.

Cantitatea ridicată de argilă, conținutul mare de aluminiu, prezența mineralelor din grupa caolinitului alături de cele din grupa montmorilonitului permit eventuala folosire a bentonitelor de la Orașu Nou și în industria catalizatorilor.

5. Bentonitele de la Valea Chioarului conțin 85–90% argilă, formată dintr-un montmorilonit dioctaedric, cu substituții în stratul octaedric (Mg^{2+} 17–21%) și uneori și în stratul tetraedric (Al^{3+} 2,5%) și cu ioni de Na, Ca, K între strate (predomină ionii de Na 70–80%).

Capacitatea totală de schimb a bentonitelor de la Valea Chioarului este în jur de 50 me%.

În urma încălzirii la 1 000°C, fracțiunile coloidale separate din aceste bentonite conțin cristobalit β , spinel și cuarț β . După o încălzire la 1 200°C, în aceste fracțiuni crește cantitatea de cristobalit β , cantitatea de spinel rămâne neschimbat, apare un mineral nou – mulitul – și se observă dispariția cuarțului β .



Bentonitele de la Valea Chioarului sunt singurele bentonite, dintre cele studiate, care conțin montmorilonit de sodiu. Prezența acestui cation schimbabil le conferă ridicate proprietăți coloidale și plastice; de asemenea, ele sunt foarte active, se gonflează puternic și sunt foarte impermeabile.

Se recomandă utilizarea acestor bentonite în special la construcții de diguri și la fabricarea mortarului de ciment, care datorită prezenței lor capătă proprietăți tixotropice.

BIBLIOGRAFIE

- A h r e n s L. H., T a y l o r I. R. (1961) Spectrochemical Analysis. *Pergamon*, New York.
- A l i a s L. J., L a c h i c a M. (1966) Estudio de las jarositas de algunos depósitos de bentonita. *Estudios Geológicos*, XXII, 3–4.
- A n t o n S. (1944) Bentonitele de la Rugi. *Rev. Muz. Geol. Min. Univ. Cluj*, VIII, Cluj.
- B e a l l A. O. jr., O j a k a n g a s R. W. (1967) Mineralogy of an upper cambrian K-bentonite from Missouri *Journal of Sedimentary Petrology*, 37, 3, Tulsa, Oklahoma.
- B r a d l e y W. F. (1953) Analysis of mixed-layer clay mineral structures. *Analyt. Chem.* 25 727, Washington.
- G r i m R. E. (1961) The X-ray identification. *Mineralogical Society*, London.
- B r a n a V. (1967) Zăcăminte nemetalifere din România. *Ed. Tehn.*, București.
- B r i n d l e y G. W. (1961) The X-ray identification. *Mineralogical Society*, London.
- B r o w n G. (1961) The X-ray identification and crystal structures of clay minerals. *Mineralogical Society*, London.
- C a i l l è r e S., H é n i n S. (1963) Minéralogie des argiles. *Ed. Masson*, Paris.
- C e r n e s c u N. (1938) Capacité maximum et intensité d'échange des alumino-silicates hydratés *Inst. Geol. Stud. teh. econ., seria C*, 4, București.
- (1952) Studiul cristalochimic al argilei din loess. *D. S. Inst. Geol. Rom.*, NXXIV, București.
- D e e r W. A., H o w i e R. A., Z u s s m a n J. (1963) Rock forming minerals, 4, *J. Wiley and Sons, Inc.*, New York.
- D i t t l e r E. (1933) Chemische Gesteinanalyse. *Verlag W. Gruner*, Berlin.
- E d e l s t e i n - H e l l e r D o r o t h e a (1971) Caracterizarea calitativă a fracțiunii argiloase separate din soluri cu ajutorul spectroscopiei în infraroșu. *Sfîrșitul solului*, 9, 1, 55–67, București.
- E i t e l W. (1964) Silicate structures. *I. University of Toledo*, Ohio.
- F e l s z e g h y E., Stoieovici E. (1957) Bentonite de la Gurasada. *Stud. Univ. Babes-Bolyai, seria Chimie*, 12 (2), Cluj.
- F l e i s c h e r M. (1969) Additional data on rocks G-1 and W-1. *Geochimica et Cosmochimica Acta*, 33, 1, 65–79, Oxford.
- G â t ă G h. (1972) Contribuții la elaborarea unor metode analitice pentru stabilirea structurii mineralelor argiloase. *Teză. Inst. Politec.*, București.
- G r i m R. E. (1962) Applied clay mineralogy. *Mc Graw-Hill*, New York.
- (1968) Clay mineralogy. *Mc Graw-Hill*, New-York.



- Gruner J. W. (1940) Cristobalite in bentonite. *Amer. Mineralog.*, 25, 587–590, New-York.
- Hagemann F. (1966) Silurian bentonites in the Oslo region. *Norges Geologiske Undersokelse*, 242, Oslo.
- Harder H. (1972) The role of Magnesium in the formation of smectite minerals. *Chemical Geology*, 10, 1, 31–39.
- Jasmund K. (1955) Die silicatischen Tonminerale. *Verlag Chemie*, Weinheim.
- Klug H. P., Alexander L. E. (1959) X-ray diffraction procedures Ed. John Wiley & Sons, New-York.
- Kolthoff I. M., Elving P. I. (1961) Treatise on analytical chemistry. *Interscience Publishers*, New-York.
- Linares J. (1972) Geochemistry of trace elements during the genesis of coloured bentonite. *Internat. Clay Conf. 1972*, I, Madrid.
- Lucas J., Trauth N. (1965) Etude du comportement des montmorillonites à haute température. *Bull. Serv. Carte géol. Als. Lorr.*, 18, 4, 217–242, Strasbourg.
- MacEvans D. M. C. (1961) X-ray identification. *Mineralogical Society*, London.
- Mackenzie R. C. (1957) The differential thermal investigation of clays. *Mineralogical Society*, London.
- (1958) The evolution of clay mineral composition with particular reference to smectites. *Journées internat. d'études des argiles*, Belgique.
- Marshall E. C. (1949) The colloid chemistry of the silicate minerals. *Academic Press, Inc. Publishing*, New-York.
- (1964) The physical chemistry and mineralogy of soils. I. *John Wiley*, New-York.
- Martin Vivaldi J. L., Linares Gonzales J. (1968 a) Las bentonitas de Cabo de Gata (I). *Boletín geológico y minero*, LXXIX–V, 513–523.
- (1968 b) Las bentonitas de Cabo de Gata (II). *Boletín geológico y minero*, LXXIX–VI, 605–611.
- Masson B., Sand L. B. (1960) Clinoptilolite from Patagonia, the relationship between clinoptilolite and heulandite. *Amer. Mineral.*, 45, 341–350.
- Mehra O. P., Jackson M. L. (1960) Iron oxide removal from soils and clays. *Clay and clay minerals*, 5, London.
- Millot G. (1964) Géologie des argiles. Ed. Masson, Paris.
- Moencke H. (1966) Mineralspektren (Aufgenommen mit dem Jenaer Spektrometer VR-10) *Akademie Verlag*, Berlin.
- Náray-Szabó I., Péter E. (1967) Die Quantitative Phasen-analyse in der Tonmineralforschung. *Acta Geologica, Acad. Sci. Hung.*, 11 (4), 347–356, Budapest.
- Neacsu Gh. (1968) Studiu geologic, mineralologic și petrografic al depozitelor argiloase neogene între Alba Iulia și Ocna Mureșului, cu privire specială asupra zăcămintelor de bentonite. *Teză Univ.* București.
- Papiu C. V. (1960) Petrografia rocilor sedimentare. Ed. Teh., București.
- Parrish W., Marian Mack (1963) Data for X-ray analysis. Charts for solution of Bragg's equation. I (d versus Θ and 2Θ for copper K radiation). *Philips technical library* New-York.
- Pietracaprina A., Novelli G., Rinaldi A. (1969) Il giacimento bentonitico di Pedra de Fogu (Sardegna). *Memorie della Società Geologica Italiana*, VIII, 2, 205–218.
- Quakernaak J. (1968) X-ray analyses of clay minerals in some recent fluvial sediments. *Physisch-Geografische Publicaties van de Universiteit van Amsterdam*, 120, Amsterdam.
- Rădulescu Dan (1962) Petrografia rocilor sedimentare. Ed. Tehn., București.



- Rankama K., Sahama T. h. G. (1950) *Geochemistry. The University of Chicago Press*.
- Ross C. S., Hendricks S. B. (1945) Minerals of the montmorillonite group. *U. S. Geol. Surv. Prof. Pap.*, 205 B, 23—47, Washington.
- Sagatovici Alexandra, Arion Filareta, Popescu I. C. (1959) Contribuții la cunoașterea perlitelor din Țara Oașului. *Soc. Șt. Nat. Geogr. Comun. Geol. Geogr.* (1957—1959), București.
- Schultz L. G. (1963) Nonmontmorillonitic composition of some bentonite beds. *Proc. Nat. Conf. Clays Clay Minerals* (11-th), 13, 169—175.
- (1964) Quantitative interpretation of mineralogical composition from X-ray and chemical data for the Pierre Shale. *Geological Survey Professional Paper*, 391-C, Washington.
- Smith D. G. W. (1967) The petrology and mineralogy of some lower devonian bentonites from Gaspé, P. Q. *The Canadian Mineralogist*, 9, 2, 141—165.
- Snell D. F., Snell C. T. (1959) Colorimetric methods of analysis, *Van Nostrand*, New-York.
- Takáts T. (1967) Crystalline phase changes brought about by heating in fine ceramic raw materials. *Acta Geologica Acad. Sci. Hung.*, 11, 4, 357—364.
- Williams F. J., Elsley B. C., Weintritt D. J. (1954) The variations of Wyoming bentonite beds as a function of the overburden. *Clays and Clay minerals*, 327, 141—151.
- Winchell A. (1964) Elements of optical mineralogy. *John Wiley*, New-York.
- * * * (1962) Index to the X-ray powder data file. *American Society for testing and materials*, Philadelphia.

COMPOSITION CHIMIQUE ET MINÉRALOGIQUE DE QUELQUES BENTONITES DE LA ROUMANIE

(Résumé)

En vue d'une recherche chimique et minéralogique de quelques bentonites de la Roumanie, on a choisi les gisements de bentonites de Gurasada, Oarda-Ciugud, Ocna Mureș, Orașu Nou et Valea Chioarului tenant compte des dépôts de bentonites et des possibilités d'exploitation. Du chaque gisement on a analysé des échantillons à l'aide des méthodes chimiques, thermiques différencielles et de la diffraction des rayons X. De ces échantillons on a sélectionné les plus représentatifs pour séparer les fractions colloïdales sous 2 μ . Les déterminations chimiques, spectographiques, diffractographiques, spectroscopiques en infrarouge effectuées sur ces fractions colloïdales ont permis d'étudier les minéraux argileux du point de vue de la composition et de la structure. On a également étudié le comportement aux températures élevées (1 000° et 1 200°C) de ces minéraux argileux.

En corrélant les données chimiques et minéralogiques on a calculé les formules structurales des minéraux argileux.

Bentonites de Gurasada tiennent un contenu très réduit en Fe_2O_3 (1,4—1,6%) et en Fe_2O_3 total (1,4—3,1%). La quantité de MgO est élevée (2,6—3,6%). En ce qui concerne les autres composants majeurs, elles ressemblent très bien aux bentonites de Valea Chioarului (tab. 1).

La capacité totale d'échange est élevée (52—73 me à 100 g échantillon).

La composition minéralogique (tab. 2) indique un contenu élevé en argile (64–68%). La quantité de cristoballite α est de 8–11% et celle de quartz α est de 1,6–3,6%.

En fraction colloïdale sous 2 μ , on a déterminé les composants chimiques mineurs, qui confirme la nature magmatique du matériel de formation (tab. 4).

Les minéraux identifiés en fraction colloïdale sous 2 μ sont la montmorillonite (93–96%) et le cristoballite α (3,7–6,5%).

Ces minéraux, soumis à une température de 1 000°C, se transforment en cristoballite β , spinelle et mullite, dont la quantité augmente en même temps avec la température (1 200°C), (tab. 7).

La composition dominant dioctaédrique, à substitutions dans la couche tétraédrique et celle octaédrique indiquées par les spectres en infrarouge (fig. 3), a été aussi attestée par les calculs chimico-minéralogiques.

La formule structurale des minéraux argileux désigne la présence d'une montmorillonite dioctaédrique, à substitutions dans la couche octaédrique (Mg^{2+} 20%) et à ions de Ca interfoliaires (tab. 9, 10, 11, 12).

En conclusion, la quantité élevée d'argile, la capacité totale d'échange cationique grande, le contenu très réduit en fer et en vanadium, la présence du montmorillonite dioctaédrique de calcium confèrent aux bentonites de Gurasada des qualités qui les rendent utilisables dans l'industrie des catalyseurs.

Bentonites d'Oarda-Ciugud ont, par rapport aux autres bentonites étudiées, un contenu élevé en Fe_2O_3 (3,2–3,3%) et K_2O (0,2–2,5%), les autres composants majeurs ont les mêmes limites tout comme les autres gisements étudiés (tab. 13).

La capacité totale d'échange est réduite (44 me à 100 g échantillon).

Du point de vue de la composition minéralogique, ces bentonites contiennent 58% argile, 15% quartz α , 1,8% cristoballite α , 20% feldspaths plagioclases. Envers les autres bentonites étudiées, elles se caractérisent par un contenu réduit en argile et un contenu élevé en quartz α et feldspaths plagioclases.

La fraction colloïdale sous 2 μ a des contenus des principaux composants majeurs SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 approchés à ceux de la fraction séparée des bentonites d'Ocna Mureş.

On remarque un contenu en MgO très élevé (4,2%) (tab. 14).

Dans les fractions colloïdales on a trouvé des contenus élevés en Pb, Ga, V; les quantités de Cu, Ni, Cr, Be, Sr, Ba déterminées sont comparables aux valeurs moyennes des contenus de ces éléments dans les étalons internationales G-1 et W-1.

Les minéraux identifiés dans la fraction sous 2 μ sont la montmorillonite de calcium (90%), minéraux à réseaux mixtes montmorillonite-illite (6%) où prédomine la montmorillonite et le quartz α (4%).

Soumise à un réchauffement à 1 000°C, cette fraction colloïdale se caractérise par la suivante composition minéralogique: cristoballite β , quartz β , spinelle, tridymite.

Réchauffée à 1 200°C, la fraction colloïdale contient seulement du cristoballite β et du spinelle.

Les spectres en infrarouge indiquent pour les bentonites d'Oarda la présence des minéraux dioctaédriques du type 2 : 1, à fortes substitutions dans la couche octaédrique et tétraédrique.

La formule structurale de la montmorillonite existante dans les bentonites d'Oarda-Ciugud indique la présence du Al^{3+} (60%), Mg^{2+} (25%) et Fe^{3+} (15%) dans la couche octaédrique. Des ions de Ca, Na et K se trouvent parmi les couches. Parmi ceux-ci, prédominent les ions de Ca (40%), suivis de ceux de Na (37%).



En conclusion, les bentonites d'Oarda-Ciugud contiennent une très méritant montmorillonite de Ca et Na, mais ayant des quantités réduites d'argile et de grands contenus de feldspaths plagioclases et de quartz. Ces bentonites ne peuvent pas être employées comme boues de puits, puisqu'elles auraient une action abrasive sur l'équipement de forage.

Nous considérons qu'il y a une possibilité d'utiliser ces bentonites à la décolorisation des huiles et aux sables de fonderie.

Bentonites d'Ocna Mureș. Du point de vue de la composition chimique, ces bentonites se caractérisent par un contenu élevé en MgO (2,2–3,3%) et en CaO (3,8%), en comparaison avec les autres bentonites étudiées (tab. 16).

La capacité totale d'échange est très réduite (36 me à 100 g échantillon).

A l'aide de l'analyse thermique différentielle (fig. 1) on a identifié la présence de la montmorillonite et de quelques substances organiques dans tous les échantillons de bentonites. En outre, on a mis en évidence l'existence du clinoptilolite, minéral de la classe des zéolites.

Les bentonites d'Ocna Mureș ont un contenu réduit en minéraux argileux (<50%). Dans l'échantillon OcM – 6 il y a une quantité remarquable (presque 45%) du clinoptilolite de calcium.

Dans la fraction colloïdale sous 2 μ , les principaux composants majeurs SiO_4 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 ont des valeurs très approchées de celles de la fraction colloïdale des bentonites d'Oarda, et les contenus en MgO et CaO sont comparables à quelques échantillons séparés des bentonites de Gurasada. A l'aide de l'analyse spectrographique on a trouvé des quantités élevées de Pb (63 p.p.m.), Ni (176 p.p.m.), Sr (750 p.p.m.) et Ba (750 p.p.m.) dans la fraction colloïdale sous 2 μ .

Dans cette fraction colloïdale, la diffraction des rayons X a permis l'identification de la montmorillonite de calcium en proportion de 60% du quartz α (5%) et du clinoptilolite de calcium (~35%).

Le spectre en infrarouge a mis en évidence la présence des minéraux dioctaédriques à fortes substitutions dans la couche octaédrique et tétraédrique. Il indique aussi la présence du quartz α .

La formule structurale calculée pour les minéraux argileux des bentonites d'Ocna Mureș est semblable à celle d'une montmorillonite dioctaédrique à substitutions dans la couche octaédrique (Mg^{2+} 25%, Fe^{3+} 19%) et dans celle tétraédrique (Al^{3+} 16%). Parmi les couches se trouvent des ions de Ca.

Bentonites d'Orașu Nou. La composition chimique de ces bentonites se distingue par un contenu élevé de Al_2O_3 et par l'absence de Na_2O (tab. 20).

La capacité totale d'échange est de 49 me à 100 g échantillon.

A l'aide de l'analyse thermique différentielle on a mis en évidence la présence de quelques minéraux du groupe de la kaolinite (kaolinite, métahalloysite), à côté de la montmorillonite de Ca^{2+} .

La diffraction des rayons X a indiqué un contenu élevé en argile (87–94%) pour ces bentonites.

En plus, on a identifié la présence du cristobalite α en proportion de 5–13%.

A l'aide de l'analyse chimique de la fraction colloïdale (tab. 21) on a pu établir des différences dans la composition de l'échantillon OrN-11 du perlite incomplet bentonitisé et les autres échantillons de bentonites.

On n'a mis en évidence ni la présence des oxydes libres, ni celle du bioxyde de silicium libre.



Les contenus en éléments mineurs sont élevés pour Cu et Zn, moyens pour Ga, Pb, Ba, réduits pour Co, Cr, Sr.

La diffraction des rayons X a indiqué un contenu total en minéraux argileux très élevé (93–96%). Le rapport entre les minéraux du groupe de la montmorillonite et ceux du groupe de la kaolinite est variable.

Tous les échantillons contiennent aussi du cristobalite α (4,0–6,5%).

A la suite du rechauffement à 1 000°C apparaissent de nouveaux minéraux : cristobalite β , mullite, spinelle. A 1 200°C on observe une augmentation de la quantité du mullite, les autres minéraux restant tels quels (fig. 7).

Les spectres en infrarouge indiquent une composition dioctaédrique formée d'un mélange de minéraux du type 2:1 et 1:1.

La formule structurale calculée est celle d'une montmorillonite de Ca^{++} à substitutions seulement dans la couche octaédrique (tab. 22, 23, 24).

La quantité élevée d'argile, le contenu grand d'aluminium, la présence des minéraux du groupe du kaolinite à côté de ceux du groupe de la montmorillonite confèrent à ces bentonites la qualité d'être employées dans l'industrie des catalisateurs.

Bentonites de Valea Chioarului. Du point de vue de la composition chimique, ces bentonites ont un contenu très élevé en SiO_2 et très réduit en Fe_2O_3 et FeO (tab. 25).

La capacité totale d'échange s'élève à presque 50 me à 100 g échantillon.

Les courbes thermiques différentielles ont mis en évidence la présence des minéraux du groupe de la montmorillonite.

La diffraction des rayons X a permis de calculer les quantités de minéraux argileux (85–90%) existentes. On a aussi identifié du cristobalite α (presque 7%), de petites quantités de quartz α (2–2,5%) et des feldspaths plagioclases (7%).

L'analyse chimique des fractions colloïdales indique un contenu de 58–61% SiO_2 , 17% Al_2O_3 , 1,3% Fe_2O et 3,0–3,8% MgO .

Le contenu en éléments mineurs Pb, Co, Be est approché de l'étalon G_1 , et les quantités de Cu, Ba sont comparables à celles de l'étalon W_1 .

Les valeurs obtenues pour Ga, Ni, Co, V, Ba ressemblent à celles déterminées à quelques bentonites de l'Espagne (Frente de Archidona) et du Canada (Gaspé).

A l'aide de la diffraction des rayons X on a calculé la quantité de minéraux du groupe de la montmorillonite (97,4–98,5%). On a aussi identifié le cristobalite α (1,5–2,6%).

A la suite du rechauffement à 1 000°C, les fractions colloïdales ont la suivante composition minéralogique : cristobalite β , spinella, quartz β . A 1 200°C la quantité de cristobalite β est invariable, le quartz β disparait et apparaît le mullite.

Les spectres en infrarouge indiquent la présence des minéraux dioctaédriques, du type 2:1, à substitutions dans la couche octaédrique et quelquefois dans la couche tétraédrique.

La formule structurale calculée est celle d'un minéral dioctaédrique à 74–78% Al^{3+} , 17–21% Mg^{2+} et 5% Fe^{3+} dans la couche octaédrique. Parmi les couches on trouve des ions de Na, Ca et K, à prédominance nette des ions de Na^+ (70–80%) (tab. 27, 28).

Des bentonites étudiées, les bentonites de Valea Chioarului sont les seules qui contiennent dans une quantité appréciable de la montmorillonite de sodium. La présence de ce cation changeable les confère d'importantes propriétés colloïdales et plastiques. Ces bentonites sont très actives, se gonflent fortement et sont très imperméables.

On recommande leur emploi particulièrement aux constructions de digues et à la fabrication du mortier de ciment.



CERCETĂRI ASUPRA CONCENTRĂRII MINEREURILOR FOARTE FIN MĂCINATE¹

DE
CORNELIU PANDELESCU²

Abstract

Researches regarding the treatment of fine mineral particles. The carried out researches constitute contributions to the clearing up of some aspects of main interest within the treatment field of the fine mineral particles especially of the non-ferrous ones, up to now insufficiently studied from this viewpoint, and which represents a problem of present interest for our country.

In a first stage, there were established and substantiated more favourable conditions of flotation corresponding to the advanced fineness of the material subjected to the treatment, namely : the using of a proper regime of reagents ; the carrying out of some favourable conditions of aeration ; the application, instead of conventional flotation of the flotation by gas precipitation from solution (vacuum flotation).

Further on, it was studied the possibility of application of some new concentration methods of very fine minerals as : selective flocculation and carrier flotation (ultra-flotation) having in view the determination and substantiation of the most proper working conditions which are taken into account to the application of these methods.

C U P R I N S

A. Introducere	54
B. Cercetări privind determinarea condițiilor de flotație și cinetica flotației minerelor foarte fine	59
1. Materialul și aparatura de lucru	59
2. Determinarea condițiilor de flotație	60
3. Desfășurarea procesului de flotație	69
4. Concluzii	80

¹ Teză de doctorat susținută la data de 7 iulie 1975 la Universitatea din București, Facultatea de geologie și geografie, secția de Inginerie geologică și geofizică și acceptată spre publicare la data de 15.XII.1975.

² Institutul de geologie și geofizică, Str. Caransebeș nr. 1, Sector 8, București 32.



C. Influența aerăției asupra flotației minereurilor foarte fine	81
1. Introducere în studiu	81
2. Determinarea influenței aerăției asupra flotației minereurilor foarte fine	82
3. Îmbunătățirea flotației diferențiale a minereurilor complexe foarte fine, prin acțiunea aerăției	96
4. Influența aerăției asupra curbelor de preparare	100
5. Concluzii	103
D. Flotația minereurilor foarte fine cu aer degajat din soluție	103
1. Considerații teoretice	103
2. Cercetări experimentale privind desfășurarea procesului de flotație cu vacuum . .	107
3. Experimentări cu amestecuri polidisperse de minerale sulfuroase	117
4. Concluzii	120
E. Flocularea selectivă a minereurilor foarte fine	121
1. Considerații generale	121
2. Considerații privind mecanismul flocularii suspensiilor minerale cu polimeri sintetici	121
3. Cercetări experimentale pentru determinarea posibilităților de floculare selectivă cu polimeri sintetici	125
Experimentări pe minerale individuale	127
Experimentări pe amestecuri de minerale	134
4. Concluzii	139
F. Flotația cu purtător a minereurilor foarte fine	141
1. Considerații generale	141
2. Cercetări experimentale	142
3. Concluzii	150
G. Concluzii generale	150
Bibliografie	154

A. INTRODUCERE

În contextul sarcinilor deosebite ce revin în viitorii ani cercetării geologice și industriei extractive din țara noastră, vor trebui luate în considerare din ce în ce mai mult noi acumulări de substanțe minerale utile, pe de o parte cu conținuturi reduse, pe de altă parte cu asociații foarte intime ale compoziției minerali utili.

Ca urmare, o problemă de importanță crescândă ce se pune în domeniul mineralurgiei este aceea a concentrării minereurilor foarte fine (sub 25–30 μm); această problemă apare :

— în cazul asociațiilor minerale foarte intime, pentru a căror desfacere este necesară o măcinare înaintată, fie chiar în prima etapă a prelucrării, fie într-o etapă mai avansată ;

— în cazul cînd la operațiile de prelucrare a minereurilor sunt produse fractiuni fine a căror valoare economică impune prelucrarea lor, în scopul creșterii gradului de valorificare a materiei prime miniere.



Actualele tehnici ale mineralurgiei — cu excepția leșierii³ — sunt fie ineficace, fie că devin din ce în ce mai puțin eficace în domeniul particulelor sub 25—30 μm .

Reducerea pierderilor de minerale utile — în cazul prelucrării fractiunilor fine — poate fi realizată fie prin adaptarea procedurilor clasice, astfel încit ele să poată face față unei distribuții granulometrice mai largi în alimentare, fie prin dezvoltarea de noi procedee pentru tratarea fractiunilor de material fin, în mod obișnuit îndepărtate.

În cazul flotației, starea de dispersie înaintată a minereurilor dă naștere la fenomene fizice și fizico-chimice, dezavantajoase unei bune desfășurări a procesului și obținerii unei separări suficient de selective.

Diferitele aspecte ale problemei tratării fractiunilor minerale fine, cu referire particulară la flotație, sunt sintetizate în schema din figura 1 (Klassen, Mokrosov, 1959).

Un proces ca flotația este afectat nu numai de masa mică a particulelor foarte fine, ci, de asemenea, de marea lor suprafață specifică și energia de suprafață ridicată.

Rolul de importanță crescută pe care îl joacă factori ca ciocnirea particulei cu bula de aer, ruperea filmului de apă dintre particula și bulă, flocularea, antrenarea șlamurilor în spumă, este datorat efectului de masă mică a particulelor și considerențelor hidrodinamice. Acoperirile cu șlam, punerea în libertate de ioni în tulbureală, consumul excesiv de colector, rigiditatea spumei, ne-specificitatea reactivilor, sunt, pe de altă parte, factori provenind din proprietățile de suprafață ale particulelor fine.

Cei mai mulți din acești factori pot afecta atât gradul de recuperare a particulelor fine, cit și selectivitatea generală a procesului.

Una din principalele cauze ale flotației dificile a particulelor foarte fine este probabilitatea mai redusă de ciocnire a acestora cu bulele de aer. Găudin (1957), luând în considerare condițiile hidrodinamice apropiate de cele ce au loc în mașinile de flotație, a arătat că, cu cât diametrul unei particule este mai mic, cu atât probabilitatea ciocnirii ei cu o bulă de aer este mai mică; cu cât o particulă are o masă mai mică, cu atât ea este mai mult influențată de mișcarea lichidului în jurul suprafeței bulei și prin aceasta realizarea adeziunii particulei la bulă este mai dificilă.

Trebuie observat că, în cazul particulelor sub cîțiva microni, un rol important în realizarea ciocnirii cu bulele de aer îl pot avea forțele electrostatice datorate sarcinilor electrice pe care le au atît bulele de aer cit și particulele minerale. Acțiunea acestor forțe, care poate fi neglijată față de acțiunea forțelor mecanice și hidrodinamice în cazul particulelor mai mari, trebuie avută în vedere în cazul particulelor sub cîțiva microni. Apropierea între o bulă și o particulă foarte mică poate fi impiedicată sau înlesnită, după cum stratele dublu electrice de la suprafețele lor de separație față de apă au o constituție similară sau opusă. Obișnuit, atît bulele de aer cit și particulele minerale au sarcini electrice negative, ceea ce face

³ În cazul leșierii, problema principală, chiar cînd sunt utilizati solvenți ieftini, este recuperarea economică a sărurilor de metal din soluții foarte diluate.

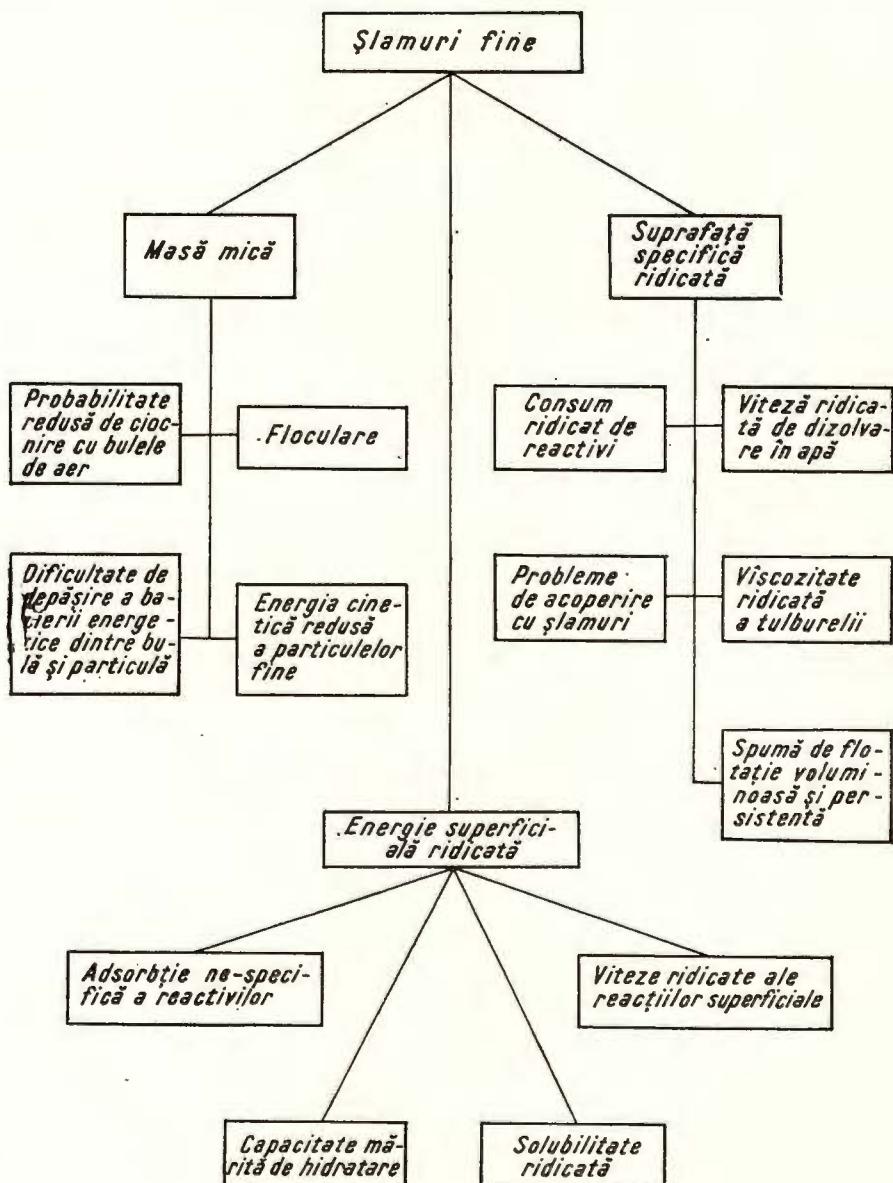


Fig. 1. — Principalele aspecte ale problemei tratării fracțiunilor minerale fine, cu referire la flotație.

Principaux aspects du problème du traitement des fractions minérales fines, au sujet de la flottation.

ca forțele electrostatice să se opună apropierea dintre bule și particulele foarte fine și deci să acționeze defavorabil flotației acestui fel de particule (D e r j a g i n , D u c h i n , 1961).

Invingerea barierelor energetice — caracteristică filmului de apă dintre bula de aer și particula minerală, condiție necesară realizării adeziunii particulă-bulă — se obține cu ajutorul unor forțe mecanice exterioare, direct proporționale cu masa particulei. În cazul particulelor foarte fine, energia cinetică redusă a lor este de foarte multe ori insuficientă pentru învingerea acestei bariere energetice și adeziunea nu mai poate avea loc (D e r j a g i n , D u c h i n , 1961 ; M e l o y , 1962).

Flotația particulelor foarte fine poate fi mult influențată și de fenomenul de floculare care se produce în tulbureala minerală și la care pot participa pe lîngă particulele de mărime coloidală și particulele mai mari, care se găsesc într-o proporție mai mare decit cele coloidale. În cele mai multe cazuri acest fenomen este dăunător flotației ; astfel, cind flocularea se datorește ionilor unui electrolit și este o urmare a micșorării potențialelor electrocinetice ale particulelor sau a unor potențiale de semne diferite ale diferitelor particule, agregatele formate sint de obicei constituite din minerale diferite.

Producerea unor astfel de agregate micșorează atât selectivitatea flotației cit și recuperarea de substanță utilă. Dacă însă agregatele care se produc sint monominerale, flocularea favorizează flotația particulelor fine. Calea prin care este posibilă realizarea unei astfel de floculări este aceea a folosirii unui colector cit mai selectiv pentru mineralul ce se va flota. Grupele nepolare ale ionilor colectorului, fixate la suprafața mineralului, fac ca energia liberă de la suprafața mineral-apă să devină mai mare decit înainte de fixarea ionilor de colector.

Ca urmare a tendinței de micșorare a acestei energii libere superficiale, se produce unirea particulelor minerale în agregate. Aceste agregate vor fi monominerale în măsura în care colectorul are o acțiune mai selectivă (M e l o y , 1962).

La flotația minereurilor foarte fine, stârca înaintată de dispersie a materialului conduce la un consum ridicat de reactivi și în special de colector, ceea ce are drept consecință o extindere a acțiunii reactivilor respectivi și asupra altor minerale prezente în tulbureală, cu consecințe defavorabile asupra selectivității flotației. Necesitatea unui consum ridicat de colector decurge din faptul că, în flotație, consumul de colector este funcție de suprafața totală a particulelor ce trebuie flotate. Suprafața specifică fiind invers proporțională cu diametrul mediu al particulelor, în cazul minereurilor foarte fine, la același conținut de minerale utile, suprafața totală a acestora este mult mai mare decit în cazul particulelor de mărime obișnuită și, în consecință, și cantitatea de colector necesară la flotație este mult mai mare (W o l l e r s , 1958 ; S u v a n a s i n g , S a l m a n , 1970).

Prezența minereului sub formă de particule foarte fine afectează caracteristicile spumei provocând adesea o supraspumare. Acest fenomen se datorește faptului că particulele solide exercită o acțiune stabilizatoare asupra buzelor de aer aflate în apă, cu atit mai puternică cu cît aceste



particule sunt mai fine. De aceea, la flotația minereurilor foarte fin măcinate, adaosul obișnuit de spumant duce la formarea unei spume foarte voluminoase și persistente, care cuprinde în ea, în mod mecanic, multe particule de steril și de minerale nedorite în spumă. Cu toate că legătura dintre aceste particule și bulele de aer este foarte slabă, din cauza caracterelor nefavorabile ale spumei, aceste particule au o foarte redusă posibilitate de a se desprinde din spumă înainte de evacuarea acestora din aparatul de flotație și rezultatul este o flotație neselectivă (Wichmann, Bahapu, 1955; Suvanasing, Salman, 1970).

Prezența — uneori chiar în proporție redusă — a particulelor foarte fine într-un material supus flotației, poate avea o acțiune nefavorabilă asupra selectivității flotației, datorită adeziunii particulelor foarte fine dintr-un anumit mineral, la suprafața particulelor mai mari din mineralul care se urmărește a fi separat; în acest fel proprietățile superficiale legate de flotabilitate, ale acestora din urmă, sunt modificate (Wichmann, Bahapu, 1955).

Formarea unor astfel de învelișuri de slam pe particulele unui mineral de flotat este atribuită în unele cazuri forțelor electrostatice, în altele interacțiunii chimice (Derjagin, Duchen, 1961; Meloy, 1962).

Viscozitatea mai ridicată pe care o prezintă tulburelile de flotație la care faza solidă este constituită din particule foarte fine, îndeosebi în cazul unor diluții mai mici, duce la înrăutățirea aerăției tulburelui și ca urmare la reducerea vitezei de flotație (Klassen, Mokrousov, 1959; Greene, Duke, 1962).

Vitezele de dizolvare în apă și de solubilitate ale particulelor foarte fine, mai ridicate în raport cu cele ale particulelor mai grobe, pot avea consecințe nefavorabile în multe sisteme; astfel, ionii și îndeosebi cationii, puși în libertate de particulele foarte fine ale unui anumit mineral, activează frecvent celealte specii minerale prezente în tulbureala de flotație, ducind la o scădere a selectivității. De asemenea, în unele cazuri se poate produce precipitarea colectorului, ceea ce are ca rezultat scăderea gradului de recuperare (Klassen, Mokrousov, 1959).

Capacitatea mărită de hidratare pe care o prezintă particulele solide foarte fine în raport cu cele mai grobe are ca urmare în multe cazuri o mai slabă capacitate de aderare a particulelor fine la bulele de aer; folosirea, în astfel de cazuri, a unei cantități sporite de colector, duce la micșorarea selectivității flotației (Klassen, Mokrousov, 1959; Derjagin, Duchen, 1961).

Ca urmare a energiei de suprafață ridicate, particulele minerale foarte fine prezintă o viteză crescută a reacțiilor superficiale, ceea ce în unele cazuri duce la schimbarea proprietăților de flotație ale particulelor respective; astfel, flotabilitatea particulelor fine de sulfuri se micșorează, în general, din cauza activității chimice mărite (oxidabilității) particulelor, ceea ce impune în cazurile respective adoptarea unui regim special de reactivi (Greene, Duke, 1962); Kavskiet al., 1961).

Reducerea selectivității în cazul flotației materialelor foarte fine poate fi urmarea adsorbției colectorului pe locurile de energie înaltă de



pe particulele fine de gangă ; după cum a arătat P. L. Axin (Collins, Reea, 1971), adsorbția colectorilor pe suprafetele minerale nu are loc uniform, producindu-se o adsorbție preferențială pe fisuri, dislocări, muelii etc. — locuri de energie mai înaltă — care în cazul particulelor foarte fine, supuse unei măcinări intense, apar în număr apreciabil mai ridicat decât în cazul particulelor mai grobe.

Desigur că nu toate aspectele menționate mai sus sunt evidente într-un anumit sistem, este important însă a sublinia că ele nu se limitează la energia cinetică redusă, la acoperiri cu șlamuri și la consum ridicat de reactivi, care în general sunt cel mai frecvent discutate.

Prin cercetările efectuate s-a urmărit aducerea unor contribuții la elucidarea mai multor aspecte de interes principal, în domeniul prelucrării minereurilor foarte fine, în mod deosebit a celor neferoase, pînă în prezent insuficient studiate din acest punct de vedere și care constituie o problemă de strictă actualitate pentru țara noastră.

Intr-o primă etapă s-a urmărit stabilirea și fundamentarea unor condiții mai favorabile de flotație, corespunzătoare finetăii înaintate a materialului supus tratamentului, și anume : — folosirea unui regim adecvat de reactivi ; — realizarea unor condiții optime de aerătie ; — aplicarea flotației cu aer degajat din soluție (flotație cu vacuum) în locul flotației convenționale.

In a doua etapă a fost cercetată posibilitatea aplicării unor noi procedee de concentrare a minereurilor foarte fine, ca *floculare a selectivă și flotația cu purtător*, în aceste cazuri urmărindu-se determinarea și fundamentarea celor mai adecvate condiții de lucru, de luat în considerare la aplicarea metodelor respective.

B. CERCETĂRI PRIVIND DETERMINAREA CONDIȚIILOR DE FLOTAȚIE ȘI CINETICA FLOTAȚIEI MINEREURILOR FOARTE FINE

1. Materialul și aparatura de lucru

Cercetările au fost executate cu material complet dezasociat și anume, într-o primă etapă, cu amestecuri sintetice de galenă și cuart ; blendă și cuart ; galenă, blendă și cuart.

Materialul folosit pentru cercetări a fost în întregime sub $30\mu\text{m}$. Amestecurile au fost făcute după măcinarea uscată a fiecărui mineral în parte, într-o moară cu bile de laborator. Pentru a obține materiale în întregime sub $30\mu\text{m}$ au fost necesare timpuri îndelungate de măcinare (~ 30 ore). Compoziția granulometrică a fiecărui mineral, determinată prin analize în curent ascendent de apă, folosind aparatul Nobel, precum și cu balanța Sartorius, este trecută în tabelul 1.

În ceea ce privește conținuturile de metal ale amestecurilor cu care s-a lucrat, acestea au fost :

- amestec galenă și cuart : $\sim 14\%$ Pb,
- amestec blendă și cuart : $\sim 13\%$ Zn,
- amestec galenă, blendă și cuart : $\sim 14\%$ Pb ; $\sim 13\%$ Zn.



Cercetările au fost efectuate într-o celulă de flotație de laborator cu capacitatea de $1\ 800\ cm^3$, cu agitație mecanică și subaerație. Condițiile de aerăție aplicate au fost cele utilizate în mod obișnuit în flotație, și anume, turația rotorului : 1 450 rot/min ; debit de aer : $1,6\ dm^3/dm^3$, min.

TABELUL 1

Compoziția granulometrică a minereurilor folosite la experimentări

	30–18,5 μm	18,5–12,5 μm	12,5–10 μm	<10 μm
Cuarț	13,75	12,25	24,75	49,25
	30–20 μm	20–13 μm	13–10 μm	<10 μm
Galenă	14,50	13,00	22,00	50,50
	30–19 μm	19–12,5 μm	12,5–10 μm	<10 μm
Blendă	12,80	14,50	21,50	51,20

Pentru a asigura la toate experimentările, și pe tot timpul unei experimentări, un debit constant de aer, s-a prevăzut pe circuitul de aer un vas tampon de circa $5\ 000\ cm^3$ și un manometru pentru controlul presiunii. Constanța debitului a fost verificată cu ajutorul unui micromanometru care măsura cădereea de presiune la trecerea aerului printr-o diafragmă intercalată în circuit.

2. Determinarea condițiilor de flotație

Prima serie de experimentări a fost efectuată cu scopul determinării condițiilor de flotație, separat pentru galenă din amestecul de galenă și cuarț și pentru blendă din amestecul de blendă și cuarț.

Privitor la colectorii folosiți, cunoșcind că particulele fine din tulbură reală favorizează spumarea, astfel încit se poate produce cu ușurință o supra-spumare, s-au utilizat numai xantați, care au o acțiune spumantă redusă ; colectorii care au proprietăți spumante, ca și cei ce au în moleculă grupa OH, COOH sau NH₂ nu sunt potriviti.

G r ü n d e r et al., (1956) au observat că xantații cu radicali hidrocarbonați mai lungi contribuie într-o anumită măsură la dispersarea aerului. Astfel, determinările efectuate au arătat că, la aerarea unei soluții conținând 60 mg/l xantat etilic de potasiu au predominat bulele cu diametrul de 1,2 mm, iar în cazul xantatului amilic de potasiu, cele cu diametrul de 0,4 mm.



Pe baza acestor considerente, la experimentări s-a utilizat xantatul amilic de potasiu. Diluția tulburelui, la începutul flotației a fost în toate cazurile aceeași : 3,5/1 (L/S).

Rezultatele acestor experimentări au condus la următoarele concluzii :

- Se impune folosirea unor cantități reduse de spumant, spre a evita supra-spumarea și ca urmare o flotație neselectivă.

- Este necesară folosirea unor cantități mult mai ridicate de colector decât cele utilizate în mod obișnuit în flotație.

Astfel, după cum se vede în tabelul 2, cele mai bune rezultate la flotația galenei s-au obținut folosind 1 kg/t xantat amilic de potasiu. Aceast consum ridicat de colector a putut fi apreciabil redus prin condiționarea tulburelui cu colector nu în stare de diluare la care se execută flotația, ci într-o diluare mult mai redusă. Astfel, la flotația galenei, consumul optim de xantat a putut fi redus — prin condiționarea tulburelui în stare îngroșată — la 0,6 kg/t (tab. 3). La flotația blendei — efectuând condiționarea tulburelui cu colector în stare îngroșată — consumul optim de xantat amilic de potasiu a fost de 0,5 kg/t (tab. 8).

TABELUL 2

Determinarea consumului de colector la flotația galenei

Consum Xantat g/t	Produse	Greutatea pro- dusului %	Conținut de Pb %	Extr. de metal %
400	conc. steril alim.	26,77 73,23 100,00	37,00 5,60 14,00	70,70 29,30 100,00
	conc. steril alim.	27,12 72,88 100,00	40,4 4,84 14,48	75,35 24,65 100,00
	conc. steril alim.	28,58 71,42 100,00	41,70 4,30 15,00	79,40 20,60 100,00
600	conc. steril alim.	26,28 74,72 100,00	51,57 3,35 15,52	83,75 16,25 100,00
	conc. steril alim.	25,45 74,55 100,00	47,80 3,52 14,79	82,30 17,70 100,00

Condiții de lucru — Condiționare xantat : 10 min
 — Consum spumant (flotanol) 5 g/t (2 min)
 — Timp colectare conc. : 10 min



TABELUL 3

Determinarea consumului de colector la flotația galenei

Consum xantat g/t	Produse	Greutatea produsului %	Conținut de Pb %	Extr. de metal %
400	conc. steril alim.	25,28	47,10	79,75
		74,72	4,11	20,25
		100,00	14,95	100,00
600	conc. steril alim.	26,10	50,25	84,50
		73,25	3,30	15,50
		100,00	15,60	100,00
800	conc. steril alim.	27,85	45,00	82,60
		72,15	3,65	17,40
		100,00	15,10	100,00

— Condiționare xantat: 10 min (tulb. îngrosată)
 Condiții de lucru — Consum flotanol: 5 g/t (2 min)
 — Timp colectare conc.: 10 min

Reducerea consumului de colector realizată prin acest mod de lucru este o consecință a faptului că fixarea ionilor colectorului la suprafața mineralelor este condiționată de o anumită concentrație minimă a lor în fază lichidă a tulburelui minerală. Această concentrație minimă se poate atinge cu un consum de colector cu atât mai mic, în raport cu greutatea mineralului tratat, cu cât raportul solid-lichid al tulburelui este mai mare, adică cu cât tulbureala respectivă este mai îngrosată.

Timpul de condiționare a tulburelui cu colector este mai mare decât în mod obișnuit. Rezultatele cele mai bune s-au obținut atât la flotația galenei (tab. 4) cât și la flotația blendei (tab. 9) în cazul unei condiționări a tulburelui cu colector, de 10 min.

Încercările au arătat că blenda fin măcinată nu flotează cu xantat amilic de potasiu decât după o prealabilă activare cu CuSO_4 , consumul optim fiind — aşa cum se vede din tabelul 6 — de 2 kg/t. Rezultă deci că starea de dispersie înaintată a blendei face ca ea să floteze în condiții diferite de cele obișnuite.

Timpul optim de condiționare a tulburelui cu CuSO_4 a fost de 3 min (tab. 7). Mărirea acestui timp a dus la micșorarea extracției de Zn din concentratul zincos. Aceasta se datorează probabil faptului că pelicula de sulfură de cupru, care se formează la suprafața particulelor fine de blendă, nu este suficient de stabilă. Se recomandă deci efectuarea unei condiționări limitate a tulburelui cu CuSO_4 .

Pentru a putea obține extracții bune de substanță utilă în concentrate este necesară o durată prelungită de flotație. Astfel, atât în cazul



flotației galenei (tab. 5), cît și în cazul flotației blendei (tab. 10), s-au obținut extracții corespunzătoare de metal în concentrate, după o durată a flotației de 12,5 minute.

Pentru a determina posibilitatea unei separări selective a componentelor minerali dintr-un minereu foarte fin măcinat, s-au executat expe-

TABELUL 4

Determinarea timpului de condiționare a tulburelil cu colector, la flotația galenel

Timp condiț. xantat, min	Produse	Greutatea produsului %	Conținut de Pb %	Extr. de metal %
5	conc.	23,10	49,10	76,25
	steril	76,90	4,56	23,75
	alim.	100,00	14,85	100,00
10	conc.	25,75	51,10	84,80
	steril	74,25	3,16	15,20
	alim.	100,00	15,55	100,00
15	conc.	27,10	47,40	83,00
	steril	72,90	3,64	17,00
	alim.	100,00	15,50	100,00

— Consum xantat : 600 g/t (agitare în tulb. îngroșată)
 Condiții de lucru — Consum flotanol : 5 g/t (2 min)
 — Timp colectare conc. : 10 min

TABELUL 5

Determinarea duratei optime a flotației, la flotația galenel

Timp colectare, min		Produse	Greutatea produsului %	Conținut de Pb %	Extr. de metal %	
cumulat	parțial				parțial	cumulat
2,5	2,5	conc. 1	11,15	60,10	46,25	46,25
2	2,5	conc. 2	5,19	53,70	19,15	65,40
7,5	2,5	conc. 3	3,76	42,25	10,90	76,30
10	2,5	conc. 4	3,54	39,50	9,60	85,90
12,5	2,5	conc. 5	3,46	26,40	6,25	92,15
		steril	72,90	1,56	7,85	100,00
		alim.	100,00	14,58	100,00	

Condiții de lucru — Consum xantat : 600 g/t
 — Condiționare xantat : 10 min (în tulb. îngroșată)
 — Consum flotanol : 5 g/t (2 min)



TABELUL 6
Determinarea consumului de CuSO₄ la flotația blendei

Consum CuSO ₄ g/t	Produse	Greutatea pro- dusului %	Conținut de Zn %	Extr. de metal %
500	conc.	21,40	43,20	70,5
	steril	78,60	4,90	29,5
	alim.	100,00	13,10	100,0
1 000	conc.	23,25	42,10	76,30
	steril	76,75	3,93	23,70
	alim.	100,00	12,80	100,00
1 500	conc.	25,94	42,30	80,65
	steril	74,06	3,55	19,35
	alim.	100,00	13,58	100,00
2 000	conc.	26,25	42,85	85,80
	steril	73,75	2,52	14,20
	alim.	100,00	13,11	100,00
2 500	conc.	27,60	40,10	85,00
	steril	72,40	2,69	15,00
	alim.	100,00	13,00	100,00
Condiții de lucru		— Condiționare CuSO ₄ : 3 min — Consum xantat: 600 g/t — Condiționare xantat: 10 min — Consum flotanol: 5 g/t (2 min) — Timp colectare conc.: 10 min		Condiționare în tulbureală îngroșată

TABELUL 7
Determinarea timpului de condiționare a tulburelui cu CuSO₄ la flotația blendei

Timp condiționare CuSO ₄ , min	Produse	Greutatea produsului %	Conținut de Zn %	Extr. de metal %
1	conc.	28,75	41,00	86,10
	steril	71,25	2,70	13,90
	alim.	100,00	13,72	100,00
3	conc.	26,75	43,20	89,25
	steril	73,25	1,91	10,75
	alim.	100,00	12,95	100,00
5	conc.	27,40	42,75	87,00
	steril	72,60	2,40	13,00
	alim.	100,00	13,45	100,00
10	conc.	25,60	38,90	76,25
	steril	74,40	4,17	13,75
	alim.	100,00	13,05	100,00
Condiții de lucru		— Consum CuSO ₄ : 2 000 g/t — Consum xantat: 500 g/t — Condiționare xantat: 10 min (în tulb. îngroșată) — Consum flotanol: 5 g/t (2 min) — Timp colectare conc.: 10 min		
		— Consum CuSO ₄ : 2 000 g/t — Consum xantat: 500 g/t — Condiționare xantat: 10 min (în tulb. îngroșată) — Consum flotanol: 5 g/t (2 min) — Timp colectare conc.: 10 min		
		— Consum CuSO ₄ : 2 000 g/t — Consum xantat: 500 g/t — Condiționare xantat: 10 min (în tulb. îngroșată) — Consum flotanol: 5 g/t (2 min) — Timp colectare conc.: 10 min		

TABELUL 8

Determinarea consumului de colector la flotașa blendei

Consum xantat g/t	Produse	Greutatea pro- dusului %	Conținut de Zn %	Extr. de metal %
200	conc. steril alim.	24,75 75,25 100,00	33,21 6,10 12,81	64,10 35,90 100,00
	conc. steril alim.	28,80 71,20 100,00	37,20 3,72 13,41	80,00 20,00 100,00
	conc. steril alim.	29,10 70,90 100,00	36,80 3,11 12,90	83,00 17,00 100,00
400	conc. steril alim.	26,75 73,25 100,00	43,80 1,64 12,95	90,75 9,25 100,00
	conc. steril alim.	30,00 70,00 100,00	40,12 2,40 13,78	88,00 12,00 100,00
	conc. steril alim.	30,00 70,00 100,00	40,12 2,40 13,78	88,00 12,00 100,00

Condiții de lucru — Condiționare xantat : 10 min (tulb. Ingroșată)
 — Consum CuSO₄ : 2 000 g/t
 — Condiționare CuSO₄ : 3 min
 — Consum flotanol : 5 g/t (2 min)
 — Timp colectare conc. : 10 min

TABELUL 9

Determinarea timpului de condiționare a tulburelli cu colector, la flotașa blendei

Timp condiți- onare xantat, min	Produse	Greutatea pro- dusului %	Conținut de Zn %	Extr. de metal %
5	conc. steril alim.	24,00 76,00 100,00	44,52 3,10 13,15	82,10 17,90 100,00
	conc. steril alim.	26,75 73,25 100,00	43,80 1,64 12,95	90,75 9,25 100,00
	conc. steril alim.	27,50 72,50 100,00	41,50 1,70 12,62	89,95 10,05 100,00
10	conc. steril alim.	24,00 76,00 100,00	44,52 3,10 13,15	82,10 17,90 100,00
	conc. steril alim.	26,75 73,25 100,00	43,80 1,64 12,95	90,75 9,25 100,00
	conc. steril alim.	27,50 72,50 100,00	41,50 1,70 12,62	89,95 10,05 100,00

Condiții de lucru — Consum CuSO₄ : 2 000 g/t
 — Condiționare CuSO₄ : 3 min
 — Consum xantat : 500 g/t (condiț. în tulb. Ingroșată)
 — Consum flotanol : 5 g/t (2 min)
 — Timp colectare conc. : 10 min

TABELUL 10

Determinarea duratei optime de flotație, la flotația blendei

Timp colectare, min		Produse	Greutatea produsului %	Conținut de Zn %	Extr. de metal %	
cumulat	parțial				parțial	cumulat
2,5	2,5	conc. 1	16,65	47,10	57,65	57,65
5	2,5	conc. 2	4,85	41,40	14,75	72,40
7,5	2,5	conc. 3	4,60	37,35	12,60	85,00
10	2,5	conc. 4	1,90	28,40	3,95	88,95
12,5	2,5	conc. 5	1,30	11,00	1,05	90,00
		steril	70,70	1,91	10,00	100,00
		alim.	100,00	13,62	100,00	

Condiții de lucru — Consum CuSO₄ : 2 000 g/t
— Condiționare CuSO₄ : 3 min
— Consum xantat : 500 g/t
— Condiționare xantat : 10 min (în tulb. îngroșată)
— Consum flotanol : 5 g/t (2 min)

riamentări de flotație diferențială cu un amestec sintetic de galenă, blendă și cuart, prezentind caracteristicile granulometrice și conținuturile de metal arătate mai înainte.

Condițiile de lucru au fost cele stabilite anterior, și anume :

La flotația galenei

— Consum de xantat amilic de K : 600 g/t, condiționat timp de 10 min în tulbureală îngroșată.

— Consum de flotanol : 5 g/t (2 min).

La flotația blendei

— Consum de CuSO₄ : 2 000 g/t, condiționat timp de 3 min.

— Consum de xantat amilic de K : 700 g/t, condiționat timp de 10 min. S-a majorat cu 35–40% consumul stabilit la experimentările anterioare, deoarece s-a ținut seama de faptul că condiționarea tulburelui se face în starea de diluare în care se execută flotația.

— Consum flotanol : 5 g/t (2 min).

În scopul obținerii unei separări cît mai bune între galenă și blendă s-a urmărit determinarea timpului optim de flotare a concentratului de galenă. În acest sens s-au executat mai multe experimentări de flotație la care s-a variat timpul de colectare a concentratului de galenă (între 6 și 12 min). Rezultatele obținute sunt arătate în tabelul 11. Se vede astfel că pentru a obține o separare bună este necesară prelungirea timpului de flotare a concentratului de galenă pînă la 12 min. La timpuri de colectare mai mici decît acesta, deși concentratul de galenă este suficient de pur (are un conținut de numai 2,17% Zn), totuși, datorită pierderilor destul de mari de Pb în concentratul de Zn (care mai conține 9,57% Pb),



extracția de Pb din concentratul plumbos este scăzută (74,2%). Prelungind timpul de colectare a concentratului plumbos pînă la 12 min s-a obținut un concentrat de plumb destul de pur (mai conține 3,01% Zn), extracția de Pb fiind de 88,50%; concentratul de zinc nu mai conține în acest caz decit 2,88% Pb, iar extracția de Zn este de 88,8%.

TABELUL 11

Determinarea timpului optim de flotare a concentratului de galenă la flotașia diferențială galenă-blendă

Nr. exp.	Produse	Timp de colectare a conc. min	Greutatea produsului %	Conținut de Pb %	Conținut de Zn %	Extr. de Pb %	Extr. de Zn %
1	conc. Pb	6	22,12	47,30	2,17	74,20	3,76
	conc. Zn	12	32,21	9,57	35,60	21,53	89,50
	steril	—	45,67	1,32	1,96	4,27	6,74
	alim.	—	100,00	14,12	12,80	100,00	100,00
2	conc. Pb	8	24,08	45,29	2,56	78,32	4,86
	conc. Zn	12	31,86	7,62	35,54	17,40	88,80
	steril	—	44,06	1,40	1,90	4,28	6,31
	alim.	—	100,00	13,95	12,76	100,00	100,00
3	conc. Pb	10	25,72	46,25	2,84	84,85	5,61
	conc. Zn	12	30,84	5,12	37,35	11,25	88,15
	steril	—	43,44	1,29	1,91	3,90	6,24
	alim.	—	100,00	14,01	13,02	100,00	100,00
4	conc. Pb	12	27,10	47,52	3,01	88,50	6,30
	conc. Zn	12	30,05	2,88	38,25	5,90	88,80
	steril	—	42,85	1,83	1,62	5,60	4,90
	alim.	—	100,00	14,60	12,95	100,00	100,00

Analiza granulometrică a concentratului plumbos, colectat timp de 12 min la flotașia diferențială (tab. 12) arată că blendă, care a flotat în concentratul plumbos, face parte, în mare măsură, din fracțiunea grobă (30–19 μm).

Rezultă deci că în condiții de lucru specifice — stabilite în cadrul cercetărilor efectuate — se poate realiza o separare suficient de bună între galena și blendă fin măcinată.

Obținerea unor extracții de metal corespunzătoare, în concentrate, este determinată de reglarea timpului de flotașie a concentratului de galenă, putându-se realiza prin încercări — după cum s-a văzut — o durată optimă de flotare.

Se observă, de asemenea, că separarea galenei de blendă s-a putut face fără folosirea de depresanți pentru blendă. Încercările anterioare de flotașie cu amestec de blendă și cuarț fin măcinat au arătat de altfel că



blendă fin măcinată nu flotează numai cu adaos de xantat amilic de potasiu, fără să fie activată.

După cum rezultă din analiza granulometrică a concentratului plumbos de la flotația diferențială, blendă prezentă în acest concentrat face parte în mare măsură din fracțiunea mai grobă ($30-19 \mu\text{m}$). Deci

TABELUL 12

Analiza granulometrică a concentratului plumbos de la flotația diferențială

Galenă	Clasa $30-13 \mu\text{m}$		Clasa $13-10 \mu\text{m}$		Clasa $<10 \mu\text{m}$	
	%	Pb %	%	Pb %	%	Pb %
	41,4	54,76	28,2	40,12	30,4	43,75
Blendă	Clasa $30-19 \mu\text{m}$		Clasa $19-15 \mu\text{m}$		Clasa $<15 \mu\text{m}$	
	%	Zn %	%	Zn %	%	Zn %
	41,4	5,07	28,2	1,61	30,4	1,50

obținerea unei separări mai nete între galenă și blendă este impiedicată de flotabilitatea mai ridicată a particulelor mai mari din blendă prezentă în tulbureală.

Pe linia studiului flotației selective a minereurilor complexe foarte fine s-a cercetat și flotația amestecului ce conține patru compoziții, galenă-blendă-pirite-cuarț, care se întâlnește frecvent în practica din țara noastră, avind o însemnatate deosebită. În acest sens am executat experimentări de flotație diferențială cu un amestec sintetic din cele 4 minerale aflate în intregime sub $30 \mu\text{m}$ (cca. $50\% <10 \mu\text{m}$); amestecul sintetic cu care s-a lucrat a conținut: $\sim 14,5\% \text{ Pb}$, $\sim 12,2\% \text{ Zn}$ și $\sim 22,4\% \text{ S}$.

La determinarea condițiilor optime de lucru s-a ținut seama de aceleia stabilite anterior în cazul amestecului sintetic de trei minerale, prezența piritei impunând utilizarea, în plus, a cianurii, varului și acidului sulfuric.

Condițiile de aeratie și diluția tulburelui, cu care s-a început flotația, au fost aceleași ca la experimentările precedente.

Rezultatele finale obținute, precum și condițiile de lucru determinate ca optime, sunt prezentate în tabelul 13. Se vede că prin aplicarea condițiilor arătate s-a reușit să se obțină rezultate mulțumitoare, realizându-se separări suficiente de bune între cei patru compozitori minerali.



TABELUL 13

Rezultatele flotașiei diferențiale galenă-blendă-pirită

Produse	Greutatea produ-sului %	Conținut de metal, %			Extracția de metal, %		
		Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
Conc. galenă	25,70	49,30	3,31	15,73	87,00	7,00	18,00
Conc. blendă	26,50	3,41	39,90	23,01	6,10	86,75	27,20
Conc. pirită	29,80	2,47	1,72	40,31	5,20	4,20	53,75
Steril	18,00	1,52	1,41	1,39	1,70	2,05	1,05
Alimentare	100,00	14,60	12,20	22,40	100,00	100,00	100,00

Condiții de lucru

Flotația galenei:

- CNNa : 100 g/t } cond. 10 min în tulb. Ingroșată
- var : 550 g/t }
- xantat amilic de K : 600 g/t (cond. 10 min în tulb. Ingroșată)
- flotanol : 5 g/t (cond. 2 min)
- timp de flotație : 12 min

Flotația blendei :

- CuSO₄ : 2 000 g/t (cond. 3 min)
- var : 1 100 g/t } cond. 10 min
- CNNa : 100 g/t }
- xantat amilic de K : 700 g/t (cond. 10 min)
- flotanol : 5 g/t (cond. 2 min)
- timp de flotație : 12 min

Flotația piritei :

- H₂SO₄ : 2 000 g/t (cond. 10 min)
- xantat amilic de k : 600 g/t (cond. 10 min)
- timp de flotație : 10 min

3. Desfășurarea procesului de flotație

Pentru a cunoaște mai bine desfășurarea procesului de flotație a particulelor fin măcinante de galenă și blendă s-a cercetat variația principaliilor indicii ai flotației în funcție de durata procesului.

Ca urmare s-au executat atât cu amestec de galenă și cuarț cât și cu amestec de blendă și cuarț, încercări de flotație — în condițiile de lucru stabilite anterior — la care s-a colectat cîte un concentrat, timp de trei minute. Concentratele colectate au fost apoi analizate din punct de vedere granulometric și al conținutului de metal. Rezultatele sunt date în tabelele 14 și 15. În funcție de extracțiile de metal realizate în timpul considerat s-au putut calcula coeficienții K_x ai vitezei de flotație, folosind relația

$$m_x = 100 \psi_x (1 - e^{-K_x t}), \quad (1)$$



TABELUL 14

Analizele granulometrice și chimice ale produselor de la flotația galenel din amestecul de galenă și cuarț

Produse	Greutarea produsului %	Analiza granulometrică și chimică a fracțiunilor					
			30–20 μm	20–13 μm	13–10 μm	<10 μm	toată fracțiunea
Conc.	12,98	%	26,75	17,56	24,62	31,07	100,00
		%Pb	53,08	50,00	44,40	52,75	51,10
Steril	87,02	%	26,75	22,15	20,60	30,50	100,00
		%Pb	2,59	2,51	9,40	18,25	8,71
Alim.	100,00	%	26,75	21,53	21,14	30,58	100,00
		%Pb	9,30	7,45	14,62	22,74	14,23

TABELUL 15

Analizele granulometrice și chimice ale produselor de la flotația blendei din amestecul de blendă și cuarț

Produse	Greutatea produsului %	Analiza granulometrică și chimică a fracțiunilor					
			30–19 μm	19–12,5 μm	12,5–10 μm	<10 μm	toată fracțiunea
Conc.	15,45	%	23,40	15,70	22,45	38,45	100,00
		%Zn	37,15	35,90	29,70	39,90	36,70
Steril	84,55	%	24,10	19,15	21,70	35,05	100,00
		%Zn	2,36	2,50	9,71	16,32	8,77
Alim.	100,00	%	24,00	18,65	21,85	35,50	100,00
		%Zn	7,58	6,86	12,90	20,30	13,13



stabilită de I. H u b e r P a n u (1956), și care exprimă extracția de metal util m_x pentru o fracțiune granulometrică cu dimensiunea x în funcție de timp. În această relație ψ este raportul dintre numărul de particule de substanță utilă flotabile din clasa granulometrică x și numărul de particule care corespund conținutului de substanță utilă a clasei respective, sau cu alte cuvinte extracția maximă de substanță utilă. Cum pentru materialul cu care s-a lucrat se poate considera $\psi_x \cong 1$, prin colectarea unui singur concentrat, în timpul t , și analizarea lui, se poate obține valoarea coeficientului K_x cu formula :

$$K_x = \frac{\ln 100 - \ln (100 - m_x)}{t}; \quad (2)$$

care rezultă din relația (1).

În scopul de a avea și pentru materialul sub formă de amestec un criteriu de apreciere analog cu cel determinat pentru fracțiunile granulometrice care îl compun (valorile lui K_x), pe baza faptului că coeficienții K_x reprezintă viteza inițială de flotație a diferitelor clase granulometrice, s-a calculat viteza inițială de flotație K a întregului material.

În acest scop s-a folosit relația stabilită de H u b e r-P a n u (1956), pentru viteza de flotație w a unui minereu :

$$w = \frac{1}{100 \cdot a} \cdot \sum_1^n \psi_x p_x K_x e^{-K_x t} \quad (3)$$

În această relație :

a este procentul de metal util al minereului ;

a_x — procentul de metal util al fiecărei dintre cele n clase granulometrice ale minereului ;

p_x — raportul în procente, dintre greutatea clasei granulometrice x și greutatea întregului minereu.

Făcind în relația (3) $\psi_x = 1$ și $t = 0$, se obține viteza inițială de flotație

$$w_0 = K = \frac{1}{100 a} \sum_1^n a_x p_x K_x. \quad (4)$$

Cunoscând că $a = 14,23\%$ Pb, la flotația amestecului de galenă și quarț și $a = 13,13\%$ Zn la flotația amestecului de blendă și quarț, iar conținuturile a_x și procentele p_x sunt :

Flotația amestecului galenă-quarț			Flotația amestecului blendă-quarț		
Clasa, μm	a_x , %	p_x , %	Clasa, μm	a_x , %	p_x , %
30–20	9,30	26,75	30–19	7,58	24,00
20–13	7,45	21,53	19–12,5	6,86	18,65
13–10	14,62	21,14	12,5–10	12,90	21,85
<10	22,74	30,58	<10	20,30	35,50



s-a calculat cu ajutorul relațiilor (2) și (4) valorile coeficienților K pentru fiecare clasă granulometrică ca și pentru întregul material. Aceste valori sunt :

Pentru galenă din amestecul galenă-cuarț		Pentru blendă din amestecul blendă-cuarț	
Clasa, μm	$10^3 K$	Clasa, μm	$10^3 K$
30–20	7,8	30–19	7,38
20–13	6,6	19–12,5	6,37
13–10	3,3	12,5–10	2,70
<10	2,0	<10	2,23
întreg materialul	3,7	întreg materialul	3,34

Pe baza coeficienților K_x s-au determinat cu ajutorul relației (1) curbele $m = f(t)$, luind pentru t diferite valori cuprinse între 30 și 600 s, ψ fiind egal cu 1. Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelele 16 și 17 și în figurile 2 și 3.

TABELUL 16

Valorile extracțiilor m calculate pentru fracțiunile granulometrice de la flotație galenă din amestecul de galenă și cuarț

Timp, s	Extracția de metal m_x , %			
	cl. 30–20 μm	cl. 20–13 μm	cl. 13–10 μm	cl. <10 μm
30	20,86	17,96	9,51	5,82
60	37,37	32,69	18,12	11,30
120	60,78	54,70	32,96	21,33
180	75,80	69,95	45,70	30,30
360	93,97	90,69	69,88	51,32
600	99,07	98,09	86,46	69,88

TABELUL 17

Valorile extracțiilor m calculate pentru fracțiunile granulometrice de la flotația blendei din amestecul de blendă și cuarț

Timp, s	Extracția de metal m_x , %			
	cl. 30–19 μm	cl. 19–12,5 μm	cl. 12,5–10 μm	cl. <10 μm
30	19,66	17,22	7,77	6,38
60	35,46	31,47	14,95	12,36
120	58,35	53,04	27,67	23,20
180	73,55	68,25	38,60	33,15
360	92,76	89,63	62,16	54,70
600	98,65	97,71	80,19	73,28



Pe baza acelorași valori ale coeficienților K_x s-au calculat și vitezele de flotație pentru diferitele fracțiuni granulometrice, folosind relația (Huber Panu, 1956) :

$$w_x = \psi_x K_x e^{-K_x t} \quad (5)$$

Fig. 2. — Extracțiile de metal m, în funcție de timp (flotația galenei din amestecul de galenă cu quart).

Extractions de métal m, en fonction de temps (flottation de la galène du mélange galène à quartz).

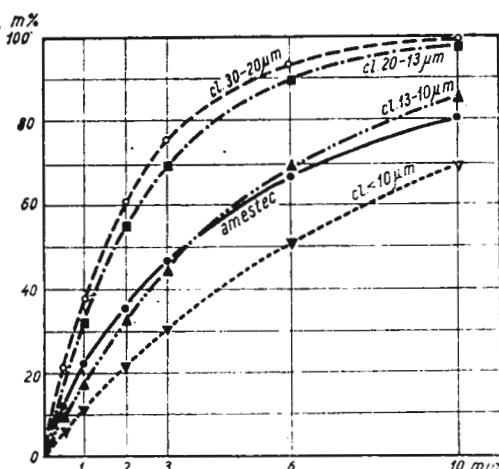
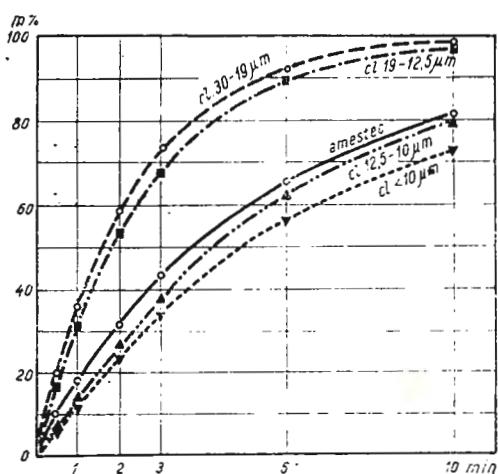


Fig. 3. — Extracțiile de metal m, în funcție de timp (flotația blendei din amestecul blendă cu quart).

Extractions de métal m, en fonction de temps (flottation de la blende du mélange blende à quartz).



în care $\psi_x = 1$. Valorile obținute sunt arătate în tabelele 18 și 19. În figurele 4 și 5 sunt trase curbele $w_x = f(t)$.

Pentru a pune în evidență comportarea la flotație a întregului material, comparativ cu comportarea diferitelor clase granulometrice care îl

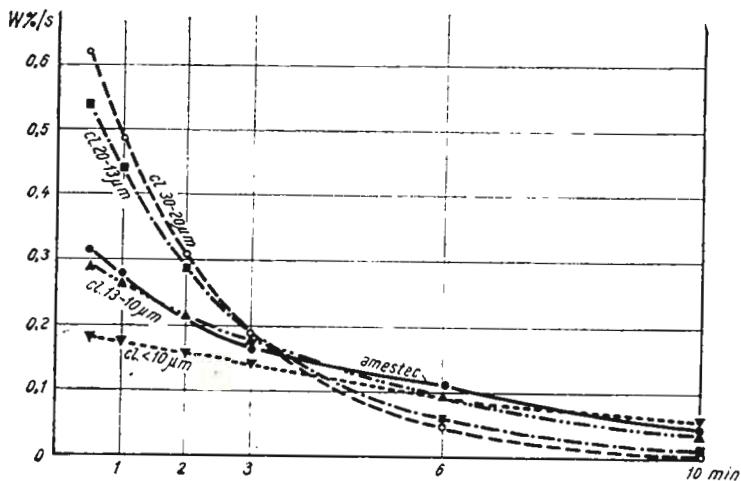


Fig. 4. — Vitezele de flotație w , în funcție de timp (flotația galenei din amestecul de galenă cu quart).

Vitesses de flottation w , en fonction de temps (flottation de la galène du mélange galène à quartz).

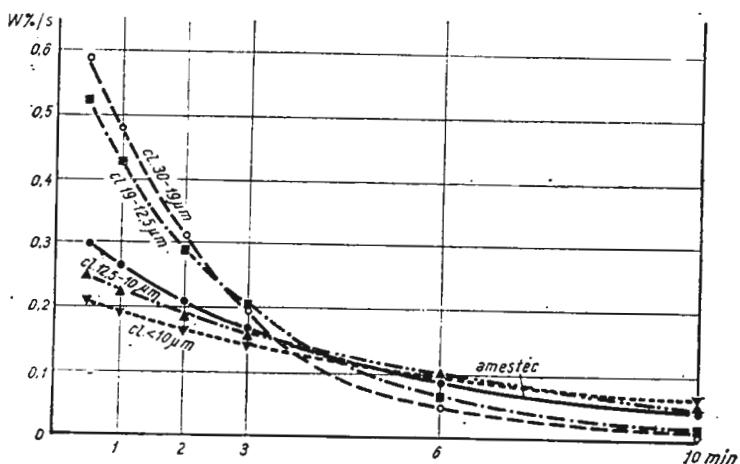


Fig. 5. — Vitezele de flotație w , în funcție de timp (flotația blendei din amestecul blendă cu quart).

Vitesses de flottation w , en fonction de temps (flottation de la blende du mélange blende à quartz).

TABELUL 18

Valorile vitezelor de flotașie w_x calculate pentru fracțiunile granulometrice de la flotașia galenei din amestecul de galenă și cuarț

Timp, s	Viteza de flotașie w_x , %/s			
	cl. 30–20 μm	cl. 20–13 μm	cl. 13–10 μm	cl. <10 μm
30	0,616	0,541	0,298	0,188
60	0,488	0,444	0,269	0,177
120	0,305	0,298	0,221	0,157
180	0,191	0,199	0,180	0,139
360	0,046	0,061	0,099	0,097
600	0,0071	0,012	0,044	0,060

TABELUL 19

Valorile vitezelor de flotașie w_x calculate pentru fracțiunile granulometrice de la flotașia galenei din amestecul de blendă și cuarț

Timp, s	Viteza de flotașie w_x , %/s			
	cl. 30–19 μm	cl. 19–12,5 μm	cl. 12–5–10 μm	cl. <10 μm
30	0,586	0,521	0,248	0,205
60	0,470	0,431	0,229	0,192
120	0,303	0,295	0,193	0,168
180	0,195	0,202	0,166	0,148
360	0,052	0,064	0,102	0,099
600	0,0096	0,013	0,053	0,058

compun, s-au calculat valorile extractiei de metal în pentru întregul material folosind relația stabilită de Huber Panu (1956) :

$$m = \frac{1}{100 a} \sum_1^n a_x p_x m_x, \quad (6)$$

în care a , a_x și p_x au semnificațiile și valorile arătate mai înainte, iar m_x sunt extracțiile de metal determinate pentru fiecare clasă granulometrică cu formula (1).

Luind pentru a , a_x și p_x aceleasi valori de mai sus, s-au calculat și vitezele de flotașie pentru întregul material, folosind formula (3) care se mai poate scrie sub forma (Huber Panu, 1956) :

$$w = \frac{1}{100 a} \sum_1^n a_x p_x w_x, \quad (7)$$



în care w_x reprezintă vitezele de flotație ale diferitelor fracțiuni granulometrice determinate cu formula (5). Valorile astfel obținute sunt arătate în tabelele 20 și 21. În figurile 2, 3, 4 și 5 sunt reprezentate grafic și curbele $m = f(t)$ și $w = f(t)$.

Analizând valorile calculate și prezentate în tabelele 16—21, precum și diagramele din figurile 2—5 trase pe baza acestor valori, se pot trage următoarele concluzii :

— La flotația minereurilor fin măcinate diferențele clase granulometrice care intră în compoziția lor se comportă în mod diferit. Astfel, cu cît este vorba de clase granulometrice de dimensiuni mai fine cu atit se constată la flotația lor valori mai mici ale coeficientului vitezei de flotație și deci ale vitezei de flotație precum și ale extractiei de metal care se obține într-un anumit timp.

TABELUL 20

Valorile m și w calculate pentru materialul întreg la flotația galenei din amestecul de galenă și cuarț

Timp, s	Extr. de metal m , %	Viteza de flotație w , %/s
30	10,60	0,318
60	19,65	0,280
120	33,25	0,215
180	46,75	0,164
360	67,10	0,119
600	81,00	0,042

TABELUL 21

Valorile m și w calculate pentru materialul întreg la flotația blendei din amestecul de blendă și cuarț

Timp, s	Extr. de metal m , %	Viteza de flotație w , %/s
30	9,60	0,299
60	18,10	0,262
120	31,90	0,204
180	43,30	0,164
360	65,15	0,091
600	81,40	0,046

— Se observă că în special clasa $<10 \mu\text{m}$ prezintă proprietăți de flotație inferioare celorlalte clase granulometrice (valori ale indicilor K , m și w sensibil mai mici decât cele corespunzătoare celorlalte clase). Rezultă deci că flotația minereurilor fin măcinate este îngreunată mai ales din cauza prezenței claselor foarte fine ($<10 \mu\text{m}$).



Pentru a putea trage unele concluzii asupra desfășurării în timp a procesului de flotație diferențială galenă-blendă, s-au executat experimentări de flotație diferențială — în condițiile optime stabilite — la care s-a colectat concentratul de galenă timp de trei minute. Acest concentrat a fost apoi analizat din punct de vedere granulometric și al conținutului de Pb și Zn. Rezultatele obținute sint date în tabelul 22.

TABELUL 22

Rezultatele analizelor granulometrice și chimice ale produselor de la flotația galenei din amestecul de galenă, blendă și cuarț

Produse	Greutatea produsului %	Analiza granulometrică și chimică a fracțiunilor			
		30—13 μm	13—10 μm	< 10 μm	toată fracțiunea
Conc. galenă	13,26	%	47,30	21,65	31,05
		%Pb	52,00	44,85	53,00
Steril	86,74	%	50,30	18,95	30,75
		%Pb	2,36	10,14	18,10
Alim.	100,00	%	49,96	19,35	30,69
		%Pb	8,60	15,10	22,77
		30—19 μm	19—15 μm	< 15 μm	toată fracțiunea
Conc. galenă	13,26	%	47,30	21,65	31,05
		%Zn	7,56	3,70	0,96
Steril	86,74	%	50,30	18,95	30,75
		%Zn	7,87	18,58	21,70
Alim.	100,00	%	49,96	19,35	30,69
		%Zn	7,83	16,87	19,40

În funcție de extracțiile de metal realizate în timpul considerat în concentratul plumbos — atât pentru Pb cît și pentru Zn —, s-au calculat cu ajutorul relației (2) coeficienții vitezei de flotație K_x corespunzători diverselor clase granulometrice. De asemenea, folosind relația (4) s-a calculat viteza inițială de flotație K corespunzătoare întregii cantități de galenă și respectiv de blendă din minereu, în timpul flotației concentratului plumbos.

Valorile a , a_x și p_x care intervin în relația (4) sint:

Pentru galenă, $a = 14,20\%$ Pb			Pentru blendă, $a = 13,06\%$ Zn		
clasa, μm	a_x , %	p_x , %	clasa, μm	a_x , %	p_x , %
30—13	8,60	49,96	30—19	7,82	49,96
13—10	15,10	19,35	19—15	16,87	19,35
<10	22,77	30,69	<15	19,40	30,69



Valorile coeficienților K astfel calculate sunt:

Pentru galenă		Pentru blendă	
clasa, μm	$10^3 K$	clasa, μm	$10^3 K$
30–13	7,9	30–19	0,72
13–10	3,2	19–15	0,18
<10	2,0	<15	0,036
Întreg materialul	4,0	Întreg materialul	0,26

Se vede astfel că există diferențe apreciabile între coeficienții vitezei de flotație K corespunzători diferitelor clase granulometrice de galenă pe de o parte și cei corespunzători unor clase granulometrice de blendă apropriate ca mărime, pe de altă parte, în sensul că coeficienții K pentru blendă prezintă valori mult mai mici. Coeficientul K_x are valorile cele mai mici în cazul clasei <15 μm de la blendă, ceea ce explică faptul că în concentratul plumbos flotează mai ales blenda din fracțiunea mai grobă (30–19 μm).

Luind în considerare întregul material se vede că, în condițiile de flotație în care s-a lucrat, s-a reușit să se realizeze o flotabilitate relativă a galenei față de blendă ce poate fi apreciată prin raportul

$$\frac{K_{\text{galenă}}}{K_{\text{blendă}}} = \frac{4}{0,26} = 15,1,$$

care arată că galena are o flotabilitate de circa 15 ori mai ridicată decât a blendei.

Examinind valorile coeficienților vitezei de flotație K , ale diferitelor clase granulometrice, precum și ale întregului material, determinate atât la flotația galenei din amestecul de galenă și cuarț, cit și la flotația galenei din amestecul de galenă, blendă și cuarț, se observă că în cele două cazuri aceste valori — pentru clasele apropriate — diferă foarte puțin între ele. Tragem concluzia că — regimul de reactivi fiind același — prezența blendei în tulbureală nu a influențat sensibil flotația galenei.

Pe baza valorilor coeficienților de flotație K corespunzători pentru galenă s-au determinat cu ajutorul formulelor (1) și (5) curbele $m_z = f(t)$ și respectiv $w_x = f(t)$. Valorile obținute sunt prezentate în tabelele 23 și 24, iar curbele sunt trasate în figurile 6 și 7. Folosind apoi formulele (6) și (7) s-au calculat valorile extracției m și ale vitezei de flotație w corespunzătoare flotației întregii cantități de galenă în amestecul flotat.

Valorile calculate sunt arătate în tabelul 25, iar curbele $m = f(t)$ și $w = f(t)$ trasate pe baza lor, în figurile 6 și 7. Aceste valori precum și diagramele din figurile 6 și 7 confirmă concluziile trase mai înainte privitor la comportarea la flotație a diferitelor clase granulometrice de galenă, în cazul flotației amestecului constituit numai din galenă și cuarț.



TABELUL 23

Valorile extracțiilor m_x calculate pentru fracțiunile granulometrice de la flotația galenei din amestecul de galenă, blendă și cuarț

Timp, s	Extracția de metal m_x , %		
	cl. 30–13 μm	cl. 13–10 μm	cl. <10 μm
30	21,10	9,15	5,82
60	37,74	17,46	11,30
120	61,24	31,88	21,33
180	76,00	44,00	31,15
360	94,17	68,39	51,32
600	99,12	85,32	69,88

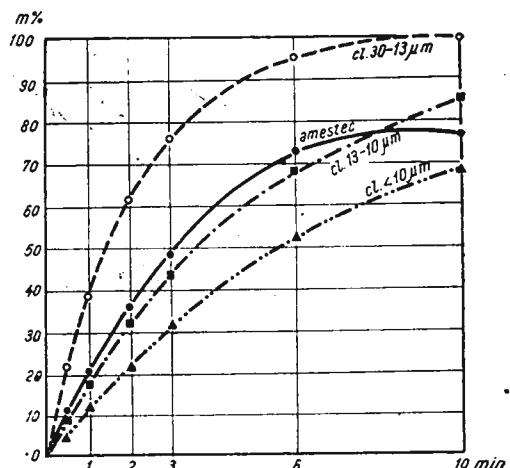
TABELUL 24

Valorile vitezelor de flotație w_x calculate pentru fracțiunile granulometrice de la flotația galenei din amestecul de galenă, blendă și cuarț

Timp, s	Viteza de flotație w_x , %/s		
	cl. 30–13 μm	cl. 13–10 μm	cl. <10 μm
30	0,616	0,290	0,188
60	0,491	0,264	0,177
120	0,305	0,217	0,157
180	0,190	0,179	0,139
360	0,0458	0,101	0,097
600	0,0068	0,046	0,060

Fig. 6. -- Extracțiile de metal m, în funcție de timp (flotația galenei din amestecul galenă-blendă-cuarț).

Extractions de métal m, en fonction de temps (flottation de la galène du mélange galène-blende-quartz).



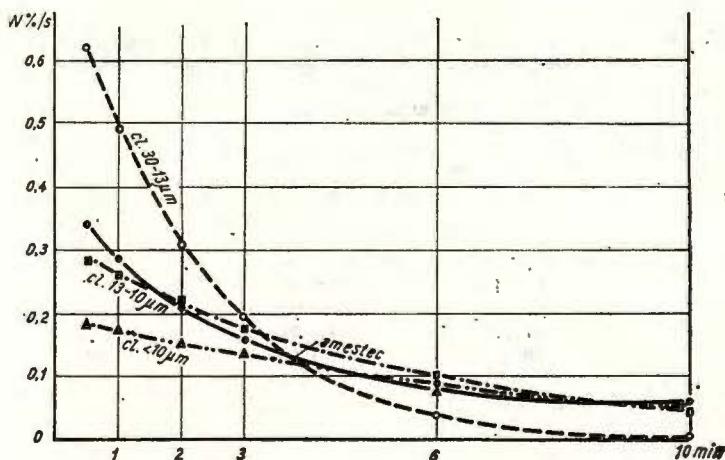


Fig. 7. — Vitezele de flotație w , în funcție de timp (flotația galenei din amestecul galenă-blendă cuarț).

Vitesses de flotation w , en fonction de temps (flottation de la galène-blende-quartz).

TABELUL 25

Valorile m și w calculate pentru materialul întreg (fracțiunea de galenă) la flotația galenei din amestecul de galenă, blendă și cuarț

Temps, s	Extr. de metal m , %	Viteza de flotație w , %/s
30	11,20	0,338
60	20,80	0,290
120	35,50	0,214
180	47,30	0,163
360	70,75	0,082
600	75,25	0,059

4. Concluzii

Cercetările efectuate au arătat că în cazul flotației minereurilor foarte fine (în întregime sub $30\mu\text{m}$) sunt necesare condiții specifice de lucru, deosebite de cele folosite obișnuit în flotație.

Astfel, în general, se impune folosirea unor cantități reduse de spumant (de ordinul cîtorva g/t), deoarece acțiunea acestuia, adăugată la acțiunea stabilizatoare a particulelor foarte fine asupra spumei, duce la o flotație neselectivă.

Este necesară folosirea unor cantități sensibil mai ridicate de colector decît în cazul flotației obișnuite, de ordinul cîtorva sute de g/t, dato-

rită suprafetei specifice mult mai mari a particulelor minerale. Acest consum ridicat de colector poate fi redus cu 30–40%, prin condiționarea sa în tulbureala îngroșată, în acest fel concentrația minimă de colector în fază lichidă, necesară fixării lui la suprafața mineralelor, putind fi realizată printr-un consum mai redus.

S-a constatat că starea de dispersie înaintată a unor minerale face ca acestea să floteze în condiții diferite de cele obișnuite (cazul blendei foarte fine care nu flotează de loc cu xantat decât după o prealabilă activare cu sulfat de cupru, atât dozarea cît și timpul de condiționare ale acestuia încadrîndu-se în limite foarte strinse — determinate experimental — care trebuie strict respectate).

Pentru obținerea unor extracții bune de substanță utilă în concentrate este necesară o durată mai mare de flotație. Cercetările au arătat că în condițiile de lucru specifice, stabilite pentru flotația minereurilor foarte fine, flotația diferențială a amestecurilor galenă-blendă-cuarț și respectiv galenă-blendă-pirită-cuarț, măcinate în totalitate sub 30 μm , se realizează cu o selectivitate bună.

Cercetările executate cu privire la cinetica flotației diferențelor clase granulometrice care compun materialul sub 30 μm au pus în evidență o scădere a flotabilității mineralelor odată cu scăderea dimensiunilor particulelor. Astfel, s-a arătat că cu cît este vorba de clase granulometrice de dimensiuni mai fine, cu atit se constată la flotația lor valori mai mici ale coeficientului vitezei de flotație și deci ale vitezei de flotație, precum și ale extractiei de metal care se obține într-un anumit timp. S-a constatat că în special clasa $<10 \mu\text{m}$ prezintă proprietăți de flotație inferioare celorlalte clase granulometrice.

C. INFLUENȚA AERAȚIEI ASUPRA FLOTAȚIEI MINEREURILOR FOARTE FINE

1. Introducere în studiu

Unul dintre factorii ce joacă un rol de bază la flotația particulelor minerale fine este suprafața de separație aer-lichid de care aceste particule au nevoie pentru a flota; această suprafață crește cu suprafața specifică a particulelor minerale ce urmează a fi flotate și deci cu scăderea diametrului mediu al acestor particule.

Rezultă că determinarea unor condiții de aerătie adecvate flotației minereurilor foarte fine — respectiv asigurarea existenței și înnoirii suprafeței necesare de bule de aer — poate constitui un mijloc de îmbunătățire a rezultatelor acestei flotații.

Urmărind astfel ca prin acțiunea unei aerății optime să se îmbunătățească flotația minereurilor foarte fine și pornind de la rezultatele la care am ajuns în cadrul cercetărilor prezentate în capitolul precedent, am studiat influența pe care o are aerăția asupra flotației acestei categorii de minereuri.

Cercetări efectuate de Huber Panu, Georgeescu, (1961) au arătat că debitul de aer are o influență apreciabilă asupra flotației minerurilor de granulație obișnuită și anume prin mărirea debitului de aer se realizează o creștere a vitezei de flotație; această creștere are loc însă numai pînă la un debit de aer optim, după care depășirea viteza de flotație începe să scadă. În cadrul acelor cercetări s-a stabilit teoretic relația

$$\frac{K}{K_0} = \frac{n_Q n_T n_u}{n_D} \beta, \quad (8)$$

care exprimă legătura între principalele mărimi caracteristice ale aerăției și coeficientul vitezei de flotație.

Aceste mărimi caracteristice ale aerăției sunt :

Q — debitul de aer pe unitate de volum de celulă, dm^3/dm^3 , min;

D — diametrul mediu al bulelor de aer, mm;

T — durata medie de trecere prin celulă a bulelor de aer, s;

u_D — viteza medie a bulelor de aer în raport cu lichidul, cm/s .

Relația (8) permite determinarea coeficientului vitezei de flotație K , caracterizat prin mărimile Q , T , D , u_D , cînd se cunoaște o valoare a acestuia, K_0 , căruia îi corespund mărimile Q_0 , T_0 , D_0 , u_{D_0} .

În relația (8) s-au făcut următoarele notății :

$$n_Q = \frac{Q}{Q_0}; \quad n_D = \frac{D}{D_0}; \quad n_T = \frac{T}{T_0};$$

$$n_u = \frac{u_D}{u_{D_0}}; \quad \beta = \left(\frac{\frac{x}{D} + 1}{\frac{x}{D_0} + 1} \right)^3$$

unde x este diametrul mediu al particulelor minerale, mm.

Raportul K/K_0 constituie un indice pentru aprecierea acțiunii aerăției asupra flotației.

2. Determinarea influenței aerăției asupra flotației minerurilor foarte fine

Studiul influenței aerăției asupra flotației minerurilor foarte fine s-a făcut folosind relația (8) și determinând experimental parametrii care intervin în această relație.

a. *Experimentări de flotație.* Prima serie de experimentări a fost executată cu amestec sintetic de galenă și quarț în stare polidispersă, aflat în întregime sub $30 \mu\text{m}$, circa 50% fiind sub $10 \mu\text{m}$. Amestecul a conținut 15,4% Pb. S-a utilizat o celulă de flotație de laborator cu capa-



citatea de 1 100 cm³, cu agitație mecanică, de tip Wedag-Universal, astfel construită încit să permită variația numărului de rotații ale rotorului și alimentarea cu aer pe la partea inferioară. Alimentarea cu aer s-a făcut de o instalație cuprinzind un compresor cu rezervor de aer, reductor și regulator de presiune, manometru cu apă pentru măsurarea presiunii aerului la intrarea în celulă și rotametru pentru determinarea debitului de aer.

S-a lucrat în condițiile unor turări ale rotorului de 1 600, 1 900 și 2 150 rot/min. Regimul de lucru al experiențelor de flotație executate (reactivi, condiționare, diluție etc.) a fost cel stabilit în cadrul experimentărilor anterioare.

În fiecare din condițiile celor trei turări ale rotorului s-au efectuat mai multe experiențe de flotație, la care debitul de aer a fost de 1,38 dm³/dm³, min.

La fiecare experiență s-a colectat concentratul corespunzător unui timp de flotație de trei minute. Concentratele obținute în aceleași condiții au fost amestecate și apoi analizate din punct de vedere granulometric și al conținutului de metal.

Rezultatele obținute sunt date în tabelul 26; ele au permis calculul coeficienților vitezei de flotație K_x , corespunzători diferitelor clase granu-

TABELUL 26

Flotația galenel din amestecul galenă-cuarț în diferite condiții de turări a rotorului

Debit de aer dm ³ /dm ³ , min	Viteză roto- rului rot/min	Greutatea concentra- tului %	Analiza granulometrică și chimică a concentratului				Intregul con- centrat	
			30–20 μm	20–13 μm	13–10 μm	<10 μm		
1,38	1 600	13,60	%	26,60	22,75	14,95	35,70	100,00
			% Pb	62,01	63,40	48,30	50,45	56,13
	1 900	16,86	%	25,10	19,85	13,90	41,15	100,00
			% Pb	61,12	54,25	48,00	33,40	46,59
	2 150	16,65	%	25,65	23,70	15,80	34,85	100,00
			% Pb	61,0	47,80	46,30	35,00	47,96

lometrice, folosind relația (2); valorile acestor coeficienți sunt arătate în tabelul 27.

b. *Determinarea mărimilor caracteristice ale aerăției.* Determinarea mărimii buzelor de aer din celula de flotație s-a făcut prin fotografieri directe ale buzelor aflate într-un anumit spațiu din celula umplută cu apă. În acest sens, printr-un perete mobil, s-a limitat un spațiu de fotografiere



cu dimensiuni — în planul orizontal — de circa 10×90 mm, cîmpul de fotografiere fiind de circa 90×90 mm.

Determinările s-au făcut în cele trei condiții de turație ale rotorului menționate mai înainte, la fiecare variindu-se debitul de aer Q între 0,56 și $5,00 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.

TABELUL 27
Valorile coeficientilor K_x pe clase granulometrice

Debit de aer dm^3/dm^3 , min	Viteza roto- rului rot/min	$10^3 K_x$			
		$30-20 \mu\text{m}$	$20-30 \mu\text{m}$	$13-10 \mu\text{m}$	$< 10 \mu\text{m}$
1,38	1 600	6,20	5,69	4,31	2,50
	1 900	7,56	6,37	4,71	2,62
	2 150	6,62	5,88	4,15	2,26

În planșele 1, 2 și 3 sunt prezentate mai multe fotografii obținute în diferite condiții de aerătie.

Determinarea mărimei și a distribuției după mărime a bulelor s-a făcut prin măsurarea dimensiunilor imaginilor acestora de pe reproducările fotografice mărite. Pentru aceleași condiții de aerătie s-a dispus de mai multe fotografii, astfel încit pentru fiecare caz în parte s-au făcut măsurători pe cîteva sute de bule.

Graficele din figurile 8, 9 și 10 ilustrează distribuția bulelor după mărime, în diferite condiții de aerătie.

Pe baza distribuțiilor după mărime, s-au calculat diametrele medii echivalente D ale bulelor, cu formula

$$D = \sqrt{\frac{\sum p_i d_i^2}{\sum p_i}}, \quad (9)$$

în care :

d_i este diametrul mediu al unei clase de bule, mm;

p_i — proporția de bule cu diametrul mediu d_i .

În tabelul 28 sunt date diametrele medii echivalente ale bulelor, obținute prin calcul.

În vederea determinării duratei medii de trecere T a aerului prin celula de flotație, s-au determinat conținuturile de aer V_a ale tulburelui, exprimate în cm^3 aer la 1 dm^3 de tulbureală aerată, corespunzătoare diferitelor condiții de aerătie, măsurînd variația volumului tulburelui în cîmpul introducerii aerului în celulă, sau la oprirea aerului.



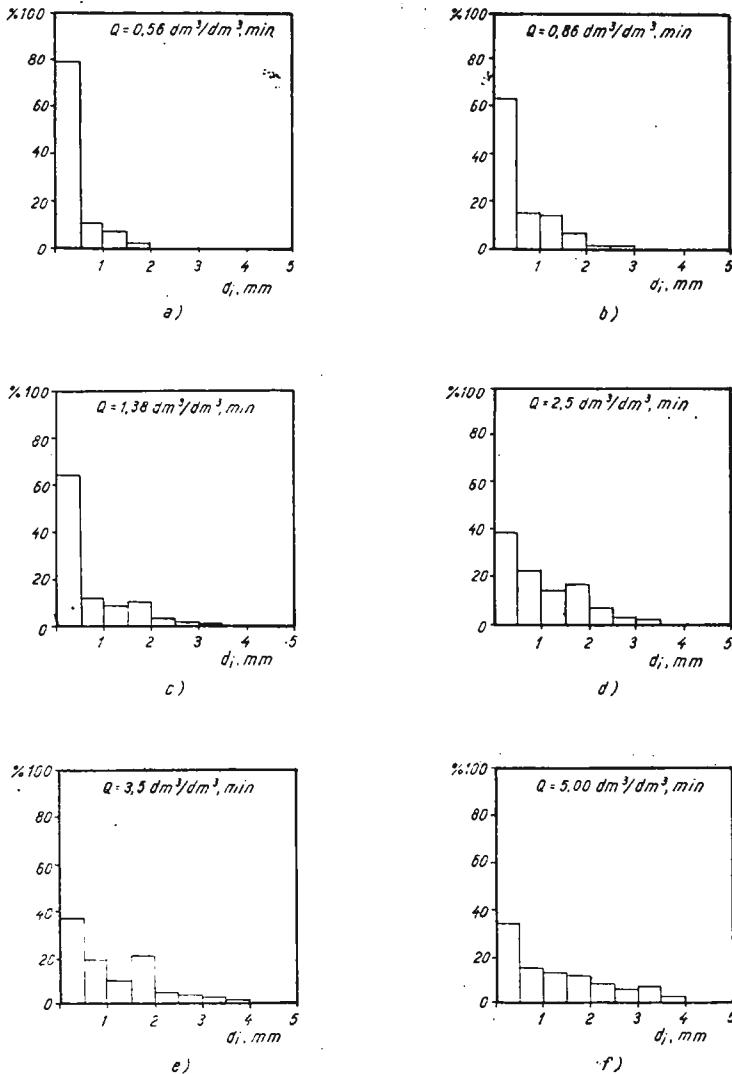


Fig. 8. — Distribuția după mărime a bulelor de aer la turăția rotorului de 1 600 rot/min și diferențe debite.

Distribution selon la grossière des bulles d'air au tour du rotor de 1 600 rot/min et différent débits.

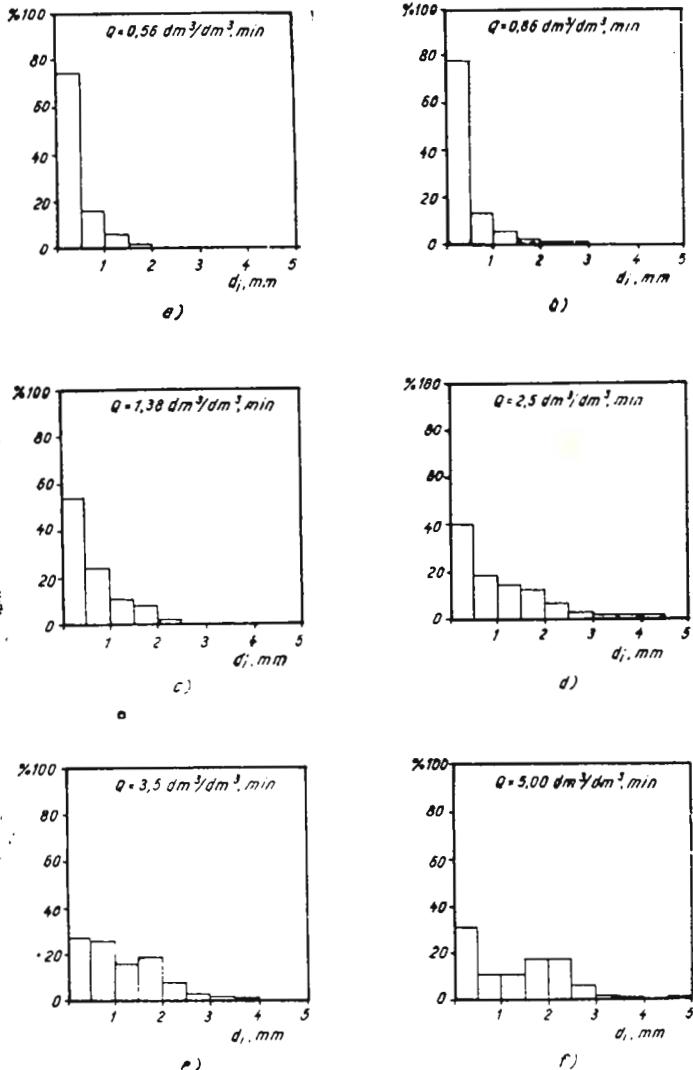


Fig. 9. — Distribuția după mărime a bulelor de aer la turățea rotorului de 1 900 rot/min și diferite debite.

Distribution selon la grossière des bulles d'air au tour du rotor de 1 900 rot/min et différents débits.

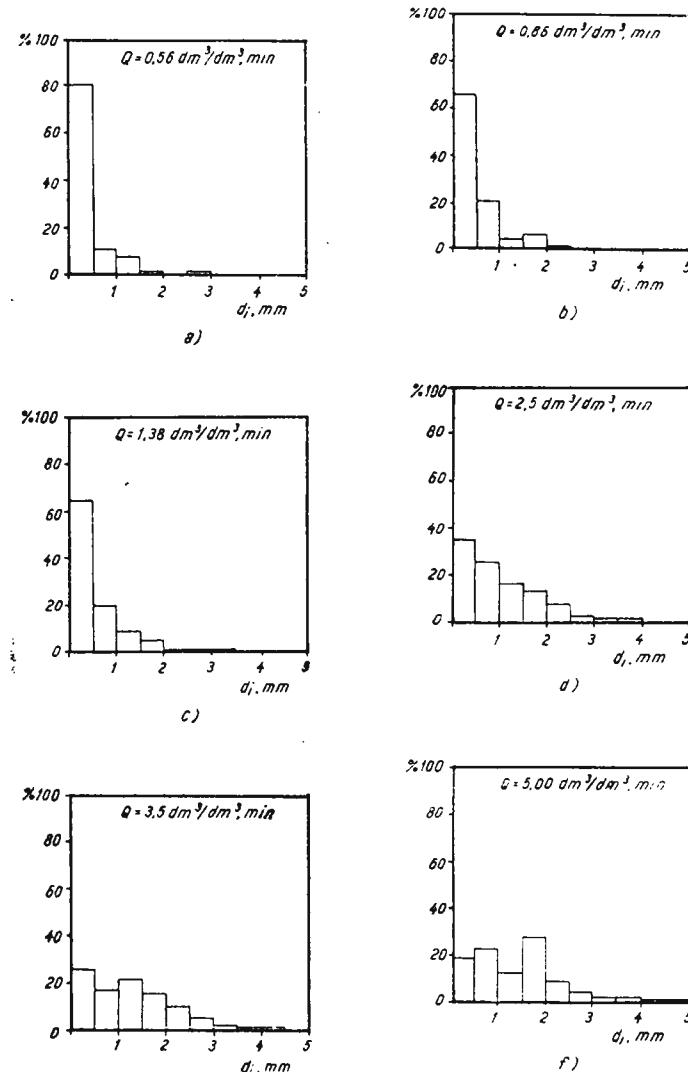


Fig. 10. — Distribuția după mărimea bulelor de aer la turația rotorului de 2 150 rot/min și diferențe debite.

Distribution selon la grossière des bulles d'air au tour du rotor de 2 150 rot/min et différents débits.

Duratele medii de trecere T ale aerului prin celula de flotație, exprimate în secunde s-au determinat, pentru diferitele condiții de aerăție cu relația

$$T = \frac{V_a}{Q}; \quad (10)$$

Viteza medie u_D a bulelor de aer în raport cu lichidul s-a calculat cu ajutorul relației

$$u_D = \frac{\sum u_i p_i d_i^3}{\sum p_i d_i^3} \quad (11)$$

TABELUL 28

Valorile principalelor mărimi caracteristice ale aerăției

Viteza rotorului rot/min	Debit Q dm ³ /dm ³ , min	Diametru echivalent D mm	Conț. de aer în tulbureală V _a cm ³ /cm ³	Durata medie de trecere T, s	Viteza medie a bulelor u _D , cm/s
1 600	0,56	0,542	20,0	2,14	25,04
	0,86	0,758	27,5	1,91	26,14
	1,38	0,922	38,8	1,68	27,82
	2,50	1,200	61,0	1,46	27,78
	3,50	1,530	77,1	1,31	27,29
	5,00	1,920	96,5	1,15	26,90
1 900	0,56	0,507	20,4	2,17	23,83
	0,86	0,540	27,0	1,87	25,18
	1,38	0,820	42,3	1,83	25,80
	2,50	1,280	68,5	1,64	27,48
	3,50	1,330	70,5	1,20	27,39
	5,00	1,630	80,0	0,96	27,42
2 150	0,56	0,560	30,1	3,23	24,11
	0,86	0,680	42,2	2,94	24,36
	1,38	0,840	51,8	2,24	27,20
	2,50	1,230	82,9	1,98	27,49
	3,50	1,340	85,0	1,45	27,70
	5,00	1,540	88,5	1,06	27,70

în care :

u_i este viteza bulelor cu diametrul d_i , cm/s ;

d_i — diametrul mediu al unei clase de bule, cm ;

p_i — proporția de bule cu diametrul d_i .



Pentru vitezele u_i ale claselor de mărimi de bule cu diametrele medii d_i , s-au luat valorile determinate experimental de Fuerstenau și Weymann (Gaudin, 1957).

Conținuturile de aer V_a ale tulburelui, duratele medii de trecere T ale aerului prin celula de flotație și vitezele medii u_D ale buzelor de aer în raport cu lichidul, pentru diferitele condiții de aerație, sunt date în tabelul 28.

c. *Calculul și interpretarea rezultatelor.* Pentru a vedea cum variază viteza de flotație cind variază principaliii parametri caracteristici ai aerației, s-au calculat cu ajutorul relației (8) valorile raportului K/K_0 pentru diferite condiții de aerație, determinate de cele trei condiții de turăție a rotorului (1 600, 1 900 și 2 150 rot/min), debitul de aer variind în fiecare caz, între 0,56 și 5 dm^3/dm^3 și min. S-au luat pentru raportare date corespunzătoare debitului de 1,38 dm^3/dm^3 și min.

Pentru calcule s-au folosit datele privind diametrele medii ale buzelor, duratele de trecere ale aerului prin celula de flotație, vitezele medii ale buzelor de aer în raport cu lichidul și valorile coeficienților vitezelor de flotație, determinate mai înainte și prezentate în tabelele 27 și 28.

În tabelele 29, 30 și 31 sunt date valorile calculate pentru rapoartele K/K_0 pe baza principalelor mărimi caracteristice ale aerației, în condițiile precizate mai înainte.

Pe baza valorilor rapoartelor K/K_0 s-au calculat coeficienții vitezei de flotație K_x , corespunzători diferitelor clase granulometrice, în condiții de aerație diferite.

În scopul de a avea și pentru materialul în stare polidispersă un criteriu de apreciere analog cu cel determinat pentru clasele granulometrice care îl compun, s-a determinat coeficientul K corespunzător întregului material, cu relația (4).

Așa cum s-a arătat conținutul a de metal util al materialului cu care s-a lucrat este de 15,4% Pb, conținuturile a_x și procenteile p_x fiind:

clasa μm	a_x %	p_x %
30–20	23,85	14,81
20–13	15,05	18,82
13–10	14,91	15,16
<10	13,26	51,21

În tabelul 32 sunt prezentate valorile coeficienților vitezei de flotație pentru fiecare clasă granulometrică, ca și pentru întregul material, obținute în diferite condiții de aerație la flotația galenei din amestecul de galenă și cuarț.

Cu datele astfel obținute s-au trase curbele din figurile 11, 12 și 13, care pun în evidență modul cum influențează parametrii studiați ai aerației (debitul de aer și turăția rotorului) coeficientul vitezei de flotație.



TABELUL 29
Valorile raportului K/K_0
Turăția rotorului : 1 600 rot/min

$Q \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{ min}$	0,56	0,86	1,38	2,50	3,50	5,00
$n_Q = \frac{Q}{Q_0}$	0,405	0,623	1	1,81	2,53	3,62
$n_D = \frac{D}{D_0}$	0,588	0,822	1	1,301	1,65	2,08
$n_T = \frac{T}{T_0}$	1,273	1,136	1	0,870	0,779	0,684
$n_u = \frac{u_D}{uD_0}$	0,90	0,939	1	0,998	0,980	0,966
cl. 30–20 μm $x = 0,025\text{mm}$	β	1,036	1,01	1	0,987	0,978
	$\frac{K}{K_0}$	0,815	0,815	1	1,184	1,143
cl. 20–13 μm $x = 0,0165 \text{ mm}$	β	1,024	1,006	1	0,99	0,986
	$\frac{K}{K_0}$	0,806	0,812	1	1,188	1,152
cl. 13–10 μm $x = 0,0115\text{mm}$	β	1,016	1,004	1	0,994	0,99
	$\frac{K}{K_0}$	0,799	0,810	1	1,193	1,157
cl. <10 μm $x=0,005\text{mm}$	β	1,006	1,002	1	0,996	0,9956
	$\frac{K}{K_0}$	0,792	0,808	1	1,195	1,1638
						1,1415

Mărimi de referință :

$Q_0 = 1,38 \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{ min}$; $D_0 = 0,922 \text{ mm}$

$T_0 = 1,68 \text{ s}$; $uD_0 = 27,82 \text{ cm/s}$



TABELUL 30

*Valorile raportului K/K_0
Turăția rotorului : 1 900 rot/min*

$Q, \text{dm}^3/\text{dm}^3, \text{min}$	0,56	0,86	1,38	2,50	3,50	5,00
$n_Q = \frac{Q}{Q_0}$	0,405	0,623	1	1,81	2,53	3,62
$n_D = \frac{D}{D_0}$	0,61	0,65	1	1,56	1,62	1,98
$n_T = \frac{T}{T_0}$	1,18	1,02	1	0,89	0,65	0,52
$n_u = \frac{u_D}{u_{D_0}}$	0,92	0,97	1	1,07	1,06	1,06
cl. 30–20 μm $x = 0,025 \text{ mm}$	β	1,034	1,028	1	0,978	0,976
	$\frac{K}{K_0}$	0,740	0,964	1	1,076	1,034
cl. 20–13 μm $x = 0,0165 \text{ mm}$	β	1,024	1,020	1	0,984	0,984
	$\frac{K}{K_0}$	0,733	0,956	1	1,082	1,043
cl. 13–10 μm $x = 0,0115 \text{ mm}$	β	1,016	1,014	1	0,988	0,988
	$\frac{K}{K_0}$	0,727	0,951	1	1,087	1,047
cl. <10 μm $x = 0,005 \text{ mm}$	β	1,006	1,006	1	0,994	0,994
	$\frac{K}{K_0}$	0,720	0,943	1	1,093	1,053

Mărimi de referință :

$Q_0 = 1,38 \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{min}$; $D_0 = 0,82 \text{ mm}$
 $T_0 = 1,83 \text{ s}$; $u_{D_0} = 25,80 \text{ cm/s}$



TABELUL 31

*Valorile raportului K/K_0
Tura/ta rotorului : 2 150 rot/min*

$Q, \text{dm}^3/\text{dm}^3, \text{min}$	0,56	0,86	1,38	2,50	3,50	5,00
$n_Q = \frac{Q}{Q_0}$	0,405	0,623	1	1,81	2,53	3,62
$n_D = \frac{D}{D_0}$	0,66	0,80	1	1,46	1,59	1,83
$n_T = \frac{T}{T_0}$	1,44	1,31	1	0,885	0,64	0,473
$n_u = \frac{u_D}{u_{D_0}}$	0,88	0,89	1	1,00	1,01	1,01
cl. 30–20 μm $x = 0,025 \text{ mm}$	β	1,02	1,012	1	0,982	0,98
	$\frac{K}{K_0}$	0,793	0,918	1	1,07	1,00
cl. 20–13 μm $x = 0,0165 \text{ mm}$	β	1,018	1,008	1	0,988	0,984
	$\frac{K}{K_0}$	0,791	0,915	1	1,076	1,01
cl. 13–10 μm $x = 0,0115 \text{ mm}$	β	1,012	1,006	1	0,992	0,990
	$\frac{K}{K_0}$	0,786	0,913	1	1,08	1,01
cl. <10 μm $x = 0,005 \text{ mm}$	β	1,004	1,002	1	0,9960	0,995
	$\frac{K}{K_0}$	0,78	0,909	1	1,085	1,02
						0,939

Mărimi de referință :

$Q_0 = 1,38 \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{min}$; $D_0 = 0,84 \text{ mm}$
 $T_0 = 2,24 \text{ s}$; $u_{D_0} = 27,20 \text{ cm/s}$



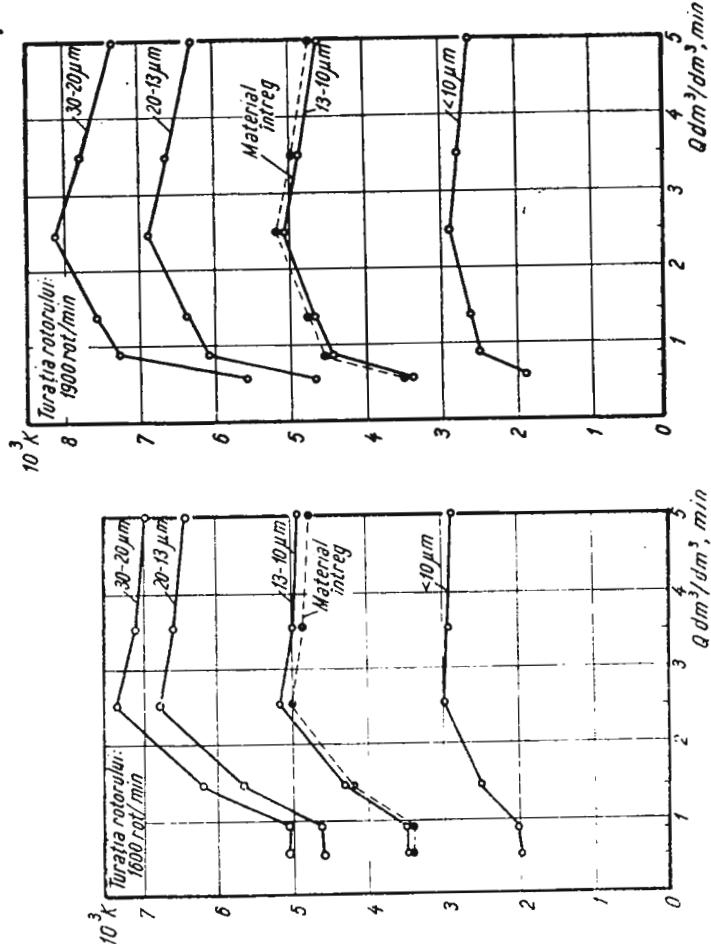


Fig. 11. — Variația coeficientului vitezei de flotăție a diferitelor clase granulometrice precum și a materialului întreg, în funcție de debitul de aer, în condițiile turării rotorului de 1 600 rot/min.

Variation du coefficient de la vitesse de flottation de diverses classes granulométriques ainsi que du matériel entier, en fonction du débit d'air, dans les conditions du tour du rotor de 1 600 rot/min.

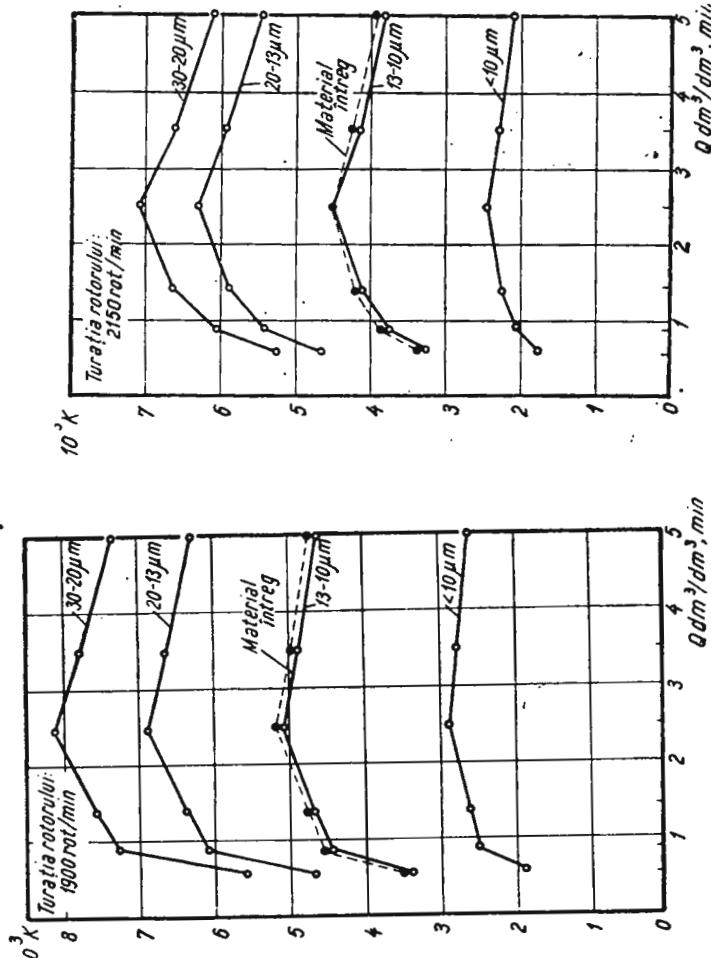


Fig. 12. — Variația coeficientului vitezei de flotăție a diferitelor clase granulometrice precum și a materialului întreg, în funcție de debitul de aer, în condițiile turării rotorului de 1 900 rot/min.

Variation du coefficient de la vitesse de flottation de diverses classes granulométriques ainsi que du matériel entier, en fonction du débit d'air, dans les conditions du tour du rotor de 1 900 rot/min.

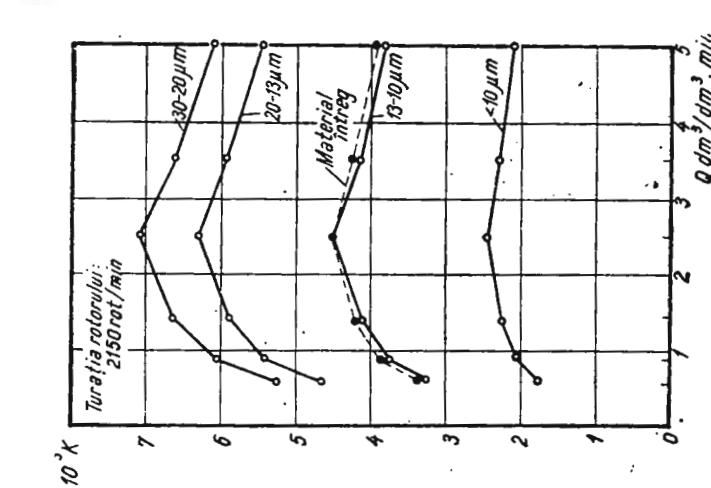


Fig. 13. — Variația coeficientului vitezei de flotăție a diferitelor clase granulometrice precum și a materialului întreg, în funcție de debitul de aer, în condițiile turării rotorului de 2 150 rot/min.

Variation du coefficient de la vitesse de flottation de diverses classes granulométriques ainsi que du matériel entier, en fonction du débit d'air, dans les conditions du tour du rotor de 2 150 rot/min.



Concluziile care se pot trage pe baza rezultatelor obținute și evidențiate în tabelul 32 și figurile 11–13 sunt:

— La toate debitele de aer și vitezele rotorului se constată o scădere apreciabilă a vitezei de flotație cu scăderea dimensiunii particulelor. În special, clasa $<10 \mu\text{m}$ are vitezele cele mai mici, oricare ar fi debitul de aer și vîtea rotorului. Astfel, valorile $10^3 K_x$ variază pentru clasa $<10 \mu\text{m}$ între 1,76 și 2,98, în timp ce pentru clasa 30–20 μm aceste valori sunt cuprinse între 5,05 și 8,13; valorile minime ale lui $10^3 K_x$ corespunzătoare claselor intermediare sunt întotdeauna mai mari decât valorile maxime ale coeficientului vitezei de flotație corespunzătoare clasei $<10 \mu\text{m}$.

— Acționind asupra parametrilor aerației se obține o îmbunătățire simțitoare a vitezei de flotație.

Astfel, prin acțiunea aerației se poate obține o creștere a coeficientului vitezei de flotație, ce variază la diferite clase granulometrice între 50–70% (tab. 33). Cu toate acestea, prin acțiunea aerației nu se poate realiza o flotație a claselor fine la nivelul aceleia a claselor mai mari.

— Pentru fiecare clasă granulometrică se obține o viteză de flotație maximă, determinată de anumite condiții de aerație.

La aceeași viteză a rotorului, vitezele de flotație cresc în general cu creșterea debitului — pînă la un anumit debit optim — după care scad.

Observind zona de debit optim, corespunzătoare fiecărei clase granulometrice, se constată că în general această zonă corespunde, la diferitele condiții de viteză a rotorului, debitului de $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.

Luînd în considerare și viteză maximă de flotație a fiecărei clase granulometrice, se observă că zona de debit optim — corespunzătoare în general debitului de $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min — apare în cazul claselor mai mari de material (30–20 μm și 20–13 μm) în condițiile turației rotorului de 1 900 rot/min, în timp ce în cazul claselor mai fine (13–10 μm și $<10 \mu\text{m}$), această zonă apare în condițiile turației rotorului de 1 600 rot/min.

— La clasele mai fine de material (13–10 μm și $<10 \mu\text{m}$) se observă în general că — la același debit de aer — vitezele de flotație prezintă o ușoară scădere cu creșterea turației rotorului de la 1 600, la 2 150 rot/min, în timp ce la clasele mai mari (30–20 μm și 20–13 μm), se constată că — la același debit de aer — vitezele de flotație cresc cu creșterea turației rotorului de la 1 600 la 1 900 rot/min, după care, cu creșterea turației rotorului de la 1 900 la 2 150 rot/min, prezintă o scădere, ce apare mai accentuată la clasa 30–20 μm .

— Dacă se ia în considerare coeficientul vitezei de flotație K , corespunzător întregului material, se constată că zona de debit optim este — în toate cele trei condiții de turație a rotorului — la $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min. Viteză de flotație a întregului material prezintă — la același debit — o ușoară creștere cu creșterea turației rotorului de la 1 600 la 1 900 rot/min, după care scade cu creșterea turației rotorului de la 1 900 la 2 150 rot/min.

Coefficientul vitezei de flotație a întregului material prezintă un maxim (5,15) în condițiile de aerație corespunzătoare unei turații a roto-



TABELUL 32

Valorile coeficientilor K_x pe clase granulometrice, în diferite condiții de aerătie

Viteză rotorului rot/min	Debitul de aer Q dm^3/dm^3 , min	$10^3 \cdot K_x$				$10^3 K$
		30–20 μm	20–13 μm	13–10 μm	<10 μm	
1 600	0,56	5,05	4,58	3,44	1,98	3,38
	0,86	5,05	4,62	3,49	2,02	3,41
	1,38	6,20	5,69	4,31	2,50	4,20
	2,50	7,34	6,76	5,14	2,98	5,00
	3,50	7,08	6,55	4,98	2,91	4,84
	5,00	6,92	6,40	4,88	2,85	4,74
1 900	0,56	5,59	4,67	3,42	1,88	3,47
	0,86	7,28	6,09	4,48	2,47	4,54
	1,38	7,56	6,37	4,71	2,62	4,75
	2,50	8,13	6,89	5,12	2,86	5,15
	3,50	7,81	6,64	4,93	2,76	4,95
	5,00	7,36	6,27	4,66	2,61	4,68
2 150	0,56	5,25	4,65	3,26	1,76	3,31
	0,86	6,07	5,38	3,79	2,05	3,84
	1,38	6,62	5,88	4,15	2,26	4,21
	2,50	7,08	6,32	4,48	2,45	4,53
	3,50	6,62	5,94	4,19	2,40	4,24
	5,00	6,13	5,45	3,86	2,12	3,91

TABELUL 33

Cresterea lui K_x pe clase granulometrice

Fracțiunea granulometrică μm	$10^3 K_x$		Condiții de aerătie $Q, \text{dm}^3/\text{dm}^3, \text{min}$ $n, \text{rot/min}$		Cresterea lui $K_x, \%$
30–20	minim	5,05	Q	0,56 1 600	61
	maxim	8,13	Q	2,50 1 900	
20–13	minim	4,58	Q	0,56 1 600	50,5
	maxim	6,89	Q	2,50 1 900	
13–10	minim	3,26	Q	0,56 2 150	57,5
	maxim	5,14	Q	2,50 1 600	
<10	minim	1,76	Q	0,56 2 150	69,3
	maxim	2,98	Q	2,50 1 600	
Materialul întreg	minim	3,31	Q	0,56 2 150	55,5
	maxim	5,15	Q	2,50 1 900	



rului de 1 900 rot/min și debit de $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min. O valoare apropiată de aceasta (5,0) o prezintă acest coeficient și în cazul aceluiasi debit de $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min, la turația rotorului de 1 600 rot/min.

3. Imbuinătățirea flotației diferențiale a minereurilor complexe foarte fine, prin acțiunea aerăției

Pornind de la rezultatele cercetărilor prezentate în prima parte a lucrării, care au dus la stabilirea unor condiții specifice pentru flotația minereurilor foarte fine și pe baza constatărilor făcute la capitolul precedent, s-a studiat în continuare posibilitatea imbuinătățirii flotației diferențiale a minereurilor complexe fin măcinat, prin acțiunea aerăției. În acest scop s-au efectuat experiențe de flotație, în diferite condiții de aerăție, mai întii cu amestecuri de galenă-blendă-cuarț și apoi cu amestecuri de galenă-blendă-pirită-cuarț, măcinat sub 30 μm .

a. După cum s-a constatat în cadrul experiențelor de flotație cu amestec simplu de galenă și cuarț, valorile cele mai mari pentru coeficientul vitezei de flotație corespunzător întregului material, s-au obținut în condiții de aerăție determinate de debitul de $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min, atât la turația rotorului de 1 600 rot/min ($10^3 K = 5,0$), cât și la aceea de 1 900 rot/min ($10^3 K = 5,15$).

Ca urmare, s-au efectuat experiențe de flotație diferențială cu amestec sintetic de galenă-blendă-cuarț ($100\% < 30 \mu\text{m}$, $\sim 50\% < 10 \mu\text{m}$), care a conținut $\sim 14,5\%$ Pb și $\sim 13,1\%$ Zn, în condițiile de aerăție menționate mai sus.

Regimul de reactivi folosit a fost cel determinat în cadrul experimentărilor anterioare.

Tinând seama că în noile condiții de aerăție — conform concluziilor trase — se realizează o mărire a vitezei de flotație, experiențele au fost executate cu reducerea timpului de colectare a concentratelor de galenă și de blendă de la 12 min. la 10, 8 și 6 min.

Rezultatele obținute la aceste experiențe sunt prezentate în tabelele 34 și 35.

Pentru compararea rezultatelor s-a luat drept criteriu randamentul flotației, η^4 .

Observăm că cele mai bune rezultate se obțin :

— În cazul flotației galenei, în condițiile de aerăție corespunzînd turației rotorului de 1 900 rot/min și debitului de aer de $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min, timpul de colectare a concentratului fiind de 8 minute. În aceste condiții de aerăție s-a obținut un concentrat de galenă cu 52,92% Pb,

$$^4 \quad \eta = \frac{m - v}{100 - \alpha} \cdot 100,$$

unde :

m este extracția de metal, %;

v — extracția de concentrat, %;

α — conținutul de mineral util al minereului.



TABELUL 34
Rezultatele flotării diferențiale galenă-blendă

Timp colec-tare min	Produse	Greutatea produ-sului v%	Conținut de metal, %		Extr. de metal, m%		Randament %	
			Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
12	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	29,00	44,60	3,12	89,20	6,80	72,30	72,44
		30,75	3,46	37,96	7,35	89,00		
		40,25	1,25	1,44	3,45	4,20		
		100,00	14,50	13,15	100,00	100,00		
10	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	26,85	47,02	3,10	87,35	6,15	72,56	75,01
		27,00	3,76	42,65	7,00	87,25		
		46,15	1,72	1,89	5,65	6,60		
		100,00	14,41	13,21	100,00	100,00		
8	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	24,10	51,00	3,01	85,40	5,50	73,54	75,82
		24,00	4,15	46,35	6,90	85,00		
		51,90	2,17	2,43	7,70	9,50		
		100,00	14,42	13,12	100,00	100,00		
6	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	22,60	50,49	2,21	80,00	3,85	68,75	71,64
		23,40	4,91	45,40	8,00	81,10		
		54,00	3,24	3,62	12,00	15,05		
		100,00	14,30	13,06	100,00	100,00		

Condiții de aerătie — Turația rotorului : 1 600 rot/min
— Debit de aer : 2,5 dm³/dm³, min

TABELUL 35
Rezultatele flotării diferențiale galenă-blendă

Timp colec-tare min	Produse	Greutatea produ-sului, v%	Conținut de metal, %		Extr. de metal, %		Randament, %	
			Pb	Zn	Pb	Zn	Pb	Zn
12	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	30,45	43,62	3,02	90,75	6,75	72,53	73,35
		30,60	3,49	38,89	7,30	88,75		
		38,95	0,75	1,54	1,95	4,50		
		100,00	14,61	13,44	100,00	100,00		
10	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	27,35	47,92	2,81	89,50	5,75	74,79	73,35
		27,20	4,31	41,91	8,00	86,10		
		45,45	0,83	2,35	2,50	8,15		
		100,00	14,65	13,23	100,00	100,00		
8	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	24,20	52,92	2,16	88,65	4,10	77,33	75,77
		24,80	4,95	44,97	8,55	85,90		
		51,00	0,78	2,51	2,80	10,00		
		100,00	14,43	13,00	100,00	100,00		
6	conc. galenă conc. blendă steril alimentare	23,00	52,10	2,01	82,75	3,50	71,75	72,93
		23,50	5,37	45,71	8,70	82,20		
		53,50	2,38	3,53	8,55	14,30		
		100,00	14,49	13,10	100,00	100,00		

Condiții de aerătie — Turația rotorului : 1 900 rot/min
— Debit de aer : 2,5 dm³/dm³, min



care mai conține 2,16% Zn ; extracția de Pb este de 88,65%, iar randamentul de 77,33%.

— În cazul flotației blendei, în aceleași condiții de aerație ca la flotația galenei, timpul de colectare a concentratului fiind de asemenea de 8 minute ; concentratul de blendă obținut în aceste condiții de aerație are 44,97% Zn și 4,95% Pb ; extracția de Zn este de 85,90%, iar randamentul de 75,77%.

În noile condiții de aerație, pe lîngă rezultate cel puțin egale cu cele obținute în condițiile determinate anterior (tab. 11), se obține și o creștere apreciabilă a vitezei medii de flotație (exprimată prin raportul dintre extracția de metal m% și timpul t, în care aceasta a fost realizată). Astfel, viteză medie de flotație obținută în noile condiții de aerație este de 11,08%/min pentru galenă și de circa 10,7%/min pentru blendă, față de 7,37%/min și respectiv 7,40/min, cît a fost în experiențele anterioare ; prin aplicarea unor condiții de aerație îmbunătățite se obține deci o mărire a vitezei medii de flotație de circa 48%, care se traduce prin scurtarea duraței de flotație de la 12 min la 8 min atât la galenă cît și la blendă. Aceasta înseamnă că prin aplicarea unor condiții de aerație îmbunătățite se poate mări capacitatea aparatului de flotație cu circa 33%.

b. În continuare s-a cercetat posibilitatea îmbunătățirii — prin acționarea asupra aerației — a rezultatelor obținute la flotația diferențială a amestecului galenă-blendă-pirită-cuarț (v. tabelul 13) ; s-a lucrat cu același amestec ca și la primele experimentări, adică granulația de $100\% < 30 \mu\text{m}$, circa 50% fiind sub $10 \mu\text{m}$ și conținuturile de $\sim 14,5\%$ Pb $\sim 12,2\%$ Zn și $\sim 22,4\%$ S.

Condițiile de aerație au fost aceleași cu care s-a lucrat în cazul amestecului galenă-blendă-cuarț. Ca și la experiențele efectuate în acest din urmă caz, pe baza acelorași considerente, în fiecare condiție de aerație s-au efectuat experiențe cu reducerea timpului de colectare a concentratelor de galenă și de blendă de la 12 min pînă la 6 min și a celui de pirită de la 10 min pînă la 6 min.

Rezultatele obținute la aceste experiențe sunt prezentate în tabelele 36 și 37.

Luînd drept criteriu de comparație randamentul flotației, se constată că cele mai bune rezultate se obțin, atât la flotația galenei, cît și la flotația blendei, în condiții de aerație corespunzînd turăției rotorului de 1 900 rot/min și debitului de aer de $2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min, timpul de colectare a concentratului fiind de 8 min. În aceste condiții de aerație s-a obținut un concentrat de galenă cu 50,66% Pb și 2,3% Zn și un concentrat de blendă cu 41,88% Zn și 4,05% Pb ; extracțiile de metal au fost de 87,90% pentru Pb și respectiv de 85,15% pentru Zn, iar randamentele de 75,43% pentru Pb și respectiv 73,70% pentru Zn.

Rezultatele obținute confirmă și de data aceasta concluziile din capitolul precedent, privind condițiile de aerație optime.

Ca și în cazul experiențelor de flotație diferențială cu trei componente, și în acest caz al flotației diferențiale cu patru componente se constată că acționînd asupra aerației, se realizează o îmbunătățire a vitezei medii de flotație m/t. Astfel, această viteză a crescut la galenă de la 7,25%/min



TABELUL 36

Rezultatele flotașiei diferențiale galenă-blendă-pirită

Timp colec-tare min	Produse	Greutatea produ-sului v%	Conținut de metal, %			Extr. de metal, %			Randament, %	
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	S	Pb	Zn
12	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	28,20	45,31	3,28	15,40	88,14	7,60	19,47	72,00	71,84
		28,70	2,66	37,04	23,10	5,28	87,55	29,66		
		31,30	2,11	1,43	35,89	4,55	3,65	50,20		
		11,80	2,50	1,26	1,27	2,03	1,20	0,67		
		100,00	14,51	12,14	22,35	100,00	100,00	100,00		
10	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	26,35	48,10	3,00	12,41	87,00	6,47	14,60	72,89	71,79
		26,50	3,10	39,30	22,55	5,50	85,24	26,80		
		29,70	2,18	2,03	42,35	4,46	4,96	56,20		
		17,45	2,52	2,31	3,15	3,04	3,31	2,40		
		100,00	14,55	12,20	22,41	100,00	100,00	100,00		
8	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	24,30	50,75	2,36	12,85	85,30	4,66	14,60	73,18	74,02
		24,20	3,71	42,86	24,12	6,24	81,70	27,26		
		26,65	2,43	2,56	42,00	4,50	5,58	52,20		
		24,85	2,30	2,51	5,11	3,96	5,06	5,94		
		100,00	14,42	12,26	21,46	100,00	100,00	100,00		
6	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	21,85	51,11	2,31	12,35	78,15	4,17	12,05	67,48	68,30
		22,50	4,80	42,40	24,91	7,50	78,40	25,00		
		26,10	2,86	3,13	43,60	5,20	6,72	50,90		
		29,55	4,46	4,42	9,12	9,15	10,71	12,05		
		100,00	14,35	12,18	22,40	100,00	100,00	100,00		

Condiții de aerătie — Turația rotorului : 1 600 rot/min

— Debit de aer : 2,5 dm³/dm³, min

TABELUL 37

Rezultatele flotașiei diferențiale galenă-blendă-pirită

Timp colec-tare min	Produse	Greutatea produ-sului v%	Conținut de metal, %			Extr. de metal, m %			Randament, %	
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	S	Pb	Zn
12	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	29,40	43,60	3,31	16,00	89,60	7,98	20,90	72,10	72,17
		29,55	2,16	36,61	21,75	4,47	88,55	28,60		
		31,85	2,26	1,10	35,20	5,03	2,85	49,80		
		9,20	1,52	1,00	1,63	0,98	0,75	0,66		
		100,00	14,30	12,25	22,50	100,00	100,00	100,00		
10	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	27,25	47,01	2,91	13,30	88,60	6,50	16,20	73,63	72,03
		27,00	3,33	38,80	23,25	6,23	86,00	28,10		
		30,10	1,82	2,32	40,38	3,80	5,80	54,50		
		15,65	1,28	1,31	1,75	1,4	1,70	1,20		
		100,00	14,45	12,15	22,38	100,00	100,00	100,00		
8	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	25,10	50,66	2,37	12,80	87,90	4,90	14,30	75,43	73,70
		24,85	4,05	41,88	24,61	7,20	85,15	27,30		
		28,20	1,72	3,11	45,18	3,30	7,20	56,80		
		21,85	1,03	1,53	1,51	1,5	2,75	1,50		
		100,00	14,51	12,20	22,45	100,00	100,00	100,00		
6	conc. galenă conc. blendă conc. pirită steril alimentare	21,25	53,00	2,38	12,14	78,34	4,15	11,50	68,44	69,60
		22,15	4,16	43,60	25,41	6,44	79,05	25,10		
		26,30	2,63	3,46	41,36	4,80	7,45	48,75		
		30,30	4,94	3,78	10,80	10,4	9,35	14,65		
		100,00	14,36	12,24	22,31	100,00	100,00	100,00		

Condiții de aerătie — Turația rotorului : 1 900 rot/min

— Debit de aer : 2,5 dm³/dm³, min

cit a fost în experiențele precedente, la 11%/min, iar la blendă de la 7,22%/min, la 10,7%/min deci o creștere de circa 48%, care se traduce și în acest caz prin scurtarea duratei de flotație a concentratelor de la 12 la 8 min, sau, cu alte cuvinte, prin mărirea capacitatei aparatului de flotație cu circa 33%.

4. Influența aerăției asupra curbelor de preparare

Pentru a vedea în ce măsură afectează variația condițiilor de aerăție a tulburelii curbele de preparare ale minereului supus flotației, au fost executate experiențe de flotație în condiții de aerăție pentru care experimentările prezentate mai înainte au indicat valori ale coeficientului vitezei de flotație între limite apropiate de valoarea optimă (tab. 32).

Experiențele au fost făcute cu amestec sintetic de galenă și quart ($100\% < 30 \mu\text{m}$, $\sim 50\% < 10 \mu\text{m}$), conținutul de plumb fiind de $\sim 15,2\%$. Regimul de lucru a fost cel aplicat în cadrul experiențelor precedente.

S-au executat patru serii de experiențe la care condițiile de aerăție au fost:

Seria de experiențe nr.	Condiții de aerăție	
	Viteză rotorului rot/min	Debit de aer dm^3/dm^3 , min
1	1 600	2,5
2	1 900	1,38
3	1 900	2,5
4	2 150	2,5

În cadrul fiecărei serii au fost făcute cîte șase experiențe — în aceleasi condiții ; la fiecare experiență s-a colectat concentratul fracționat în timp, obținîndu-se astfel de fiecare dată cîte cinci concentrate ; aceasta cu scopul de a avea la dispoziție mai multe date experimentale, care să permită trasarea cît mai exactă a curbelor de preparare $c = f_1(v)$ și $m = f_2(v)$, în diferite condiții de aerăție.

În tabelul 38 sunt prezentate rezultatele medii pentru fiecare din cele patru serii de experiențe, pe baza cărora s-au trasat curbelor de preparare menționate (fig. 14).

Observăm că, atît curbelor $c = f_1(v)$ cît și curbelor $m = f_2(v)$ se deosebesc foarte puțin una de alta, practic de loc, dacă luăm în considerare și dispersia inevitabilă a datelor experimentale de flotație. Această observație este pusă în evidență de altfel și de datele prezentate în tabelul 39, care indică valorile conținutului de metal și ale extractiei de metal corespunzătoare pe curbelor respective la diferite extracții de concentrat.



TABELUL 38

Flotașia galenici din amestecul galenă-cuarț, în diferite condiții de aerătie

Condiții de aerătie	Timp colectare cumulat min	Produse	Greut. produc- sului v %	Σ v %	Conținut de metal c %	Conținut mediu de metal Σv × c/Σv	Ex-tractia de metal m %	Σm %
$n = 1600 \text{ t/min}$ $Q = 2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{ min}$	1	conc. 1	4,77	4,77	70,27	70,27	21,90	21,90
	3	conc. 2	9,07	13,84	46,45	54,62	27,53	49,43
	5	conc. 3	5,05	18,89	32,22	48,63	10,64	60,07
	8	conc. 4	7,63	26,52	22,06	40,97	10,98	71,05
	11	conc. 5	6,45	32,97	14,30	35,75	6,01	77,06
	—	steril	67,04	100,00	5,23	15,29	22,94	100,00
	—	alim.	100,00	—	15,29	—	100,00	—
$n = 1900 \text{ t/min}$ $Q = 1,38 \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{ min}$	1	conc. 1	5,47	5,47	68,40	68,40	24,39	24,39
	3	conc. 2	10,08	15,55	43,91	52,51	28,87	53,26
	5	conc. 3	5,60	21,15	27,74	45,95	10,14	63,40
	8	conc. 4	6,13	27,28	24,19	41,05	9,65	73,05
	11	conc. 5	5,87	33,15	13,79	36,22	5,28	78,33
	—	steril	66,85	100,00	4,97	15,33	21,67	100,00
	—	alim.	100,00	—	15,33	—	100,00	—
$n = 1900 \text{ t/min}$ $Q = 2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{ min}$	1	conc. 1	6,29	6,29	66,17	66,17	27,22	27,22
	3	conc. 2	10,54	16,83	42,45	51,29	29,25	56,47
	5	conc. 3	5,67	22,50	27,35	45,24	10,13	66,60
	8	conc. 4	5,61	28,11	22,42	40,69	8,22	74,82
	11	conc. 5	4,66	32,77	12,92	36,73	3,93	78,75
	—	steril	67,23	100,00	4,84	15,29	21,25	100,00
	—	alim.	100,00	—	15,29	—	100,00	—
$n = 2150 \text{ t/min}$ $Q = 2,5 \text{ dm}^3/\text{dm}^3, \text{ min}$	1	conc. 1	7,48	7,48	60,01	60,01	29,28	29,28
	3	conc. 2	12,49	19,97	38,70	46,65	31,72	61,00
	5	conc. 3	6,44	26,41	23,67	41,00	9,92	70,92
	8	conc. 4	5,70	32,11	20,10	37,32	7,47	78,39
	11	conc. 5	3,98	36,09	11,63	34,48	3,04	81,43
	—	steril	63,91	100,00	4,51	15,33	18,57	100,00
	—	alim.	100,00	—	15,33	—	100,00	—

TABELUL 39

Indicii flotașiei în diferile condiții de aerătie

Ex-tractia de concentrat	Conținut de metal, %				Extracția de metal, m%			
	*1 600	1 900	1 900	2 150	1 600	1 900	1 900	2 150
10	61,0	60,4	60,2	57,8	39,2	39,2	39,2	37,8
15	53,0	52,8	53,4	51,9	52,0	52,0	52,0	51,1
20	47,2	47,4	47,7	46,9	62,0	62,0	62,2	61,4
25	42,4	43,0	43,3	42,4	69,1	70,0	70,4	69,2
30	38,0	38,7	39,0	38,5	74,6	75,9	76,5	75,8

* Turația rotorului, rot/min

** Debitul de aer, $\text{dm}^3/\text{dm}^3, \text{ min}$

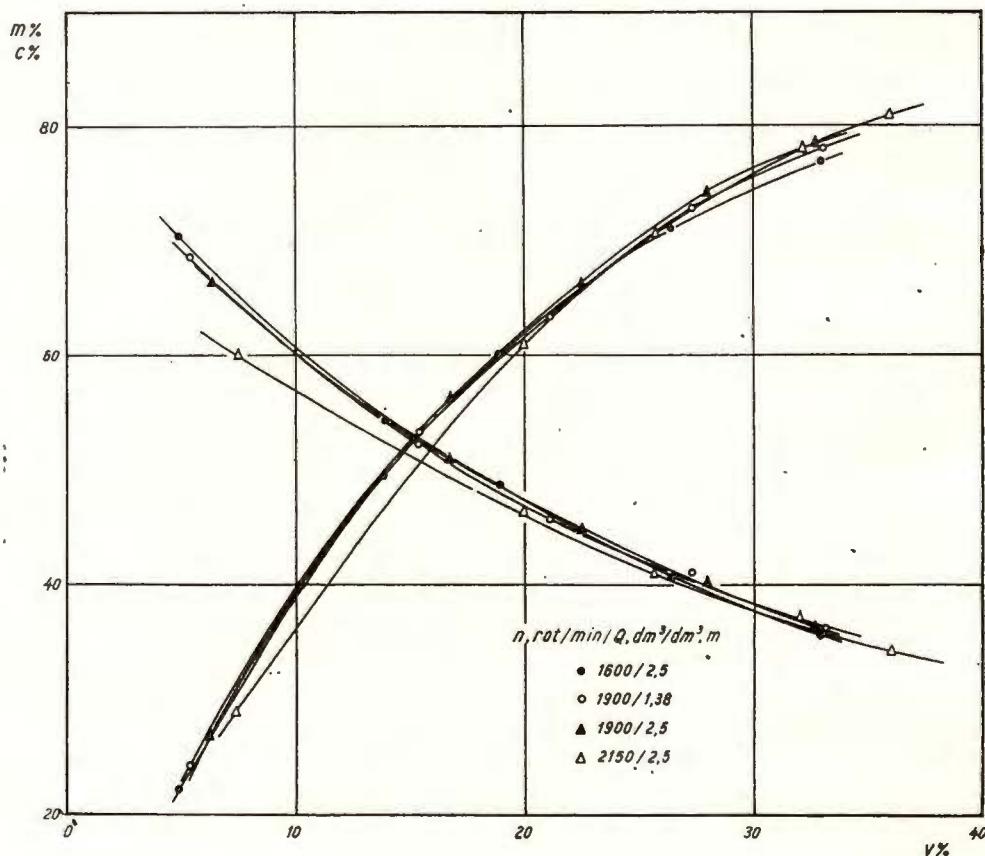


Fig. 14. — Curbele de preparare $m = f_1(v)$ și $c = f_2(v)$ corespunzătoare la condiții de aerătie diferite.

Courbes de préparation $m = f_1(v)$ et $c = f_2(v)$ correspondantes aux conditions d'aération différentes.

La aceeași extracție de concentrat, corespund valori foarte apropiate pentru conținuturile și extracțiile de metal obținute în cele patru condiții diferite de aerătie.

Se poate trage deci concluzia că, cel puțin pentru cazul studiat, variația aerătiei tulburelui, — între anumite limite determinate experimental — care dă loc la importante variații ale vitezei de flotație, nu afectează practic de loc curbele de preparare ale minereului.

5. Concluzii

Cercetările efectuate privitor la influența aerăției asupra flotației minereurilor foarte fin măcinate, cu amestec sintetic de galenă și cuarț ($100\% < 30 \mu\text{m}$, $\sim 50\% < 10 \mu\text{m}$) arată că acțiونind asupra principalilor parametri ai aerăției (debitul de aer și turația rotorului) se obține o îmbunătățire simțitoare a vitezei de flotație a diferitelor clase granulometrice (creștere ce variază între 50–70%), fiecărei clase corespunzîndu-i o viteză de flotație maximă, determinată de anumite condiții de aerăție. Prin acțiunea aerăției nu se poate realiza însă o flotație a claselor foarte fine la nivelul aceleia a claselor mai mari.

Studiindu-se — pe baza concluziilor trase — și posibilitatea îmbunătățirii, prin acțiunea aerăției, a flotației diferențiale a unor minereuri neferoase complexe foarte fin măcinate (amestecuri de galenă-blendă-cuarț și galenă-blendă-pirită-cuarț, măcinate sub $30 \mu\text{m}$), s-a stabilit că prin aplicarea unor condiții de aerăție corespunzătoare se poate obține o îmbunătățire apreciabilă a vitezei medii de flotație (o creștere de circa 48%), care se traduce prin scurtarea duratei de flotație și deci prin mărirea capacitatei instalației de flotație (cu cca. 33%).

Pe baza mai multor experiențe efectuate în condiții diferite de aerăție, se ajunge la concluzia că — cel puțin pentru cazul studiat — variația aerăției, care dă loc la importante variații ale vitezei de flotație, nu afectează practic de loc curbele de preparare ale minereului.

D. FLOTAȚIA MINEREURILOR FOARTE FINE CU AER DEGAJAT DIN SOLUȚIE

1. Considerații teoretice

Flotația particulelor minerale foarte fine necesită o suprafață mare de separație aer-lichid, datorită suprafeței specifice ridicate a acestor particule. De asemenea, dimensiunile foarte mici ale particulelor minerale reclamă realizarea unui înalt grad de dispersie a fazei gazoase.

Așa cum s-a văzut în cadrul cercetărilor precedente, în procedeul obișnuit de flotație, posibilitatea asigurării existenței și rapidei înnoiri a unei suprafețe mari de bule de aer și de creare a bulelor suficient de mici este limitată; ca urmare durata de flotație a particulelor foarte fine este apreciabil mai mare decât duratele întâlnite în mod obișnuit în flotație, iar extracțiile de substanță utilă realizate sunt apreciabil inferioare celor corespunzătoare particulelor de mărimi obișnuite.

Cercetări efectuate de K l a s s e n et al., (1956 ; 1960) au pus în evidență posibilitatea realizării în condiții avantajoase a flotației particulelor foarte fine de unele minerale nemetalice, cu aer degajat din soluție. Cercetări făcute de S m i t h et al., (1957) au privit posibilitatea flotării cărbunilor cu aer degajat din soluție.

Procesul de degajare a gazelor dizolvate într-o soluție prezintă particularități care indică posibilitatea utilizării lui la realizarea în condiții avantajoase a flotației minereurilor foarte fine, între care menționăm :



obținerea unei suprafete de bule de aer cu mult superioare aceleia care se realizează în mod obișnuit în flotație; obținerea unor bule de dimensiuni sensibil mai mici decât în flotația obișnuită; apariția bulelor de aer în timpul procesului de degajare direct pe suprafața particulelor minerale și cu atât mai intens cu cît această suprafață este mai hidrofobă (Klass, 1960).

Degajarea aerului dizolvat în soluție poate fi realizată fie în condițiile unei presiuni scăzute (procedeul cu vacuum), cînd tulbureala este în prealabil saturată cu aer la presiunea atmosferică, iar flotația are loc la o presiune mai mică decât cea atmosferică, fie saturind tulbureala cu aer prin aplicarea unei presiuni ridicate, flotația desfășurîndu-se apoi la presiunea atmosferică (procedeul prin compresiune).

În condițiile din flotație unde în apă se găsesc mai multe faze solide, degajarea aerului se face în cea mai mare parte pe suprafetele solide hidrofobe. Klass (1959) a ajuns teoretic la această concluzie comparînd lucrul necesar formării unei bule de aer în fază lichidă, cu cel neccesar apariției aceleiași bule pe o suprafață solidă. Se constată că, cu cît suprafața solidă este mai hidrofobă (are un unghi de contact mai mare), cu atât lucrul necesar în cazul al doilea este mai mic decât în primul caz, sau, cu alte cuvinte, cu atât apariția bulei pe suprafață solidă este mai probabilă decât apariția ei în interiorul fazei lichide. De altfel experiențele făcute de Klass (1960), confirmind deducțiile teoretice, au arătat că cu cît suprafața solidă este mai hidrofobă, cu atât se formează pe ea mai repede un număr mai mare de bule de aer cu un diametru mai mare.

Privitor la viteza de degajare a aerului din soluție, admitînd că temperatura tulburelui, intensitatea ei de agitare, concentrația fazelor solide și hidrofobia acesteia rămîn constantă, Huber Panu (1964; 1965) a stabilit că, în condițiile unei suprasaturații cu aer create prin producerea unei căderi de presiune $p_1 - p_2$, viteza w_a de degajare a aerului (în $\text{N cm}^{-3}/\text{cm}^3$ de apă și secundă), la timpul t socotit din momentul producerii căderii de presiune respective, este :

$$w_a = K_a (p_1 - p_2) \alpha e^{-\alpha t} \quad (12)$$

În această relație, α este o constantă care depinde de intensitatea de agitare a tulburelui, de prezența fazelor solide și de viteza de difuziune a azotului și a oxigenului în apă, iar K_a , o constantă care se exprimă prin

$$K_a = \beta_N v_N + \beta_o v_o \quad (13)$$

unde β_N și β_o sunt constantele din legea lui Henry, corespunzătoare azotului și oxigenului, iar v_N și v_o volumele medii pe care le ocupă aceste gaze ca compoziții ai aerului⁵.

⁵ Avînd în vedere conținutul foarte mic al aerului în alte gaze în afară de azot și oxigen, pentru simplificare s-a ținut seama numai de acești doi compoziții ai aerului.

Pe bază de considerații teoretice, au fost stabilite pentru flotația cu aer degajat din soluție unele relații, care exprimă legătura între principali parametri ai acestei flotații și extracția de substanță utilă în concentrat.

Astfel, s-a stabilit (Huber Panu, 1965) că extracția m_1 de substanță utilă realizată într-o celulă funcționând în flux continuu și regim permanent este dată de relația :

$$m_1 = \psi \frac{k(1 - e^{-a\tau})}{1 + k(1 - e^{-a\tau})} . \quad (14)$$

în care ψ este o caracteristică a materialului tratat reprezentând raportul dintre suprafața particulelor de substanță utilă flotabile și suprafața tuturor particulelor de substanță utilă (flotabile și neflotabile) care se găsesc inițial în clasa granulometrică considerată; τ este durata medie de sedere a tulburelui în celula de flotație, a , o constantă a cărei semnificație s-a arătat mai înainte, iar k o constantă dată de relația :

$$k = h \chi \varphi K_a (p_1 - p_2)$$

unde h este un coeficient de proporționalitate, χ , raportul dintre volumul de apă și cel de tulbureală în celula de flotație, iar φ proporția din cantitatea de aer degajată din soluție care se fixează pe suprafața particulelor de substanță utilă din clasa granulometrică considerată.

Mărimea φ depinde de proprietățile superficiale ale substanței utile, determinante pentru formarea bulelor de aer pe suprafața particulelor de substanță utilă. Prin acțiunea unui regim potrivit de reactivi poate fi mărită valoarea lui φ ; această valoare crește odată cu creșterea unghiului de contact, adică cu hidrofobia mineralului respectiv.

La stabilirea relației (14) s-a admis că factorul φ are aceeași valoare pentru toate particulele de mineral util flotabile din clasa granulometrică considerată. Această presupunere însă poate să nu corespundă realității în totdeauna. Într-adevăr, proprietățile superficiale, printre care și hidrofobia particulelor de aceeași specie minerală, în multe cazuri nu pot fi considerate identice, din cauza neomogenității suprafeței; aceasta datorită existenței a numeroase fisuri de diferite forme și mărimi pe suprafața particulelor, numeroaselor microdefecte din rețeaua cristalină, prezenței unor impurități pe suprafața particulelor, precum și gradului diferit de alterare. Neomogenitatea suprafeței influențează mult procesul de fixare a reactivilor la suprafața particulelor și, ca urmare, face ca hidrofobia și celealte proprietăți superficiale de care depinde formarea bulelor de aer pe suprafața particulelor să nu fie aceleași pentru toate particulele de aceeași specie minerală. Rezultă deci că și valorile corespunzătoare ale lui φ vor fi diferite.

Pentru cazul cînd diferitelor particule de substanță utilă (chiar dacă ele aparțin aceleiași clase granulometrice) a materialului de alimentare

a flotației, le corespund valori diferite ale lui φ , a fost stabilită (Huber Panu, 1965) următoarea relație, care exprimă extracția de substanță utilă pentru o clasă granulometrică, realizată într-o celulă funcționând în flux continuu și regim permanent :

$$m_1 = \left[1 - \frac{\ln [1 + k_i (1 - e^{-\alpha \tau})]}{k_i (1 - e^{-\alpha \tau})} \right], \quad (16)$$

unde

$$k_i = h \times \varphi_i K_a (p_1 - p_2), \quad (17)$$

φ_i fiind valoarea maximă a lui φ (admitând că φ variază între 0 și o valoare oarecare φ_i).

Menționez că experiențe de flotație cu aer degajat din soluție, executate în condiții de flux continuu și regim permanent (Huber Panu, Pandeleșcu, 1964; 1968) au verificat bine relația (14); experiențele efectuate au arătat că această relație este bine verificată de datele experimentale și în cazul folosirii ei pentru material polidispers. Această constatare conduce la extinderea domeniului de valabilitate a relației respective la material polidispers. De altfel, din examinarea relațiilor (14) și (15) și respectiv (16) și (17) se constată că dimensiunile particulelor nu intervin decât în măsura în care mărimea φ ar avea, la același mineral, valori diferite în funcție de dimensiunile particulelor. La stabilirea relației (16) s-a considerat (Huber Panu, 1965) cazul cînd mărimea φ are valori diferite pentru diferențele particule ale aceluiași mineral, dar aceste variații ale lui φ sunt cauzate de factorii menționați cu acea ocazie, factori asupra căror diametrul particulelor nu pare a avea influență. Această constatare permite a trage concluzia că la flotația cu aer degajat din soluție nu sunt de așteptat diferențe importante în ceea ce privește flotabilitatea particulelor fine comparativ cu a particulelor mai mari (Huber Panu, Pandeleșcu, 1968). Rezultă de aci că relațiile stabilite pentru extracția de substanță utilă sunt valabile și pentru material polidispers. Totodată rezultă că domeniul cel mai interesant de aplicare a flotației cu aer degajat din soluție este tratarea materialelor foarte fine, unde rezultatele flotației obișnuite sunt mai puțin satisfăcătoare. Explicația faptului că la tratarea materialelor foarte fine flotația cu degajare a aerului din soluție este de așteptat să dea rezultate sensibil superioare în comparație cu flotația obișnuită, rezidă în faptul că aceasta din urmă este condiționată de producerea ciocnirii particulelor minerale cu bulele de aer, iar probabilitatea acestor ciocniri este cu atit mai mică cu cit particulele sunt mai mici. Flotația cu aer degajat din soluție nu necesită realizarea ciocnirilor dintre bule și particule, ci numai precipitarea aerului degajat din soluție pe suprafața particulelor, proces care nu este limitat de mărimea acestora.

Analiza relației (14) permite a evidenția modul în care intervin principaliii factori ce acționează în procesul flotației cu aer degajat din soluție. Astfel, constanta k poate servi ca un criteriu pentru aprecierea flotației



cu degajare a aerului din soluție. Cu cit valoarea acestei constante este mai mare, cu atât flotația mineralului respectiv se desfășoară cu o viteză mai mare; după cum se vede din relația respectivă, extracția m_1 de substanță utilă crește cu creșterea lui k . Din relația (15) se vede că valoarea lui k este cu atât mai mare cu cât φ este mai mare, adică cu cât — ca rezultat al acțiunii reactivilor — hidrofobia și celelalte proprietăți superficiale ale mineralului considerat asigură o fixare căt mai pronunțat preferențială, la suprafața particulelor respective, a aerului degajat din soluție. Totodată se vede că cu creșterea căderii de presiune $p_1 - p_2$ constantă k crește și deci viteza de flotație se mărește. De asemenea creșterea lui χ , adică a raportului apă : solid, contribuie într-o oarecare măsură la creșterea vitezei de flotație. Desigur că valorile lui $p_1 - p_2$ și χ , aşa cum se va arăta și pe cale experimentală, nu trebuie să depășească fiecare în parte anumite limite, deoarece atunci se creează condiții dezavantajoase pentru desfășurarea flotației; astfel, o cădere de presiune $p_1 - p_2$ mai mare decât o anumită limită poate da loc, printr-o degajare de aer foarte puternică, la o stare de agitare prea intensă, defavorabilă formării și separării coloanei de spumă la suprafața celulei de flotație.

Din relația (14) rezultă că extracția de substanță utilă m_1 crește cu creșterea lui τ , adică a duratei de sedere a tulburelii în celulă; această creștere a lui m_1 este pronunțată pentru valori mici ale lui τ , devenind neînsemnată pentru valori ale lui τ care depășesc o anumită limită (datorită faptului că exponențiala $e^{-\tau}$ tinde foarte repede către zero).

2. Cercetări experimentale privind desfășurarea procesului de flotație cu vacuum

În cadrul cercetărilor efectuate s-a realizat degajarea aerului dizolvat în tulbureala de flotație prin aplicarea unei presiuni mai mici decât presiunea atmosferică (procedeul cu vacuum); scăderea presiunii s-a făcut brusc, în cursul flotației, degajarea aerului având loc la o presiune constantă egală cu presiunea inferioară fixată.

Experimentările efectuate în prima etapă au avut ca scop, pe de o parte, compararea rezultatelor flotației cu vacuum, cu cele obținute în condițiile flotației obișnuite și, pe de altă parte, studiul influenței pe care o au, asupra rezultatelor flotației cu vacuum, principalii factori ce intervin: consumul de colector, consumul de spumant, timpul de sedere a tulburelii în celula de flotație, gradul de reducere a presiunii, raportul lichid : solid al tulburelii de flotație.

Instalația de flotație utilizată constă dintr-o celulă de flotație de laborator cu capacitatea de 0,3 l, adaptată pentru funcționare continuă. Atât alimentarea cu tulbureală de flotație dintr-un vas de condiționare, cât și evacuarea spumei încărcate cu concentrat și a tulburelii sterile, se fac în mod continuu, timpul de răminere a tulburelii în celulă putind fi variat prin acționarea asupra debitului de alimentare a tulburelii în celulă.

Pentru realizarea flotației în condițiile unei presiuni reduse (flotație cu vacuum), deasupra celulei se fixează în mod etanș un clopot de sticlă,

sub care se creează vidul necesar, ce se măsoără cu un vacuummetru de control.

Pentru ca înainte de reducerea presiunii, tulbureala să aibă un conținut de aer dizolvat cit mai apropiat de cel corespunzător saturației la presiunea atmosferică, ea a fost agitată în vasul de condiționare timp de 60 min (la fiecare experiență s-a notat presiunea atmosferică și temperatura tulburelui).

În cazul flotației cu vacuum, agitatorul celulei a funcționat la un număr redus de rotații, 90–100 rot/min, rolul său reducindu-se numai la menținerea tulburelui în stare de suspensie.

În cazul executării — cu aceeași instalație — a unor experiențe de flotație în condiții obișnuite (la presiunea atmosferică), agitatorul, având un rol important la realizarea aerației, a funcționat la o turăție de circa 1 900 rot/min, aerul fiind alimentat în celulă pe la partea inferioară.

În cadrul experiențelor efectuate cu instalația descrisă, sînt reproducuse condițiile corespunzătoare primei celule de flotație din circuitul unei flotații primare industriale.

Experiențele au fost executate cu amestec sintetic de galenă și quart în stare polidispersă, aflat în intregime sub 30 μm , circa 50% fiind mai mic de 10 μm . Amestecul a conținut, în medie, 16,3% Pb.

Regimul de reactivi aplicat la toate experiențele executate a fost cel stabilit ca optim în cadrul experimentărilor prezentate anterior, și anume: 1 000 g/t xantat amilic de K; 5 g/t flotanol; diluția tulburelui (raport lichid/solid): 3,5/l.

a. Experiențele comparative de flotație cu aer degajat din soluție și de flotație prin procedeu obișnuit au fost efectuate în aceleași condiții de temperatură, raport lichid : solid, regim de reactivi, timp de condiționare, durată medie de răminere a tulburelui în celula de flotație.

În ceea ce privește condițiile de lucru specifice procedeului de flotație respectiv, în cazul flotației la presiune atmosferică au fost cele determinate ca optime în cadrul cercetărilor privind influența aerației asupra flotației minereurilor foarte fine, prezentate în capitolul precedent, adică: turăția rotorului: 1 900 rot/min; debit de aer 2,5 $\text{dm}^3/\text{dm}^3 \text{ min}$. În cazul flotației cu vacuum s-a lucrat la un vid de 720 mm col. Hg la care, după cum se va arăta mai departe, s-au obținut rezultate optime.

Rezultatele acestor experiențe sunt prezentate în tabelul 40; analizele granulometrice și chimice ale produselor flotației au permis determinarea indicilor flotației pe clase granulometrice.

Prin aplicarea flotației cu aer degajat din soluție se obțin rezultate apreciabil mai bune decit cele obținute în cazul flotației obișnuite, conținutul și extractia de substanță utilă în concentrat, precum și randamentul flotației fiind superioare la flotația cu vacuum atât în cazul cînd se iau în considerație diferențele clase granulometrice, cît și în cazul luării în considerare a întregului material.

Creșterile apreciabile ale extractiei de substanță utilă în concentrat și randamentului la flotația cu vacuum față de flotația în condiții obișnuite sunt determinate de creșterea acestor indici cu deosebire la clasa <10 μm .



TABELUL 40

Rezultatele flotașiei convenționale și ale flotașiei cu vacuum (galena din amestecul galenă-cuar)

Producere	Clase granulometrice μm	Flotașie la presiunea atmosferică				Flotașie cu aer degajat din soluție			
		Greutatea %	Conținutul de metal %	Extracția de metal %	Randamentul %	Greutatea %	Conținutul de metal %	Extracția de metal %	Randamentul %
Concentrat	30–20	28,65	35,80	85,50	66,17	17,82	63,30	92,60	87,04
	20–13	44,0	34,86	84,10	50,79	28,84	57,90	91,60	79,49
	13–10	20,90	50,62	71,10	60,58	20,61	64,01	88,75	82,23
	<10	21,12	46,20	52,00	39,41	28,70	55,70	85,00	71,85
	30–0	26,90	40,52	67,00	49,39	25,04	58,38	89,60	79,52
Steril	30–20	71,35	2,73	14,50		82,18	1,10	7,40	
	20–13	56,00	5,12	15,90		11,74	2,14	8,40	
	13–10	79,10	5,38	28,90		7,70	2,08	11,25	
	<10	78,88	11,40	48,00		33,58	3,96	15,00	
	30–0	73,10	7,41	33,00		74,96	2,23	10,40	
Alimen-tare	30–20	100,00	12,21	100,00		100,00	12,21	100,00	
	20–13	100,00	18,23	100,00		100,00	18,23	100,00	
	13–10	100,00	14,85	100,00		100,00	14,85	100,00	
	<10	100,00	18,75	100,00		100,00	18,75	100,00	
	30–0	100,00	16,30	100,00		100,00	16,30	100,00	

Astfel, după cum se vede din tabelul 41, extracția de substanță utilă în concentrat și randamentul au crescut la flotașia cu vacuum față de cea obișnuită cu 22,6 și, respectiv, 30,13%, această creștere datorindu-se mai ales creșterii indicilor respectivi la clasa $<10 \mu\text{m}$, unde extracția de substanță utilă a crescut cu 33%, iar randamentul cu 32,44%.

În ceea ce privește creșterea cu 17,86% a conținutului de metal în concentrat, la flotașia cu vacuum, față de cea obișnuită, observăm că această creștere este mai accentuată la clasele mai mari; astfel, în timp ce la clasele 30–20 și 20–13 μm creșterea este de 27,50 și, respectiv, 23,04%, la clasele mai fine 13–10 și $<10 \mu\text{m}$ ea este de 13,39 și, respectiv, 9,50%.

La flotașia obișnuită se constată valori apreciabil mai mici ale extracției de substanță utilă și randamentului la clasele fine (și în special la



clasa $<10 \mu\text{m}$) în raport cu clasele mai mari; la flotația cu vacuum se constată de asemenea valori superioare ale extractiei de substanță utilă și randamentului la clasele mai mari în raport cu cele fine, diferențele dintre indicii corespunzători claselor mai mari și cei corespunzători claselor fine fiind însă mult mai mici în cazul flotației cu vacuum față de

TABELUL 41

Creșterea indicilor flotației cu vacuum față de cel ai flotației convenționale

Fracțiunea granulo-metrică μm	Creșterea indicilor flotației cu aer degajat din soluție față de indicii flotației obișnuite		
	$\Delta c\%$	$\Delta m\%$	$\Delta \eta\%$
30–20	27,50	7,10	20,87
20–13	23,04	7,50	28,70
13–10	13,39	17,65	21,65
<10	9,50	33,00	32,44
30–0	17,86	22,60	30,13

flotația obișnuită. Astfel, după cum se vede din tabelul 40, la flotația obișnuită valorile extractiei de substanță utilă și randamentului sunt la clasa 30–20 μm de 85,50 și, respectiv, 66,17%, iar la clasa $<10 \mu\text{m}$ de 52,00 și, respectiv, 39,41%, diferențele fiind de 33,50% la extractia de substanță utilă și de 26,76% la randament. În cazul flotației cu vacuum, valorile acelorași indici sunt de 92,60 și, respectiv, 87,04% la clasa 30–20 μm și 85,00 și, respectiv, 71,85% la clasa $<10 \mu\text{m}$, diferențele fiind în acest caz de 7,60% la extractia de substanță utilă și de 15,19% la randament.

Se poate trage concluzia că prin aplicarea flotației cu vacuum se realizează o îmbunătățire apreciabilă a indicilor flotației, deosebit de accentuată pentru materialul fin ($<10 \mu\text{m}$).

b. Pentru a pune în evidență influența consumului de colector, precum și a prezenței spumantului asupra rezultatelor flotației, s-au executat experiențe de flotație cu vacuum, cu menținerea constantă a tuturor condițiilor de lucru, variind mai întii consumul de xantat amilic de K și apoi cel de flotanol. Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelele 42 și 43. Examinarea acestora conduce la următoarele concluzii :

— Creșterea cantității de colector duce la creșterea extractiei de substanță utilă, calitatea concentratului răminind practic aceeași pînă la o anumită creștere a cantității de colector, după care, odată cu creșterea în continuare a cantității de colector, ea se înrăutățește. Din punctul de vedere al randamentului flotației apare un consum optim de colector,



TABELUL 42

Variația consumului de colector la flotația cu vacuum

Cantitatea de xantat g/t	Greutatea concentratului %	Conținutul de metal %	Extracția de metal %	Randament %
750	21,70	54,29	72,50	62,60
1 000	26,60	54,07	88,30	76,02
1 250	27,40	52,13	88,00	74,72
1 500	30,10	48,74	80,60	73,41
1 750	30,83	47,46	80,62	72,43

Vid : 720 mm col. Hg

Presiunea atmosferică : 760 mm col.Hg

Durata de ședere a tulburelui în celula de flotație : 30 s

Temperatura : 20°C

TABELUL 43

Variația consumului de spumant la flotația cu vacuum

Cantitatea de flotanol g/t	Greutatea concentratului %	Conținutul de metal %	Extracția de metal %	Randament %
5	26,60	54,07	88,30	76,02
10	28,50	51,05	89,10	74,73
20	30,65	48,20	90,85	74,18
30	29,93	47,12	86,60	69,77
40	30,27	46,35	85,00	67,60

Vid : 720 mm col.Hg

Presiunea atmosferică : 762 mm col.Hg

Durata de ședere a tulburelui în celula de flotație : 30 s

Temperatura : 20°C

căruiii îi corespunde randamentul maxim; observăm că acest consum optim este identic cu cel determinat ca optim în condițiile flotației obișnuite. Rezultă deci că există o anumită cantitate, optimă, de colector, necesară realizării gradului corespunzător de hidrofobie a suprafeței majorității particulelor de substanță minerală utilă prezente în tulbureală, prin aceasta realizându-se condițiile de fixare selectivă a bulelor de aer degajate din soluție pe particulele minerale utile în vederea flotării lor.

— Ca și în cazul flotației obișnuite, se impune folosirea unor cantități reduse de spumant; mărirea acestora duce la creșterea extracției de substanță utilă, în același timp însă cu scăderea conținutului de metal în concentrat și a randamentului flotației. Prin adăugarea unor cantități mai mari de spumant se provoacă reducerea selectivității flotației, aceasta



datorită reducerii selectivității fixării bulelor de aer pe particulele minerale, din cauza cantității lor mari (după cum este cunoscut, cantitatea de aer ce se degajă din tulbureală crește cu scăderea tensiunii superficiale la limita de separare lichid-gaz ce se realizează prin adăos de spumant).

c. Au fost executate în continuare experiențe de flotație cu variația duratei de ședere a tulburelui în celula de flotație între 15 și 60 s, toate celelalte condiții de lucru menținându-se constante. Aceste experiențe s-au efectuat la trei viduri diferite (720, 530 și 405 mm col.Hg).

Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelele 44, 45 și 46. Din examinarea acestora se constată că la aceeași presiune de lucru extracția de substanță utilă în concentrat crește cu durata de ședere a tulburelui în celulă; observăm că în domeniul valorilor mici ale duratei de ședere a tulburelui în celulă (sub 30 s) extracția m crește mai repede cu creșterea acestei durate, în timp ce în domeniul valorilor mai mari ale duratei de ședere a tulburelui în celulă (50–60 s), extracția m crește foarte puțin cu creșterea acestei durate, răminind practic constantă.

Pentru a vedea în ce măsură sunt puse în evidență aceste aspecte ale desfășurării procesului de flotație cu degajare a aerului din tulbureală,

TABELUL 44

Variatația duratei de ședere a tulburelui în celulă la flotația cu vacuum

Durata de ședere a tulb. în celulă, s	Greutatea con- centratului %	Conținut de metal %	Extracția de metal m %		Randament %
			experimental	calculat *	
15	32,60	41,80	84,08	84,49	63,33
19	31,60	44,60	86,50	86,29	67,60
24	30,86	46,80	87,00	86,94	70,36
26	29,00	49,50	87,80	87,45	72,53
29	27,05	53,76	88,03	88,03	75,34
31	27,15	53,36	88,25	88,08	75,38
34	24,87	57,28	87,80	88,44	77,54
58	25,04	57,82	89,61	89,61	79,54
60	24,31	61,20	90,55	89,63	81,73

Vid: 720 mm col.Hg

Presiunea atmosferică: 760 mm col.Hg

Temperatura: 20°C

*) Constantele ecuației $a=0,067$; $k=8,79$



TABELUL 45

Variația duratei de ședere a tulburării în celulă la flotația cu vacum

Durata de ședere a tulb. în celulă, s	Greutatea con- centratului %	Conținut de metal %	Extracția de metal în %		Randament %
			experimental	calculat *	
15	27,86	47,30	80,37	81,29	64,77
20	27,47	49,66	83,26	83,68	68,80
28	28,60	51,48	85,31	85,20	72,06
28	28,60	51,48	85,31	85,20	72,06
29	25,10	56,13	85,35	85,36	74,47
30	24,60	56,96	85,50	85,50	75,23
41	23,85	58,50	85,61	86,17	76,06
63	24,04	59,12	86,62	86,62	77,19
66	23,50	60,50	86,78	86,65	77,90

Vid : 530 mm col.Hg

Presiunea atmosferică : 760 mm col. Hg

Temperatura : 20°C

*) Constantele ecuației : $a = 0,0774$; $k = 6,5$

TABELUL 46

Variația duratei de ședere a tulburării în celulă la flotația cu vacuum

Durata de ședere a tulb. în celulă, s	Greutatea con- centratului %	Conținut de metal %	Extracția de metal în %		Randament %
			experimental	calculat *)	
14	27,27	45,26	75,75	77,16	59,71
21	27,02	48,15	79,52	79,69	64,72
28	26,02	50,80	81,26	80,88	68,00
31	22,20	59,60	81,20	81,20	72,71
53	21,86	61,62	81,82	81,82	74,02
56	21,59	62,85	82,42	81,91	75,09
58	21,08	63,68	82,53	81,95	75,64

Vid : 405 mm col.Hg

Presiunea atmosferică : 760 mm col.Hg

Temperatura : 20°C

*) Constantele ecuației : $a = 0,0948$; $k = 4,56$

de către ecuația (14), au fost luate în considerare rezultatele experiențelor prezentate mai înainte. Astfel, pe baza datelor experimentale corespunzătoare la două durate de ședere a tulburelui în celula de flotație, au fost determinate pentru fiecare serie de experiențe efectuate la aceeași presiune, constantele a și k ale ecuației (14). S-a ținut seama că pentru condițiile materialului dezasociat folosit în experiențele executate, $\psi = 1$. Folosind apoi ecuația (14), s-au calculat extracțiile m corespunzătoare diferitelor durate de ședere a tulburelui în celulă. Valorile astfel obținute sint prezentate, în paralel cu valorile experimentale, în tabelele 44, 45 și 46. Se observă că valorile date de ecuație sunt în toate cazurile foarte apropiate de cele experimentale (diferențele încadriindu-se în limitele dispersiilor normale ale rezultatelor experiențelor de flotație); cu alte cuvinte ecuația (14) evidențiază în același fel ca și datele experimentale modul de desfășurare în timp a procesului de flotație cu aer degajat din soluție.

d. Analiza granulometrică și chimică a produselor obținute la două durate diferite de ședere a tulburelui în celula de flotație, din cadrul experiențelor precedente, a permis calcularea pentru fiecare clasă granulometrică a constantei ecuației (14). Luând constanta k — astfel calculată și prezentată în tabelul 47 — drept criteriu de apreciere a cineticii flotației cu vacuum, se observă că valorile acestei constante corespunzătoare claselor mai mari sunt superioare celor corespunzătoare claselor fine, între aceste valori neexistând însă diferențe prea mari.

TABELUL 47

Valoarea constantei k pe clase granulometrice la flotația cu vacuum

Vid. mm col. Hg	Constanta k				
	Clasa granulometrică, μm				
	30—20	20—13	13—10	<10	30—0
720	13,25	11,12	8,04	5,67	8,78
530	9,5	8,17	5,98	4,95	6,50
405	6,71	6,51	4,49	3,62	4,56

La flotația obișnuită a minereurilor foarte fine însă, după cum s-a arătat în cadrul primului capitol, cu cit este vorba de clase granulometrice de dimensiuni mai fine (pînă la $<10 \mu\text{m}$), cu atit se constată la flotația lor valori mai mici ale coeficientului vitezei de flotație, diferențele dintre valorile acestui coeficient corespunzătoare claselor mai mari și cele corespunzătoare claselor fine fiind apreciabile.



Rezultă deci, aşa cum s-a menționat mai înainte, că prin aplicarea flotației cu vacuum se realizează o îmbunătățire substanțială mai ales a flotației claselor fine, la un nivel mult mai apropiat de acela al claselor mai mari, decit în cazul flotației obișnuite.

e. Păstrând constante timpul de sedere a tulburelui în celula de flotație (la cca. 30 s), precum și celelalte condiții de lucru menționate anterior, s-au efectuat experiențe de flotație cu vacuum la diferite depresiuni. Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelul 48. Pe baza acestora se poate trage concluzia că, lucrând la un vid cuprins între 405 și 720 mm col.Hg, cu creșterea vidului se produce o mărire a extracției de substanță utilă de la 81,2%, cît a fost în cazul vidului de 405 mm col.Hg, la 88,3%, cît a fost la vidul de 720 mm col.Hg; în același timp însă are loc o micșorare a conținutului de metal în concentrat de la 59,60 la, respectiv, 54,07%. Aceasta se poate explica prin faptul că, odată cu micșorarea vidului are loc o reducere a gradului de suprasaturație cu aer a tulburelui, care duce la scăderea cantității de aer degajat, selectivitatea fixării buzelor de aer pe particulele minerale utile crescind în acest fel, odată cu scăderea cantității de particule minerale utile extrase în spumă în unitatea de timp.

TABELUL 48

Rezultatele flotației cu vacuum la diferite presiuni

Vid mm col.Hg	Greutatea concentratului, %	Conținutul de metal %	Extracția de metal %	Randamentul %
740	27,11	48,37	80,20	65,43
720	26,60	54,07	88,30	76,02
620	25,76	55,23	86,90	75,38
530	24,60	57,11	85,50	75,23
405	22,20	59,60	81,20	72,71
350	18,66	57,20	65,60	57,80

Presiunea atmosferică : 760 mm col.Hg
Temperatura : 20°C
Durata de sedere a tulburelui în celula de flotație : 30 s

Luînd în considerare randamentul flotației, se constată că există un randament maxim ce corespunde vidului de 720 mm col.Hg, în acest caz realizîndu-se o cantitate optimă de aer degajat care asigură selectivitatea corespunzătoare.

Menționăm că experiențele de flotație efectuate la un vid > 720 mm col.Hg au arătat că în aceste condiții se produce o degajare prea puternică de aer și, ca urmare, o stare de agitare care creează condiții defavorabile



pentru separarea substanței utile în spumă. De asemenea, experiențele executate la un vid <405 mm col.Hg au arătat că în asemenea condiții se produce o degajare de aer insuficientă pentru a face posibilă o separare eficientă.

f. Pentru a determina influența raportului lichid : solid al tulburelui asupra rezultatelor flotației cu aer degajat din soluție, s-au efectuat, menținând constante toate condițiile de lucru, experiențe cu variația raportului lichid : solid al tulburelui între 2,5 : 1 și 8 : 1.

Rezultatele obținute sint prezentate în tabelul 49. Din acesta se vede că, cu creșterea raportului lichid : solid de la 2,5 : 1 la 8 : 1, indicii flotației variază foarte puțin, rămânind practic constanți.

TABELUL 49

Rezultatele flotației cu vacuum la diferite valori ale dilușiei tulburelui

Raportul lichid : solid	χ	Greutatea concentra- tului %	Conținut de metal %	Extracția de metal, m%		Randament, %
				experimental	calculat	
2,5 : 1	0,883	26,77	53,15	87,30	87,92	74,56
3,5 : 1	0,910	26,60	54,07	88,30	88,30	76,00
5 : 1	0,938	26,74	54,05	88,67	88,55	76,27
6,5 : 1	0,951	27,45	52,85	88,90	88,69	75,71
8 : 1	0,960	27,60	52,30	88,45	88,78	74,97

Vid : 720 mm col.Hg

Presiunea atmosferică : 762 mm col.Hg

Durata de ședere a tulburelui în celula de flotație : 30 s

Temperatura : 20°C

După cum se deduce din ecuația (14), extracția de substanță utilă nu crește cu χ , adică cu raportul lichid : solid al tulburelui.

χ reprezintă proporția volumului de apă din volumul de tulbureală, adică :

$$\chi = \frac{V_a}{V_t} = \frac{V_a \gamma_s}{V_a \gamma_s + G_s},$$

unde

V_a este volumul de apă din tulbureală corespunzător volumului V_t de tulbureală, cm^3 ;

G_s — greutatea solidului din tulbureală corespunzătoare volumului V_t de tulbureală, g;

γ_s — greutatea specifică a solidului din tulbureală, g/cm^3 .



Calculind valorile lui x corespunzătoare raporturilor lichid : solid cu care s-a lucrat, prezentate în tabelul 49, observăm că ele sunt cuprinse între limite foarte apropiate, respectiv 0,883 și 0,960, urmând deci – conform ecuației (14) – ca și extracțiile m corespunzătoare să prezinte variații mici.

Într-adevăr, calculind cu relația (14) extracțiile m corespunzătoare diferitelor raporturi lichid : solid ale tulburelui de flotație, pe baza datelor experimentale corespunzătoare experienței efectuate cu raportul lichid : solid de 3,5 : 1, se obțin valori (tabelul 49) prezentind variații mici, foarte apropiate de cele experimentale.

3. Experimentări cu amestecuri polidisperse de minerale sulfuroase

Pentru a pune mai bine în evidență posibilitățile favorabile pe care le prezintă aplicarea flotației cu aer degajat din soluție în cazul minereurilor neferoase foarte fine, au fost efectuate experimentări comparative de flotație cu vacuum și de flotație în condiții obișnuite, cu amestecuri polidisperse de minerale sulfuroase fin măcinante, constituite din doi, trei sau patru compoziții, și anume : blendă și cuarț ; pirită și cuarț ; galenă, blendă și cuarț ; galenă, blendă, pirită și cuarț.

Experimentările au fost executate cu aceeași instalație de flotație adaptată pentru funcționare continuă, descrisă mai înainte.

Granulația mineralelor cu care s-a lucrat a fost de 100% sub 30 μm , 49–51% fiind sub 10 μm .

Conținuturile de metal ale amestecurilor minerale au fost :

amestec blendă + cuarț : 12,2% Zn

amestec pirită + cuarț : 9,8% S

amestec galenă + blendă + cuarț : 12,3% Pb ; 9,4% Zn

amestec galenă + blendă + pirită + cuarț 9,4% Pb ; 5,1% Zn ; 8,7% S.

Experiențele comparative de flotație cu vacuum și de flotație prin procedeul obișnuit au fost efectuate în aceleași condiții de lucru (temperatură, raport lichid : solid, regim de reactivi, timp de condiționare, durată medie de rămînere a tulburelui în celula de flotație).

Regimul de reactivi aplicat a fost stabilit prin experimentări de flotație discontinuă la presiunea atmosferică, ținind seama de concluziile cercetărilor prezentate în capitolele precedente, după cum urmează :

– amestec blendă + cuarț (flotația blendei) :

CuSO_4 : 2 000 g/t (condiționare 3 min)

xantat amilic de K : 700 g/t (condiționare 10 min)

flotanol : 5 g/t (condiționare 2 min)

– amestec pirită + cuarț (flotația piritei) :

H_2SO_4 : 1 000 g/t (condiționare 10 min)

xantat amilic de K : 600 g/t (condiționare 10 min)

flotanol : 5 g/t (condiționare 2 min)

– amestec galenă + blendă + cuarț



flotația galenii

xantat amilic de K : 900 g/t (condiționare 10 min)

flotanol : 5 g/t (condiționare 2 min)

flotația blendei

CuSO₄ : 1 500 g/t (condiționare 3 min)

xantat amilic de K : 500 g/t (condiționare 10 min)

flotanol : 5 g/t (condiționare 2 min)

— amestec galenă + blendă + pirite + cuarț

flotația galenei

var : 750 g/t

CNNa : 100 g/t (condiționare 10 min)

xantat amilic de K : 700 g/t (condiționare 10 min)

flotanol : 5 g/t (condiționare 2 min)

flotația blendei

CuSO₄ : 1 000 g/t (condiționare 3 min)

var : 750 g/t

CNNa : 50 g/t (condiționare 10 min)

xantat amilic de K : 400 g/t (condiționare 10 min)

flotanol : 5 g/t (condiționare 2 min)

flotația piritei

H₂SO₄ : 1 500 g/t (condiționare 10 min)

xantat amilic de K : 300 g/t (condiționare 10 min)

flotanol : 5 g/t (condiționare 2 min)

Diluția tulburelui a fost în toate cazurile, la începutul flotației, de 3,5/l (lichid/solid), iar temperatura de 20°C.

În ceea ce privește condițiile de lucru specifice procedeului de flotație respectiv, acestea au fost cele stabilite ca optime în cadrul cercetărilor prezentate în capitolele precedente și anume :

— la flotația la presiunea atmosferică : debit de aer 2,5 dm³/dm³, min ; turația rotorului : 1 900 rot/min.

— la flotația cu vacuum : vid de 720 mm col.Hg ; turația rotorului : 90—100 rot/min.

Timpul de ședere a tulburelui în celula de flotație a fost, la flotația amestecului de 2 compoziții, de 50 s ; la flotația amestecului de 3 compozitii, de 50 s ; la flotația amestecului de 3 compozitii, de 90 s la flotația galenei și de 50 s la flotația blendei ; la flotația amestecului de 4 compozitii, de 70 s la flotația galenei, de 40 s la flotația blendei de 30 s la flotația piritei.

Rezultatele obținute la aceste experimentări sunt prezentate, comparativ, în tabelul 50. Constatăm, în toate cazurile, obținerea unor indici sensibil superiori la flotația cu vacuum față de flotația convențională. Îndeosebi, în cazul amestecului constituit din 4 compozitii, cind flotația convențională dă rezultate slabe, la flotația cu vacuum se obțin indici net superiori, mai ales în ceea ce privește calitatea concentratelor.



TABELUL 50
Rezultatele flotației convenționale comparativ cu cele ale flotației cu vacuuum (amestecuri poltadisperse de minerale sulfuroase)

Materialul supus flotației	Produse	Flotația convențională				Flotația cu vacuum				Cresterea indicilor flotației cu vacuum față de indicii flotației convenționale
		c _{Zn} %	m _{Zn} %	η _{Zn} %	c _{Zn} %	m _{Zn} %	η _{Zn} %	c _{Zn} %	m _{Zn} %	
blendă + cuart	conc. blendă	38,10	66,0	54,8	49,5	88,6	81,4	11,4	22,6	26,6
pirită + cuart	conc. pirită	36,3	60,0	54,2	43,7	77,5	7,47	7,4	17,5	20,50
conc. galenă	c _{Pb} %	47,14	73,1	62,8	63,01	86,1	79,5	15,87	13,0	16,70
galenă + blendă + cuart	conc. blendă	17,31	55,0	35,4	28,62	57,85	46,5	11,31	2,85	11,31
galenă + blendă + cuart	conc. galenă	32,71	75,10	61,15	51,41	83,50	76,15	18,70	8,40	15,0
galenă + blendă + pirită + cuart	conc. blendă	17,77	47,35	37,17	24,74	54,62	49,47	6,97	7,27	12,3
conc. pirită	c _S %	20,24	35,87	24,72	38,37	43,7	40,3	18,13	7,83	15,58



4. Concluzii

Considerațiile teoretice făcute, pornind de la relația care exprimă legătura între principalii parametri ai flotației cu aer degajat din soluție și extracția de substanță utilă în concentrat, au permis să se tragă concluzia că această flotație poate duce la obținerea de rezultate în domeniul particulelor fine, foarte apropiate de cele realizate cu particule de mărime obișnuită în flotație.

Cercetările experimentale, efectuate cu amestec sintetic de galenă și cuarț ($100\% <30 \mu\text{m}$; $\sim 50\% <10 \mu\text{m}$), au arătat că prin aplicarea flotației cu aer degajat din soluție se obțin rezultate superioare celor obținute în cazul flotației obișnuite, realizându-se o îmbunătățire apreciabilă a indicilor flotației, deosebit de accentuată pentru materialul fin ($<10 \mu\text{m}$); flotația claselor fine de material se face în acest caz la un nivel mult mai apropiat de acela al claselor mai mari, decât în cazul flotației obișnuite.

Experiențele de flotație cu vacuum executate au pus în evidență existența unei anumite cantități optime de colector, necesară realizării unui grad corespunzător de hidrofobie a suprafeței particulelor de substanță minerală utilă prezente în tulbureală, în vederea creării condițiilor de fi xare selectivă a bulelor de aer degajate din soluție pe aceste particule și deci a flotării lor.

De asemenea s-a constatat că adaosul de spumant peste limita destul de scăzută, stabilită ca optimă, provocind creșterea cantității de aer degajată din soluție, duce la reducerea selectivității fixării bulelor de aer pe particulele fine de minerale, fapt ce are ca rezultat creșterea extractiei de substanță utilă, în același timp cu scăderea conținutului de metal în concentrat și a randamentului flotației.

Cercetările experimentale au mai arătat că la flotația cu vacuum extractia de substanță utilă în concentrat crește cu durata de răminere a tulburelui în celula de flotație, însă numai pînă la anumite valori ale acestei durete (50–60 s) peste care extractia m realizată rămîne practic constantă.

Experiențe de flotație sub vacuum, efectuate la un vid cuprins între 405 și 720 mm col.Hg, au pus în evidență faptul că, odată cu creșterea vidului se produce o mărire a extractiei de substanță utilă, în același timp însă cu o ușoară micșorare a conținutului de metal în concentrat. S-a constatat existența unui randament maxim al flotației cu vacuum, corespunzător vidului de 720 mm col.Hg.

Experiențele cu variația raportului lichid : solid de la 2,5 : 1 la 8 : 1 au arătat că indicii flotației cu vacuum variază foarte puțin cu creșterea acestui raport, rămînind practic constanți.

Experimentările comparative de flotație cu vacuum și de flotație convențională, efectuate cu amestecuri polidisperse de minerale sulfuroase fin măcinate, constituite din doi, trei și patru compoziții, au indicat în toate cazurile, obținerea unor indici sensibili superiori la flotația cu vacuum față de flotația convențională.



S-au pus astfel în evidență posibilitățile favorabile pe care le prezintă aplicarea flotației cu aer degajat din soluție în cazul minereurilor neferoase foarte fine.

E. FLOCULAREA SELECTIVĂ A MINEREURILOR FOARTE FINE

1. Considerații generale

Un procedeu aplicabil în cazul minereurilor foarte fine, căruia în ultima vreme i se acordă atenție din ce în ce mai mare, este flocularea selectivă, prin care se obține aglomerarea unuia din compoziții minerali, ceilalți răminind în stare de dispersie, iar separarea lor realizându-se apoi pe baza vitezelor de depunere pronunțat diferite, ale componentului aglomerat și respectiv compoziților rămași în stare de dispersie.

Ideea folosirii unui reactiv în scopul aglomerării selective a particulelor fine, astfel ca ele să poată fi tratate apoi prin una din tehnici obișnuite ale mineralurgiei, nu este nouă. În literatura de specialitate din ultimii 30–40 ani există referiri asupra acestui subiect (Gaudin et al., 1933; Haseman, 1953; Sher et al., 1968; Froomer, 1968; Wasaki et al., 1969).

Faptul că procedeele respective nu și-au găsit pînă în prezent o aplicare industrială, ajungîndu-se cu cercetările numai în unele cazuri, în fază pilot (Froomer, 1968), se datorează în mare măsură ordinului de mărime mic al vitezelor de depunere realizate pentru materialul aglomerat.

Utilizarea cu succes, în ultimii ani, a floculanților polimeri a permis, între altele, realizarea unor viteze de depunere mai ridicate, ceea ce a dus la extinderea rapidă a acestora; totodată au fost abordate și cercetări asupra proprietăților selective ale floculanților de acest tip, în scopul stabilirii posibilităților de utilizare a lor la separarea minereurilor fine (Usioni et al., 1968; Yarar et al., 1970; Red et al., 1971, 1972, 1973).

2. Considerații privind mecanismul flocularii suspensiilor minerale cu polimeri sintetici

Polimerii sintetici utilizați la flocularea suspensiilor de minerale fine se caracterizează prin greutate moleculară ridicată, solubilitate în apă, structură liniară.

Cercetările efectuate pînă în prezent (Mitchens, 1954; Heller et al., 1960; Link et al., 1960; Petersen et al., 1961; Priesing, 1962; Healy et al., 1962, 1963, 1964; Oliver, 1963; Kuzkin et al., 1964; Groot et al., 1965; Slatyer et al., 1969; Bögl, 1969; Bazy, 1973; Van Lierde, 1974), fără să fi dus la stabilirea unei teorii unitare asupra mecanismului flocularii cu polimeri sintetici, permit enunțarea unei scheme de principiu privind modul de acțiune al floculanților polimeri.

Se poate conchide că acțiunea floculanților polimeri constă în esență din adsorbția moleculelor de polimer la suprafața particulelor minerale,



lanțurile polimer adsorbindu-se fiecare pe mai mult decât o particulă solidă, ceea ce duce la formarea de legături interparticule și în final la crearea unei rețele tridimensionale (flocoane).

Fenomenele electrostatice au o influență importantă asupra adsorbției polielectroliților; în adevăr, această adsorbție este o funcție a compatibilității între caracterul ionic sau neionic al polimerului și încărcarea superficială a particulelor.

Adsorbția polimerilor la suprafața particulelor minerale, funcție de natura fizico-chimică a suprafeței minerale și grupele funcționale ale polimerului, poate implica diferite tipuri de legături, ca legătura de hidrogen (foarte comună), legătura electrostatică (uneori considerată ca un mecanism de schimb de ioni), interacțiunea de dublu strat (interacțiune electrostatică ce are loc între o suprafață încărcată și ionii din soluție) (B a z y, 1973).

În cele mai multe cazuri asemenea fenomene participă într-o măsură diferită la formarea flocoanelor, eficacitatea unui polimer depinzând astfel de un mare număr de parametri, determinați în esență de doi factori (L i n k e et al., 1960; K u z k i n et al., 1964): 1) starea electrică a suprafeței minerale și tipurile de ioni prezente pe aceasta; 2) natura grupelor active ale polimerului, funcția și starea lor de ionizare. La rîndul lor, ambele aceste condiții de stare sunt influențate de mediul apăs, care poate diversifica interacțiunea între floculant și mineral în multe moduri.

pH-ul suspensiei, care de asemenea determină gradul de ionizare al polimerului, schimbă în mod substanțial sarcinile incluse în lanțul polimer și prin aceasta configurația acestuia (care trebuie să fie liniară); rezultă deci că un floculant polimer poate acționa în mod eficace numai într-un anumit domeniu de pH (L i n k e et al., 1960). În general eficacitatea floculantă a polimerilor anionici se manifestă mai ales în mediu bazic, a celor cationici, din contră, în mediu acid, în timp ce polimerii ne-ionici au o eficacitate independentă de pH (B o e g l i n, 1969).

Greutatea moleculară, care la polimerii liniari este proporțională cu lungimea lanțului, influențează proprietățile de floculare ale unui astfel de reactiv; un lanț mai lung prezintă un număr mai mare de grupe active, ceea ce înseamnă energie de legare mai mare și posibilitatea legării la distanțe mai mari (M i c h a e l s, 1954; H e a l y et al., 1964).

Este necesară o riguroasă dozare a adăosului de reactiv, deoarece un exces este prejudiciabil, în măsura în care adsorbția macromoleculelor la suprafața particulelor inversează încărcarea lor, ducind ca urmare la o nouă dispersie.

H e a l y, L a M e r, (1964) au arătat că există nu numai o greutate moleculară și o concentrație de floculant optime, ci, de asemenea, o intensitate optimă de agitare.

Flocularea cu polimeri duce la o stare metastabilă în suspensie (M i c h a e l s, 1954). Moleculele de polimer sunt parte adsorbite pe particulele solide și parte extinse ca punți interparticule, creând flocoane necompacte legate. Starea stabilă, corespunzând minimului energiei libere, ar fi atinsă cind toate moleculele de floculant au fost adsorbite pe solide.



Starea metastabilă explică funcțiile și rezultatele agitării (M i c h a e l s, 1954). Agitarea ușoară în timpul floculării produce mișcarea relativă între particule și ajută la formarea flocoanelor prin legare, astfel rezultând flocoane mai compacțe. Agitarea după terminarea floculării va provoca doar ruperea flocoanelor, iar agitarea puternică va conduce la redispersie.

Flocularea selectivă cu polimeri sintetici se bazează, în principiu, pe adsorbția selectivă a acestora la suprafața diferitelor minerale. Unele exemple simple în această direcție au fost puse în evidență de cercetările efectuate de S l a t e r et al., (1969) cu diferite minerale, utilizând floculanți de tip poliacrilamidă, cu greutăți moleculare comparabile (cca. 3 milioane), însă având diferenții de grupe anionice sau cationice.

Astfel, aşa cum rezultă din tabelul 51, galena sau calcita ar putea fi floclate din amestec cu cuarț, ele fiind sensibile la poliacrilamidă neionică, în timp ce cuarțul, după îmbătrînire (accelerată prin mediu alcalin) este complet neinfluentat.

TABELUL 51

Comportarea unor minerale față de diferiți floculanți

Minerale	Floculanți				
	Anionici		Neionici	Cationici	
	A	B	C	D	E
Cuarț (proaspăt)	0	0	+	+	+
Cuarț (imbătrinit)	0		0	(+)	+
Calcită	+	+	+	+	+
Galenă	+		+		+

Floculanți : A — proporție moderată de grupe anionice; B — proporție mică de grupe anionice; C — poliacrilamidă neionică; D — proporție mică de grupe cationice; E — proporție moderată de grupe cationice.

Simboluri : + floculare puternică ; (+) floculare slabă (numai flocoane mici) ; O floculare foarte slabă sau de loc.

În sensul celor de mai sus, menționăm cercetările lui G r i o t et al., (1965) care, studiind mecanismul adsorbției poliacrilamidei la silice, a constatat că adsorbția se produce prin legătură de hidrogen pe așa-numitele grupe silanol izolate. S-a constatat, de asemenea, că silicea este supusă unui proces de „îmbătrînire”, ce este accelerat de mediu alcalin, condiții în care ea pierde astfel de grupe de suprafață, nemaifiind capabilă de adsorbția poliacrilamidei. Pe de altă parte s-a arătat că adsorbția acelaiași polimer la minerale ca galena și calcita nu este impiedicată de valori ridicate ale pH-ului, mecanismul legării fiind diferit.

Așa cum s-a arătat, floculanții polimeri sunt substanțe macromoleculare care leagă particulele minerale prin punți de legătură ; ei trebuie deci, pe de o parte să fie suficient de extinși în soluție, pe de altă parte să adere la suprafața particulelor minerale. Cum prima condiție este independentă de particulele minerale, rămâne determinată pentru flocularea



selectivă comportarea diferită la adsorbție a reactivilor, care la rîndul ei este determinată de deosebirile între proprietățile superficiale ale mineralelor.

Proprietățile superficiale ale particulelor minerale în stare de amestec pot fi diferite de aceleia ale particulelor minerale individuale, atunci cînd sunt în suspensie în apă. Astfel, produsele de dizolvare sau de hidroliză (sau amîndouă) provenite de la un mineral pot fi adsorbite de celelalte minerale aflate în amestec. De exemplu, calcita este suficient de solubilă pentru a influența pH-ul suspensiei și deci a influența potențialul de suprafață al cuarțului prezent în amestec; în plus ionii de Ca^{2+} se adsorb pe cuarț (Kuzkin et al., 1964; Slater et al., 1969). În mod similar produsele de oxidare ale galenei introduc ioni de Pb^{2+} .

Cele de mai sus au reieșit de altfel și din cercetările lui Usosin et al., (1968). Astfel, lucrînd cu suspensii de minerale individuale, autorii au putut indica condițiile probabile în care mineralele cercetate puse în amestec ar putea fi separate; concluziile acestor experimentări nu au fost însă confirmate decît în parte, la încercările efectuate cu amestecuri sintetice biminerale obținîndu-se numai separări parțiale.

Proprietățile superficiale ale mineralelor pot fi influențate într-un anumit sens utilizînd reactivi modificatori. Acțiunea acestora de activare sau împiedicare a floculării (prin analogie cu flotația) poate fi determinată prin modificarea potențialului de suprafață al mineralelor; astfel, de exemplu, polielectrolii anionici nu vor fi adsorbiți pe suprafețele încărcate

TABELUL 52

Activarea sau împiedicarea floculării unor minerale cu adao de săruri metalice

Activarea floculării cu cationi metalici

Minerale	Floculanți	Dozare (p.p.m.)	pH	Activanți	Concentrație (milimoli/l)
Cuarț (proaspăt)	AP 30	50	5,0	CuSO_4	1
" "	"	10	2,5	$\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$	0,1
" "	"	5	11,0	CaCl_2	1
" "	"	5	6,0	CaCl_2	1
Cuarț (imbătrinit)	P 250	5	2,0	$\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$	1
Calcită	Sedomax F	5	7,0	$\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$	0,1
Galenă	AP 30	5	6,4	$\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$	1

Împiedicarea floculării

Galenă	AP 30	5	6,4	Na_2S	1
--------	-------	---	-----	-----------------------	---

Floculanți : Ap 30 — poliacrilamidă 30% hidrolizată;
 " P 250 — poliacrilamidă neionică;
 Sedomax F — poliacrilat



puternic negativ, fără ca potențialul de suprafață să fie redus cu ajutorul unor electroliți adecvați. De asemenea, reactivii modificatori pot influența mecanismul de adsorbție al floculanților polimeri, ca de exemplu cationii polivalenți, care actionează ca activanți la adsorbția polielectroliților anionici; un alt exemplu îl oferă hexametafosfatul de sodiu care impiedică adsorbția floculanților anionici pe calcită.

Cercetările lui S l a t e r et al., (1969) au pus în evidență numeroase exemple de activare, cu ajutorul sărurilor metalice, a floculării cu poliacrilamide; cîteva dintre acestea, precum și un exemplu de împiedicare a floculării, sunt prezentate în tabelul 52.

3. Cercetări experimentale pentru determinarea posibilităților de floculare selectivă cu polimeri sintetici

Cercetările efectuate au urmărit: 1) determinarea condițiilor de floculare a unor minerale, cu polimeri sintetici (stabilirea tipului de polimer adecvat și a concentrațiilor optime, precum și a domeniilor favorabile de pH); 2) determinarea, pe baza rezultatelor astfel obținute, a posibilităților de floculare selectivă, cu polimeri sintetici, a acelorași minerale, aflate în amestec.

Experimentările au fost executate cu quart, calcită și galenă, minerale reprezentind trei categorii distincte: oxizi, săruri greu solubile și respectiv sulfuri metalice, care prezintă deosebiri radicale în ceea ce privește proprietățile superficiale.

Cele trei minerale, cu grade avansate de puritate, au fost fin măcinate în mori cu bile de laborator, în cazul cuarțului și calcitei utilizându-se atît moară cit și bile de porțelan; prin clasare în con-clasor, s-a separat în toate cazurile fracțiunea $<20 \mu\text{m}$, care a constituit materialul pentru experimentări (determinări granulometrice efectuate cu balanța Sartorius au indicat pentru toate cele trei minerale proporții de 47–50% $<5 \mu\text{m}$). Înainte de efectuarea experimentărilor, probele de lucru au fost supuse spălării repetate cu apă distilată.

La experimentările efectuate au fost utilizați patru floculanți, reprezentând cele trei principale tipuri de polimeri sintetici (anionici, cationici și neionici), obținuți de la Warren Spring Laboratory, Anglia, și anume:

- Separan MGL, o poliacrilamidă neionică de greutate moleculară ridicată;

- Acrofloc 3453, o poliacrilamidă puternic anionică (greutatea moleculară de circa 5 milioane);

- Separan AP 30, o poliacrilamidă anionică hidrolizată (30%), cu greutatea moleculară de circa 3 milioane;

- Nalfloc N 605, un polimer sintetic cationic (greutatea moleculară nindicată).

Reactivii au fost utilizați sub formă de soluții 0,01%, proaspăt pregătite.

Determinările au fost executate pe probe de suspensii minerale în apă distilată, avind un conținut de solid, în greutate, de 1–10%.



Cantitatea corespunzătoare de mineral a fost dispersată în 500 ml apă distilată, cu ajutorul unui agitator funcționând cu 800 rot/min, timp de 5 min; a fost apoi reglată valoarea pH-ului prin adăugarea de H_2SO_4 sau NaOH (cu agitație ușoară timp de 1 min), după care a fost adăugat floculantul, sub forma unui jet fin, cu ajutorul unei pipete. Pentru a asigura distribuția uniformă a reactivului în suspensie s-a executat o ușoară agitare mecanică (turația agitatorului de circa 100 rot/min) timp de 2 min: mărirea timpului de agitare sau intensificarea agitării influențează nefavorabil formarea flocoanelor (Micheels, 1954; Adorjan, 1968; Mihailescu et al., 1968). Suspensia astfel pregătită a fost trecută într-un cilindru gradat de 500 ml și lăsată să sedimenteze. La determinările efectuate în cadrul experimentărilor de floculare selectivă, sedimentarea a avut loc în condițiile unei agitări magnetice de joasă intensitate; în felul acesta s-a urmărit a se realiza eliberarea din flocoane a particulelor de mineral nefloculat, antrenate în mod inevitabil.

Eficacitatea floculanților a fost apreciată luând în considerare viteza de depunere a flocoanelor formate, precum și gradul de puritate a lichidului supranatant după un anumit timp de depunere; pentru aceasta s-a notat timpul (T_{200}) după care volumul de flocoane format (marcat prin limita de separare între acest volum și lichidul supranatant) trece prin dreptul gradației 200 ml a cilindrului gradat. La timpul T_{200} lichidul supranatant (300 ml) a fost sifonat, după care, pentru determinarea conținutului de material solid rămas, a fost filtrat, uscat, cintărit (greutatea raportându-se la cantitatea inițială de material solid din suspensie) și apoi după caz analizat.

Sedimentul rămas a fost de asemenea filtrat, uscat etc. și apoi, după caz, analizat; ținând seama de înălțimea cilindrului gradat, s-a putut calcula viteza de depunere, v , în cm/min.

La unele determinări (din cadrul experimentărilor de floculare selectivă) sedimentul floculat a fost rediluat la 500 ml și — după reglarea pH-ului — tratat conform aceleiași procedurii, cu o cantitate mai mică de floculant (o treime din dozarea anterioară) (Read, 1971), notindu-se timpul T_{200} și sifonându-se lichidul supranatant care a fost filtrat, uscat, cintărit și analizat. Această operație a fost repetată — în unele cazuri — de două ori.

Așa cum s-a arătat mai înainte, pentru alegerea tipului de floculant ce urmează să fie utilizat într-un anumit caz, este determinantă cunoașterea încărcării suprafeței particulelor minerale. Ca urmare, a fost determinat — în diferite condiții — potențialul zeta al mineralelor cercetate; în acest scop a fost utilizată metoda potențialului de curgere, folosind un aparat conceput de Cases (Pandeleșcu, 1974) după modelul lui Fuerstenau, precum și un aparat de micro-electroforeză (Zeta-Meter).

La experimentările de floculare selectivă, pe lîngă caracteristicile de floculare ale mineralelor individuale, au fost luate în considerare și eventualele efecte ale interacțiunii dintre mineralele prezente în amestec, și îndeosebi:

— posibilitatea coagulării reciproce ca rezultat al încărcării de semn opus a particulelor minerale;



— influență ce o pot exercita anumiți ioni proveniți de la componente minerali prezenti în suspensie.

De asemenea, în anumite cazuri, s-a luat în considerare și influența unor reactivi modificatori.

Experimentări pe minerale individuale

Cuarțul. Este bine cunoscut că silicea formează suspensii coloidale cu un înalt grad de stabilitate (C a s e s, 1966). Observațiile făcute asupra suspensiilor de 1% cuarț în apă distilată — la diferite valori ale pH-ului — au arătat că aceste suspensii aparent nu prezintă de loc fenomenul coagulării în domeniul de pH 3—12; s-a constatat numai depunerea de particule individuale. Înaltă stabilitate a cuarțului în aceste condiții este în concordanță cu valorile ridicate ale potențialului zeta determinate (fig. 15).

La $\text{pH} < 3$ s-a constatat apariția fenomenului de coagulare, ceea ce se explică prin faptul că în acest domeniu de pH se află punctul de încărcare nulă a cuarțului (după C a s e s (1966) $\xi = 0$ la $\text{pH} = 1,32$).

Variatia potențialului electrocinetic al cuarțului în funcție de prezența în soluție a anumitor ioni (Ca^{2+} și Pb^{2+}) este arătată în figurile 16 și 17. Se vede cum prezența în soluție a unor săruri de metale bivalente [CaCl_2 , $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$] duce la scăderea potențialului zeta al cuarțului; observațiile făcute asupra unor suspensiilor de 1% cuarț în apă distilată, la $\text{pH} = 4$, cu adăos de 10^{-4} M/l CaCl_2 și respectiv 10^{-6} mg/l $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ și la $\text{pH} = 11$, cu adăos de 10^{-2} M/l CaCl_2 și respectiv $5 \cdot 10^{-3} \text{ mg/l}$ $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ au arătat că prezența ionilor de Ca^{2+} și Pb^{2+} duce la lenta coagulare a particulelor de cuarț, ca urmare, desigur, a existenței în aceste condiții a unui potențial zeta scăzut (în cazurile menționate — $\xi = 17 - 20 \text{ mV}$, conform fig. 16 și 17).

Determinările de potențial zeta efectuate (fig. 15) sugerează că pentru flocularea suspensiilor de cuarț pur, în apă, sunt eficace numai floculanții cationici.

Experimentările executate cu diferiți floculanți — sintetizate în tabelul 53 — arată astfel că cele mai favorabile condiții pentru realizarea floculării se obțin la utilizarea floculantului cationic (10^{-2} g/l , indiferent de pH); s-a găsit că în aceste condiții potențialul zeta al particulelor de cuarț este aproape de zero.

În tabelul 53 se vede, de asemenea, că utilizarea floculantului neionic duce în anumite condiții (10^{-2} g/l , $\text{pH} = 5$) la rezultate favorabile; în mediu alcalin, acest floculant nu dă nici un rezultat (ca urmare a faptului că în mediu alcalin el nu se adsoarbe pe silice).

Suspensiile de cuarț pot fi floclate de asemenea cu polimeri anionici dar numai în prezența cationilor metalici „activanți” ca Ca^{2+} , Cu^{2+} , Co^{2+} , Fe^{3+} (R. H. Oliver, 1963). S-a cercetat activarea cu Ca^{2+} , dată fiind importanța acestuia în cazul amestecurilor cuarț + calcită.

Rezultatele experimentărilor prezentate în tabelul 54 arată că la un conținut de solid în suspensie (5%) și dozare de floculant date, flocularea depinde de concentrația de Ca^{2+} ; de asemenea, se vede că cu cît



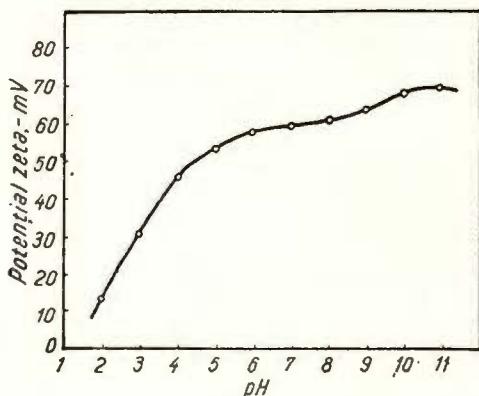


Fig. 15. — Potențialul zeta al cuarțului funcție de pH.
Potentiel zéta du quartz fonction de pH.

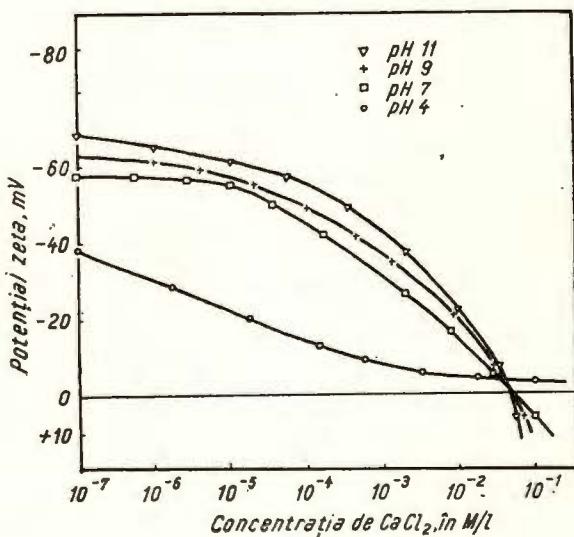


Fig. 16. — Variația potențialului zeta al cuarțului funcție de concentrația CaCl_2 în soluție.

Variation du potentiel zéta du quartz fonction de la concentration de CaCl_2 en solution.

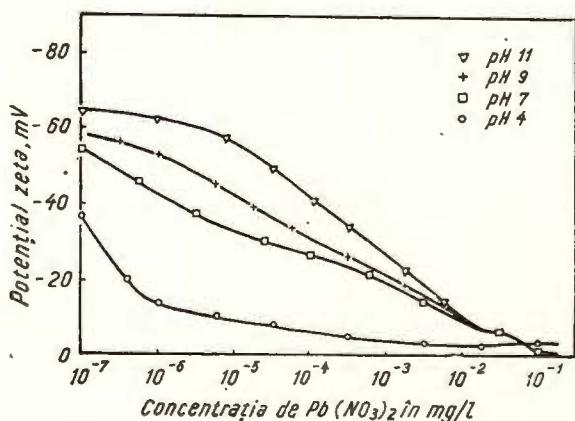


Fig 17. — Variația potențialului zeta al cuarțului funcție de concentrația $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ în soluție.
Variation du potentiel zéta du quartz fonction de la concentration de $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$ en solution.

TABELUL 53
Experimentările de floculare cu cuarț

Floculantul	pH	5			7			9					
		Concentrația floculant, g/l			10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴	10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴	10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴
		% solid	supranat.	sedim.									
Cationic Nafloc-N 605	T ₂₀₀ , min		2	2,5	3	2	2,75	—	2	3	5*		
	v, cm/min		8	6,4	5,33	8	5,82	4	8	5,33	—		
	% solid		4	15	36	4	20	45	4	27	48		
Anionic Separan-AP 30	T ₂₀₀ , min		5*	5*	5*	5*	5*	5*	5*	5*	5*		
	v, cm/min		—	—	—	—	—	—	—	—	—		
	% solid		48	48	48	48	48	48	48	48	48	48	
Neionic Separan-MG	T ₂₀₀ , min		2	2,5	3	2,5	3	5*	5*	5*	5*		
	v, cm/min		8	6,4	5,33	6,4	5,33	—	—	—	—		
	% solid		5	15	30	15	28	47	48	48	48		
Fără floculant	T ₂₀₀ , min		5*			5*			5*				
	v, cm/min		—			—			—				
	% solid		48			48			48				

* Suspensia neprezentând fenomenul coagulării a fost lăsată liniștită timp de 5 min după care a fost sifonat un volum de 300 ml de la partea superioară a cilindrului, căruia i s-a determinat apoi conținutul de material solid.



TABELUL 54

Experimentări de floculare cu cuarț, în prezență de ioni activanți

Floculant, g/l	pH	5			7			9		
		10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴	10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴	10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴
		T ₂₀₀ , min	2,5	2,5	3,0	2,5	2,5	3,0	2,5	2,5
Anionic Separan AP 30 10 ⁻²	v, cm/min	6,4	6,4	5,33	6,4	6,4	5,33	6,4	6,4	—
	% solid	5	13	20	10	16	30	12	20	48
	supranat.									
	% sedim.	95	87	80	90	84	70	88	80	52
	T ₂₀₀ , min	2,5	3	3	3	3	3	3	3*	3*
Anionic Separan 10 ⁻³	v, cm/min	6,4	35,3	5,33	5,33	5,33	5,33	5,33	—	—
	% solid	15	22	32	20	30	45	36	48	48
	supranat.									
	% sedim.	85	78	68	80	70	55	64	52	52
	T ₂₀₀ , min	2	2,5	3	2,5	2,5	3	2,5	2,5	3
Neionic Separan MGL 10 ⁻²	v, cm/min	8	6,4	5,33	6,4	6,4	5,33	6,4	6,4	5,33
	% solid	5	10	25	97	13	15	10	15	17
	supranat.									
	% sedim.	95	90	75	3	87	85	90	85	83
	T ₂₀₀ , min	2,5	3	3	3	3	3*	3	3*	3*
Fără floculant	v, cm/min	6,4	5,33	5,33	5,33	5,33	—	5,33	—	—
	% solid	20	28	36	24	35	48	40	48	48
	supranat.									
	% sedim.	80	72	64	76	65	52	60	52	52

* Suspensia neprezentând fenomenul coagulării a fost lăsată liniștită timp de 5 min după care a fost sifonat un volum de 300 ml de la partea superioară a cilindrului, căruia i s-a determinat apoi conținutul de metal solid.



concentrația de Ca^{2+} este mai ridicată, cu atit mai coborit este pH-ul la care se realizează o floculare mai eficientă.

După cum s-a văzut mai înainte (tabelul 53) floculantul polimer neionic (Separan MGL) nu se adsoarbe pe cuarț în mediu alcalin; în prezența ionilor de Ca^{2+} însă, s-a constatat producerea flocularii cu acest polimer și în mediu alcalin (tabelul 54).

Calcita. Suspensiile stabile de calcită în apă distilată sau în soluții simple de electrolit (CaCl_2 , Na_2CO_3 , NaF , Na_2SiO_3) nu au putut fi realizate cu conținuturi de solid, în greutate, mai mari de 0,5%.

În apă pură potențialul zeta al calcitei este de circa +23 mV (pH ~8). Adăugind CaCl_2 s-a constatat că potențialul crește la un maximum de +33 mV în domeniul $[\text{Ca}^{2+}] = 10^{-2} - 10^{-3}$ M. Adăugind Na_2CO_3 potențialul zeta a trecut prin punctul zero la aproximativ 10^{-3} M, atingind o valoare negativă maximă de -33 mV la un adăos de $5 \cdot 10^{-3}$ M carbonat de sodiu (pH 10-11).

Motivul stabilității limitate a suspensiilor de calcită este evident acela că nu pot fi atinse de cete potențiale zeta moderate.

Singura sare anorganică capabilă să producă suspensiile de calcită (5%) moderat stabile a fost tripolifosfatul de sodiu; astfel, cu 5 mg $\text{Na}_5\text{P}_3\text{O}_{10}/\text{g}$ de calcită s-a obținut un potențial zeta de -48 mV.

Experimentările efectuate — prezентate în tabelul 55 — au arătat că toți floculanții polimeri utilizati floculează calcita; astfel, poliacrilamida neionică utilizată, la concentrații de $10^{-3} - 10^{-2}$ g/l — indiferent de pH — a dat rezultate deosebit de favorabile. Polimerul anionic utilizat a dat de asemenea rezultate favorabile îndeosebi în domeniul de $\text{pH} > 7$ (la concentrații de 10^{-2} g/l). Polimerul cationic utilizat floculează de asemenea calcita, dar nu la același nivel ca cei precedenți; astfel, flocularea este mai pregnantă în mediu acid, moderată în mediu slab alcalin și nu se constată practic de loc la $\text{pH} = 9$.

Galena. Suspensiile de galenă în apă manifestă o rapidă coagulare; prin adăosuri de $\text{Pb}(\text{NO}_3)_2$, $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2$ sau NaOH nu s-a reușit producerea stabilității, în timp ce adăosuri de acizi diluați au accelerat coagularea. Suspensiile de galenă (5%) relativ stabile au fost obținute prin adăos de $10^{-3} - 10^{-1}$ M Na_2S , în medii cu $\text{pH} > 11$; menționăm că la adăosuri foarte mici de Na_2S ($< 10^{-3}$ M) s-a produs coagularea rapidă a suspensiilor respective.

Din cauza oxidării extrem de facile a particulelor fine de galenă, datele obținute la încercările de determinare a potențialului zeta au prezentat o mare dispersie; valorile potențialului zeta determinate în domeniul de $\text{pH} 7 - 11$ s-au situat între -15 și -30 mV.

După cum rezultă din experimentările efectuate (tabelul 56) toți floculanții utilizati au arătat o eficacitate mai mare sau mai mică față de suspensiile de galenă, în apă, apreciindu-se aceasta după rapida formare a unor flocoane mari, cu lichid supranatant foarte clar; acolo unde sistemul era deja coagulat, efectul floculantului s-a remarcat prin accelerarea sedimentării.



TABELUL 55
Experimentările de floculare cu calcită

Floculantul	pH	5			7			9			
		10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴	10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴	10 ⁻²	10 ⁻³	10 ⁻⁴	
	T ₂₀₀ , min	1	1	1,5	1	1	1,5	1	1	1,5	
Neionic Separan-MGL	v, cm/min	16	16	10,65	16	16	10,65	16	16	10,65	
	% solid	supranat.	2	2	25	2	2	27	2	26	
		sedim.	98	98	75	98	98	73	98	74	
										2*	
	T ₂₀₀ , min	1	1	2*	1	1	1,5	1	1	—	
Anionic Separan-AP 30	v, cm/min	16	16	—	16	16	10,65	16	16	—	
	% solid	supranat.	26	27	38	2	8	28	2	10	
		sedim.	74	74	62	98	92	72	98	64	
										—	
	T ₂₀₀ , min	1	1	2*	1	1	2*	2*	2*	2*	
Cationic Nafloc-N 605	v, cm/min	16	16	—	16	16	—	—	—	—	
	% solid	supranat.	12	30	38	19	31	38	38	38	
		sedim.	88	70	62	81	69	62	62	62	
										—	
	T ₂₀₀ , min.	2*			2*			2*			
Fără floculant	v, cm/min	—			—			—			
	% solid	supranat.	38			38			38		
		sedim.	62			62			62		

* Suspensia ne prezintă fenomenul coagulării a fost lăsată liniștită timp de 2 min, după care a fost sifonat un volum de 300 ml de la partea superioară a cilindrului, căruia i s-a determinat apoi conținutul de material solid.



TABELUL 56
Experimentări de floculare cu galenă

Floculantul	pH	5			7			9		
		Concentrația floculant, g/l	10^{-2}	10^{-4}	10^{-3}	10^{-2}	10^{-3}	10^{-4}	10^{-2}	10^{-3}
Neionic Separan-MGL	T ₂₀₀ , min		0,5	0,5	1	0,5	0,5	1	0,5	0,5
	v, cm/min		32	32	16	32	32	16	32	32
	% solid	supranat.	4	5	6	4	5	6	4	5
Anionic Separan-AP 30		sedim.	96	96	94	96	95	94	96	95
	T ₂₀₀ , min		0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5
	v, cm/min		32	32	32	32	32	32	32	32
Cationic Nalffloc-N 605	% solid	supranat.	4	5	7	7	8	8	5	7
		sedim.	96	95	93	93	92	92	95	93
	T ₂₀₀ , min		0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75	0,75
Fără floculant	v, cm/min		21,3	21,3	21,3	21,3	21,3	21,3	21,3	21,3
	% solid	supranat.	6	8	8	8	8	8	6	7
		sedim.	94	92	92	92	92	92	94	93
	T ₂₀₀ , min		1			1			1	
	v, cm/min		16			16			16	
	% solid	supranat.	8			8			8	
		sedim.	92			92			92	

De menționat că eficacitatea față de galenă a floculantului cationic se situează la un nivel inferior comparativ cu al celorlalți floculanți, anionic și neionic, folosiți.

În prezența Na₂S, la concentrații suficiente pentru a produce o suspensie stabilă ($>10^{-3}$ M), acțiunea floculanților anionici a fost complet anihilată, datorită probabil impiedicării adsorbției lor, ca urmare a acțiunii ionilor S²⁻ care produc încărcarea puternic negativă a particulelor de galenă.



Experimentări pe amestecuri de minerale

Cuarț + calcită. Observații asupra suspensiilor de cuarț + calcită (în diferite proporții) în apă distilată, avind conținuturi de solid între 1—5%, au arătat producerea rapidă a coagulării reciproce, confirmată de viteza rapidă de depunere a suspensiilor respective; aceasta este în concordanță cu potențialele zeta determinate ale cuarțului și calcitei (deci încărcare de semn opus a particulelor de cele două minerale).

O suspensie de cuarț + calcită parțial stabilă a fost obținută la un conținut redus de solid (0,5—1%) și numai în condițiile unui pH de 10—11. O suspensie mai concentrată (5%) a putut fi stabilizată cu adăos de tripolifosfat de sodiu (5 mg/g de calcită).

În scopul realizării unei separări a cuarțului, de calcită, au fost luate în considerare constatările făcute la experimentările pe minerale individuale. Astfel, prin creșterea pH-ului la 10—11 potențialul zeta al calcitei este adus în domeniul negativ, eliminându-se în acest mod posibilitatea coagulării reciproce, în timp ce cuarțul nu numai că rămâne stabil prin natura sa, ci este indiferent față de polimeri anionici, care pot fi astfel utilizati pentru a flocula calcita (tabelul 55).

În continuare, pe baza celor de mai sus și aplicând metodologia de lucru arătată anterior, au fost executate mai multe experimentări cu suspensii de cuarț + calcită (în diferite proporții), avind conținuturi de solid între 1—5%. Înțînd seama de rezultatele anterioare (tabelul 55) adăosul de floculant anionic (Separan AP 30) a fost de $2,5 \cdot 10^{-3}$ — $5 \cdot 10^{-3}$ g/l (funcție de conținutul de calcită din suspensie).

Rezultatele acestor experimentări sunt arătate în tabelul 57; sunt prezentate pentru fiecare experiență analizele sedimentelor și lichidului supranatant, obținute în condițiile metodologiei arătate. La ultimele două experimentări (5 și 6) s-a aplicat și un al doilea stadiu de dispersie și tratare a fracțiunii depuse — după aceeași procedură — adăosul de floculant reprezentând 1/3 din adăosul inițial.

Din examinarea rezultatelor obținute se constată că suspensia supranatantă conține întotdeauna cuarț practic pur; recuperarea maximă de cuarț în supranatant (cca. 76%) s-a obținut însă numai în condițiile unei suspensiilor diluate (1% conținut de solid în suspensia inițială). Cu creșterea proporției de cuarț și a conținutului de solid în suspensia inițială, observăm o creștere a conținutului de cuarț în sediment și ca urmare o scădere a recuperării cuarțului în suspensia supranatantă; aceasta, ca urmare a creșterii proporției de cuarț antrenată în flocoanele de calcită care se depun. La experiența 4, concentrația de calcit în suspensie depășind limita maximă pentru realizarea unei suspensiilor inițial stabile, proporția de cuarț antrenată în flocoanele de calcită care se depun a fost ridicată.

După cum s-a văzut mai înainte, utilizarea adăosului de tripolifosfat de sodiu permite realizarea stabilității inițiale a unei suspensiuni de cuarț + calcită mai concentrate (5%). Această soluție nu pare însă să ofere o cale practică pentru separarea mineralelor respective prin floculare selectivă, deoarece nici unul din floculanții utilizati în continuare nu a dat rezultate.



Cuarț + galenă. Suspensiile de cuarț + galenă constituie un sistem deosebit de favorabil pentru floculare selectivă, deoarece : 1) ambele minerale sunt negativ încărcate în apă (neexistând deci posibilitatea coagulării reciproce); 2) cuarțul formează o mai stabilă dispersie decât galenă (care, cum s-a văzut, are tendința de a coagula); 3) aggregatele de galenă se depun mai rapid, datorită densității lor mai ridicate; 4) pot fi utilizati floculanți care acționează preferențial asupra galenei (chiar în prezența ionilor de Pb^{2+}).

Factorii de natură chimică fiind favorabili, sistemul cuarț + galenă este convenabil pentru cercetarea anumitor factori fizici, care pot limita operația de floculare selectivă, ca: mărimea flocoanelor, conținutul de solid în suspensie, raportul dintre compoziții minerali prezenti, apli-

TABELUL 57

Experimentări de floculare selectivă cu amestec cuarț-calcită

Nr. exp.	Conțin. solid în suspens. % greut.	Proportia %		T_{200} min	v cm/ min	Fracțiunea % greut.	CaCO ₃		SiO ₂	
		CaCO ₃	SiO ₂				conț. %	extr. %	conț. %	extr. %
1	1	50	50	2,5	6,4	supran.	38	0	0	100
						sedim.	62	80	100	20
2	1,5	33	67	2,5	6,4	supran.	40	0	0	100
						sedim.	60	55	100	45
3	2,5	20	80	2	8	supran.	29	0	0	100
						sedim.	71	28	100	72
4	1,5	67	33	1,5	10,65	supran.	7	0	0	100
						sedim.	93	72	100	28
5	3,5	15	85	2	8	1-supran.	20,5	0	0	100
						2-supran.	6,5	23	10	77
						sedim.	73,0	8,5	90	81,5
						1-supran.	18,0	0	0	100
6	5	15	2	2	8	2-supran.	8,0	20	11	80
						sedim.	74,0	18	89	82
										71,5



carea mai multor stadii (redispersia și sedimentarea fractiunii depuse, de cîte 1—2 ori).

Rezultatele experimentărilor executate în sensul celor de mai sus sunt prezentate în tabelul 58.

Observăm că atunci cînd s-a utilizat un polimer puternic anionic (Aerofloc 3453), care a produs flocoane mari, s-a obținut o separare aproape netă (experiență 1), cu condiția însă a unei proporții reduse de galenă în amestec; în cazul unei proporții ridicate de galenă (experiență 2), același floculant a dus la antrenarea aproape completă a cuarțului în

TABELUL 58

Experimentări de floculare selectivă cu amestec cuarț-galenă

Nр. exp.	Floculant g/l	Conțin. solid în suspens. % greut.	Proportia %		T ₂₀₀ min	v cm/ min	Fractiunea % greut.	PbS		SiO ₂	
			PbS	SiO ₂				conț. %	extr. %	conț. %	extr. %
1	Aerofloc 3453 $5 \cdot 10^{-3}$	2,5	20	80	1	16	supran.	78	0	0	100
							sedim.	22	91	100	9
2	Aerofloc 3453 10^{-3}	5	60	40	0,75	21,3	supran.	5	0	0	100
							sedim.	95	63	100	37
3	Separan AP 30 $6 \cdot 10^{-3}$	5	60	40	1,5	10,65	supran.	25	0	0	100
							sedim.	75	80	100	20
4	idem $2 \cdot 10^{-3}$	2	50	50	2	8	supran.	49	0	0	100
							sedim.	51	98	100	2
5	idem 10^{-2}	10	50	50	1,5	10,65	supran.	31	0	0	100
							sedim.	69	72	100	28
6	idem $2 \cdot 10^{-2}$	10	80	20	1,5	10,65	supran.	10	0	0	100
							sedim.	90	89	100	11
7	idem 10^{-2} $+3 \cdot 10^{-3}$ $+10^{-3}$	7,5	67	33	1,5	10,65	1-supran.	13	5	1,0	95
							2-supran.	10	10	1,5	90
							3-supran.	6	10	1,5	83
							sedim.	71	97	96	10
											21



flocoanele mari de galenă, răminind un lichid supranatant clar. Prin folosirea unui floculant cu un mai redus caracter anionic (Separan AP 30), care produce flocoane mai mici, s-au obținut — la același conținut de solid în suspensie și același raport galenă/cuarț — condiții mai favorabile de separare (experiența 3). Creșterea conținutului de solid în suspensie, cu menținerea unui raport constant al compoziției minerali prezenți, a dus la antrenarea unei proporții mai mari de component nefloculat în fracțiunea depusă (experiențele 4 și 5).

Creșterea proporției de component floculabil din amestecul mineral în suspensie duce la antrenarea în sediment a unei proporții mai mari din componentul nefloculat (experiențele 5 și 6).

Aplicarea unei operații de floculare selectivă în mai multe stadii (redispersia și retratarea, după aceeași procedură, a fracțiunii depuse, de cîte două ori) în cazul unei suspensii cu conținut mai ridicat de solid (experiența 7), a dus la eliminarea unei părți din mineralul nefloculat antrenat în sediment; aceasta a însemnat în final mărirea sensibilă a recuperării de cuarț în suspensia supranatantă; menționăm că la stadiile următoare de dispersie și sedimentare au fost supuse tratamentului suspensiei cu conținut de solid sensibil mai mic decît cel inițial, ceea ce a permis realizarea de separări suficiente de eficace.

Calcită + galenă. Sistemul calcită + galenă constituie la prima examinare un exemplu de amestec nefavorabil pentru floculare selectivă. Astfel, după cum s-a văzut, la $\text{pH} \sim 8$ calcita este încărcată slab pozitiv, iar galena slab negativ; în acest fel pe lingă faptul că nici unul din cele două minerale nu este stabil se produce și coagularea reciprocă.

Ca urmare, se impune utilizarea de reactivi modificatori în vederea anihilării coagulării reciproce și realizării unei stabilități relative a unuia din compoziții. În acest scop, luindu-se în considerare posibilitatea folosirii unor agenți de dispersie organici, s-a încercat un poliacrilat de joasă greutate moleculară (Dispersil, fabricație SIN-București). S-a constatat că prin utilizarea acestui reactiv se realizează stabilizarea ambelor compoziții, chiar la conținuturi mai ridicate de solid în suspensie (10%); cantitatele necesare au fost de 2 și 3 mg/g pentru calcită și respectiv galenă.

Adaosul ulterior de Na_2S (10^{-4} — $2 \cdot 10^{-4}$ M) a dus la desprinderea poliacrilatului de pe suprafața particulelor de galenă, dar nu și de pe suprafața celor de calcită, ceea ce a provocat destabilizarea primei (menționăm că — așa cum s-a arătat anterior — concentrații mai ridicate de Na_2S provoacă stabilizarea galenei). În acest fel se produce coagularea lentă a particulelor de galenă care a putut fi accelerată prin adaos de floculant anionic (10^{-4} — $5 \cdot 10^{-3}$ g/l Separan AP 30).

Pe baza celor de mai sus au fost executate mai multe experimentări ale căror rezultate sunt prezentate în tabelul 59. Constatăm că rezultate mulțumitoare au putut fi obținute numai în cazul cînd componentul floculabil a fost prezent într-o proporție mai redusă în amestecul în suspensie (experiența 1). Creșterea proporției de component floculabil în



TABELUL 59

Experimentări de floculare selectivă cu amestec calcită-galenă

Nr. exp.	Conțin. solid în suspens. (greut.)	Proportia %		T ₂₀₀ min	v cm/min	Fractiunea (%greut.)	PbS		CaCO ₃		
		PbS	CaCO ₃				cont. %	extr. %	cont. %	extr. %	
4	5	30	70	2	8	supran.	58	3	6	97	80
						sedim.	42	67	94	33	20
1	5	50	50	1,5	10,65	supran.	33	13,5	9	86,5	57
						sedim.	67	68	91	32	43
2	5	60	40	1,5	10,65	supran.	16	0	0	100	40
						sedim.	84	71,5	100	28,5	60
3	8	30	70	2	8	supran.	45	0	0	100	64
						sedim.	55	54,5	100	45,5	36

amestec a dus îndeosebi la antrenarea în sediment a unei cantități crescind de component nefloculat (experiențele 2 și 3). Același lucru s-a constatat — într-o măsură ceva mai redusă însă — și atunci cînd, la aceeași proporție de component floculabil în amestec, conținutul de solid în suspensie a fost mărit de la 5 la 8% (experiența 4).

Cuarț + calcită + galenă. În cazul suspensiilor constituite din amestecul trimineral cuarț + calcită + galenă în apă, nici unul din compoziții nu a fost stabil. Din experimentările anterioare apare că cuarțul ar putea fi în mod preferențial stabilizat prin creșterea pH-ului pînă la 11; practic însă aceasta nu a putut fi realizat decît în cazul unor conținuturi foarte scăzute de solid în suspensie (0,15—0,20%).

Se impune deci și în acest caz aplicarea unui tratament asemănător celui utilizat la amestecul bimineral galenă + calcită, respectiv adăosuri, în aceleiasi limite, în ordine, de: poliacrilat, Na₂S și apoi un floculant anionic (Separan AP 30).

În tabelul 60 sint prezentate rezultatele obținute la una din experiențe, efectuată cu o suspensie conținînd 5% solid în greutate și avînd proporții egale din cei trei componente.

În scopul îmbunătățirii rezultatelor s-a aplicat și un al doilea stadiu de tratament al fractiunii depuse (adaosul reactivilor utilizați nedepășind 1/3 din adăosul inițial). Fracțiunile supranatante obținute la cele două stadii au fost amestecate.



TABELUL 60

Experiment de floculare selectivă cu amestec cuarț-calcită-galenă

Floculant, g/l	T ₂₀₀ min	v cm/ min	Fracciunea (% greut.)	PbS		SiO ₂		CaCO ₃	
				conț. %	extr. %	conț. %	extr. %	conț. %	extr. %
Separan AP 30 $5 \cdot 10^{-3} + 2 \cdot 10^{-3}$	2	8	supran. 45	1	2	46	62	53	72
			sedim. 55	60	98	23	38	17	28

Se constată că în condițiile menționate s-a putut obține o suspensie supranatantă conținând îndeosebi cuarț + calcită. Recuperarea de galenă în fracțiunea depusă a fost de circa 98%, produsul respectiv conținând 60% galenă, 23% cuarț și 17% calcită.

4. Concluzii

În urma studiului executat a reieșit că, fiecare caz potențial pentru floculare selectivă necesită o cercetare specifică și suficient de detaliată, cu scopul delimitării domeniului — în unele cazuri destul de strins — al condițiilor în care este realizabilă o separare prin această metodă.

Astfel, este știut că, în general, fenomenele care determină flocularea depind de încărcarea suprafeței particulelor minerale; cunoașterea acestui parametru este primordială, ea fiind determinantă pentru alegerea tipului de floculant.

Se impune, de asemenea, stabilirea sensibilității mineralului cercetat la diferiți floculanți, precum și a influenței ce o pot exercita anumiți ioni prezenti în tulbureală (proveniți de la ceilalți compoziți minerali prezenti).

În anumite cazuri este utilă determinarea influenței unor reactivi modificatori.

Experimentările efectuate au scos în evidență cazul amestecului bi-mineral, cuarț + galenă, care exemplifică un sistem deosebit de favorabil pentru flocularea selectivă, putîndu-se obține recuperări și calități ridicate (intr-unul sau mai multe stadii).

Celelalte amestecuri bi-minerale (și îndeosebi amestecul calcită + + galenă) constituie exemple de sisteme la care dificultățile ce apar la prima examinare pot fi depășite prin aplicarea unui tratament incluzind utilizarea de reactivi dispersanți și modificatori.

Sistemul tri-mineral cuarț + calcită + galenă se situează în aceeași categorie ca ultimul menționat, existind însă posibilitatea realizării de rezultate multumitoare la flocularea selectivă, prin aplicarea unei proceduri mai laborioase (utilizarea unumitor reactivi, aplicarea unui tratament în mai multe stadii).



Experimentările executate au permis, ca pe lîngă principiile ce stau la baza realizării floculării selective, să fie pusă în evidență o serie de factori de natură chimică și fizică determinanți pentru desfășurarea acestui proces.

Astfel, prima condiție care trebuie avută în vedere este necesitatea ca suspensia minerală să fie inițial în stare dispersă, prevenindu-se coagularea reciprocă a particulelor minerale cu încărcare de semn opus. Cel puțin unul din compoziții — și anume componentul neflocabil — trebuie să formeze o suspensie relativ stabilă (fie în mod natural, fie după modificarea prin adăosul unui reactiv adecvat).

Un număr de factori de natură fizică, precum : mărimea flocoanelor, conținutul de solid în suspensie, raportul dintre componenții minerali prezenti, precum și aplicarea mai multor stadii (redispersia și retratarea fracțiunii floculate, de cîte 1—2 ori) pot juca un rol determinant la realizarea unei separări eficiente prin floculare selectivă.

Astfel, s-a constatat că atunci cînd se lucrează cu un conținut mai mic de solid în suspensie (între 1—5%, după caz), se realizează (la o operație într-un singur stadiu) calități superioare ale produsului floculat.

Cresterea conținutului de solid în suspensie (între 5—10%, după caz) duce la antrenarea unei proporții mai mari de component nefloculat în fracțiunea depusă ; aceasta are ca principală consecință reducerea recuperării mineralului nefloculat și totodată diminuarea calității sedimentului.

Aplicarea floculării selective în mai multe stadii (2—3) în cazul unei suspensii cu conținut mai ridicat de solid (între 5—10%), duce la eliberarea unei părți din mineralul nefloculat antrenat în sediment, ceea ce înseamnă în final mărirea sensibilă a recuperării de mineral nefloculat.

În ceea ce privește raportul dintre compoziții minerali ai amestecului în suspensie, s-a constatat că creșterea (peste 20—30%, după caz) a proporției de component floabil duce la antrenarea în sediment a unei proporții mai mari din componentul nefloculat, și ca urmare, la micșorarea recuperării acestuia din urmă în suspensia supranatantă.

În general, pentru un amestec de minerale dat, există o limită superioară a conținutului de solid în suspensie, precum și a raportului dintre compoziții prezenti, pînă la care este posibilă realizarea unei separări eficiente, cu reactivii stabiliți.

În cazul creșterii peste o anumită limită (20—30%) a proporției de component floabil din amestecul în suspensie, s-a constatat că utilizarea unui flocolant puternic (de greutate moleculară foarte înaltă) duce la antrenarea unei proporții ridicate de component nefloculat în flocoanele mari, pe care acest tip de flocolant le produce. Prin utilizarea — în acest caz — de flocolanți mai puțin eficace (de greutate moleculară moderată) care produc flocoane mai mici, se pot obține — la același conținut de solid în suspensie și la același raport al compoziților minerali prezenti — condiții mai favorabile de separare.



F. FLOTAȚIA CU PURTĂTOR A MINEREURILOR FOARTE FINE

1. Considerații generale

Ultraflotația sau flotația cu purtător a minereurilor foarte fine ($<20 \mu\text{m}$) constă în utilizarea fie a unui mineral auxiliar, flotabil, fie a unei fracțiuni mai grobe a mineralului de separat (măcinată în general sub $60 \mu\text{m}$), ca mediu transportor al particulelor foarte fine ce trebuie flotate.

Astfel, prin aplicarea ultraflotației s-a reușit îndepărțarea anatasului (prezent în proporție de circa 2%, la dimensiuni de maximum $1 \mu\text{m}$) dintr-un caolin (90–94% $<2 \mu\text{m}$) utilizând ca mineral transportor calcita fin măcinată (100% $<60 \mu\text{m}$). Adaosul în sistem, odată cu mineralul transportor (cca. 135 kg/t), al unei emulsii preparate din ulei de tall (cca. 1,7 kg/t), petronat neutru de calciu (cca. 1,7 kg/t), amoniac lichid (cca. 1,3 kg/t) și apă, precum și petrol lampant (cca. 2,6 kg/t), a dus la flotarea unei proporții ridicate de anatasă cu calcita (86–87%) (G r o u n d s, 1964). Aplicarea acestui procedeu la flotația șlamurilor fosfatice din Florida și Tennessee (Collins, Read, 1971) utilizând ca transportor sulful a dus la obținerea unor rezultate diferite. Astfel, în cazul primului material, aplicarea flotației cu purtător a dus la o îmbunătățire substanțială a rezultatelor, în comparație cu flotația obișnuită, în timp ce în cazul celui de-al doilea material rezultatele obținute au fost identice la aplicarea ambelor procedee. S-a presupus că în cazul șlamului Tennessee, care conținea o proporție mai ridicată de particule $> 5–10 \mu\text{m}$, apatita mai grobă a acționat ea însăși ca un purtător pentru particule ultrafine (Collins, Read, 1971).

Datele acumulate pînă în prezent asupra mecanismului de bază al acestui proces sunt reduse. Particulele fine formează un înveliș de șlam pe mineralul transportor, care aderă la bulele de aer și este colectat în spumă. Formarea învelișului de șlam la suprafața mineralului transportor este determinată de forțele de atracție van der Waals și de sensul și mărimea forțelor electrostatice, care la rîndul lor sunt determinate de sarcinile electrice de la suprafața particulelor de șlam și a mineralului transportor, ce depind de ionii reactivilor adăugați (M eloy, 1962).

S a m y g i n et al., Collins, Read, (1971) consideră că, în condițiile curentului turbulent din celula de flotație, viteza de adeziune a particulelor ultrafine la particulele mai grobe de mineral purtător constituie în acest proces un factor de $10^3–10^4$ ori mai ridicat decît viteza de aderare între ele a particulelor ultrafine, iar particulele transportoare încărcate au o permeabilitate de adeziune la bulele de aer mai ridicată decît particulele de șlam direct.

Principalele dezavantaje ale flotației cu purtător sunt determinate de necesitatea unui consum relativ ridicat de reactivi (în general însă reactivi obișnuiți de flotație), precum și de faptul că în cazul cînd mineralul util este recuperat în spumă se impune, în continuare, o operație de separare a mineralului transportor din concentrat (prin flotație sau alt pro-



cedeu). Această operație nu mai este însă necesară atunci cînd mineralul transportor și particulele fine din concentrat sănătăuți fracțiuni diferite ale aceluiași mineral.

2. Cercetări experimentale

Cercetările efectuate au urmărit stabilirea posibilităților de realizare a flotației cu purtător în cazul unor minereuri foarte fine ($<20 \mu\text{m}$) cu conținut de sulfuri neferoase (galenă) și gangă cuarțoasă sau carbonatică, utilizând ca mineral transportor fracțiuni mai grobe ale mineralului de separat. S-a studiat indeosebi influența compozиției granulometrice a mineralului transportor asupra rezultatelor ce se pot obține, problemă pînă în prezent nestudiată și care, așa cum se va vedea, poate juca un rol însemnat în desfășurarea procesului. De asemenea, în scopul realizării unor indici tehnologici superioiri, s-a cercetat posibilitatea combinării, în unele cazuri, a flotației cu purtător cu flocularca selectivă, urmărindu-se stabilirea condițiilor de lucru cele mai adecvate în asemenea cazuri.

Experimentările au fost efectuate cu amestecuri sintetice galenă-cuarț; galenă-calcită și galenă-cuarț-calcită, proporția de galenă fiind în fiecare caz de 10% (în cazul amestecului tri-mineral cuarțul și calcita au fost în părți egale). Mineralele folosite, cu grade avansate de puritate, au fost fin măcinate în mori cu bile de laborator; prin clasare în con clasor s-a separat fracțiunea $<20 \mu\text{m}$, care a constituit materialul pentru experimentări. Compoziția granulometrică (determinată cu balanța Sartorius) a celor trei materiale folosite la experimentări este dată în tabelul 61.

TABELUL 61

Compoziția granulometrică a mineralelor folosite la experimentări

Mineralul	Proportiunea de material, %			
	$> 20 \mu\text{m}$	$20-10 \mu\text{m}$	$10-5 \mu\text{m}$	$<5 \mu\text{m}$
gallenă	—	26	24	50
cuarț	—	20	33	47
calcită	—	30	22	48

Materialul transportor utilizat a fost galena de granulație $20-60 \mu\text{m}$; au fost folosite probe cu compozиții granulometrice diferite, așa cum apar în tabelul 62. Aceste compozиții granulometrice au fost realizate prin dozarea — în proporțiile arătate — a fracțiunilor respective de material, obținute prin clasarea succesivă în con clasor a materialului $<60 \mu\text{m}$.

S-a utilizat o celulă de flotație de laborator cu capacitatea de 0,5 l, cu agitare mecanică și alimentare cu aer pe la partea inferioară.



La stabilirea condițiilor de lucru în care au fost executate experimentările s-au luat în considerare condițiile determinate ca optime în cadrul cercetărilor prezентate în capitolele anterioare, cind s-a lucrat cu materiale asemănătoare.

TABELUL 62

Compoziția granulometrică a probelor de material transportor

Proba	Proporția de material, %			
	20–30 μm	30–40 μm	40–50 μm	50–60 μm
A	70	20	10	—
B	50	25	20	5
C	35	25	25	15
D	25	25	25	25
E	15	15	30	40

Astfel, turația rotorului a fost de 1 900 rot/min; debitul de aer : 2,5 dm^3/dm^3 , min ; conținut de solid în tulbureală : 22%. Regimul de reactivi determinat ca optim a fost :

- silicat de sodiu 2 000 g/t;
- izoamilxantat 400–600 g/t;
- flotanol F 5 g/t;
- timp condiționare 18 min ;
- timp flotație 3–10 min.

Menționăm că atât consumul de colector cît și timpul de flotație — optimi — au variat de la caz la caz.

Privitor la cantitatea de mineral transportor necesară, G r o u n d s, (1964) apreciază că această cantitate — care în mod obișnuit se determină experimental pentru fiecare caz în parte — variază, la separările unde produsul spumos reprezintă 20–30% din alimentare, între circa 225 și 675 kg/t de material solid din alimentare.

La cercetările efectuate, pentru determinarea cantității optime de mineral transportor — care s-a adăugat în tulbureala de flotație înainte de condiționarea cu reactivi — și ținind seama de conținutul de mineral util fin, de separat, adaosurile au variat între 150 și 500 kg/t de material solid din alimentare ; la toate experimentările efectuate s-a avut în vedere menținerea conținutului inițial de solid în tulbureală la 22% ; în acest scop condiționarea tulburelui s-a executat într-un vas separat, din care apoi s-a trecut în celula de flotație 500 cm^3 .

Rezultatele obținute la experimentările efectuate cu amestec galenă-cuarț sint prezентate în tabelul 63.



TABELUL 63

Rezultatele experimentărilor de flotație cu purițător (amestec de galenă-cuarți)

Proba de mineral transportor	Cantitatea de mineral transportor, kg/t	Produse	Extracția în greutate, %	Conținut de metal, %	Extracția de metal, %	Consum colector, g/t	Timp flotație, min
1	2	3	4	5	6	7	8
A	—	Concentrat	17,4	30,75	66,0	400	10
		Steril	82,6	3,33	34,0		
		Alimentare	100,00	8,10	100,0		
	—	Concentrat	9,2	47,50	56,0	400	3
		Steril	90,8	3,83	44,0		
		Alimentare	100,0	7,81	100,0		
	150	Concentrat	24,2	66,70	90,0	475	3
		Steril	75,8	2,37	10,0		
		Alimentare	100,0	17,90	100,0		
	250	Concentrat	30,5	72,30	94,6	550	3
		Steril	69,5	1,68	5,4		
		Alimentare	100,0	23,20	100,0		
B	350	Concentrat	34,8	74,01	95,0	600	3
		Steril	65,2	2,08	5,0		
		Alimentare	100,0	27,12	100,0		
	250	Concentrat	32,8	69,10	96,5	550	4
		Steril	67,2	1,22	3,5		
		Alimentare	100,0	23,45	100,0		
	250	Concentrat	36,2	62,67	98,1	550	5
		Steril	63,8	0,70	1,9		
		Alimentare	100,0	23,10	100,0		
	150	Concentrat	25,1	64,60	91,8	475	3
		Steril	74,9	2,16	9,2		
		Alimentare	100,0	17,62	100,0		
C	250	Concentrat	31,7	73,10	95,75	550	3
		Steril	68,3	1,49	4,25		
		Alimentare	100,0	24,20	100,0		
	350	Concentrat	36,5	69,50	96,86	600	3
		Steril	63,5	1,30	3,14		
		Alimentare	100,0	26,22	100,0		
	250	Concentrat	34,7	65,65	97,59	550	4
		Steril	65,3	0,86	2,41		
		Alimentare	100,0	23,35	100,00		
	250	Concentrat	37,1	60,80	98,60	550	5
		Steril	62,9	0,51	1,40		
		Alimentare	100,0	22,87	100,00		



Tabelul 63 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7	8
C	150	Concentrat	23,15	66,11	88,40	475	3
		Steril	76,85	2,61	11,60		
		Alimentare	100,0	17,30	100,00		
	250	Concentrat	30,75	69,43	93,70	550	3
		Steril	69,25	2,11	6,40		
		Alimentare	100,00	22,80	100,00		
	350	Concentrat	37,10	69,76	96,20	600	3
		Steril	62,90	1,62	3,80		
		Alimentare	100,00	26,85	100,00		
	250	Concentrat	34,00	65,10	95,13	550	4
		Steril	66,00	1,72	4,87		
		Alimentare	100,00	23,26	100,00		
D	250	Concentrat	37,00	60,50	97,07	550	5
		Steril	63,00	1,07	2,93		
		Alimentare	100,00	23,05	100,00		
	250	Concentrat	39,50	58,85	97,76	550	6
		Steril	60,50	0,88	2,24		
		Alimentare	100,00	23,76	100,00		
	350	Concentrat	40,20	65,40	97,45	600	4
		Steril	59,80	1,18	2,55		
		Alimentare	100,00	27,66	100,00		
	150	Concentrat	23,00	63,26	86,50	450	3
		Steril	77,00	2,96	13,50		
		Alimentare	100,00	16,82	100,00		
E	250	Concentrat	32,10	68,92	92,75	500	3
		Steril	67,90	2,47	7,25		
		Alimentare	100,00	23,85	100,00		
	350	Concentrat	36,20	68,26	95,37	550	3
		Steril	63,80	1,88	4,63		
		Alimentare	100,00	25,87	100,00		
	50	Concentrat	43,75	73,85	97,62	600	3
		Steril	56,25	1,40	2,38		
		Alimentare	100,00	33,10	100,00		
	250	Concentrat	35,50	58,50	93,65	500	4
		Steril	64,50	2,18	6,35		
		Alimentare	100,00	22,15	100,00		
F	250	Concentrat	37,20	59,90	95,28	500	5
		Steril	62,80	1,75	4,72		
		Alimentare	100,00	23,35	100,00		
	350	Concentrat	38,75	66,34	96,33	550	4
		Steril	61,25	1,60	3,67		
		Alimentare	100,00	26,71	100,00		
	350	Concentrat	40,00	63,30	97,00	550	5
		Steril	60,00	1,31	3,00		
		Alimentare	100,00	26,12	100,00		
	500	Concentrat	44,6	72,0	98,2	600	4
		Steril	55,40	1,02	1,73		
		Alimentare	100,00	32,64	100,00		



Tabelul 63 (continuare)

1	2	3	4	5	6	7	8
E	150	Concentrat	25,00	59,40	86,75	450	3
		Steril	75,00	3,02	13,25		
		Alimentare	100,00	17,10	100,00		
	250	Concentrat	31,50	68,10	91,90	500	3
		Steril	68,50	2,76	8,10		
		Alimentare	100,00	23,32	100,00		
	350	Concentrat	35,10	67,78	94,55	550	3
		Steril	64,90	2,11	5,45		
		Alimentare	100,00	25,16	100,00		
	500	Concentrat	43,20	75,18	97,44	600	3
		Steril	56,80	1,50	2,56		
		Alimentare	100,00	33,28	100,00		
	250	Concentrat	33,85	62,00	92,70	500	4
		Steril	66,15	2,51	7,30		
		Alimentare	100,00	22,68	100,00		
	250	Concentrat	38,10	55,10	94,8	500	6
		Steril	61,90	1,86	5,2		
		Alimentare	100,00	22,12	100,00		
	350	Concentrat	39,00	65,86	96,09	550	5
		Steril	61,00	1,71	3,91		
		Alimentare	100,00	26,73	100,00		
	500	Concentrat	45,00	69,97	97,95	600	5
		Steril	55,00	1,20	2,05		
		Alimentare	100,00	32,11	100,00		

Se constată că aplicarea flotației cu purtător duce la obținerea de rezultate substanțial superioare celor obținute la flotația obișnuită, timpul de flotație fiind mult redus, iar consumul de colector necesar trebuie să fie majorat, de la caz la caz, cu 25—50%.

Adaosul minim de mineral transportor, care s-a arătat ca optim, a fost de 250 kg/t de material solid din alimentare. În aceste condiții, rezultatele cele mai favorabile au fost obținute în cazul cînd mineralul transportor a prezentat o compoziție granulometrică cu predominanța fracțiunilor mai fine, între 20—40 μm (tab. 62, proba B); odată cu scădereea proporției de material fin (20—40 μm) în favoarea celei de material mai grob (40—60 μm), în compoziția granulometrică a mineralului transportor, au mai putut fi obținute rezultate asemănătoare și uneori superioare celor anterioare — în ceea ce privește însă extracția de metal, calitatea concentratelor fiind mai slabă — numai prin creșterea timpului de flotație.

În cazul utilizării de mineral transportor cu granulometrii mai grobe (predominind fracțiunile 40—60 μm), pentru obținerea unor rezul-



tate comparabile cu cele optime menționate au fost necesare adaosuri mai mari de transportor, consumul de colector fiind de asemenea mai ridicat.

Rezultă deci că, compoziția granulometrică a mineralului transportor poate influența favorabil rezultatele flotației cu purtător. În cazul cercetat, cu materialul supus flotației având finețea de $100\% < 20 \mu\text{m}$ (circa $50\% < 5 \mu\text{m}$), rezultatele cele mai bune au fost obținute cind mineralul transportor a avut o granulație de $20 - 60 \mu\text{m}$, însă cu predominantă fracțiunilor fine (75% fracțiunea $20 - 40 \mu\text{m}$; 50% fracțiunea $20 - 30 \mu\text{m}$); în acest fel, particulele mineralului transportor asigură o suprafață suficient de mare pentru aderarea particulelor de material fin de flotat.

În continuare, ținând seama de rezultatele precedente, au fost efectuate experimentări cu amestecuri galenă-calcit și respectiv galenă-cuarț-calcit, cu un adaos de mineral transportor de $250 - 350 \text{ kg/t}$ de material solid din alimentare, având compoziția granulometrică stabilită anterior ca optimă (proba B, tab. 62).

Rezultatele obținute sunt arătate în tabelele 64 (pentru amestecul galenă-calcit) și, respectiv, 65 (pentru amestecul galenă-cuarț-calcit).

Se constată și în aceste cazuri că prin aplicarea flotației cu purtător se obțin rezultate net superioare celor obținute prin flotație obișnuită, observîndu-se însă că îndeosebi în cazul amestecului galenă-calcit rezultatele nu sunt la nivelul celor obținute la experimentările cu amestec galenă-cuarț, atât calitatea concentratelor, cit și extracțiile de metal situîndu-se la un nivel mai scăzut. Aceasta se datorează, probabil — așa cum s-a văzut în cadrul cercetărilor prezentate anterior cu privire la flocularea selectivă — tendinței de coagulare reciprocă a particulelor fine de galenă și calcită, care nu a putut fi complet împiedicată prin adaosul de silicat de sodiu folosit. În scopul îmbunătățirii acestor rezultate, s-a încercat posibilitatea realizării, cel puțin parțial, a unei floculări selective a particulelor de calcit, îndeosebi a celor foarte fine, care să nu mai impurifice, la flotație, concentratul de galenă.

În cadrul acelorași cercetări privind flocularea selectivă, s-a arătat că utilizarea unui polimer anionic (Separan-AP 30) duce la flocularea calcitei, în bune condiții, îndeosebi la pH alcalin. De asemenea, privitor la galenă, s-a arătat că în prezența Na_2S — în concentrații suficiente ($> 10^{-3} \text{ M/l}$) pentru a produce o suspensie stabilă — acțiunea floculantilor anionici este complet anihilată față de acest mineral. (Menționăm că — așa cum s-a arătat — la concentrații mici de Na_2S ($< 10^{-3} \text{ M/l}$) se produce coagularea particulelor de galenă, care este accelerată prin adaos de floculant anionic).

Luînd în considerare cele de mai sus, au fost executate experimentări de flotație cu purtător, cu amestec galenă-calcit, în condițiile de lucru arătate mai înainte; în plus, s-a adăugat în tulbureala de flotație Na_2S ($0,3 \text{ kg/t}$ de alimentare) și polimer anionic, Separan-AP 30 ($0,025 \text{ kg/t}$ de alimentare). Adaosul de mineral transportor (proba B, tab. 62) a fost de 250 kg/t .

În timp ce Na_2S a fost adăugată în vasul de condiționare a tulburărilor înainte de flotație, privitor la locul de adăugare a polimerului anionic



TABELUL 64

Rezultatele experimentărilor de flotație cu purtător (amestec galenă-calcit)

Proba de mineral transportor	Cantitatea de mineral transportor, kg/t	Produse	Extracția în greutate, %	Conținut de metal, %	Extracția de metal, %	Consum colector, g/l	Timp flotație, min
B	—	Concentrat	18,8	26,23	63,25	400	10
		Steril	81,2	3,57	36,75		
		Alimentare	100,0	7,90	100,00		
	—	Concentrat	10,75	42,20	55,00	400	3
		Steril	89,35	4,16	45,00		
		Alimentare	100,00	8,26	100,00		
	250	Concentrat	35,80	57,62	88,75	550	
		Steril	64,20	4,07	11,25		
		Alimentare	100,00	23,21	100,00		
	250	Concentrat	30,20	64,76	80,30	550	2
		Steril	69,80	6,87	19,70		
		Alimentare	100,00	24,36	100,00		
	250	Concentrat	39,10	55,30	90,50	550	4
		Steril	60,90	3,73	9,50		
		Alimentare	100,00	23,86	100,00		
	350	Concentrat	38,10	64,90	92,59	600	3
		Steril	61,90	3,20	7,41		
		Alimentare	100,00	26,70	100,00		

s-a ținut seama de rolul important pe care îl joacă atât durata, cât și intensitatea agitației, știut fiind că o agitare puternică și prea îndelungată influențează nefavorabil formarea flocoanelor. Ca urmare, polimerul a fost adăugat în celula de flotație (sub forma unui jet fin de soluție (0,01%)) în condițiile unei agitații slabe care a durat 2 min; s-a trecut apoi la flotație, agitarea fiind cea adecvată acesteia. Rezultatele obținute la dureate de flotație, care au variat între 1' 30'' și 3', sint arătate în tabelul 66. În condițiile aplicate se obțin rezultate sensibil superioare celor precedente; prezența floculantului anionic utilizat nu a influențat defavorabil procesul flotației.

Cu creșterea timpului de flotație de la 1' 30'' la 3', scad sensibil pierderile de galenă în steril; aceasta datorită, probabil, în parte, și faptului că prelungirea dureatei agitației duce la ruperea unor flocoane de calcită și liberarea particulelor de galenă antrenate în acestea, care pot fi astfel flotate.

Rezultă deci că în unele cazuri se poate obține o îmbunătățire a rezultatelor flotației cu purtător, prin realizarea — în condiții determinate experimental — a floculării, cel puțin parțiale, a compozițiilor neutili (îndeosebi a particulelor de finețe înaintată).



TABELUL 65

Rezultatele experimentărilor de flotație cu purător (amestec galenă-cuarf-calcit)

Proba de mineral transportor	Cantitatea de mineral transportor, kg/t	Produse	Extracția în greutate, %	Conținut de metal, %	Extracția de metal, %	Consum colector, g/t	Timp flotație, min
B	—	Concentrat	18,00	27,40	63,20	400	10
		Steril	82,00	3,50	36,80		
		Alimentare	100,00	7,80	100,00		
	—	Concentrat	9,50	46,00	55,30	400	3
		Steril	90,50	3,90	44,70		
		Alimentare	100,00	7,90	100,00		
	250	Concentrat	33,10	67,97	92,75	550	3
		Steril	66,90	2,63	7,25		
		Alimentare	100,00	24,25	100,00		
	250	Concentrat	29,30	72,70	88,50	550	2
		Steril	70,70	3,92	11,50		
		Alimentare	100,00	24,10	100,00		
	250	Concentrat	36,85	58,90	94,84	550	4
		Steril	63,15	1,87	5,16		
		Alimentare	100,00	22,86	100,00		
	350	Concentrat	37,15	70,30	96,31	600	3
		Steril	62,85	1,59	3,69		
		Alimentare	100,00	27,10	100,00		

TABELUL 66

Rezultatele experimentărilor după tehnologia combinară: flotație cu purător — floculare selectivă

Proba de mineral transportor	Cantitatea de mineral transportor, kg/t	Produse	Extracția în greutate, %	Conținut de metal %	Extracția de metal, %	Consum colector, g/t	Timp flotație min
B	250	Concentrat	29,0	69,75	85,6	550	1'30''
		Steril	71,0	4,80	14,4		
		Alimentare	100,0	23,61	100,0		
	250	Concentrat	30,8	67,70	89,60	550	2
		Steril	69,2	3,50	10,40		
		Alimentare	100,0	23,25	100,00		
	250	Concentrat	33,0	68,85	94,40	550	3
		Steril	67,0	2,10	5,60		
		Alimentare	100,0	24,10	100,00		



3. Concluzii

Cercetările efectuate au arătat că aplicarea flotației cu purtător — utilizind ca mineral transportor fracțiuni mai grobe ale mineralului fin de separat — duce la obținerea de rezultate substanțial superioare celor obținute la flotația convențională, timpul de flotație fiind de asemenea sensibil redus.

Cercetând un aspect pînă în prezent nestudiat, acela al influenței compoziției granulometrice a mineralului transportor asupra rezultatelor flotației, s-a constatat că aceasta poate avea o influență favorabilă. Astfel, lucrînd cu mineral transportor de granulație $20-60 \mu\text{m}$, și folosind probe avînd diferite distribuții granulometrice între aceste limite, rezultatele cele mai bune au fost obținute (în condițiile adaosului minim de mineral transportor de 250 kg/t de mineral solid din alimentare și a unui timp de flotație de asemenea minim, de 3 min), atunci cînd mineralul transportor a prezentat o compoziție granulometrică cu predominanță fracțiunilor mai fine (75% fracțiunea $20-40 \mu\text{m}$; 50% fracțiunea $20-30 \mu\text{m}$); în aceste condiții particulele mineralului transportor asigură o suprafață suficient de mare pentru aderarea particulelor fine de material de flotat.

Cercetările efectuate au indicat, de asemenea, că în cazul unor minerale avînd caracteristici superficiale ale particulelor, ce conduc la rezultate mai slabe la flotație, există posibilitatea imbunătățirii acestor rezultate prin realizarea, înaintea flotației — în condiții determinante experimentale, — a floculării selective a componentilor neutili, îndeosebi a particulelor celor mai fine.

G. CONCLUZII GENERALE

Prelucrarea minereurilor foarte fine, în mod deosebit a celor neferoase, constituie o problemă de actualitate pentru țara noastră, cunoscind că în viitorii ani va trebui avută în vedere din ce în ce mai mult valorificarea unor noi acumulări de substanță minerală utile puse în evidență de cercetările geologice, multe dintre ele pe lingă conținuturi reduse prezentind și asociații foarte intime ale componentilor minerali.

Cercetările ce le-am efectuat, pornind de la analiza cauzelor flotației nesatisfăcătoare a minereurilor foarte fine, au urmărit stabilirea și fundamentarea unor noi condiții, care să ducă la reducerea sau înlăturarea acțiunii acestor cauze.

Rezultatele cercetărilor au arătat că flotația minereurilor aflate în stare de dispersie avansată necesită condiții de lucru specifice, diferite de cele utilizate în flotația convențională, precum: — folosirea unor cantități reduse de spumant (acțiunea acestuia, adăugată la acțiunea stabilizatoare a particulelor foarte fine asupra spumei, produce o flotație neselectivă); — folosirea unor cantități ridicate de colector (datorită suprafetei specifice mult mai ridicate a particulelor minerale); — consumul ridicat de colector a putut fi redus cu $30-40\%$ prin condiționarea sa în tulbureală

îngroșată, în acest fel, concentrația minimă a colectorului în faza lichidă, necesară fixării sale la suprafața particulelor minerale de flotat, putind fi realizată printr-un consum mai redus); — necesitatea unui timp de condiționare cu colector mai mare decât în mod obișnuit, precum și a unei durate prelungite de flotație (pentru a putea obține recuperări de substanță utilă în concentrat, mulțumitoare).

Experimentările efectuate au arătat, de asemenea, că starea de dispersie înaintată a unor minerale face ca acestea să floteze în condiții diferite de cele obișnuite (de exemplu, cazul blendei care nu flotează de loc fără o prealabilă activare, condițiile de utilizare ale activantului, determinate pe cale experimentală, impunându-se a fi strict respectate).

Experimentările de flotație diferențială executate cu amestecuri sintetice de trei și patru compoziții (galenă-blendă-cuarț și respectiv galenă-blendă-pirită-cuarț), aflate în intregime sub 30 μm (circa 50% < 10 μm), au arătat că în condițiile de lucru specifice, stabilitate, poate fi realizată o bună selectivitate, indicii tehnologici obținuți fiind de asemenea mulțumitori.

Studiul comportării la flotație a diferitelor clase granulometrice — utilizând în acest scop relația care exprimă recuperarea de substanță utilă în funcție de timpul de flotație — a pus în evidență scăderea flotabilității mineralelor (respectiv a coeficientului vitezei de flotație și ca urmare a recuperării de substanță utilă obținută într-un anumit timp), odată cu scăderea dimensiunii particulelor; s-a constatat că îndeosebi clasa <10 μm prezintă proprietăți de flotație inferioare în raport cu celelalte clase granulometrice.

Studiul influenței aerăției asupra flotației minereurilor foarte fine, avind la bază relația care exprimă legătura între principalele mărimi caracteristice ale aerăției, determinate experimental (debitul de aer diametrul mediu al bulelor de aer, durata medie de trecere prin celulă a bulelor de aer, viteză medie a bulelor de aer în raport cu lichidul) și coeficientul vitezei de flotație, a pus în evidență faptul că acționind asupra condițiilor de aerăție (determinate de debitul de aer și turăția rotorului) se poate obține o ameliorare sensibilă a vitezei de flotație a diferitelor clase granulometrice (creștere ce variază între 50—70%); prin acțiunea aerăției nu este posibilă însă realizarea unei flotații a claselor foarte fine la nivelul aceleia a claselor mai mari.

Pe baza concluziilor trase s-a cercetat posibilitatea ameliorării — prin acțiunea aerăției — a flotației diferențiale a unor minereuri neferoase foarte fine (aceleași amestecuri sintetice de trei și patru compoziții studiate mai înainte); s-a stabilit astfel, că prin aplicarea noilor condiții de aerăție, stabilitate ca optimă, se realizează o creștere importantă a vitezei medii de flotație (cu circa 48%), care se traduce prin scurtarea duratei de flotație și deci prin mărirea capacitatei mașinii de flotație (cu circa 33%).

Pe baza mai multor serii de experiențe s-a ajuns la concluzia că, cel puțin pentru cazul studiat, variația aerăției tulburelui — între anumite



limite, determinate experimental — care se traduce prin importante variații ale vitezei de flotație, nu afectează practic de loc curbele de preparare ale minereului respectiv.

Cercetările prin care s-a urmărit aplicarea flotației cu aer degajat din soluție (flotația cu vacuum), în locul flotației convenționale, au indicat posibilitățile deosebit de favorabile ale acesteia din urmă, în domeniul particulelor foarte fine. Experimentările comparative au pus în evidență rezultatele net superioare ce se pot obține la flotația cu vacuum, față de flotația convențională, realizându-se o îmbunătățire apreciabilă a indicilor flotației, deosebit de accentuată în cazul fracțiunii granulometrice cele mai fine ($<10 \mu\text{m}$); practic flotația acestei fracțiuni se realizează la același nivel cu al fracțiunilor mai mari.

De altfel, analiza relației, care exprimă legătura între principalii parametri ai flotației cu aer degajat din soluție și extracția de substanță utilă în concentrat, a arătat că la flotația cu aer degajat din soluție nu sunt de așteptat diferențe importante privitor la flotabilitatea particulelor fine, comparativ cu a celor mai mari.

Experimentările sistematice efectuate au permis adâncirea cunoașterii flotației cu vacuum, în sensul stabilirii modului în care intervin principali parametri, a limitelor între care aceștia acționează, și anume : gradul de reducere a presiunii, timpul de ședere a tulburelui în celula de flotație, raportul lichid/solid al tulburelui, precum și consumul de colector și respectiv de spumant.

Experimentările comparative de flotație cu vacuum și de flotație convențională, efectuate cu amestecuri polidisperse de minerale sulfuroase fin măcinate ($100\% <30 \mu\text{m}$; $\sim 50\% <10 \mu\text{m}$), constituise din doi, trei și patru componente, arătind în toate cazurile obținerea de indici sensibili superiori la flotația cu vacuum, au pus din nou în evidență posibilitățile favorabile pe care le prezintă flotația cu aer degajat din soluție în cazul minereurilor neferoase foarte fine.

Dintre procedeele noi privind tratamentul minereurilor foarte fine, flocularea selectivă, utilizând polimeri sintetici, ne-a atras atenția — cel puțin la prima vedere — prin simplitatea sa. Procedeul este încă în faza studiului în laborator, în scopul găsirii celor mai adecvate condiții pentru realizarea de separări cât mai eficiente.

Prin cercetările efectuate s-a urmărit aducerea unor contribuții la determinarea posibilităților de aplicare a acestui procedeu la concentrarea minereurilor neferoase foarte fine.

Luind în considerare rezultatele cercetărilor întreprinse pînă în prezent, că și observațiile făcute în timpul experimentărilor efectuate, se poate afirma că la baza floculării selective cu polimeri sintetici stă, mai degrabă decît adsorbția selectivă a acestora pe unele minerale, împiedicarea selectivă a adsorbției lor pe anumite suprafețe minerale ; aceasta este realizabilă prin tratamente prealabile ale suspensiilor minerale, utilizând anumiți reactivi „modificatori” (prin analogie cu flotația). S-a arătat că fiecare caz potențial pentru flocularea selectivă necesită o cerce-



tare specifică și suficient de detaliată în scopul unei căi mai bune cunoașteri a proprietăților superficiale ale particulelor minerale fin disperse ce intră în discuție, a comportării lor în diferitele condiții de lucru, impuse sau create, funcție de rezultatele ce se urmăresc.

Experimentările efectuate cu amestecuri bi și triminerale, alcătuite prin folosirea cuarțului, calcitei și galenei ($100\% < 20 \mu\text{m}$; $47 - 50\% < 5 \mu\text{m}$) au arătat posibilitatea realizării unor separări mulțumitoare, prin aplicarea acestui procedeu în unele cazuri (ca acela al amestecului galenă + cuarț) putindu-se obține produse de calitate, cu recuperări ridicate. Alte cazuri, ca cel al amestecului bimineral galenă + calcită sau trimineral galenă + + cuarț + calcită, constituie exemple de sisteme la care dificultățile ce apar la separare pot fi înlăturate prin aplicarea de tratamente incluzând utilizarea unumitor reactivi dispersanți și modificatori, în final fiind posibilă realizarea de rezultate mulțumitoare.

Experiențele au permis, ca pe lîngă unele principii ce stau la baza floculării selective, să se pună în evidență modul în care intervin o serie de factori de natură chimică și fizică, determinanți pentru desfășurarea procesului, precum : caracteristicile mediului de dispersie, pre-tratamentul suspensiei înaintea fazei de floculare, conținutul de solid în suspensie, raportul dintre compoziții minerali floculabili și nefloculabili prezente, aplicarea mai multor stadii (redispersia și retratarea de către 1 – 2 ori a fracțiunii floculate), mărimea flocoanelor.

Cercetările întreprinse arată perspectivele interesante pe care le prezintă procedeul floculării selective a minereurilor foarte fine, cu polimeri sintetici, cu atât mai mult ca că, pe de o parte, desfășurarea procesului respectiv, având multe analogii cu flotația diferențială, permite utilizarea vastei experiențe ciștigată în acest domeniu, iar pe de altă parte, aplicarea floculării selective, în afară de controlul strins al unor parametri legați de interacțiunea mineral-reactiv, nu impune folosirea unor utilaje dificil de exploatat (tancuri de îngroșare, mai înalte și de diametru mai mici decât cele obișnuite, cu trecerea unui curent ascendent de apă de spălare prin fracțiunea floculată, în scopul realizării unei separări optime).

Dintre procedeele aplicate cu bune rezultate într-un număr destul de restrâns de cazuri cunoscute de noi, ne-a atrăs atenția acela al ultraflotației, sau flotației cu purtător a minereurilor foarte fine, un procedeu care față de flotația convențională nu implică decât adăosul în tulbureala conținând particulele foarte fine de flotat, a unor particule mai grobe, așa numite „transportoare”, procesul flotației desfășurindu-se apoi în condiții obișnuite.

Deși aparent simplu, acest procedeu foarte puțin studiat din punct de vedere al cunoașterii mecanismului său de bază, nu și-a găsit decât o aplicare restrânsă ; în prezent însă, cind tratamentul minereurilor foarte fine a devenit o problemă de importanță mereu crescîndă, acestui procedeu începe să se acorde atenție, pentru început mai ales din punctul de vedere al cunoașterii principaliilor parametri care intervin.



În acest cadru, luând în considerare posibilitatea aplicării flotației cu purtător la concentrarea minereurilor neferoase foarte fine, utilizând ca mineral transportor fracțiuni mai grobe ale mineralului fin de separat, am cercetat un aspect pînă în prezent de loc studiat, și anume acela al influenței compoziției granulometrice a mineralului transportor asupra rezultatelor flotației. Experimentările sistematice efectuate au arătat că atunci cind mineralul transportor (de granulație 20–60 μm) a prezentat o distribuție granulometrică cu predominantă fracțiunilor mai fine (75% fracțiunea 20–40 μm ; 50% fracțiunea 20–30 μm), rezultatele obținute, în condițiile unui adaos de transportor și timp de flotație minime, au fost sensibil superioare.

S-a arătat totodată că rezultatele mai puțin satisfăcătoare, obținute la aplicarea flotației cu purtător, în cazul unor minereuri mai dificil de separat, pot fi ameliorate prin aplicarea unei tehnologii combinate flotație cu purtător-floculare selectivă, în cadrul căreia se realizează în prima etapă flocularea componenților neutili, indeosebi a particulelor celor mai fine.

Prin cercetările efectuate au fost determinate și fundamentate noi condiții de lucru corespunzătoare flotației minereurilor foarte fine (regim de reactivi, durata flotației, aerăția), adecvate stării înaintate de dispersie a mineralelor prezente în tulbureală, stabilindu-se totodată modul în care acestea acționează în procesul flotației.

Pe de altă parte, au fost experimentate noi procedee (flotația cu aer degajat din soluție, flocularea selectivă, flotația cu purtător), aplicabile minereurilor neferoase foarte fine, stabilindu-se principalii parametri ai acestor procedee și modul în care ei intervin în desfășurarea proceselor respective și arătindu-se totodată, prin experimentările efectuate, performanțele ce pot fi obținute la aplicarea lor.

Cercetările prezентate pun în evidență perspectivele favorabile ale tratării minereurilor cu asociații foarte intime ale componenților minerali, considerate pînă în prezent greu preparabile, uneori chiar nepreparabile.

BIBLIOGRAFIE

- A d o r j a n L. A. (1968) Some aspects of flocculation, *Coal preparation, july/aug. and sept./oct.*, London.
- B e c h e r P. (1957) Emulsions, Theory and Practice, Reinhold Publishing Co., New York.
- B e r g e r G. S. (1962) Flotiruemosti mineralov, Gosgortehizdat, Moskva.
- B l a z y P. (1970) La valorisation des minerais, Presses Universitaires de France, Paris.
- (1973) La flocculation et les floculants, Industrie Minérale, No. spec. Minéralurgie, 3, nov., Saint-Etienne.
- B o e g l i n J. C. (1969) Mécanisme de la flocculation des suspensions colloïdales par les hauts polymères synthétiques, Thèses. Fac. des Sciences, Univ. Nancy, Nancy.
- C a s e s J. M. (1966) Sur la determination du point de charge nulle des tectosilicates en milieux aqueux, C. R. Acad. Sci., 262, Paris.
- C o l l i n s D. N., Read A. D. (1971) The treatment of slimes, Minerals Science and Engineering, april, Johannesburg.



- D e r j a g i n B. V., D u c h i n S. S. (1961) Theory of flotation of small and medium size particles, *Bull. Instn. Mining Metallurgy Trans.*, 70, febr., 651, London.
- D o b r e s c u L., G e o r g e s c u B. (1957) Încercări de laborator pentru prepararea substanțelor minerale utile, *Ed. Tehn.*, București.
- (1963) Prepararea cărbunilor, *Ed. Tehn.*, București.
 - (1970) Fenomene de suprafață la metale și aliaje, *Edit. Acad. R.S.R.*, București.
- E i g e l e s M. A. (1964) Osnovi flotačii nesulfidnyh mineralov, *Izdatelstvo Nedra*, Moskva.
- F r o m m e r D. W. (1968) Preparation of nonmagnetic taconites for flotation by selective flocculation, *8th Int. min. proc. congr.*, Paper D-9, Leningrad.
- G a u d i n A. M., M a l o z e m o f f P. (1933) Recovery by flotation of mineral particles of colloidal size, *Journal of phys. chem.*, 37, Washington.
- (1957) Flotation, *Mc Graw-Hill Book Company*, New York.
- G l e m b o t k i V. A., K l a s s e n V. I., P l a c e s i n I. N. (1961) Flotačiia, *Gosgortehizdat*, Moskva.
- (1972) Fizico-chimiia flotačionnih processov, *Izdatelstvo Nedra*, Moskva.
- G r e e n E. W., D u k e J. B. (1962) Selective froth flotation of ultrafine minerals of slimes, *Mining Engineering*, 14, oct., New York.
- G r i o t O., K i t c h e n e r J. A. (1965) Role of surface silanol groups in the flocculation of silica suspensions by polyacrilamide, *Trans. of the Faraday Soc.*, 61, 509, New York.
- G r o u n d s A. (1964) Fine-particle treatment by ultraflotation, *Mine and Quarry Engineering*, march, London.
- G r ü n d e r W., S i e m e n s W., K a u f m a n I. F. (1956) *Erzmetall*, Band IX, p. 559–608, Goslar.
- (1957) Aufbereitungskunde, Band II, Arbeitsmethoden im Aufbereitungslaboratorium, *Herman Hübener Verlag-Abl. Technischer Verlag*, Wilhelmshaven.
- H a r k i n s W. D. (1952) The physical chemistry of surface films, *Reinhold Publishing Co.*, New York.
- H a s e m a n J. F. (1953) Selective flocculation of colloidal phosphate ore in the presence of clay, *U. S. Patent* 2.660.303.
- H a v r e H. (1952) Préparation mécanique et concentration des minéraux par flotation et sur liqueurs denses, *Librairie polytechnique Ch. Béranger*, Paris.
- H e a l y T. W. (1961) Flocculation-dispersion behaviour of quartz in the presence of a polyacrilamide flocculant, *Journal of Colloid Sci.*, 16, 609–617, New York.
- La Mer V. K. (1962) The adsorption-flocculation reactions of a polymer with an aqueous colloidal dispersion, *J. Phys. Chem.*, 66, 10, 1835–1838, New York.
 - (1963) The role of filtration in investigating flocculation and redispersion of colloidal dispersions, *J. Phys. Chem.*, 67, 15, 2417–2420, New York.
- H e a l y T. W., La Mer V. K. (1964) Flocculation of mineral dispersions by polymers, 7th Int. min. proc. congr., Gordon and Breach Publishers, New York.
- H e l l e r W., P u g h T. L. J. (1960) "Steric" stabilisations of colloidal solutions by adsorption of flexible macromolecules, *Polymer Sci.*, 57, 203–217, New York.
- H u b e r P a n u I. (1956) Prepararea minereurilor și cărbunilor, Manualul inginerului de mine, Vol. VI, *Ed. Tehn.*, București.
- (1956) Contribuții la studiul cinetic al flotačiei, *Comunicările Acad. R.P.R.*, t. VI, nr. 1, București.
 - Georgescu B. (1961) Cercetări privind influența aerăției asupra cineticii flotačiei, *Studi și cercetări de metalurgie*, Acad. R.P.R., 6, nr. 1, București.

- H u b e r P a n u I., P a n d e l e s c u C., P r o t o p o p e s c u A. (1964) Contribuții la studiul flotației minereurilor foarte fine cu aer degajat din soluție, Studii și cercetări de metalurgie, *Acad. R.P.R.*, 9, nr. 2, București.
- (1965) Asupra cineticii flotației cu aer degajat din soluție, *Studii și cercetări de metalurgie*, *Acad. R.P.R.*, 10, nr. 1, București.
 - P a n d e l e s c u C. (1968) Recherches concernant la flottation des minéraux sulfurés très finement broyés, 8 Congr. International de Prep. des Minerals, Comunic. D-2, Leningrad.
- I w a s a k i I., C a r l s o n W. Y., P a r m e r t e r S. M. (1969) The use of starches and starch derivatives as depressants and flocculants in iron ore beneficiation, *Trans. Am. Inst. Min. Engrs.*, 224, New York.
- K a k o v s k i i I. A., G r e b n e v A. N., S i l i n a E. I. (1961) *Tværlne metalli*, 8, p. 7–17, Moskva.
- K l a s s e n V. I., M e s c e r i a k o v I. F. (1956) *Dokl. Akad. Nauk S.S.S.R.*, 121, 4, p. 697–699, Moskva.
- M o k r o u s o v V. A. (1959) Vvedenie v teoriu flotației, *Metallurgizdat*, Moskva.
 - M e s c e r i a k o v I. F. (1960) Obogașenie poleznih iscopaemih, Izd., AN S.S.S.R., p. 53–59, Moskva.
 - (1960) Theoretical basis of flotation by gas precipitation, *International Mineral Processing Congr.*, I.M.M., p. 309–322, London.
- K r u y t H. R. (1952) *Colloidal Science*, Vol. I, *Elsenier*, Amsterdam.
- K u z k i n S. F., N e b e r a W. P., Z o l l i n S. N. (1964) Aspects of the theory of suspensions flocculation by polyacrylamides, 7 Int. Min. Proc. Congr., *Cordon and Breach Publishers*, New York.
- L i n k e W. F., B o o t h R. B. (1960) Physical chemical aspects of flocculation by polymers, *Trans. AIME*, 217, New York.
- M e l o y T. P. (1962) The treatment of fine particles during flotation, Froth Flotation, 50 Anno, *AIMME Inc.*, New York.
- M i c h a e l s A. S. (1954) Aggregation of suspensions by polyelectrolytes, *Ind. and Engng. Chem.*, 46, 7, Washington.
- M i hăilescu L., T u l l i n D. (1968) Utilizarea poliacrilamidei la epurarea apelor reziduale provenite din industria carboniferă, *Revista Minelor*, nr. 11, București.
- M i t r o f a n o v S. I. (1958) Selectivnaja flotația, *Metallurgizdat*, Moskva.
- (1962) Issledovanie poleznih iscopaemih na obogatimosti, *Gosgortehizdat*, Moskva.
- N e g o i u D. (1972) Tratat de chimie anorganică, Vol. I, *Ed. tehn.*, București.
- N e n i ț e s c u C. D. (1972) Chimie generală, *Ed. didact. și pedag.*, București.
- O l i v e r R. H. (1963) Guide to the use of flocculants in mineral processing plants, *Engineering and Mining Journal*, june, New York.
- O r r C., D a l l a v a l l e J. M. (1959) Fine particle measurement, *The Mac Millan Co.*, New York.
- P a n d e l e s c u C. (1974) Unele aspecte ale studiului fundamental al flotației minereurilor și aplicațiile practice, *Mine, Petrol și Gaze*, nr. 8, București.
- P e t e r s e n C., K w e i T. K. (1961) The kinetics of polymer adsorption on to solid surfaces, *J. Phys. Chem.*, 65, 1330–1333, Washington.
- P o l k i n S. I. (1960) Flotația rud olova i redkih metallov, *Gosgortehizdat*, Moskva.
- P r i e s i n g C. P. (1962) A theory of coagulation useful for design, *Ind. and Engn. Chem.*, 54, 8, Washington.
- P r y o r E. J. (1960) Mineral Processing, *Mining Publications Ltd.*, London.



- Read A. D., (1971) Selective flocculation separations involving hematite, *Trans. Instn. Min. Metall.*, Sect. C, 80, London.
- Whitehead A. (1972) Selektive Flockung bei der Verarbeitung von Schlämmen, *Erzmetall*, 25, 64–69, Stuttgart.
 - (1973) Treatment of mineral combinations by selective flocculation, 10th. Int. min. proc. congr., Paper 1, London.
- Richards R. H. Lock e C. E. (1940) Text book of ore dressing, McGraw-Hill Co., New York.
- Ruțkov A. P. (1960) Chimie coloidală (trad. din l. rusă), Ed. tehn., București.
- Schubert H. (1966) Aufbereitung fester mineralischer Rohstoffe, Band II, VEB Deutscher Verlag für Grundstoffindustrie, Leipzig.
- Sher P., Miloshevich M., Bulatovich P. (1968) Anionic flotation of croinite in an alkaline media without preliminary desliming, 8th Int. min. proc. congr., Paper D-16, Leningrad.
- Slater R. W., Clark J. P., Kitchener J. A. (1968) Chemical factors in the flocculation of mineral slurries with polymeric flocculants, 8th Int. min. proc. congr., Paper C-5, Leningrad.
- Smith H. G., Abbott J., Frangiskos A. (1957) Second Symp. on Coal Prep., p. 329, London.
- Sutherland K. L., Wark I. W. (1955) Principles of Flotation, Australasian Inst. of Mining and Metallurgy, Melbourne.
- Suwansing P., Saliman T. (1970) Particle size in flotation studies, *Canadian Mining Journal*, 91, 12, Quebec.
- Taggart A. F. (1948) Handbook of Mineral Dressing, John Wiley and Sons, Inc., New York.
- (1958) Elements of ore Dressing, John Wiley and Sons, Inc., New York.
- Usoni L. (1963) Teoria della flottazione, Jandi-Sapi Editori in Roma, Roma.
- Rinelli G., Marabini A. M., Ghiggi G. (1968) Selective properties of flocculants and possibilities of their use in flotation of fine minerals, 8th Int. min. proc. congr., Paper D-13, Leningrad.
- Van Lierde A. (1974) Flocculation and dispersion of dolomite by acrylate polymers, *International Journal of Mineral Processing*, 1, 81–100, Amsterdam.
- Wichmann A. P., Bhappu R. B. (1955) Effect of fine particle sizes on sulfide flotation, *Quarterly of the Colorado School of Mines*, 50, 2, April, Denver.
- Wollers K. (1958) Die Flotation feinskörniger Mineralien, *Bergbauwissenschaften*, 5, 12, Goslar.
- Yarar B., Kitchener J. A. (1970) Selective flocculation of minerals, *Trans. Instn. Min. Metall.*, Sect. C, 79, London.

RECHERCHES CONCERNANT LA CONCENTRATION DES MINERAIS TRÈS FINEMENT BROYÉS

(Résumé)

A. Introduction

Les besoins de plus en plus grandes de matières premières minérales de diverses branches industrielles exigent que des accumulations de substances minérales utiles tant à contenus réduits qu'à associations très intimes des composants minéraux utiles soient envisagées.



Par suite de ce fait, un problème de grande importance pour le domaine de la minéralurgie est la concentration des minérais très fins (au-dessous de 25–30 µm); ce problème apparaît :

- dans le cas des associations minérales très intimes, pour la désassociation de laquelle s'impose un broyage avancé, soit même pendant la première étape du traitement, soit pendant une étape plus avancée ;

- dans le cas où pendant le traitement des minéraux se produisent des fractions fines dont la valeur économique exige leur traitement afin d'augmenter le degré de valorisation de la matière première minière.

Les techniques actuelles de la minéralogie — exceptée la lixiviation¹ — sont soit inefficaces, soit deviennent de moins en moins efficaces une fois avec la diminution de la grandeur des particules au-dessous de 25–30 µm.

La réduction des pertes de minéraux utiles — dans le cas du traitement des fractions fines — peut être réalisée soit par l'adaptation des processus classiques, de sorte qu'elles puissent faire face à une distribution granulométrique plus grande en alimentation, soit par le développement de nouveaux processus pour le traitement des fractions de matériau fin, d'habitude éloignées.

Dans le cas de la flottation, qui de tous les procédés de la minéralurgie a les possibilités les plus larges, l'état de dispersion avancée des minéraux produit des phénomènes physiques et physico-chimique, qui sont défavorables au processus et à l'obtention d'une séparation suffisamment sélective.

Un processus comme la flottation est affecté non seulement par la petite masse des particules très fines, mais aussi par leur grande surface spécifique et l'énergie de surface élevée.

Des facteurs comme la collision de la particule avec la bulle d'air, la rupture du film d'eau entre la particule et la bulle, la floeulation, l'entraînement des schlamms dans l'écume tiennent un rôle important dû à l'effet de petite masse des particules et pour des raisons hydrodynamiques. Les surfaces couvertes de schlamms, la mise en liberté des ions en pulpe, la consommation excessive du collecteur, la rigidité de l'écume, la non-spécificité des réactifs sont, d'une part, des facteurs provenant des propriétés de surface des particules fines.

La plupart de ces facteurs peuvent affecter, tant le degré de récupération que la sélectivité générale du processus.

Certes, tous les aspects mentionnés ne sont pas évidents dans un certain système, mais il est important de souligner qu'ils ne se limitent pas à l'énergie cinétique réduite, aux surfaces recouvertes de schlamms et à la consommation élevée de réactifs, aspects qui en sont les plus discutés.

Par les recherches effectuées nous avons essayé d'élucider quelques aspects d'intérêt principal dans le domaine de traitement des minéraux très fins, surtout ceux non ferreux, jusqu'à présent insuffisamment étudiés de ce point de vue et qui constitue un problème de grande actualité pour notre pays.

Dans la première étape, nous avons tenté d'établir et d'expliquer des nouvelles conditions, plus favorables de flottation correspondantes à la finesse avancée du matériel soumis au traitement, à savoir :

- emploi d'un régime adéquat de réactifs ;
- réalisation des conditions optimums d'aération ;

¹ Dans le cas de la lixiviation, le problème principal, même quand on utilise des solvants bon marché, est la récupération économique des sels de métal des solutions fort diluées.



— utilisation, au lieu de la flottation conventionnelle, de la flottation à air dégagé de la solution (flottation à vacuum).

Nous avons étudié ensuite la possibilité d'utiliser de nouveaux processus de concentration des minerais très fins, comme : flocculation sélective, flottation à porteur ; dans ce cas-ci ayant en vue la détermination des conditions les plus adéquates de travail, nécessaires dans l'utilisation des méthodes respectives.

B. Recherches concernant la détermination des conditions de flottation et la cinétique de la flottation des minerais très fins

Les recherches ont été effectuées en utilisant un matériel complètement désassocié, à savoir, dans la première étape, des mélanges synthétiques de deux composants (galène-quartz et blonde-quartz), au-dessous de 30 µm (49—51 % étant sous 10 µm).

Le résultat de ces recherches ont démontré que la flottation des minerais en état de dispersion avancée réclame des conditions de travail spécifiques, différentes de celles utilisées dans la flottation conventionnelle, telles :

— emploi des quantités réduites de moussant (d'ordre de 5 g/t), puisque l'action de celui-ci, ajoutée à l'action stabilisatrice des particules très fines sur l'écume, conduit à une flottation non sélective ;

— emploi des quantités sensiblement plus élevées de collecteur que dans le cas de la flottation ordinaire (d'ordre de 6—800 g/t), grâce à la surface spécifique bien plus grande des particules minérales ; cette consommation élevée du collecteur peut être réduite avec 30—40 %, par son conditionnement en pulpe épaisse, ainsi la concentration minimale du collecteur en phase liquide, nécessaire à sa fixation à la surface des particules minérales qui doit être flottée, pouvant être réalisée par une consommation plus réduite ;

— nécessité d'un temps de conditionnement du collecteur plus grand que d'habitude, ainsi que d'une durée prolongée de flottation (afin d'obtenir des récupérations satisfaisantes de substances utiles en concentré).

On a constaté que l'état de dispersion avancée de quelques minéraux les détermine à flotter dans des conditions différentes que celles ordinaires ; par exemple, le cas de la blonde qui ne peut pas être flottée sans une préable activation, les conditions d'utilisation d'activant, déterminées par voie expérimentale, devant être strictement respectées.

Les expérimentations de flottation différentielles exécutées avec des mélanges synthétiques de 3 ou 4 composants (galène-blonde-quartz et respectivement galène-blonde-pyrite-quartz) broyés entièrement au-dessous de 30 µm (environ 50% < 10 µm), ont démontré que dans les conditions de travail spécifiques, établies, peut être réalisée une bonne sélectivité, les indices technologiques obtenus étant aussi satisfaisants.

Pour une meilleure connaissance du déroulement du processus de flottation des particules finement broyées on a étudié la variation des principaux indices de la flottation en fonction de la durée du processus. A partir de quelques expérimentations de flottation — exécutées dans les conditions de travail mentionnées ci-dessus — et en fonction des récupérations de métal réalisées en un certain temps, on a pu calculer les coefficients K_x de la vitesse de flottation, en utilisant la relation

$$m_x = 100 \Psi_x (1 - e^{-K_x t}), \quad (1)$$

établie par Huber Panu (1956) et qui exprime la récupération de métal utile m , pour une fraction granulométrique ayant la dimension x , en fonction du temps. Dans cette relation, Ψ_x est le rapport entre le nombre des particules de substance utile flottables de la classe granu-



lométrique x et le nombre des particules qui correspondent au contenu de substance utile de la classe respective, ou autrement dit, la récupération maximale de substance utile. Puisque pour le matériel utilisé $\Psi_x = 1$, on peut obtenir la valeur du coefficient K_x par la formule :

$$K_x = \frac{1n\ 100 - 1n(100 - m_x)}{t}, \quad (2)$$

qui résulte de la relation (1).

Afin d'apprécier le comportement à la flottation de l'ensemble du matériel, par comparaison avec des classes granulométriques composantes, on a calculé le coefficient K qui correspond à l'ensemble du matériel par la relation établie par Huber Panu (1956) :

$$K = \frac{1}{100 \cdot a} \cdot \sum_1^n a_x p_x K_x, \quad (4)$$

où :

a est le pourcentage de métal utile de mineraï ;

a_x — le pourcentage de métal utile de chacune des n classes granulométriques du mineraï ;

p_x — le rapport en %, entre le poids de la classe granulométrique x et le poids de l'ensemble de matériel.

En outre on a calculé les valeurs de la récupération de métal m pour l'ensemble du matériel, par la relation (Huber Panu, 1956) :

$$m = \frac{1}{100 \cdot a} \cdot \sum_1^n a_x p_x m_x. \quad (6)$$

Ces recherches ont mis en évidence l'abaissement de la flottabilité des minéraux (respectivement du coefficient de la vitesse de flottation et par conséquent de la récupération de substance utile obtenue dans un certain temps) en même temps avec la diminution de la dimension des particules ; on a constaté que surtout la classe $<10 \mu\text{m}$ présente des propriétés de flottation inférieures par rapport aux autres classes granulométriques.

C. Influence de l'aération sur la flottation des minéraux très fins

La détermination des conditions d'aération adéquates à la flottation des minéraux très fins — respectivement l'assurance de l'existence et du renouvellement de la surface nécessaire de bulles d'air — peut constituer un moyen d'amélioration des résultats de cette flottation.

Dans le but d'améliorer la flottation, les minéraux très fins par l'action d'une aération optimum et à partir des résultats obtenus par les recherches présentées dans le chapitre précédent, on a étudié l'influence de l'aération sur la flottation de cette catégorie des minéraux.

Les recherches effectuées par Huber Panu et Georgescu (1961) ont démontré que le débit d'air a une certaine influence sur la flottation des minéraux de granulation ordinaire, à savoir par l'agrandissement du débit d'air on réalise une augmentation de la vitesse



de flottation ; cet augmentation s'arrête toutefois à un débit d'air optimum après quoi la vitesse de flottation commence à diminuer. Ainsi on a pu établir théoriquement la relation :

$$\frac{K}{K_0} = \frac{n_Q n_T n_u}{n_D} \beta, \quad (8)$$

qui exprime la liaison entre les principales grandeurs caractéristiques de l'aération et le coefficient de la vitesse de flottation.

Ces grandeurs caractéristiques de l'aération sont :

Q — débit d'air par unité de volume de cellule, dm^3/dm^3 , min ;

D — diamètre moyen des bulles d'air, mm ;

T — durée moyenne de passage des bulles d'air, à travers la cellule, s ;

u — vitesse moyenne des bulles d'air par rapport au liquide, cm/s .

La relation (8) permet de déterminer le coefficient de la vitesse de flottation K , caractérisé par les grandeurs Q , T , D , u_D , quand on connaît une valeur de celui-ci, K_0 , à laquelle correspond les grandeurs Q_0 , T_0 , D_0 , u_{D_0} .

Dans la relation (8) on a fait les suivantes notations :

$$n_Q = \frac{Q}{Q_0}; n_D = \frac{D}{D_0}; n_T = \frac{T}{T_0};$$

$$n_u = u_D; \beta = \left(\frac{\frac{x}{D} + 1}{\frac{x}{D_0} + 1} \right)^2$$

où x est le diamètre moyen des particules minérales, mm.

Le rapport K/K_0 constitue un indice pour estimer l'action de l'aération sur la flottation.

Pour l'étude de l'influence de l'aération sur la flottation des minéraux très fins on a employé la relation (8), déterminant expérimentalement les paramètres qui interviennent dans celle relation.

Les expérimentations de flottation effectuées tout d'abord avec du mélange synthétique de galène et quartz ($100\% < 30 \mu\text{m}$, $\sim 50\% < 10 \mu\text{m}$) ont démontré qu'agissant sur les principaux paramètres de l'aération (débit d'air de tours du rotor) on peut obtenir une amélioration sensible de la vitesse de flottation de diverses classes granulométriques (augmentation qui varie entre 50—70%), chaque classe se caractérisant par une vitesse de flottation maximum, déterminée par certains conditions d'aération. Par l'action de l'aération on ne peut pas réaliser toutefois une flottation des classes très fines au niveau de celle des classes plus grossières.

Sur la foi de ces conclusions on a étudié la possibilité d'améliorer — par l'action de l'aération — la flottation différentielle de quelques minéraux non ferreux très fins (mêmes mélanges synthétiques de trois et quatre composants étudiés antérieurement) ; on a ainsi établi que par l'utilisation des nouvelles conditions d'aération considérées comme optimums on réalise une augmentation de la vitesse moyenne de flottation (d'environ 48%) qui se traduit par la diminution de la durée de flottation et donc par l'augmentation de la capacité de la machine de flottation (d'environ 33%).

En s'appuyant sur plusieurs expériences, on a pu conclure qu'au moins pour le cas étudié, la variation de l'aération de la pulpe — entre certaines limites, déterminées expérimentalement — qui se traduit par d'importantes variations de la vitesse de flottation, n'affecte pratiquement pas du tout les courbes de préparation du mineraï respectif.

D. Flottation des minéraux très fins à air dégagé de la solution

Tel qu'on a déjà observé, la flottation conventionnelle a des possibilités limitées d'assurer une existence et un rapide renouvellement d'une grande surface des bulles d'air, ainsi que de créer des bulles suffisamment petites, conditions nécessaires à la réalisation de la flottation des particules minérales très fines ; pour cette raison, d'une part, les conditions de travail sont plus défavorables, d'autre part, les performances réalisées à la flottation des minéraux très fins, sont tout à fait inférieures à celles correspondantes à la flottation des particules de grossières communes.

Le processus de dégagement des gaz dissous dans une solution présente des particularités qui indique la possibilité de son utilisation à la réalisation de la flottation des minéraux très fins dans des conditions avantageuses dont mentionnons : obtention d'une surface de bulles d'air beaucoup supérieures à celle qui est habituellement réalisée dans la flottation ; obtention des bulles de dimensions sensiblement plus petites que dans la flottation ordinaire ; apparition des bulles d'air pendant le processus de dégagement directement sur la surface des particules minérales et d'autant plus intenses que cette surface est plus hydrophobe (Klassen, 1960).

Le dégagement de l'air dissout en solution peut être réalisé soit dans les conditions d'une pression réduite (processus à vacuum), quand la plupart est en préalable saturée d'air à pression atmosphérique, et la flottation se produit à une pression plus petite que celle atmosphérique, soit saturant la pulpe d'air par l'application d'une pression élevée, la flottation se produisant ensuite à pression atmosphérique (processus par compression).

Dans les conditions de la flottation où dans l'eau se trouve plusieurs phases solides, le dégagement de l'air a lieu surtout sur les surfaces solides hydrophobes. Klassen (1969) a arrivé à cette conclusion théoritiquement, ses expériences (1960) confirmant les déductions théoriques ont montré que plus la surface solide est hydrophobe, plus un nombre plus grand des bulles d'air à un diamètre plus grand se forment sur cette surface.

Concernant la vitesse de dégagement de l'air de la solution, admettant que la température de la pulpe, l'intensité d'agitation, la concentration de la phase solide et l'hydrophobie de celle-ci restent constantes, Huber Panu (1964, 1965), a établi que, dans les conditions d'une sursaturation d'air créée par la production d'un abaissement de pression $p_1 - p_2$ la vitesse w_a de dégagement de l'air (en $\text{N cm}^3/\text{cm}^3 \text{ d'eau et seconde}$), au temps t calculé du moment de la production de l'abaissement de la pression respective, est :

$$w_a = K_a (p_1 - p_2) a e^{-at} \quad (12)$$

Dans cette relation, a est une constante qui dépend de l'intensité d'agitation de la pulpe, de la présence de la phase solide et de la vitesse de diffusion de l'azote et de l'oxygène dans l'eau, et K_a une constante qui s'exprime par :

$$K_a = \beta_N v_N + \beta_O v_O \quad (13)$$



où β_N et β_O sont les constantes de la loi de Henry correspondantes à l'azote et à l'oxygène, et v_N et v_O les volumes occupés par ces gaz en tant que composants de l'air².

Se basant sur des considérations théorétiques, on a établi pour la flottation à air dégagé de la solution quelques relations, qui exprime la liaison entre les principaux paramètres de cette flottation et la récupération de substance utile en concentré.

Ainsi, on a établi (Huber Panu, 1965) que la récupération m_1 de substance utile réalisée dans une cellule en fonctionnant en flux continu et régime permanent est donnée par la relation :

$$m_1 = \psi \frac{K(1 - e^{-a\tau})}{1 + k(1 - e^{-a\tau})} \quad (14)$$

où ψ est une caractéristique du matériel traité, représentant le rapport de la surface des particules de substance utile flottable à la surface de toutes les particules de substance utile (flottable et non flottable) qui se trouvent initialement dans la classe granulométrique en question ; τ est la durée moyenne de séjour de la pulpe dans la cellule de flottation ; a — une constante dont la signification a été montée ci-dessus, K — une constante donnée par la relation :

$$k = h \times \varphi K_a (p_1 - p_2), \quad (15)$$

où h est un coefficient de proportionnalité, \times est le rapport entre le volume d'eau et celui de la pulpe dans la cellule de flottation, et φ la proportion de la quantité d'air dégagée de la solution qui se fixe à la surface des particules de substances utile de la classe granulométrique considérée.

La grandeur φ dépend des propriétés superficielles de la substance utile, déterminantes pour la formation des bulles d'air sur la surface des particules de substance utile.

Lorsqu'on a établi la relation (14), on a envisagé que le facteur φ a la même valeur pour toutes les particules de minéral utile flottable de la classe granulométrique considérée, mais qui ne correspond pas toujours à la réalité. En effet, les propriétés superficielles, parmi lesquelles nous mentionnons la hydrophobie des particules de la même espèce minérale, ne peuvent pas être considérées identiques dans la plupart des cas, en raison de la non-homogénéité de la surface (existence sur la surface des particules de nombreuses fissures de diverses formes et grandeurs, de nombreuses microdéfauts dans le réseau cristallin, ainsi que de la présence des impuretés et du degré différent d'altération).

Cette non-homogénéité de la surface influence beaucoup le processus de fixation des réactifs à la surface des particules et par conséquent, les propriétés superficielles desquelles dépend la formation des bulles d'air sur la surface des particules ne sont pas les mêmes pour toutes les particules de la même espèce minérale ; il en résulte que les valeurs correspondantes du φ seront différentes.

Pour ce cas, on a établi (Huber Panu, 1965) la relation, qui exprime la récupération de substance utile pour une classe granulométrique (réalisée dans une cellule fonctionnant en flux continu et régime permanent) :

$$m_1 = 1 - \frac{\ln 1 + k_t(1 - e^{-a})}{k_t(1 - e^{-a})}, \quad (16)$$

² Tenant compte du contenu très réduit de l'air dans d'autre gaz hormis l'azote et l'oxygène, on n'a considéré pour simplifier que ces deux composants de l'air.



où

$$k_t = h \times \varphi_t K_a (p_1 - p_2), \quad (17)$$

φ_t étant la valeur maximum du φ (considérant que φ varie entre 0 et une valeur quelconque φ_t)

Nous mentionnons que les expériences de flottation à air dégagé de la solution, exécutées dans des conditions de flux continu et régime permanent (Huber Panu, Pandelescu, 1968) ont bien vérifié la relation (14); ces expériences ont démontré que cette relation est valable également dans le cas de son emploi pour matériel polydispersé. Cette constatation conduit à l'extension du domaine de valabilité de la relation respective pour le matériel polydispersé. D'ailleurs, en examinant les relations (14) et (15) respectivement (16) et (17) on constate que les dimensions des particules n'interviennent que si la grandeur φ aurait, pour le même minéral, des valeurs différentes en fonction des dimensions des particules. Pour établir la relation (16) on a considéré le cas où la grandeur φ a des valeurs différentes pour les diverses particules du même minéral, mais ces variations du φ sont produites par des facteurs mentionnés à cette occasion-là, facteurs qui ne peuvent pas être influencés par le diamètre des particules. Cette constatation nous permet de conclure qu'à la flottation à air dégagé de la solution il n'y a pas de différences importantes concernant la flottation des particules fines en comparaison avec les particules plus grandes (Huber Panu, Pandelescu, 1968). Il en résulte que les relations établies pour la récupération de substance utile sont valables aussi pour matériel polydispersé. Il en résulte à la fois que le domaine le plus intéressant d'utilisation de la flottation à air dégagé de la solution est le traitement des matériaux très fins, où les résultats de la flottation ordinaire sont moins satisfaisants. L'explication du fait qu'au traitement des matériaux très fins, la flottation à air dégagé de la solution, peut donner des résultats bien supérieurs en comparaison avec la flottation ordinaire, réside dans le fait que cette dernière est conditionnée par la production de la collision des particules minérales avec les bulles d'air, et la probabilité de ces collisions est d'autant plus petite que les particules sont plus petites. La flottation à air dégagé de la solution ne réclame pas la réalisation des collisions entre bulles et particules, mais seulement la précipitation de l'air dégagé de la solution sur la surface des particules, processus qui n'est pas limité par la grosseur de celles-ci.

L'analyse de la relation (14) permet de mettre en évidence la manière comment interviennent les principaux facteurs dans le processus de la flottation à air dégagé de la solution. Ainsi, la constante K peut servir comme un critère pour apprécier la flottation à dégagement de l'air de la solution. Plus la valeur de cette constante est plus grande, plus la flottation du minéral respectif se déroule avec une vitesse plus grande; de la relation respective, on voit que la récupération m_1 de substance utile augmente en même temps avec l'augmentation du K . De la relation (15) on voit que la valeur du K est d'autant plus grande que φ est plus grande, c'est-à-dire avec tant la hydrophobie et les autres propriétés superficielles du minéral considéré — comme résultat de l'action des réactifs — assure une fixation plus préférentielle, à la surface des particules respectives, de l'air dégagé de la solution. On observe également qu'une fois avec l'augmentation de la chute de pression $p_1 - p_2$ la constante K augmente, donc la vitesse de flottation augmente. Également l'augmentation du x , c'est-à-dire du rapport d'eau : solide, contribue en une certaine mesure à l'augmentation de la vitesse de flottation. Certainement, les valeurs de $p_1 - p_2$ et x — ainsi qu'on a également montré par voie expérimentale — ne doivent pas dépasser certaines limites, puisqu'alors apparaissent des conditions défavorables pour le déroulement de la flottation; ainsi, une chute de pression $p_1 - p_2$ plus grande qu'une certaine limite peut produire — par un dégagement d'air très fort — un état d'agitation trop



intense, défavorable à la formation et à la séparation de la colonne d'écume à la surface de la cellule de flottation.

De la relation (14) résulte que la récupération de substance utile m_1 augmente en même temps avec l'accroissement de τ , c'est-à-dire de la durée de séjour de la pulpe en cellule ; cet accroissement du m_1 est prononcé pour des valeurs petites du τ , est négligeable pour des valeurs du τ qui dépassent une certaine limite (du au fait que l'exponentielle e^{-x} tend très rapidement vers zéro).

Dans le cadre des recherches expérimentales effectuées on a réalisé le dégagement de l'air dissout dans la pulpe de flottation par l'application d'une pression plus petite que la pression atmosphérique (processus à vacuum) ; l'abaissement de la pression s'est produit brusquement, de sorte que durant la flottation, le dégagement de l'air a lieu à une pression constante égale à la pression inférieure fixée.

A ces expérimentations on a utilisé une installation de laboratoire originale, conçue par l'auteur.

Les premières expériences ont été exécutées avec du mélange synthétique galène-quartz à l'état polydisperse, se trouvant entièrement en dessous de 30 μm (environ 50% < 10 μm) ; le mélange contenait en moyenne 16% Pb. Les expérimentations comparatives effectuées ont mises en évidence les résultats nettement supérieurs qui peuvent être obtenus à la flottation à vacuum, par rapport à la flottation conventionnelle, en réalisant une amélioration importante des indices de la flottation, particulièrement accentuée dans le cas de la fraction granulométrique la plus fine (<10 μm) ; pratiquement, la flottation de cette fraction se réalise au même niveau que celle des fractions plus grandes.

Les expérimentations systématiques effectuées ont permis de connaître mieux la flottation à vacuum, surtout la manière comment interviennent les paramètres principaux et les limites entre lesquelles celle-ci agit.

Ainsi, on a mentionné l'existence d'une certaine quantité optimum de collecteur, nécessaire à la réalisation d'un degré correspondant d'hydrophobie de la surface des particules de substance minérale utile présentes dans la pulpe, pour créer les conditions de fixation sélective des bulles d'air dégagées de la solution sur ces particules et donc de leur flottation. On a également constaté que l'addition de moussant, dépassant la limite assez petite, établie comme optimum, provoquant l'augmentation de la qualité d'air dégagé de la solution, conduit à la réduction de la sélectivité de la fixation des bulles d'air sur les particules fines de minérales, et par conséquent à l'accroissement de la récupération de substance utile, en même temps avec la diminution du contenu de métal en concentré et du rendement de la flottation.

Les recherches expérimentales ont aussi démontré que la flottation à vacuum la récupération de substance utile en concentré augmente avec la durée du séjour de la pulpe dans la cellule de la flottation, mais seulement jusqu'à certaines valeurs de cette durée (50–60 s), au-dessus desquelles la récupération réalisée reste pratiquement constante.

Des expériences de flottation sous vacuum effectuées à un vide entre 495 et 720 mm Hg ont montré qu'avec l'augmentation du vide a lieu une augmentation de la récupération de substance utile et en même temps une faible diminution du contenu de métal en concentré. On a constaté l'existence d'un rendement maximum de la flottation à vacuum correspondant au vide de 720 mm Hg.

Les expériences avec la variation du rapport liquide : solide de la pulpe, de 2,5 : 1 à 8 : 1, ont démontré que les indices de la flottation à vacuum varient très peu en fonction de l'augmentation de ce rapport, restant pratiquement constants.

Les expérimentations comparatives de flottation à vacuum et de flottation conventionnelle, effectuées avec des mélanges broyés (100% < 30 μm ; ~50% < 10 μm) constitués de deux,



trois et quatre composants, montrant dans tous les cas des indices sensiblement supérieurs à la flottation à vacuum, ont de nouveau mis en évidence les possibilités favorables de la flottation à air dégagé de la solution dans le cas des minéraux non ferreux très fins.

E. La flocculation sélective des minéraux très fins

Entre les nouvelles méthodes concernant le traitement des minéraux très fins, la flocculation sélective, en utilisant des polymères synthétiques, a attiré notre attention — au moins à première vue — par sa simplicité ; à ce procédé, on obtient l'agglomération de l'un des composants minéraux, les autres restant en état de dispersion et leur séparation se réalise ensuite sur la base des vitesses de sédimentation bien différentes du composant aggloméré et respectivement des composants restés en état de dispersion. La méthode n'a pas encore dépassé la phase expérimentale, afin de trouver les plus adéquates conditions en vue d'obtenir des séparations plus efficaces.

Les recherches effectuées jusqu'à présent sans établir une théorie unitaire sur le mécanisme de flocculation à polymères synthétiques, nous permettent d'énoncer un schéma de principe concernant la manière d'action des flocculants polymères. On peut conclure que l'action des flocculants polymères réside dans l'adsorption des molécules de polymère à la surface des particules minérales, chacune des chaînes polymères s'adsorbant sur plus d'une particule solide, ce qui mène à la formation des liaisons interparticules et finalement à la création d'un réseau tridimensionnel (flocons).

L'adsorption des polymères à la surface des particules minérales, en fonction de la nature physico-chimique de la surface minérale et des groupes fonctionnels du polymère, peut avoir divers types de liaisons, comme, liaison hydrogène (très commune), liaison électrostatique (parfois considérée comme un mécanisme d'échange des ions), interaction de double couche (interaction électrostatique qui a lieu entre une surface chargée et les ions de la solution) (B la zy, 1973).

Dans la plupart des cas de tels phénomènes participent de façon différente à la formation des flocons, l'efficacité d'un polymère dépendant ainsi d'un grand nombre de paramètres, déterminés essentiellement par deux facteurs (Linke et al., 1960; Kuzkin et al., 1964) : 1) état électrique de la surface minérale et types d'ions présents sur celle-ci ; 2) nature des groupements actifs du polymère, leur fonction et leur état d'ionisation. A leur tour, toutes les deux conditions d'état sont influencées par le milieu aqueux, qui peut diversifier l'interaction entre le flocculant et le minéral selon plusieurs manières.

Le pH de la suspension, qui détermine également le degré d'ionisation du polymère, modifie substantiellement les charges incluses dans la chaîne polymère et par cela la configuration de celle-ci (qui doit être linéaire) ; il en résulte donc qu'un flocculant polymère peut être efficace seulement dans un certain domaine de pH (Linke et al., 1960).

Le poids moléculaire, qui chez les polymères linéaires est proportionnelle à la longueur de la chaîne, influence les propriétés de flocculation d'un tel réactif ; une chaîne plus étendue présente un plus grand nombre de groupements actifs, ce qui signifie énergie de liaison plus élevée et possibilité d'une liaison à des distances plus étendues (Michaels, 1954; Healy et al., 1964).

La flocculation sélective à polymères synthétiques est basée, en principe, sur l'adsorption sélective de ceux-ci à la surface des différents minéraux ; un facteur déterminant pour la flocculation sélective est le comportement différent à l'adsorption des réactifs, qui à son tour est déterminée par les différences entre les propriétés superficielles des minéraux.



Les propriétés superficielles des particules minérales à l'état de mélange peuvent être différentes de celles des particules minérales individuelles, lorsqu'elles sont en suspension dans l'eau. Ainsi, les produits de dissolution ou d'hydrolyse (ou toutes les deux) issus d'un minéral peuvent être adsorbées par les autres minéraux existants en mélange par exemple, la calcite est assez soluble pour influencer le pH du milieu de suspension et donc pour influencer le potentiel de surface du quartz présent dans le mélange ; de plus, les ions Ca^{2+} s'adsorbent sur le quartz (Kuzkin et al., 1964 ; Slatyer et al., 1969). De façon similaire, les produits d'oxydation de la galène introduisent des ions Pb^{2+} .

Les propriétés superficielles des minéraux peuvent être influencées dans un certain sens en utilisant des réactifs modificateurs. Leur action en vue d'activer ou d'empêcher la flocculation (par analogie avec la flottation) peut être déterminée par la modification du potentiel de surface des minéraux ; ainsi, par exemple les polyélectrolytes anioniques ne seront pas adsorbés sur les surfaces fortement chargées négatif, sans que le potentiel de surface ne soit pas réduit à l'aide des certains électrolytes adéquats. De même, les réactifs modificateurs peuvent influencer le mécanisme d'adsorption des flocculants polymères, comme par exemple les cations polyvalents, qui actionnent en tant qu'activants à l'adsorption des polyélectrolytes anioniques ; un autre exemple est offert par le hexamétaphosphate de sodium qui empêche l'adsorption des flocculants anioniques sur la calcite. Par les recherches effectuées, nous avons essayé de contribuer à la détermination des possibilités d'utilisation de ce processus à la concentration des minéraux non ferreux très fins.

L'étude a conduit à la conclusion que chaque cas potentiel pour la flocculation sélective réclame une recherche spécifique et suffisamment détaillée, dans le but d'une meilleure connaissance des propriétés superficielles des particules minérales finement dispersées, de leur comportement en diverses conditions de travail, imposées ou créées, en fonction des résultats envisagés.

Ainsi, on sait que généralement les phénomènes qui déterminent la flocculation dépendent du chargement de la surface des particules minérales ; la connaissance de ce paramètre est essentielle, étant déterminée pour le choix du type de flocculant.

On doit également établir la sensibilité du minéral étudié vis-à-vis de divers flocculants, ainsi que l'influence qui peut être exercée par certains ions présents dans la pulpe provenant des autres composants minéraux présents. Dans bien des cas, il est nécessaire de déterminer l'influence des réactifs modificateurs.

Les expérimentations effectuées à mélanges bi- et triminérales, constituées en utilisant du quartz, de la calcite et de la galène ($100\% < 20 \mu\text{m}$; $47-50\% < 5 \mu\text{m}$) ont démontré la possibilité de la réalisation par l'utilisation de ce processus des séparations satisfaisantes, dans certains cas — comme celui du mélange galène + quartz — on peut obtenir des produits de qualité, à élevée récupération ; d'autres cas, comme celui du mélange biminérale galène + calcite, ou triminérale galène + quartz + calcite, constituent des exemples de systèmes dont les difficultés qui apparaissent à la séparation peuvent être surmontées par un traitement basé sur l'emploi de certains réactifs dispersants et modificateurs, finalement étant possible la réalisation des résultats satisfaisants.

Les expérimentations exécutées ont permis, qu'à côté de quelques principes de base de la flocculation sélective, de mettre en évidence une série de facteurs de nature chimique et physique déterminants pour le déroulement de ce processus.

Ainsi, la première condition qui doit être considérée est la nécessité que la suspension minérale soit initialement à l'état de dispersion, prévenant la coagulation réciproque des particules minérales à charge de signe opposé. L'un des composants au moins — à savoir le composant non floqué — doit former une suspension relativement stable (soit de façon naturelle, soit après modification par addition d'un réactif adéquat).



Un nombre de facteurs de nature physique, tels que : taille des flocons, contenu de solide en suspension, rapport entre composants minéraux présents, ainsi que l'application de plusieurs stades (rédispersion et retraitement de la fraction flokulée une ou deux fois) peuvent avoir un rôle déterminant dans la réalisation d'une séparation efficace par flocculation sélective.

Ainsi, on a constaté que si l'on travaille avec un contenu plus réduit de solide en suspension (entre 1—5 %, selon le cas), le produit flokulé réalisé (à une opération à un seul stade) est doué des qualités supérieures.

L'augmentation du contenu de solide en suspension (entre 5—10 %, selon le cas) entraîne un taux plus grand de composant non flokulé dans le sédiment fait dont la principale conséquence est la réduction de la récupération du minéral non flokulé en même temps que de la qualité du sédiment.

L'utilisation de la flocculation sélective en plusieurs stades (2—3) au cas d'une suspension à contenu plus élevé en solide (entre 5—10 %) mène à l'élibération d'une partie du minéral non flokulé entraîné dans le sédiment, ce qui se traduit par la grandeur sensible de la récupération de minéral non-fлокулированного.

En ce qui concerne le rapport entre les composants minéraux du mélange en suspension, on a constaté que l'augmentation (au-dessus de 20—30 % selon le cas) des proportions de composant flokulé conduit à l'entraînement en sédiment d'une proportion plus élevée du composant non flokulé, et comme conséquence, la diminution de la récupération de ce dernier dans la suspension surnageante.

En général, pour un mélange de minéraux donné, il y a une limite supérieure du contenu de solide en suspension ainsi que du rapport entre les composants présents, jusqu'où l'on peut réaliser une séparation efficace, avec des réactifs établis.

Dans le cas de l'augmentation au-dessus d'une certaine limite (20—30 %) de la proportion de composant flokable du mélange en suspension, on a constaté que l'emploi d'un flocculant puissant (du poids moléculaire très élevée), conduit à l'entraînement d'une proportion élevée de composant non flokulé dans les grands flocons, produits par ce type de flocculant.

Par l'utilisation — dans ce cas — des flocculants moins efficaces (au poids moléculaire modérément), qui produisent des flocons moins importants, on peut obtenir — au même contenu de solide en suspension et au même rapport des composants minéraux présents — des conditions de séparation plus favorables.

Les recherches mettent en évidence les perspectives intéressantes que présente le processus de flocculation sélective des minéraux très fins, à polymères synthétiques, d'autant plus que, d'une part, le déroulement du processus respectif présentant certaines analogies avec la flottation différentielle, permet d'utiliser la vaste expérience accumulée dans ce domaine et d'autre part, l'utilisation de la flocculation sélective, hormis le contrôle étroit de quelques paramètres liés à l'interaction minéral-réactif ne réclame pas l'emploi des outillages difficilement à exploiter (des épaisseurs plus hautes et de diamètres plus petits que ceux ordinaires, à passage d'un courant ascendant d'eau de lavage par la fraction flokulé, pour réaliser une séparation optimum).

F. Flottation à porteur des minéraux très fins

Parmi les processus qui ont eu de bons résultats pour un nombre réduit des cas connus par nous, notre attention a été attirée par celui de l'ultraflottation, où la flottation à porteur des minéraux très fins, un processus qui par rapport à la flottation conventionnelle n'implique que l'addition dans la pulpe contenant les particules très fines qui doivent être flottées de certain-



nes particules plus grossières, comme milieux transporteurs de celle-ci, le processus se déroulant ensuite dans des conditions communes.

Bien qu'en apparence simple, ce processus très peu étudié du point de vue de la connaissance de son mécanisme de base, n'a pas été utilisé que rarement ; mais à présent, quand le traitement des minéraux très fins est devenu un problème d'une grande importance, on lui accorde un intérêt particulier, surtout du point de vue de la connaissance des principaux paramètres qui interviennent.

En conséquence, tenant compte de la possibilité d'utilisation de la flottation à porteur à la concentration des minéraux non ferreux très fins, employant comme minéral transporteur des fractions plus grossières du minéral à séparer, nous avons étudié un aspect jusqu'à présent nullement analysé, à savoir celui de l'influence de la composition granulométrique du minéral transporteur, sur les résultats de la flottation.

Les recherches ont été exécutées avec des mélanges synthétiques galène-quartz, galène-calcite et galène-quartz-calcite, la proportion de galène étant dans chaque cas de 10% (dans le cas du mélange triminérale, le quartz et la calcite ont été en parties égales). La granulation de ces trois minéraux employés a été de 100% <20 µm, 47–50% étant au-dessous de 5 µm.

Les expérimentations systématiques effectuées ont démontré que lorsque le minéral transporteur (galène de granulation 20–60 m) a présenté une distribution granulométrique avec prédominance des fractions plus fines (75% fractions 20–40 µm ; 50% fractions 20–30 µm), les résultats obtenus — dans les conditions d'addition minimum de transporteur, de 250 kg/t de matériel solide d'alimentation et d'un temps de flottation également minimum de 3 min. — ont été sensiblement supérieurs ; ainsi, les particules du minéral transporteur assure une surface assez grande pour l'adhésion des particules de matériau fin à flotter.

Les recherches effectuées ont révélé que les résultats moins satisfaisants, obtenus à l'application de la flottation à porteur dans le cas des minéraux dont la séparation est plus difficile (cas du mélange galène-calcite, caractérisé par une tendance de coagulation réciproque des particules fines de galène et calcite), peuvent être améliorés par l'utilisation d'une technologie combinée, flottation à porteur — flocculation sélective, parmi laquelle se réalise dans une première étape la flocculation des composants non-utiles, surtout les particules les plus fines.

Les recherches effectuées, par les résultats obtenus, démontrent les possibilités et les perspectives favorables de la valorisation des minéraux ayant les associations très intimes de composants minéraux, beaucoup d'entre eux considérés jusqu'à présent difficiles à préparer, sinon non préparables.





Institutul Geologic al României

PLANŞA 1



Institutul Geologic al României

PLANŞA I

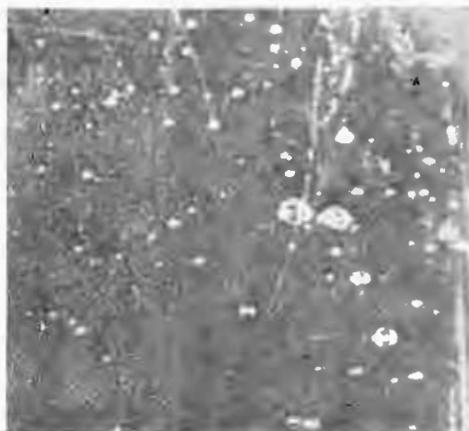
Fotografii de bule de aer la aceeaşi turăje a rotorului (1 900 rot/min) şi diferite condiţii de debit. Mărire 1,5 : 1.

Photographies de bulles d'air au même tour du rotor (1 900 rot/min) et différentes conditions de débit. Grandeur 1,5 : 1.

- Fig. 1. — Debit : $0,56 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.
Débit : $0,56 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.
Fig. 2. — Debit : $0,86 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.
Débit : $0,86 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.
Fig. 3. — Debit : $1,38 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.
Débit : $1,38 \text{ dm}^3/\text{dm}^3$, min.

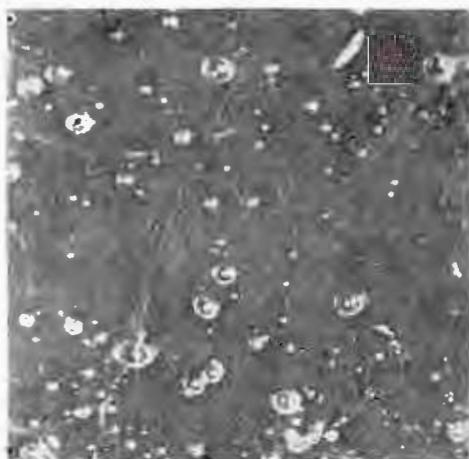


C. PANDELESCU. Concentrarea minereurilor foarte fin măcinate. Pl. I.

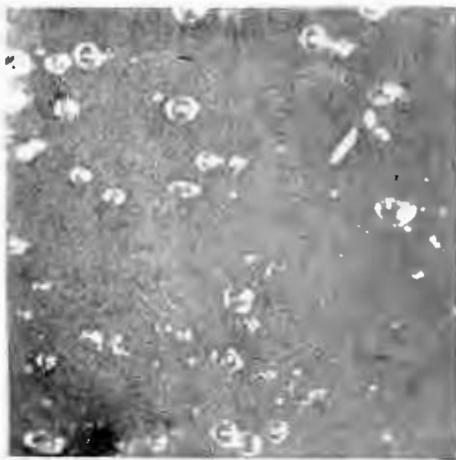


1

123/74



2



3

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 51



Institutul Geologic al României

PLANŞA II

Fotografii de bule de aer la aceeași turăție a rotorului (1 900 rot min) și diferite condiții de debit. Mărire 1,5 : 1.

Photographies de bulles d'air au même tour du rotor (1 900 rot min) et différentes conditions de débit. Grandeur 1,5 : 1.

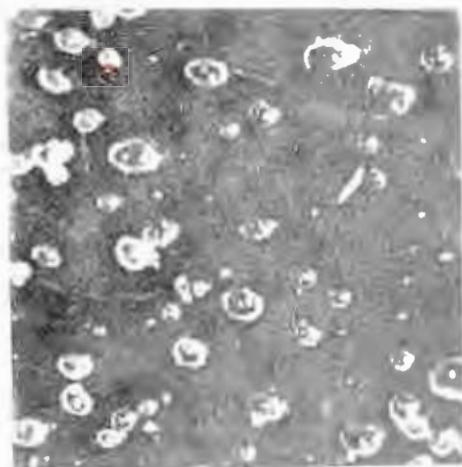
Fig. 1. - Debit : 2,50 dm³/dm³, min.
Débit : 2,50 dm³/dm³, min.

Fig. 2. - Debit : 3,50 dm³/dm³, min.
Débit : 3,50 dm³/dm³, min.

Fig. 3. - Debit : 5,00 dm³/dm³, min.
Débit : 5,00 dm³/dm³, min.

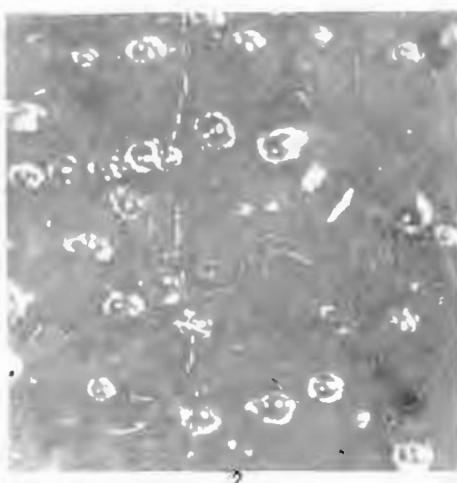


C. PANDELESCU. Concentrarea minereurilor foarte fin măcinate. Pl. II.

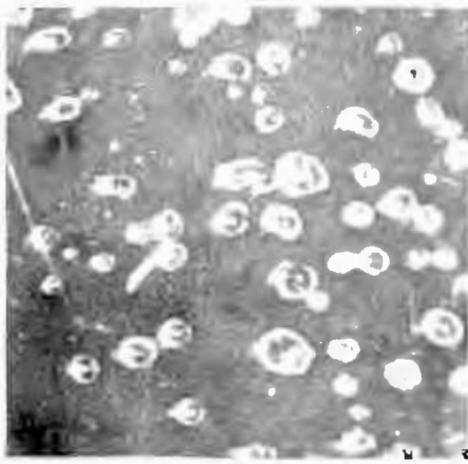


1

123/72



2



3

PLANSĂ III

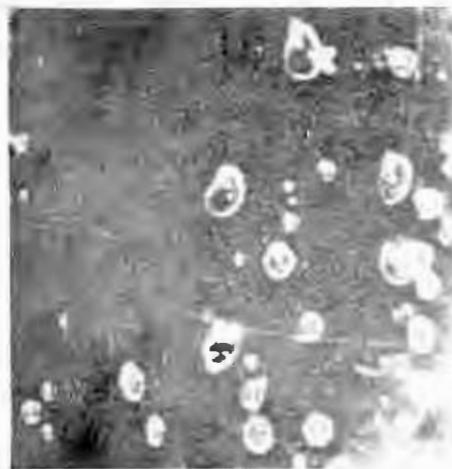
Fotografii de bule de aer la același debit ($3,5 \text{ dm}^3 \text{ dm}^{-3}$, min) și diferite condiții de turăție a rotorului. Mărire 1,5 : 1.

Photographies de bulles d'air au même débit ($3,5 \text{ dm}^3 \text{ dm}^{-3}$, min) et différentes conditions de tour du rotor. Grandeur 1,5 : 1.

- Fig. 1. Turăția rotorului: 1 600 rot min.
Tour du rotor: 1 600 rot min.
- Fig. 2. Turăția rotorului: 1 900 rot min.
Tour du rotor: 1 900 rot min.
- Fig. 3. Turăția rotorului: 2 150 rot min.
Tour du rotor: 2 150 rot min.

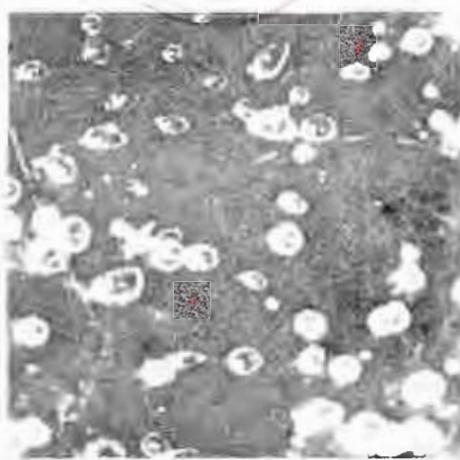


C. PANDELESCU. Concentrarea minereurilor foarte fin măcinate. Pl. III.

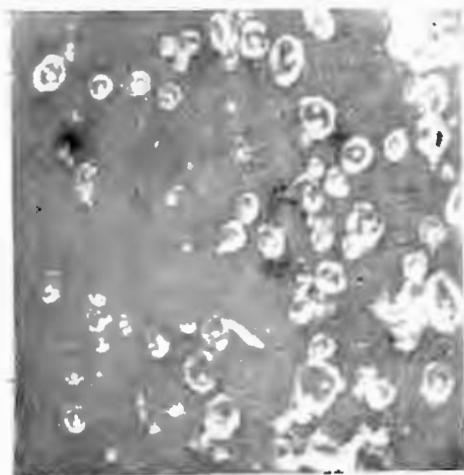


1

123/72



2



3

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 51



Institutul Geologic al României

RECENZII

DIFFERENTIAL THERMAL ANALYSIS by WERNER SMYKATZ-KLOSS printed by Springer-Verlag Berlin in 1974, completes the relevant literature with well documented work which applies to both the specialists and to those who want to initiate in this field.

In the first part the author deals with the principle of the method, the apparatus used, and makes a detailed analysis of the work conditions and of the factors which influence the transformation temperatures (endo and exothermic). He deals systematically with the modifications of peaks depending on the sample quantity, the atmosphere of the oven, the rate of heating of the reference sample, the sample granulosity, laying stress on the standardization of the work condition, having in view the obtaining of some reproducible and comparable data.

The systematic treatment of minerals, sulphides, sulphates, halides, oxides, hydroxides, phosphates, silicates allow a rapid orientation within this domain of technical analysis, especially by using diagrams in the semilogarithmical representation t (abscissa) T (ordinate) with the help of which they can easily identify 136 minerals.

In the last part, there are given some applications of differential thermal analysis in mineralogy with exemplifications regarding the influence of the chemical composition, decomposition temperature and the structural transformation; the possibility of chlorite classification on the thermic basis, the identification of di tri-octahedral minerals, and the degree of order-disorder in kaolinites.

V. Iosof

„STUDIES OF ATOMIC CHARGE DENSITY BY X-RAY AND NEUTRON DIFFRACTION – A PERSPECTIVE” – Edited by W. HOPPE and R. MASON, FRIECKR VIEWEG SOHN, Braunschwi g. 1975.

The paper „Studies of Atomic Charge Density by X-Ray and Neutron Diffraction” by W. Hoppe and R. Mason published in „Preparation and Structural Research by Diffraction Method” Pergamon Press/Friedr. Viewed Sohn, 1975, has 240 pages and 31 figures; it is made up of an introduction and three parts.

The authors are concerned with problems of systematic research of the forms of charge density proper to the structure of nonmagmatic compounds of the light atoms, especially to those with $Z < 18$.

This type of minute researches has technical peculiarities which depend on the dilemma of choosing either X-ray or neutron diffraction, but both methods, being essentially bound by



Institutul Geologic al României

the way of particle scattering and by the similar interpretation of the diffraction models, each of these methods providing with additional chemical-structural information.

The two diffraction methods provide with data, on the one hand, about the stereochemical aspect of the crystalline structure, about the spatial distribution and relative disposition of the constituent atoms, as well as information regarding the atomic charge density (in particular details of atoms) which points out the characters of the relationship, such details being in close connection either with the electronic charge distribution or with the thermal vibration of the atomic bond in a given structure; although the calculi are more complicated and ask for harder work than the stereochemical investigations, the study of the atomic charge density represents a more profound way of research the solid state, and a special attention is paid to this study.

The problems connected with the atomic charge density are divided into two categories by the authors: operational and informational; in the former category being included those which deal with the crystalline individual, carrying out the relation between the immediate results of the experiment — diffraction intensity — and the structure factor, having in view the cellular unit, while in the latter being included the problems which deal with the proper structure factor, the extent to which a correlative and clear profound study may be done at the atomic level on the whole structural information given by the diffraction phenomenon.

L. Anton



Tehnoredactor : MARIA BREBAN
Traducători : ANGELA MIRICIOIU, MONICA TOPOR
Ilustrația : V. NIȚU, CONstanțA BURLACU

*Dat la cules : august 1976. Bun de tipar : decembrie 1976.
Tiraj : 900 ex. Hirtie seris IA 70×100'56 g. Coli de tipar : 10³.
Comanda : 373. Pentru biblioteci indicele de clasificare 55(058).*

*Tiparul executat la Intreprinderea poligrafică „informația”,
Str. Brezoianu nr. 23—25, București—România*



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României