

**INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE**

SERIA B

Chimie

Nr. 46

**STUDII DE CHIMIE —
PREPARAREA MINEREURILOR**

BUCUREŞTI
1971



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

**INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE**

SERIA B

Chimie

Nr. 46

**STUDII DE CHIMIE —
PREPARAREA MINEREURILOR**

BUCUREŞTI
1971



Institutul Geologic al României

CONTENU

	Page
Maria Dumitrescu, Adela Drăgulescu. Recherches concernant la préparation du minéral complexe de Băiuț – Coasta Ursului	27
B. Georgescu, Maria Dumitrescu. Recherches concernant la mise en valeur du minéral pyriteux complexe de Vișeu – Pârâul Caprei.	42
B. Georgescu, C. Mușăteanu, Maria Borcea. Recherches concernant les possibilités de préparation du minéral complexe de Luncșoara-Bihor	66
B. Georgescu, C. Mușăteanu, Maria Borcea. Recherches concernant la préparation du minéral oro-argentifère de Văliug – Bozovici	83
I. Huber-Panu, C. Pandeleescu, U. Ene, Maria Borcea, Recherches concernant les possibilités de valorisation des gneiss ceillés de la vallée du Vîlsan (monts Făgărăș)	93
I. Huber-Panu, B. Georgescu, Angela Oprescu, Maria Borcea. Recherches concernant la valorisation de la roche à soufre du gisement Gura Hătii – zone Pietricelul	125
C. Pandeleescu, Georgeta Polici, Maria Borcea. Recherches concernant la préparation du minéral de fer de Băișoara	144
C. Pandeleescu, Georgeta Polici, Maria Borcea. Recherches concernant la valorisation de la bauxite d'Ohaba-Ponor	176



C U P R I N S

	<u>Pag.</u>
Maria Dumitrescu, Adela Drăgulescu. Cercetări privind prepararea minereului complex de la Băiuț – Coasta Ursului	7
B. Georgescu, Maria Dumitrescu. Cercetări privind valorificarea minereului piritos complex de la Vișeu – Pirlul Caprei	29
B. Georgescu, C. Mușăteanu, Maria Borcea. Cercetări privind prepararea minereului complex de la Luncheșoara – Bihor	43
B. Georgescu, C. Mușăteanu, Maria Borcea. Cercetări privind prepararea minereului auro-argentifer de la Văliug – Bozovici	67
I. Huber - Panu, C. Pandeleescu, I. Enă, Maria Borcea. Cercetări privind posibilitățile de valorificare a gnaiselor oculare de pe valea Vilsanului (munții Făgărăș)	85
I. Huber - Panu, B. Georgescu, Angela Oprescu, Maria Borcea. Cercetări privind valorificarea roci cu sulf din zăcămîntul Gura Haitii – zona Pietricelul	95
C. Pandeleescu, Georgeta Polici, Maria Borcea. Cercetări privind prepararea minereului de fier de la Băișoara	127
C. Pandeleescu, Georgeta Polici, Maria Borcea. Cercetări privind valorificarea bauxitei de la Ohaba – Ponor	159





Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA MINEREULUI COMPLEX DE LA BĂIUT – COASTA URSULUI¹

DE

MARIA DUMITRESCU, ADELA DRĂGULESCU²

Abstract

Research Concerning the Dressing of the Băiut - Coasta Ursului Complex Ore Deposit. Results of researches regarding the possibilities of dressing the Băiut-Coasta Ursului complex ore — whose more important contents are as follows : 3.65 % Pb 2.64 % Zn ; 16.5 % S — are presented. The beneficiation of all the useful elements to be found in the ore deposit is ensured by the application of a dressing scheme, which comprises a selective-collective flotation, thus obtaining a galena concentrate and a collective blende-pyrite, concentrate that is subsequently treated by selective flotation in order to obtain some separate blende and pyrite concentrates.

Acumulările de sulfuri polimetalice de la Băiut-Văratec-Botiza sunt asociate structurilor vulcanice efusive din rama sudică a lanțului vulcanic Gutii-Oaș, încadrîndu-se din punct de vedere metalogenetic în „zona Baia Mare” respectiv în extremitatea ei de SE. Mineralizațiile se dispun pe sisteme de fracturi orientate NE-SW, ce afectează aproape în totalitate formațiunile sedimentare paleogene în apropierea contactelor de corpuri de andezite cu amfiboli și piroxeni — de jereapă —. Parageneza minerală este constituită din : pirită, blendă, galenă, calcopirită și, subordonat, oligist, marcasit, tetraedrit și mispichel. Ganga este reprezentată în principal prin quart (Rădulescu et al., 1969).

Proba tehnologică, care a constituit obiectul studiului a fost colectată din filonul Coasta Ursului (sectorul Văratec-Botiza) situat pe Valea Dosului, affluent drept al văii Poiana Botiza, orientat E-W/60–70°N.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 22 mai 1970.

² Institutul Geologic București, Sos. Kiseleff 55.



CONSIDERAȚII MINERALOGICE ȘI CHIMICE

Proba tehnologică analizată este constituită din fragmente de roci sedimentare marno-grezoase intens transformate la contact, cu impregnații difuze, filonașe și cuiburi de sulfuri complexe și rareori minereu compact precum și o cantitate apreciabilă de minerale argiloase (caolinit, dickit, montmorillonit). Acestea din urmă, determinate termodiferențial, (fig. 1)

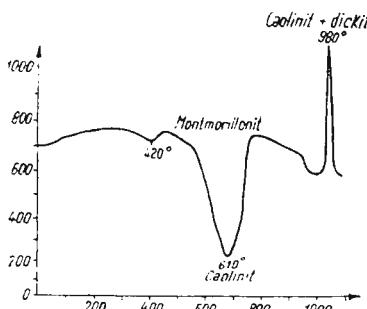


Fig. 1. — Diagrama termodiferențială.
Diagramme thermodifférenciel.

au provenit din alterarea andezitelor cu piroxeni, din care se mai văd mici fragmente cu structura complet ștearsă.

La unele eșantioane se observă geode căptușite cu cristale prismatice de cuarț de 4–5 mm și cristale aciculare de zeoliți.

Cuarțul depus pe fisurile mai largi este însoțit de pirită idiomorfă și acoperit adesea cu cruste de limonit.

Structura mineralizației este granulară și textura masivă, uneori paralelă.

Analiza chimică generală a probei cercetate a indicat următoarele conținuturi :

Elemente	Conținuturi (%)	Elemente	Conținuturi (%)	Elemente	Conținuturi (%)
Pb	3,65	Al ₂ O ₃	9,76	As	0,04
Zn	2,64	CaO	1,54	Mo	lipșă
S	16,54	MgO	1,10	Na ₂ O	0,16
Cu	urme	Mn	lipșă	K ₂ O	0,48
SiO ₂	48,27	P ₂ O ₅	0,10	Au	0,5 g/t
Fe	15,02	TiO ₂	0,36	Ag	32 g/t

Compoziția mineralologică, stabilită pe baza studiului microscopic efectuat asupra probei și corelat cu analiza chimică generală, este următoarea :

pirită (FeS ₂)	circa 28 %	cuarț (SiO ₂)	circa 23 %
marcasită (FeS ₂)		sideroză (Co ₃ Fe)	„ 2 %
galenă (PbS)	„ 4 %	minerale argiloase (caolinit, dickit, montmorillonit)	„ 12 %
blendă (ZnS)	„ 4 %		
calcopirită (CuFeS ₂)	<1 %	roca gazdă	„ 27 %

Mineralul metalic predominant este pirlita, care se prezintă fie în cristale idiomorfe, hipidiomorfe și allotriomorfe, fie ca plaje cu conture neregulate de diferite dimensiuni (0,01–5mm). Cristalele pot fi diseminate în gangă sau pot forma agregate cu structură mozaicată. Plajele de pirlita sunt fie compacte, fie fisurate în diferite direcții. O fisurare mai accentuată a piritei a dus la sfârșimarea acesteia în granule angulare cu dimensiuni foarte variabile (Pl. I fig. 1). Rareori se întâlnește pirlita ca filonașe cu grosimi submilimetrice ce străbat ganga.

Uneori pe fisuri se poate observa o nouă generație de pirlită, idiomorfă, însotind cuarțul (Pl. II fig. 3). Unele cristale de pirlită prezintă o slabă anizotropie, care poate fi pusă în legătură cu conținutul de arsen.

Alteori pirlita este transformată parțial sau total în marcasită. Marcasitizarea grăunților de pirlită se face mai întâi pe fisuri, cu începuturi de formare de marcasită lamelară, ce poate cuprinde apoi întreaga masă de pirlită; între lamelele de marcasită se înserează carbonați. Alt mod de prezentare al marcasitei este acela de mase poroase, concreționare, asociate de asemenea cu carbonați (Pl. I fig. 2). Dimensiunile cristalelor sunt cuprinse între 0,02–0,3 mm.

Asociația piritei cu ganga este avansată, întâlnită frecvent la dimensiuni de 0,1 mm (Pl. I fig. 1, 3). Asociația piritei cu galena și blenda este redusă cantitativ; dimensiunile frecvențe sunt cuprinse între 0,10–0,14mm. Galena corodează puternic pirlita. Blenda se insinuează frecvent pe fisurile din pirlită formând granule mărunte. (Pl. I fig. 4).

Galena se prezintă frecvent în cristale idiomorfe, care pot fi izolate sau în agregate, rareori cristale hipidiomorfe sau allotriomorfe și plaje întinse. Cristalele idiomorfe sunt fie cubice, fie alungite mult cu secțiuni perfect dreptunghiulare. Plajele de galenă au conture angulare care rezultă din idiomorfismul ei accentuat sau din mularea cristalelor idiomorfe de cuarț formate înaintea venirii soluțiilor care au depus galena. În acest din urmă caz se observă la microscop conture hexagonale sau prismatice de cuarț în funcție de secționarea transversală sau longitudinală a acestora. În mod obișnuit galena prezintă clivajul caracteristic în trepte și goluri triunghiulare (Pl. II fig. 1); dimensiunile cristalelor sunt cuprinse între 0,02–20 mm frecvent 0,1–2 mm.

Asociația galenei cu ganga este redusă cantitativ datorită gradului crescut de cristalinitate al galenei. Marginile cristalelor sunt rareori zimțate așa încât dimensiunile mici sunt rare. Frecvent asociația galenă gangă și galenă blendă apare la dimensiunile 0,1–0,2 mm.

Blenda ia parte aproape în măsură egală cu galena la formarea minereului. Modul de prezentare cel mai des întâlnit este în plaje de dimensiuni

variabile cu conture sinuoase, zimțate sau chiar angulare, în urma mulării cristalelor idiomorfe de cuarț. Se întâlnesc și cristale allotriomorfe și cu totul întimplător idiomorfe sau hipidiomorfe, cu dimensiuni de 0,06–10 mm, obișnuit 0,1–0,3 mm.

Asociația blendă-gangă este redusă cantitativ; apare la dimensiuni de 0,01–0,07 mm.

Asociația blendă calcopiritică este aproape constantă. Calcopirita formează incluziuni fine (0,001–0,08 mm) în blendă, rezultând astă numita „blendă cu structură pătată”. Repartizarea „picăturilor” sau „bastonașelor” de calcopiritică este în general neuniformă, numai rareori acestea săt dispuse paralel cu direcțiile cristalografice chiar pe fețele de cub sau la limitele cristalelor (Pl. II fig. 2).

Calcopirita apare cu totul subordonat față de celelalte sulfuri. În afara incluziunilor microscopic din blendă, despre care s-a vorbit mai sus, se întâlnesc sporadic cristale izolate de calcopiritică, de dimensiuni reduse (0,02–0,52 mm).

Ganga mineralizației de sulfuri polimetalice ocupă o bună parte din probă (aproximativ 64%) și este constituită din roca gazdă – roci sedimentare transformate în cea mai mare parte (cca. 27%) – și din minerale secundare: cuarț (circa 23%), sideroză (1–2%) și caolinit (circa 12%).

Studiul microscopic a pus în evidență, pe de o parte, fragmente de siltite, invadate progresiv de cuarț și silice coloidală. Acest proces de silicifiere este atât de avansat încât se ajunge la o gangă formată din cuarț și silice criptocristalină (calcedonie). Pe de altă parte, se poate constata, în unele fragmente, siderită care pseudomorfozează piroxeni – ce se recunoaște după fețele bazale (001) – smulși din peretele filonului, în zonele constituite din andezite.

Transformările hidrotermale se manifestă printr-o silicifiere progresivă.

Roca inițială – o gresie fină (silit) – are următoarea compoziție mineralologică: cuarț în granule rotunjite și semiangulare cu dimensiuni de 0,02–0,1 mm (circa 60%) granule de plagioclaz (0,04–0,1 mm), (2–3%), paete de sericit și lamele de muscovit (0,02–0,2 mm) circa 2%. Cimentul silitului ocupă cam 35% din rocă. Se observă un ciment argilos și un ciment de supracreștere format din granule fine de cuarț și silice criptocristalină (calcedonie).

Silicifierea este uneori avansată, observându-se relicte de siltite înconjurate de o masă fină de cuarț și calcedonie. Se observă în acest caz o structură paralelă ce trădează proveniența dintr-o soluție coloidală.



Silicifierea este însoțită de piritizare. Pirita prezintăndu-se fie în cristale idiomorfe, fie într-o pulbere dispusă în șiruri drepte sau sinuoase.

Alteori se observă cum acest siltit trece gradat la un pelit în care se mai disting reliete de cuarț rulat, masa fiind formată din caolinit, sericit, cuarț și pirită de neoformăție.

În unele secțiuni se observă : 1. o salbandă argiloasă, alcătuită din minerale argiloase aciculare, impregnată cu pirită, uniform diseminată ; 2. o zonă cu pirită spongiosă cu goluri sau cu minerale argiloase în interstiții și 3. o zonă în care s-a depus pirită idiomorfă din a 2-a generație, însoțită de cuarț larg cristalizat (Pl. II fig. 3).

Cuarțul este mineralul de gangă predominant (circa 23%). Apare în mase mieroeristaline echigranulare, criptocristaline, și larg cristalizate. În unele cristaile de cuarț se pot constata contururi de creștere subliniate de o pulbere fină neagră precum și striațiuni Böhn.

Din relațiile cristalelor de cuarț cu mineralele metalice și din modul în care acesta cristalizează se pot distinge trei momente de formare. Prima generație o reprezintă cuarțul microcristalin, cea de a doua cuarțul cripto-cristalin și ultima, cuarțul larg cristalizat.

Ulterior depunerii filonului au avut loc presiuni puternice care se reflectă prin extincția ondulatorie și chiar parchetată a cuarțului.

CERCETĂRI EXPERIMENTALE DE PREPARARE

Caracteristicile chimico-mineralogice ale minereului cercetat indică flotația ca singura metodă de concentrare posibilă de aplicat.

La încercările de flotație efectuate s-au urmărit două linii tehnologice și anume : flotație selectiv-colectivă cu obținerea în prima etapă a unui concentrat separat de galenă și a unui concentrat colectiv de blendă pirită, care ulterior a fost supus flotației selective pentru obținerea unor concentrate separate de blendă și de pirită ; flotație colectivă cu obținerea unui concentrat colectiv de Pb—Zn și a unui concentrat de pirită.

Datorită conținuturilor reduse de aur (0,5 g/t) și argint (32 g/t), în cadrul experimentărilor efectuate nu s-a urmărit recuperarea metalelor prețioase într-un anumit produs.

Experimentări de flotație selectiv-colectivă

Flotația primară a galenei. În scopul determinării condițiilor optime de obținere a unor concentrate de galenă cu recuperări maxime de Pb, s-au executat experimentări la care s-au variat principaliii parametri : finețea de măcinare, felul și cantitatea de reactivi modificatori și colectori.



Pentru stabilirea gradului optim de măcinare, s-au executat experimentări de flotație măcinind minereul la diferite finețe (0,15 ; 0,20 ; 0,25 mm). Examinarea datelor prezentate în tabelul 1 arată că rezultatele cele mai bune s-au obținut la finețea de 0,15 mm.

TABELUL 1

Rezultatele flotației funcție de gradul de măcinare al minereului

Măci. nare	Produse	Greut. %	Plumb		Zinc	
			conținut %	extracție %	conținut %	extracție %
- 0,15 mm.	conc. galenă	10,3	29,60	90,9	2,10	7,9
	conc. blendă-pirită	35,0	0,55	5,9	9,00	89,9
	steril	54,7	0,20	3,2	0,12	2,2
	alimentare	100,0	3,3	100,0	3,0	100,0
- 0,20 mm.	conc. galenă	13,5	20,60	80,0	4,82	21,7
	conc. blendă-pirită	22,4	2,00	12,0	9,00	73,2
	steril	64,1	0,45	8,0	0,23	5,1
	alimentare	100,0	3,5	100,0	2,9	100,0
- 0,25 mm.	conc. galenă	17,4	18,10	84,9	3,10	19,6
	conc. blendă – pirită	22,5	1,00	6,1	8,90	72,6
	steril	60,1	0,56	9,0	0,37	7,8
	alimentare	100,0	3,7	100,0	2,7	100,0

Condiții de lucru	La flotația concentratului colectiv blendă-pirită		
măcinare			
diluție (L/S)	3/1	reactivi :	
La flotația galenei reactivi		sulfat de cupru	500 gt
în moară :		xantat etil	20 „
var	1500 g/t	xantat amil	20 „
sodă	1500 „	flotanol	3 „
cianură	40 „	pH	8 „
sulfat de zinc	400 „	temp de condiționare	13 min.
		temp de flotație	4 min.
în celulă :			
var	1750 g/t	xantat etil	26 „
sodă	1500 „	xantat amil	27 „
silicat	600 „	aerofloat 242	17 „
cianură	15 „	pH	8
sulfat de zinc	150 „	temp de condiționare	35 min.
		temp de flotație	6 min.

Nu s-au executat încercări cu o măcinare mai înaintată, deoarece observațiile microscopice au arătat că minereul nu prezintă asociații avansate ale mineralelor între ele, sau între acestea și gangă (cea mai mare parte din sulfuri se prezintă în granule cu dimensiuni cuprinse între 0,1–3 mm, o parte redusă fiind cuprinsă între 0,03–0,1 mm).



Pentru realizarea unui pH favorabil flotației galenei și pentru depresearea piritei, s-a utilizat var, carbonat de sodiu și hidroxid de sodiu, în diverse combinații.

Experimentările efectuate au arătat că varul singur, în cantități mici (pînă la 1500 g/t) nu depresează suficient pirlita; în cantitate mai mare (4,5–5 kg/t) duce la rezultate mulțumitoare în ceea ce privește depresarea piritei, împiedicînd însă buna desfășurare a flotației galenei. Ca urmare, s-a încercat utilizarea varului împreună cu carbonat de sodiu și hidrat de sodiu.

Ca depresanți pentru blendă s-au utilizat sulfatul de zinc și cianura de potasiu (în raportul $ZnSO_4 : KCN = 10 : 1$).

Drept colector la flotația galenei s-a încercat mai întîi numai xantatul etilic de sodiu, rezultatele obținute nefiind însă satisfăcătoare (calitatea slabă a concentratului de galenă).

În continuare s-a utilizat xantat etilic de sodiu împreună cu xantat amilic de sodiu și cantități mici de aerofloat 242 (selectiv față de blendă și pirlită), obținîndu-se rezultate sensibil superioare.

În tabelul 2 sunt prezentate cele mai semnificative rezultate obținute la experimentările de flotație primară a galenei.

Se constată astfel că utilizînd ca reactivi alcalinizatori varul și carbonatul de sodiu, iar drept colectori xantat etilic de sodiu, xantat amilic de sodiu și cantități mici de aerofloat 242, s-au obținut concentrate primare de galenă cu 29–30% Pb, care mai conțin 2–2,3% Zn, extracția de Pb fiind de 91–95%.

Reflotarea concentratului primar de galenă. În vederea îmbunătățirii calității concentratului primar de galenă obținut, s-au efectuat experimentări de reflotare a acestuia.

Reactivi utilizați la aceste experimentări au fost: silicatul de sodiu pentru depresarea mineralelor de gangă, carbonatul de sodiu pentru alcalinizarea tulburelui și aerofloatul 243 ca reactiv colector. Rezultatele obținute și condițiile de lucru sunt prezentate în tabelul 3.

Se vede că reflotînd o singură dată concentratul primar, se poate obține un concentrat de galenă cu 56,85% Pb, reprezentînd 4,8% din întreg materialul, extracția de metal fiind de 81,8%. Luînd în considerare și plumbul ce se poate recupera prin retratarea produselor intermediare, se poate aprecia extracția finală de Pb ca fiind de 87%.

Analiza chimică a concentratului final de galenă a indicat prezența următoarelor elemente: 2,5% Zn, 5,9% Fe, 16,3% S, 13,9% SiO_2 , 3,3% Al_2O_3 .



TABELUL 2

Condițiile de lucru și rezultatele obținute la flotarea galenei

La flotați a galenei		La flotația colectivă blendă-pirită		Producție		Greutate%		Plumb		Zinc	
1		2		3		4		5		6	
măcinare diluție (I/S)	0,15 min. 3/1	reactivi: sulfat de cupru xantat amilic xantat etilic flotanol pH temp de conditionare temp de flotație	700 g/t 20 „ 20 „ 3 „ 6,5 „ 13 min. 5 min.	concentrat galenă concentrat blendă-pirită steril alimentare	12,1 32,2 55,7 100,0	28,00 0,59 0,48 3,7	88,9 4,0 7,1 100,0	2,80 6,82 0,12 2,7	12,1 79,6 8,3 100,0		
reactivi: in moară:	var sodă cianură in celulă:	1500 g/t 1500 „ 40 „ var sodă silicat hidroxid de sodiu cianură sulfat de zinc xantat amilic xantat etilic aerofloat 242 p.I.									
miçinare diluție (I/S)	0,15 mm 3/1	reactivi: sulfat de cupru xantat amilic xantat etilic flotanol	700 g/t 20 „ 20 „ 3 „	concentrat galenă	12,8	23,50	84,4		2,60	25,1	
reactivi: in moară:	var sodă cianură sulfat de zinc	1500 g/t 40 „ 400 „	pH temp de conditionare temp de flotație	6,5 13 min. 5 min.	concentrat blendă-pirită steril alimentare	35,8 51,4 100,0	1,11 0,34 3,6	10,8 4,8 100,0	6,69 0,07 2,9	73,7 1,2 100,0	



in celulă :				
var	200 g/t			
sodă	500 "			
silicat	600 "			
cianură	15 "			
sulfat de zinc	150 "			
hidroxid de sodiu	1500 "			
xantat amilic	27 "			
xantat etilic	27 "			
aerofloat 242	12 "			
pH	6,5			
temp de conditionare	35 min.			
temp de flotatie	6 min.			
macinare	0,15 mm	reactivi :	concentrat galenă	90,9
diluie (1/S)	3/1	sulfat de cupru	29,60	2,30
reactivi :		xantat etilic	10,3	7,9
in moară :		xantat amilic		
var	1500 g/l	flotanol	35,0	5,9
sodă	1500 "	pH	54,7	7,94
cianură	40 "	temp de conditionare	0,20	89,9
sulfat de zinc	400 "	temp de flotatie	100,0	0,12
var	2250 "		3,3	2,2
sodă	1500 "			100,0
silicat	600 "			
cianură	15 "			
sulfat de zinc	150 "			
hidroxid	500 "			
xantat etilic	31 "			
xantat amilic	27 "			
aerofloat 242	17 "			
pH	8			
temp conditionare	30 min.			
temp de flotatie	8 min.			



(continuare tabelui 2)

	1	2	3	4	5	6	7	8
măcinare diluție (I/S)	0,15 min	reactivi : sulfat de cupru xantat etilic xantat amilic	500 g/t 20 „ 20 „	concentrat galenă concentrat blendă-dpirită	14,8 31,4 0,33	20,74 3,1	92,0 4,9	1,80 0,24
reactivi : in moară :		flotanol pH	3	steril	53,8 0,30	3,4	100,0	8,75 86,50 4,25
var		temp conditionare	7	alimentare				100,0
sodă	1500 g/l	temp de flotajie	13 min					
cianură	1500 „		4 min					
sulfat de zinc	40 „							
in celulă :	400							
var								
sodă	200 g/l							
silicat	500 „							
	600 „							
cianură	500 „							
sulfat de zinc	150 „							
xantat amilic	50 „							
hidroxid de sodiu	1500 „							
xantat etilic	27 „							
aerofoata42	12 „							
pH	7							
temp conditionare	35 min							
temp de flotajie	8 min							
măcinare diluție (I/S)	0,15min	reactivi : sulfat de cupru xantat etilic xantat amilic	500 g/l 20 „ 20 „	concentrat galenă concentrat	11,8 33,6	28,40 0,27	95,2 2,6	2,06 8,25
reactivi : in moară :		flotanol pH	3	steril alimentare	54,6 0,14	0,14 3,5	2,2 3,5	7,8 88,7
var		temp conditionare	7		100,0	3,5	100,0	3,0 100,0
sodă	1500 g/t	temp de flotajie	13 min					
cianură	1500 „		4 min					
sulfat de zinc	40 „							
in celulă :	400 „							
var	2250 g/t							
sodă	1500 „							
silicat	600 „							
cianură	15 „							
sulfat de zinc	150 „							



xantat amilic	27 g/t					
xantat etilic	31 „					
aerofloat 242	17 „					
pH	7					
temp conditionare	35 min					
temp de flotatie	6 min					
naclinare	0,15 mm	reactivi :				
diluie (1/S)	3/1	sulfat de cupru	500 g/t	18,75	87,3	1,74
reactivi :		xantat etilic	25 „	0,72	5,0	89,1
in noari :		xantat amilic	25 „	0,60	7,7	0,12
var		flotanol	3 „	28,3	100,0	2,0
sodă		pH	7 „	53,2	3,9	3,1
cianuri	40 „	temp conditionare	13 min			
sulfat	400 „	temp flotatie	4 min			
In celula :						
var	200 g/t					
sodă	500 „					
silicat	600 „					
cianura	15 „					
sulfat de zinc	150 „					
hidroxid de sodiu	1000 „					
xantat amilic	27 „					
xantat etilic	27 „					
aerofloat	12 „					
pH	6,5 „					
temp condit.	35 min					
temp flotatie	6 min					



TABELUL 3

Rezultatele flotației primare urmată de reflotare

Produse	Greutate	Plumb		Zinc		Sulf	
		conținut %	extracție %	conținut %	extracție %	conținut %	extracție %
Concentrat final de galenă	4,8	56,85	81,8	2,51	4,00	16,30	5,0
Produs intermediar de galenă	10,0	3,40	10,2	1,42	4,75	14,02	9,0
Concentrat primar de galenă	11,8	20,74	92,0	1,80	8,75	14,76	14,0
Coneentrat colectiv de blendă-pirită	31,4	0,33	3,1	8,25	86,5	41,60	84,2
Steril	53,8	0,30	4,9	0,24	4,25	0,52	1,8
Alimentare	100,0	3,4	100,0	3,0	100,0	15,50	100,0
Condiții de lucru				aerofloat 243		18 g/t	
La reflotarea concentratului de galenă :				pH		8	
silicat de sodiu	200 g/t			temp de condiționare		6 min.	
carbonat de sodiu	800 ,,			temp de flotație		2 min.	

Flotația colectiv-selectivă blendă-pirită. Întrucât experimentările de flotație diferențială directă nu au dat rezultate mulțumitoare, în sensul că extractiile de Zn în concentratele de blendă obținute nu au depășit 40—45%, s-a trecut la experimentări de flotație, cu obținerea — după flotația galenei — a unui concentrat colectiv de blendă-pirită, care ulterior a fost supus flotației selective, pentru obținerea unor concentrate separate de blendă și de pirită.

La flotația colectivă blendă-pirită s-au utilizat ca reactivi colectori xantat amilic de sodiu și xantat etilic de sodiu; ca activant s-a utilizat sulfatul de cupru, iar ca spumant flotanolul Hoechst.

După cum se poate vedea în tabelul 4 concentratele colective blendă-pirită obținute conțin 8—10% Zn și 41—43% S, extractiile de metal corespunzătoare fiind de 86—90% pentru zinc și peste 80% pentru sulf în concentratul piroz.

În scopul separării blendei de pirită s-au executat experimentări de flotație cu concentratul colectiv, utilizându-se pentru depresarea piritelor varul (1.000—1.500 g/t), sau var împreună cu carbonat de sodiu, precum și — la unele încercări — cantități foarte mici de cianură de potasiu (20 g/t).

Drept colector s-a utilizat aerofloatul 243 în cantități mici (15—20 g/t).

Rezultatele cele mai semnificative obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelul 4. Observăm că utilizând 1500 g/t var, 20 g/t cianură și 15 g/t aerofloat 243, se poate obține un concentrat de blendă



TABELUL 4

Condiții de lucru și rezultatele obținute la flotația colectivă

Condiții de lucru la flotația selectivă blendă-pirita		Producție		Zinc		Sulf		Plumb	
	1		2	Greutate	Conținut %	Extracție %	Conținut %	Extracție %	Conținut %
reactivi :									
var	1000 g/t	concentrat blendă	4,8	45,68	74,4	17,90	5,3	1,37	1,8
aerofloat 243	15 „	concentrat pirita	26,2	0,86	7,6	48,73	78,5	0,65	4,7
pH	7 „	concentrat colectiv	31,0	7,02	82,0	44,0	83,8	0,76	6,7
temp condiționare	7 min.								
temp de flotație	2 min.								
reactivi :									
var	500 g/t	concentrat blendă	7,7	35,16	87,5	15,30	7,3	0,77	1,8
carbonat	800 „	concentrat pirita	27,3	0,27	2,4	48,50	82,4	0,50	4,1
cianură	100 „	concentrat colectiv	35,0	9,00	89,9	41,20	89,7	0,55	5,9
aerofloat 243	20 „								
pH	7,5								
temp de condiționare	11 min.								
temp de flotație	2 min.								
reactivi :									
var	1500 g/t	concentrat blendă	4,9	50,02	81,6	25,00	7,9	0,28	0,4
cianură	20 „	produs intermediar	1,5	4,80	2,4	17,50	1,7	0,45	0,2
aerofloat 243	15 „	concentrat pirita	25,0	0,29	2,5	46,25	74,6	0,34	2,5
pH	8 „	concentrat colectiv	31,4	8,25	86,5	41,60	84,2	0,33	3,1
temp de condiționare	7 min.								
temp de flotație	4 min.								
reactivi :									
var	1500 g/t	concentrat blendă	5,8	45,13	83,7	18,14	6,6	0,58	1,0
cianură	20 „	concentrat pirita	27,8	0,56	5,0	46,41	81,5	0,20	1,6
aerofloat 243	15 „	concentrat colectiv	33,6	8,25	88,7	41,53	88,1	0,27	2,6
pH	8								
temp de condiționare	7 min.								
temp de flotație	4 min.								
Condiții de lucru la flotația colectivă :									
măcinare	0,15 mm	xantat etilic	20 g/t						
diluție (L/S)	3/1	flotanol	3 „						
reactivi :		pH	7,5 „						
sulfat de cupru	500 g/t	temp de condiționare	13 min.						
xantat amilic	20 „	temp de flotație	4 min.						



cu 50% Zn, extractia in greutate fiind de 4,9%, iar extractia de metal de 81,6% (putind ajunge, prin retratarea produsului intermediar, pînă la circa 83%).

Acet concentrat mai contine 25% S; 0,28% Pb, 6,2% SiO₂; 6,4% Al₂O₃; 0,3% Cu.

Concentratul piritos rezultat ca steril la flotația selectivă blendă-pirită reprezintă 25% din întreg materialul; el contine circa 46,25% S, extractia de pirită fiind de circa 85%.

Concluzii

Aplicînd o tehnologie ce constă din flotația selectiv-colectivă, cu obținerea în prima etapă a unui concentrat de galenă și a unui concentrat colectiv de blendă-pirită, care ulterior este supus flotației selective în scopul obținerii unor concentrate separate de blendă și de pirită, se realizează în final: un concentrat de galenă cu 56,8% Pb; 2,51% Zn, 16,3% S, care reprezintă 4,8% din întreg materialul, extractia de metal fiind de 87%; un concentrat de blendă cu 50% Zn; 0,28% Pb; 25% S, extractia în greutate fiind de 4,9%, iar extractia de metal de 83%; un concentrat de pirită cu 46,25% S; 0,34% Pb; 0,29% Zn cu extractia în greutate de 25% și extractia de pirită de 83%.

Condițiile de lucru în care s-au obținut aceste rezultate sunt următoarele:

La flotația galeni
măcinare — 0,15 mm
diluția (L/S) : 3/1

reactivi :

flotația primară

în moară :

var

carbonat de sodiu

cianură de potasiu

sulfat de zinc

în celulă :

var

carbonat de sodiu

silicat de sodiu

cianură de potasiu

sulfat de zinc

xantat etil de sodiu

xantat amil de sodiu

aerofloat 242

pH

temp de condiționare

temp de flotație

1500 g/t

1500 g/t

40 g/t

400 g/t

1500 g/t

600 g/t

15 g/t

150 g/t

31 g/t

27 g/t

17 g/t

7

35 min.

6 min.

reflotare

silicat de sodiu

200 g/t

carbonat de sodiu

800 g/t

aerofloat 243

18 g/t

temp de condiționare

6 min.

temp de flotație

2 min.

La flotația colectivă blendă-pirită

reactivi :

sulfat de cupru

500 g/t

xantat etil de sodiu

20 g/t

xantat amil de sodiu

20 g/t

flotanol H

3 g/t

pH

7

temp de condiționare

13 min.

temp de flotație

4 min.

La flotația selectivă blendă-pirită

var

1500 g/t

cianură de potasiu

20 g/t

aerofloat 243

15 g/t

pH

8

temp de condiționare

7 min.

temp de flotație

4 min.



Experimentări de flotație colectivă Pb-Zn

Paralel cu experimentările de flotație diferențială s-au executat experimentări de flotație colectivă, prin care s-a urmărit stabilirea condițiilor de obținere a unui concentrat colectiv de plumb-zinc valorificabil metalurgic prin procedeul I.S.P.

Flotația colectivă primară. Realizarea dezideratului impus flotației colective primare este determinată de : realizarea unei alcalinități a tulburărilor de flotație care să asigure pe de o parte depresarea piritei, pe de altă parte flotația în condiții optime a blendei și galenei ; activarea blendei cu sulfat de cupru. Deoarece sulfatul de cupru are acțiune activantă și asupra piritei, s-a urmărit determinarea cantității de cianură de sodiu care să fie adăugată pentru a împiedica acțiunea activantă a sulfatului de cupru asupra piritei, fără să deranjeze însă flotația blendei. Totodată s-a urmărit și stabilirea celui mai indicat loc de dozare a cianurii : în celulă, în moară, sau în moară și celulă ; reactivii colectori utilizati. S-a considerat ca fiind indicată o rețetă combinată de reactivi colectori, inclusiv xantat etilic, xantat amilic și aerofloat 243 sau 211.

Rezultatele cele mai semnificative ale încercărilor de flotație colectivă primară, sunt prezentate în tabelul 5.

Conform datelor prezentate în acest tabel, se constată că rezultatele cele mai favorabile s-au obținut prin : utilizarea ca alcalinizator a varului (însă la un consum foarte ridicat 7500 g/t) ; adaosuri de cantități reduse de cianură (40 g/t) atât în moară cât și în celula de flotație ; utilizarea unei rețete combinate de reactivi colectori inclusiv xantat etilic, xantat amilic și aerofloat 211.

Prin aplicarea condițiilor menționate (tabelul 5) s-a putut obține un concentrat colectiv primar care reprezintă 20% din întreg materialul, cu 15,6% Pb și 11,6% Zn, extracțiile de metal fiind de 95,3% pentru Pb și 94,8% pentru Zn.

Flotația piritei. Sterilul de la flotația colectivă primară s-a supus unei flotații ulterioare în vederea recuperării piritei. Folosind atât acid sulfuric cât și sulfat de cupru pentru activarea piritei, și xantat amilic drept colector, s-a obținut, după cum este arătat în tabelul 5, un concentrat de pirită cu cca. 38% Fe (sau aproximativ 41–42% S), la o extracție în greutate de 28,8%, extracția în pirită fiind de 85%.

Refloatarea concentratului colectiv primar de Pb-Zn. În vederea îmbunătățirii calității concentratului colectiv primar de Pb-Zn, obținut



TABELUL 5
Rezultatele obținute la refloarea concentratului colectiv

Condiții de lucru		Producție	Plumb			Zinc			Fier		
			Greutate %	Continut %	Extracție %	Continut %	Extracție %	Continut %	Extracție %	Continut %	Extracție %
1	0,15 mm 4/l	concentrat colectiv produs intermedian steril alimentare	6,2 7,7 86,1 100,0	26,70 13,01 1,09 3,59	46,0 27,9 26,1 100,0	15,08 11,50 0,53 2,28	41,1 38,9 20,0 100,0	— — — —	— — — —	— — — —	
măcinare diluție (L/S) reactivi ; în moară :	var carbonat silicat	2000 g/t 2500 „ 600 „									
în celulă :	var carbonat cianură sulfat de cupru xantat etilic xantat amilic aerofloat 2:3	2000 „ 3000 „ 40 „ 200 „ 22 „ 22 „ 13 „ 8									
pH temp de condiționare temp de flotație	29 min 7 min										
măcinare diluție (L/S) reactivi în moară :	var cianură silicat	0,18 mm 4/l	concentrat colectiv steril alimentare	25,3 74,7 4,00,0	12,93 0,77 3,84	85,0 15,0 100,0	9,45 0,15 2,49	96,1 3,9 100,0	9,14 17,45 15,35	15,1 84,9 100,0	153
în celulă :	var cianură sulfat de cupru xantat etilic xantat amilic aerofloat 243	2500 g/t 20 „ 600 „									

pH	8,5						
temp de condiționare	68 min						
temp de flotărie	11 min						
măcinare diluție (L/S)	0,18 mm 4/1						
reactivi		concentrat colectiv produs intermediu					
în moară :	2500 g/t 20 „ var	steril	12,7 12,2	17,51 7,98	65,9 28,9	15,48 3,24	79,2 15,9
cianură silicat	1200 „	alimentare	100,0	0,22 3,37	5,2 100,0	0,10 2,48	4,9 100,0
în celulă :							
var	3500 „						
cianură	60 „						
sulfat de cupru	1600 „						
xantat amilic	57 „						
xantat etilic	57 „						
aerofloat 211	44 „						
flotanol	13 „						
pH	9						
temp de condiționare	42 min						
temp de flotărie	11 min						
La flotatia concentratului colectiv măcinare diluție (L/S)	0,18 mm 4/1	concentrat colectiv concentrat piritic steril	19,8 28,8 51,4	15,63 0,38 0,10	95,3 3,2 1,5	11,58 0,40 0,02	94,8 4,7 0,5
reactivi		alimentare	100,0	3,25	100,0	2,48	100,0
în moară :							
var	2500 g/t 40 „ 1200 „						
cianură silicat	5000 „ 40 „ 1200 „						
în celulă :							
var		xantat etilic	22 g/t				
cianură		xantat amilic	22 „				
sulfat de cupru		aerofloat 211	30 „				
		flotanol	9 „				
pH			11				
temp de condiționare	28 min						
temp de flotărie	8 min						
		la flotatia piritei : acid sulfuric sulfat de cupru xantat amilic flotanol					
		300 g/t 300 g/t 55 g/t 9 g/t					
		pH temp de condiționare temp de flotărie					
		6,5 16 min 7 min					



în condițiile menționate mai sus, acesta a fost supus unor reflatări. Regimul de reactivi aplicat, precum și rezultatele obținute sunt prezentate în tabelul 6.

TABELUL 6

Condiții de lucru	Produse	Greutate %	Plumb		Zinc		Fier	
			Conținut %	Extracție %	Conținut %	Extracție %	Conținut %	Extracție %
reactivi :								
silicat	600 g/t	concentrat Pb-Zn	13,1	23,51	82,0	19,48	91,8	8,54
var	1000 ..	produs inter-mediar	9,4	5,95	14,9	1,67	5,7	9,75
xantat amilic	13 ..	steril	77,5	0,15	3,1	0,09	2,5	16,56
aerofloat 211	18 ..	alimentare	100,0	3,75	100,0	2,78	100,0	86,4
flotanol H	3 ..							
pH	11							
temp de condițio-nare	24 min							
temp de flotație	7 min							

Se vede astfel că în final se poate obține un concentrat colectiv cu 23,5% Pb și 19,5% Zn, extracția în greutate fiind de 13%; acest concentrat mai conține 8,5% Fe. Contînd că prin retratarea produselor intermediare de la reflatare se poate recupera circa 50% din galena și blenda conținute, extracția finală de metale va fi de 90% pentru Pb și 94,5% pentru Zn.

CONCLUZII GENERALE

Cercetările efectuate au urmărit determinarea posibilităților de preparare a minereului complex de la Băiuț-Coasta Ursului, în vederea obținerii unor concentrate valorificabile de galenă, blendă și pirită.

Mineralizația de la Băiuț-Coasta Ursului, foarte asemănătoare cu mineralizațiile în curs de exploatare la Băiuț și Văratec, este constituită din pirită, marcasită, galenă și blendă, în gangă de cuarț și fragmente de roci sedimentare marno-grezoase intens transformate la contact. Proba tehnologică ce a stat la baza cercetărilor prezintă următoarele conținuturi mai importante: 3,65% Pb; 2,64% Zn; 16,54% S; 48,27% SiO₂. Observațiile microscopice efectuate, corelate cu analiza chimică generală au permis stabilirea următoarei compozиtii mineralogice a probei cercetate:



circa 28% pirită și marcasită; circa 4% galenă; circa 4% blendă; circa 35% cuarț; circa 27% rocă gazdă (siltite).

Experimentările de preparare efectuate au arătat că prin aplicarea unei tehnologii ce constă din flotația selectiv-colectivă, cu obținerea în prima etapă a unui concentrat de galenă și a unui concentrat colectiv de blendă-pirită, care ulterior este supus flotației selective în scopul obținerii unor concentrate separate de blendă și de pirită, se realizează în final: un concentrat de galenă cu 56% Pb; 2,5% Zn; 16,3% S, care reprezintă 4,8% din întreg materialul, extracția de metal fiind de 87%; un concentrat de blendă cu 50% Zn; 0,28% Pb; 25% S, extracția în greutate fiind de 4,9%, iar extracția de metal de 83%; un concentrat de pirită cu 46,25% S, 0,34% Pb; 0,29% Zn, cu extracția în greutate de 25% și extracția de pirită de 85%.

Cercetările efectuate au cuprins și experimentări de flotație colectivă Pb-Zn, prin care s-a urmărit stabilirea condițiilor de obținere a unui concentrat colectiv de Pb-Zn, valorificabil metalurgic prin procedeul I.S.P.

Acstea experimentări au arătat că în final se poate obține un concentrat colectiv cu 23,5% Pb și 19,5% Zn, care mai conține 8,5% Fe, extracția în greutate fiind de 13%, iar extracția de Pb de 90% și extracția de Zn de 94,5%; se obține de asemenea un concentrat de pirită cu 41–42% S, care reprezintă 28,8% din întreg materialul, extracția de pirită fiind de 85% (evident, calitatea acestui concentrat poate fi îmbunătățită prin reflotare). Dat fiind faptul că concentratul colectiv de Pb-Zn ce se poate obține nu este de calitate corespunzătoare pentru a putea fi prelucrat metalurgic prin procedeul I.S.P., la Uzina metalurgică Copșa Mică apreciem că în scopul de mai sus, vor putea fi livrate uzinei metalurgice respective concentrate separate de galenă și de blendă obținute prin tehnologia flotației selectiv-colective; acestea vor putea fi amestecate în proporțiile cerute de realizarea șarpei optime, corespunzătoare procedeului I.S.P. aplicat. Menționăm că în acest caz, ținând seama de conținuturile de Pb al concentratului zincos (0,28%) și respectiv de Zn ale concentratului plumbos (2,5%), obținute prin tehnologia flotației selectiv-colective extracțiile finale de metal vor fi de 87,5% pentru Pb și 87% pentru Zn.

În concluzie, se poate afirma că minereul complex de la Băiuț-Coasta Ursului, cu compoziția chimică și caracteristicile mineralogice ale probei



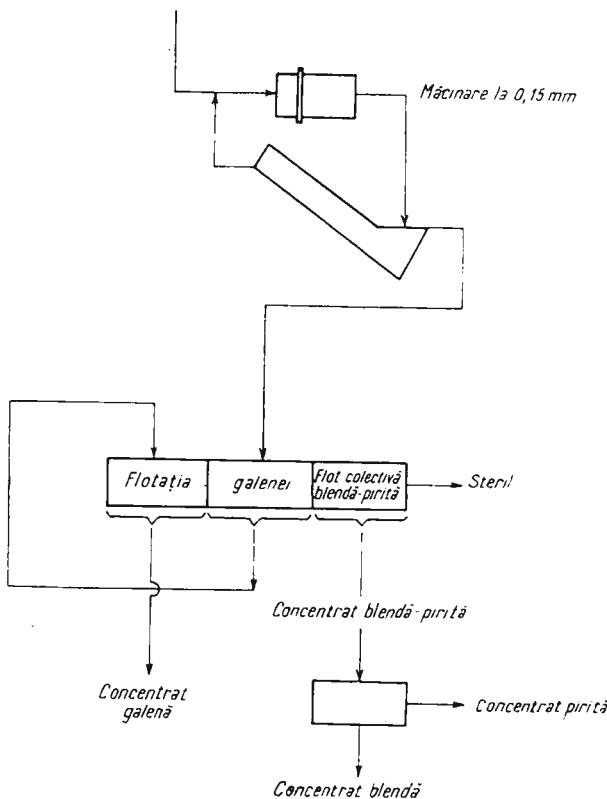


Fig. 2. — Schema tehnologică de prelucrare a minereului.
 Schéma technologique du traitement du minerai.

cercetate, poate fi valorificat în condiții favorabile, pentru galenă, blendă și pirită, prin aplicarea unei scheme tehnologice, prezentată principal în fig. 2.

BIBLIOGRAFIE

- Bogdanov O. S. (1958) Voprosi teorii i tehnologii flotații Leningrad.
 Mitrofanov S. I. (1954) Issledovanie rud na obogatimosti, Moscova.
 Oprea F., Oprea S., Olaru F. (1965) Metalurgia plumbului, cuprului și zincului. Ed. tehn. București.

- Ramdohr P. (1960) Die Erzmineralien und ihre Verwachsungen, Berlin.
- Rădulescu D., Borcoș M., Kräutner H. G., Pavelescu Maria. (1969) Harta genetică a substanțelor minerale utile sc. 1:200.000 — foaia Vișeu. Inst. Geol. București.
- Szöke Amalia, Steclaci Livia. (1962) Regiunea Toroiaga — Baia Borșa. Ed. Acad. RPR., București.

RECHERCHES CONCERNANT LA PRÉPARATION DU MINERAIS COMPLEXE DE BĂIUȚ-COASTA URSULUI

(Résumé)

Les recherches effectuées ont eu pour but de fournir des indications sur les possibilités de mettre en valeur le minéral complexe de Băiuț—Coasta Ursului.

L'échantillon technologique a présenté les suivantes teneurs principales : 3,65 % Pb ; 2,64 % Zn ; 16,5 % S ; 48,3 % SiO₂ ; en mettant en corrélation les observations microscopiques avec l'analyse chimique générale, on a établi la composition minéralogique suivante : pyrite et marcassite 28 % ; galène 4 % ; blende 4 % ; quartz 33 % ; roche-hôte 27 %.

La technologie employée a consisté dans une flottation sélective-collective pour obtenir, dans la première étape, un concentré de galène et un concentré collectif de blende et de pyrite qui ultérieurement a été soumis à une flottation sélective pour obtenir des concentrés séparés de blende et de pyrite. On a finalement obtenu :

- des concentrés de galène à 56 % Pb, 2,5 % Zn, 16,3 % S, la récupération en métal étant de 87 %;
- des concentrés de blende à 50 % Zn, 0,28 % Pb, 25 % S la récupération en Zn étant de 83 %;
- des concentrés de pyrite à 46,25 % S, 0,34 % Pb, 0,29 % Zn, la récupération en pyrite étant de 85 %.

On a aussi essayé d'utiliser une ligne technologique qui comprenne la flottation collective Pb—Zn, mais les résultats obtenus n'ont pas été satisfaisants.

La galène, la blende et la pyrite du minéral complexe de Băiuț—Coasta Ursului peuvent être mises en valeur, en utilisant la ligne technologique ci-dessus décrite.



PLANŞA I

Fig. 1. — Asociația pirită-gangă. N//; X 10 ; a. pirită ; b. gangă.
Association pyrite-gangue. N //; 10 ; a. pyrite ; b, gangue.

Fig. 2. — Marcasită colomorfă concreționară asociată cu carbonați. N//; X 70 ; a. marcasită ;
b. gangă (carbonați).
Marcasite colomorphe concrétionnée associée avec des carbonates. N //; X 70 ; a,
marcasite ; b, gangue (carbonates).

Fig. 3. — Asociația pirită-gangă. N//; X 10 ; a. pirită ; b. gangă.
Association pyrite-gangue. N//; X 10 ; a, pyrite ; b, gangue.

Fig. 4. — Asociația pirită-blendă. N//; X 10 ; a—pirită ; b, blendă.
Association pyrite-blende. N//; X 10 ; a, pyrite ; b, blende.



M. DUMITRESCU A. DRĂGULESCU. Minereul complex de la Băiuț-Coasta Ursului.

Pl. I.



1



2



3



4

PLANSA II

- Fig. 1. - Clivaj în trepte și goluri triunghiulare caracteristice în galenă, N₁/; N 10; a, galenă; b, gangă.
Clivage en degrés et creux triangulaires caractéristiques en galène, N₁/; N 10; a, galène; b, gangue.
- Fig. 2. - Asociația blendă - calcopirită, N₁/; N 10; a, blendă; b, calcopirită.
Association blonde-chalcopyrite, N₁/; N 10; a, blonde; b, chalcopyrite.
- Fig. 3. - Asociația pirită - gangă, N₁/; N 10, 1, salbandă argiloasă impregnată cu pirită idiomorfă; 2, cristale micronice de pirită impregnate în gangă; 3, pirită din a doua generație însoțită de cuarț larg cristalizat.
Association pyrite-gangue, N₁/; N 10, 1 salbande argileuse imprégnées avec pyrite idiomorphe; 2, cristaux microniques de pyrite imprégnés en gangue; 3, pyrite de la seconde génération accompagnée de quartz largement cristallisé.



M. DUMITRESCU A. DRĂGULESCU. Minerul complex de la Băinț Costa Ursului.

Pl. II.



1



2



3

CERCETĂRI PRIVIND VALORIZAREA MINEREULUI PIRITOS COMPLEX DE LA VIŞEU-PİRUL CAPREI¹

DE

BUJOR GEORGESCU, MARIA DUMITRESCU²

Abstract

Research Related to Beneficiation of the Vişeu—Pirul Caprei Pyritiferous Ore Deposit. Possibilities of dressing a sample, which contains 0.53% Cu; 2.32% Zn and 37.3% S, have been studied. The data resulting from laboratory experiments have proved that, when using a flow-sheet which comprises differential floatation, it is possible to obtain valuable concentrates of calcopyrite, blende and pyrite.

Cercetările care fac obiectul prezentei comunicări, au avut ca scop determinarea posibilităților de preparare a minereului piritos complex de la Vișeu, sectorul Pîrul Caprei, în vederea obținerii unor concentrate valorificabile de cupru, zinc și pirită.

În anii trecuți au mai fost studiate probe colectate din zonele mineralizate cu sulfuri metalice puse în evidență de lucrările de explorare care se execută la Vișeu. Studiile au fost executate de către ICEMIN în 1959³ și de Ilie 1961, Dima et al. 1962 și mai recent în 1965, de secția de preparare și valorificare a substanțelor minerale utile din Institutul Geologic (Huber Panu 1965). Probele cercetate anterior, constituite fie din mineralizații sărace în pirită și interesante numai pentru cupru, fie din mineralizații pirotoase complexe au avut caractere diferite de acelea ale

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic, din 23 aprilie 1969.

² Institutul Geologic, Șos. Kiseleff nr. 55, București.

³ I. Rohr. Studiu preliminar pentru prepararea minereului cuprifer de la Vișeu de Sus, faza laborator. 1959. Arh. ICEMIN, București.



probei cercetată în 1968. Numai proba studiată în 1965 (minereu piritos complex din sectorul Roșu) a fost mai apropiată din punct de vedere chimic și mineralologic.

I. CARACTERISTICILE CHIMICE ȘI MINERALOGICE ALE PROBEI

Mineralizațiile de la Vișeu — sectorul Pîrîul Caprei — sunt constituite din impregnații de pirită și calcopirită situate în complexul sisturilor clorito-sericitoase cuarțitice și din lentile de pirită compactă, la care se asociază în proporții relativ mici și variabile, blenda, calcopirita și galena. Lentilele de pirită sunt localizate în general în acoperișul zonei de impregnații.

Proba tehnologică, constituită mai ales din minereu piritos complex, conținând și minereu de impregnație a fost colectată din 5 puțuri executate în sectorul explorat. Zonele mineralizate interceptate de puțuri, au intrat în constituirea probei cu cantități proporționale cu grosimea lor.

Analiza chimică generală, executată pe o probă medie, luată din proba tehnologică a indicat următoarele conținuturi :

Elemente	%	Elemente	%
SiO ₂	15,61	MgO	3,15
Fe	33,88	Mn ₃ O ₄ , TiO ₂	lipsă
Cu	0,52	P ₂ O ₅	urme
Zn	2,32	As	urme
S	37,30	Co	0,02
Pb	0,40	Ni	0,001
Fe ₂ O ₃	48,45	Mo	0,001
Al ₂ O ₃	5,20		
CaO	1,75		

Compoziția mineralologică medie a probei, determinată pe baza analizei chimice generale și a observațiilor mineralogice, a fost aproximativ următoarea :

		%
pirita	cca.	65—70
blenda	..	3,5
galena	..	0,5
calcopirita	..	1,5
ganga	..	24,5

Studiul mineralologic efectuat ⁴ a arătat că pirita este mineralul metallic predominant ; se prezintă în cristale mici, idiomorfice, sau mai dezvoltate,

⁴ Tamară Bodin. Studiu mineralologic asupra probei tehnologice de la Șantierul IGEX. Vișeu — sectorul Pîrîul Caprei. 1968. Arh. Com. Stat. Geol.



sparte, brecificate și cimentate cu material de gangă sau cu calcopirită și blendă (Pl. fig. 1 și 2). Dimensiunile granulelor variază între 0,02 – 3 mm frecvent 0,03 – 1 mm. Cea mai mare parte din pirită este asociată cu gangă și o mică parte cu blendă și calcopirită.

Blendă se prezintă sub forma unor granule neregulate, uneori cu aspect dendriform (Pl., fig. 2) și cu dimensiuni de 0,03 – 0,70 mm, mai frecvent 0,1 – 0,5 mm. Cel mai adesea este asociată cu ganga și pirla (Pl., fig. 2 și 3), mai rar cu calcopirita și foarte rar cu galena (Pl., fig. 4).

Calcopirita apare în plaje cu conture neregulate, având dimensiuni variate cuprinse între 0,02 – 0,2 mm, frecvent 0,07 – 0,1 mm. Asociația calcopiritei cu pirla nu este avansată.

Galena este prezentă în general sub forma unor cristale mici de 0,03 – 0,14 mm, foarte neregulate, uneori dendriforme, prinse de obicei în gangă, mai rar în blendă și calcopirită și sporadic asociată cu pirla (Pl., fig. 4).

Ganga este constituită din sisturi cuarțitice sericitoase și sericito-cloritoase și cuarț secundar depus ulterior.

II. CERCETĂRI EXPERIMENTALE DE FLOTATIE

Caracteristicile chimico-mineralogice ale probei, fac ca singura metodă de preparare ce poate fi luată în considerare să fie flotația.

Cercetările de flotație au fost orientate în principal pe linia obținerii prin flotație diferențială a unor concentrate separate de calcopirită, blendă și pirlă.

S-au mai făcut și încercări de flotație colectivă pentru obținerea de concentrate comune Cu-Zn, cît mai sărace în pirlă, următe de flotația diferențială pentru separarea calcopiritei de blendă. La aceste încercări s-au obținut concentrate cu conținuturi și extracții acceptabile pentru zinc, dar foarte scăzute pentru cupru.

1. Flotația diferențială a calcopiritei

Cercetările pentru recuperarea calcopiritei au avut cea mai mare dezvoltare în studiul prezent și au urmărit determinarea condițiilor de obținere a unor concentrate cu conținuturi valorificabile de Cu. În acest scop, la experimentările efectuate s-a studiat influența principalilor parametri : finețea de măcinare, reactivii colectori, reactivii depresanți pentru blendă.



a) Experimentări pentru determinarea gradului de măcinare. Experimentările de flotație, prin care s-a urmărit stabilirea gradului optim de măcinare s-au executat, măcinind minereul la diferite fineți; s-a constatat că, cele mai bune rezultate s-au obținut la finețea de 0,09 mm ($67,5\% < 0,063$ mm). Experimentările de flotație executate în aceleasi condiții de reactivi, dar la o măcinare mai avansată — sub 0,06 mm, — nu au dus la obținerea de rezultate superioare, nici în ceea ce privește calitatea concentratului, nici în ceea ce privește recuperarea de cupru și pierderile în steril.

După cum se vede în tab. 1, la finețea de — 0,06 mm conținutul de cupru scade de la 8,93 % la 6,60 %, extracția scade de la 73,3 % la 61,8 %, iar conținuturile de Cu în steril cresc de la 0,04 % la 0,14 %.

b) Alegera colectorului pentru flotarea calcopiritei. O primă serie de încercări s-au executat folosind drept colector amestecul TT (soluție 10 % thiocarbanilidă în ortotoluidină).

Rezultatele nu au fost satisfăcătoare deoarece s-au obținut concentrate de calcopirită cu conținuturi mici (sub 7 %) și extracții scăzute (sub 60 %); conținuturile de cupru în sterile au fost mari (0,16 — 0,21 % Cu).

Rezultate ceva mai bune s-au obținut utilizând aerofloat 238. Conținutul în cupru al concentratelor a crescut pînă la 10,6 %, dar extracția de metal a rămas mică : 50 %.

Un efect favorabil asupra calității concentratelor și a recuperării de cupru l-a avut folosirea simultană de colectori : amestec TT cu aerofloat 238. Puritatea concentratelor menținîndu-se la 10 %, recuperarea de Cu a crescut pînă la 82—86 %.

Indicii tehnici realizați cu diferenți colectori sunt arătați în tabelul 2. Pe baza acestor rezultate s-au trase curbele din figura de mai jos. Se vede că utilizarea simultană a celor doi colectori, amestec TT și aerofloat 238, are o acțiune net favorabilă atât asupra conținutului cât și asupra extracției de cupru.

c) Alegera depresantului pentru blendă și pirină. Asociația blendă-calcopirită se prezintă la dimensiunile de 0,06 mm, mergînd pînă la 2 mm. O cantitate redusă se găsește asociată la dimensiuni mici (0,02—0,06 mm). Încercările de flotație au fost executate cu minereu măcinat la 0,09 mm, realizîndu-se astfel o bună separare între calcopirită și blendă.

Ca depresant pentru blendă s-a utilizat sulfatul de zinc, adăugat în celulă sau moară, în diferite cantități. Uneori, acesta a fost asociat cu cantități mici de cianură. Cînd cianura s-a adăugat în moară, iar sulfatul



TABELUL 1

Rezultatele flotației funcție de gradul de măcinare al minereului

Nr. Incerc.	Reactivi g/t	Măcinare mm	Produse	Conținuturi %		Extracții de metal %	
				Cupru	Zinc	Cupru	Zinc
	1	2	3	4	5	6	7
31	În moară	0,09	Concentrate	8,93	9,61	75,3	17,3
	var		Calcopirită	1,91	7,64	13,5	11,6
	sodă		Concentrat blendă	0,45	27,78	4,7	62,5
	silicat		Steril	0,04	0,25	6,5	8,6
39	În celulă	0,06	Alimentare	0,53	2,49	100,0	100,0
	var		Concentrate	6,60	7,05	61,8	14,6
	ZnSO ₄		Calcopirită	1,56	5,15	15,9	11,7
	aerofl.		Concentrat blendă	0,12	30,57	1,0	64,8
	TT		Steril	0,14	0,26	21,3	8,9
32	fl. Höchst	30	Alimentare	0,54	2,45	100,0	100,0
	În moară		Concentrate	8,96	8,15	69,4	12,8
	var		Calcopirită	2,21	7,35	12,6	8,5
	sodă		Concentrat blendă	0,65	28,57	7,7	69,3
	silicat		Steril	0,06	0,27	10,3	9,4
38	cianură	50	Alimentare	0,52	2,48	100,3	100,0
	În celulă		Concentrate	5,70	3,95	48,9	10,4
	var		Calcopirită	2,91	4,29	25,9	5,8
	ZnSO ₄		Concentrat blendă	0,62	34,69	5,9	82,6
	aerofl.		Steril	0,12	0,29	19,3	1,2
	TT	112	Alimentare	0,51	2,14	100,0	100,0
	fl. Höchst		.				



TABELUL 2
Rezultatele flotației funcție de colectorii utilizăți

Nr. incerc.	Reactivi colect.	Con- sum g/t	Producție	Conținut Cupru %	Recupe- rare Cupru %	Conținut Zinc %
1	2	3	4	5	6	7
2	Amestec TT	112	Concentrate calcopirită Concentrat blendă Steril Alimentare	6,66 1,05 0,16 0,53	58,8 12,2 29,0 100,0	1,05 26,57 0,37 2,03
4	Amestec TT	112	Concentrate calcopirită Concentrat blendă Steril Alimentare	4,00 0,93 0,21 0,53	53,3 10,4 36,3 100,0	10,60 26,78 0,37 2,40
15	Aerofloat 238	28	Concentrate Calcopirită Concentrat blendă Steril Alimentare	8,61 3,32 0,66 0,09 0,54	55,9 22,7 6,9 14,5 100,0	8,96 9,65 30,17 0,09 2,46
27	Aerofloat 238	28	Concentrate Calcopirită Concentrat blendă Steril Alimentare	10,61 2,00 0,20 0,21 0,50	49,2 10,8 2,2 37,8 100,0	5,63 4,75 32,03 0,40 2,24
36	Amestec TT + aerofloat 238	62 + 28	Concentrate Calcopirită Concentrat blendă Steril Alimentare	9,48 1,03 0,49 0,06 0,54	78,2 7,6 4,9 9,3 100,0	9,61 8,62 26,41 0,10 2,37
45	Amestec TT + aerofloat 238	62 + 28	Concentrate Calcopirită Concentrat blendă Steril Alimentare	9,61 1,34 0,54 0,04 0,53	79,6 8,2 6,1 6,3 100,0	5,53 5,86 26,50 0,21 2,26
46	Amestec TT + aerofloat 238	62 + 28	Concentrate Calcopirită Concentrat blendă Steril Alimentare	8,93 1,91 0,45 0,04 0,53	75,3 13,5 4,7 6,5 100,0	9,60 7,64 27,78 0,25 2,49



de zinc în celulă, nu s-a realizat o bună depresare a blendei (C_{Zn} în calcopirită = 8,2%).

Combinînd acțiunea cianurii cu a sulfatului de zinc în moară conținutul de zinc al concentratului cupros a scăzut la 3,9—5,9%.

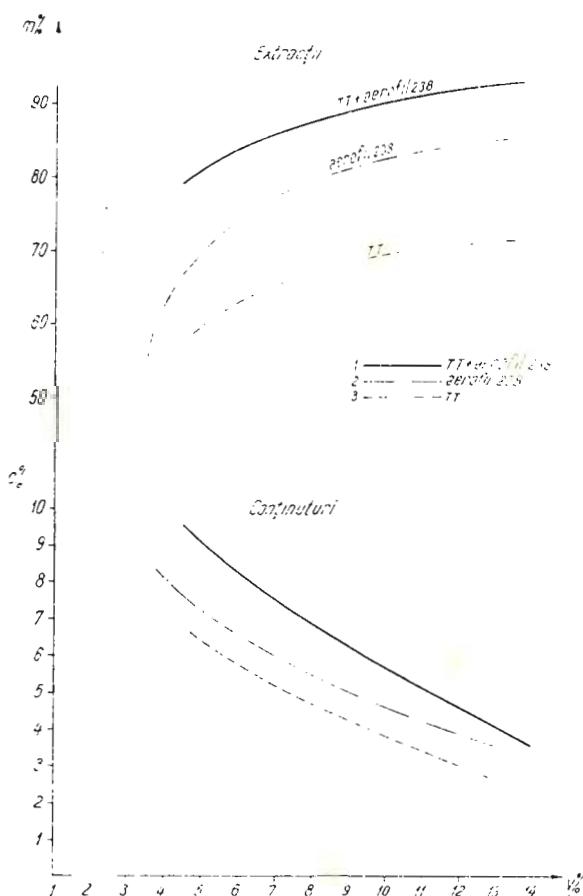


Fig. 1. — Acțiunea diverselor colectori.
Action de divers collecteurs.

Se observă însă că adaosul de cianură face ca extracția de cupru din concentratul de calcopirită să fie mică (sub 70%).

Rezultate bune în ceea ce privește conținutul și recuperarea de cupru s-au obținut utilizînd numai sulfatul de zinc, adăugat în celulă și moară.

TABELUL 3

Indicii tehnici obținuți cu diferite cantități de reactivi depresanți

Nr. încerc.	Depresanți pt. blendă		Produse	c u p r u		z i n c	
	în moară	în celulă		Conț. %	Extr. %	Conț. %	Extr. %
32	Cianură 50 g/t	Sulfat de zinc 1.000 g/t	Concentrate	8,96	69,4	8,15	12,8
			Calcopirită	2,21	12,6	7,35	8,5
			Concentrat blendă	0,65	7,7	28,57	69,3
			Steril	0,06	10,3	0,27	9,4
			Alimentare	0,50	100,3	2,48	100,0
42	Cianură 50 g/t Sulfat de zinc 200 g/t	Sulfat de zinc 1.000 g/t	Concentrate	9,31	67,4	5,88	9,5
			Calcopirită	2,18	11,2	5,17	5,9
			Concentrat blendă	0,52	6,6	25,66	75,2
			Steril	0,09	14,8	0,25	9,4
			Alimentare	0,53	100,0	2,32	100,0
44	Cianură 100 g/t Sulfat de zinc 44 g/t	Sulfat de zinc 1.000 g/t	Concentrate	11,14	50,9	3,88	3,9
			Calcopirită	3,50	25,4	4,30	7,4
			Concentrat blendă	0,56	7,2	27,56	79,2
			Steril	0,10	16,5	0,26	9,5
			Alimentare	0,53	100,0	2,36	100,0
31	—	Sulfat de zinc 1.000 g/t	Concentrate	8,93	75,3	9,61	17,3
			Calcopirită	1,91	13,5	7,64	11,6
			Concentrat blendă	0,45	4,7	27,78	62,5
			Steril	0,04	6,5	0,25	8,6
			Alimentare	0,53	100,0	2,49	100,0
45	Sulfat de zinc 500 g/t	Sulfat de zinc 500 g/t	Concentrate	9,61	79,6	5,53	10,7
			Calcopirită	1,34	8,2	5,86	8,5
			Concentrat blendă	0,54	6,1	26,50	72,8
			Steril	0,04	6,1	0,21	8,0
			Alimentare	0,53	100,0	2,26	100,0

Indicii tehnici obținuți în cazul utilizării sulfatului de zinc, singur, sau în combinație cu cianura, se dau în tabelul 3.

Tinând seama de caracterul mineralologic predominant al probei — prezența în cantitate mare a piritei (cca. 70%) — s-a încercat depresearea ei, utilizând varul, în diferite cantități.

S-a constatat că mediul cel mai favorabil depresării piritei și, în același timp, flotației calcopiritei s-a realizat utilizând 1500 g/t var, care a creat un mediu cu pH = 8,5.

Rezultatele mai semnificative ale acestor experimentări sunt prezentate în tabelul 4.



TABELUL 4
Rezultatele flotației funcție de cantitățile de var utilizate

Nr. incerc.	Adaos de var g/t	pH	Produse	C u p r u		Conținut Zinc %
				Conținut %	Extragtie %	
19	Moară 500	8	Concentrate	2,60	13,6	3,28
			Calcopirită	5,57	49,5	2,56
			Concentrat blendă	1,30	12,5	30,70
	Celulă 500		Steril	0,15	24,4	0,07
			Alimentare	0,53	100,0	2,42
45	Moară 1.000	8,5	Concentrate	9,61	79,6	5,53
			Calcopirită	1,34	8,2	5,86
			Concentrat blendă	0,54	6,1	26,50
	Celulă 500		Steril	0,04	6,1	0,21
			Alimentare	0,53	100,0	2,26
12	Moară 2.000	9,5	Concentrate	1,50	7,8	3,72
			Calcopirită	3,84	28,6	4,06
			Concentrat blendă	1,96	15,3	33,96
			Steril	0,29	48,3	0,77
			Alimentare	0,53	100,0	2,37
10	Moară 2.000	10	Concentrat calcopirită	3,39	67,8	4,13
			Concentrat blendă	0,63	6,2	30,17
			Steril	0,16	26,0	0,43
			Alimentare	0,52	100,0	2,33

d) Concluzii privind flotația primară a calcopiritei. Prezența în cantitate mare a piritei a făcut ca obținerea unor concentrate separate de calcopirită să fie dificil de realizat.

S-au găsit totuși condiții, la flotația diferențială, prin care s-au obținut rezultate acceptabile din punct de vedere al conținutului și al recuperării de metal. Din analiza rezultatelor obținute la aceste experimentări, s-a constatat că, cele mai bune rezultate s-au putut realiza prin aplicarea următoarelor condiții de lucru :

măcinare	0,09 mm (67,5% < 0,063 mm)	reactivi în celulă
diluție S/L	1/3	var 500 g/t
debit aer	6 dm ³ /min	sulfat de zinc 500 g/t
turație rotor	1.350 rot./min	aerofl. 238 16 g/t
reactivi în moară		amestec TT 112 g/t
var	1.000 g/t	flotanol Höchst 32 g/t
sodă	1.000 g/t	temp de flotație 6'
silicat de sodiu	1.000 g/t	
sulfat de zinc	500 g/t	



În aceste condiții s-a obținut un concentrat de cupru cu 9,6%—10,6% Cu, care mai conține 3—5% Zn, extracția de concentrat fiind de 4,4% și recuperarea de cupru de 82—86%.

2. Flotația blendei

Flotația blendei s-a realizat fără dificultăți, blenda comportându-se mai bine la flotație decât calcopirita. S-au utilizat ca reactivi modifieri, sulfatul de cupru, pentru activarea blendei și varul pentru depresarea piritei. Drept colector s-a folosit aerofloatul 243, iar ca spumant flotanolul german Höchst. Măcinarea minereului s-a executat la 0,9 mm finețe care, după observațiile mineralogice era considerată suficientă pentru dezascocierea blendei de calcopirită.

Consumurile de reactivi au fost :

var	500 g/t	timp de condiționare	3'
sulfat de cupru	2000 g/t	" "	2'
aerofloat 243	176 g/t	" "	4'
flotanol Höchst	32 g/t	" "	2'

În aceste condiții s-au obținut concentrate de blendă cu un conținut de 37,3% Zn corespunzînd unei extracții de 77,4% și produse intermediare cu 8,05% Zn, conținînd încă 6,3% din metal. Se poate considera că într-un flux continuu, acestea se reintroduce în circuit, mărindu-se extracția în concentratul final de blendă.

Rezultatele obținute la diferite experiențe sunt prezentate în tabelul 5.

3. Reflotarea concentratelor de calcopirită și blendă

Experimentările de reflotare au urmărit îmbunătățirea calității concentratelor de calcopirită și blendă obținute la flotația primară.

Acste experimentări au constat din reflotarea o singură dată a concentratelor primare, obținîndu-se astfel concentrate finale și produse intermediare care, în situația unui flux continuu ar putea fi reintroduse în circuitul flotației.

Rezultatele obținute și condițiile de lucru respective, sunt prezentate în tabelul 6.

S-a constatat că se poate obține un concentrat final de calcopirită cu un conținut ridicat de Cu : 18,9% corespunzător unei recuperări în metal de 70%. Dacă luăm în considerare și cuprul ce se poate recupera prin retratarea produsului intermedian, putem aprecia extracția finală ca fiind de 80%.



TABELUL 5
Indicii tehnici obținuți la flotația blendei

Nr. incerc.	Produse	Extracția de concentrat %	Zinc		Conținut de Cupru %
			Conținut %	Extracții %	
20	Concentrat calcopirită	6,7	4,2	12,8	6,00
	Concentrate blendă	4,5	37,30	77,4	0,97
		1,7	8,05	6,3	0,55
	Steril Alimentare	87,1 100,0	0,09 2,20	3,5 100,0	0,06 0,51
22	Concentrat calcopirită	6,5	9,36	26,3	4,84
	Concentrat blendă	6,9	37,77	68,9	0,64
		86,6	0,13	4,8	0,17
	Steril Alimentare	100,0	2,31	100,0	0,51
33	Concentrat calcopirită	6,4	6,10	15,8	6,21
	Concentrat blendă	5,5	32,06	72,0	0,73
		88,1	0,34	12,2	0,10
	Steril Alimentare	100,0	2,45	100,0	0,53
34	Concentrat calcopirită	5,2	3,00	6,2	5,28
	Concentrat blendă	6,1	30,87	77,2	1,17
		88,7	0,46	16,6	0,13
	Steril Alimentare	100,0	2,44	100,0	0,51
53	Concentrat calcopirită	9,3	3,00	11,9	5,5
	Concentrate blendă	4,1	37,00	73,4	0,36
		1,8	6,05	5,1	0,23
	Steril Alimentare	84,8 100,0	0,25 2,20	9,6 100,0	0,03 0,54

Concentratul final de blendă realizat are un conținut de 49% Zn, extractia de zinc fiind de 66%. Recuperând o parte din zincul conținut de produsele intermediare, se ajunge la o extracție de metal de 73%.

4. Flotația piritei

Sterilele de la flotația calcopiritei și blendei conțin cca 30% S. Deși conținutul de sulf este relativ mare totuși pentru a putea valorifica aceste sterile datorită conținutului lor în pirită, este nevoie să fie îmbunătățite calitativ.

În acest scop, în condițiile în care s-au obținut rezultate acceptabile pentru calcopirită și blendă, s-au executat experimentări pentru stabilirea parametrilor principali ai flotației piritei.

La încercările la care s-a flotat pirita din sterilul rămas de la flotația calcopiritei și blendei, s-a adăugat acid sulfuric pentru crearea unui mediu



TABELUL 6
Rezultatele flotării primare următoare de refloatări

Produse	Extractii pe produs %	C u p r u				Z i n c			
		C u p r u		Extractii		C u p r u		Extractii	
		Continut produs %	Continut mediu %	Continut produs %	Cumulata %	Continut produs %	Continut mediu %	Continut produs %	Cumulata %
Concentrat final de calcopirită	R ₁ B ₁ R ₂ B ₂ R ₃ B ₃ R ₄ B ₄ R ₅ B ₅ R ₆ B ₆	2,0 2,1 0,5 2,79 1,3 1,3 1,9 2,9 0,4 1,0 1,8 84,8 100,0	18,9 10,5 9,6 2,7 7,8 6,7 5,5 0,40 0,77 0,37 0,23 0,03 0,54	69,6 10,1 2,7 82,4 2,7 85,1 4,6 2,1 1,6 0,8 0,6 4,6 100,0	69,6 79,7 82,4 85,1 89,7 91,8 91,8 49,04 6,58 14,25 6,05 0,24 2,2	2,52 3,14 2,58 4,63 3,70 1,39 1,39 3,0 3,0 37,0 6,05 2,2	2,2 3,0 0,5 2,9 2,2 1,1 1,1 65,8 1,1 6,5 5,1 9,6 100,0	2,2 3,0 0,5 2,9 2,2 1,1 1,1 65,8 1,1 6,5 5,1 9,6 100,0	2,2 3,0 0,5 2,9 2,2 1,1 1,1 65,8 1,1 6,5 5,1 9,6 100,0
Produse intermedie de calcopirită									11,9
Concentrat final de blendă									73,4
Produse intermedie de blendă									
Steril									
Alimentare									

Condiții de lucru

La refloatarea concentratorelor de calcopirită, reactivi :

sulfat de zinc 50 g/t
flotanol Höchst 8 g/t
timp de condiționare 5'
timp de flotare 5'

La refloatarea concentratorilor de blendă reactivi :

sulfat de cupru 150 g/l
flotanol Höchst 8 g/t
timp de condiționare 5'
timp de flotare 5'



acid favorabil ($\text{pH} = 5$). Ca reactiv colector s-a utilizat xantatul etilic de potasiu (80 g/t), iar ca spumant flotanolul german Höchst (33 g/t).

A rezultat un concentrat de pirită cu conținut de 50% S corespunzător unei recuperări de 83%. Înînd seama și de concentratul final de calcopirită obținut înainte de flotația piritei care are un conținut de 44,6% S și de concentratul final de blendă care are 25% S (deci pot constitui produse valorificabile pentru sulf) putem considera că peste 95% din sulful din minereu este recuperabil.

III. CONCLUZII GENERALE

Studiul efectuat a avut ca scop determinarea posibilităților de valorificare a minereului complex compact de la Vișeu — sectorul Piriul Caprei.

Proba cercetată a conținut următoarele elemente utile: 0,5% Cu, 0,40% Pb, 2,3% Zn, 37,3% S, având cca 70% pirită.

Caracteristicile chimico-mineralogice au indicat flotația ca singura metodă de concentrare posibilă de aplicat.

Rezultatele cercetărilor prezentate în acest studiu au permis a trage concluzia că minereul studiat poate fi valorificat numai pe linia flotației diferențiale.

Astfel, s-a arătat că printr-o flotație primară se pot obține următoare produse: concentrate de calcopirită cu 9,6% Cu; concentrate de blendă cu 37% Zn; concentrate de pirită la care s-a recuperat peste 80% S (conținutul fiind de 50% S).

Prin reflotarea produselor obținute la flotația primară, conținutul concentratelor de calcopirită a crescut pînă la 19%. Luînd în considerare și cuprul din produsele intermediare, se poate aprecia extracția finală de cupru la 80%. Analog, concentratul de blendă obținut după reflotare, are un conținut de 49% Zn, extracția finală fiind de 73%.

BIBLIOGRAFIE

- Ilie Maria, Nistorescu A.I. (1961) Producerea de pirită flotată din mincneul de la Novăț-Novicior pentru cercetări metalurgice. *Cercetări miniere*. 4. București.
 Dima S., Nistorescu A.I., Lazar Silvia. (1962) Prepararea în fază pilot a minereului complex de la Vișeu de Sus. *Cercetări miniere* 5. București.
 Huber Panu I., Georgescu B., Dumitrescu Maria. (1966) Cercetări pentru valorificarea minereului complex compact de la Vișeu — Roșu. *D.S. Com. Stat. Geol. LIII/2*. București.



RECHERCHES CONCERNANT LA MISE EN VALEUR DU MINERAU PYRITEUX COMPLEXE DE VIŞEU-PÎRÎUL CAPREI

(Résumé)

Ces recherches ont eu pour but d'établir les possibilités technologiques de mettre en valeur le minerai pyriteux complexe de Vișeu.

L'échantillon soumis aux expérimentations a été constitué de 1,5 % chalcopyrite, 3,5 % blende et de 65 à 70 % pyrite (données approximatives), en gangue de schistes quartzitiques sériciteux et séricito-chloriteux, et de quartz secondaire ultérieurement déposé.

0,53 % Cu, 2,32 % Zn et 37,3 % sont les teneurs en éléments utiles qui présentent intérêt pour une éventuelle valorisation économique.

C'est justement par ces recherches expérimentales qu'on a établi la possibilité d'obtenir des concentrés séparés de chalcopyrite, blende et pyrite à l'aide de la flottation différentielle.

Les concentrés primaires de chalcopyrite ont eu une teneur en Cu de 9,6 %.

Les concentrés primaires de blende ont eu une teneur en Zn de 37 %.

Dans les concentrés de pyrite, en titrant 50 % en S, on récupère plus de 80 % du S.

La teneur en Cu des concentrés de chalcopyrite augmente par reflottation jusqu'à 19 %. En y ajoutant le cuivre des produits intermédiaires, on arrive à une extraction finale d'environ 80 % Cu. De même, le concentré de blende obtenu après la reflottation a présenté une teneur en Zn de 49 %, l'extraction finale étant de 73 %.

On a conclu des résultats des travaux de laboratoire qu'on pouvait mettre en valeur, par flottation différentielle, les éléments utiles de ce minerai.

EXPLICATIA PLANSEI

Fig. 1. — Pirită în cristale mărunte și mai dezvoltate prinse în gangă. N //; X 70 ; a, pirită ; b, gangă.

Pyrite en cristaux menus et plus développés revêtus de gangue. N//; X 70 ; a, pyrite ; b, gangue.

Fig. 2. — Blenda cimenteaază uneori pirita și pătrunde pe fisurile fine din pirită. N //; X 70 ; a, pirită ; b, blenda ; c, gangă.

La blende cimente parfois la pyrite et pénètre dans les fissures fines de la pyrite. N//; X 70 ; a, pyrite ; b, blende ; c, gangue.

Fig. 3. — Cristal mare de blendă prins între granulele de pirită. N//; X 70 ; a, pirită ; b, blenda ; c, calcopirită ; d, galenă ; e, gangă.

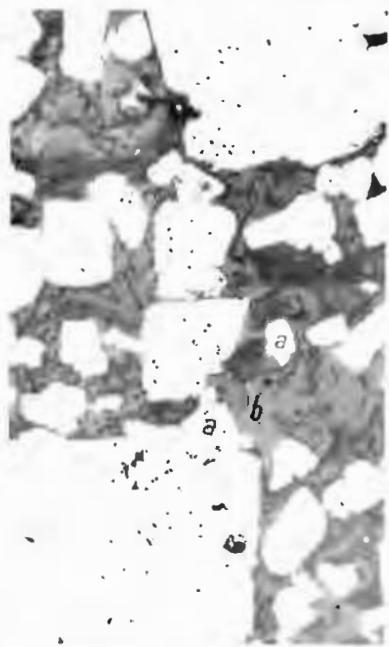
Cristal grand de blende fixé entre les granules de pyrite. N//; X70 ; a, pyrite ; b, blende ; c, chalcopyrite ; d, galène ; e, gangue.

Fig. 4. — Cristal de galenă foarte neregulat (dendriform) în blendă. N//; X 70 ; a, blenda ; b, galenă ; c, pirită ; d, gangă.

Cristal de galène très irrégulier (dendriforme) en blende. N//; X 70 ; a, blende ; b, galène ; c, pyrite ; d, gangue.



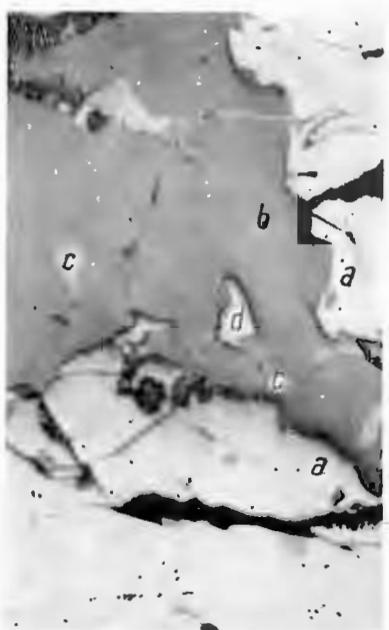
B. GEORGESCU, M. DUMITRESCU Minereul de la Viseu—Părul Caprei



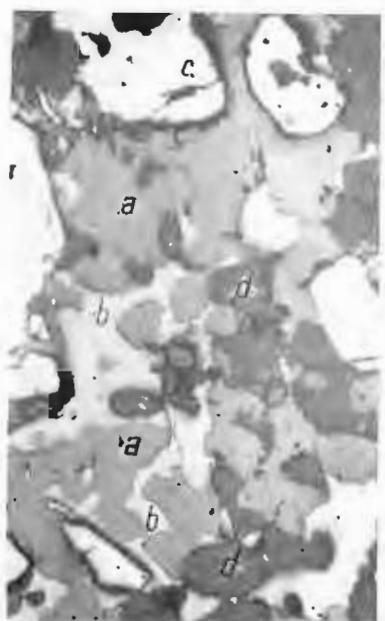
1



2



3



4

CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA MINEREULUI COMPLEX DE LA LUNCȘOARA — BIHOR¹

DE

BUJOR GEORGESCU¹, CRISTIAN MUŞĂTEANU, MARIA BORCEA²

Abstract

Research Work Related to the Dressing of the Luncșoara-Bihor Complex Ore Deposit. Researches were carried out in order to achieve a successful beneficiation process of the complex ore deposit containing lead, copper and zinc within the Luncșoara-Brusturi district, gallery XI. As useful elements the sample contained 1—1.1% Pb; 1.2% Cu; 2.2—2.3% Zn; 3% S. Investigations related to beneficiation have shown that, when applying a technological scheme which comprises the collective differential flotation, there may be finally obtained: a galena concentrate containing 56% Pb; 3.8% Cu and 7.3% Zn; a calcopyrite concentrate with 25% Cu; 3.9% Pb and 5.3% Zn, and a blende concentrate with 46% Zn; 1.2% Cu and 0.7% Pb. The minimum recoveries of metals which may be taken into account, also considering the possibilities of re-treatments of the intermediate products, are estimated at: 74% for lead, 72% for copper and 70% for zinc.

În cursul anului 1968, în cadrul secției de preparare și valorificare a substanțelor minerale, s-au executat cercetări pentru determinarea posibilităților de preparare a minereului complex cu plumb, cupru și zinc din sectorul Brusturi, gal. XI, explorat de IGEX la Luncșoara-Bihor, urmărindu-se obținerea unor concentrate valorificabile de calcopirită, galenă și blendă.

Zona care cuprinde zăcămîntul de sulfuri complexe de la Luncșoara se află situată în partea de SV a munților Bihor în apropiere de vîrful Găina. Genetic și spațial, mineralizația este legată de eruptiile banatitice

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 23 Aprilie 1969.

² Institutul Geologic, Șos. Kiseleff nr. 55 București.



care au străbătut formațiunile cristaline ce alcătuiesc masivul Bihorului. Geneza mineralizației este hidrotermală; se observă caracterul filonian și localizarea ei pe liniile de fractură, unde aproape permanent este asociată cu filoanele de lamprofir banatitice din regiune, fără a fi legată genetic de acest tip de rocă³.

Mineralele metalice care intră în parageneza acestui zăcămînt sunt: oligistul, pirita, mispichelul, blenda, galena, calcopirita, tetraedritul.

Proba tehnologică care a constituit obiectul prezentei lucrări a fost colectată din sectorul dealul Dolii, dintr-un filon mai important deschis cu gal. XI; este vorba de un filon de lamprofir impregnat cu o mineralizație sub formă de cuiburi, fisuri și filoane de minerale metalice, precum și de silicifieri carbonatari și argilizări secundare, prezentind conținuturi interesante de Cu, Zn, Pb, Ag.

CONSIDERAȚII MINERALOGICE ȘI CHIMICE

Proba tehnologică a cuprins numeroase fragmente de roci cu impregnații difuze de sulfuri complexe și mai puțin fragmente intens mineralizate.

Mineralele metalice identificate în probă sunt: calcopirita, blenda, galena, pirita și magnetitul, iar ganga este constituită din rocile gazdă (lamprofir și șisturi cloritoase) și în măsură redusă, din cuart și calcit secundar.

Structura mineralizației este granulară și textura masivă și compactă.

Analiza chimică generală a probei cercetate a indicat următoarele conținuturi:

elemente	conținuturi	elemente	conținuturi
Cu	1,19	P.C.	10,40
Pb	1,05	V	urme
Zn	2,08	As	0,04
S	3,00	SiO ₂	51,20
Mn ₃ O ₄	1,11	(Fe)	8,96
Al ₂ O ₃	13,64	Fe ₂ O ₃	12,81
CaO	5,37		
MgO	2,91		
P ₂ O ₅	0,08		
TiO ₂	0,20		
Sn	lipsă		

³ Berbeleac I., Ionescu O. Raport geologic asupra prospecțiunilor pentru minereuri neferoase în zona Gurahonț – Munțele Găina, 1965. Arh. IGP.



Conținuturile de cupru, plumb și zinc recalculate în funcție de închiderile bilanțurilor încercărilor, au fost cuprinse între 1,1—1,3% pentru cupru, 0,95—1,1% pentru plumb și 2,2—2,3% pentru zinc, toate aceste elemente prezintând interes pentru valorificare.

Analizele de aur și argint au arătat conținuturi reduse (0,4 g/t aur și 67 g/t argint) din această cauză în cadrul experimentărilor efectuate nu am urmărit recuperarea metalelor prețioase într-un anumit produs.

Compoziția mineralologică stabilită pe baza studiului microscopic efectuat asupra probei corelat cu analiza chimică globală, este următoarea :

calcopirită (CuFeS_2)	circa	3,40 %	magnetit (Fe_3O_4)	circa	1,00 %
blendă (ZnS)	„	3,30 %	calcit (CaCO_3)	„	5,00 %
galenă (PbS)	„	1,30 %	cuarț (SiO_2)	„	25,00 %
pirită (FeS_2)	„	1,00 %	sisturi cloritoase, lamprofire	„	60,00 %

Microscopic, mineralele metalice apar cu conture foarte neregulate, în plaje și agregate de cristale care se întrepătrund, cimentindu-se unele pe altele (blendă, calcopirita, galena). Granule izolate formează numai pirita și magnetitul. Calcopirita formează agregate de 0,05—1,00 mm. foarte neregulate, ce ajung uneori la forme scheletice și leagă celelalte minerale (vezi planșa, fig. 1 și 3), precum și granule fine de 0,001—0,03 mm. incluse în blendă.

Asociația calcopiritei cu blendă devine din această cauză, avansată; aceste picături de calcopirită în blendă fiind foarte fine și uneori numeroase fac ca aproximativ 10—15% din cantitatea totală de calcopirită să fie asociată cu blendă la dimensiuni sub 0,03 mm (vezi planșa, fig. 4).

Asociația calcopiritei cu celelalte minerale metalice sau cu ganga se observă în proporție redusă și la dimensiuni variate cuprinse între 0,03—0,5 mm.

Blendă se prezintă în granule neregulate și plaje foarte dezvoltate cuprinse între 0,02—15 mm., frecvent 0,2—2 mm și este asociată în măsură redusă cu celelalte minerale metalice, în deosebi cu calcopirita și galena, la dimensiuni de 0,03—0,1 mm, (vezi planșa, fig. 1, 2, 3).

Galena apare în cristale de forme și dimensiuni foarte variate, cuprinse între 0,01—2 mm., frecvent 0,07—0,5 mm. Asociația galenei cu celelalte minerale se situează, în genere, la dimensiuni de 0,05—0,1 mm.

Pirita și magnetitul sunt prezente în cristale aproximativ echigranulare, hipidiomorfe, de 0,05—1 mm Ø, disperse în gangă și mai rar asociate cu celelalte minerale metalice.



Ordinea de depunere a mineralelor metalice stabilită în urma studiului calcografic este următoarea : magnetit, pirită, blendă, calcopirită, galenă.

Ganga mineralizației, prezentă în proporție de aproximativ 90 %, este alcătuită din șisturi cloritoase cu albit circa 35—40 %, lamprofire 20—25 %, calcit și cuarț 30 %.

Șisturile cuprind în compoziția lor mineralologică clorit și cuarț (60—80 %), albit și sericit (10—20 %), și calcit, epidot, zoizit, sfen și leuconen în cantități reduse.

Lamprofirele sunt formate din cuarț și clorit (60—70 %), calcit și minerale argiloase (15—25 %) și sericit, zoizit, epidot (10—15 %); cuarțul și calcitul apar frecvent în zonele mai intens mineralizate, fiind depuse în același timp cu mineralele metalice.

Dimensiunile granulelor minerale din șisturi și lamprofire sunt cuprinse între 0,01—0,2 mm., cele de cuarț și calcit între 0,1—1,5 mm., rareori fiind prezente în stare criptocristalină.

CERCETĂRI EXPERIMENTALE DE PREPARARE

Caracteristicile chimice și mineralogice ale minereului complex studiat, indică ca singura metodă care poate fi luată în considerare să fie flotația. Trebuie menționat de la început faptul că asociația foarte intimă dintre blendă și o parte din calcopirită, face imposibilă obținerea unor recuperări foarte mari de cupru; o parte din calcopirită, chiar la măcinări înaintate, continuă să rămână asociată cu blenda în care se găsește inclusă sub forma unor picături micronice (vezi planșa, fig. 2, 4).

La majoritatea experimentărilor de flotație s-a urmărit mai întâi obținerea unui concentrat colectiv de calcopirită plus galenă și separat a unui concentrat de blendă.

Concentratul colectiv a fost supus apoi la o operație de separare pentru obținerea unor concentrate separate de galenă și calcopirită cu conținuturi de metale care să le permită o valorificare directă prin procedee pirometalurgice.

Separarea calcopiritei de galenă, s-a încercat fie prin depresarea calcopiritei cu cianură și flotarea galenei, fie depresând galena cu bicromat și flotând calcopirita.

S-au făcut și cîteva încercări de flotare directă a calcopiritei, urmată de flotarea unui concentrat colectiv de galenă și blendă, prelucrabil prin procedeul ISP; rezultatele obținute la aceste ultime încercări, nu au fost încurajatoare.



În cadrul încercărilor de flotație la care s-a urmărit obținerea unui concentrat colectiv de galenă-calcopirită, s-au executat diferite variante de lucru : măcinări diferite sau în mai multe trepte, deșlamare inițială, diferite cantități de alcalinizatori colectori și depresanți.

Flotația concentratului de calcopirită și galenă

Flotația primară. La încercările de flotație primară s-au folosit ca reactivi colectori, aerofloat 242, amestec TT, sau amestec de xantat etilic și aerofloat 242.

Pentru depresarea blendei s-au utilizat cianura și sulfatul de zinc, singuri sau împreună.

Pentru alcalinizarea tulburiei s-au folosit : soda, varul sau amestec între acestea în diferite proporții.

Ca spumant, atunci când a fost cazul, s-a folosit flotanol Hoechst.

La experimentările făcute pentru determinarea felului și a consumului optim de alcalinizatori necesar pentru formarea unui mediu favorabil flotației galenei și calcopiritei, s-au folosit var (0—3000 g/t), carbonat de sodiu (0—3000 g/t) sau amestec de carbonat de sodiu și var. Indicii tehnici realizati la aceste încercări sunt arătați în tabelele 1, 2 și respectiv 3.

Din tabelul 1 se vede că rezultatele favorabile în ce privește flotația galenei se obțin la consumuri de var ~~cuprinse~~ între 0 și 500 g/t ; concentrate cu 10—11% Pb, la extracții de Pb de 89%.

La consumuri mai mari, galena este parțial depresată (extracțiile de Pb nu depășesc 50%).

În ce privește flotația calcopiritei în concentratul colectiv rezultate favorabile se obțin la consumuri de var de 1500 g/t : concentrate cu : 9,5% Cu, la extracții de Cu de 88%, însă în acest caz conținutul de Pb este de 6,67% la o extracție de 72,9%.

La experimentările la care s-a folosit sodă (tab. 2) se vede că rezultate favorabile, atât pentru flotația galenei, cît și pentru calcopirită se obțin la consumuri de sodă de 2000 g/t : concentrate cu 9,5% Pb și 12% Cu la extracții de 87—88% pentru Pb și 83,1% pentru Cu.

Combinarea varului cu soda a dat în general rezultate bune.

În tabelul 3 se vede că rezultate favorabile se obțin la consumuri de var de 1.500 g/t împreună cu sodă 1000 g/t ; concentrate cu 10,3% Pb și 12,7% Cu la extracții de circa 80% pentru Pb și 85—86% pentru Cu.

În toate cazurile arătate, conținutul de Zn al concentratului de galenă-calcopirită a fost cuprins între 3,5 și 4%.



TABELUL 1
Rezultatele flotației funcție de cantitatea de var folosit

Nr. în- cerc.	cantit. de var g/t (PH)	Produse	Ex- tracția în greut. %	Conținuturi %			Extracții de metal %									
				Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn							
93	0 pH=6,5— —7	Conc. galenă + calcopirită	13,20	6,3	7,0	3,9	87,7	76,5	24,1							
		Produs intermediar	3,70	0,7	2,2	6,7	2,6	6,7	6,4							
		Conc. blendă	10,80	0,31	1,16	13,1	3,5	14,5	66,5							
		Steril	72,30	0,08	0,04	0,09	6,2	2,3	3,0							
		Alimentare	100,00	0,95	1,21	2,13	100,0	100,0	100,0							
7	500 pH=7	Conc. galenă + calcopirită	8,6	11,4	10,85	3,7	89,0	72,1	13,9							
		Conc. blendă	6,3	0,57	4,42	28,89	3,3	26,4	80,1							
		Steril	85,1	0,10	0,09	0,16	7,7	6,2	6,0							
		Alimentare	100,0	1,10	1,28	2,27	100,0	100,0	100,0							
15	1500 pH=8 ^b	Conc. galenă + calcopirită	11,5	6,67	9,5	4,65	72,9	88,0	33,9							
		Conc. blendă	5,9	3,02	1,65	26,55	16,9	7,5	70,0							
		Steril	82,6	0,13	0,07	0,17	10,2	4,5	6,1							
		Alimentare	100,0	1,06	1,25	2,24	100,0	100,0	100,0							
13	2000 pH=10	Conc. galenă + calcopirită	8,4	5,70	7,8	2,0	49,7	53,5	7,8							
		Conc. blendă	10,4	4,24	4,94	17,8	45,9	42,0	87,3							
		Steril	81,2	0,05	0,07	0,13	4,4	4,5	4,9							
		Alimentare	100,0	0,96	1,22	2,15	100,0	100,0	100,0							
Condiții de lucru				La flotația blendei												
Măcinare circa 80% — 0,074 mm				var												
Reactivi în moară diluțial/3				sulfat de cupru												
var aerofloat 242 20 g/t				aerofloat 243												
cianură de potasiu 100 g/t				flotanol Hoechst												
sulfat de zinc 1000 g/t				Timp de condiționare												
				15 min.												
				Timp de flotare												
				5 min.												
În celulă la flotația galenă-calcopirită :																
silicat de sodiu																
aerofloat 242																
Timp de condiționare																
Timp de flotare																

La încercările pentru determinarea felului și a consumului de reactiv depresant pentru blendă, s-a folosit cianură (0—130 g/t) și sulfat de zinc (1000—3000 g/t).

Rezultatele acestor experimentări sunt arătate în tabelul 4 unde se vede că rezultatele favorabile la flotația galenă-calcopirită se obțin la consumuri de 100 g/t cianură și 1000 g/t sulfat de zinc : concentrate cu 9,5% și 12% Cu, la extracții de Pb de 87,30% și de cupru de 83,10%.



TABELUL 2

Rezultatele flotației în funcție de cantitatea de carbonat de sodiu folosită

Nr. încerc.	Cantit. de sodă g/t	Produse	Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracții de metal %			
				Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	
89	0	Conc. galenă + calcopirită	11,14	6,0	8,4	3,5	78,2	77,8	18,0	
		Conc. blendă	14,64	0,72	1,61	11,8	12,3	19,8	79,2	
		Steril	74,22	0,11	0,04	0,08	9,5	2,4	2,8	
		Alimentare	100,00	0,85	1,19	2,17	100,0	100,0	100,0	
84	1000	Conc. galenă + calcopirită	10,14	7,3	5,5	2,75	72,0	47,4	13,2	
		Produs intermediar	1,18	0,88	5,62	3,41	1,0	5,7	1,9	
		Conc. blendă	11,47	1,35	3,85	14,1	15,0	37,5	77,8	
		Steril	77,21	0,16	0,14	0,19	12,0	9,4	7,1	
		Alimentare	100,00	1,03	1,18	2,08	100,	100,0	100,0	
92	2000	Conc. galenă + calcopirită	9,50	9,50	12,0	5,18	87,3	83,1	22,3	
		Produs intermediar	3,40	1,03	1,87	4,96	3,4	4,5	7,6	
		Conc. blendă	9,15	0,25	1,0	18,1	2,2	6,6	65,2	
		Steril	77,95	0,12	0,10	0,26	7,1	5,8	4,9	
		Alimentare	100,00	1,04	1,39	2,24	100,0	100,0	100,0	
86	3000	Conc. galenă + calcopirită	12,68	4,75	6,4	2,84	69,5	64,4	16,0	
		Produs intermediar	4,83	1,57	3,5	3,6	8,7	13,2	7,6	
		Conc. blendă	9,75	1,07	2,3	17,0	11,8	17,8	72,5	
		Steril	72,74	0,12	0,07	0,12	10,0	4,6	3,9	
		Alimentare	100,00	0,87	1,27	2,28	100,0	100,0	100,0	
Condiții de lucru — Măcinare : circa 80% — 0,074 m, diluția 1/3 Reactivi în moară carbonat de sodiu tab. 2 silicat de sodiu 500 g/t aerofloat 242 20 g/t aerofloat 242 20 g/t cianură de potasiu 100 g/t timp de condiționare 13 min. sulfat de zinc 1000 g/t timp de flotare 8 min.										
La flotația blendei var 750 g/t sulfat de cupru 500 g/t aerofloat 243 40 g/t flotanol Hoechst 25 g/t timp de condiționare 16 min. timp de flotare 5 min.										

La cantitățile mai mari de cianură (peste 100 g/t) cresc pierderile de cupru în concentratul de blendă și steril (circa 30%).

În cazul cantităților de cianură mai mici decât 70—100 g/t crește conținutul de Zn al concentratului colectiv de calcopirită galenă (5—8%), flotând atât de multă blendă încât extracția de blendă în acest prim produs depășește 30—40%.



TABELUL 3

Rezultatele flotației în funcție de cantitățile de var și carbonat de sodiu folosite

Nr. in- cerc.	Cantit. de var și sodă g/t	Produse	Ex- tractia în greut. %	Conținuturi %			Extracții de metal %		
				Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
20	var 200 sodă 1000	Conc. galenă calcopirită	10,2	9,65	9,35	3,88	95,3	73,2	17,9
		Conc. blendă	7,5	0,23	4,2	23,3	0,9	24,3	78,8
		Steril	82,3	0,10	0,04	0,09	3,8	2,5	3,3
		Alimentare	100,0	1,04	1,30	2,22	100,0	100,0	100,0
7	var 750 sodă 1000	Conc. galenă calcopirită	9,8	10,4	9,7	3,6	86,0	73,7	15,2
		Conc. blendă	6,1	0,38	4,4	29,0	1,9	20,6	77,1
		Steril	84,1	0,17	0,09	0,21	12,1	5,7	7,7
		Alimentare	100,0	1,18	1,29	2,30	100,0	100,0	100,0
8	var 1500 sodă 1000	Conc. galenă calcopirită	8,4	10,3	12,7	3,7	79,3	85,4	13,8
		Conc. blendă	8,6	1,92	1,42	23,82	13,1	8,7	82,5
		Steril	83,0	0,11	0,09	0,10	7,6	5,9	3,7
		Alimentare	100,0	1,12	1,24	2,20	100,0	100,0	100,0
9	var 2000 sodă 1000	Conc. galenă calcopirită	10,8	6,8	10,0	3,43	64,8	82,0	16,4
		Conc. blendă	8,3	4,14	2,28	21,47	30,4	14,3	80,0
		Produs intermediar	2,7	0,61	0,40	1,16	1,4	0,8	1,4
		Steril	78,2	0,05	0,05	0,07	3,4	2,9	2,4
		Alimentare	100,0	1,13	1,32	2,26	100,0	100,0	100,0
17	var 750 sodă 2000	Conc. galenă calcopirită	7,8	11,7	9,4	4,15	90,5	63,0	14,7
		Conc. blendă	9,0	0,36	4,28	19,20	2,9	32,8	78,2
		Steril	83,2	0,08	0,06	0,19	6,6	4,2	7,1
		Alimentare	100,0	1,01	1,17	2,22	100,0	100,0	100,0

Condiții de lucru — Măcinare : circa 75% — 0,074 m, diluția 1/3

Reactivi în moară

Carbonat de sodiu și var

În celulă, la flotația galenă-calcopirită

Cianură de potasiu

Silicat de sodiu

500 g/t

Sulfat de zinc

Aerofloat 242

20 g/t

Aerofloat 242

Timp de condiționare

13 min.

20 g/t Timp de flotare

8 min.

La flotația blendei

var

750 g/t

sulfat de cupru

500 g/t

aerofloat 243

40 g/t

flotanol Hoechst

25 g/t

timp de condiționare

16 min.

timp de flotare

5 min.

Așa cum am arătat anterior, la experimentările de flotație primară a concentratului de galenă-calcopirită, s-au folosit ca reactivi-colectori : aerofloatul 242, amestec de aerofloat 242 și xantat etilic precum și amestec TT.



TABELUL 4

Rezultatele flotației în funcție de cantitatea de reactivi depresanți (cianură și sulfat de zinc) folosiți

Nr. incerc.	Cantit. de depresant g/t	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %			Extracția de metal %		
				Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
10	fără cianură, sulfat de zinc : 1000	Conc. galenă calcopirită Conc. blendă Steril Alimentare	9,70 4,80 85,50 100,00	9,40	12,00	7,6	87,50	93,80	32,7
				0,41	1,11	30,32	5,70	4,20	64,00
				0,08	0,04	0,09	6,80	2,00	3,30
				1,04	1,25	2,28	100,0	100,0	100,0
26	fără cianură, sulfat de zinc : 3000	Conc. galenă calcopirită Conc. blendă Steril Alimentare	11,40 5,60 83,00 100,00	6,32	9,35	8,3	77,30	88,50	43,40
				2,96	1,45	20,50	16,20	6,80	52,50
				0,08	0,07	0,11	6,50	4,70	4,10
				1,02	1,20	2,19	100,00	100,00	100,00
73	cianură : 30 sulfat de zinc 1000	Conc. galenă calcopirită Produs intermediar Steril Alimentare	11,50 6,70 81,80 100,00	7,10	9,00	16,00	81,50	87,10	85,5
				1,79	1,43	3,60	12,00	8,10	11,10
				0,08	0,07	0,09	6,50	4,80	3,40
				1,00	1,18	2,17	100,00	100,00	100,00
82	cianură 70 sulfat de zinc : 700	Conc. galenă calcopirită Conc. blendă Steril Alimentare	13,10 7,70 79,20 100,00	5,47	7,10	4,66	76,7	83,10	29,9
				1,29	1,73	16,40	10,7	11,90	62,10
				0,15	0,07	0,21	12,6	5,00	8,00
				0,94	1,12	2,04	100,0	100,00	100,00
92	cianură : 100 sulfat de zinc : 1000	Conc. galenă calcopirită Produs intermediar Conc. blendă Steril Alimentare	9,50 3,40 9,15 77,95 100,00	9,50	12,00	5,18	87,30	83,10	22,30
				1,03	1,87	4,96	3,40	4,50	7,60
				0,25	1,00	18,10	2,20	6,60	65,20
				0,12	0,10	0,26	7,10	5,80	4,90
83	cianură : 130 sulfat de zinc : 1000	Conc. galenă calcopirită Conc. blendă Steril Alimentare	10,25 8,12 81,63 100,00	7,10	8,60	4,10	80,90	71,50	15,30
				1,06	3,33	20,50	9,20	20,80	76,20
				0,12	0,11	0,23	9,90	7,70	8,50
				0,92	1,23	2,19	100,00	100,00	100,00

Condiții de lucru

Măcinare circa 80% – 0,074 mm.

Reactivi în moară

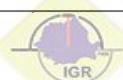
cianură variabil și sulfat de zinc variabil
carbonat de sodiu 2000 g/t, aerofloat 242
circa 20 g/t

În celulă, la flotația galenă-calcopirită

silicat de sodiu 500 g/t
aerofloat 242 20 g/t
timp de condiționare : 13 min.
timp de flotare 8 min.

— la flotația blendei

var	750 g/t
sulfat de cupru	500 g/t
aerofloat 243	40 g/t
flotanol Hoechst	25 g/t
Timpul de condiționare	16 min.
Timp de flotare	5 min.



TABELUL 5

Rezultatele flotației în funcție de cantitatea și felul colectorilor folosiți

Nr. încerc.	Felul și cantit. de colect-g/t	Produse	Extracția în %	Conținuturi %			Extracția de metal %		
				Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
93	aerofloat 242 40	Conc. galenă calcopirită	16,90	5,07	5,9	3,88	90,30	83,20	30,50
		Conc. blendă	10,80	0,31	1,63	13,10	3,50	14,50	66,50
		Steril	72,30	0,08	0,04	0,09	6,20	2,30	3,00
		Alimentare	100,00	0,95	1,21	2,13	100,0	100,00	100,00
94	aerofloat 242 40 Xantat etilic 32	Conc. galenă calcopirită	16,70	9,00	7,10	5,00	89,60	88,00	38,10
		Conc. blendă	10,70	0,25	0,91	12,40	2,60	7,20	59,30
		Steril	72,60	0,11	0,09	0,08	7,80	4,80	2,60
		Alimentare	100,0	1,03	1,35	2,23	100,00	100,00	100,00
51	Amestec TT 80	Conc galenă calcopirită	11,20	8,27	9,35	7,24	89,40	86,80	36,00
		Conc. blendă	6,30	0,62	1,19	18,90	3,80	6,20	57,10
		Steril	82,50	0,08	0,10	0,18	6,80	7,00	6,90
		Alimentare	100,00	1,03	1,20	2,20	100,00	100,00	100,00

Condiții de lucru

Măcinare : circa 80 - 85% - 0,074 mm.	diluția : 1/3	La flotația blendei	
Reactivi în moară		var	750 g/t
fără alcalinizator		sulfat de cupru	500 g/t
cianură de potasiu	100 g/t	aerofloat 243	40 g/t
sulfat de zinc	1000 g/t	flotanol Hoechst	25 g/t
În celulă, la flotația galenă-calcopirită		Timp decondiționare	16 min.
silicat de sodiu	500 g/t	Timp de flotare	5 min.
colector			
Timp de condiționare	13 min.		
Timp de flotare	8 min.		

Indicii tehnici realizați la aceste experimentări sunt arătați în tabelul 5 unde se vede că la consumuri de circa 40 g/t aerofloat 242 se obțin : concentrate cu 5,07% Pb, 5,9% Cu și 3,9% Zn, la extracții de 90,3% pentru plumb și 83,2% pentru Cu. Folosirea pe lingă aerofloat 242 și a unui adaos de circa 25 g/t xantat etilic de sodiu, a dus la o îmbunătățire a extracției de cupru (88%) dar în același timp a dus la creșterea conținutului de zinc al acestui concentrat pînă la circa 5%, corespunzător unei extracții de circa 38% din zincul aflat în minereu.

Folosirea amestecului TT (soluție de 10% tiocarbonilidă în ortotoluidină) nu a dus la îmbunătățirea rezultatelor flotației în raport cu aerofloat 242 și xantat.

Limitele de dimensiuni între care s-au făcut experimentările pentru determinarea măcinării optime au ținut seama de concluziile studiului



mineralogic și de observații microscopice făcute pe probe măcinate și produse la flotație. Pe baza acestora s-a putut aprecia că o măcinare foarte înaintată nu ar fi necesară deoarece: în general, asociațiile dintre minerale și în special ale galenei cu celelalte minerale nu sunt foarte înaintate; deși o parte din calcopirită este intim asociată cu blenda, este exclusă punerea ei în libertate prin măcinare, ea găsindu-se în blendă sub formă de picături submicroscopice.

În tabelul 6 sunt arătate rezultatele obținute la cîteva experimentări de flotație (fig. 1) cu măcinări diferite cuprinse între 0,16—0,06 mm, sau cu măcinări în 2 trepte.

Rezultatele favorabile se obțin la măcinarea corespunzătoare fineții de 80—85% sub 0,074 mm concentrate cu 9% Pb; 7,10% Cu și 5% Zn, corespunzător unor extracții de 89—90% pentru Pb și 88% pentru Cu. Extractia de zinc este de 38%.

La această finețe de măcinare conținutul de cupru al concentratului de blendă a fost de 0,91%, 7—8% din cupru flotând în acest produs.

Unele rezultate s-au obținut și în cazul măcinării în 2 trepte (0,09 și 0,074 mm) în care caz s-a obținut un concentrat primar cu 5,7% Pb, 7,10% Cu și 3,68% Zn, extracția de Pb fiind de 89—90%, iar cea de cupru 85—86%. Cu toată măcinarea înaintată (100%—0,074 mm) conținutul de cupru al concentratului de blendă a fost de 1,7%; circa 11% din cantitatea de cupru flotând în acest produs. În concluzie, se poate afirma că se pot obține concentrate primare cu 6—7% Pb și 7—8% Cu; extracțiile se situează în jurul lui 85% pentru Pb și ceva mai puțin pentru Cu. Aceste extracții sunt apreciate fără să se țină seama de posibilitatea măririi lor — în cazul unui flux continuu — prin reintroducerea în circuit a unor produse intermediare primare cu 1—2% Pb și 2—3% Cu; care mai conțin, în funcție de concentratul primar, 3—8% din metalele respective.

Reflotarea concentratului de galenă-calcopirită. În scopul obținerii unor concentrate cît mai curate de Pb-Cu, s-au executat încercări de reflotare atât a concentratelor primare cît și a produselor intermediare primare.

Experimentările de reflotare a concentratului de Pb-Cu, au constat din reflotarea de două ori, obținându-se produse îmbogățite în Pb-Cu și o serie de produse intermediare care, în situația unui flux industrial sunt reintroduse în prima parte a procesului (fig. 2).

În tabelul 7 sunt arătate rezultatele mai multor încercări, executate în diferite condiții de lucru. Se constată că se pot obține concentrate



TABELUL 6

Rezultatele flotaiei în funcție de finețea măcinării și numărul de trepte

Nr. încerc.	Finețea măcinării % 0,074 mm	Produse	Extracția de concentrat %	Conținuturi %			Extracții de metal %						
				Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn				
65	70—75 % —0,074 mm	Conc. galenă calcopirită	10,90	6,95	8,37	3,53	74,80	74,10	19,10				
		Conc. blendă	7,10	2,20	3,31	21,20	14,70	19,20	74,7				
		Steril	82,00	0,13	0,10	0,15	10,50	6,70	6,20				
		Alimentare	100,00	1,01	1,23	2,02	100,00	100,00	100,0				
94	80—85 % —0,074 mm	Conc. galenă calcopirită	16,70	9,00	7,10	5,00	89,60	88,0	38,10				
		Conc. blendă	10,70	0,25	0,91	12,40	2,60	7,20	59,30				
		Steril	72,60	0,11	0,09	0,08	7,80	4,80	2,60				
		Alimentare	100,00	1,03	1,35	2,23	100,00	100,00	100,0				
91	100 % —0,074 mm	Conc. galenă calcopirită	15,20	5,90	6,42	3,31	92,10	83,10	23,3				
		Conc. blendă	9,80	0,45	1,73	16,30	4,50	14,40	74,20				
		Steril	75,00	0,05	0,04	0,08	3,40	2,50	2,50				
		Alimentare	100,00	0,98	1,18	2,16	100,00	100,00	100,0				
48	I-treaptă 70 %— 0,074mm	Conc. 1—gallenă calcopirită	5,30	12,28	12,54	3,24	58,50	53,00	8,10				
		Conc. 2—gallenă calcopirită	3,10	8,22	11,33	4,85	22,90	28,10	7,0				
		Conc. 1 + 2	8,40	10,80	12,10	3,82	81,40	81,00	15,10				
	II-treaptă 80—85 % —0,074 mm	Conc. blendă	4,20	1,33	2,33	35,45	5,10	7,8	70,00				
		Steril	87,40	0,17	0,15	0,30	13,50	11,10	14,90				
		Alimentare	100,00	1,11	1,25	2,12	100,00	100,00	100,0				
97.	I-treaptă 80—85 % 0,074mm	Conc. 1—gallenă calcopirită	6,80	11,12	12,37	3,68	72,00	61,10	9,70				
		Conc. 2—gallenă calcopirită	9,70	1,92	3,45	3,86	17,60	24,30	16,70				
		Conc. 1 + 2	16,50	5,70	7,10	3,80	89,60	85,40	26,40				
	II-treaptă 100 %— —0,074 mm	Conc. blendă	9,30	0,34	1,70	16,70	3,10	11,10	69,10				
		Steril	74,20	0,10	0,06	0,09	7,30	3,20	2,90				
		Alimentare	100,00	1,05	1,37	2,25	100,00	100,00	100,0				
Condiții de lucru				timp de condiționare			13 min.						
Măcinare variabilă				diluție 1/3			timp de flotare						
Reactivi în moară (la I-a treaptă)				La flotația blendei									
fără alcalinizator				var									
aerofloat 242				750 g/t									
cianură de potasiu				sulfat de cupru									
sulfat de zinc				500 g/t									
În celulă, la flotația galenă-calcopirită				aerofloat 243									
silicat de sodiu				40 g/t									
aerofloat 242				flotanol Hoechst									
				25 g/t									
				timp de condiționare									
				16 min.									
				timp de flotare									
				5 mi.									



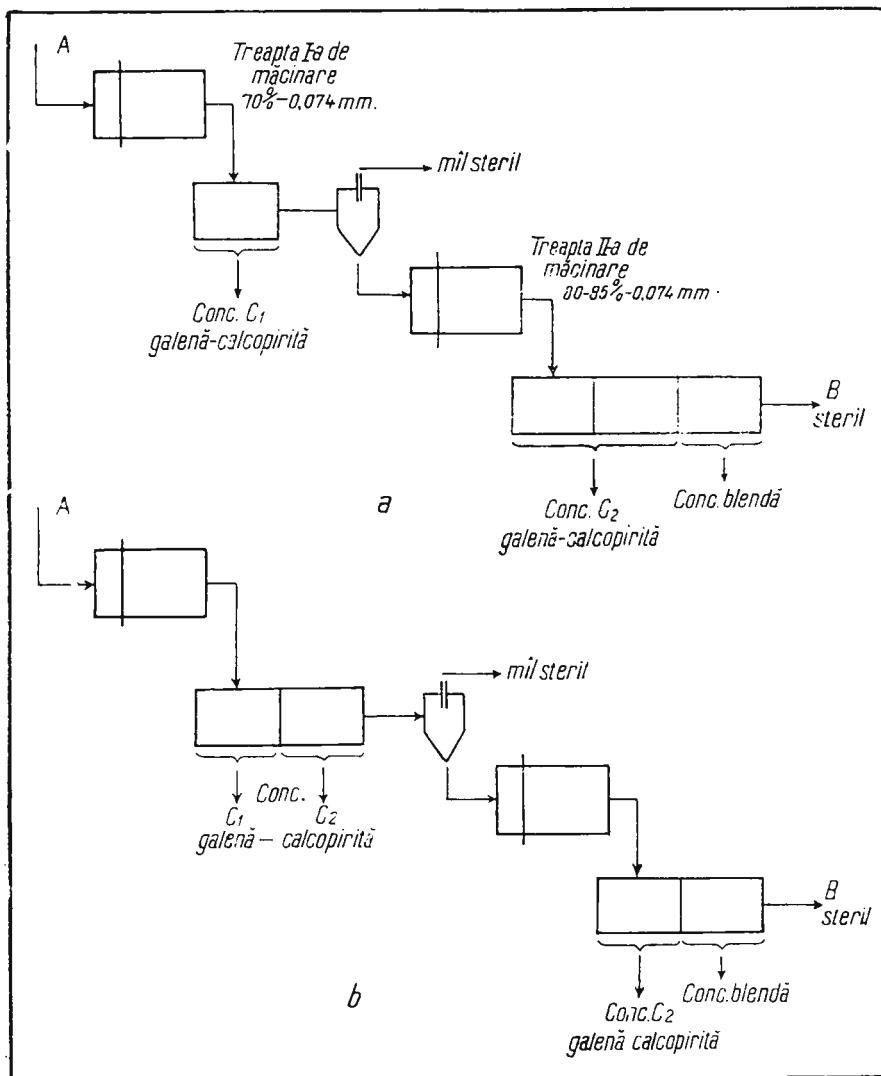


Fig. 1. — Flotația în două etape
Flottation en deux étapes.

colective Pb-Cu cu 14—17% Pb și 17—20% Cu, în care trec 85—90% din metalele respective, raportate la operația de reflotare.

Tinând seama de extracțiile care se pot obține în concentratul primar, se poate conta pe extracții în produsul reflotat raportat la original

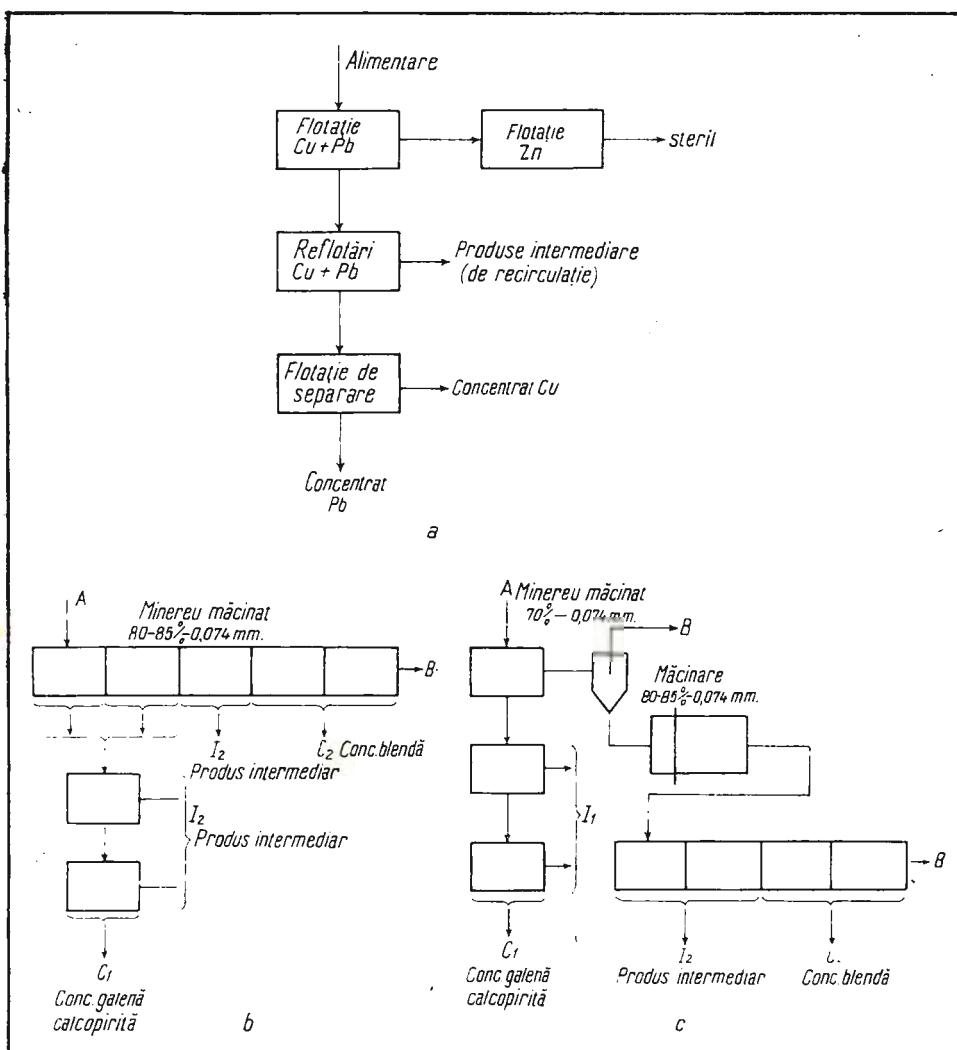


Fig. 2. -- Reflotarea concentratului de galenă și calcopirită.
Reflottation du concentré de galène et chalcopyrite.

de : 76–78% pentru plumb și 72–74% pentru cupru. Sterilele de la refloare reprezintă produse intermediare cu 1–3% Pb, 3–5% Cu și circa 10% Zn cu extracții corespunzătoare de 10–12% pentru Pb ; 17–19% pentru cupru și zinc.

S-au făcut și unele încercări de refloare a unor produse intermediare primare cu : 1–1,5% Pb ; 3–4% Cu și 13–14% Zn- în care caz s-a în-

TABELUL 7

Rezultatele flotației primare urmată de reflotarea de două ori a concentratului colectiv de galenă-calcopirită

Schema de lucru și nr. încerc.	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi			Extracții de metal %		
			Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
Fig. 2 88	C ₁ Conc. galenă calcopirită	4,95	16,70	19,80	5,78	77,70	71,20	13,70
	I ₁ Produs intermediu	6,00	0,79	0,67	1,8	4,30	3,00	5,10
	C ₁ +I ₁ Produs supus refloțării	10,95	8,00	9,35	2,67	82,00	74,20	18,80
	I ₂ Produs intermediu primar	4,65	0,82	4,75	13,34	3,50	15,90	29,70
	C ₂ Produs flotare blendă	13,10	0,42	0,70	7,90	5,10	6,70	49,10
	B — Steril A — Alimentare	71,30 100,00	0,14 1,07	0,06 1,37	0,07 2,09	9,40 100,00	3,20 100,00	2,40 100,00
88	Cone. primar	100,00	8,00	9,35	2,3	100,00	100,00	100,00
	Conc. refloțat	45,10	16,70	19,80	1,8	94,7	96,2	72,8
	Produs intermediu	54,90	0,79	0,67	5,8	5,3	3,8	27,2
85	Cone. primar	100,00	6,0	5,9	2,6	100,0	100,0	100,0
	Cone. refloțat	39,50	14,10	14,0	5,40	93,4	95,3	83,0
	Produs intermediu I	10,30	1,41	1,14	3,20	2,4	2,0	13,0
	Produs intermediu II	50,20	0,53	0,31	1,95	4,2	2,70	4,0
83	Cone. primar	100,00	9,2	10,1	3,0	100,0	100,0	100,0
	Conc. refloțat	46,0	18,4	19,4	3,3	91,5	88,0	51,0
	Produs intermediu	54,0	1,5	2,2	2,8	8,5	12,0	49,0
Condiții de lucru								
1. la flotația primară		<i>b)</i> la flotația blendei						
diluie 2,5/1		var						
reactivi în moară		250 g/t						
aerofloat 242		sulfat de cupru						
cianură		500 g/t						
sulfat de zinc		aerofloat 243						
silicat de sodiu		40 g/t						
aerofloat 242		flotanol Hoechst						
sodă		25 g/t						
Timp de condiționare		Timp de condiționare						
Timp de flotare		16 minute						
a) la flotația galenă calcopirită		Timp de flotare						
silicat de sodiu		5 minute						
aerofloat 242		2. La reflotarea concentratului de galenă-calcopirită						
sodă		soda						
Timp de condiționare		300 g/t						
Timp de flotare		silicat						
		200 g/t						
		aerofloat 242						
		20 g/t						
		Timp de condiționare						
		24 minute						
		Timp de flotare						
		20 minute						



cercat depresarea blendei cu cianură (25 g/t) împreună cu sulfat de zinc (250 g/t) în mediu alcalin (pH=8) realizat cu var (200 g/t).

Rezultatele obținute arată posibilitatea obținerii unui produs cu 13–14% Cu ; 5,2–5,8% Pb și 6–7% Zn în care se recuperează peste 50% din cuprul și plumbul conținute în produsele intermediare.

Flotația blendei. Pentru flotarea blendei s-au încercat ca reactivi modificatori sulfat de cupru (0,5 ... 1 kg/t) pentru activare și var pentru alcalinizarea tulburelui pînă la pH : 9–10, utilizîndu-se 0,5 pînă la 1 kg/t var, aceasta deoarece la sfîrșitul flotației galenă-calcopirită, pH-ul scade la 7–8.

Ca reactiv colector a fost încercat exclusiv aerofloat 243, iar ca spumant flotanol Hoechst.

În funcție de condițiile de lucru, timpul de colectare, s-au obținut la flotația primară concentrate cu conținuturi care variază între 15 și 30% Zn ; conținutul mediu al fracțiunilor cumulate fiind cuprins între 20 și 22% Zn. Toate fracțiunile însumează pînă la 76–82% din zincul aflat în minereu.

În tabelele 6 și 7 se arată rezultatele obținute și condițiile de lucru la cîteva încercări la care s-a folosit aerofloat 243.

Pierderile de zinc în sterile sunt în general mici, nedepășind 8%.

Dat fiind caracterul experimentărilor de laborator, fără reintroducerea în circuit a produselor intermediare, valorile obținute de noi privind recuperările, sunt în orice caz minime ce se pot realiza.

Recuperarea de zinc în concentratele de blendă obținute la experimentările noastre este influențată într-o oarecare măsură de flotația calcopiritei, deoarece dacă se forțează flotația calcopiritei, pentru a obține extracții de cupru de peste 78–80%, o cantitate de circa 15% din zinc, trece în aceste concentrate, cu reducerea concomitentă a conținutului de cupru din concentratele de blendă sub 1,2%.

Dacă nu se forțează flotația calcopiritei extracțiiile de zinc în concentratele de blendă sunt mai mari (circa 80%) dar crește sensibil și conținutul de cupru, pînă la 3–3,5%).

Pentru îmbunătățirea calității concentratelor de blendă s-au executat experimentări care au constat dintr-o singură operație de reflotare.

În cazul unor produse care au circa 22% Zn s-a putut ajunge, printr-o singură reflotare, la produse cu 45–46% Zn, iar în cazul unor produse cu 31% Zn, la produse cu peste 54% Zn aşa cum se poate vedea din tabelul 8.



TABELUL 8

Rezultatele flotașiei primare urmată de reflotarea de două ori a concentratului colectiv de galenă calcopirită, cu măcinarea în mai multe stadii

Schema de lucru și nr. încercării	Produse	Extracția de concentrat %	Conținuturi %			Extracții de metal %		
			Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
Măcinarea în 2 trepte (0,15 și 0,09 mm) Fig. 3 49	C ₁ Conc. galenă calcopirită	5,50	13,63	17,62	6,02	73,00	69,90	14,50
	I ₁ Produs intermediar	3,00	4,28	4,55	7,89	12,40	9,80	10,40
	I ₂ Produs intermediar	4,00	1,22	2,77	5,25	4,80	7,90	9,30
	C ₂ Conc. blendă	2,20	1,49	2,02	54,10	3,20	3,10	52,50
	I ₃ Produs intermediar	1,90	0,63	0,63	5,05	1,20	0,90	4,20
	Steril	83,10	0,07	0,14	0,25	5,40	8,40	9,10
	Alimentare	100,00	1,03	1,39	2,27	100,00	100,00	100,00

Condiții de lucru

1. La flotașia primară diluție 1/3 reactivi în moară (la prima treaptă):

sodă	2000 g/t
aerofloat 242	20 g/t
cianură	100 g/t
sulfat de cupru	1000 g/t
 - a) la flotașia galenă-calcopirită

silicat de sodiu	500 g/t
aerofloat 242	20 g/t
sodă	250 g/t
- Timp de condiționare 13 min.
Timp de flotașie 8 min.

b) La flotașia blendei

- | | |
|----------------------|---------|
| var | 250 g/t |
| sulfat de cupru | 500 g/t |
| aerofloat 243 | 40 g/t |
| flotanol Hoechst | 25 g/t |
| Timp de condiționare | 16 min. |
| Timp de flotașie | 5 min. |
2. La reflotarea concentrat. de galenă-calcopirită

silicat	200 g/t
Timp de condiționare	17 min.
Timp de flotașie	6 min.

Observînd rezultatele unei experimentări de flotașie (tab. 8, încerc. 49) se poate vedea că la reflotare, s-a obținut un concentrat cu 54,10% Zn și un produs intermediar cu 3,64% Zn.

În primul produs se recuperează 52—53% din zinc.

În cazul altei încercări (83) s-a obținut un produs cu 44,8% Zn care corespunde unei recuperări de 63—64% și un produs intermediar cu 34,8% Zn; extracția de zinc pentru aceste produse intermediare este de circa 12—13%; în cazul unui flux continuu acesta este reintrodus, astfel că o parte din zincul conținut (minim 50%) se va recupera în produsul de calitate. Înțînd seamă și de posibilitatea recuperării a cel puțin 50% din blenda din produsul intermediar primar cu conținut de calcopirită și blendă, se poate aprecia că, în acest caz, extracția finală de zinc va ajunge la 74—75%, într-un produs cu minim 45—46% Zn sau 64—65% într-un produs cu cel puțin 54% Zn.



TABELUL 9

Rezultatele flotației de separare a produsului intermediu primar

Nr. încerc.	Produse	Extracția de concentrat %		Conținuturi %			Extracții de metal %		
		Față de original	P.e operație	Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
89	C ₁ Concentrat reflotat	0,61	12,50	5,17	14,37	7,45	3,60	7,40	2,10
	C ₂ Steril reflotare	4,30	87,50	0,52	1,96	14,25	2,60	7,00	28,10
	I ₁ Alimentare-Prod. intermediu	4,91	100,00	1,08	3,50	13,40	6,20	14,40	30,20
	C ₁ Concentrat reflotat	1,01	21,00	5,81	12,50	6,61	6,70	9,90	3,10
86	C ₂ Steril reflotare	3,82	79,00	0,48	1,10	2,74	2,00	3,30	4,50
	I ₁ Alimentare — Produs intermediu	4,83	100,00	1,57	3,50	3,60	8,70	12,20	7,60
Condiții de lucru la flotația de separare									
Diluția — 10/1						Timp de condiționare		13 minute	
cianură de potasiu		25 g/t		Timp de flotare		3 minute			
sulfat de zinc		250 g/t							
var		200 g/t							
silicat de sodiu		200 g/t							
pH = 8 ⁰⁰									

Experimentările pentru obținerea unor concentrate separate de calcopirită și galenă, din concentratul colectiv

Așa cum s-a arătat anterior, conținutul de metale, gradul înaintat de asociere a unor minerale prezente, posibilitățile de prelucrare metallurgică și condițiile de calitate impuse produselor miniere, ne-au făcut să alegem pentru cea mai mare parte a experimentărilor făcute, o tehnologie de flotație colectivă, ce a urmărit recuperarea maximă a sulfurilor de plumb și cupru, într-un concentrat colectiv ce apoi este separat în concentrate diferite de galenă și calcopirită, prelucrabile prin metode piro-metallurgice.

În funcție de recuperările globale ce pot fi luate în considerare, atât pentru preparare cât și pentru metalurgie, trebuie să se țină seama de



TABELUL 10

Rezultatele flotației de separare a concentratului colectiv de galenă — calcopirită, reflotat de două ori

Nr. incerc.	Produse	Extracția de con- centrat %	Conținuturi %			Repartizarea metalului %		
			Pb	Cu	Zn	Pb	Cu	Zn
3	C ₁ Conc. galenă	24,30	56,51	3,80	7,32	82,20	5,00	30,70
	C ₂ I—III Conc. calcopirită	75,70	3,94	25,00	5,28	17,80	95,00	69,30
88	Ccol Conc. colectiv reflotat de 2 ori	100,00	16,70	19,80	5,78	100,00	100,00	100,00

Condiții de lucru

La separarea concentratului colectiv de galenă-calcopirită

agitare	3 minute
cianură	1500 g/t
sodă	400 g/t
silicat	250 g/t
Timp de conditionare	40 minute
Timp de flotare	7 minute

faptul că obținerea unui concentrat separat de cupru poate duce la recuperări metalurgice mai mari.

În acest sens, operația ce a dus la flotația concentratului colectiv a constituit o operație de preconcentrare, finalizată prin flotație de separare.

În cazul experimentărilor efectuate, s-au folosit ca reactivi depreșanți fie bicromatul de potasiu, pentru galenă, încercând să se fleteze calcopirita, fie cianura de potasiu pentru calcopirită, încercând să se fleteze galena. Dintre acestea, soluția ultimă a dat cele mai bune rezultate.

S-au executat experimentări în diverse variante (schemă de refloatare, reactivi, remăcinare, etc.).

Una din aceste scheme este arătată în fig. 3 care constă din refloatarea de 3 ori a concentratului colectiv reflotat. Rezultatele arată că în final se pot obține: un concentrat de galenă care conține 56,51% Pb ; 3,8% Cu și 7,3% Zn corespunzător unei repartizări a 82—83% din Pb în acest produs ; un concentrat de calcopirită care conține 25% Cu ; 3,94% Pb și 5,28% Zn, corespunzător unei repartizări a 95% din cupru raportat la concentratul colectiv.

Considerind că prin retratarea produselor intermediare se recuperează cel puțin 50% din metalele conținute, ținând seama de recuperările probabile ce se pot obține la flotația concentratelor colective Pb-Cu, supuse separării (circa 85% pentru Pb și 80% pentru Cu), extracțiile finale ce



pot fi luate în considerare sănt de: 72–74% pentru Pb și 70–72% pentru Cu.

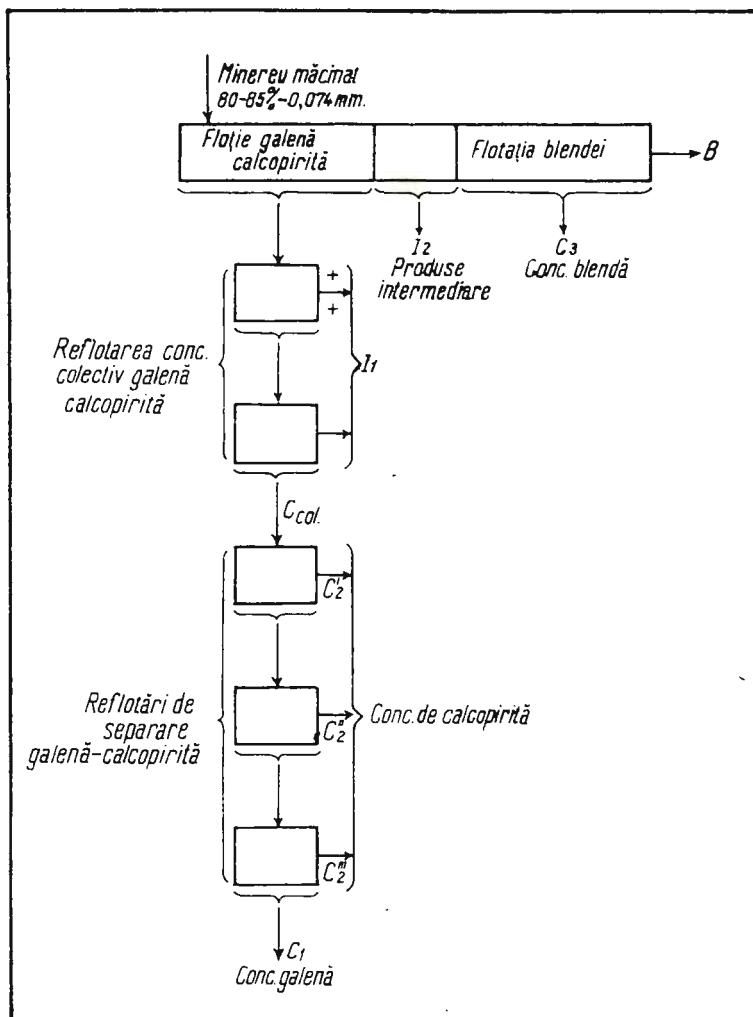


Fig. 3. — Reflotarea concentratului de galenă și calcopiritică
Reflottation du concentré de galène et chalcopyrite.

Compoziția chimică a concentratului de galenă cu circa 56% Pb a fost:

56,50% Pb, 3,80% Cu, 7,30% Zn, 16% S, 120 g/t Ag, 0,5 g/t Au, 6% Fe.

TABELUL 11

Conținutul în elemente minore a concentratelor finale de galenă, calcopirită și pirilită determinat prin analiză spectrală

Produsul	Elemente însoțitoare g/t												
	As	Ni	Sb	Mn	Cd	Bi	Sn	Co	V	W _O	Mo	Ag	Cr
Concentrat de galenă cu 54 % Pb	SLD	3	100	300	1000	3000	10	10	—	SLD	3	300	—
Concentrat de calcopirită cu 29 % Cu	SLD	SLD	SLD	300	300	1000	SLD	3	—	SLD	3	30–100	urme
Concentrat de blendă cu 46 % Zn	SLD	SLD	SLD	1090	10000	100	SLD	100	—	SLD	3	30–100	SLD

SLD = sub limita de dozare



În tabelul 11 se arată conținuturile în elemente minore a concentratelor valorificabile de galenă, calcopirită, blendă, determinate prin analiză spectrală.

CONCLUZII

Cercetările de preparare efectuate au urmărit să stabilească posibilitățile de valorificare a minereului complex de la Luncșoara în vederea obținerii unor concentrate de galenă, calcopirită și blendă apte de a fi prelucrate metalurgic.

Proba cercetată a fost colectată din sectorul Brusturi-Galeria XI și a avut 1,0–1,1% Pb; 1,2% Cu; 2,2–2,3% Zn și circa 3% S.

Caracteristicile chimice și mineralogice ale minereului au impus flotația ca unică metodă de concentrare posibil de aplicat.

Cercetările au arătat că este posibilă obținerea unor concentrate valorificabile utilizând un flux tehnologic care cuprinde: flotația primară cu refloți de îmbogățire pentru obținerea unui concentrat colectiv galenă-calcopirită și a unui concentrat separat de blendă; refloatarea concentratului colectiv de galenă-blendă, pentru obținerea unor concentrate separate de galenă respectiv calcopirită.

O schemă tehnologică principală cu un flux tehnologic cuprindând succesiunea operațiilor de mai sus este arătată în fig. 4.

În anumite condiții de lucru (reactivi, finețe de măcinare etc.) s-a arătat că se poate obține în final: un concentrat de galenă cu circa 56% Pb; 3,8% Cu și 7,3% Zn; un concentrat de calcopirită cu 25% Cu, 3,9% Pb și 5,3% Zn; un concentrat de blendă cu peste 46% Zn, circa 1,2% Cu și 0,6–0,7% Pb.

Tinând seama și de posibilitatea retratării produselor intermediare extracțiile de metale minime pe care se poate conta, au fost apreciate la: extracția de plumb în concentratul de galenă: 74%, circa 13% din plumb trece în concentratul de calcopirită, 7% în acela de blendă și 6% în steril; extracția de cupru în concentratul de calcopirită 72%; extracția de cupru în concentratul de galenă 13% (cupru recuperabil în parte la metalurgia plumbului), circa 10% din cupru trece în concentratul zincos și 5% în sterile; extracția de zinc în concentratul de blendă 70%; circa 14% din zinc rămîne în concentratul de galenă, 8% în concentratul de calcopirită și 8% în steril.

În concluzie, se poate afirma cu suficientă siguranță, că din punct de vedere al tehnologiei de preparare, minereul complex de la Luncșoara Brusturi, cu caracteristicile chimico-mineralogice asemănătoare cu ale



probei studiate, poate fi valorificat în condiții tehnico-economice bune pentru plumb, cupru și zinc.

Calitatea concentratelor și recuperările corespunzătoare obținute sunt bune, ținând seama de faptul că în parte, mineralele prezente sunt asociate la dimensiuni submicroscopice.

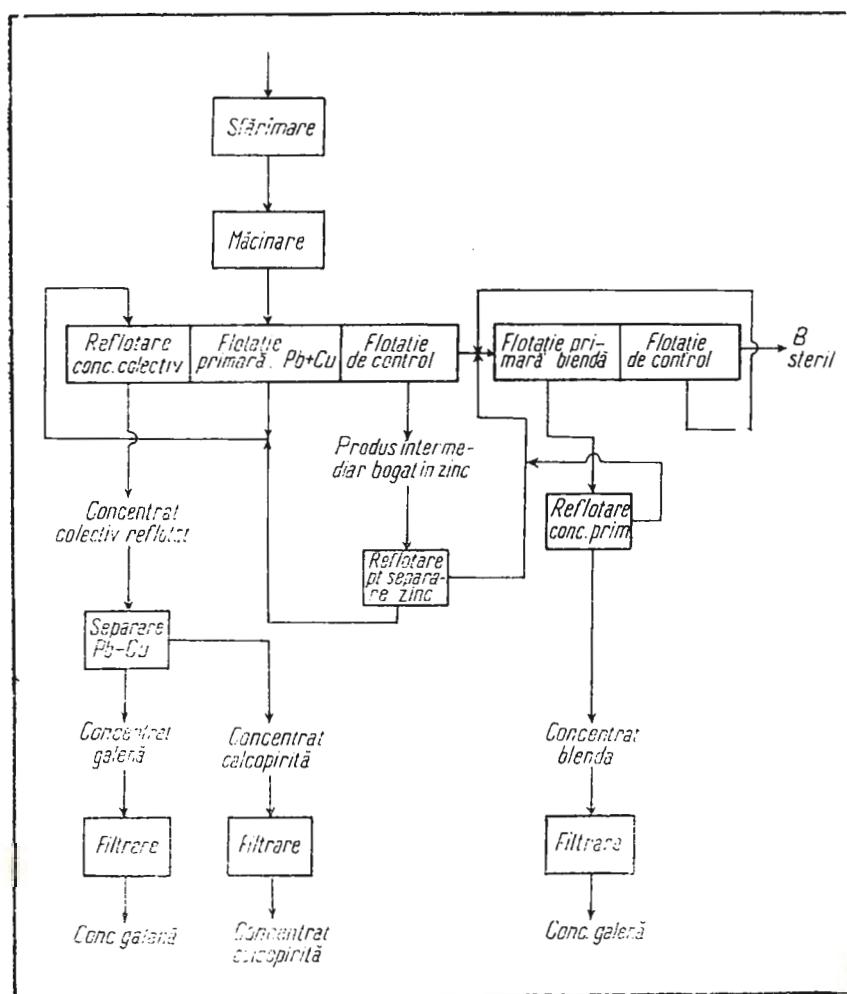


Fig. 4. — Schema de principiu a fluxului tehnologic
Schéma de principe du flux technologique.

Față de rezultatele din laborator, rezultatele industriale sunt susceptibile de a fi mai bune.

RECHERCHES CONCERNANT LES POSSIBILITÉS DE PRÉPARATION DU MINERAIS COMPLEXE DE LUNCŞOARA

(Résumé)

Les recherches effectuées ont eu pour but d'établir les possibilités de mettre en valeur, par préparation le minerai complexe à cuivre, plomb, zinc, exploré par IGEX à Luncşoara-Bihor.

On indique ci-dessous les plus importantes teneurs de l'échantillon récolté du secteur Brusturi-galerie XI : 1,0 ou 1,1 % Pb ; 1,2 % Cu ; 2,2 ou 2,3 % Zn et 3 % S.

Ce sont les caractères chimiques et minéralogiques du minerai qui indiquent la flottation en tant que méthode unique de concentration.

Les recherches ont démontré la possibilité d'obtenir des concentrés propres à être mis en valeur à l'aide d'une ligne technologique qui comprenne :

- une flottation primaire d'où l'on obtient un concentré collectif de galène-chalcopyrite et un concentré séparé de blende ;

- une reflottation du concentré collectif afin d'obtenir des concentrés séparés de galène et de chalcopyrite, propres à être métallurgiquement préparés.

Voici les produits et les indices techniques finals, en considérant aussi la possibilité d'un retraitement des produits intermédiaires :

- un concentré de galène à environ 56 % Pb ; 3,8 % Cu et 7,3 % Zn ; l'extraction de plomb est de 74 % ; environ 13 % du plomb passe dans le concentré de chalcopyrite, 7 % dans celui de blende et 6 % dans le stéril ;

- un concentré de chalcopyrite à 25 % Cu, 3,9 % Pb et 5,3 % Zn ; l'extraction de cuivre est de 72 % ; 13 % du cuivre passe dans le concentré de galène (partiellement récupérable lors de la métallurgie du plomb) ; environ 10 % du cuivre passe dans le concentré de zinc et 5 % dans le stéril ;

- un concentré de blende à plus de 46 % Zn, environ 1,2 % Cu et 0,6 ou 0,7 % Pb ; l'extraction de zinc est de 70 % ; environ 14 % du zinc reste dans le concentré de galène, 8 % dans le concentré de chalcopyrite et 8 % dans le stéril.

La conclusion qui s'impose, en tenant compte de ces résultats, est que les réserves de minerai — mises en évidence par travaux d'exploration — ayant des caractéristiques semblables à celles de l'échantillon étudié, peuvent être valorisées du point de vue technologique.

EXPLICATIA PLANŞEI

Fig. 1. — Asociația blendă-calcopirită. N//; X 70; a. blendă ; b. calcopirită.

Association blonde-chalcopyrite. N//; X 70; a, blonde ; b, chalcopyrite.

Fig. 2. — Asociație mai grosieră între blendă, galenă și magnetit. N //; X 70; a. blendă ; b. galenă ; c. calcopirită ; d. magnetit.

Association plus grossière entre blonde, galène et magnétite. N//; X 70; a, blonde ; b, galène ; c, chalcopyrite ; d, magnétite.

Fig. 3. — Calcopirită în cristale dendriforme pătrund în blendă și înconjoară granulele de magnetit. N//; X 70; a. blendă ; b. calcopirită ; c. magnetit.

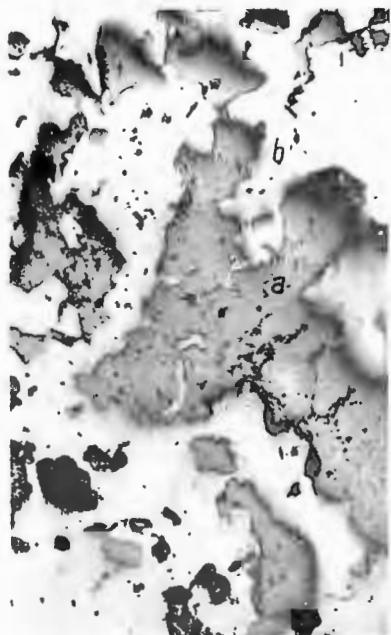
Chalcopyrite en cristaux dendriformes qui pénètrent dans la blende et revêtent les granules de magnétite. N //; X 70; a, blonde ; b, chalcopyrite ; c, magnétite.

Fig. 4. — Granule de blendă măcinate la dimensiuni de 0,09—0,007 mm, cuprinzind picături de calcopirită de 0,001—0,015 mm. N//; X 300; a. blendă ; b. calcopirită.

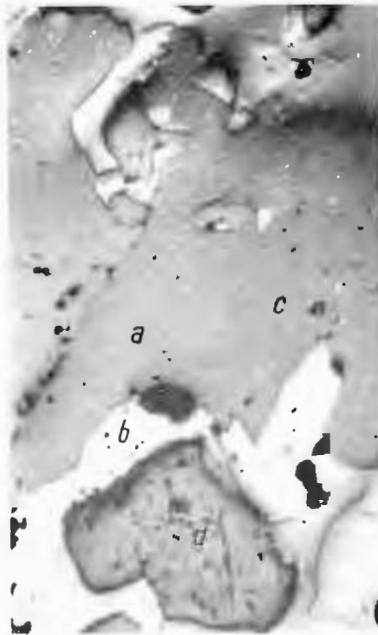
Granules de blende broyés à dimensions de 0,09 à 0,007 mm, comprenant des gouttes de chalcopyrite de 0,001 à 0,015 mm. N //; X 300; a, blonde ; b, chalcopyrite.



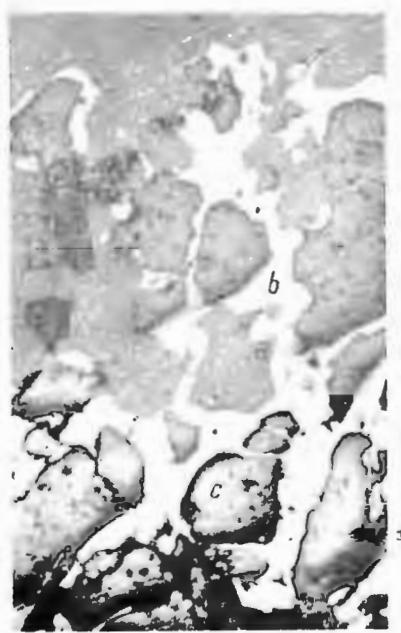
B. GEORGESCU et al. Minereul complex de la Lunceșoara — Bihor



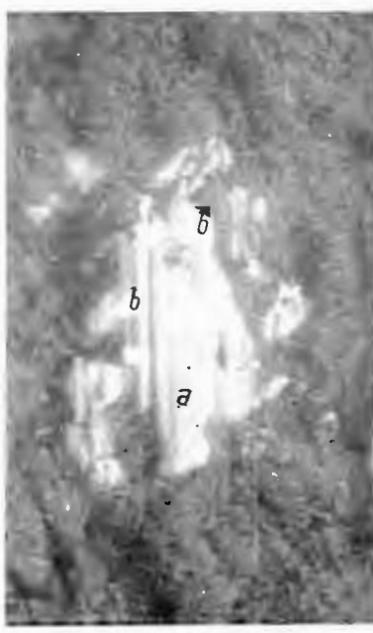
1



2



3



4

CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA MINEREULUI AURO-ARGENTIFER DE LA VĂLIUG-BOZOVICI¹

DE

BUJOR GEORGESCU, CRISTIAN MUŞĂTEANU, MARIA BORCEA²

Abstract

Research Related to the Dressing of the Văliug-Bozovici Gold Silver Ore Deposit. The investigations were carried out in order to determine the conditions and the technological flow-sheet for dressing the Văliug-Bozovici ore, containing 3–4 g/t gold; 55 g/t silver and 11% sulphur. Using a technological scheme which comprises a repeated flotation of sulphides, followed by the cyanidation of the concentrate, one may obtain by flotation a concentrate with 14–20 g/t gold, 260–300 g/t silver and 40–49% sulphur; by cyanidation an amount of gold exceeding 90% is recovered. Taking also into account the recovery yield obtained by precipitation, the total recovery (flotation plus cyanidation) amounts to approximately 80% for gold and 30–35% for silver.

I. CONSIDERAȚII GEOLOGICE

În zona Bogatu-Bătrîn, din șantierul Bozovici, Întreprinderea geologică de prospecțiuni și Întreprinderea geologică de explorări, au executat de cîțiva ani o serie de lucrări care au identificat și conturat la nivelul galeriilor I și II un filon de cuarț mineralizat cu aur și argint.

Filonul este cantonat în paragnaise cu biotit, muscovit și granați cuprinzînd o mineralizație cu multă pirită, mai puțin mispichel, umplutura filoniană fiind alcătuită din cuarț asociat cu un material argilos-cao-linos-grafitos.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic, din 23 Aprilie 1969.

² Institutul Geologie, Șos. Kiseleff nr. 55, București.



În vederea stabilirii posibilităților de valorificare prin preparare a minereului din filonul conturat, s-au executat o serie de cercetări urmărindu-se valorificarea metalelor prețioase și piritei, pe o probă colectată din lucrările miniere.

II. CARACTERISTICI CHIMICE ȘI MINERALOGICE

Analiza informativă chimică generală, a indicat următoarele conținuturi :

Au	2,9 – 3,2 g/t	As	1,3 %
Ag	51 – 57 g/t	SiO ₂	55,77 – 55,85
S	10,91 – 10,96 %	Fe ₂ O ₃	16,89 – 17,00
Cu	u r m e	Al ₂ O ₃	5,95 – 6,01
Pb, Zn	l i p s ā	CaO	1,99 – 2,01
Fe	11,81 – 11,89 %	Mn	u r m e
TiO ₂	0,33 – 0,34 %	MgO	0,97 – 0,94
Mo	0,0028 – 0,003 %	Na ₂ O	0,14
P ₂ O ₅	0,975 %	K ₂ O	1,77

În afara acestor elemente, analiza spectrografică a mai determinat :

Ni	10 – 30 g/t	V	10 – 30 g/t
Sb	10 g/t	Mo	3 – 10 g/t
Bi	10 – 20 g/t	Cr	10 – 30 g/t
Sn	10 – 20 g/t	Cd	15 g/t

Mineralizația auro-argentiferă de la Bozovici se află cantonată în șisturile cristaline aparținând seriei mezometamorfice de Sebeș. Este de natură hidrotermală și genetic este legată de magmatismul banatitic din regiune.

Structura mineralizației este microgranulară, cristale mărunt disperse sau aglomerate în cuiburi sint în genere submilimetrice, rar ajung pînă la 1–2 mm. Textura este masivă, uneori este slab orientată sau brecifiată.

Pe baza studiului microscopic efectuat, s-a observat o laminare destul de avansată a mineralizației, fapt care a dus la sfârîmarea și fisurarea cristalelor de minerale metalice, dindu-le o formă neregulată angulară și dimensiuni reduse, în genere cuprinse între 0,02–0,2 mm; uneori ajung însă, pînă la 0,07 mm și rar se află între 0,3–1 mm.

Mineralele metalice prezintă următoarele caracteristici :

Pirita formează de obicei cuiburi monominerale, centimetrice, în care granulele sparte angulare, foarte variate ca dimensiuni, sint separate de fisuri în care se vede ganga. În acest mod, este asociată cu ganga apro-



ximativ jumătate din cantitatea totală de pirită la dimensiuni cuprinse între $0,007 - 0,1$ mm (vezi planșa, fig. 1).

Asociația piritei cu mispichelul este întâlnită rar și la dimensiuni superioare (vezi planșa, fig. 2).

Mispichelul se găsește în cristale de $0,05 - 2$ mm disperse în gangă sau grupate în cuiburi mici.

Asociația mispichelului cu ganga este freeventă și parțial avansată (vezi planșa, fig. 3).

Caleopirita și blenda, care apar foarte rar, sunt în cristale mici de $0,01 - 0,05$ mm, prinse în gangă sau pe fisurile din pirită.

Ganga mineralizației este formată preponderent din cuart hidrotermal, prezent în ochiuri și granule izolate de dimensiuni cuprinse între 1 mm și cîțiva centimetri.

Cuartul este frecvent nemineralizat, rar slab mineralizat.

Paragnaisele sunt constituite din cuart, feldspat, biotit, museovit și granați în granule de $0,05 - 0,5$ mm, de asemenea sericit și elorit cripto-cristalin.

Ca minerale accesorie apar: apatit, sfen, zircon și rutil. În general, paragnaisele apar impregnate cu cuart și material argilos, cuprinzînd o mineralizație dispersă.

Materialul argilos-grafitos, formează împreună cu cuartul, umplutura filoniană; are culoarea cenușie pînă la negru, o duritate scăzută și cuprinde freevent o mineralizație în cuiburi sau dispersă.

Compoziția mineralologică aproximativă a probei cuprinde: 78% minerale de gangă și 22% minerale metalice (predominant pirită, puțin mispichel și foarte puțin blendă și calcopirită).

Microscopic nu s-a observat aur liber sau minerale cuprinzînd aur în formula lor chimică. Se presupune că aurul se prezintă în particule foarte mici, submicroscopice, fin diseminat în rețeaua cristalină a piritei și (sau) a mispichelului sau cuartului ³.

III. CERCETĂRI DE PREPARARE

Modul de prezentare a aurului, strucatura și compoziția chimică și mineralologică, gradul de mineralizare cu sulfuri, repartiția preponderentă a aurului în aceste sulfuri, arată că schema care trebuie luată în considerare în primul rînd este flotația sulfurilor urmată de cianurarea concentratelor.

³ Voichisă Zimermann. Raport geologic informativ privind documentarea mineralologică-petrografică a Șantierului IGEX. Bozovici. 1967. Arh. IGP. București.



Este posibilă însă și o schemă, după care cianurarea să se facă direct pe mineral brut, justificată de eventualitatea obținerii unor recuperări superioare de aur, de faptul că uneori cianurarea poate fi influențată defavorabil de prezența reactivilor de flotație (P l a x i n, T ā t a r u 1952) sau de proporția mai ridicată în concentrate, a anumitor minerale (de exemplu cele care conțin As, Sn) (S a l m a n 1966). Aceste minerale, deși prezente în cantități mici, depășesc greutatea aurului de multe ori.

Tinind seama și de această posibilitate, am executat și cîteva experimentări de cianurare directă a minereului, urmînd ca după această operație, să se execute recuperarea piritei din sterilul de la operația de cianurare.

1. Cercetări privind flotația urmată de cianurarea concentratelor de pirită

A) Experimentări de flotație. Ca urmare a considerațiilor de ordin chimic și mineralologic și în special a faptului că cea mai mare parte din aur se găsește în sulfuri, experimentările făcute au urmărit obținerea unui concentrat de sulfuri în care să se recupereze cea mai mare parte din aurul și argintul conținut.

Această soluție, aplicată la noi pentru acest tip de minereuri, are ca justificare economică aceea că permite prelucrarea unor cantități sporite de minereuri, la cianurare ajungînd numai concentratele, ceea ce duce implicit la reducerea substanțială a consumului de cianură la tonă de minereu, precum și la reducerea suprafețelor mari de decantare-filtrare pe care le solicită cianurarea directă.

Cercetările experimentale au arătat că pirita și celelalte sulfuri flotează relativ ușor chiar fără o activare prealabilă cu acid sulfuric sau sulfat de cupru.

Pentru obținerea unor rezultate cît mai bune privind extracțiile de sulfuri (pirită) și calitatea concentratelor s-au încercat diferite variante de lucru : colectori diferenți, amestec de colectori, cantități variabile de activanți (acid sulfuric și sulfat de cupru).

Reactivii colectori folosiți au fost : xantatul etilic, xantatul butilic, xantatul amilic, separat sau în amestec, în diferite proporții.

Ca spumant s-a folosit flotanol Hoechst.

Observații microscopice efectuate pe probe rezultate în urma analizei granulometrice a minereului brut sfârîmat la 3 mm, ne-au permis să tragem concluzia că minereul nu prezintă asociații foarte înaintate între sulfuri și mineralele de gangă ; ca urmare experimentările de flotație au fost executate cu măcinare la 0,15 mm (70–75% – 0,074 mm).



În vederea determinării felului și cantității optime de reactiv colector s-au executat o serie de experimentări de flotație. Rezultatele obținute și condițiile de lucru folosite la acestea sunt arătate în tabelul 1 unde se vede că unele rezultate favorabile la flotația primară se obțin la consumuri de 80 g/t xantat etilic și 80 g/t xantat amilic: concentrate de pirită cu 39—40% S, circa 17 g/t Au, și 320 g/t Ag, corespunzător unor extracții de 73% pentru sulf, 78% pentru Au și 72% pentru Ag. Totodată, rezultă un produs intermediar primar cu 21—22% S, circa 8,8 g/t Au și 82 g/t Ag în care se repartizează 15% din S, 18—19% din Au și 8,4% din Ag.

Unele rezultate se obțin și în cazul unui consum de 100 g/t xantat etilic și 80 g/t xantat amilic: concentrate cu 37—38% S corespunzător unei recuperări de 78%, un produs intermediar cu 16—17% S corespunzător unei extracții de 11—12%.

Folosirea unei cantități variabile de reactivi activanți pentru sulfurile de fier, acid sulfuric (200—600 g/t) sau sulfat de cupru (250—500 g/t) a dus la îmbunătățirea rezultatelor în raport cu cele realizate la încercările fără activant, dar nu s-a reușit totuși să se obțină extracții sensibil mai mari în fracțiunile cu conținut ridicat de sulf și aur. La toate experimentările a fost necesară adăugarea de flotanol 25 g/t.

În tabelul 2 sunt date rezultatele cîtorva încercării mai reprezentative făcute cu adăugare de sulfat de cupru sau acid sulfuric, în diferite condiții de lucru.

Rezultate favorabile se obțin folosind acid sulfuric (200—400 g/t): concentrate cu 38—39% S cu recuperări corespunzătoare de 81—82%.

În cazul încercării 13 (tab. 2), s-au obținut concentrate mai curate (40—41% S; 18 g/t Au; 370 g/t Ag) cu extracții corespunzătoare de 70—71% pentru sulf și 80% pentru Au, Ag. Se obține, de asemenea, un produs intermediar cu 18—19% S; 7 g/t Au și 101 g/t Ag, în care se repartizează 20—21% din sulf; 18—19% din Au și 13% din Ag.

S-a constatat astfel că lucrînd în condițiile unei scheme care constă dintr-o flotație primară, cu 1—2 reflotări ale produselor intermediare primare (21,8% S; 9 g/t Au și 145 g/t Ag) se pot obține o serie de produse cu 44—45% S; 14 g/t Au și 212 g/t Ag precum și produse intermediare.

Considerînd că prin retratarea produselor intermediare se mai recuperează 50% din metalele conținute în ele, extracțiile finale vor fi de circa 89% pentru sulf; 88% pentru aur și argint.

Pentru a vedea în ce măsură poate influența măcinarea, s-au executat mai multe experimentări de flotație, cu măcinarea minereului la 0,09 mm

TABELUL 1
Rezultatele obținute funcție de felul și cantitatea colectorului utilizat

Nr. in cerc.	Felul și cantitatea de reactiv colector g/t	Produse	Timp de flotare min.	Extracție de con- centrat %	Conținut		Extracția de metal %	
					S %	Au/Ag g/t	S %	Au/Ag
1	2	3	4	5	6	7	8	9
12	Xantat etilic 160 g/t	C ₁ —Conc. primar	2	12,1	42,11		49,70	
		C ₂ —Prod. interm. pr.	7	12,3	28,80		34,60	
		C ₃ —Prod. intern. pr.	4	2,6	13,43		3,40	
		B—steril	—	73,0	1,71		12,30	
		A—Alimentare	—	100,0	10,25		100,00	
32	Xantat etilic 240 g/t	C ₁ —Conc. primar	2	20,60	35,07		71,00	
		C ₂ —Prod. interm. pr.	4	8,20	20,00		16,00	
		C ₃ —Prod. interm. pr.	8	5,90	9,70		5,60	
		B—Steril	—	65,30	1,14		7,40	
		A—Alimentare	—	100,00	10,20		100,00	
2	Xantat butilic 160 g/t	C ₁ —Conc. primar	4	12,80	41,60	16,4/405	47,00	52,0/63,5
		C ₂ —Prod. interm. pr.	7	13,70	30,5	11,0/141	37,00	37,3/23,5
		B—Steril	—	73,50	2,50	0,6/14,4	16,00	10,7/13,0
		A—Alimentare	—	100,00	11,30	4,0/82	100,00	100,00
5	Xantat amilic 160 g/t	C ₁ —Conc. pri- mar	4	11,80	42,20		47,40	
		C ₂ —Prod. interm. pr.	7	10,40	32,25		32,00	
		C ₃ —Prod. interm. pr.	4	2,9	10,75		3,00	
		B—Steril	—	74,90	2,45		17,60	
		A—Alimentare	—	100,00	10,48		100,00	
8	Xantat etilic 80	C ₁ —Conc. primar	7	19,60	39,35	17/319	73,00	78/72
	Xantat amilic 80	C ₂ —Prod. interm. pr.	8	8,8	21,25	8,9/82	14,8	18,6/8,4
		B—Steril	—	71,60	1,77	0,5/10	12,20	3,4/19,6
		A—Alimentare	—	100,00	10,53	4,2/87	100,00	100,00



1	2	3	4	5	6	7	8	9	
35	Xantat etilic 160 Xantat amilic 80	C ₁ —Conc. primar	4	22,70	37,40		77,80		
		C ₂ —Prod. interm. pr.	2	7,30	16,81		11,20		
		C ₃ —Prod. interm. pr.	8	6,20	7,60		4,00		
		B—Steril	—	63,8	1,19		7,00		
		A—Alimentare	—	100,00	10,92		100,00		
37	Xantat etilic 160 Xantat amilic 160	C ₁ —Conc. primar	4	21,50	35,00		65,50		
		C ₂ —Prod. interm. pr.	2	7,20	25,03		15,60		
		C ₃ —Prod. interm. pr.	8	8,90	11,80		10,20		
		B—Steril	—	62,40	1,61		8,70		
		A—Alimentare	—	100,00	11,53		100,00		
39	Xantat. etilic 160 Xantat amilic 320	C ₁ —Conc. primar	4	17,80	33,10		55,60		
		C ₂ —Prod. interm. pr.	2	7,00	26,50		17,00		
		C ₃ —Prod. interm. pr.	8	11,30	16,40		17,50		
		B—Steril	—	63,90	1,62		9,90		
		A—Alimentare	—	100,00	10,61		100,00		
36	Xantat etilic 240 Xantat amilic 80	C ₁ —Conc. primar	4	22,90	37,60	AS : 3,82 %	74,80	AS : 48,10 %	
		C ₂ —Prod. interm. pr.	2	6,50	21,04	4,48	11,20	14,70	
		C ₃ —Prod. interm. pr.	8	6,30	10,30	2,50	5,80	8,60	
		B—Steril	—	64,80	1,42	0,81	8,20	28,60	
		A—Alimentare	—	100,00	1,22	1,83	100,00	100,00	
Condiții de lucru				Reactivi la flotația primară					
Măcinare 0,15 mm				Colector variabil					
(70—75%— 0 ,074 mm)				Flotanol 20 g/t					
Diluie 3/1				Timp de condiționare 24 min.					
				Timp de flotare 11—15 min.					



TABELUL 2
Rezultatele flotației funcție de cantitățile de reactivi alcalinizatori folosiți

Nr. încerc.	Regimul de reactivi g/t	Produse	Timp de flotare min.	Extracția de con- centrat %	Conținuturi		Extracția de metal	
					S %	Au/Ag g/t	S %	Au/Ag %
1	2	3	4	5	6	7	8	9
44	Xantat etilic 160	C ₁ —Conc. primar	4	22,10	32,40		64,20	
	Xantat amilic 160	C ₂ —Prod. interm. pr.	2	5,80	27,64		14,40	
	Sulfat de cupru 400	C ₃ —Prod. interm. pr.	8	11,30	13,50		13,80	
		B—Steril	—	60,80	1,38		7,6	
		A—Alimentare	—	100,00	11,13		100,00	
43	Xantat etilic 160	C ₁ —Conc. primar	4	19,80	33,30		59,10	
	Xantat amilic 160	C ₂ —Prod. interm. pr.	2	9,40	27,54		23,20	
	Sulfat de cupru 250	C ₃ —Prod. interm. pr.	8	8,50	15,00		11,20	
		B—Steril	—	62,30	1,16		6,50	
		A—Alimentare	—	100,0	11,22		100,00	
1	Xantat etilic 80	A—Conc. primar	8	23,3	38,60	15, 60/254	81,40	83/84,5
	Acid sulfuri- cic 200	B—Steril	—	76,7	2,66	1/14	18,60	17/15,5
		C—Alimentare	—	100,0	10,94	4,4/69,9	100,00	100/100
29	Xantat etilic 160	C ₁ —Conc. primar	4	13,20	33,60		41,20	
	Acid sulfuric 400	C ₂ —Prod. interm. pr.	2	13,30	35,25		43,50	
		C ₃ —Prod. interm. pr.	8	8,50	11,45		9,00	
		B—Steril	—	65,00	1,06		6,30	
		A—Alimentare	—	100,00	10,81		100,00	
13	Sodă : 4000	C ₁ —Conc. primar	4	17,70	40,20	18/370	70,60	79,3/79,70
	Sulfat de cupru : 500	C ₂ —Pr. interm. pr.	11	11,30	18,50	7/101	20,7	18,9/13,1
	Xantat etilic 80	B—Steril	—	71,00	1,29	0,5/8	8,7	1,8/7,2
	Xantat amilic 80	A—Alimentare	—	100,00	10,11	4/79,4	100,0	100/100



1	2	3	4	5	6	7	8	9
45	Xantatc etilic 240	C ₁ —Conc. primar	4	18,30	37,70		58,80	
	Acid sulfuric 500	C ₂ —Prod. interm. pr.	2	8,20	34,20		23,80	
		C ₃ —Prod. interm. pr.	8	9,30	13,2		10,50	
		B—Steril	—	64,20	1,20		6,90	
		A—Alimentare	—	100,00	11,71		100,00	
22	Acid sulfuric 400	C ₁ —Conc. primar	4	19,90	39,40		73,60	
	Xantat etilic 160	C ₂ —Prod. interm. pr.	10	9,40	20,00		17,60	
	Xantat amilie 40	B—Steril	—	70,70	1,31		8,80	
		A—Alimentare	—	100,00	10,65		100,00	

(80—85% — 0,074). Regimul de reactivi cu care s-a lucrat fiind cel cu care s-au obținut rezultate favorabile, în cazul măcinării la 0,15 mm.

Rezultatele cele mai semnificative ale acestor încercări, precum și condițiile de lucru sunt prezentate în tabelul 3.

Se observă că măcinarea la 0,09 mm nu duce la obținerea unor rezultate superioare la flotația primară; astfel, în condițiile arătate, se poate obține o primă fracțiune cu numai 33—34% S; 11 g/t Au și 275 g/t Ag, corespunzător unor extracții de 38—39% pentru sulf și 34—35% pentru aur. Se mai obține un produs intermediar cu 28—29% sulf și 11 g/t Au în care se repartizează încă 52,3% din sulf și 57—58% din aur.

Pentru îmbunătățirea calității concentratelor de pirită, s-au executat experimentări care au constat din una sau două operații de refflotare a concentratelor cu circa 38—40% S; 14—15 g/t Au și 250 g/t Ag.

În tabelele 4 și 5 sunt arătate rezultatele mai multor experimentări de refflotare făcute cu concentrate primare obținute în diferite condiții de lucru.

Se poate vedea că, printr-o singură refflotare calitatea concentratelor cu 40—45% S, 14—15 g/t Au și 250—350 g/t Ag, poate fi ridicată pînă la 48—50% S, maximum 20 g/t Au și 500—700 g/t Ag.

Prin refflotarea unui produs intermediar primar cu 18—28% S, 11 g/t Au se poate ajunge la un produs cu 37—40% S, 12—14 g/t Au



TABELUL 3

Rezultatele flotației funcție de gradul de măcinare al minereului

Nr. încerc.	Finețea măcinării (% - 0,074 mm)	Produse	Timp de flot. min.	Extracție de concentrat %	Conținut		Extracția de metal %		
					S %	Au/Ag gt	S %	Au/Ag	
13	70—75 %	C ₁ —Conc. primar	4	17,70	40,20	18 370	70,60	79,3/79,7	
		C ₂ —Prod. inter. pr.	11	11,30	18,50	7/101	20,70	18,90/13,10	
		B—Steril	—	71,00	1,29	0,5/8	8,7	1,8/7,2	
		A—Alimentare	—	100,00	10,11	4/79,4	100,00	100/100	
		C ₁ —Conc. primar	4	12,50	33,58	11/275	38,30	34,3/	
17	80—85 %	C ₂ —Prod. inter. pr.	11	20,10	28,60	11,3/	52,3	57,3/	
		B—Steril	—	67,40	1,50	0,5/	9,40	8,40/	
		A—Alimentare	—	100,00	10,96	3,99	100,00	100/	
Condiții de lucru				Sulfat de cupru			500 g/t		
Măcinare variabilă				Xantat etilic			80 g/t		
Diluția 3/1				Xantat amilic			80 g/t		
Reactivi în celulă				Flotanol			25 g/t		
Soda				Timp de condiționare			24 min.		

și 400 g/t Ag ; circa 90 % din sulful existent în produsul supus reflotării, trecind în concentratul final.

Din cele arătate privind rezultatele ce se pot obține la flotație, se poate trage concluzia că lucrând în condițiile schemei din fig. 3, ce constă dintr-o flotație primară, urmată de 1—2 reflotări ale produselor intermediare, se poate obține : un concentrat final de pirită auriferă care conține circa 14—15 g/t Au ; 260 g/t Ag și 40 % S, la extracții de sulf de 86—87% ; 88—89% pentru aur și peste 80% din argint.

Cele mai curate fracțiuni, au 20 g/t Au ; 49—50 % S și 700 g/t Ag.

Considerind că retratind produsele intermediare, se mai recuperează cel puțin 50 % din mineralele utile conținute, putem aprecia că extracțiile



TABELUL 4

Rezultatele flotației primare următoare de reflotare

Nr. in- cer- cere	Condiții principale la flotația primară	Produse	Extracția de concen- trat (pe operație) %	Conținuturi		Repartizarea metalelor %	
				S %	Au/Ag g/t	\$ %	Au/Ag
1	2	3	4	5	6	7	8
5	Xantat amilic 160 g/t Flotanol 25 g/t	Concentrat final	66,0	48,39	20,0/492	76,0	85/
		Pr. intermediar	34,0	30,00	7/	24,0	15/
		Conc. pr. supus reflotării	100,0	42,20	15,6/	100,0	
6	Xantat amilic 160 g/t Flotanol 25 g/t	Concentrat final	75,0	49,80	20,0/628	85,0	91/
		Pr. intermediar	25,0	25,92	6/	15,0	9/
		Conc. primar supus reflotării	100,0	43,20	16,5/	100,0	100/
17	Xantat etilic 160 g/t Xantat amilic 160 g/t Flotanol 25 g/t	Concentrat reflotat	62,5	39,62	14/150	87,0	77/
		Pr. interm. reflotat	37,5	9,96	7/	13,0	23/
		Pr. interm. pr. ali- mentat	100,0	28,60	11,3/	100,0	100/
15	Xantat etilic 160 g/t Xantat amilic 160 g/t Flotanol 25 g/t	Concentrat final	47,8	46,10	14/408	55,3	59/
		Produs intermediar	52,2	34,12	9/	44,7	41/
		Concentrat primar alim.	100,0	40,0	11,4/	100,0	100/
		Concentrat reflotat	41,2	30,76	10/	68,5	
		Pr. interm. reflotat	58,8	10,18		32,5	
		Prod. intern. prim. alim.	100,0	18,60		100,0	
14	Sodă. 4000 g/t Slufat de cupru. 500 g/t Xantat etilic 160 g/t Xantat ami- lic 160 g/t Flotanol 25 g/t	Concentrat final	49,0	45,03	19/495	64,00	68/
		Produs intermediar	51,0	24,33	9/	36,00	32/
		Conc. prim. alimentat	100,0	34,40	14 /	100,0	100/
		Concentrat reflotat	46,5	37,00	1,20	77,0	78/
		Produs intermediar reflotat	53,5	9,50	3/	23,0	22/
		Prod. int. prim. alimentat	100,0	22,30	7,2/	100,0	100,0/

Condiții de lucru la reflotare

Timp de agitare 4 min.
 Timp de reflotare 6 min.



Institutul Geologic al României

TABELUL 5
Rezultatele flotașiei primare urmată de reflotare

Nr. in- cerc.	Condiții de lucru la flo- tația primară	Produse	Timp de flot. min.	Extracția de concen- trat %	Conținuturi		Extracția de metal %	
					S %	Au/Ag g/t	S %	Au/Ag
1	2	3	4	5	6	7	8	9
53	Acid sulfuric 100 g/t Xantat etilic 160 Xantat amilic 20 g/t Flotanol 25 g/t Măcinare 0,16 m/m	R ₁ —Conc. de pirită	6	12,7	46,51	18/302	53,0	52,5/53,0
		R ₃ —Conc. pirită	8	5,3	44,79	16/228	21,3	19,5/16,5
		R ₁ +R ₃	14	18,0	46,00	17,5/280	74,3	72/69,5
		R ₄ +R ₅ Pr. intermed.	—	12,4	14,0	7/85	15,5	20/14,5
		B—Steril	—	69,6	1,66	0,5/16,8	10,2	8/16,0
		A—Alimentare	—	100,0	11,18	4,36/72,7	100,0	100/100
25	Acid sulfuric 600 g/t Xantat etilic 160 g/t Xantat amilic 20 g/t Flotanol 25 g/t Măcinare 0,15 m/m	R ₁ —Conc. pirită	6	13,6	46,90		58,6	
		R ₃ —Conc. pirută	8	0,9	43,40		2,6	
		R ₁ +R ₃	14	14,5	46,60	20/301	61,20	67,5/60,5
		R ₂ —Pr. intermed.	—	4,9	37,66		17,0	
		R—Prod. intermed.	—	2,3	31,11		6,6	
		R ₂ +R	—	7,2	35,50	14/145	23,6	23,5/14,5
		R ₄ +R ₅ — Pr. intermed.	—	13,20	6,20		7,2	
		B—Steril	—	65,10	1,14		6,8	
		R ₄ +R ₅ +B	—	78,3	1,94	0,5/23,2	78,3	9,0/25,0
		A—Alimentare	—	100,0	10,87	4,3/72,4	100,0	100/100



1	2	3	4	5	6	7	8	9
22	Acid sulfuric 400 g/t Xantat etilic 160 g/t Xantat amilic 20 g/t Flotanol 25 g/t Măcinare 0,15 mm	R ₁ —Conc. pirită	6	13,6	45,79		58,50	
		R ₃ —Prod. interm. pr. reflotat	8	3,7	36,40		12,70	
		R ₁ +R ₃	14	17,3	43,80	20/332	71,20	80, 60/
		R ₂ +R ₄ — Pr. intermed.	—	7,4	25,06		17,4	
		R ₅ —Pr. de control		4,6	5,98		2,6	
		R ₂ +R ₄ +R ₅		12,0	17,8	4,0/		11,3/
		B—Steril final		70,7	1,31	0,5/	8,8	8,1/
		A—Alimentare		100,0	10,65	4,29/	100,0	100/
20	Acid sulfuric 200 Xantat etilic 160 g/t Xantat amilic 20 g/t Flotanol 25 Măcinare 0,15 mm	C ₁ —Conc. pirită	2	13,1	38,9	15/323	47,0	48,8/59,2
		R ₁ —Conc. reflo- tat	4	7,2	44,54	14/212	29,50	26,7/21,3
		R ₂ —Pr. interm. reflotat	8	3,5	32,16	14/114	10,40	12,10/5,6
		C ₁ +R ₁ +R ₂	14	23,8	40,00	14,7/258	86,9	87,6/86,1
		R ₃ +R ₄ —Pr. intermed. reflotat		8,0	7,20	2/100	6,1	4/11,0
		B—Steril final		68,2	1,11	0,5/30	7,0	8,4/2,9
		A—Alimentare		100,0	10,87	4,04/71,7	100	100



finale pentru flotație ce pot fi luate în considerare în cazul unui flux continuu sint de : 89—90% pentru sulf; 88—89% pentru aur și argint.

Compoziția chimică a unui concentrat de pirită cu circa 48% S a fost următoarea :

<chem>SiO2</chem>	4,50%	<chem>CaO</chem>	0,84%
<chem>Fe2O3</chem>	61,61%	<chem>MgO</chem>	0,70%
(Fe)	43,13%	Pc	31,76%
<chem>Al2O3</chem>	2,84%		

Analiza spectrală a mai dat următoarele indicații :

Co	0,01 — 0,03 %	Mo	0,003 %
Cu	0,1 — 0,3 %	Ba	0,001 %
Pb	0,03 %	Ni	0,01 — 0,03 %
Mn	0,01 %	Sb	0,01 %
V	0,003 %	Wo	0,03 — 0,1 %
Zn	0,1 %	Zr	0,003 %
As	1 %	Bi	0,003 %
		Ca	S.L.D.

2. Cercetări privind recuperarea aurului din concentratele de pirită prin cianurare

Așa cum s-a arătat, cele mai multe experimentări de cianurare au fost făcute pe concentrate de pirită obținute la flotație.

Concentratele au avut un conținut de metale prețioase de : 14—20 g/t Au și 230—300 g/t Ag.

Experimentările de cianurare s-au executat agitând concentratele cu soluției de cianură.

Pentru stabilirea condițiilor în care se pot obține extracții de aur și argint convenabile, s-au executat experimentări diferite, variindu-se valoarea parametrilor principali din proces : pH (cantitatea de var) ca factor care determină concentrația limită de cianură din soluție, timpul de agitare, etc.

În tabelul 6 sint arătate rezultatele obținute la o serie de încercări executate pentru determinarea pH optim din soluție.

Se constată că rezultatele favorabile se obțin la un consum de circa 6,6 kg/t var care duce la un consum de cianură de circa 1 kg la tonă de concentrat (circa 200 gr. la tonă de minereu); timpul de agitare a fost de 18 ore plus 56 ore, timp în care materialul a rămas în contact cu soluția ; raportul lichid-solid a fost de 2 la 1.

În aceste condiții, extracțiile realizate au fost de 90—93% pentru aur și 30—40% pentru argint.



TABELUL 6

Rezultatele obținute la cianurarea concentratului de pirilită

Nr. incerc.	Cantit. de conc. cianu- rat g.	Ra- port alini- chid/ solid	Cianură kg/t	Var* kg/t	Timp de contact (h)	Aparatul în care se face cianurarea	Finetea amterial. 0,074 mm, %	Conținuturi g/t			Extractia de metal %					
								Alli- men- tătă	Consu- mată	stați- onare	An	Ag				
24 a	100	2 : 1	5	2,64	2	1,92	18	56	Pahar de la- borator	70—75 %	18	235	4,0	203	78	15
24 b	100	2 : 1	5	1,95	5	4,95	18	56	„	70—75 %	18	235	2,4	191	87	19
26 a	100	2 : 1	5	0,500	7	6,65	18	56	„	70—75 %	20	332	1,4	260	93	21,7
26 b	100	2 : 1	8	0,400	7	4,50	18	56	„	70—75 %	20	332	1,9	299	90,5	10,0
46	250	4 : 1	3,5	1,10	8,0	6,00	4	—	Mașină de flo- taje	70—75 %	14	230	3,20	152,8	77,0	33,5
48	250	4 : 1	5,2	2,80	34,7	30,7	4	—	Wedag	70—75 %	14	230	1,30	52,7	90,5	76,8
52	250	4 : 1	4,96	3,49	40,6	36,6	8	16	„	Remăci- nat 100 %	16	293	2,40	163,0	85	45
										Prăjtit la 700°C	15	—	2,1	154	85	—

* Raportul R = 68% (concentrații în ioni de CaO pentru varul utilizat făjă de CaO pur).

TABELUL 7

Rezultatele obținute la cianurarea concentratului de pirită

Nr. în- cerc.	Cant. de mi- nereu prelu- crat g.	Raport lichid solid	Cianură kg/t	Var * kg/t	Timp de con- tact (ore)	Aparatul in care s-a făcut agitarea	Conținuturi (g/t)			Extracția de metal %				
							Alimentare		Sterile	Au	Ag	Au		
							Au	Ag						
9 a	250	0,9:1,0	3,28	1,0	16	16	Agitator de labo- rator	Măcinare 0,5mm	4	70	2	65	50	7,1
9 b	250	0,9:1,0	3,28	3,0	32	64	"	"	4	70	1,5	60	37,5	14,0
18 a	250	0,9:1,0	5,5	5,420	3,0	32	64	Măcinare la 0,25mm	4	07	0,5	55	87,5	21,4
18 b	250	0,9:1,0	5,5	5,170	3,0	32	64	Măcin. la 0,5	4	07	1	50	75,0	28,5
27 a	100	2:1	5	4,80	4,0	3,99	32	64	"	Măcin. 0,25mm	4	70	1,8	57,2
27 b	100	2:1	5	4,46	6,0	5,92	32	64	"	"	4	70	1,2	55,8
27 c	100	2:1	5	5,00	2,0	2,00	32	64	"	"	4	70	1,0	54,0
27 d	100	2:1	5	4,25	8,00	7,92	32	64	"	"	4	70	1,2	53,8
28	1000	4:1	3,23	1,913	12,1	11,65	4	-	Măcin. 0,25	4	70	1,1	57,2	72,0
50	100	4:1	2,5	14,8	18	32	"	Cu păiere la 700°C	4	70	0,5	30	87	18,3
														57,0

* Raportul R = 68% (concentrația în ioni de CaO pentru varul utilizat față de CaO pur).



S-au executat și unele încercări pe concentrate care în prealabil au fost prăjite la circa 700°C sau remăcinate sub 74 microni.

Rezultatele obținute în aceste cazuri nu au fost mai bune.

Tinind seama de randamentul de la precipitare și extracția de la flotație, extracția globală (flotație plus cianurare) este de circa 80% pentru aur și 30—35% pentru argint.

3. Cereetări de cianurare directă

Conținuturile de aur și argint ale minereului, rezultat ca medie a închiderilor de bilanț la încercările de flotație a fost de 4 g/t aur și 70 g/t argint.

Modul de lucru la aceste experimentări a fost asemănător cu cel de la cianurarea concentratului de pirită; parametrii principali care s-au urmărit au fost : pH-ul soluției, concentrația de cianură a soluției, timpul de agitare, etc.

În tabelul 7 sint arătate condițiile de lucru și rezultatele obținute.

Extracțiile de aur de 87—88% au fost obținute în următoarele condiții de lucru :

Raport lichid-solid	0,9 la 1
Măcinarea	0,25 mm (50—55% — 74 microni)
Consum de cianură	5,4 kg la tonă de minereu
Consum de var	3 kg la tonă de minereu
Timp de agitare	32 ore

În cazul cînd minereul a fost în prealabil prăjit la circa 700°C, consumul de cianură stabilit a fost de 2,5 kg la tonă de minereu, în schimb cel de var a fost de 14—15 kg la tonă.

BIBLIOGRAFIE

- Plaxin N., Tătaru S. (1964) Hidrometalurgia schimbătorilor de ioni. Moscova.
 Raguin E. (1936) La géologie de l'or et les gisements du Massif Central. Paris.
 Raguin E. (1961) Géologie des gîtes minéraux. Paris.
 Salman T. (1966) Cyanidation testing. *Canadian Mining Journal*, 87, Montreal.

RECHERCHES CONCERNANT LA PRÉPARATION DU MINERAIS ORO-ARGENTIFÈRE DE VĂLIUG-BOZOVICI

(Résumé)

C'est pour établir les possibilités de mettre en valeur — par préparation — le minéral appartenant au filon mis en évidence, en vue de la valorisation des métaux précieux et de la pyrite, qu'on a effectué ces recherches.



La minéralisation hydrothermale oro-argentifère de Bozovici, cantonnée dans les schistes cristallins de la série mésométamorphique de Sebeș, se rattache du point de vue génétique au magmatisme banatitique.

La composition minéralogique approximative de l'échantillon a été la suivante : 78 % minéraux de gangue (le quartz y prédomine, suivi par du feldspath, de la biotite, de la muscovite et des grenats) et 22 % minéraux métalliques (c'est la pyrite qui prédomine, peu de mispickel et très peu de blonde et de chalcopyrite).

Au microscope, on n'a pas observé d'or libre ou des minéraux comprenant des l'or dans leur formule chimique.

Voici les plus importantes teneurs de l'échantillon 2,9 jusqu'à 3,2 g/t Au ; 54 g/t Ag ; 11 % S ; 1,3 % As ; 55,8 % SiO₂ ; 2 % CaO.

L'aspect de l'or, la structure et la composition chimique du minéral, son degré de minéralisation, la répartition prépondérante de l'or dans ces sulfures, tout cela démontre que c'est la flottation des sulfures suivie par la cianuration des concentrés qui peut être premièrement prise en considération.

On a executé aussi des essais de cianuration directe du minéral, vu que la cianuration des concentrés peut être défavorablement influencée par les réactifs de flottation.

Les recherches de flottation ont montré que, dans certaines conditions, la pyrite et les autres sulfures flottaient assez facilement. Le minéral a été broyé à une finesse de 70 à 75 %, au-dessous de 75 microns.

En travaillant dans les conditions d'un schéma qui comprend une seule opération de reflottation et 1 ou 2 reflottations des produits intermédiaires, on peut obtenir un concentré final de pyrite aurifère à 14 ou 15 g/t Au, 260 g/t Ag et 40 % S pour des extractions d'or de 88 ou 89 %, d'argent au-dessus de 80 % et de soufre de 86 ou 87 %.

Les plus pures fractions ont eu 20 g/t d'or, 700 g/t d'argent et 49 % soufre.

Dans le cadre des expériences de cianuration des concentrés de pyrite, on a étudié l'influence de principaux facteurs : ainsi, l'influence du pH (quantité de chaux) en tant que facteur qui détermine la concentration limite de cianure et le temps à agiter.

On obtient des résultats favorables en utilisant une quantité de chaux de 6,6 kg/t qui nécessite 1 kg/t de cianure concentrée. On a agité durant 18 heures après que le concentré eut resté pour 56 heures en contact avec la solution.

Les extractions réalisées ont été de 90 à 93 % pour l'or et de 30 à 40 % pour l'argent.

En tenant compte du rendement obtenu lors de la précipitation et de l'extraction de flottation, l'extraction totale (flottation et cianuration) est d'environ 80 % pour l'or et de 30 à 35 % pour l'argent.

A la suite de la cianuration du minéral brut on a obtenu des extractions de 87 ou 88 % pour l'or mais les quantités de chaux et de cianure ont été beaucoup plus grandes.

EXPLICATIA PLANSEI

Fig. 1. — Asociația pirită-gangă este uneori avansată. N//; X 70; a. pirită; b. gangă.

L'association pyrite-gangue est parfois très fine. N//; X 70; a, pyrite; b, gangue.

Fig. 2. — Asociația pirită-mispichel nu este înaintată. N//; X 70; a. mispickel; b. pirită; c. gangă.

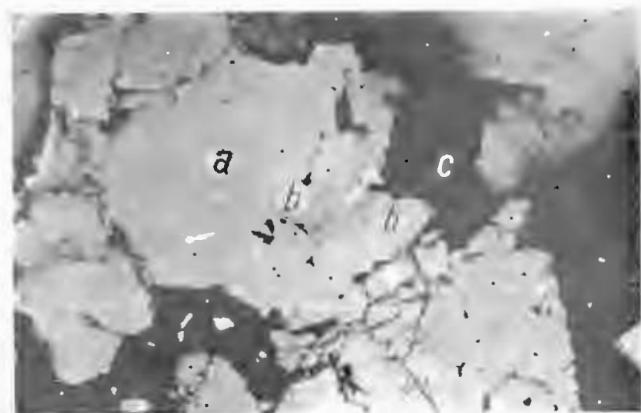
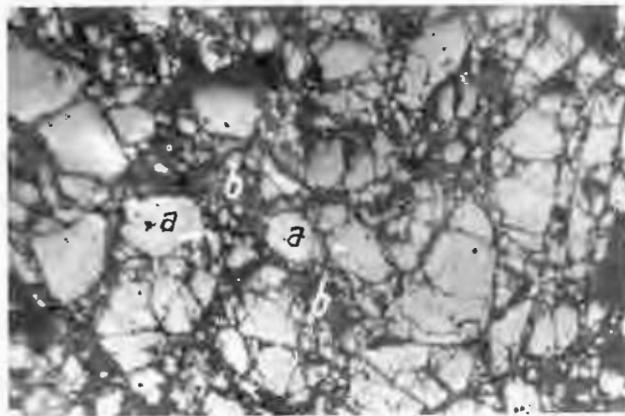
L'association pyrite-mispickel est grossière. N//; X 70; a, mispickel; b, pyrite; c, gangue.

Fig. 3. — Asociația mispickel-gangă este uneori înaintată. N//; X 70; a. mispickel; b. gangă.

L'association mispickel-gangue est parfois très fine. N//; X 70; a, mispickel; b, gangue.



B. GEORGESCU et al. Minereul auro—argentifer de la Văliug—Bozovici



3

Studii tehnice și econome, seria B, nr. 46



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE VALORIZARE
A GNAISELOR OCULARE DE PE VALEA VÎLSANULUI
(MUNTII FĂGĂRĂȘ)¹

DE

ION HUBER PANU, CORNELIU PANDELESCU, IOAN ENE, MARIA BORCEA²

Abstract

Research Related to Possibilities of Beneficiation the Augen-Gneisses from the Vîlsanul Valley (Făgărăș Mountains). The results of researches carried out in order to establish the possibilities, which would allow to proceed to the beneficiation of augen gneisses along the Vîlsanul Valley (Făgărăș Mts), are presented. By means of flotation and magnetic separation processes a concentrate of feldspar and secondary products of quartz and mica may be obtained from a sample that has contained 40% feldspar, 34% mica, 22% quartz and 4% accessory minerals (garnets, tourmaline) having 1.88% Fe_2O_3 ; 70.9% SiO_3 ; 7.59% $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$. The feldspar concentrate contains 11.11.3–11.5% $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$; 0.17–0.2% Fe_2O_3 ; 64–65% SiO_2 , and its whiteness degree range from 76 to 79% so that it tallies with the conditions required by the high grade ceramics industry. The quartz concentrate contains over 93% SiO_2 ; 0.1–0.15% Fe_2O_3 , and can also be used in ceramics industry. The micas as a dust, both the mottled and the white ones may be used for various purposes.

A) INTRODUCERE

Pe versantul sudic al Munților Făgărăș, în zona văii Vîlsanului, Arion și Ignat³ au pus în evidență în cadrul gnaiselor oculare de Cozia, prezența unor benzi bogate în feldspat pe care le-au denumit gnais oculare de tip Lespezi. Au fost identificate 6 benzi, orientate aproximativ

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 23 Aprilie 1969.

² Institutul Geologic, Sos. Kiseleff nr. 55, București.

³ Arion M., Ignat V. Raport asupra prospecțiunilor pentru minereuri neferoase în regiunea Rîul Vîlsan – isvoarele Argeșului. 1965. Arh. IGP.



E—W, dintre care 3 cu grosimi mai mari, cuprinse între 25—100 m. Această zonă se dezvoltă pe o lungime de circa 5 Km și o lățime de aproximativ 1 Km.

În scopul determinării posibilităților de valorificare, îndeosebi pentru feldspat, a acestor gnaise, a fost colectată o probă tehnologică din cele trei benzi principale, proporțional cu grosimea fiecărei. Locurile din care a fost recoltată proba tehnologică sunt situate pe valea riuului Vilsan, care curge de la N la S și taie perpendicular benzile de gnaise, oferind astfel aflorimente bine deschise (s-au executat 7 pușcări, fiecare afectând o suprafață de 5—8 m² din afloriment).

Feldspatul constituie o materie primă cu largă utilizare în diferite ramuri industriale: industria ceramică, industria sticlei, la fabricarea electrozilor, a discurilor abrazive (ca adăos în componența liantului ceramic), etc.

Principalele condiții pe care le pun acești consumatori, îndeosebi industria ceramicii fine și a electroceramicii, sunt: un conținut cât mai ridicat de oxizi alcalini ($K_2O + Na_2O$) în vederea realizării unei fuziuni optime a pastei ceramice; un conținut cât mai redus de Fe_2O_3 (sub 0,25%) spre a se asigura o culoare albă, lipsită de puncte, a produselor finite iar în cazul produselor electroceramice o rezistență electrică ridicată; o constanță perfectă a conținuturilor și a granulației pentru a nu produce perturbații în rețeta de fabricație a pastei ceramice.

Principalele roci exploataate ca materie primă feldspatică sunt pegmatitele; de asemenea, în același scop, se mai exploatează în unele țări granite și sienite.

În țara noastră se exploatează în prezent pentru feldspat zăcămîntul de pegmatit de la Muntele Rece (Munții Gilău, jud. Cluj) și pegmatitul de la Armeniș (Orșova).

Pegmatitul cu feldspat de la Armeniș este de calitate inferioară, avînd în medie 72—75% SiO_2 ; 0,4—0,8% Fe_2O_3 ; 6,5—9,5% $K_2O + Na_2O$; el este destinat îndeosebi industriei sticlei și, în parte, ceramicii comune.

Pegmatitul feldspatic de la Muntele Rece este de calitate mult mai bună, avînd în medie 66—68% SiO_2 ; 0,2—0,4% Fe_2O_3 ; 9—12% $K_2O + Na_2O$; el este destinat industriei de ceramică fină și electroceramicii.

Prin tehnologia de preparare care se aplică în prezent acestor două sorturi de minereu, se realizează îndeosebi finețea necesară cerută de consumatori; asupra calității produsului nu intervine decît clăbajul, prin care se realizează numai o sortare pe calități. În scopul obținerii de sortimente superioare, la instalația de preparare a pegmatitului feldspatic de



la Muntele Rece s-a prevăzut includerea în actualul flux tehnologic a unei operații de separare magnetică în cîmp puternic.

Condițiile tehnice cerute feldspatului obținut din pegmatitele exploatare în țara noastră sunt specificate în STAS 268—65 și anume :

TABELUL 1

Condițiile tehnice ale feldspatului sodico-potasic măcinat

Caracteristici	Feldspat de Muntele Rece — Cluj			Feldspat de Armeniș-Orșova	
	Pt. glazuri	Cal. I	Crl. I A	Cal. II	Cal. II A
Finețe :					
rest pe sita cu țesătură de sirmă nr. 009 STAS 1077—50, % max.	20	20	20	15	25
Comportare de ardere :					
temperatura de fuziune completă, max.	1320°C	—	—	—	—
culoare (grad de alb) % min.	63	61	conform etalonului		
aspectul masei topite					
Compoziție chimică :					
SiO ₂ , % max.	68	70	72	75	75
Al ₂ O ₃ , % max.	21	21	21	21	21
Fe ₂ O ₃ , % max.	0,23*	0,35	0,40	0,60	0,65
(K ₂ O + Na ₂ O), % min.	11	9,5	9	7,5	6,5
CaO, % max.	1,5	—	—	—	—
MgO, % max.	0,4	—	—	—	—
Pierdere la calcinare % max.	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5

* În prezent cu derogare 0,30%

B) OSBERVĂȚII MINERALOGICE

Gnaisul de Lespezi este o rocă de culoare cenușiu-albicioasă, cu structură oculară și textură orientată.

Este constituit din ochiuri mari de feldspat de 2—7 cm, sferice sau ovale, prinse într-o masă microgranulară cuarțo-feldspato-micacee.

Ochiurile de feldspat cuprind frecvențe incluziuni sub formă granulelor lamelare de cuarț, ce ajung pînă la 3—4 mm și cu o orientare paralelă, formînd aşa numita structură grafică; se mai observă și lamele micacee asociate mai mult sau mai puțin cu feldspatul și cuarțul și dispuse pe plane paralele cu orientarea generală a rocii, sau în cuiburi disperse.



Masa interoculară mulează ochiurile de feldspat și are grosimi cuprinse între 0,2—4 cm.; este alcătuită din fișii milimetrice leucocrate (predominant cuarț-feldspatice) ce alternează cu fișii melanocrate (predominant micacee) dispuse cu o orientare lineară.

Analiza chimică efectuată asupra unei probe medii din proba tehnologică primită a indicat următoarele conținuturi :

SiO_2	70,90
Al_2O_3	15,19
Fe_2O_3	1,88
CaO	1,65
MgO	0,67
Na_2O	2,77
K_2O	4,82
P.C.	2,16
	7,59

În urma studiului microscopic efectuat asupra probei și ținând seamă de rezultatul analizei chimice globale, s-a stabilit următoarea compoziție mineralogică medie :

microclin	$\text{K}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$	circa	23 %	{
albit	$\text{Na}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$	„	10 %	
pertit	$\text{Na}, \text{K}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$	„	7 %	
cuarț	SiO_2	„	22 %	
muscovit	$\text{K Al}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})$ $(\text{OH})_2$	„	18 %	
biotit	$\text{K}(\text{Mg, Fe})_3$ $(\text{Si}_3\text{AlO}_{12})$ $(\text{OH, F})_2$	„	16 %	{ 34 %
minerale accesori	granal, zircon, turmalină, apatit, epidot, calcit, minerale opace	circa	4 %	

Caracterul ocular al gnaiselor s-a evidențiat foarte bine și microscopic, cind s-a observat existența ochiurilor mărunte de feldspat cu dimensiuni reduse, de 1—3 mm, precum și structura internă a ochiurilor mari, care cuprind de obicei incluziuni fine de cuarț și mice.

Ochiurile feldspatice sunt înglobate într-o masă alcătuită din granule mărunte de 0,05—0,5 mm, rar pînă la 1 mm, cu conture neregulate și intim asociate. Masa interoculară este formată din fișii leucocrate constituite din cuarț, albit, microclin și mai puțin mice și din fișii melanocrate care cuprind mult biotit, clorit, muscovit, mai puțin cuarț și minerale accesori.

Feldspatul potasic reprezentat prin microclin, este constituentul principal al ochiurilor feldspatice; el apare în cantitate foarte redusă și în masa interoculară, ca granule neregulate de 0,1—0,5 mm.

Ochiurile mari de microclin sunt constituite din cristale dezvoltate, dar prezintă o asociație avansată cu cuarțul și micele sub forma fisurilor



de 0,05–0,2 mm și a incluziunilor fine de 0,01–0,05 mm pe direcții paralele.

Unele zone din ochiurile de microclin apar cu o structură deosebită datorită concreșterilor regulate cu albitul, formând așa numitul microclin pertit.

Analiza chimică a unui ochi de microclin a indicat 10,37% K_2O și 2,45% Na_2O , ceea ce arată că în compoziția chimică a microclin-pertitului, Na_2O reprezintă aproximativ 20% din totalul oxizilor de metale alcaline.

Feldspatul sodic, albitul, se găsește în masa interoculară ca granule cu dimensiuni de 0,1–0,4 mm, rar de 1–2 mm și este asociat deseori cu micle; în special paete de biotit de 0,03–0,1 mm sunt incluse sau mulează cristalele de albit.

Pertitul, feldspatul sodo-potasic, formează unele ochiuri mari de feldspat și foarte rar apare în granule mici de 0,1–0,3 mm în masa interoculară. Este asociat ca și microclinul, cu cuarțul și miclele. Cuarțul apare în cristale de 0,03–1 mm, rar 2–3 mm și formează cea mai mare parte din masa interoculară, în special din fișile leucocrate. Cuarțul este frequent asociat cu miclele fără a ajunge la dimensiuni prea reduse.

Muscovitul se prezintă în lamele de 0,1–0,7 mm lungime și 0,05–0,15 mm grosime, dispuse în fișii paralele, de obicei asociate cu biotitul și cuarțul.

Biotitul apare în lamele mai mici, de 0,1–0,3 mm lungime, formează fișii monominerale sau este asociat cu muscovitul și deseori este transformat parțial sau total în clorit.

Mineralele accesoriale sunt reprezentate prin granule mici și rare de granat, zircon, turmalină, apatit, epidot, calcit, minerale opace cu dimensiuni de 0,05–0,3 mm; ele sunt prinse în fișile preponderent biotitice, în special în cuiburile de clorit.

Gradul de asociere al feldspaților, în special cu cuarțul și cu miclele apare înaintat, ajungind la dimensiuni de 0,01–0,03 mm.

Asocierea avansată cu miclele datează de lamelele fine incluse dar și de cele ce mulează granulele de feldspat, se datorează proprietății micelor de a se desface în paete extrem de fine și de a adera puternic pe suprafața cristalelor de feldspat.

În ceea ce privește fenomenele de alterare prezentate de feldspat, s-au observat uneori, ușoare sericitizări sau argilizări pe cristalele de albit foarte rar pe cele de microclin.



C) CERCETĂRI DE PREPARARE

Prin cercetările de preparare efectuate s-a urmărit stabilirea tehnologiei de separare din gnaisele oculare de tip Lespezi, în primul rînd a unui concentrat de feldspat de calitate corespunzătoare utilizării lui în ceramica fină și electroceramică; de asemenea, s-a urmărit obținerea la separare și a unor produse (mice, cuarți) cu caracteristici care să permită utilizarea lor în diferite scopuri industriale.

Metodele de preparare avute în vedere—înîind seama de compoziția și caracteristicile chimico-mineralogice ale materialului supus cercetării — au fost separarea magnetică și flotația.

Experimentările executate au arătat că în scopul obținerii de rezultate favorabile, se impune aplicarea unor scheme tehnologice combinate: separarea magnetică urmată de flotație; prin separare magnetică se realizează îndepărțarea din material a micelor și a celoralte minerale accesorie care conțin fier (granat, turmalină, etc), iar prin flotația care se aplică materialului nemagnetic de la separarea magnetică se realizează separarea feldspatului de cuarț; flotație + separare magnetică; prin flotație diferențială sunt separate mai întîi miclele și mineralele accesorie prezente și apoi feldspatul, cuarțul rămânind în steril; concentratele de feldspat și de cuarț de la flotație sunt supuse apoi operației de separare magnetică, în scopul reducerii conținutului de fier rămas.

Se menționează că experimentările executate au arătat că în scopul realizării unei separări cît mai nete a mineralelor prezente, se impune eliminarea din material a clasei fine; ca urmare, după ce materialul a fost măcinat, s-a eliminat clasa $< 60 \mu$ (apreciem însă că această limită inferioară a dimensiunii materialului poate fi coborâtă la $30-40 \mu$).

În tabelele 2 și 3 sunt prezentate rezultatele finale obținute pe cele două linii.

Se constată că în final se pot obține produse de calitate corespunzătoare utilizării lor în diferite scopuri industriale, cu mențiunea că prin aplicarea unei tehnologii constând din flotație + separare magnetică rezultatele sunt ușor superioare celor obținute prin aplicarea separării magnetice urmată de flotație.

Astfel, concentratul de feldspat obținut în primul caz conține 11,53% $K_2O + Na_2O$, 0,17% Fe_2O_3 și 64,86% SiO_2 , iar în al doilea caz 11,29% $K_2O + Na_2O$, 0,2% Fe_2O_3 și 64,11% SiO_2 , deci caracteristici superioare celor indicate de STAS-ul în vigoare, ceea ce indică posibilitatea utilizării acestui feldspat în industria ceramică fine..



TABELUL 2

Condițiile de lucru și rezultatele obținute la flotația urmată de separarea magnetică

Condiții de lucru	Producție	Greutatea materialului inițial	Conținuturi %						Grad de alb%	Aspectul maselor topite		
			SiO ₂	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O + Na ₂ O	Al ₂ O ₃	CaO	MgO		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
măcinare : 0,2 mm deslamare : la 60 μ diluție (L:S) : 3/1 flotația micelor și mineralelor negre acid sulfuric : 1500 g/t petrol sulfonat : 1500 g/t acetat de alchilanină : 1650 g/t flotanol 1 : 35 g/t timp de condiționare și flotație : 37 + 30 min.	Concentr. nice + minerale negre Concentr. de feldspat	1,4 30	57,31 64,86	7,19 0,17	5,76 7,32	2,27 4,21	8,03 11,53	19,05 20,1	2,19 1,60	1,90 0,51	-- 79,3	-- alb cu 1-2 pet. negre
Flotația feldspatului acid fluorhidric : 1300 g/t acetat de alchilanină : 900 g/t Material < 60 μ Aliment.	Concentr. de quart	18	95,90	0,1	--	--	--	--	--	--	--	--
Separare magnetică intensivă, cimp. magnetic : 10000 Oe												



TABEUL 3
Condițiile de lucru și rezultatele obținute la separarea magnetică urmată de flotărie

Condiții de lucru	Producție	Greutate, % față de material initial	Conținuturi %						Grad de alb %	Aspectul maselor topite		
			SiO ₂	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O + Na ₂ O	N ₂ O ₃	CaO	MgO		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
măcinare : 0,2 mm deșlărmare : la 60 μ diluție (L/S) : 3/1	Minerale magnetiche	7	52,78	1,79	7,86	2,05	9,91	28,30	2,80	—	—	—
Separare magnetică intensitatea cimpului mag- netic : 10 000 Oe	Mică albă	2	48,79	1,27	7,23	2,21	9,44	31,16	2,80	—	—	—
Flotarea miciei albe acid sulfuric : 2000 g/t acetat de alchilamină 300 g/t flotanol : 10 g/t timp de condiționare + flo- tare : 38 + 14 min.	Concentrat feldspat	32	64,11	0,20	6,78	4,51	11,29	21,76	2,05	1,15	76,2	alb cu 2-3 puncte negre
Flotarea feldspatului acid fluorhidric 2000 g/t acetat de alchilamină : 600 g/t flotanol : 10 g/t, timp de condiționare + flotare ; 34 + 4 min	Material $< 60 \mu$ alimentare	22	93,46	0,15	—	—	—	—	—	—	—	—



Concentratul de cuarț obținut conține 95,90% SiO_2 și 0,1% Fe_2O_3 în primul caz și 93,46% SiO_2 și 0,15% Fe_2O_3 în al doilea caz.

Se constată deci rezultate favorabile, îndeosebi în primul caz, reieșind deci posibilitatea utilizării cuarțului obținut în industria ceramică.

În ceea ce privește miciile, experimentările executate au arătat posibilitatea obținerii de mici praf, atât pestrițe — la separarea magnetică, precum și la flotația pe minereu brut — cît și albe — la flotația aplicată după separarea magnetică — care pot avea diferite utilizări îndeosebi în industria materialelor de construcții (la fabricarea țiglelor de acoperiș, a cartonului asfaltat, bachelitelor, în zugrăveli, la prepararea vopselelor, etc.).

Pe baza celor de mai sus se poate considera că gnaisul ocular de tip Lespezi prezintă interes ca materie primă îndeosebi pentru feldspat, cu posibilitatea obținerii ca produse secundare valorificabile a cuartului și micelor.

Că urmare, în scopul unei delimitări mai precise a zonelor cu gnais ocular bogat în feldspat din regiunea văii Vilsanului, se impune executarea unor lucrări sistematice de prospectare în această regiune.

RECHIÈRCHES CONCERNANT LES POSSIBILITÉS DE VALORISATION DES GNEISS OEILLÉS DE LA VALLÉE DU VİLSAN (MONST FĂGĂRAŞ)

(Résumé)

C'est la valorisation complexe des gneiss oeillés de type Lespezi de la vallée du Vilsan (monts Făgăraş) qui a constitué l'objet de ces recherches.

L'étude microscopique a déterminé la composition minéralogique suivante : 40% feldspaths (23% microcline, 10% albite, 7% pertite), 22% quartz, 31% micas (18% muscovite, 16% biotite), 4% minéraux accessoires (grenat, zircon, tourmaline, épidoite).

L'analyse chimique d'un échantillon moyen a indiqué les suivantes teneurs plus importantes : 70,90% SiO_2 ; 2,77% Na_2O ; 4,82% K_2O (7,59% $\text{Na}_2\text{O} + \text{K}_2\text{O}$); 1,88% Fe_2O_3 .

On a effectué des expérimentations de séparation magnétique et de flottation qui ont conduit à deux technologies de préparation.

La première comprend la flottation des micas et des minéraux noirs, suivie par la flottation du feldspath; le quartz reste comme stérile.

Les concentrés de feldspath et de quartz ont été soumis ensuite à la séparation magnétique afin de réduire la teneur en fer restée.



La flottation des micas et des minéraux noirs a été effectuée à pH=2 (acide sulfurique : 1.500 g/t) avec de l'acétate d'alchilamine (1.650 g/t) et du pétrole sulfoné (1.500 g/t).

La flottation du feldspath a été effectuée toujours en milieu acide : pH=2,5 (acide fluorhydrique : 1.300 g/t) avec de l'acétate d'alchilamine (900 g/t). Les opérations de séparation magnétique ont été exécutées avec un séparateur magnétique à induction, l'intensité du champ magnétique étant de 10.000 Œ.

Le concentré de feldspath obtenu contient 11,53 % K₂O + Na₂O, 0,17 % Fe₂O₃, 64,86 % SiO₂ et il présente un degré de blancheur de 79,3 %. Le quartz final contient 95,9 % SiO₂ et 0,1 % Fe₂O₃.

La deuxième technologie comprend la séparation magnétique des micas et des minéraux noirs (dans les mêmes conditions mentionnées ci-dessus) suivie par la flottation du mica blanc et du feldspath du produit non magnétique ; c'est le quartz qui reste comme stérile. La flottation du mica blanc a lieu dans un milieu acide (acide sulfurique : 2.000 g/t) avec de l'acétate d'alchilamine (300 g/t). La flottation du feldspath a été exécutée dans un milieu acide (acide fluorhydrique : 2.000 g/t) avec de l'acétate d'alchilamine (600 g/t).

Le concentré de feldspath ainsi obtenu contient 11,29 % K₂O + Na₂O, 0,20 % Fe₂O₃, 64,11 % SiO₂ et il a un degré de blancheur de 76,2 %. Le quartz resté de la flottation contient 93,46 % SiO₂ et 0,15 % Fe₂O₃.

Tant le feldspath que le quartz obtenus présentent des caractéristiques favorables à l'utilisation dans l'industrie céramique.

On peut aussi obtenir, comme sous-produits, des micas en poudre à différentes utilisations : des micas bariolés, lors de la séparation magnétique et de la flottation du minerai brut, aussi que des micas blancs par la flottation du matériau non magnétique de la séparation magnétique.

Il en résulte que le gneiss de type Lespezi présente intérêt en tant que matière première surtout pour la préparation du feldspath avec la possibilité d'obtenir comme produits secondaires valorisables : le quartz et les micas.

Par conséquent, des travaux systématiques de prospection sont nécessaires dans la région de la vallée du Vilsan afin de délimiter avec précision les zones à gneiss œillé riche en feldspath.



CERCETĂRI PRIVIND VALORIZAREA ROCEI CU SULF DIN ZĂCĂMÎNTUL GURA HAITII – ZONA PIETRICELUL¹

DE

ION HUBER-PANU, BUJOR GEORGESCU, ANGELA OPRESCU, MARIA BORcea

Abstract

Research Work Regarding the Beneficiation of Sulphur² Bearing Rocks from the Gura Haitii Ore Deposit Pietricelul Zone. Possibilities for technological processing of the rock, with a content amounting to approximately 22.4% elementary sulphur from the Pietricelul zone, have been studied, according to the variant which comprises the flotation followed by the recovery of sulphur from the concentrate by melting-filtration, as well as the recovery of sulphur by dissolving with solvents. There are indicated the conditions which may be recommended in view of obtaining concentrates of various qualities : 55%, 70%, 75% and 82% elementary sulphur. From any of these concentrates there are finally obtained by filtration, after heating and under pressure, products with 99.5% elementary sulphur and a filtration residuum with 35% sulphur available for the fabrication of sulphuric acid. The total recovery of sulphur, as compared with the crude ore, ranges from 53 to 74%. By kerosene solving both from crude ore and concentrates there may be obtained purified products with 99.7% elementary sulphur in which 94–96% are recovered from sulphur but the losses of kerosene in residuums are considerable. As a function of the quality of the concentrate, which is to be produced by the flotation plant, technological flow-sheets are recommended.

Scopul cercetărilor

Cercetările geologice efectuate în ultimii ani de către Comitetul de Stat al Geologiei, au determinat existența unui zăcămînt de sulf nativ în Munții Căliman, în zona vîrfurilor Negoiul Românesc și Pietricelul.

Valoarea economică a zăcămîntului de la Gura Haitii stabilită pe baza cercetărilor geologice — rezerve de ordinul zecilor de milioane tone

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 22 mai 1970.

² Institutul Geologic București, Sos. Kiseleff nr. 55.



cu conținut de circa 20% sulf elementar — ca și necesitățile crescînd de sulf elementar ale economiei naționale, au atras atenția în mod deosebit asupra acestui zăcămînt. Ca urmare, s-au efectuat o serie de cercetări în vederea cunoașterii și precizării diferitelor aspecte legate de posibilitățile de obținere a sulfului elementar din zăcămîntul de la Gura Haitii.

Cercetările privind posibilitățile de valorificare a roci cu sulf din acest zăcămînt, au fost începute la Institutul Geologic în anul 1963 pe probe colectate din zona Negoiul Românesc și au avut ca prim scop, să dea justificarea necesară continuării explorării geologice a zăcămîntului, pus în evidență prin mai multe sondaje.

Rezultatele acestor cercetări au fost favorabile și s-au concretizat cu recomandarea unui flux tehnologic cuprinsînd flotația cu obținerea unor concentrate cu 70—80% S_{el} , urmată de filtrarea la cald a concentratelor. În anul 1964 s-au continuat cercetările sub aspectul studierii comportării roci cu sulf de la Gura Haitii și la alte tehnologii, recomandate în cazul prelucrării unor materii prime similare. În acest scop, s-a studiat metoda de recuperare a sulfului direct din roca brută prin dizolvare cu petrol sau prin topire în autoclavă și separare prin cernere obținîndu-se rezultate interesante (Georgescu, Mușăteanu, 1963, 1964)³.

Pentru precizarea tehnologiei de prelucrare și obținerea de date suficiente privind parametrii necesari proiectării instalațiilor industriale cercetările au fost continue, tot pe probe provenite din zona Negoiul Românesc, la scară laborator și pilot după mai multe variante de flux tehnologic. Astfel, ICEMIN⁴ și ICECHIM⁵ au executat încercările de concentrare prin flotație și extragerea sulfului din concentrate prin topire-filtrare sau cu solvenți, iar IMNR⁶ a studiat în faza pilot, prăjirea totală și parțială a minereului brut în pat fluidizat.

În același timp au continue lucrările de explorare pentru conturarea de noi rezerve, în alte zone ale zăcămîntului.

Din 1967 se execută explorări în jurul vîrfului Pietricelul unde s-a pus în evidență, de asemenea, un însemnat corp mineralizat cu sulf. Se consideră că zăcămîntul din zona Pietricelul este mai important decît

³ B. Georgescu, Cr. Mușăteanu. Valorificarea roci cu sulf de la Gura Haitii, 1963, 1964. Arh. Inst. Geologic.

⁴ A. Stoian, L. Rohr. Cercetări de preparare pentru roca cu sulf de la Gura Haitii 1964, 1965. Arh. ICEMIN.

⁵ Georgea Budici et al., Obținerea sulfului din concentrat de sulf și direct din roca cu sulf de la Gura Haitii, 1964. Arh. ICECHIM.

⁶ A. Stoian. Valorificarea sulfului din Mă. Căliman, 1969. Arh. ICEMIN.



cel de la Negoil Românesc atât din punct de vedere al conținutului de sulf — circa 22% — cît și al rezervelor.

În vederea cunoașterii posibilităților de valorificare a roiei cu sulf din aceste zone noi, în anul 1969 s-au efectuat în laboratorul de preparare și valorificare a substanțelor mineriale de la Institutul Geologic, cercetări tehnologice pe o probă colectată din lucrările miniere executate la nivelul galeriei XX în zona Pietricelul.

Considerații generale privind zăcământul de sulf de la Gura Haitii

Zăcământul de sulf nativ de la Gura Haitii este situat în masivul Căliman, între vîrful Negoil Românesc și vîrful Pietricelul, deasupra izvoarelor văii Neagra, la 14 km sud de satul Gura Haitii și aproximativ 40 km de Vatra Dornei. Munții Căliman fac parte din lanțul eruptiv neogen Hărghita-Căliman aflat în partea de est a depresiunii Transilvaniei și sunt alcătuși în întregime din roci andezitice.

Perimetru care cuprinde zăcământul de sulf aparține marii caldeire a munților Căliman de nord și este alcătuit petrografic dintr-o alternanță de lave și pirolastite andezitice în cadrul căror apar interstratificate corpuri lenticulare de cuarțite secundare, în general orizontale, mineralizate mai mult sau mai puțin intens cu sulf nativ.

Dimensiunile lentilelor de cuarțite cu sulf variază în limite foarte largi : de la 2—3 m pînă la 120 m grosime, media fiind cuprinsă între 20—40 m și de la zeci de metri pînă la aproximativ 200 m lungime. De obicei, în zonele centrale se observă îngroșări maxime care scad treptat spre zonele periferice ale lentilelor.

Conținutul în sulf prezintă variații de la 3—48%. În medie, pentru tot zăcământul este caracteristic un conținut de 20% sulf total.

Cuarțitele secundare sunt formațiuni care au luat naștere prin transformarea rocilor efuzive neogene (în special pirolastite andezitice) sub acțiunea proceselor postvulcanice respectiv a soluțiilor acide solfatariene încărcate cu H_2S și SO_2 , care au dizolvat toți compoziții rocilor în afară de silice.

Concomitant cu formarea cuarțitelor s-a precipitat și sulful liber : $2H_2S + SO_2 = 3 S + 2H_2O$.

Compoziția mineralogică a roiei cu sulf constă din silice (opal, calcedonie, cuarț), sulf, pirită, alunit, jarosit și eu totul subordonat limonit, minerale argiloase, clorit, carbonați.

Silicea reprezintă ganga propriu-zisă a mineralizației și constituie masa de bază a roiei în care sulful apare ca impregnații puternice sau mai



slabe, cuiburi izolate, depunerile pe fisuri. Celelalte minerale apar în cantități reduse, dispers, rareori formând aglomerări⁷.

Caracterele chimico-minerologie a probei din zona Pietricelul.

Materialul probei este constituit preponderent din fragmente silicificate intens, cu duritate relativ ridicată și mai puțin din fragmente friabile, argilitizate. Culoarea rocei variază de la cenușiu închis, aproape negru la cenușiu foarte deschis și alb-gălbui. Culoarea albă se datorează depunerilor masive de opal curat, în timp ce nuanța galbenă este dată de impregnațiile difuze de sulf, iar tenta cenușie-neagră de pirită foarte fină sau geliformă diseminată în rocă.

Aspectul depunerilor de sulf este foarte variat: se întâlnesc pelicule fine, impregnațiile difuze sau puternice, depunerile pe fisuri cu grosimi maxime de 3–4 mm și cuiburi izolate de mărimi cuprinse între 1–7 mm, rar pînă la Ø 2 cm.

Fragmentele cu aglomerări milimetrice și centimetrice de sulf sunt rare: predomină impregnațiile mărunte sau peliculele fine care uneori împînzesc roca cu o rețea foarte neregulată.

Ca formă de agregare, depunerile de sulf se prezintă în mase compacte cristalizate sau pămîntoase și ca eflorescențe fine pe fisuri.

În afară de opal și sulf, în probă mai apar: pirită, limonit alunit, precum și relicte reduse ale rocilor andezitice transformate în minerale secundare.

Analiza chimică generală a indicat următoarele conținuturi:

	%		%
S _{total}	= 25,78 – 26,13 – 26,47	P ₂ O ₅	= 0,07
Sementar	= 22,35 – 22,52	MgO	= lipsă
SiO ₂	= 55,36	K ₂ O	= 0,38
Fe ₂ O ₃	= 8,19	Na ₂ O	= 0,14
CaO	= 0,91	As	= 0,024
Al ₂ O ₃	= 1,06	Pb	= urme
TiO ₂	= 0,48	Zn	= urme
		Cu	= urme
		Mo	= urme
		Mn	= lipsă
		Pc	= 32,25

⁷ Soare C. Raport privind documentarea petrografică a lucrărilor de explorări geologice din șantierul Gura Haitii. 1964, 1965, 1966. Arh. C.S.G.



Pe baza studiului microscopic efectuat asupra probei și corelat cu analiza chimică globală, am stabilit următoarea compoziție mineralologică pentru proba de sulf :

sulf nativ	circa	22 %
silice amorfă (opal) SiO_2	„	53 %
pirită FeS_2	„	7 %
limonit $\text{HFeO}_3 \text{ aq.}$	„	3 %
alunit $\text{KAl}_3 (\text{SO}_4)_2 (\text{OH})_6$	„	1 %
minerale secundare (minerale argiloase, clorit, carbonați)	„	14 %

Descrierea microscopică. Sub microscop fragmentele de roci din proba de la Gura Haitii apar formate dintr-o masă fundamentală amorfă de opal impregnat cu sulf și pirită fină și pe alocuri cu un material argilos-carbonatic.

Sulful se prezintă în cristale mărunte, rar mai dezvoltate, aglomerate în cuiburi foarte neregulate sau înlocuind fenocristale de feldspat din rocile andezitice, depus pe fisuri fine sau dispersat în masa de silice amorfă (vezi planșa, fig. 1, 2).

Dimensiunile cuiburilor monominerale de sulf sunt cuprinse între 0,05—7 mm, rar ajung la Ø 2 cm, iar fisurile și cristalele izolate dispersate în gangă, între 0,007—3 mm. Frecvențe sunt depunerile de 0,03—0,3 mm.

Asociația sulf-silice este frecventă și foarte avansată. Aglomerările de sulf sunt prinse întotdeauna în opal și deseori prezintă incluziuni de silice amorfă. Gradul de asociere atinge valori obișnuite de 0,02—0,3 mm (vezi planșa, fig. 3).

Asociația sulf-pirită se întâlnește relativ frecvent, cînd în jurul cuiburilor de sulf apar mici corpusculi sferici de pirită sub forma unei coroane continue sau cu unele intreruperi. Dimensiunile de asociere sunt cuprinse între 0,03—0,1 mm.

Asociația sulf-alunit apare sub forma solzilor fini și rari de alunit dispersați în cuiburile de sulf. Dimensiuni : 0,02—0,05 mm.

Asociația sulf-limonit e dată de rare franje subțiri de limonit formate în jurul unor cuiburi de sulf.

Asociația sulf-minerale secundare este avansată, dar mai puțin frecventă și prezintă dimensiuni de 0,007—0,1 mm.

Silicea amorfă sau opalul reprezintă constituentul principal al probei. Microscopic, opalul apare ca o masă amorfă cu structură globulară tipică opalului, în care uneori se mai observă structura porfirică a rocilor înlocuite, evidențiindu-se fenocristalele de feldspați și piroxeni de pasta andezitului. Foarte rar apar cristale de cuarț de 0,05—0,1 mm.



În masa de opal se observă încă frecvent, pe lîngă sulf, granule mărunte sau concrețiuni de pirită disperse, precum și unele pulberi difuze de minerale secundare provenite din alterarea andezitelor (carbonați, clorit, minerale argiloase, limonit).

Asociația opal-pirită este avansată, fiind cuprinsă între 0,007—0,2 mm (vezi planșa, fig. 4).

Asociația opal-alunit atinge dimensiuni de 0,02—0,05 mm, dar se întâlnește rar.

Asociația opal-minerale secundare apare des și la dimensiuni variate de la 1—2 mm pînă la 0,1 mm.

Asociația opal-limonit se întâlnește la dimensiuni foarte fine (0,005 mm) dar în măsură redusă.

Pirita apare în granule mici sferice sau ca plaje concreționare, de dimensiuni reduse și mai rar, în cristale mai dezvoltate, parțial transformate în marcasită. Dimensiunile piritei sunt cuprinse între 0,007—0,3 mm iar ale marcasitei de 0,005—0,02 mm (vezi planșa fig. 4).

Alunitul se prezintă sub formă unor solzi mărunci de 0,01—0,05 mm, dispersați în masa de opal sau aglomerăți în cuiburi mici.

Limonitul apare sub formă de pulberi fine ce impregnează masa de silice sau ca granule izolate și rare, de 0,01—0,03 mm.

Mineralele secundare prezente în probă și date în special de minerale argiloase, mai puțin de clorit și carbonați, reprezintă relicte din roca gazdă a mineralizației de sulf, respectiv piroclastitele andezitice, care au suferit inițial influența proceselor hidrotermale și care ulterior au fost transformate în cea mai mare parte în silice, formînd cuarțitele secundare.

Aceste produse secundare apar disseminate în masa de opal, în care uneori se evidențiază ochiuri mici și șuvețe cu minerale argiloase.

Concluzii. Proba din zona Pietricelul este reprezentată prin fragmente de roci de natură vulcanică (andezite, piroclastite, tufuri) care au fost puternic transformate hidrotermal în roci silicioase. Minerul este constituit dintr-o masă silicioasă (circa 53%) impregnată în principal cu sulf nativ (~22%), pirită (~7%) și subordonat cu limonit, alunit și minerale secundare (minerale argiloase, clorit, carbonați, etc.).

Aceste minerale incluse în masa silicioasă, au în general o răspîndire neuniformă în probă și se prezintă de la impregnații foarte fine de ordinul micronilor pînă la dimensiuni de 1—2 mm, sau ca pulberi difuze.

Sulful nativ, elementul principal care se urmărește în probă, apare sub diferite forme, în cristale mărunte, rar aglomerate în cuiburi de 0,07—



7 mm, depus pe fisuri sau dispersat în masa de silice amorfă cu dimensiuni cuprinse între 0,007 și 3 mm, frecvente fiind depunerile de 0,03—0,3 mm.

Depunerile de sulf sunt asociate frecvent și intens cu opalul (0,02—0,3 mm) și cu pirită (0,03—0,1 mm).

Deși în probă se întâlnesc cuburi și granule de sulf cu dimensiuni ce ajung uneori pînă la maximum 2 cm, în ansamblu, gradul de asociere al sulfului este foarte înaintat datorită impregnațiilor foarte fine (de ordinul a 20 microni) pe care le formează în masa silicei.

Cercetări experimentale

Din zăcăminte de sulf elementar, sulful se obține pe plan mondial prin: procedeul Frasch, flotație-topire-filtrare, extractie cu solvenți, prăjire parțială sau totală în diferite tipuri de cuptoare. (Kaskin et al. 1961, Hoffmann 1962, Cibrowski et al. 1962, Charveriat 1968).

În ultimul timp flotația devine metoda aplicată pe scară din ce în ce mai largă, pentru a face posibilă valorificarea mai economică a rocilor cu sulf, chiar a celor cu conținuturi de numai 13—14% S. La majoritatea zăcămintelor noi puse în exploatare, pentru prima fază de prelucrare a minereului se aplică flotația (Contini 1956, Stremovski 1960, Pfeffer 1962, Usoni 1963).

Caracteristicile minereului de la Gura Haitii (concrescență foarte avansată a sulfului cu celelalte minerale componente, de ordinul zecilor de microni), ca și condițiile de zăcămînt, arată că, una din căile de valorificare a acestui minereu este concentrarea prin flotație cu obținerea unor concentrate cu conținuturi mai mari de sulf, urmată de extragerea sulfului din concentrate printr-un procedeu termic sau chimic.

Cercetările executate în 1969 au urmărit studierea aspectelor tehnologice ale valorificării rorei de sulf, după un flux care cuprinde flotația urmată de extragerea sulfului din concentrate prin topire-filtrare, precum și extractia sulfului prin dizolvare cu solvenți.

Cercetări de flotație. În cadrul experimentărilor de flotație primară s-a studiat regimul de reactivi și finețea de măcinare, urmărind să se determine condițiile pentru care se vor putea obține concentrate de sulf cât mai bune și cu recuperări maxime.

Cea mai mare parte a încercărilor s-au executat cu materialul măcinat inițial la 0,25 mm ($4\% > 0,25 \text{ mm}$; $56\% < 0,071 \text{ mm}$).

Cercetări anterioare pe probe provenite din zona Negoiul Românesc (Georgescu, Mușăteanu 1963)⁴ au arătat că o parte din sulf flotează fără

⁴ Op. cit. pet. 3.

nici un fel de reactiv. Ca urmare, pentru experimentările de flotație primară am adoptat o schemă, care prevede în prima parte flotarea unei părți din sulf utilizând numai reactivi modificatori (adăugați la măcinare) și după colectarea primei fracțiuni de concentrat, adăugarea de reactivi colectori spumanți.

Ca reactivi au fost experimentați : silicatul de sodiu, varul, motorina, petrolul, flotanolul F și spumantul neionic AH_{4,5}. Rezultatele sunt prezentate în tabelele 1, 2 și 3.

Influența silicatului de sodiu asupra flotației primei fracțiuni de concentrat se manifestă prin mărirea extracției de sulf, dar aceasta se realizează pe seama creșterii extracției în greutate, calitatea concentratului rămînind practic aceeași 62...64% S_{el}. Aceasta ar putea prezenta interes în cazul reflotării separate a primei fracțiuni de concentrat de calitate mai bună.

Adăugarea de var pentru alcalinizare are un oarecare efect favorabil asupra indicilor flotației primei fracțiuni de concentrat pînă la pH 6,5, după care la pH 8 extractia de sulf crește cu circa 10% (de la 70% la 80%) dar în același timp scade și conținutul concentratului de la 65% la 60% S_{el}.

În general, s-a constatat că la flotația numai cu reactivi modificatori, se recuperează circa 65—70% din sulf într-un concentrat al căruia conținut nu depășește 66% S_{el}.

Adăugarea de cantități mici de colectori-spumanți (motorină sau petrol circa 70 gr/t și flotanol F circa 16 gr/t) a avut ca rezultat mărirea sensibilă a extracției de sulf care ajunge la 97...98% în concentrate cu 45...46% S_{el}.

Mărirea cantității de colector n-a condus la îmbunătățirea rezultatelor flotației.

În ceea ce privește comportarea spumantului neionic AH_{4,5} atât la flotația cu motorină cât și cu petrol se remarcă faptul că, la consumuri echivalente cu acelea utilizate în cazul flotanolului F (16...18 gr/t), se obțin concentrate ceva mai curate, conținînd 50...51% S_{el} dar în același timp extracția scade de la 97...98% la circa 92...93%. Pentru consumuri mai mari de spumant AH_{4,5}—35...45 g/t, se realizează practic aceeași indicie ca și în cazul utilizării unei cantități de 16 g/t flotanol F.

Experimentările cu măcinarea materialului la 0,25 mm (4% > 0,25 mm ; 56% < 0,071 mm) au arătat că la această dimensiune este posibil să se obțină recuperări mari de sulf de ordinul a 97—98%, sterilele separate fiind foarte curate, avînd conținuturi de circa 1—1,5% S_{el}, rezultatele confirmînd concluziile trase pe baza observațiilor mineralogice,



TABELUL 1

Rezultatele experimentărilor de flotare primară cu silicat de sodiu

Nr. exp.	Condiții de lucru	Reactivi			pH	Timp flotatie min.	Producere	Extracția în greutate %		Conținut de Se1 %		Extracția de Se1 %
		Loc de adăugare	Denumirea	Conc. gr/t				v	Σv	c	c med.	
1	Măcinare la 0,25 mm ; Cls > 0,25 mm : 4 %	moară	silicat de sodiu	3.300	5,5	5	C ₁	25,8	25,8	61,57	68,2	83,2
	Cls 0,25 – 0,071 mm : 40 %	celulă de flotajie	{ de motorină flotanol	70 16	4,8 4,6	5 10	C ₂ C ₃ + C ₅	9,8 6,8	35,6 51,7	35,74 15,50	34,45 44,00	
	Cls < 0,071 mm : 56 %						B A	48,3	44,9	24,81	48,31	
	Temperatura = 23,5 – 25°C							100,0	51,7	15,50	4,5	
	Diluție L/S = 3,5 : 1									1,15	2,4	
	Viteza rotor = 1700 rot/min									22,30	100,0	
2	Măcinare la 0,25 mm Temperatura = 23 – 24°C	moară	silicat de sodiu	3.300	5,7 – 5,1	10	C ₁	27,0	27,0	62,16	62,16	73,4
		var	var	1.000	4,7	10	C ₂ + C ₃ C ₄ + C ₆	41,3 48,2	31,06 15,49	51,39 46,25	19,4 4,7	
		celulă de flotajie	{ de motorină flotanol	70 16			B A	51,8	6,9	1,10	2,3	
								100,0		22,86	100,0	
3 I dem 1	moară	silicat de sodiu	2.000	5,9	5	C ₁	20,7	20,7	66,17	66,17	62,6	62,6
	celulă de flotajie	var	1.000	5 – 4,7	10	C ₂ + C ₃ C ₄ + C ₅	13,6 9,8	34,3 44,1	37,67 21,87	54,86 47,53	23,4 9,8	
		{ de motorină flotanol	70 16	4,6	10	B A	55,9	100,0	1,63	21,87	4,2	
4 I dem 1	moară	silicat de sodiu	1.000			C ₁	22,9	22,9	64,10	64,10	66,0	66,0
	celulă de flotajie	var	1.000	6,2	5	C ₂ + C ₃ C ₄ + C ₅	12,9 11,2	35,8 47,0	36,59 20,09	54,18 46,06	21,2 10,1	
		{ de motorină flotanol	70 16	5,2 – 5,1 4,4 – 4,3	10	B A	53,0	100,0	1,15	22,26	2,7	



TABELUL 2

Rezultatele experimentărilor de flotajie cu var

n. exp. N.	Condiții de lucru	Reactivi		pH Loc de adăug.	cons. gr/t	Timp flo- taje min.	Producse	Extrac. în greut. %		Conținut de Se ₁ %		Extrac. de Se ₁ %	
		Loc de adăug.	Denumire					v	Σv	c	c med.	m	Σm
5	Măcinare la 0,15 mm : Cl _s > 0,15 mm : 3% Cl _s 0,15 – 0,071 mm = 22% Cl _s < 0,071 mm = 75% Temperatura = 24–25°C Diluie L/S = 3,5 : 1 Viteză rotor = 1700 rot/ min.	moară silicat de sodiu var	3.300 1.000 5,7–5,1	6,4 10	C ₁ C ₂ + C ₃	24,7 12,3	64,11 36,36	70,8 20,2	64,11 54,88	70,8 20,2	70,8 90,8		
6 Idem 5	celula flotajie	motorină { flotanol F	140 24 4,9–4,7	10 5	C ₄ + C ₅ C B A	8,6 2,8 51,6 100,0	45,6 48,4 7,66 0,71	17,34 1,06	47,80 45,48 1,06	6,7 0,91 1,61	97,5 98,4 2,5		
7 Idem 5	moară celula flotajie	silicat de sodiu var motorină { flotanol F	3.300 1.000 140 24 5,6 4,8	6,2 10 10	C ₁ C ₂ C ₃ B A	25,6 14,9 3,3 56,2 100,0	25,6 40,5 43,8 16,39 22,82	63,73 34,62 43,8 1,44 22,82	63,73 53,02 50,26 3,5 100,0	71,5 22,6 2,4 3,5 100,0	71,5 94,1 96,5		
8 Idem 5	moară celula flotajie	silicat de sodiu var motorină { flotanol F	3.300 2.000 140 24 5,8–5,3 5,2–5	6,5 10 10 5	C ₁ + C ₃ C ₂ + C ₆ C ₄ + C ₅ B A	24,7 12,0 8,2 2,4 55,1	24,7 36,7 44,9 47,3 0,58	64,77 38,14 18,38 8,36 0,91	64,77 38,14 49,18 47,11 0,91	70,8 20,2 6,7 0,9 1,4	70,8 91,0 97,7 98,6		



TABELUL 3

Rezultatele experimentărilor de flotare cu petrol și spumant neionic A.II. 4,5

Nr. exp.	Condiții de lucru	Reactivi		Consum gr/l	Timp flotație min.	Producție	Extractia în greutate %		Continut de Se %		Extractia de Se %
		Loc de adăugare	Denumirea				v	Σv	c	cmed.	
9	Măcinare la 0,25 mm Temperatura: 23—24°C Diluie: 3,5/1 Viteza rotor = 1700 rot/min.	moară celula flotajie	{silicat de sodiu var petrol flotanol I'	1.000 1.000 72 16	6,1 5,2 4,8 10	5 10 12,7 A	C ₁ C ₂ +C ₃ C ₄ +C ₆ B	21,7 14,3 12,7 100,0	65,60 36,0 48,7 0,89	62,9 21,0 11,1 2,0	62,9 86,9 98,0 100,0
10	I dem 9	moară celula flotajie	{silicat de sodiu var petrol flotanol I'	1.000 1.000 216 24	5,8 5,5 4,9 5	5 5 8,1 A	C ₁ C ₂ C ₃ C ₄ B	24,4 12,7 8,1 3,9 100,0	64,38 37,1 45,2 49,1 22,83	68,8 54,14 20,88 9,21 1,14	68,8 88,5 95,9 97,5 100,0
11	I dem 9	moară celula flotajie	{silicat de sodiu var petrol spumant neionic A.II. 4,5	1.000 1.000 144 36,	5,7 10 10 5	5 10 10 5	C ₁ C ₂ +C ₃ C ₄ +C ₆ B	22,7 13,1 6,2 6,1 51,9 100,0	65,11 35,8 42,0 48,1 1,18 22,57	65,5 51,97 22,30 14,66 1,18 22,57	65,5 87,2 6,1 93,3 2,7 100,0
12	I dem 9	moară celula flotajie	{silicat de sodiu var motorină spumant neionic A.II.4,5	1.000 1.000 140 45	5,8 10 10 5	5 10 10 5	C ₁ C ₂ +C ₃ C ₄ +C ₆ B	19,3 12,6 9,2 6,6 52,3 100,0	67,50 31,9 44,79 41,1 47,7 18,03	56,2 58,53 24,4 51,65 4,0 23,17	56,2 80,6 91,6 96,7 3,3 100,0



TABELUL 4

Rezultatele experimentărilor comparative de flotajie cu diferite finețe de măcinare

Nr. exp.	Condiții de lucru	Reactivi		pH con- sum gr./t	Timp flotare min.	Producere v Σv	Extracția în greutate %	Conținut de S_{el} %		Σm	
		Loc de adău- gare	Denumirea					c	c_{med}		
2	Măcinare 0,25 mm : CLS > 0,25 mm = 4,0% CLS 0,25 – 0,071 mm = 40,0% moară CLS < 0,071 mm = 56,0% celula Temperatura = 23,5 – 25°C Diluție L/S = 3,5 : 1 Viteză rotor = 1700 rot/min.	silicat de sodiu var motorină flotanol F	3.300 1.000 70 16	6 5,7 – 5,1 4,7	5 10 10	$C_1 + C_3$ $C_2 + C_5$ B	25,8 41,3 48,2	62,16 51,39 46,25	73,4 19,4 4,7	73,4 92,8 97,5	
								1,10	2,5		
								22,85	100,0		
		silicat de sodiu var motorină flotanol F	3.300 1.000 70 16	6,4 5,7 – 5,1 4,9 – 4,7	5 10 10	$C_1 + C_3$ $C_2 + C_5$ B	24,7 32,3 45,6	64,11 54,88 47,80	70,8 20,0 6,7	70,8 90,8 97,5	
								1,06	2,5		
								22,38	100,0		
5	Măcinare 0,15 mm : CLS > 0,15 mm = 3% CLS 0,15 – 0,071 mm = 22% moară CLS < 0,071 mm = 75% celula Temperatura = 23 – 24°C Diluție L/S = 35 : 1 Viteză rotor = 1700 rot/min.	silicat de sodiu var motorină flotanol F	3.300 1.000 70 16	6,4 5,7 – 5,1 4,9 – 4,7	5 10 10	$C_1 + C_3$ $C_2 + C_5$ B	24,7 32,3 45,6	64,11 54,88 47,80	70,8 20,0 6,7	70,8 90,8 97,5	
								1,06	2,5		
								22,38	100,0		
		silicat de sodiu var motorină flotanol F	3.300 1.000 70 16	6,3 6 – 5 4,5	5 10 10	$C_1 + C_3$ $C_2 + C_5$ B	22,3 32,3 45,4	66,93 54,91 49,86	64,3 24,8 8,4	64,3 89,1 97,5	
								1,06	2,5		
								23,22	100,0		
13	Măcinare 0,09 mm : CLS > 0,09 mm = 5,0% CLS 0,09 – 0,07 mm = 8,0% moară CLS < 0,07 mm = 87,8% celula Temperatura = 23 – 24°C Diluție L/S = 3,5 : 1 Viteză rotor = 1700 rot/min.	silicat de sodiu var motorină flotanol F	3.300 1.000 70 16	6,3 6 – 5 4,5	5 10 10	$C_1 + C_3$ $C_2 + C_5$ B	22,5 32,3 45,4	65,18 54,68 45,4	69,7 18,7 45,24	69,7 88,4 97,7	
								1,06	2,5		
								23,22	100,0		
		moara celula flotajie	1.000 1.000 140 24	6,0 5,5 10 5	5 10 10 5	$C_1 + C_3$ $C_2 + C_5$ $C_4 + C_8$ B	22,5 32,3 45,4 54,6	65,18 54,68 45,24 43,54	69,7 18,7 45,24 0,4	69,7 88,4 97,7 98,1	
								0,74	0,88		
								0,74	1,9		
14	I dem 13									100,0	



potrivit cărora o parte din sulf este asociat cu silicea pînă la dimensiuni, de 0,3 mm.

Experimentările făcute cu măcinări mai înaintate (tabelul 4), au arătat că nu există diferențe foarte semnificative între măcinările 0,25 mm

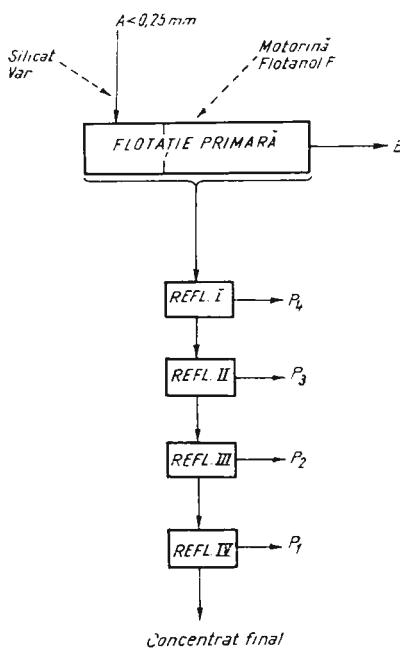


Fig. 1. — Reflotare directă.
Reflottation directe.

(4% > 0,25 mm ; 56% < 0,07 mm), 0,15 mm (3% > 0,15 mm ; 75% < 0,07 mm) și 0,09 mm (5% > 0,09 mm ; 87% < 0,07 mm). Pentru extracții maxime de sulf de 97,5% conținutul concentratului crește de la 46% la circa 50% în cazul măcinării celei mai avansate.

Aceasta conduce la concluzia că, la flotația primară este mai avantajoasă măcinarea la 0,25 mm, întrucît chiar în cazul acestei măcinări mai grobe, se elimină din circuitul preparării circa 50% din materialul de alimentare cu pierderi minime de sulf de ordinul a 3%.

Pentru obținerea unor produse de calitate mai bună s-a impus reflotarea produselor primare. Experimentările de reflotare s-au executat după diferite scheme tehnologice care prevedeau fie simpla reflotare, fie reflotarea combinată cu remăcinarea.

Prin reflotarea directă repetată (fig. 1, tabel 5) a produselor primare s-au obținut concentrație finale cu 63% S în cazul în care măcinarea inițială s-a făcut la 0,25 mm și concentrație cu 72% S_{el} pentru măcinarea de 0,09 mm, în ambele cazuri extracția de sulf fiind de 88...89%. Adaosul

TABELUL 5
Reflotarea repetată directă a concentratelor primare

Nr. exp. schema	Măcinare primară	Timp flotare min.	Produse	Extracția în greutate %		Conținut de S _{el} %		Extracția de sulf %	
				v	Σv	c	c med.	m	Σm
			C _f	32,0	32,0	62,61	62,61	88,2	88,2
Fig. 1	0,25 mm	8	P ₁ + P ₂	2,8	34,8	22,23	59,36	2,7	90,9
			P ₃	2,8	37,6	13,99	55,95	1,7	92,6
			P ₄	10,1	47,7	10,55	46,36	4,7	97,3
			B	52,3		1,17		2,7	
		10	A	100,0		22,72		100,0	
			C _f	28,2	28,2	71,97	71,97	88,7	88,7
			P ₁	1,0	29,2	30,64	70,55	1,3	90,0
			P ₂	1,7	30,9	22,88	67,93	1,7	91,7
Fig. 1	0,09 mm	10	P ₃	3,5	34,4	15,86	62,63	2,4	94,1
			P ₄	13,0	47,4	7,94	47,63	4,5	98,6
		10	B	52,6		0,60		1,4	
			A			22,89		100,0	

Condiții de lucru

Flotație primară: exp. nr. 4, tab. 1

Număr de refloți: 4

de silicat la reflotare nu a contribuit la îmbunătățirea calității concentratului.

La aplicarea schemei din fig. 2 (tab. 6), la care s-au refloat separat primele concentrate colectate fără adaos de colector-spumant, s-au obținut concentrație finale cu 77% S_{el}, cu extracții de sulf de 61%. Prin reflotarea în continuare a produselor intermediare amestecate cu produsele primare colectate după adaos de colector spumant s-a obținut un produs cu circa 39% S_{el}. Rezultă că reflotarea produselor intermediare fără remăcinare nu



este eficientă, probabil datorită concrescențelor rămase nedesasociate la dimensiunea de 0,25 mm.

Aplicarea acestei tehnologii permite obținerea unor produse de calitate mai bună cu 77% S_{el} față de cele rezultate prin aplicarea schemei 1, dar extracția de sulf realizată este mai mică și schema mai complicată.

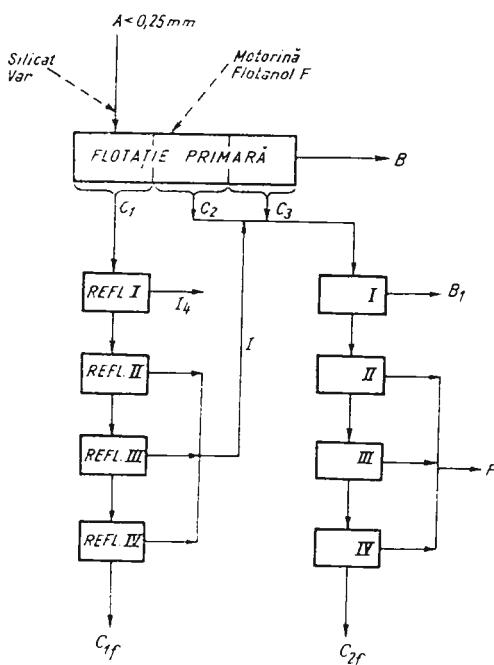


Fig. 2. — Reflotarea separată a concentratului C_1 .

Reflottation séparée du concentré C_1 .

Efectul favorabil al remăcinării produselor intermediare înainte de a le reflota și al adăosului de amidon caustificat, a fost pus în evidență de rezultatele unei încercări făcută după schema din fig. 3 (tabel 7). În această variantă s-au obținut un concentrat cu 86% S_{el} cu extracție de sulf de 35% provenit din fracțiunea primară C_1 și un concentrat cu circa 63% S_{el} și extracție de 53% rezultat prin remăcinarea și reflotarea produselor intermediare, concentratul global avind un conținut mediu de 70% S_{el} și extracție de 89%.

În cazul aplicării schemelor (fig. 4, tab. 8) cu remăcinarea tuturor produselor primare la 0,07 mm sau la 0,04 mm, s-a constatat că pe măsură ce crește finețea de măcinare, crește și conținutul în sulf



TABELUL 6

Reflotarea separată a concentratului C_1 primar și a produselor intermediare

Nr. exp. Schema	Măcinare primară	Timp flotare min.	Produse	Extracția în greutate %		Conținut de Sel %		Extracția de Sel %	
				v	Σv	c	c med.	m	Σm
17	0,25 mm	7	C_{1f}	17,8	17,8	77,13	77,13	61,3	61,3
		5	C_{2f}	15,4	33,2	39,17	59,52	26,9	88,2
		10	I_4	5,0	36,1	19,56	57,44	4,4	92,6
		10	P	2,9	41,1	14,62	51,49	1,9	94,5
		7	B_1	4,6	45,7	8,62	47,18	1,8	96,3
			B	54,3	100,0	1,51		3,7	100,0
			A	100,0		22,38		100,0	
Fig. 2									

Condiții de lucru :

Flotație primară

măcinare : 0,25 mm

regim de reactivi : exp. 6 tab. 2

Rflotare

4 refloțări pt. C_1 primar

4 refloțări pentru produsele intermediare

TABELUL 7

Reflotarea cu remăcinarea produselor intermediare

Nr. exp. Schema	Măcinare primară	Timp flotare min.	Produse	Extracția în greutate %		Conținut de Sel %		Extracția de Sel %	
				v	Σv	c	c med.	m	Σm
18	0,25 mm	25	C_{1f}	9,2	9,2	86,35	86,35	35,4	35,4
		28	C_{f_2}	19,1	28,3	62,60	70,32	53,3	88,7
			P_1	1,0	29,3	18,89	68,56	0,8	89,5
			P_2	1,9	31,2	10,70	65,04	0,9	90,4
			P_3	12,9	44,1	6,92	48,04	4,0	94,4
			B	55,9		2,25		5,6	100,0
			A	100,0		22,44		100,0	
Fig. 3									

Condiții de lucru :

Flotația primară :

măcinare : 0,25 mm

regim de reactivi : exp. 6 tab. 2

Reflotare :

Remăcinarea produselor intermediare la
0,07 mm

Nr. de refloțări : 3

Amidon causticificat

17 g/t amidon

17 g/t NaOH



al concentratului de la 63% S_{el} (finețe 0,25 mm) la 74% S_{el} (finețe 0,07 mm) și la 82% S_{el} (finețe 0,04 mm) dar, în același timp, scade și extrația de sulf de la 88% la 81%.

Analizind comparativ rezultatele obținute prin aplicarea schemeielor din fig. 3 și 4 s-a constatat că prin ambele tehnologii se obțin

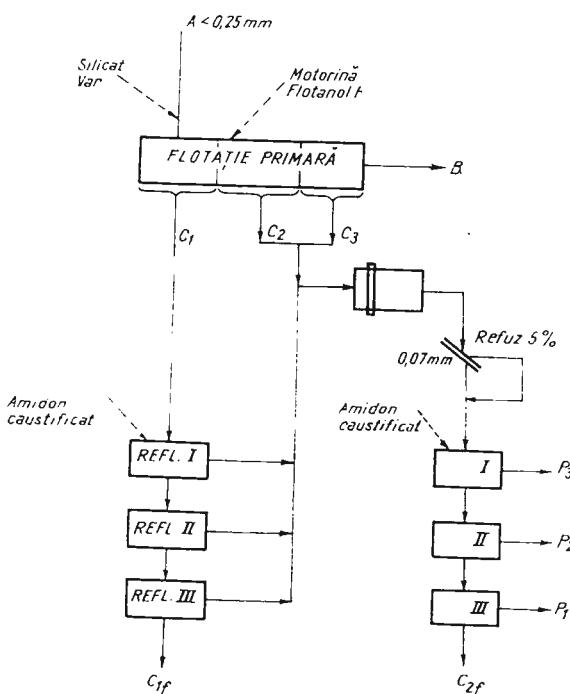


Fig. 3. — Reflotare cu remăcinarea produselor intermediare.

Reflottation avec rebroyage des produits intermédiaires.

concentrate cu 70% S_{el} și extrații de sulf de 88—89%, însă schema 3 permite în plus și separarea unui produs calitativ mai bun cu 86% S_{el} .

Rezultă că, atunci cînd sunt necesare și produse de calitate mai bună este indicată tehnologia care prevede reflotarea separat a primei fracțiuni de concentrat primar și separat a celorlalte produse primare. În acest caz, schema este mai complicată fiind necesare două circuite separate la reflotare.

Tehnologia cu reflotarea tuturor produselor primare (fig. 4) prezintă avantajul că este mai simplă și mai ușor de realizat în flux industrial.

Extragerea sulfului în concentrate de flotație prin topire-filtrare
 Cercetări de extragere a sulfului din concentrate de flotație s-au executat cu probe provenite din zona Negoiul Românesc de către Institutul Geologic în 1963 și ICECHIM în 1964. Aceste cercetări au condus la rezultate concordante. Astfel, cercetările făcute la Institutul Geologic au arătat că din

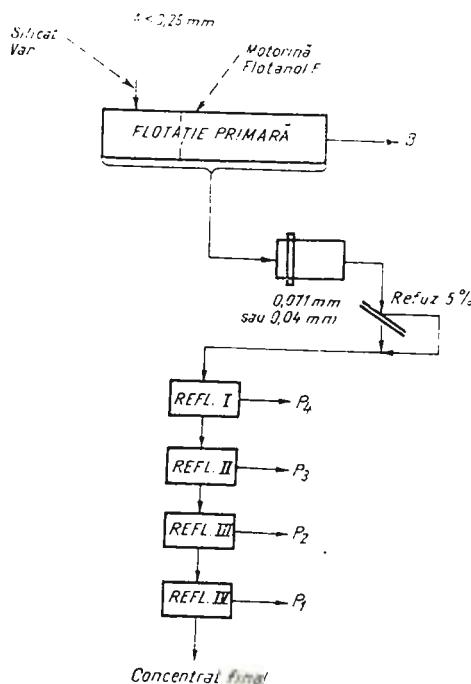


Fig. 4. — Reflotare cu remăcinare.
 Reflottation avec rebroyage.

concentrate cu 65—75% S_{el} prin topire + filtrare se obține sulf topit cu circa 99,5% S_{el} iar turtele rămase pe filtru au 32—35% S_{el} . Recuperările de sulf în produsul purificat raportate la sulful din concentrat, în funcție de conținutul concentratului filtrat, au fost cuprinse între 71 și 88%.

Se apreciază că prin filtrarea la cald sub presiune a concentratelor de flotație provenite din roca cu sulf din zona Pietricelul, se pot lua în considerare aceiași indici tehnologici, întrucât operațiunea de topire-filtrare se aplică unor concentrate de flotație cu caracteristici similare aceleora obținute în 1963 din minereul din zona Negoiul Românesc.

Tinând seama de indicii tehnologici realizați la flotația rocei cu sulf din zona Pietricelul prin aplicarea tehnologiilor A, B, C, D, (tab. 11)



TABELUL 8

Reflotarea cu remăcinarea intermediară a concentratelor primare

Nr. exp. schema	Remăcin. concentr. primar	Timp reflotare	Produse	Extracția în greutate %		Conținut de S_{el} %		Extracția de S_{el} %	
				v	Σv	c	c med.	m	Σm
19	0,071 mm	Fig. 4	8	C _f	25,0	25,0	74,43	74,43	84,2
			16	P ₁ +P ₂	2,7	27,7	31,19	70,21	3,8
			10	P ₃	3,5	31,2	15,11	64,03	2,4
			10	P ₄	16,8	48,0	9,29	45,00	7,1
				B	52,0		1,06		2,5
				A	100,0		22,10		100,0
20	0,04 mm		10	C _f	22,5	22,5	82,30	82,30	80,6
			11	P ₁ +P ₂	2,2	24,7	44,58	78,94	4,3
			12	P ₃	3,7	28,4	21,36	71,44	3,4
			12	P ₄	21,8	50,2	10,58	45,01	10,0
				B	49,8		0,77		1,7
				A	100,0		22,98		100,0

Condiții de lucru

Floatajă primară

măcinare : 0,25 mm

regim de reactivi : exp. 4 tab. 1

Reflotare

remăcinare : 0,071 sau 0,04 mm

număr de refloți : 4

viteză rotor a 1500 rot/min.

și de rezultatele obținute la experimentările de topire-filtrare executate în 1963, am recalculate valorile extracțiilor de sulf la topire-filtrare, pentru diferite calități de concentrate, admisind ca valoare pentru conținutul turtelor circa 35%, iar pentru minereul brut circa 22,4% S_{el} (tabelul 9).

În același tabel sînt date și valorile extracțiilor de sulf totale (raportate la minereul brut) în produse cu 99,5% S_{el} , ținind seama de extracțiile de sulf în concentrate.

Concluzii privind experimentările de floatajă urmate de topirea + filtrarea concentratelor. Cercetările au arătat că la o măcinare relativ grobă a minereului și adoptînd un regim de reactivi simplu :

$$\text{reactivi modificatori} \quad \left\{ \begin{array}{l} \text{silicat de sodiu} = 1000 \text{ g/t} \\ \text{la măcinare} \qquad \qquad \qquad \text{var} \qquad \qquad \qquad = 1000 \text{ g/t} \end{array} \right.$$



TABELUL 9

Indici tehnologici la topire-filtrare

Tehnologia aplicată	Flotație			Topire + filtrare							
				Produs purificat cu 99,5 % S				Rezidii de filtrare			
	Extracția în greut.		raportată la concentrat	raportată la minereu brut	Extracția de sulf		raportată la concentrat	raportată la minereu	%	kg	%
	Calitate concentrat S_{el} %	Extracția de sulf %			%	kg					
A	55	93	37,9	31,5	11,9	57	313,5	53,0	118,7	68,5	34,5
B	70	89	28,5	54,2	15,4	77	539	68,5	153,4	45,8	35,2
C	75	87	26,0	61,8	16,1	82	615	71,3	159,7	38,2	35,3
D	82	84	22,9	72,5	16,6	88	721,6	73,9	165,5	27,5	35,8

reactivi colectori spumanți $\left\{ \begin{array}{l} \text{motorină sau petrol} = 75 \text{ g/t} \\ \text{în celula de flotație} \qquad \qquad \qquad \text{flotanol F} = 18 \text{ g/t} \end{array} \right.$

la flotația primară se obțin concentrate cu 46...55% S_{el} în următoarele variante : Flotația primară la 0,25 mm ($4\% > 0,25 \text{ mm} ; 56\% < 0,071 \text{ mm}$), concentrate cu conținut mediu de 45...46% S_{el} , cu extracții maxime de sulf de 97–98% și extracții în greutate de 47–49%, sau concentrate mai curate cu 54–55% S_{el} , extracții de 88–87% și extracții în greutate de 34...36%; Flotația primară la 0,15 mm ($3\% > 0,15 \text{ mm} ; 75\% < 0,071 \text{ mm}$), concentrate cu conținut mediu de 56% S_{el} , extracții de sulf de 91% și extracții în greutate de 37%.

Pentru obținerea unor produse cu conținuturi ridicate de sulf se impune reflotarea concentratelor. Rezultatele cercetărilor de laborator cu aplicarea diferitelor tehnologii au arătat posibilitatea obținerii unor concentrate de diverse calități, caracterizate prin conținuturi cuprinse între 55% și 82% S_{el} . Cantitățile de concentrate de anumite calități, recuperările de sulf corespunzătoare și condițiile în care au fost obținute sînt prezentate în tabelul 10.



TABEUL 10

Tehnologiile de flotaie aplicate și rezultate

Tehnologia aplicată	Schema nr. exp.	Calitatea concentratelor							
		55% S_{el}		70% S_{el}		75% S_{el}			
		v%	c%	m%	v%	c%	m%	v%	c%
I. Flotația primară la 0,25 mm (4% > 0,25 mm ; 56% < 0,071 mm)	exp. 3 și 4 tab. 1	34—36	54—55	88					
II. Flotația primară la 0,15 mm (3% > 0,15 mm ; 75% < 0,07 mm)	exp. 5 tab. 2	36,7	56	91,0					
III. Flotația primară la 0,25 mm + 1 refloatare a concentratului primar	fig. 1 exp. 15, tab. 5	37,6	56	92,6					
IV. Flotația primară la 0,25 mm și refloatarea separată a concentratului primar C_1 și a produselor intermedii primare $C_2 + C_3$	fig. 2 exp. 17, tab. 6	36,1	57,4	92,6					
V. Flotația primară la 0,25 mm refloatarea separată a conc. primar C_1 , remăcinarea la 0,07 mm a produselor intermedii și refloatarea lor	fig. 3 exp. 18 tab. 7	.	.	28,3	70,3	88,7			
VI. Flotația primară la 0,25 mm, remăcinarea concentratului primar la 0,07 mm + 2 refloatari	fig. 4 exp. 19 tab. 8	.	.	27,7	70,2	88			
VII. Flotația primară la 0,25 mm, remăcinarea conc. primar la 0,07 mm + 3 refloatari	fig. 4 exp. 19 tab. 8	.	.				25,0	74,4	84,2
VIII. Flotația primară la 0,25 mm, remăcinarea conc. primar la 0,04 mm + 3 refloatari	fig. 4 exp. 20 tab. 8	.	.					22,5	82,3
Obs.; la aplicarea tehnologilor de la punctul IV, V, VI, VII și VIII s-au refloatat concentrate primare cu 45—45% S_{el} . cu extreția de sulf de 97—98%.									



În funcție de calitatea concentratului, tehnologiile recomandate la flotație sunt următoarele (tab. 11) ⁸:

TABELUL 11

Concentrate cu 55% S_{el} : $v = 37,9\%$; $m = 93\%$	A) Flotație primară la 0,25 mm + 1 reflotare a concentratului primar
Concentrate cu 70% S_{el} : $v = 28,5\%$; $m = 89\%$	B) Flotație primară la 0,25 mm, remăcinarea concentratului primar la 0,07 mm + 2 reflotări
Concentrate cu 75% S_{el} : $v = 26\%$; $m = 87\%$	C) Flotație primară la 0,25 mm, remăcinarea concentratului primar la 0,07 mm + 3 reflotări.
Concentrate cu 82% S_{el} : $v = 22,9\%$; $m = 84\%$	D) Flotație primară la 0,25 mm, remăcinarea concentratului primar la 0,04 mm + 3 reflotări.

În ceea ce privește comportarea sulfului la reflotare se pot face următoarele observații: la reflotare nu sunt necesare consumuri suplimentare de reactivi; maximum de concentrare se obține la reflotarea I-a; pentru obținerea unor produse cu conținuturi ridicate de sulf este necesară remăcinarea concentratului primar conținutul concentratului final fiind dependent de finețea de remăcinare mărire conținutului concentratului final la peste 82% S_{el} , implică o măcinare foarte avansată practic irealizabilă.

Calitatea unor concentrate cu conținuturi mai ridicate de sulf 75–82%, poate fi apreciată pe baza analizelor chimice care au indicat următoarele conținuturi:

S_{total}	S_{el}	SiO_2	Fe_2O_3	Al_2O_3	CaO	MgO	TiO_2	P_2O_5	As	Se
76,25	74,4	15,72	3,94	0,86	1,54	lipsă	0,48	urme	0,03	sub limită de dozare
83,03	82,3	9,90	4,31	0,97	1,52	lipsă	0,27	„	0,02	

⁸ La aprecierea indicilor s-a luat în considerare recircuitarea produselor intermediare, recircuitare care în fluxuri continue (pilot, industrial) duce de obicei la obținerea unor indici (în special extracții) mai buni decât în laborator.



Prin topirea și filtrarea la cald a concentratelor de diverse calități cu conținuturi cuprinse între 55% și 82% S_{el}, realizate prin aplicarea tehnologiilor A, B, C, D, (tab. 11), este posibil să se recupereze 57—88% din sulful extras în concentrate sau 53—74% din sulful conținut în minereul brut (tab. 9). În final, se obțin produse purificate cu 99,5% S_{el} și rezidii cu circa 35% S_{el} utilizabile ca materie primă în industria acidului sulfuric.

Experimentări orientative de extragere a sulfului cu solvenți. Experimentările de extractie s-au efectuat atât pe minereu brut cât și pe concentrate obținute la flotație, probele având următoarele conținuturi :

	conținut de sulf elementar %	extractiile realizate la flotație %	
		în greu- tate v	de sulf m
minereu brut	22,35—22,52	—	—
concentrat primar	49,75	44	96
concentrat de la refloare	62,16	32	90
concentrat final	74,43	26	88

Ca solvent s-a utilizat petrolul lampant saturat cu sulf la 22°C, astfel că sulful cristalizat prin răcire, după dizolvarea sulfului din minereu, corespunde practic cu cantitatea dizolvată.

Raportul între cantitatea de petrol și cantitatea de sulf conținut în probe a fost de circa 16 :1. Cantitățile de petrol utilizate, au fost în exces față de cele rezultate pe baza calculului stoichiometric, având în vedere că un raport mic între cantitatea de solvent și minereu nu permite o bună omogenizare și agitare a amestecului, factor important pentru realizarea unei dizolvări cât mai complete.

Încercările de extragere a sulfului cu petrol lampant au comportat următoarele faze : aducerea în contact a materialului cu petrolul și încălzirea sub refrigerent a amestecului timp de o oră la temperatura de 120°C ; filtrarea amestecului la cald (circa 100°C) pe hârtie de filtru, pentru separarea petrolului conținind sulful dizolvat, de rezidiile sterile ; spălarea pe filtru cu petrol proaspăt fierbinte (circa 100°C) ; cristalizarea sulfului extra prin răcire și filtrarea la cirea 22°C ; uscarea la 140°C a sulfului și rezidiului pentru îndepărțarea petrolului reținut.

Rezultatele acestor încercări sunt prezentate în tab. 12.



TABELUL 12

Rezultatele încercărilor informative de extracție cu petrol lampant

Nr. probei	Conținut de sulf elementar %			Randam. de ex-tractie %	Consum materie primă pt. 1 t. Sel.t.	Rezidiu pt. 1 t. Sel.t.	Petrol antrenat %		Pierderi de petrol pt. 1 t. Sel. kg.		Sulf rămas în rezidiu kg.
	Materiale inițial	Sulf pu-rificat	Rezidiu final				Raportat la rezidiu	Raportat la petrolul din proces	Pierderi în rezidiu	Pierderi după pre-sare sulfatice*	
1	22,40	99,89	0,77	96,4	4,63	3,63	36,0	8	1.307	544	28
2	49,76	99,77	1,19	96,0	2,18	1,18	56,0	4	660	177	14
3	62,10	99,74	1,64	96,5	1,67	0,67	87,5	3,9	586	134	11
4	74,40	99,78	3,47	94,1	1,43	0,43	100,0	2,5	430	107	14,9

*) apreciate.

Concluzii referitoare la procesul de extracție cu petrol. Prin dizolvare cu petrol lampant se obțin rezultate interesante din punct de vedere tehnologic, ajungându-se în final la produse de puritate avansată cu peste 99,5% sulf elementar, atât în cazul tratării minereului brut cât și a concentratelor provenite de la flotație, iar randamentele de extracție realizate sunt de ordinul 94—96%.

În ceea ce privește pierderile de solvent care constituie un parametru important al procesului de dizolvare, a rezultat că atât pierderile mecanice cât și cantitățile de petrol antrenate în rezidii sunt foarte mari, în laborator neexistând condiții de filtrare la cald sau de presare și suflare cu aer a rezidiului pe filtru. Consumul specific de petrol pentru obținerea unei tone de sulf pur, a rezultat a fi de circa 4 ori mai mare în cazul cînd se supune dizolvării minereu brut, față de aplicarea dizolvării pe concentrate de flotație.

Este de presupus că, lucrînd la scară mai mare, în instalații pilot sau industriale, să fie posibilă o recuperare mai bună a solventului.

Menționăm că aceste încercări au avut un caracter informativ, fără a se urmări variația condițiilor de tratare (cantitatea de petrol raportat la minereul tratat, temperatura de dizolvare, modul de dizolvare, condiții de filtrare, etc.), pentru care se va putea ajunge la rezultate mai bune.



Încercările executate confirmă presupunerea că, în anumite condiții tehnologice, ar fi posibil să se obțină produse purificate cu peste 99,5% S_{el}, dar prețul de cost va fi mult grevat de pierderile mari de petrol antrenat în rezidii.

Aprecieri economice privind valorificarea sulfului din zona Pietricelul-Gura Haitii

Pe baza rezultatelor obținute la cercetările de laborator, s-a făcut un calcul economic cu caracter orientativ privind prețul de revenire al unei tone de sulf elementar, presupunând exploatarea în subteran și prelucrarea după un flux tehnologic flotație + extragerea sulfului din concentrate prin topire-filtrare, într-o instalație cu o capacitate de 1.000.000 t/an.

TABELUL 13
Indici tehnologici

Flotație			Topire + filtrare					
Varianta tehnologică	Calitate concentrat % S	Extracție în greutate %	Produse cu 99,5% S		Rezidii de filtrare		Conținut S _{el} %	
			Extracție în greutate %		Extracție în greutate %			
			raport concentr.	raport minereu	raport concentr.	raport minereu		
A	55	37,9	31,5	11,9	68,5	26,0	34,5	
B	70	28,5	54,2	15,4	45,8	13,1	35,2	
C	75	26,0	61,8	16,1	38,2	9,9	35,3	
D	82	22,9	72,5	16,6	27,5	6,3	35,8	

Caleculul s-a făcut luându-se în considerație următoarele elemente de bază : indicei tehnologici (tab. 13) rezultați din cercetările făcute ; costul exploatare + transport : 110 lei/t minereu brut, conform aprecierii făcute de IPROMIN⁹ ; costul preparării : 38—59 lei/t minereu brut (pentru concentrate cu 55% S_{el} respectiv 75% S_{el}) conform aprecierii făcute de IPROMIN. S-a considerat costul flotației variabil în funcție de cali-

⁹ Studiu punerii în exploatare și valorificare a zăcământului din munții Căliman. 1969. Arh. IPROMIN.



tatea concentratului, apreciind că pentru obținerea de concentrate de calitate superioară, fluxul se complică cu remăcinări, refloți repetitive, etc.; costul extragerii sulfului din concentrate prin topire + filtrare: 44–80 lei/t concentrat (pt. concentrat cu 55% S_{el}, respectiv 75% S_{el}) conform aprecierii făcute de IPROMIN; prețul de catalog al sulfului din materiile prime utilizate la fabricarea acidului sulfuric: 407 lei/t.

Valorile introduse în calcule și rezultatele obținute sunt prezentate în tabelul 14.

TABELUL 14
Prețul de cost al produsului cu 99,5% S

Calitatea concentratului	55 % S	70 % S	75 % S	82 % S
Cheltuieli exploatare + transport, lei/t minereu	110,0	110,0	110,0	110,0
Cheltuieli preparare lei/t minereu	38,0	56,0	59,0	64,0
Total lei/t minereu	148,0	166,0	169,0	174,0
Costul concentratului, lei/t. concentrat	390,5	522,5	650,0	759,8
Cheltuieli topire + filtrare lei/t concentrat	44,0	68,0	80,0	95,5
Total lei/t concentrat	434,5	650,5	730,0	855,3
Valoarea turtelelor rezultate din 1t. concentrat, lei	96,2	65,6	54,9	40,1
Prețul de cost al sulfului elementar rezultă prin diferență, lei	338,3	584,9	675,1	815,2
Prețul de cost, lei/t sulf elementar	1074	1079	1092	1124

Cantitățile anuale de produse finale ce corespund unei producții de 1.000.000 t/an, în funcție de calitatea concentratelor obținute la flotărie, vor fi aproximativ următoarele:

Calit. conc. % S _{el}	Produs cu 99,5 % S _{el} t/an	Turte cu circa 35 % S _{el} t/an
55	119.000	260.000
70	154.000	131.000
75	161.000	99.000
82	166.000	63.000

Prețul de cost rezultat este de 1.074–1.124 lei/t sulf elementar, diferențele în funcție de calitatea concentratului fiind mici.



Având în vedere, pe de o parte că proba de sulf din zona Pietricelul, la încercările de laborator, s-a comportat similar cu probele cercetate anterior din zona Negoil Românesc, iar pe de altă parte că pentru proble anterioare s-au făcut încercări în fază pilot care au confirmat rezultatele de laborator, considerăm că nu mai sunt necesare încercări în fază pilot în ceea ce privește prepararea. Considerăm însă, că vor fi necesare încercări în fază pilot sau semiindustriale de topire-filtrare.

Acestea vor servi pentru întocmirea unui studiu tehnico-economic complex, pe baza căruia se va putea face o apreciere mai exactă a rentabilității valorificării rocii cu sulf din zăcămîntul Gura Haitii inclusiv zona Pietricelul.

Concluzii finale

Proba pe care s-au executat cercetările a fost colectată din zona Pietricelul și a avut un conținut de circa 22,4% sulf elementar și circa 26% sulf total.

Observațiile mineralogice au arătat că sulful elementar se prezintă sub diferite forme : cuburi izolate, depuneri pe fisuri sau ca pelicule fine și impregnații mărunte difuze sau puternice ce împînzesc roca ca o rețea foarte neregulată.

Caracteristic acestui minereu este concreșterea foarte fină a sulfului cu celelalte minerale componente, ajungînd uneori de ordinul micronilor. Aceste concreșteri fine limitează posibilitățile de obținere a unor concentrate foarte bogate prin operațiuni de preparare, pentru obținerea sulfului de puritate mare, cu peste 99% S, fiind obligatorie o fază de purificare chimică sau termică.

Ca linie de cercetare a posibilităților de prelucrare tehnologică a acestui minereu, s-a studiat varianta care cuprinde flotația urmată de extragerea sulfului din concentrat prin topire-filtrare, precum și extragerea sulfului prin dizolvare cu petrol lampant.

Experimentările de extracție a sulfului cu petrol, atât din minereu brut cât și din concentrate, au arătat că este posibil să se obțină produse purificate cu 99,7% S în care se recuperează 94—96% din sulf. Având în vedere însă pierderile mari de petrol antrenat în rezidii, rezultate din încercări, și faptul că procedeul de extracție cu solvenți necesită în general,



aparataj voluminos, scheme complicate cu recirculări de cantități mari de petrol, care pot pune probleme la realizarea industrială și în ceea ce privește conținutul de petrol în sulful obținut, considerăm că tehnologia cu flotație urmată de extragerea sulfului din concentrate prin topire-filtrare este mai indicată, necesitând aparataj mai simplu, fiind cunoscută și aplicată și pe plan mondial.

Cercetările făcute după această ultimă tehnologie au condus la rezultate favorabile și dau posibilitatea de a indica condițiile de flotare recomandabile pentru obținerea diferitelor calități de concentrate, printre care am pus în evidență, în tabelul 15 cazurile producerii de concentrate cu 55%, 70%, 75% și 82% sulf elementar.

TABELUL 15

Calitatea concentr. % S _{el}	Tehnologia recomandată	Extractione realizate %	
		de sulf m	în greut. v
55	A. Flotația primară la 0,25 mm + 1 reflotare a concentratului primar	93	37,9
70	B. Flotația primară la 0,025 mm, remăcinarea conc. primar la 0,07 mm + 2 reflotări:	89	28,5
75	C. Flotația primară la 0,25 mm, remăcinarea conc. primar la 0,07 mm + 3 reflotări:	87	26
82	D. Flotația primară la 0,25 mm, remăcinarea conc. primar la 0,04 mm + 3 reflotări:	84	22,9

Din oricare dintre concentratele menționate în tabelul de mai sus, prin filtrarea la cald sub presiune se pot obține în final produse cu 99,5% S_{el} și rezidii de filtrare cu circa 35% S, utilizabile la fabricarea acidului sulfuric. Extrația de sulf totală raportată la minereul brut este de 53—74%, în funcție de calitatea concentratelor de flotație.

Aprecierile economice orientative făcute în cazul valorificării sulfului prin varianta flotație + topirea concentratelor și în ipotezele arătate anterior în ceea ce privește costurile exploatarii, preparării și operației de topire-filtrare, au condus la un preț de cost aproximativ același, de circa



1.100 lei/t sulf elementar, oricare ar fi calitatea concentratului ($55 \dots 82\% S_{el}$).

În funcție de calitatea concentratului ce va trebui să-l producă uzina de flotație, se recomandă schema de flux tehnologic arătată în fig. 5 pentru obținerea de concentrate cu $55\% S_{el}$ (varianta A), care cuprinde

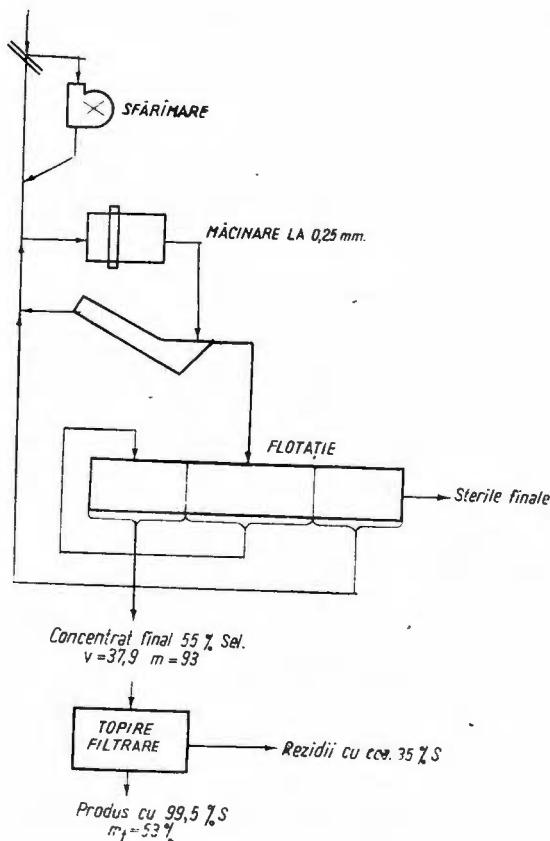


Fig. 5. — Schema fluxului tehnologic, variante A
(reflotare fără remăcinare).

Schéma du flux technologique, variante A (reflottation sans rebroyage).

flotația primară la 0,25 mm și reflotarea concentratelor fără remăcinare și schema din fig. 6 pentru obținerea de concentrate cu 70%, 75% și 82% S_{el} (varianta B, C, D) care prevede reflotarea combinată cu remăcinarea, urmate de extragerea sulfului din concentrate prin topire filtrare.



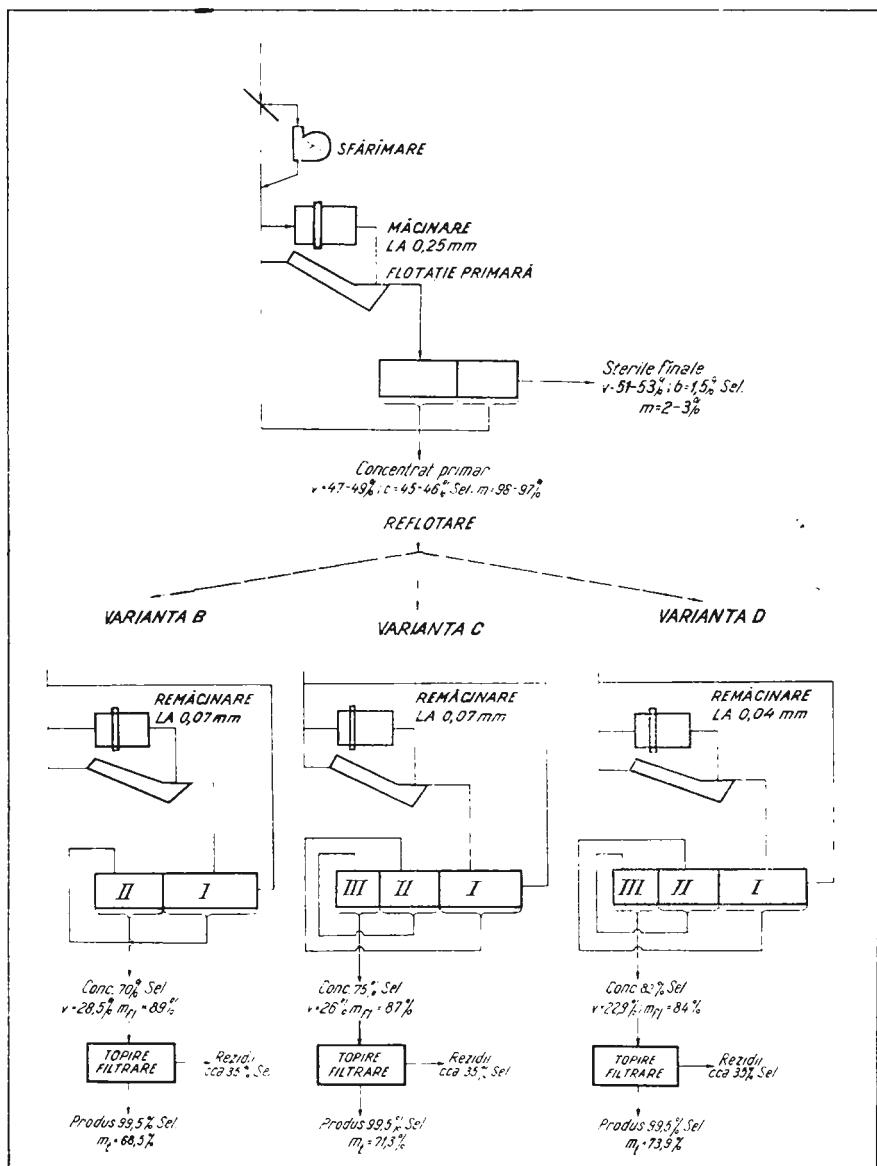


Fig. 6. — Schema fluxului tehnologic, varianta B, C, D (reflotare cu remăcinarea concentratelor).

Schéma du flux technologique, variantes B, C, D, (reflottation avec rebroyage des concentrés).

BIBLIOGRAFIE

- A ker man n K. (1955) Rafinarea prin filtrare a concentratelor de sulf din minereurile poloneze. *Przem. Chem.* 35 traducere IDT 31940 Bucureşti.
- B ou chon y M. (1868) Un vaste panorama sur le soufre 1967—1968. *Annales de Mines* 11 Paris.
- C har veriat A. (1968) Le soufre. *Chemie et industrie, génie chimique* 100, Paris.
- C ibor o wski I., M la dz i n s k i B. (1960) Nowa metoda produkcji siarki elementarnej z rudi krajowej. *Przem. Chem.* 39 Warszawa.
- M la dz i n s k i B. (1962) Asupra procedeului de obținere a sulfului prin metoda fluidizării. *Przem. Chem.* 41 traducere IDT 13538. Bucureşti.
- C ontin i E. (1956) Flottazione dello Zolfo e calcaroni. *L'Industria Mineraria* VII. Roma.
- G arbato C. (1956) La nuova mineralurgia dello Zolfo nativo alla miniera di Cozzo-Disi. *L'Industria Mineraria* VII. Roma.
- H offmann P. (1962) Przeglad metoda otrzymywania siarki z rud siarkowych. *Przem. Chem.* 41. Warszawa.
- K askin A. G. (1961) Prelucrarea complexă a minereurilor de sulf. *Ind. Chim.* 6 Bucureşti.
- K öh s l i n g Z. (1960) Otrzymywanie siarki metoda akstrakeji. *Wiad. Naft.* VI. Krosno.
- P feffer A. (1962) Aufbereitung durch Flotation von einigen Schwefel-Erzen in Polen. *Freib. Forsch.* A 225. Freiberg i/Br.
- S tre m o v s k i i L. I. (1960) *Samorodnaja Sera*. GIGHS Moseva.
- U son i I. (1963) Installation de préparation des minéraux en Italie. *Centro dei studii per la preparazione dei minerali*. Roma.

RECHERCHES CONCERNANT LA VALORISATION DE LA ROCHE À SOUFRE DU GISEMENT GURA HAITII — ZONE PIETRICELUL

(Résumé)

Les recherches ont été effectuées sur un échantillon récolté de la zone Pietricelul, ayant une teneur en soufre élémentaire d'environ 22,4% et en soufre total d'environ 26%.

Les observations minéralogiques ont démontré que le soufre élémentaire se présentait sous des formes différentes : nids isolés, dépôts dans fissures, pellues fines et petites imprégna-tions diffuses ou puissantes qui enveloppent la roche comme un réseau très irrégulier.

C'est l'enchevêtretement très fin (parfois de l'ordre des microns) du soufre avec les autres minéraux composants qui forme la caractéristique de ce minéral. Ces fins enchevêtements restreignent les possibilités d'obtenir, par flottation — des concentrés très riches ; pour obtenir le soufre de grande pureté (au-dessus de 99 % S) s'impose une phase de purification chimique ou thermique.

La variante technologique étudiée comprend une flottation, suivie par l'extraction du soufre du concentré par fusion-filtrage, ainsi que l'extraction du soufre par dissolution en pétrole lampant.

Les expérimentations d'extraction du soufre avec pétrole, tant du minéral brut que des concentrés, ont démontré la possibilité d'obtenir des produits purifiés à 99,7% S avec une récu-



pération en soufre de 94 jusqu'à 96 %. Mais, en tenant compte des grandes pertes de pétrole, entraînées dans les résidus, de l'appareillage volumineux nécessité par l'extraction aux solvants et des schémas industriels relativement compliqués, on considère que la technologie avec flottation suivie par fusion-filtrage est plus indiquée. Celle-ci nécessite un appareillage plus simple. Par flottation il est possible d'obtenir des concentrés à 55 jusqu'à 82 % soufre élémentaire. De n'importe quel concentré, ci-dessus mentionné, on peut obtenir finalement, par filtrage à chaud sous pression, des produits à 99,5 % soufre élémentaire et des résidus de filtrage à environ 35 % S, utilisables dans l'industrie de l'acide sulfurique. La récupération totale en soufre par rapport au minerai brut, dans les produits à 99,5 % S, est de 53 jusqu'à 74 %, en fonction de la qualité des concentrés de flottation.

Les estimations économiques concernant les frais de l'exploitation pour la valorisation du soufre par la flottation + la fusion des concentrés ont mené à un prix de revient d'environ 1.100 lei/t de soufre élémentaire, n'importe la qualité du concentré (de 55 jusqu'à 82 % S élémentaire).

En tenant compte du concentré que l'usine de flotation devra produire, on recommande le schéma de flux technologique — variante A — pour obtenir des concentrés à 55 % S élémentaire ou les variantes B, C, D, pour obtenir des concentrés à 70 %, 75 %, et 82 % S élémentaire.

La variante A comprend la flottation primaire à 0,25 mm et la reflottation des concentrés sans rebroyage. Les variantes B, C, D, envisagent la reflottation combinée avec le rebroyage, suivis par l'extraction du soufre des concentrés par fusion-filtrage.

EXPLICATIA PLANSEI

Fig. 1. -- Sulf ca depuneri diferențiate în masa de silice amorfă. N — ; X 10. a. sulf ; b. silice.

Soufre sous forme de différents dépôts dans la masse amorphe de silice. N + ; X 10. a. soufre ; b. silice.

Fig. 2. — Sulf depus pe cristale de feldspat (a) și în jurul unor vacuoale (b) intr-o masă de opal (c). N + ; X 10.

Soufré déposé sur cristaux de feldspath (a) et autour des vacuoles (b) dans une masse d'opal (c). N + ; X 10.

Fig. 3. — Asociația sulf-silice este foarte avansată N + ; X 70.

Association soufre-silice est très avancée. N + ; X 70.

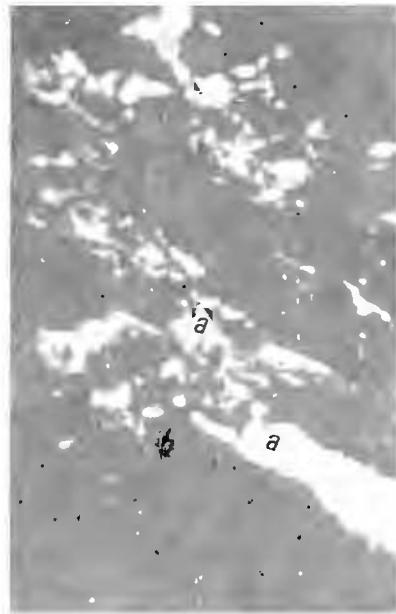
Fig. 4. — Pirită foarte fin granulară dispersată în opal.

N //; X 70; a. pirită; b. opal.

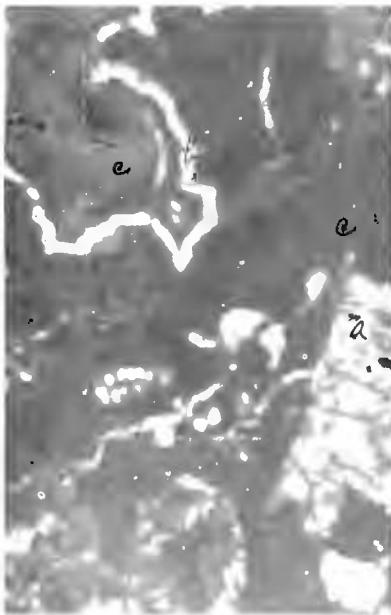
Pyrite très fine granulaire dispersée en opale. N //; X 70; a. pyrite; b. opale.



I. HUBER PANU et al. Sulful de la Gura Haitii—Pietricelul



1



2



1



4

CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA MINEREULUI DE FIER DE LA BĂIȘOARA¹

DE

CORNELIU PANDELESCU, GEORGETA POLICI, MARIA BORCEA²

Abstract

Research on Băișoara Iron Ore Dressing. Two magnetite ore samples from the Băișoara deposit have been tested. The investigations carried out on the Băișoara Mașca sample pointed out the possibility to obtain, by magnetite separation, in low intensity separators, concentrates with 63–66 % Fe representing 39–41 % total weight, with an iron recovery of 79–80 %. The testing works carried out on the Băișoara Cacova sample proved that the magnetite ore could be treated by flotation followed by magnetite separation in low intensity separators of the flotation tailings, obtaining: 1. an iron sulfide concentrate with 40–41 % S, representing 16 % total weight; 2. an iron concentrate with about 64 % Fe, at a magnetite recovery of about 68 %, representing 18 % total weight.

I. CONSIDERAȚII GEOLOGICE

Zăcămîntul de magnetit de la Băișoara se datorește intruziunilor banatitice din această zonă. El este cantonat în scarne și calcare cristaline, roci de contact care au luat naștere în urma fenomenelor de metamorfism de contact generate de corpurile granodioritice. Mineralizația este de natură pirometasomatică și cuprinde următoarea parageneză: magnetit, hematit, pirotină, pirită, calcopirită, blendă, galenă.

Ca formă de zăcămînt s-au constatat impregnații și acumulări masive de magnetit, care formează corpuri și lentile de dimensiuni variate și forme neregulate³.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 23 Aprilie 1969.

² Institutul Geologic, Sos. Kiseleff Nr. 55, București.

³ Stoica Emilia. Raport privind documentarea mineralogică și petrografică a lucherilor de explorare din șantierul IGEX. Băișoara, 1965–1966, Arh. IGP., București.



În scopul determinării posibilităților de valorificare a acestui minerreu, au fost executate cercetări de preparare asupra a două probe colectate de IGEX din sectoarele Mașca și Cacova.

II. CERCETĂRI ASUPRA MINEREULUI DE LA BĂIȘOARA—MAȘCA

1. OBSERVATII MINERALOGICE

Proba tehnologică de la Băișoara — sectorul Mașca a fost colectată din 12 foraje ; ea este formată în mare parte din fragmente de scarne, mai puțin calcare cristaline, cu slabe impregnații de magnetit și în mică măsură din fragmente mai intens impregnate, care ajung uneori pînă la o mineralizație masivă de magnetit.

Mineralizația, constituită din cuiburi, benzi și impregnații neregulate, este formată predominant din magnetit la care se adaugă cantități reduse de hematit, oligist, pirotină, pirită, blendă, galenă, calcopirită, mispichel.

Ganga mineralizației o formează rocile gazdă (scarnele și calcarele cristaline) și într-o proporție scăzută, calcitul și cuarțul.

Structura mineralizației de magnetit este mărunt granulară, iar textura masivă, uneori compactă.

Pe baza studiului microscopic efectuat asupra probei și corelat cu analiza chimică globală, s-a stabilit următoarea compoziție mineralogică :

magnetit (Fe_3O_4), inclusiv hematit și oligist	circa	38%
pirotină (FeS)	„	2%
pirită (FeS_2)	„	1%
blendă (ZnS)		
galenă (PbS)		
calcopirită ($CuFeS_2$)		
mispichel ($FeAsS$)		
scarne, calcare cristaline	circa	45%
calcit ($CaCO_3$)	„	10%
cuarț (SiO_2)	„	3%

Sub microscop mineralele metalice apar în granule oarecum neregulate, asociate între ele sau cimentate de gangă. Dimensiunile obișnuite sunt cuprinse între 0,03—0,7 mm, rareori ajungînd pînă la 2—3 mm.

Magnetitul se prezintă în cristale rotunjite, hipidiomorfe, cu o desvoltare medie de 0,05—0,7 mm.



Gradul de asociere a magnetitului cu celelalte minerale metalice este redus, el fiind înglobat în gangă sau formând cuiburi monominerale.

Asociația magnetit-gangă este frecventă și prezintă dimensiuni variate cuprinse între 0,02—0,2 mm (vezi planșa I, fig. 1).

Asociația magnetitului cu pirita se întâlnește uneori și cuprinde în genere, un ordin superior de mărime (0,05—0,4 mm) — (vezi planșa I, fig. 2), mai rar, apar fisuri de pirită de 0,02—0,03 mm în magnetit (vezi planșa I, fig. 4).

Asociația magnetitului cu pirotina este rar întâlnită și situată între 0,01—0,03 mm, iar cu galena, calcopirita, mispichelul este sporadică.

Olistul și hematitul formează cîteva cuiburi de baghete aciculare sau granule alotriomorfe ce însoțesc întotdeauna magnetitul (vezi planșa I, fig. 3).

Pirotina apare în cristale neregulate de 0,1—2 mm, mai rar de 0,02—0,1 mm, grupate în cuiburi monominerale ce ajung uneori la 2—3 cm și cuprind mici incluziuni de gangă.

Asociația pirotinei cu ganga este relativ frecventă, iar cu celelalte minerale metalice este rar întâlnită.

Pirita formează cristale cu forme și dimensiuni variate (de la 0,02—3 mm, frecvent 0,2—1 mm) dispersate și mai rar aglomerate în cuiburi.

Blenda apare în cristale mari de 1—4 mm, mai rar de 0,1—0,5 mm, dispuse în cuiburi monominerale sau asociate cu galena și calcopirita.

Galena formează cristale neregulate de 0,05—1,5 mm asociate cu blenda, iar calcopirita apare în cristale fine prinse în special în plajele mai dezvoltate de blendă.

Mispichelul s-a întîlnit sub forma unor cuiburi rare constituite din cristale de 0,1—1,5 mm, asociate cu pirita.

Ganga, alcătuită din roca gazdă și minerale secundare, ocupă ceva mai mult de jumătate din probă (aproximativ 58%).

Scarnele formează cea mai mare parte din gangă ; au o culoare cenușiu-verde sau neagră, sunt compacte, dure și cuprind în compoziția lor mineralologică calcit, granați, piroxeni și scapoliți, iar calcarele cristaline se găsesc în cantitate mai redusă ; au o culoare albicioasă-cenușie sau brun-neagră, fiind constituite din calcit criptocristalin sau mărunt cristalizat.

Mineralele secundare, calcitul și cuartul, apar în cristale de 0,1—3 mm sau sub formă criptocristalină ; sunt depuse pe fisuri sau ochiuri neregulate mai frecvent în zonele intens mineralizate și mai rar în scarnele sterile.

2. CERCETĂRI DE PREPARARE

A) Considerații generale

Minereurile de fier extrase nu pot merge direct la prelucrarea metalurgică, întrucât de cele mai multe ori nu satisfac condițiile privitoare la conținutul de fier, pe de o parte și la conținuturile de elemente dăunătoare, pe de altă parte.

Tendința de a se obține direct metalul din minereuri, nu s-a răspândit pînă în prezent, din motive de ordin economic.

Standardele care stabilesc condițiile impuse minereurilor și concentratelor de fier destinate furnalelor înalte diferă de la zăcămînt la zăcămînt.

În ceea ce privește conținutul de fier al minereurilor sau concentratelor de fier, industria metalurgică cere în general ca acesta să fie cuprins în limitele 70–95% din conținutul teoretic în fier al mineralelor de fier care compun minereul respectiv.

Elementele nocive care deranjează cel mai mult sunt sulful și fosforul. Acestea determină calitatea fontelor și condiționează prelucrarea lor ulterioară.

Minereurile cu un conținut de sulf peste 0,3% nu sunt admise la topire dacă aceasta se face cu mangal. În unele țări a început să se practice topirea minereurilor cu conținut mare de sulf, ca urmare a introducerii procedeului de înlăturare a sulfului din fontele topite, după ieșirea din furnal. Latura economică a acestui procedeu nu este încă clarificată.

Conținuturile de sulf și de fosfor admise în minereurile destinate elaborării fontelor nu sunt riguros stabilite. Sulful se admite în proporție de 0,1–1,0%, în funcție de combustibilul folosit la topire și de forma sub care e utilizat minereul (crud sau aglomerat). Pentru fosfor se admit conținuturi de 0,005–0,5%, în funcție de combustibilul folosit la topire, de utilizarea fontei și de procedeul de afinare.

Sulful apare în minereurile de fier sub formă de sulfuri sau sulfați. Eliminarea sulfului din minereurile bogate sau din concentrate se realizează în procesul de aglomerare. Sulfurile se oxidează la temperaturi de cîteva sute de grade. Piroita începe să se oxideze la 365°C , de asemenea blenda. Pirotina, calcozina și calcopirita necesită temperaturi mai ridicate.

Arderea sulfului din sulfuri, în anumite condiții (adaos de combustibil, granulația minereului, grosimea stratului șarpei de aglomerare) poate conduce la îndepărțarea acestuia în proporție de 90% și chiar mai mult. Astfel, în Canada, la aglomerarea sideritelor cu conținut de sulf de 3,73% s-a reușit să se îndepărteze sulful în proporție de peste 98% ajungîndu-se



la un conținut de sulf în aglomerat de 0,06%. Consumul de coes în acest caz nu depășește 1,6% (Kulibin 1954).

Dintr-un minereu brut de magnetit din Soria Muntoasă (URSS) având 1,60%S s-a obținut un aglomerat cu 0,16%S (Iudenici, 1954). Concentratele de la separarea magnetică, provenind dintr-un minereu brut din Soria Muntoasă, în care sulful apare sub formă de pirită, blendă, și marmatit, se trimit la aglomerare cu un conținut de 1,20%S.

Minereurile de fier din țara noastră au în general conținuturi de sulf reduse, care nu depășesc 1%, majoritatea conținând sub 0,5% S (Vlad, Guran 1967).

În minereul de la Băișoara însă, a fost semnalată prezența sulfurilor în proporție mai însemnată, acest fapt ridicînd problema găsirii unei căi economice de îndepărtare a sulfului din minereu. Prin procedeul de separare magnetică, odată cu sterilul se elimină în cea mai mare parte și sulfurile nemagnetice. În ceea ce privește îndepărtarea sulfului legat de pirotina magnetică, rămîne de stabilit dacă acest lucru se poate realiza în mod satisfăcător la aglomerare sau este necesar să se aplique procedee adecvate de preparare.

Cercetările de preparare efectuate asupra probei de minereu cu magnetit de la Băișoara-sectorul Mașca, au fost conduse ținîndu-se seama de caracteristicile chimico-mineralogice ale minereului, precum și de cerințele metalurgiei.

Pentru îndepărtarea mineralelor de gangă (scarne, calcare, silice) și în parte a sulfurilor, s-a aplicat separarea magnetică în cîmp de intensitate joasă.

Pentru îndepărtarea sulfurilor care nu se separă magnetic s-a încercat aplicarea flotației.

De asemenea, pentru a vedea în ce măsură ar putea fi redus conținutul de sulf al concentratului de magnetit la operația de aglomerare, s-au executat o serie de experimentări de prăjire în condiții apropiate de ale aglomerării.

Gradul de asociație între magnetit și mineralele de gangă a impus sfârîmarea minereului, în final, pînă la dimensiuni sub 0,25–0,10 mm.

Pentru a se evita sfârîmarea întregului material pînă la această dimensiune s-a studiat posibilitatea aplicării unei preconcentrări la dimensiuni mai mari ale materialului, urmată de retratarea preconcentratului după o prealabilă remăcinare.



a) Separarea magnetică. Prin experimentările de separare magnetică a materialului sfărîmat la diferite dimensiuni (3 mm ; 1 mm ; 0,5 mm ; 0,25 mm ; 0,15 mm și 0,10 mm), s-a urmărit să se stabilească, pe de o parte, granulația la care se poate elibera din circuitul de preparare o cantitate suficientă de mare de steril final, cu obținerea unor preconcentrate care, după o prealabilă remăcinare, să fie supuse unor operații de îmbogățire, iar pe de altă parte să se vadă la ce granulație a materialului se pot obține concentrate cu cel mai ridicat conținut de fier, recuperare maximă și conținut redus de sulf. De asemenea, s-a urmărit să se stabilească în ce măsură influențează asupra rezultatelor, tratarea materialului clasat sau neclasat.

Clasarea materialului s-a făcut la 2 mm ; 1 mm ; 0,5 mm ; 0,25 mm și 0,10 mm.

La separarea magnetică fără clasare materialul $> 0,25$ mm s-a tratat uscat, iar cel $< 0,25$ mm, umed.

La separarea magnetică pe clase, clasele $> 0,10$ mm s-au tratat uscat, iar clasa $< 0,10$ mm, umed.

S-a utilizat un separator magnetic cu disc de laborator (cîmp maxim ~ 2500 Öe) lucrîndu-se la intensități joase ale cîmpului magnetic (intensitatea curentului electric 3 A ; distanța între fierului 12 mm).

Produsul magnetic rezultat la prima tratare s-a retratat, în aceleași condiții, cu scopul eliminării grăunților de material nemagnetic, antrenați mecanic.

Rezultatele încercărilor de separare magnetică cu materialul clasat sunt prezentate în tabelul 1, iar cu material neclasat, în tabelul 2.

Concluziile ce se desprind, analizînd aceste rezultate, sunt următoare : se constată că nu sunt diferențe sensibile între rezultatele obținute la tratarea materialului clasat și cele obținute la tratarea materialului neclasat ; numai în cazul materialului sfărîmat la 1 și 0,5 mm. Prin tratarea materialului clasat se obțin concentrate avînd conținuturi de fier cu 3–4 puncte mai ridicate decît în cazul tratării materialului neclasat, extracțiile de fier fiind însă practic aceleasi ; conținutul de fier în concentrate crește cu scăderea dimensiunii materialului tratat, de la 47,4–48%Fe, cît au avut concentratele obținute în urma tratării materialului sfărîmat la 3 mm la 66% Fe, cît au avut concentratele obținute la tratarea materialului măcinat la 0,10 mm ; extracția de fier scade însă de la 83,5% la respectiv 79% ; conținutul de sulf al concentratelor crește, cu scăderea dimensiunii materialului tratat, de la 1,02–1,09% (la tratarea materialului sfărîmat la 3 mm) la 1,45% (la tratarea materialului măcinat la



TABELUL 1

Separarea magnetică a minereului sfărmat la diferite dimensiuni și clasat

Clasa mm	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracția de Fe %
			Fe	S	
3	C	55,8	47,48	1,09	83,7
	B	44,2	11,68	2,22	16,3
	A	100,0	31,59	1,59	100,0
1	C	49,7	53,15	1,21	82,6
	B	50,3	11,07	2,06	17,4
	A	100,0	32,01	1,64	100,0
0,5	C	45,7	57,4	1,18	81,6
	B	54,3	10,89	1,93	18,4
	A	100,0	32,12	1,59	100,0
0,25	C	42,1	61,82	1,20	79,6
	B	57,9	11,48	1,95	20,4
	A	100,0	32,65	1,64	100,0

TABELUL 2

Separarea magnetică a minereului sfărmat la diferite dimensiuni neclasat

Sfârșire la : mm	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracția de Fe %
			Fe	S	
3	C	56,5	48,0	1,02	83,4
	B	43,5	12,40	2,27	16,6
	A	100,0	32,49	1,56	100,0
1	C	52,0	49,78	1,16	82,1
	B	48,0	11,73	2,18	17,9
	A	100,0	31,43	1,65	100,0
0,5	C	50,3	53,24	1,22	82,3
	B	49,7	11,55	1,95	17,7
	A	100,0	32,50	1,59	100,0
0,25	C	41,7	61,20	1,30	79,9
	B	58,3	11,40	1,93	20,1
	A	100,0	32,24	1,67	100,0
0,15	C	39,2	64,70	1,15	78,7
	B	60,8	11,19	1,73	21,3
	A	100,0	31,92	1,62	100,0
0,10	C	38,1	66,15	1,44	78,8
	B	61,9	11,0	1,66	21,2
	A	100,0	32,04	1,58	100,0



0,15 și 0,10 mm); aceasta se datorează concentrării pirotinei (sulfură magnetică) în concentratul de magnetit se observă că indiferent de dimensiunea materialului tratat, sterilele eliminate conțin 11—12% Fe, extracția

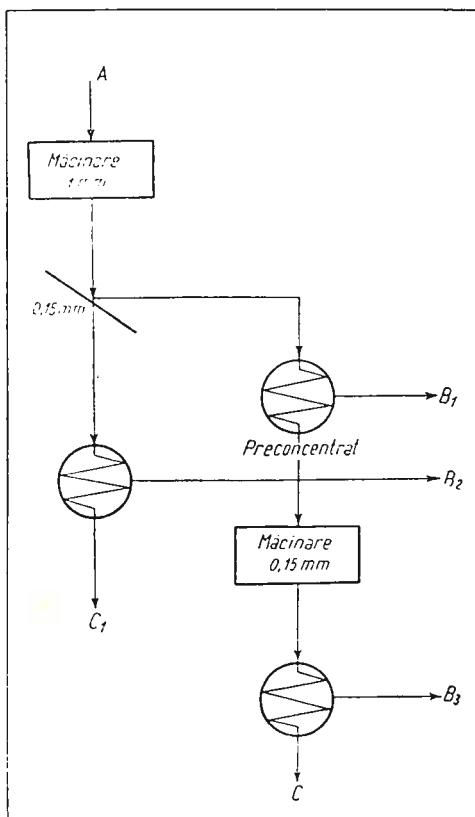


Fig. 1. — Separarea magnetică a minereului sfărîmat la 1 mm.
Séparation magnétique du minerai broyé à 1 mm.

lor în greutate crescînd de la 42—43%, cît s-a obținut în cazul tratării materialului sfărîmat la 3 mm, pînă la 66% cît s-a obținut cu materialul măcinat la 0,10 mm.

Această ultimă constatare indică posibilitatea unei tratări primare a materialului sfărîmat la 1—3 mm — cu scopul de a elimina din circuit o cantitate cît mai ridicată de steril final — urmată de retratarea preconcentratului astfel obținut, după prealabila sa remăcinare la 0,15—0,10 mm în scopul obținerii unor concentrate cît mai bogate (cu peste 60% Fe).

Ca urmare, s-a executat o încercare de separare magnetică după schema din fig. 1, constînd din măcinarea materialului la 1 mm urmată

de o clasare la 0,15 mm și separarea magnetică a claselor 1–0,15 și < 0,15 mm; preconcentratul de la separarea clasei 1–0,15 mm a fost apoi remăcinat la 0,15 mm și supus separării magnetice. Condițiile de lucru la separarea magnetică au fost cele menționate anterior (separator magnetic cu disc, intensitatea curentului electric 3A; distanța între fierului 12 mm; produsul magnetic de la prima tratare a fost de fiecare dată retratat în aceleși condiții).

Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelul 3. Constatăm că lucrând după schema menționată se poate obține în final un concentrat

TABELUL 3
Separarea magnetică (după schema din fig. 1)

clasa mm	Produse	Extracția în grcuit. %		Conținuturi %		Extracția de Fe %	
		parțială	totală	Fe	S	parțială	totală
1,0 – 0,15	Preconc.	63,4	47,3	47,48	1,58	89,0	69,3
	Steril – B ₁	36,6	27,3	10,17	1,79	11,0	8,6
	Alimentare	100,0	74,6	33,72	1,65	100,0	77,9
< 0,15 Preconcentrat măcinat	Conc. – C ₁	68,4	32,3	63,30	1,36	91,3	63,3
	Steril – B ₂	31,6	15,0	13,06	2,06	8,7	6,0
	Alimentare	100,0	47,3	47,48	1,58	100,0	69,3
< 0,15 (brut)	Conc. – C ₂	35,8	9,1	61,21	1,47	78,1	17,3
	Steril – B ₃	64,2	16,3	9,56	1,67	21,9	4,8
	Alimentare	100,0	25,4	28,56	1,60	100,0	22,1
1 – 0	Conc. (C ₁ + C ₂)	—	41,4	62,95	1,41	—	80,6
	Steril (B ₁ + B ₂ + B ₃)	—	58,6	10,70	1,83	—	19,4
	Alimentare	—	100,0	32,29	1,64	—	100,0

cu 63% Fe, care reprezintă 41,4% din întreg materialul, extracția de Fe fiind de 80,6%; conținutul în sulf al concentratului este de circa 1,4%. Analiza chimică a elementelor mai importante ce intră în compoziția concentratului a indicat următoarele conținuturi:

Fe	62,95 %	S	1,41 %
SiO ₂	2,12 %	P ₂ O ₅	lipsă
CaO	4,65 %	Cu	urme
MgO	2,69 %	Pb	urme
Al ₂ O ₃	2,67 %	Zn	0,2 %

Indicele de bazicitate, calculat pe baza conținuturilor de mai sus, este 1,53, deci favorabil tratării metalurgice.



Analiza mineralogică a produselor finale de la separarea magnetică a indicat următoarea compoziție aproximativă :

Minerale	Alimentare V = 100 %	Concentrat V = 41,7 %	Steril v = 58,3 %
Magnetit	cca. 38 %	cca. 84–85 %	cca. 4 %
Pirotină	„ 2 %	„ 3 %	„ 1 %
Pirită	„ 1 %	1 %	„ 2 %
Calcopirită	1 %	sporadic	1 %
Gangă	cca. 58 %	cca. 12 %	cca. 92 %

Pe baza analizei de mai sus rezultă că extracția de magnetit în concentrat este de circa 93 %, în timp ce, raportând la fierul total din minereu, extracția de fier în concentrat este de 80 %; aceasta se datorează faptului că fierul este legat și de o serie de minerale nemagnetice (îndeosebi scarne) care trec în steril.

b) Experimentări pentru reduceerea conținutului de sulf din concentrat. În scopul obținerii unui concentrat de fier cu conținut cât mai redus de sulf, s-a încercat îndepărțarea mineralelor sulfuroase (îndeosebi pirotină și pirită) din concentrat, prin flotație.

Au fost executate experimentări de flotație a mineralelor sulfuroase din concentrat, la care s-a variat îndeosebi consumul de reactiv colector (xantat etilic de potasiu, xantat amilic de potasiu, acid oleic); experimentările au fost executate în diferite condiții de pH, la unele utilizându-se sulfat de cupru ca activant pentru sulfuri. S-a lucrat cu concentrate obținute la experimentările de separare magnetică executate cu material măcinat la diferite dimensiuni. Rezultatele cele mai semnificative obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelul 4.

Observăm că lucrind cu concentrat obținut la separarea magnetică a materialului măcinat la 0,15 mm, cu un consum de 400 g/t xantat amilic de potasiu, s-a putut reduce conținutul de sulf în concentratul de fier (sterilul flotației) de la 1,41 % la 0,79 %; extracția de fier total în acest concentrat scade însă de la 80 % la 75 %.

Pentru a vedea în ce măsură se poate reduce conținutul de sulf al concentratului de fier, la operația de aglomerare, s-au executat mai multe experimentări de prăjire la temperaturi cuprinse între 700 și 1000° C, într-un cuptor electric de laborator cu mufă, atât cu concentrate de fier de la separare magnetică (1,41 % S) cât și cu concentrate de la flotație (0,79 % S), având granulația sub 0,15 mm. Încercările au fost făcute cu și

fără adaos de cocs (2,5%), iar timpul de prăjire a fost în toate cazurile de 3 ore.

Rezultatele obținute au indicat că indiferent de temperatura de prăjire, între 700 și 1000° C conținutul de sulf a scăzut după prăjire, în

TABELUL 4
Experimentări de flotație

Finețea material. %	Consum de xantat amilic, g/t	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extractia de Fe %			
				Fe	S				
- 0,25	200	C	3,8	51,34	12,50	3,3			
		B(Conc. Fe)	96,2	59,50	0,89	96,7			
		A	100,0	59,15	1,33	100,0			
- 0,25	300	C	4,2	51,04	10,54	3,5			
		B(conc. Fe)	95,8	61,75	0,90	96,5			
		A	100,0	61,30	1,31	100,0			
0,25	400	C	4,8	46,12	12,17	3,7			
		B(conc. Fe)	95,2	60,49	0,85	96,3			
		A	100,0	59,72	1,39	100,0			
- 0,15	400	C	8,0	53,50	8,50	6,8			
		B(conc. Fe)	92,0	63,77	0,79	93,2			
		A	100,0	62,96	1,41	100,0			
Condiții de lucru			Timp de condiționare		20 min.				
Măcinarea			Timp de flotație		15 min.				
Diluția (L/S) : 2,5/1									
Reactivi									
xantat amilic de potasiu									
ulei de pin			80 g/t						

cazul concentratelor de la separarea magnetică de la 1,41% la 0,6% (la încercările fără adaos de cocs), și la 0,5% (la încercările cu adaos de cocs), iar în cazul concentratelor de la flotație de la 0,79% la 0,3% (la încercările cu și fără adaos de cocs).

Este de presupus că în condițiile procesului de aglomerare — unde este asigurată o trecere continuă de aer prin stratul de material — oxidarea sulfurilor să aibă loc într-o proporție mai mare decât în cazul prăjirii în creuzet, într-un cuptor electric cu mufă.



c) Concluzii Proba care a stat la baza studiului efectuat a fost colectată din 12 foraje executate în zăcămîntul Băisoara—Mașca.

Așa cum a indicat studiul mineralologic efectuat, principalul mineral util din minereu este magnetitul (cca 38%); subordonat sunt prezente minerale sulfuroase, îndeosebi pirotină (cca 2%) și pirită (cca 1%), mai puțin blendă și calcopirită (sub 1%). Ca minerale de gangă predomină scarnele și calcarele cristaline (cca 45%), calcitul (cca 10%) și silicea (cca 3%).

Magnetitul este asociat într-o mică măsură cu celelalte minerale metalice; associațiile magnetitului cu ganga sunt însă în general avansate (o parte însemnată din granulele de magnetit prinse în gangă sunt cuprinse între 0,02—0,2 mm).

Analiza chimică generală a indicat următoarele conținuturi mai importante: 31,85% Fe; 15,64% SiO₂; 14,90% CaO; 9,65% MgO; 1,62% S.

Cercetările de preparare efectuate, ținind seama de caracteristicile chimico-mineralogice ale minereului, precum și de cerințele metalurgiei, au arătat că prin separarea magnetică în cîmp slab a minereului, conform schemei din fig. 1, se pot obține în final concentrate cu 63—66% Fe, care reprezintă 39—41% din întreg materialul, extracția de fier fiind de 79—80% (raportată la conținutul de fier total din minereu) sau de 91—93% (raportată numai la conținutul de fier legat de magnetit). Concentratul astfel obținut mai conține circa 1,4% S.

În scopul reducerii conținutului de sulf din concentrat, s-a încercat îndepărtarea mineralelor sulfuroase din concentrat, prin flotație.

Experimentările efectuate au arătat că utilizînd drept colector xantat amilic de potasiu (400 g/t) se poate reduce conținutul de sulf în concentrat pînă la 0,79%.

Experimentările informative de prăjire efectuate cu scopul de a vedea în ce măsură se poate reduce conținutul de sulf al concentratului de fier, la operația de aglomerare, au arătat că indiferent de temperatura de prăjire (între 700—1000°C), conținutul de sulf scade pînă la 0,5% în concentratele de la separarea magnetică, sau pînă la 0,3% în concentratele de la flotație.

Desigur că în procesul aglomerării care oferă condiții de oxidare a sulfului mai favorabile decît o prăjire în cuptorul de calcinare, este de presupus ca reducerea conținutului de sulf din concentrat să aibă loc într-o



proporție mai mare. În acest caz concentratele de la separarea magnetică pot merge direct la aglomerare.

În concluzie, cercetările efectuate au indicat posibilitățile favorabile de valorificare tehnologică a minereului de fier de la Băișoara—Mașca.

III. CERCETĂRI ASUPRA MINEREULUI DE LA BĂIȘOARA-CACOVA

Proba de minereu cercetată a fost colectată din 5 sondaje executate în zona Cacova Jerii.

Analiza chimică generală a indicat următoarele conținuturi :

Elemente	Conținuturi %	Elemente	Conținuturi %
SiO ₂	14,65	Cu	0,12
Fe	33,46	Zn	0,35
Al ₂ O ₃	1,49	Pb	urme
Mn ₃ O ₄	1,36	P ₂ O ₅	lipsă
CaO	10,57	As	urme
MgO	6,55	Ti	lipsă
S	10,60		

Pe baza datelor analizei chimice globale și a compoziției mineralogice, s-a putut stabili cum este legat conținutul total de fier din minereu, de mineralele de fier prezente — magnetit, sulfuri de fier și alte minerale — după cum urmează :

Conținutul de fier aferent magnetitului	%
Conținutul de fier aferent sulfurilor	16,65
Conținutul de fier aferent altor minerale	12,70
Conținutul de fier total din minereu	3,80
	33,15

1. OBSERVAȚII MINERALOGICE

Proba tehnologică de magnetit de la Băișoara—Cacova este constituită în mare parte din fragmente de calcare cristaline și scarne cu o impregnație difuză de magnetit sau sulfuri (pirită, pirotină) și mai puțin din fragmente intens impregnate sau cuprinzînd o mineralizație masivă pe cîțiva cm (3—10 cm), uneori cu magnetit, alteori cu sulfuri.

Mineralizația de magnetit este constituită preponderent din impregnații difuze sau mai concentrate, care alcătuiesc cuiburi neregulate, cu dimensiuni foarte variate, ce ajung uneori la mase compacte. Se intilnesc însă și benzi cu grosimi diferite, dispuse paralel sau neregulat, care formează rețele în masa de gangă.



Mineralizația este alcătuită din magnetit, aflat în proporția cea mai ridicată și din sulfuri de fier, pirită, pirotină și marcasită, care împreună, sunt prezente aproximativ în aceeași măsură cu magnetitul; celelalte sulfuri, calcopirita, blenda, galena, mispichelul apar în cantități foarte reduse.

Ganga este formată din calcare cristaline și mai puțin din scarne și minerale secundare (calcit și cuarț).

Structura mineralizației este fină, rar mai dezvoltată, iar textura masivă și pe alocuri compactă.

Pe baza studiului microscopic efectuat asupra probei și corelat cu analiza chimică globală, s-a stabilit următoarea compoziție mineralologică:

magnetit (Fe_3O_4) (inclusiv hematit)	circa 23 %	galena (PbS)	sporadic
pirită (FeS_2)	„ 11 %	mispichelul ($FeAsS$)	„
pirotina (FeS)	„ 11 %	calcare cristaline, scarne	cca. 45 %
marcasită (FeS_2)	„ 2 %	calcit ($CaCO_3$)	„ 6 %
calcopirita ($CuFeS_2$)	sub 1 %	cuarț (SiO_2)	„ 2 %
blenda (ZnS)	sub 1 %		

Microscopic, mineralizația de la Băișoara—Cacova se prezintă în granule mărunte disperse și ca agregate mai dezvoltate monominerale sau poliminerale. Dimensiunile obișnuite ale granulelor se situează între 0,03—0,6 mm, iar agregatele au 2—3 mm Ø și uneori chiar 1—2 cm.

Magnetitul formază agregate dezvoltate constituite din aglomerări de cristale și mai puțin din granule mici echidimensionale disperse în gangă sau în masa celorlalte minerale metalice.

Caracteristic pentru magnetitul din această probă este prezența golorilor fine (de 0,03—0,007 mm) și numeroase din masa cristalelor (vezi planșa II, fig. 1), cît și o asociație avansată și frecventă cu ganga. Această asociație e dată de fisurile fine de 0,01—0,05 mm umplute în special cu calcit și de relictice de 0,01—0,05 mm din roca gazdă prinse în agregatele de magnetit (vezi planșa II, fig. 2).

Asociația magnetitului cu pirita și pirotina se întâlnește la dimensiuni peste 0,1 mm și numai rareori, cu pirita între 0,03—0,07 mm (vezi planșa II, fig. 3). Cu celelalte sulfuri magnetitul nu formează asociații.

Hematitul apare rar ca granule izolate sau pelicule în jurul cristalelor de magnetit și frecvent sub formă coloidală sau pulbere ce impregnează ganga.

Pirita se întâlnește de obicei în cristale hipidiomorfe de 0,1—1 mm, rar pînă la 3 mm sau sub 0,1 mm, prinse în gangă sau asociate cu pirotina și marcasita.



Pirotina se prezintă parțial în granule extrem de fine punctiforme sau aciculare, de 0,02–0,005 mm, prinse în gangă (vezi planșa III, fig. 4) și parțial în plaje foarte neregulate de 0,03–0,5 mm, de obicei asociate cu ganga și cu pirita. Acest mod de prezentare al pirotinei face ca o parte însemnată din pirotină să fie asociată cu ganga la dimensiuni foarte reduse cuprinse între 0,005–0,1 mm.

Marcasita apare numai ca produs de transformare al piritei și pirotinei, sub forma cristalelor neregulate de 0,01–0,15 mm plasate în interiorul minerarlelor primare.

Blenda a pătruns pe fisuri foarte fine în pirită, înlocuind-o, granulele de blendă sănt cuprinse între 0,003–0,02 mm.

Calcopirita formează cristale neregulate de 0,01–0,1 mm asociate cu ganga și pirotina. Galena și mispichelul său întâlnit sporadic.

Ganga este formată din calcare cristaline alcătuite dintr-o masă de calcit criptocristalin și din scarne, prezente în cantitate mai redusă, cu o granulație mai dezvoltată și cu o compoziție mineralologică dată de calcit, piroxeni, granați, clorit, epidot. Aceste roci reprezintă reliete centimetrice pînă la zecimi de milimetru prinse în masa mineralizată.

Calcitul și cuarțul sănt minerale secundare, mai frecvent depuse în zonele slab mineralizate și sănt alcătuite din cristale de 0,05–2 mm.

2. CERCETĂRI DE PREPARARE

A) Introducere

Proba de minereu din perimetrul Cacova se deosebește de proba din perimetrul Mașca prin conținutul mai scăzut de magnetit (circa 23%) și mai ridicat de sulfuri de fier – pirită, pirotină și mai redus marcasit – (circa 24%). Ca urmare, cercetările executate au avut în vedere posibilitatea aplicării unei tehnologii care să ducă la obținerea de concentrate atît de magnetit, cît și de sulfuri de fier, de calitate corespunzătoare utilizării lor ulterioare.

Tinând seama de caracteristicile chimico-mineralogice ale minereului, s-a apreciat că singurele metode de preparare ce pot fi luate în considerare, în vederea realizării scopului propus, sănt separarea magnetică și flotația.

Aplicind separarea magnetică minereului brut, se vor putea obține concentrate de fier cu conținut suficient de ridicat în fier, dar, din cauza pirotinei magnetice, aceste concentrate vor avea un conținut ridicat în sulf; acesta ar putea fi redus fie prin flotația sulfurilor din concentratul de



fier, fie prin ardere în procesul de aglomerare. Pe această cale se vor putea obține deci concentrate de fier valorificabile, sulfurile de fier peînzindu-se sau recuperîndu-se numai parțial.

În scopul valorificării și a sulfurilor de fier, sub forma de concentrate de calitate corespunzătoare utilizării lor ulterioare, este indicat a supune mai întîi minereul brut unei flotații pentru aceste sulfuri, urmînd ca sterilul de la flotație să fie supus separării magnetice, pentru obținerea de concentrate de fier de calitate.

Pe baza celor de mai sus, pentru a avea o imagine mai cuprinzătoare asupra rezultatelor ce se pot obține, s-au executat experimentări de preparare după ambele linii și anume: separarea magnetică a minereului brut, urmată de flotația sulfurilor din concentratul de fier, în scopul reducerii conținutului de sulf; flotația minereului brut — în scopul obținerii unui concentrat de sulfuri de fier — urmată de separarea magnetică a sterilului de la flotație.

B) Experimentări de separare magnetică a minereului brut

Experimentările de separare magnetică s-au efectuat asupra minereului sfărîmat la 3 ; 1 ; 0,25 ; 0,10 și 0,06 mm.

Materialul sfărîmat la 3 mm și 1 mm a fost clasat fie la 2 ; 1 ; 0,5 ; 0,25 ; 0,10 mm, fie numai la 0,10 mm. Clasele > 0,10 mm s-au tratat uscat iar clasa < 0,10 mm s-a tratat umed.

Materialul sfărîmat la și sub 0,25 mm s-a tratat umed, neclasat.

Separarea magnetică s-a executat într-un separator magnetic de laborator, cu disc (cîmp maxim ~ 2500 Oe), la cea mai joasă intensitate a cîmpului magnetic (corespunzînd intensității minime a curentului electric, de 3 A și distanței între ferului de 12 mm).

Concentratele obținute au fost retratate, în toate cazurile în condițiile tratării primare.

Rezultatele experimentărilor de separare magnetică sînt prezentate în tabelele 5, 6 și 7.

Pe baza analizării acestor rezultate se desprind următoarele concluzii : în cazul tratării materialului sfărîmat la 3 mm și 1 mm nu se constată diferențe sensibile între rezultatele obținute la tratarea materialului elasat strîns și cele obținute la tratarea materialului clasat numai la 0,10 mm ; conținutul de fier în concentrate crește cu scăderea dimensiunii materialului tratat, de la 46,8% Fe, cît au avut concentratele obținute în urma tratării materialului sfărîmat la 3 mm, la 61,9% Fe cît au avut concentratele obținute la tratarea materialului măcinat la 0,06 mm ; extractia de



TABELUL 5

*Separarea magnetică a minereului brut sfărimat la 3 mm și 1 mm,
clasat strins*

Sfărimat la mm	Produse	Extracția in greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
3	C	46,2	46,60	11,24	64,5	47,8
	B	53,8	22,05	10,56	35,5	52,2
	A	100,0	33,40	10,77	100,0	100,0
1	C	37,9	52,20	9,95	57,8	37,3
	B	62,1	23,32	10,18	42,2	62,7
	A	100,0	34,30	10,11	100,0	100,0

TABELUL 6

*Separarea magnetică a minereului brut sfărimat la 3 mm și la 1 mm
și clasat la 0,10 mm*

Sfărimat la mm	Produse	Extracție in greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
3	C	44,0	16,81	10,42	62,9	44,6
	B	56,0	21,66	10,17	37,1	55,4
	A	100,0	32,73	10,28	100,0	100,0
1	C	37,1	51,55	10,26	58,0	35,5
	B	62,9	21,98	10,98	42,0	64,5
	A	100,0	32,92	10,71	100,0	100,0

TABELUL 7

Separarea magnetică a minereului sfărimat la dimensiuni sub 0,25 mm

Sfărimat la mm	Produse	Extracția in greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
0,25	C	32,2	56,68	10,68	54,4	32,1
	B	67,8	22,48	10,74	45,5	67,9
	A	100,0	33,50	10,72	100,0	100,0
0,10	C	28,2	59,60	10,62	51,1	30,6
	B	71,8	22,40	9,47	48,9	69,4
	A	100,0	32,88	9,80	100,0	100,0
0,06	C	26,5	61,90	10,05	48,8	26,2
	B	73,5	23,38	10,22	51,2	73,8
	A	100,0	33,59	10,18	100,0	100,0



fier scade însă, de la 62,9% la respectiv 48,8%; conținutul de sulf, atât al concentratelor cit și al sterilelor se menține, indiferent de dimensiunea materialului tratat, la nivelul conținutului de sulf al minereului brut.

Rezultă deci că prin separarea magnetică a minereului brut se pot obține concentrate cu un conținut de Fe care poate ajunge pînă la circa 62%, în cazul tratării materialului sfărîmat la 0,06 mm, dar care, din cauza pirotinei magnetice, mai conțin circa 10% sulf.

Valorile destul de scăzute ale extracției de fier se datorează faptului că ele sunt calculate pe baza conținutului total de fier, care este determinat atât de magnetit cit și de sulfurile de fier și de unele minerale de gangă; în timp ce magnetitul, în urma operației de separare magnetică, se concentrează în produsul magnetic (concentrat), sulfurile de fier se distribuie în produsele separării, majoritatea mineralelor de gangă rămînînd în steril. Evident că un calcul al extracției de magnetit în concentrat va da valori sensibil mai ridicate.

Astfel, analiza mineralologică a produselor de la separarea magnetică a minereului sfărîmat la 0,10 mm a indicat următoarea compoziție mineralologică a acestor produse:

minerale	alimentare v = 100 %	concentrat v = 29 %	steril v = 71 %
magnetit	23 %	66 %	6 %
pirlită + marcasit	13 %	5 %	17 %
pirotină	11 %	21 %	4 %
gangă și minerale sporadice	52 %	10 %	71 %

Pe baza acestor date s-a putut calcula extracția de magnetit în concentrat care este de circa 82%.

C) Experimentări de flotație urmărind reducerea conținutului de sulf din concentratele de la separarea magnetică

În scopul reducerii conținutului de sulf din concentratele de fier obținute la separarea magnetică, s-au executat experimentări de flotație a mineralelor sulfuroase (îndeosebi pirotină, apoi pirlită, marcasită) aflate în proporție de peste 20% în aceste concentrate. Au fost supuse flotației concentrate de la separarea magnetică a minereului sfărîmat la diferite dimensiuni (sub 0,25 mm).



Colectorii utilizati au fost xantații izopropilic, amilic și izoamilic (Rogers 1962 ; Alexeeva 1963). Ca spumant s-a utilizat uleiul de pin. În scopul activării mineralelor sulfuroase s-a folosit sulfatul de cupru.

Rezultatele cele mai semnificative ale acestor experimentări sunt prezentate în tabelele 8, 9 și 10.

TABELUL. 8

Flotația sulfurilor din concentratate separate magnetic la finețe de măcinare diferite

Finețea materialului	Produse	Extracții în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
0,25	C	31,6	55,44	21,16	30,4	61,6
	B	68,4	58,51	6,10	69,6	38,4
	A	100,0	57,54	10,80	100,0	100,0
0,10	C	31,1	49,20	19,81	25,5	58,6
	B	68,9	63,92	6,24	74,5	41,4
	A	100,0	59,29	10,40	100,0	100,0
0,06	C	32,2	55,68	24,32	29,1	69,6
	B	67,8	64,44	5,03	70,9	30,4
	A	100,0	6,64	11,20	100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinarea :

Dilutia (L/S) 3 : 1

Reactivi : xantat amilic de potasiu : 400 g/t

ulei de pin : 180 g/t

Timp de conditionare : 57 min.

Timp de flotație : 46 min.

pH : 6

Observăm că rezultatele cele mai favorabile — din punct de vedere al reducerii conținutului de sulf în concentratul de fier — s-au obținut în cazul utilizării ca reactiv colector a xantatului izoamilic ; în acest caz — lucrîndu-se cu concentrat obținut prin tratarea materialului măcinat la 0,10 mm — conținutul de sulf în concentratul de fier a fost redus de la 10,7 la 3,68% (tabelul 9).

În ceea ce privește concentratul de sulfuri de fier obținut în aceste condiții (cu 23,8% S), desigur că calitatea acestuia ar putea fi îmbunătățită prin operații de refloatare.

Se constată că finețea de măcinare a materialului supus flotației nu influențează decât într-o măsură redusă asupra conținutului final de sulf



TABELUL 9

Flotația sulfurilor din concentrate magnetice cu diferite adaosuri de sulfat de cupru

SO ₄ Cu g/t	Produse	Extracții în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
—	C	31,6	55,44	21,16	30,4	61,6
	B	68,4	58,51	6,10	69,6	38,4
	A	100,0	57,54	10,80	100,0	100,0
1 000	C	26,7	52,80	21,37	25,0	50,25
	B	73,3	57,92	7,66	75,0	49,75
	A	100,0	56,86	11,33	10,00	100,0
2 000	C	27,8	53,53	22,30	26,3	52,8
	B	72,2	57,75	7,65	73,7	47,2
	A	100,0	56,48	11,40	100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinare :	0,25 mm
Diluția (L/S)	3 : 1
Reactivi : sulfat de cupru	
xantat amilic	496 g/t
ulei de pin	180 g/t
Timp de condiționare	69 min.
Timp de flotație	45 min.
pH : 6	

TABELUL 10
Flotația concentratelor de la separarea magnetică cu diferiți xantați

Colectori	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
xantat amilic 400 g/t	C	31,1	49,20	19,81	25,5	58,6
	B	68,9	63,92	6,24	74,5	41,4
	A	100,0	59,29	10,38	100,0	100,0
xantat izoamilic 400 g/t	C	35,0	54,77	23,79	33,1	77,7
	B	65,0	61,85	3,68	67,7	22,3
	A	100,0	58,37	10,72	100,0	100,0
xantat izopropilic 400 g/t	C	22,5	54,70	27,50	21,6	54,7
	B	77,5	61,21	6,60	79,4	45,3
	A	100,0	59,75	11,30	100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinare	0,10 mm.
Diluția (L/S)	3 : 1
Reactivi : colector	
ulei de pin	120g/t
Timp de condiționare	57 min.
Timp de flotație total	46 min.
pH : 6	



în concentratul de fier (tabelul 7); aceasta, ca urmare a gradului de asociere redus dintre magnetit și sulfurile de fier.

Sulfurile de fier prezente în concentrat (îndeosebi pirotina) flotează greu, necesitând în general un timp de flotație îndelungat, adaosul de sulfat de cupru în celula de flotație nu a contribuit la activarea flotației sulfurilor (tabelul 8).

Cu scopul de a vedea în ce măsură se poate reduce conținutul de sulf al concentratelor de fier, la operația de aglomerare, s-au efectuat, cu concentrate de fier, atât de la separarea magnetică, cât și de la flotație (având deci între 3,6—10,5 %S), mai multe experimentări informative de prăjire (într-un cuptor electric de laborator cu mufă), la temperaturi de 700—1000 °C și durată de 1—3 ore. Acestea au arătat că, indiferent de conținutul de sulf al concentratului, prin prăjire la circa 900°C, timp de 3 ore, conținutul de sulf scade pînă la 0,6—0,7%. Este de presupus că în condițiile de oxidare a sulfului pe care le oferă procesul de aglomerare, reducerea conținutului de sulf din concentrate să aibă loc într-o proporție mai mare.

Față de rezultatele obținute, considerăm că aplicarea unui flux tehnologic constă din separarea magnetică în cîmp slab a minereului brut, urmată eventual de flotația concentratului magnetic, pentru reducerea conținutului de sulf și recuperarea sulfurilor de fier, nu este cea mai indicată; pe această linie deși în final s-ar putea realiza concentrate de fier aglomerate în condiții corespunzătoare, nu este posibilă realizarea unei valorificări în condiții mulțumitoare a sulfurilor de fier (acestea fie se pierd, fie ar putea fi recuperate numai parțial).

D) Experimentări de flotație a sulfurilor de fier din minereul brut, urmată de separarea magnetică a sterilului de flotație

a) **Experimentări de flotație.** Prin experimentările de flotație efectuate s-a urmărit determinarea condițiilor de realizare în prima etapă a unei extracții cât mai ridicate de S în concentratul de sulfuri; aceasta și cu scopul de a reduce la minimum posibil conținutul de sulf în sterilul flotației (care va fi supus în continuare separării magnetice, pentru obținerea unui concentrat de fier).

În a doua etapă s-au executat experimentări de reflotare a concentratului primar de la flotație, în scopul obținerii unui concentrat de sulfuri de calitate corespunzătoare utilizării lui ulterioare.

Principalii factori variabili la aceste experimentări au fost: finețea materialului (măcinări la 0,25, 0,10 și 0,06), locul de adăugare a activantu-



lui (în celula de flotație sau în moară); consumul de activant (SO_4Cu); colectorul folosit.

Rezultatele mai semnificative obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelele 11–14.

TABELUL 11

Flotația sulfurilor din minereul brut (Variația fineței măcinării)

Finețea material.	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
0,25	C	34,5	40,10	26,58	41,5	88,6
	B	65,5	29,85	1,80	58,5	11,4
	A	100,0	33,40	10,36	100,0	100,0
0,10	C	36,9	38,10	27,50	42,8	89,2
	B	63,1	29,80	1,95	57,2	10,8
	A	100,0	32,87	11,38	100,0	100,0
0,06	C	34,0	37,81	26,18	38,7	87,1
	B	66,0	30,90	2,00	61,3	12,9
	A	100,0	33,27	10,22	100,0	100,0

Condiții de lucru
Măcinare
Diluția (L/S) : 3 : 1
Reactivi : sulfat de cupru 1000 g/t (în moară)
xantai izoamilic 400 g/t
ulei de pin : 120 g/t
Timp de condiționare : 37 min.
Timp de flotație 41 min.
pH : 6

Concluziile ce se pot trage pe marginea acestora sunt următoarele : nu se observă o influență sensibilă a gradului de măcinare asupra rezultatelor flotației (tabelul 11). Astfel, conținutul de sulf al sterilelor se menține în toate cazurile în limite apropiate (1,8–2 %); în ceea ce privește extracția de sulf, aceasta variază cu finețea măcinării între 86–89 %, având valori ușor mai ridicate în cazul măcinării la 0,10 mm (circa 89 %); locul de adăos al sulfatului de cupru pare a fi mai indicat în moară, decât în celula de flotație (tabelul 12); astfel, atât extracția de sulf în concentrat, cât și conținutul de sulf în sterile sunt mai favorabile în cazul adăugării SO_4Cu în moară; consumul necesar de SO_4Cu nu depășește 1000 g/t, în care caz se obțin rezultatele cele mai bune (tabelul 13); dintre xantașii utilizati



TABELUL 12

Flotația sulfurilor din minereul brut (variația locului de adaos al SO_4Cu)

Locul de adaos al SO_4Cu	Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
în celulă	C	39,0	39,58	24,97	45,6	87,9
	B	61,0	30,19	2,20	54,4	12,1
	A	100,0	33,85	11,08	100,0	100,0
în moară	C	41,0	38,84	23,57	46,6	93,6
	B	59,0	30,89	1,12	53,4	6,4
	A	100,0	34,15	10,32	100,0	100,0

Condiții de lucru
Măcinare : 0,10 mm
Diluție (L : S) : 3 : 1
Reactivi : sulfat de cupru 1000 g/t
xantat amilic 400 g/t
ulei de pin 120 g/t
Timp de condiționare 37 min.
Timp de flotație : 41 min.
pH : 6

TABELUL 13

Flotația sulfurilor din minereul brut (Variația consumului de SO_4Cu)

Consumul de SO_4Cu g/t	Produse	Extracții în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
500	C	37,7	39,80	24,99	43,5	89,4
	B	62,3	30,09	1,79	56,5	10,6
	A	100,0	33,75	10,54	100,0	100,0
1000	C	41,0	38,84	23,57	46,6	93,6
	B	59,0	30,89	1,12	53,4	6,4
	A	100,0	34,15	10,32	100,0	100,0
1500	C	37,8	39,42	24,48	44,0	90,1
	B	62,2	30,42	1,72	56,0	19,9
	A	100,0	33,82	10,70	100,0	100,0

Condiții de lucru
Măcinarea : 0,10 mm
Diluția (L : S) 3 : 1
Reactivi : sulfat de cupru (în moară)
xantat amilic de potasiu 400 g/t
ulei de pin 120 g/t
Timp de condiționare : 37 min.
Timp de flotație : 41 min.
pH : 6



TABELUL 14

Flotația sulfurilor din minereul brut cu diferenți xantări

Colectori	Produse	Extracții în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
			Fe	S	Fe	S
xantat etilic 400 g/t	C	35,2	37,61	26,47	40,1	88,6
	B	64,8	30,53	1,85	59,9	11,4
	A	100,0	33,02	10,52	100,0	100,0
xantat izopropilic 400 g/t	C	41,6	38,43	24,10	48,9	90,9
	B	58,4	29,30	1,72	51,7	9,1
	A	100,0	33,10	11,02	100,0	100,0
xantat amilic 400 g/t	C	41,0	38,84	23,57	46,6	93,6
	B	59,0	30,89	1,12	53,4	6,4
	A	100,0	34,15	10,32	100,0	100,0
xantat izoamilic 400 g/t	C	36,9	38,10	27,50	42,8	89,2
	B	63,1	29,80	1,95	57,2	10,8
	A	100,0	32,87	11,38	100,0	100,0

Condiții de lucru
 Măcinare : 0,10 mm
 Diluția (L :S) : 3 : 1
 Reactivi : sulfat de cupru 1000 g/t (în moară)
 ulei de pin 120 g/t
 Timp de condiționare : 37 min.
 Timp de flotație : 41 min.
 pH : 6

(etilic, izopropilic, amilic și izoamilic), rezultatele cele mai favorabile (extractia maximă de sulf în concentrat și conținut minim de sulf în steril), le-a dat xantatul amilic (tabelul 14).

În scopul obținerii unui concentrat de sulfuri de calitate mai bună, au fost executate experimentări de reflotare a concentratului primar de la flotație, după schema din figura 2.

Rezultatele finale, precum și condițiile în care au fost obținute acestea, sunt prezentate în tabelul 15.

Observăm că în final se poate obține un concentrat de sulfuri de fier cu 40—41% S și 45% Fe, care reprezintă circa 16% din întreg minereul; extractia de sulf — considerind că prin retratarea produselor intermediare de la reflotări se mai recuperează circa 50% din sulf — se ridică pînă la 72—73%.



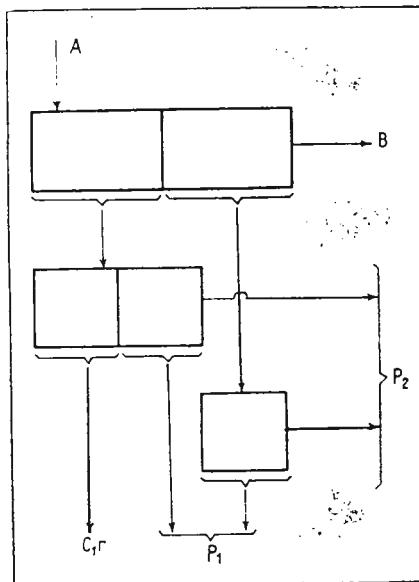


Fig. 2. — Flotația sulfurilor de fier din minereul brut
Flottation des sulfures de fer du mineraï brut.

TABELUL 15
Reflotarea concentratului primar de sulfuri

Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
		Fe	S	Fe	S
Conc. reflot. Cr. 1	15,8	44,92	40,68	21,1	61,8
Prod. interm. P 1	9,7	41,41	22,42	11,9	21,0
Prod. interm. P 2	13,3	30,77	7,05	12,2	9,0
Steril de la flotația primară B	61,2	30,12	1,40	54,8	8,2
Alimentare, A	100,0	33,54	10,40	100,0	100,0

Condiții de lucru la flotația primară

Măcinare : 0,10 mm
Diluția (L : S) : 3 : 1
Reactivi : sulfat de cupru 1000 g/t
 xantat amilic 400 g/t
 ulei de pin 120 g/t
Timp de condiționare : 37 min.
Timp de flotație : 41 „
pH : 6

Condiții de lucru la reflotare

Reactivi : SiO_3Na_2 1350 g/t
 xantat amilic 40 g/t
 ulei de pin 30 g/t
Timp de condiționare : 26 min.
Timp de flotație : 19 min.
pH : 6

b) Separarea magnetică a sterilului de la flotație. Sterilul obținut în condițiile stabilite ca optime la flotație (tab. 12) a fost supus separării magnetice pe cale umedă, în separatorul magnetic cu disc, de laborator, la intensitatea minimă a cîmpului magnetic ($I = 3$ A; $d = 12$ mm); concentratul obținut a fost retratat în aceleasi condiții ca la tratarea primară.

Rezultatele obținute sunt arătate în tabelul 16.

TABELUL 16

Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracții în Fe
		Fe	S	
Concentrat Fe	30,7	64,15	1,29	62,2
Steril	69,3	17,27	1,02	37,8
Alimentare	100,0	31,66	1,11	100,0

Observăm că în final se obține un concentrat de fier cu 64,15% Fe care mai conține 1,29% S.

Bilanțul total al operației de flotație + separarea magnetică este prezentat în tabelul 17.

TABELUL 17

Produse	Extracția în greut. %	Conținuturi %		Extracții %	
		Fe	S	Fe	S
Cone. prim. sulfuri	41,0	38,84	23,57	46,0	93,7
Conc. magnetit	18,1	64,15	1,29	33,6	2,3
Steril	40,9	17,27	1,02	20,4	4,0
Alimentare	100,0	34,60	10,32	100,0	100,0

Valoarea redusă a extracției de fier în concentratul de magnetită se datorește faptului că calculul s-a făcut pe baza conținutului de fier total (determinat, după cum s-a arătat, de magnetit, pirotină, pirită și unele minerale de gangă).

Analiza mineralologică a produselor obținute prin operațiile de flotație și separare magnetică, a permis stabilirea compoziției mineralogice a acestor produse, prezentată în tabelul 18.



TABELUL 18

Minerale	Alimentare v = 100 %	Concentrat magnetit v = 18,1 %	Conc. primar de sulfuri v = 38,8 %	Steril v = 43,1 %
Magnetit	cca. 23 %	cca. 86 %	cca. 13 %	cca. 6 %
Pirotină	„ 11 %	„ 3 %	„ 26 %	„ 0,5 %
Pirită + marcasită	„ 13 %	„ 0,5 %	„ 31 %	„ 2,0 %
Gangă și minerale accesoria	„ 53 %	„ 10,5 %	„ 30 %	„ 9,15 %
Total :	100 %	100 %	100 %	100 %

Pe baza acestor date s-a putut determina că extracția de magnetit în concentratul de fier este de circa 68%.

Analiza chimică a concentratului de magnetit a indicat următoarele conținuturi mai importante :

Fe :	61,14 %	CaO :	0,91 %	Zn :	urme
S :	1,20 %	MgO :	0,40 %	P :	lipsă
SiO ₂ :	3,01 %	Mn :	0,39 %	As :	urme
Al ₂ O ₃ :	0,30 %	Pb :	urme		

Indicele de bazicitate calculat pe baza conținuturilor de mai sus este 0,4.

Experimentări informative de prăjire efectuate cu scopul de a vedea în ce măsură se reduce conținutul de sulf al concentratului de fier, la operația de aglomerare (efectuate la temperaturi de 700—1000°C și durațe de 1—3 ore), au arătat că prin prăjire la 900°C, timp de 3 ore, conținutul de sulf scade pînă la 0,6—0,7%.

În condițiile procesului de aglomerare este de presupus că conținutul de sulf va putea fi redus în proporție mai mare, dat fiind condițiile mai avantajoase pentru arderea sulfului pe care le oferă acest proces.

c) Concluzii Proba de minereu cercetată a fost colectată din 5 sondaje amplasate pe anomalia magnetică „A” a zăcămîntului Băișoara, perimetru Cacova Jerii.

Minereul conține ca mineral util principal magnetitul (circa 23%) și aproximativ în aceeași proporție (circa 24%) sulfuri de fier (circa 11% pirotină, circa 11% pirită, circa 2% marcasită); cu totul subordonat se întîlnesc și alte minerale metalice, ca hematit, calcopirită, blendă, galenă. Ganga este reprezentată cu preponderență de calcare cristaline, scarne, calcit și în cantitate redusă, cuarț.



Analiza chimică generală a indicat următoarele conținuturi mai importante: 33,46% Fe; 14,65% SiO₂; 10,57% CaO; 6,55% MgO; 10,60% S.

Caracteristicile chimico-mineralogice ale minereului indică, ca prezentind interes pentru a fi valorificate, magnetitul și sulfurile de fier.

Ca urmare, prin cercetările de preparare efectuate s-a urmărit realizarea unor concentrate de magnetit și de sulfuri de fier de calitate corespunzătoare utilizării lor ulterioare.

Aceste cercetări au arătat că prin aplicarea unui flux tehnologic constind din flotația pentru sulfurile de fier a minereului brut, urmată de separarea magnetică în cîmp slab a sterilului de la flotație, se pot obține în final: un concentrat de sulfuri de fier cu 40–41% S și 45% Fe, care reprezintă circa 16% din întreg minereul; extracția de sulf se ridică pînă la 72–73%; un concentrat de fier cu 64,15% Fe, care mai conține 1,29% S, reprezentind 18,1% din întreg minereul; extracția de magnetit în acest concentrat este de circa 68%.

Mentionăm că prin aplicarea unui flux tehnologic constind din separarea magnetică a minereului brut se pot obține concentrate de fier cu circa 60% Fe și 10,5% S, reprezentind circa 28% din întreg minereul; extracția de magnetit în concentratul de fier este de 82–83%. Pe această cale sulfurile de fier se pierd sau pot fi recuperate, însă numai într-o măsură redusă, prin flotația concentratului de fier de la separarea magnetică.

În ceea ce privește posibilitatea reducerii conținutului de sulf al concentratului de Fe, la operația de aglomerare, experiențele informative de prăjire efectuate au arătat că indiferent de conținutul de sulf al concentratului (1–10%), acesta poate fi redus (prăjire la 900°C timp de 3 ore), pînă la 0,6–0,7%.

În condițiile procesului de aglomerare este de presupus că conținutul de S al concentratului de Fe va putea fi redus în proporție mai mare, dat fiind condițiile mai avantajoase pentru arderea sulfului, pe care le oferă acest proces.

În concluzie, se apreciază că din punct de vedere tehnologic valorificarea minereului de la Băișoara — perimetru Cacova — este posibilă, urmînd ca studiul tehnico-economic să arate oportunitatea valorificării zăcămîntului respectiv.



BIBLIOGRAFIE

- Alexeeva R. K. (1963) Comportarea pirotinei din minereurile de cupru – nichel în procesul flotației. *Tsvetnaia metalurgia*, 1. Moscova.
- Izdenici A. (1954) Prepararea minereurilor de fier. Moscova.
- Kulibin V. A. (1954) Pregătirea minereurilor de fier pentru topire. Moscova.
- Rogers J. (1962) Principles of sulfide mineral flotation. *Froth flotation*, 50 th Anniversary volum. New York.
- Vald P., Gurian M. (1967) Valorificarea resurselor de minereu de fier și eficiența ei economică. *Revista Minelor* 7. București.

RECHERCHES CONCERNANT LA PRÉPARATION DU MINERAIS DE FER DE BĂIȘOARA

(Résumé)

On a effectué des recherches sur deux échantillons de minerai à magnétite récoltés des secteurs Mașca et Cacova du gisement Băișoara afin d'établir les possibilités de mettre en valeur ce minerai.

a) Recherches concernant le minerai de Băișoara – Mașca

A la suite d'une étude minéralogique, c'est la magnétite qui a été indiquée comme le principal minéral utile du minerai (environ 38 %); il y a aussi des minéraux sulfureux, surtout la pyrothine (environ 2 %) et la pyrite (environ 1 %), peu de blende et de chalcopyrite (au-dessous de 1 %). Parmi les minéraux de gangue se sont les skarns et les calcaires cristallins (environ 45 %), la calcite (environ 10 %) et la silice (environ 3 %) qui prédominent.

La magnétite est associée, dans une proportion réduite, avec les autres minéraux métalliques, tandis que les associations de la magnétite avec la gangue sont généralement plus avancées (la plupart des granules de magnétite revêtus par la gangue ont de 0,02 jusqu'à 0,2 mm).

L'analyse chimique générale a révélé les teneurs suivantes comme plus importantes : 31,85 % Fe ; 15,64 % SiO₂ ; 14,90 % CaO ; 9,65 % MgO ; 1,62 % S.

Les recherches de préparation, que l'on a effectuées en tenant compte des caractéristiques chimiques-métallurgiques du minerai et des besoins de la métallurgie, ont démontré que, à l'aide de la séparation magnétique du minerai en champ faible, conformément au schéma de la figure 5, on pouvait finalement obtenir des concentrés à 63 jusqu'à 66 % Fe qui représentent 39 jusqu'à 41 % du matériau entier, la récupération de fer étant de 79 ou 80 % (par rapport à la teneur totale en fer du minerai) ou de 91 jusqu'à 93 % (par rapport à la teneur en fer de la magnétite). Le concentré ainsi obtenu contient encore environ 1,4 % S.

Pour réduire la teneur en soufre du concentré, on a essayé d'écartier par flottation les minéraux sulfureux du concentré.

Les expérimentations ont démontré qu'on pouvait réduire la teneur en soufre du concentré jusqu'à 0,79 % en utilisant comme collecteur le xantat amilique de potassium (400 g/t).



Les expériences informatives de grillage, ayant pour but de révéler dans quelle mesure on peut réduire la teneur en soufre du concentré de fer à l'agglomération, ont démontré que la teneur en soufre baissait jusqu'à 0,5% dans les concentrés de séparation magnétique ou jusqu'à 0,3% dans les concentrés de flottation, sans tenir compte de la température de grillage (de 700°C à 1000°C).

Evidemment, il est à supposer que la réduction de la teneur en soufre du concentré ait lieu dans une proportion plus grande pendant l'agglomération qui offre des conditions d'oxydation du soufre plus favorables qu'un grillage dans le four de calcination. En ce cas, les concentrés de séparation magnétique peuvent être directement soumis à l'agglomération.

b) Recherches concernant le minerai de Bălăoara—Cacova

C'est la magnétite (environ 23%) qui représente le principal minéral utile du minerai ; le minerai contient approximativement dans la même proportion (environ 24%) des sulfures de fer (environ 11% pyrothine, environ 11% pyrite, environ 2% marcasite). On y rencontre aussi, subordonnément, des minéraux métalliques : la hématite, la chalcopyrite, la blende, la galène. La gangue est prépondéramment représentée par des calcaires cristallins, skarns, calcite et en quantité réduite par du quartz.

Ci-dessous, on inscrit les plus importantes teneurs résultées de l'analyse chimique générale : 33,46% Fe ; 14,65% SiO₂ ; 10,57% CaO ; 6,55% MgO ; 10,60% S.

Se sont la magnétite et les sulfures de fer qui présentent un certain intérêt économique selon les caractéristiques chimiques-minéralogiques du minerai. Par conséquent, dans les recherches de préparation effectuées, on a eu pour but d'obtenir des concentrés de magnétites et de sulfures de fer d'une qualité conforme à leur utilisation ultérieure.

Les recherches effectuées ont montré que par l'application d'un flux technologique composé de la flottation des sulfures de fer du minerai brut, suivie de la séparation magnétique en champ faible du stérile de flottation, on pouvait finalement obtenir : — un concentré de sulfures de fer à 40 ou 41% S et 45% Fe, qui représente environ 16% du minerai entier ; la récupération de soufre est de 72 ou 73% ; — un concentré de fer à 64,15% Fe qui contient aussi 1,29% S représentant 18,1% de tout le minerai ; la récupération de magnétite est d'environ 68%.

On mentionne que l'utilisation d'un flux technologique composé de la séparation magnétique du minerai brut mène à obtenir des concentrés de fer à environ 60% Fe et 10,5% S, représentant environ 28% du minerai entier ; la récupération de magnétite dans le concentré de fer est de 82 ou 83%. De cette manière, les sulfures de fer se perdent ou peuvent être récupérées, mais seulement dans une proportion réduite, par la flottation du concentré de fer de la séparation magnétique.

Les expériences informatives de grillage ont démontré que la teneur en soufre du concentré de Fe (1 à 10%) pouvait être réduite jusqu'à 0,6 ou 0,7% (grillage à 900°C pendant 3 heures) ; cela indique la possibilité de réduire la teneur en soufre du concentré pendant l'agglomération.

On peut supposer que, la teneur en S du concentré de Fe pourrait être réduite dans une proportion plus grande lors de l'agglomération, vu les conditions plus avantageuses pour l'oxydation du soufre, offertes par ce processus.



PLANŞA I

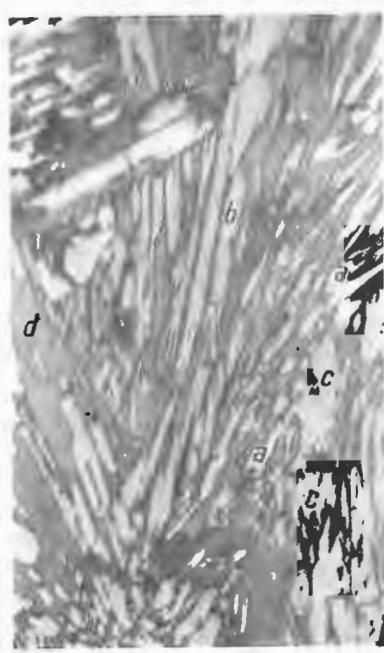
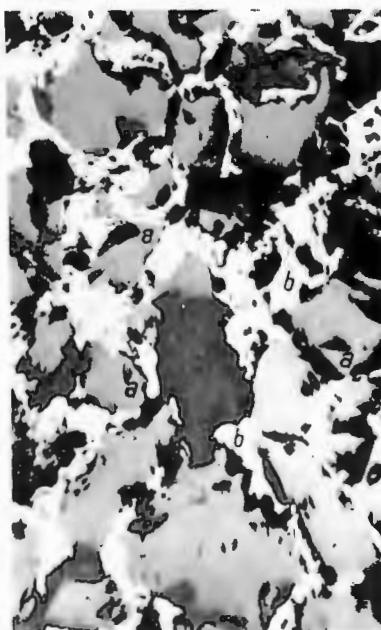


Institutul Geologic al României

PLANŞA I

- Fig. 1. — Asociația magnetit-gangă este frecventă. N //; X 100; a. magnetit; b. gangă; c. pirită.
L'association magnétite-gangue est fréquente. N //; X 100; a, magnétite ; b, gangue ; c, pyrite.
- Fig. 2. — O rețea de pirită prinde granulele de magnetit. N //; X 100; a. magnetit; b. pirită; c. gangă.
Un réseau de pyrite fixe les granules de magnétite. N //; X 100; a, magnétite ; b, pyrite ; c, gangue.
- Fig. 3. — Hematit și oligist în snopi de cristale lungi prismatice, N //; X 100; a. hematit; b. oligist; c. magnetit; d. gangă.
Hématisite et oligiste en gerbes de cristaux prismatiques longs. N //; X 100; a, hématite ; b, oligiste ; c, magnétite ; d, gangue.
- Fig. 4. — Cristal de magnetit străbătut de fisuri fine cu pirită. N //; X 100; a. magnetit; b. pirită; c. gangă.
Cristal de magnétite traversé de fissures fines à pyrite. N //; X 100; a, magnétite ; b, pyrite ; c, gangue.

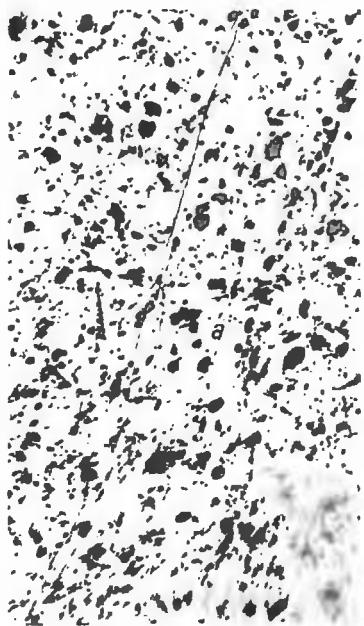




PLANŞA II

- Fig. 1. - Magnetit cu goluri fine, N //; X 70 ; a, magnetit ; b, spații goale.
Magnétite à creux fins, N //; X 70 ; a, magnétite ; b, creux.
- Fig. 2. - Fisuri fine cu gangă străbat magnetitul, N //; X 70 ; a, magnetit, b, gangă.
Des fissures fines à gangue traversent la magnétite, N //; X 70 ; a, magnétite ; b, gangue.
- Fig. 3. - Fisuri umplute cu pirită în magnetit, N //; X 70 ; a, magnetit ; b, pirită ; c, gangă.
Fissures remplies de pyrite en magnétite, N //; X 70 ; a, magnétite ; b, pyrite ; c, gangue.
- Fig. 4. - Pirotină foarte fină dispersată în gangă, N //; X 70 ; a, pirotină ; b, magnetit ; c, gangă.
Pyrothine très fine dispersée dans la gangue, N //; X 70 ; a, pyrothine ; b, magnétite ; c, gangue.





1



2



3



4

CERCETĂRI PRIVIND VALORIZAREA BAUXITEI DE LA OHABA-PONOR¹

DE

CORNELIU PANDELESCU, GEORGETA POLICI, MARIA BORCEA²

Abstract

Research Concerning the Beneficiation of Ohaba-Ponor bauxite rocks. Results of investigations, related to the possibilities of beneficiation the bauxite rocks from the Ohaba-Ponor deposits, are shown. Their more important contents are as follows: 48% Al_2O_3 ; 25.93% Fe_2O_3 ; 11.70% SiO_2 ; 2.86% TiO_2 . Owing to the mineralogical structure of these rocks it was not possible to reduce silica by mechanical dressing methods to the contents available to the extraction of alumina by Bayer's process. Consequently, the aluminous ore has been directly treated by soda-lime sintering process. a) Soda-lime two-step sintering process (ore : calcium carbonate : sodium carbonate, 1 : 1 : 1) Firstly, ore-calcium carbonate mixtures was sintered for an hour at a temperature of 950°C. Then the sintered mixture was resintered for an hour with sodium carbonate for an hour again at temperature of 850°C. The resultant mass was leached with low sodium carbonate solution at a 60°C temperature. The recoveries of alumina were of 90–93%. b) Soda lime one-step sintering process (ore : calcium carbonate : sodium carbonate, 1 : 1 : 1). Under the above mentioned conditions, by the one-step sintering process, recoveries of 89–90% were obtained.

Considerații generale

Principala sursă de obținere a aluminei o constituie bauxita, care conține 40–46% Al_2O_3 . Componenții de bază ai bauxitei sunt monohidrații de aluminiu: boehmitul și diasporul și trihidratul de aluminiu: hidrargilitul (gibbsitul). Ca impurități bauxita conține: compuși de fier (hematit, hidrohematit, pirită, limonit, siderit); silice, sub formă de cuarț sau sub formă hidratată (opal) și silicoaluminați hidratați (caolinit); bioxid de

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 22 mai 1970.

² Institutul Geologic-București, Sos. Kiseleff nr. 55.



titan sub formă de gel, anatas, rutil, sfen, perovskit și ilmenit. Bauxitele mai conțin și cantități mici de carbonat de calciu și magneziu, oxizi de crom, de vanadiu, de fosfor, galiu, etc.

Se deosebesc următoarele tipuri de bauxite : hidrargilitice, hidrargilite-boehmitice, boehmit-diasporice și diasporice (P a p i u 1960).

Impuritatea cea mai dăunătoare a bauxitelor este silicea. Cu cît raportul dintre Al_2O_3 și SiO_2 , numit modul de silice, este mai mare, cu atât calitatea bauxitei este mai bună. Bauxitele de calitate superioară conțin peste 50% Al_2O_3 , iar modulul de silice al acestora este de minimum 10. Aceste bauxite pot fi utilizate în bune condiții direct la obținerea aluminei. Prezența dăunătoare — în deosebi a silicei — impune deseori prepararea bauxitelor. Prin preparare se urmărește în principal dezassocierea pe cale mecanică a mineralelor aluminoase de cele purtătoare de SiO_2 și separarea lor (prin operații de sfârșitare și clasare-spălare).

În funcție de caracteristicile chimico-mineralogice ale materiei prime, alumina se poate extrage prin diferite procedee dintre care cele mai importante sunt, în prezent, cele alcaline ; acestea se bazează pe proprietatea oxidului de aluminiu de a reacționa cu alcaliile, formând aluminați ușor solubili în apă. Dintre metodele alcaline se aplică în deosebi procedeele : alcalin umed (Bayer) și alcalin uscat (sinterizare). Procedeul Bayer se aplică la prelucrarea bauxitelor cu conținut mic de silice (maximum 3—5% SiO_2), prin tratare cu soluție de sodă caustică, sub presiune în autoclavă, obținindu-se aluminate de sodiu solubil. În cazul bauxitelor cu conținut mare de silice, procedeul Bayer este neeconomic. Procedeul sinterizării cu căear și sodă permite valorificarea bauxitelor silicioase, transformarea aluminei insolubile în aluminate de sodiu solubil realizându-se la temperaturi înalte (900—1200°C).

În țara noastră cele mai importante zăcăminte de bauxită se găseseră în munții Apuseni, în general sub forme lenticulare monolite și fragmentate. Aceste bauxite sunt de tip diasporic, compoziția chimică medie a lor fiind : 54—56% Al_2O_3 ; 5—7,5% SiO_2 ; 22—30% Fe_2O_3 ; 2,6—3,2% TiO_2 ; 11—12% H_2O . Prin prepararea acestor bauxite (operații de sfârșitare, clasare-spălare) se poate ajunge la următoarea compoziție chimică medie : 59% Al_2O_3 ; 3,9% SiO_2 ; 21% Fe_2O_3 ; 2,9% TiO_2 ; 11,3% H_2O ; modulul de silice : 15.

Cercetările din prezentul studiu au urmărit să dea indicații asupra posibilităților de valorificare ca materie primă pentru extragerea aluminei, a rocilor bauxitice de la Ohaba Ponor.



Observații mineralogice asupra bauxitelor de la Ohaba Ponor

Considerații generale. Bauxitele de la Ohaba Ponor sunt situate pe rama de NE a depresiunii Hațeg. Ele stau peste calcarile jurasice și cretacice din partea de est a depresiunii, calcare care alcătuiesc zona carstică de pe versantul de S Wal munților Sebeș. Fundamentul regiunii este format din cristalinul pînzei getice peste care s-au depus formațiunile jurasice și cretacice.

Asupra bauxitelor carstice din depresiunea Hațegului s-au făcut unele cercetări încă din secolul trecut (H a l v a t s, 1897), dar numai în ultimele două decenii au fost studiate mai în amănunt și au fost identificate ca atare (M a m u l e a, 1958; M u r g e a n u, P a t r u l i u s, 1960).

Datele mai recente și mai complete asupra geologiei depresiunii Hațeg și asupra bauxitelor aparțin geologului A l. S t i l l ă (1965, 1966) și unui colectiv din cadrul Institutului Geologic condus de V. C o r v i n P a p i u, care a întocmit un studiu mineralologic și geochemical asupra acestor formațiuni.

Depozitele de bauxite de la Hațeg³ alcătuiesc pe sute de metri corpuri stratiforme și lenticulare, ocupînd fundurile unor vechi doline dintr-un relief carstic format de calcare barremian-apțian inferioare, cu denivelări pînă la 20 m.

Sunt asociate cu gresii și microconglomerate roșii, micaferi și sunt acoperite de gresii gălbui micaferi cenomaniene.

Rezultatele analizelor chimice efectuate pe 100 probe colectate de autor din deschiderile naturale ale tuturor lentilelor de bauxite au arătat următoarea compoziție chimică medie :

SiO ₂	29,30 %	TiO ₂	2,00 %
Al ₂ O ₃	36,74 %	CaO	0,07 %
Fe ₂ O ₃	19,40 %	P.G.	12,07 %

Analizele petrografice executate asupra rocilor bauxitice au dovedit adăosuri detritice din care cauză autorul numește roca o argilă bauxitică, respectiv o rocă alumino-feruginoasă.

Analizele chimice efectuate pe 21 probe colectate din toate sectoarele mineralizate din bazinul Hațeg⁴ au dat următoarele valori medii :

SiO ₂	0,62—11 %	CaO	0,09— 0,88 %	P ₂ O ₅	0— 0,43 %
Al ₂ O ₃	28,73—54,83 %	Na ₂ O	0,08— 0,38 %	S	0— 0,22 %
Fe ₂ O ₃	5,62—35,10 %	K ₂ O	urme— 1,65 %	CO ₂	0— 2,76 %
FeO	0— 4,51 %	TiO ₂	0,95— 5,21 %	H ₂ O	10,09—13,48 %
MgO	0,02— 0,48 %	MnO	0,03— 0,53 %		

³ S t i l l ă A l. Raport geologic asupra prospecțiunilor pentru bauxite la Ohaba Ponor Pui — Munții Sebeșului 1965—1966. Arh. Intr. Prosp. și Labor. Com. Stat. Geol. București.

⁴ V. Corvin Papiu, V. Iosof, Silvia Minzatu, R. Giușcă, Constanța Udrescu. Studiul mineralologic și geochemical al bauxitelor din Hațeg. 1968. Arh. Inst. Geol. București.



Asupra acelorași probe s-au executat analize termodiferențiale și cu raze X și prin corelarea tuturor datelor cu observațiile microscopice s-a stabilit următoarea compoziție mineralologică :

Boehmitul este prezent în proporție de 49–63% în 10 probe în care caolinitul apare între 1–17%.

Caolinitul a fost identificat în cantități ridicate (46–73%) în alte 10 probe în care procentul de boehmit e scăzut (0–22%).

Dickitul a fost observat într-o singură probă în proporție de 90%.

Hematitul apare întotdeauna, fiind prezent într-o proporție mai ridicată (între 14–32%) în rocile bauxitice și mai scăzută (între 5–18%) în argilele bauxitice.

Goethitul, precum și oxizii de fier hidratați (hidrohematit, hidrogoethit, limonit) apar mai rar și în cantități de 0–12%.

Anatasul este prezent întotdeauna atingând valori cuprinse între 1,20–5,20%.

Muscovitul a fost identificat numai în argilele bauxitice în proporție de 0–13% iar cloritul și în rocile bauxitice între 0–3%.

Au fost întâlniți sporadic și alți compoziți ca : pirită, sideroză, cuarț, turmalină, rutil, zircon, apatit.

Caracterele petrografice observate microscopic indică o foarte mare variație a rocilor complexului bauxitic, fiind prezentă o întreagă succesiune de roci de tranziție între tipurile principale denumite roci bauxitice și argile bauxitice.

Rocile bauxitice se prezintă ca o masă colomorfă aluminoferuginoasă compactă care conține o mare cantitate de boehmit (determinat prin raze X și DTA) și în care se disting microscopic numai corpuseuli hematitici de formă sferică, ovală sau neregulată puțin caolinit criptocristalin sau vermicular și rareori muscovit, anatas, biotit, turmalină.

Argilele bauxitice sunt marcate de participarea crescîndă a caolinitului în detrimentul boehmitului, precum și de creșterea procentului de muscovit și biotit. Hematitul este de asemenea prezent, dar în cantitate mai redusă.

Un termen extrem al argilelor bauxitice îl dău caolinurile hematitice care, macroscopic, sănătoare cu acestea, deosebirea fiind sesizabilă numai prin DTA și raze X .

Genetic, bauxitele din bazinul Hațeg sunt considerate ca provenind din remanierea unui material bauxitic preexistent care, amestecat cu un material detritic exogen, s-a sedimentat în mediul continental peste carstul din zona sud-vestică a Munților Sebeș, încadrîndu-se în grupa „bauxitelor



allochton". Originea bauxitelor primare se presupune a fi legată de solubilizarea unor piroclastite diabazice desilicatare (Păpin, Mînzatu 1967).

Proba tehnologică. Proba tehnologică de bauxite de la Ohaba Ponor a fost colectată din lucrările de explorare executate de IGEX, respectiv din 55 puțuri care au străbătut aproximativ 400 m grosime de zăcămînt.

În urma lucrărilor executate, IGEX-ul a conturat 14 zone în care a identificat următoarele trei tipuri de roci: bauxite, bauxite caolinoase și subordonat argile feruginoase. Din profilele geologice interpretative corelate cu analizele chimice și termo-diferențiale, s-a observat că bauxitele ocupă partea centrală a lentilelor, fiind prinse între bauxitele caolinoase și argilele feruginoase. Aceste trei tipuri de roci nu pot fi separate decît pe baza analizelor chimice corelate cu determinări termodiferențiale, deci nu se poate pune problema unei exploatari selective a bauxitelor pe baza unei eventuale sortări manuale.

Proba tehnologică de la Ohaba Ponor este formată preponderent din fragmente de roci bauxitice compacte cu o structură uniformă și o duritate medie. La lovire se sparge în fragmente mici angulare, lăsînd o pulbere roșcată foarte fină.

Cu ochiul liber rocile bauxitice apar formate dintr-o masă fundamentală de culoare brun-roșcat-cărăminzie, cu o granulație extrem de fină în care apar mici puncte albe de caolin și rare paieți mărunte micacee. În cantitate redusă apar fragmente cu o ușoară structură grezoasă care cuprind muscovit în proporție mai ridicată.

În masa fundamentală roșu-cărăminică a rocilor bauxitice, apar uneori fisuri pînă la 2 mm grosime sau cuiburi cu diametrul de 1–4 mm cu caolinit, precum și zone reduse, ușor decolorate, constituîte dintr-o proporție mică de hematit și o proporție mai ridicată de caolinit.

Analiza chimică executată pe proba medie de roci bauxitice de la Ohaba Ponor a indicat următoarea compoziție chimică:

SiO_2	11,70 %	K_2O	urme
Al_2O_3	48,00 %	CaO	lipsă
Fe_2O_3	25,93 %	MgO	lipsă
TiO_2	2,86 %	P.C.	11,86 %

Asupra probei s-au mai efectuat o analiză roentgenografică (fig. 1) și o analiză termodiferențială (fig. 2); în urma corelării datelor mineralogice obținute pe baza acestor determinări cu analiza chimică globală,



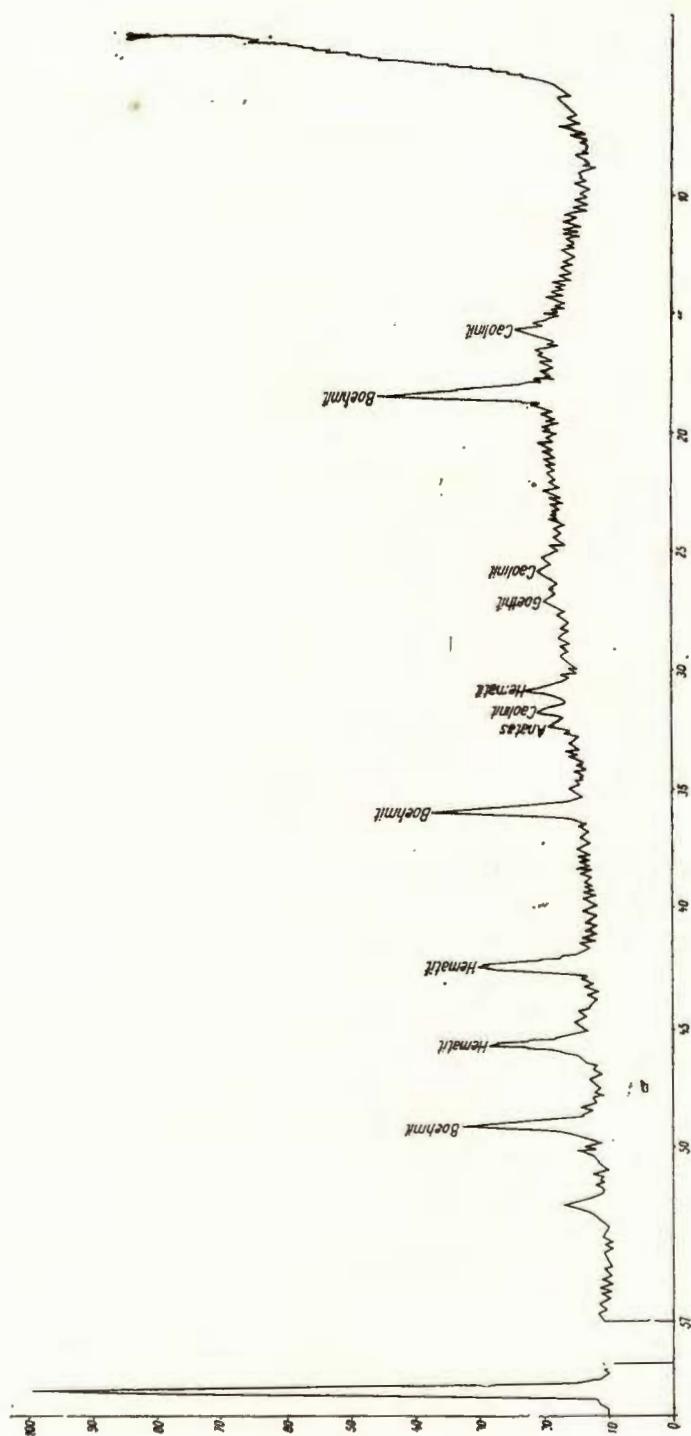


Fig. 1. — Analiza roentgenografică.
Analyse roentgenographique.



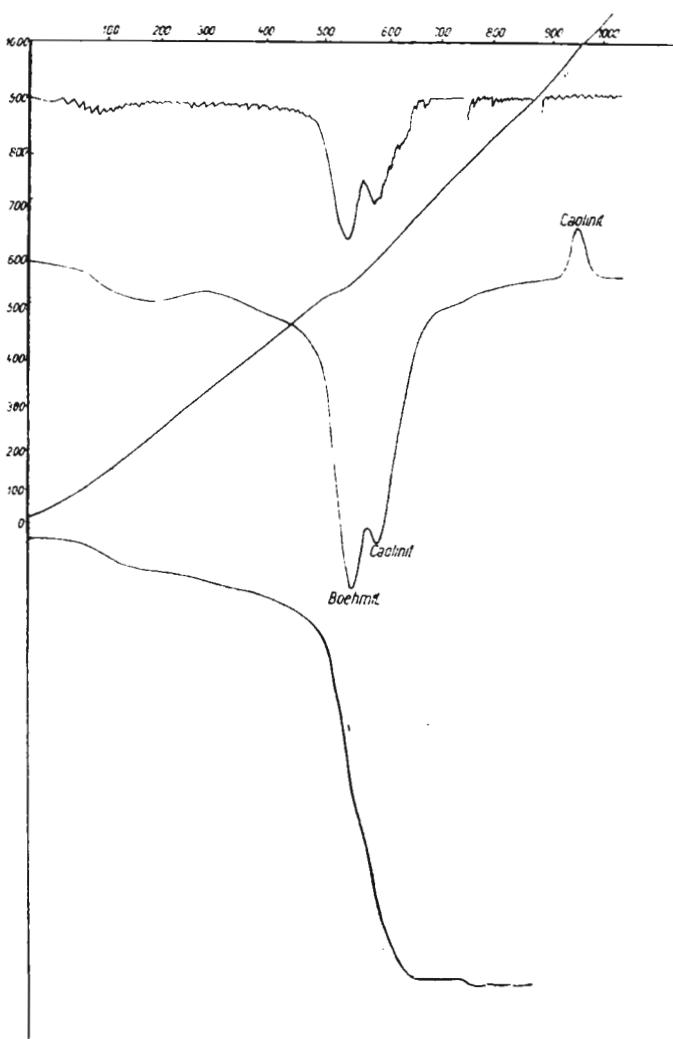


Fig. 2. — Analiza termodiferențială.
Analyse thermodifférencielle.

precum și cu unele observații microscopice, s-a stabilit următoarea compoziție mineralogică a probei cercetate :

boehmit (AlOOH)	cca. 45 %	caolinit $\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$ (incl. dickit)	cca. 17 %
hematit (Fe_2O_3) (inclusiv hidroxid de fier, goethit, limonit)	,, 32 %	muscovit $\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$,, 3 %
		anatas TiO_2	,, 3 %

Studiul microscopic al rocilor bauxitice este îngreunat de gelul hematitic roșcat care impregnează intens roca și maschează celelalte minerale componente.

De obicei sub microscop apare o masă fundamentală brun-roșcată mai mult sau mai puțin densă și deci cu tonuri de culoare mai închise sau mai deschise, formată dintr-un gel alumo-feruginos în care se observă corpusculi de hematit, frecvente cristale mărunte de caolinit și rare paete de muscovit.

Hematitul este prezent sub formă de gel și este parțial aglomerat în corpusculi monominerali, sferici sau ovoidali, parțial înglobați în gelul aluminos de boehmit. Dimensiunile medii ale globulelor de hematit sunt cuprinse între 0,05–0,2 mm. Împreună cu hematitul e posibil să apară și o cantitate redusă de hidroxizi de fier, ca : goethit și limonit.

Boehmitul nu a fost identificat microscopic, dar a fost detectat atât prin analiza roentgenografică, cât și prin cea termodiferențială ca fiind principalul mineral din probă. Se prezintă sub formă de fină dispersie mascat de hematit.

Caolinitul apare în lamele fine aglomerate în cuiburi mici sau dispuse vermiciform ; este dispersat în masa de gel alumo-feruginos sau umple fisuri și ochiuri și se prezintă în stare criptocristalină, mai rar cristalizat. Aglomerările de caolinit au diferite grade de mărime : cuiburi de 0,005–0,03 mm Ø și aglomerări vermiciforme de 0,01–0,1 mm grosime și 0,1–0,25 mm lungime.

În zonele cu muscovit detritic, caolinitul apare ca produs de transformare al acestuia, prezintând diferite stadii de formare.

E posibil ca o parte din caolinit să apară colomorf în masa de gel alumo-feruginos și atunci poate fi asociat și cu o cantitate redusă de dickit.

Muscovitul se prezintă în lamele rare disperse în masa rocii sau aglomerate în unele zone ; are dimensiuni cuprinse între 0,02–0,05 mm grosime și 0,07–0,25 mm lungime. Majoritatea lamelelor de muscovit sunt transformate în mare parte în caolinit cripto-cristalin.

Rareori, în zonele micacee s-au observat și lamele de clorit de 0,02–0,07 mm.

Anatas cristalizat nu s-a observat la microscop ; el a apărut însă pe diagrama roentgenografică sub forma unui constituent minor. Se află deci înglobat în masa colomorfă alumo-feruginoasă.

Alți compoziți identificați sporadic în studii anterioare executate asupra bauxitelor de la Ohaba Ponor, ca : turmalină, sideroză, cuarț, pirită, etc., nu au fost sesizați în proba noastră nici microscopic și nici prin determinările fizice. Ei pot fi prezenți în cantități infime.



Concluzii. Proba de roci bauxitice de la Ohaba Ponor se caracterizează prin prezența boehmitului (circa 45%) fin dispersat și prin absența totală a cuarțului.

Sunt prezenți în proporție de 32% oxizi de fier, reprezentați prin hematit colomorf; o parte din hematit ~~se prezintă~~ prezintă aglomerat în corpuseculi monominerali de 0,05–0,2 mm.

Sunt prezenți de asemenea, caolinitul și muscovitul, ca silicii de aluminiu ce impurifică roca, cu o participare de aproximativ 20%.

Aceste ultime două minerale sunt parte cristalizate la dimensiuni de 0,03–0,25 mm, parte sub aceste dimensiuni.

Experimentări de preparare mecanică

Procedeele fizice de înnobilare a bauxitelor sunt aplicabile minereurilor care cuprind în masa lor minerale nisipoase sau argiloase libere, ce pot fi separate de roca bauxitică prin mijloace mecanice. Metodele obișnuite de preparare pentru asemenea minereuri cuprind operații de sfârîmare, clasare, spălare.

În cazul rocilor bauxitice ale căror elemente constitutive sunt foarte disparsate și intim legate între ele, aplicarea metodelor mai sus menționate, în cele mai multe cazuri, s-a dovedit ineficace.

În ceea ce privește rocile bauxitice de la Ohaba Ponor care se prezintă sub formă de gel alumo-feruginos, conținând caolinit și muscovit cristalizat (în proporție de aproximativ 20%) la dimensiuni sub 0,25 mm, este puțin probabil că prin procedee de preparare mecanică să se poată reduce conținutul de silice la o valoare convenabilă.

Cu titlu informativ s-au efectuat totuși unele încercări de preparare mecanică ce au constat din operații de sfârîmare, pînă la diferite dimensiuni (30 mm, 10 mm, 4 mm și chiar 0,25 mm) urmate de o înmuiere a materialului timp de 30 minute, în scopul pătrunderii apei pînă în miezul particulelor, în continuare de o agitare puternică a materialului timp de 30 minute, în agitator mecanic, în scopul dezasocierii mineralelor argiloase din masa bauxitei și, în sfîrșit, de o clasare volumetrică la diferite dimensiuni, însoțită de o spălare intensivă, pentru separarea produsului util (refuzul clasării) de mîlul în care se antrenează mare parte din mineralele argiloase.

Rezultatele acestor încercări sunt prezentate în tabelele 1, 2, 3 și 4.

Se constată o repartizare mai mult sau mai puțin uniformă atît a conținutului de Al_2O_3 cît și a conținuturilor de SiO_2 , Fe_2O_3 și TiO_2 în toate



TABELUL 1
Rezultatele operațiilor de preparare mecanică (material sfărțit la 30 mm)

Clasa mm	V %		Conținuturi %				$\frac{Al_2O_3}{SiO_2}$
	clasă	cumulat	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	
30–10	19,3	19,3	45,70	12,25	26,44	2,81	3,7
10–4	15,7	35,0	55,23	10,77	23,67	2,82	5,1
4–2,5	6,8	41,8	52,10	10,01	23,95	2,79	5,2
2,5–1	7,0	48,8	49,24	9,62	26,22	2,75	4,8
1–0,5	4,0	53,4	47,10	8,62	27,02	2,80	5,5
0,5–0,25	5,0	58,4	50,40	8,77	25,62	3,00	5,7
0,25–0,09	6,4	64,8	48,85	9,50	26,00	2,98	5,1
<0,09	35,2	100,0	43,40	13,43	22,85	3,00	3,2
total	100,0		47,57	11,58	24,51	2,89	4,1

TABELUL 2
Rezultatele operațiilor de preparare mecanică (material sfărțit la 10 mm)

Clasa mm	V %		Conținuturi %				$\frac{Al_2O_3}{SiO_2}$
	clasă	cumulat	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	
10–4	19,5	19,5	53,85	9,33	25,34	3,01	5,8
4–2,5	11,8	31,5	50,26	12,86	23,79	3,04	3,9
2,5–1	9,5	40,8	47,74	12,87	21,39	2,90	3,7
1–0,5	6,0	46,8	51,64	10,94	25,48	2,33	4,7
0,5–0,25	5,2	52,0	53,33	10,07	26,84	3,52	5,3
0,25–0,09	7,0	59,0	48,85	9,70	27,48	2,53	5,0
<0,09	41,0	10,00	48,16	13,76	24,66	2,70	3,6
total	100,0		49,95	12,05	24,71	2,83	4,1

TABELUL 3
Rezultatele operațiilor de preparare mecanică (material sfărțit la 4 mm)

Clasa mm	V %		Conținuturi %				$\frac{Al_2O_3}{SiO_2}$
	clasă	cumulat	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	
4–2,5	9,2	9,2	48,66	11,12	25,30	3,47	4,4
2,5–1	18,2	27,4	48,70	10,38	26,34	3,70	4,7
1–0,5	11,2	38,6	49,03	9,34	25,70	3,50	5,2
0,5–0,25	6,8	45,4	50,55	9,46	24,71	2,86	5,2
0,25–0,09	5,8	51,2	45,86	12,71	24,03	3,32	3,6
<0,09	48,8	100,0	46,25	12,03	24,82	3,46	3,8
total	100,0		47,50	11,22	25,19	3,46	4,2



TABELUL 4

Rezultatele operațiilor de preparare mecanică (material sfărîmat la 0,25 mm)

Clasa mm	V %		Conținuturi %				$\frac{\text{Al}_2\text{O}_3}{\text{SiO}_2}$
	clasă	cumulat	Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3	TiO_2	
0,25—0,09 <0,09	47,1 52,9	47,1 100,0	47,54 50,15	11,22 11,94	25,02 24,75	2,80 2,82	4,2 4,2
total	100,0		48,92	11,60	24,87	2,81	4,2

clasele granulometrice obținute în urma operațiilor de sfărîmare, clasare-spălare (chiar și în cazul sfărîmării materialului sub 0,25 mm).

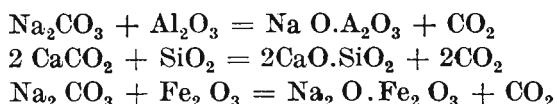
Aceste rezultate confirmă concluziile trase pe baza observațiilor mineralogice și anume faptul că prezența în roca bauxitică de la Ohaba Ponor a caolinitului și muscovitului la dimensiuni sub 0,25 mm, sau sub formă de gel, face ineficace aplicarea unor operații de preparare mecanică.

Experimentări de extragere a aluminei prin procedeul sinterizării

Operațiile de preparare mecanică neputind duce la o îmbunătățire a calității rocilor bauxitice de la Ohaba Ponor, acestea urmează a fi supuse direct operațiilor de extragere a aluminei.

În cazul bauxitelor cu conținut mare de silice (peste 5%) procedeul alcalin Bayer de extragere a aluminei este neeconomic, ducînd pe de o parte la pierderi importante de Al_2O_3 (prin formarea silicoaluminatului de sodiu insolubil în apă) și antrenînd pe de altă parte un consum ridicat de sodă caustică.

În cazul acestor bauxite se aplică procedeul de sinterizare cu calcar și sodă. Scopul sinterizării este de a transforma cît mai complet alumina din șarjă, în aluminat de sodiu, solubil în apă, iar silicea, în silicat de calciu, insolubil. Principalele reacții care au loc la sinterizare sunt următoarele :

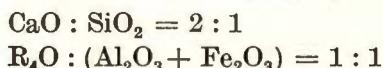


Sinterul se leșiază — după sfărîmare — cu o soluție slabă de carbonat de sodiu ; soluția de aluminat de sodiu obținută este supusă în continuare desilicierii și apoi se carbonatează obținîndu-se în final hidroxid de aluminiu, care după spălare se calcinează.



Cu scopul de a obține unele indicații privind comportarea rocilor bauxitice de la Ohaba Ponor în procesul de extragere a aluminei prin procedeul sinterizării cu calcar și sodă, s-au executat o serie de experimentări de sinterizare și leșiere.

Experimentările de sinterizare s-au efectuat cu minereu măcinat la 0,09 mm. La alcătuirea șarpei de material supus sinterizării s-a ținut seama de faptul că prin această operație se urmărește obținerea în sinter a silicatului bicalcic și aluminațiilor alcalini, respectându-se ca urmare, la dozare, următoarele proporții molare :



Pe baza calculului stoichiometric s-au determinat proporții (în greutate) ale amestecului minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 0,4 : 0,7$.

Experimentările au fost executate atât cu șarje alcătuite pe baza calculului stoichiometric, cât și cu șarje la care cantitățile de carbonat de calciu și carbonat de sodiu au fost superioare celor determinate teoretic (proporția minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$) ; aceasta avîndu-se în vedere și faptul că practic nu este posibilă realizarea unei omogenizări perfecte a amestecului, factor deosebit de important pentru realizarea unui sinter de calitate, mai ales în cazul unei șarje la care cantitățile de material ce o alcătuiesc sănătățile la limită. S-au executat experimentări de sinterizare atât într-o treaptă cât și în două trepte ; la acestea din urmă, în prima treaptă s-a adăugat CaCO_3 (proporția minereu : $\text{CaCO}_3 = 1 : 1$), masa rezultată fiind apoi resinterizată cu Na_2CO_3 (proporția fiind tot de 1 : 1). Sinterizarea în două trepte poate prezenta avantajul legării în prima treaptă a celei mai mari părți din silicea prezentă (sub formă de silicat bicalcic insolubil) ; prin aceasta se poate evita formarea de către o parte din silice, cu soda, a silicatului de sodiu care la leșiere reacționează cu aluminatul de sodiu, formând aluminosilicatul de sodiu, insolubil, ceea ce în final înseamnă scăderea randamentului de extracție pentru aluminiu.

Temperatura optimă de sinterizare este cuprinsă în general între 800 și 1300°C, funcție de compoziția minereului, fiind constatat că prezența oxizilor de fier duce la temperaturi de sinterizare mai joase (800–1100°C). Sinterul de bună calitate este friabil și poros, în acest caz obținându-se la leșiere cele mai bune randamente de extracție pentru aluminiu.

Experimentările de sinterizare cu rocă bauxitică de la Ohaba Ponor au fost executate într-un cuptor electric de laborator cu bare de silită. Viteza de încălzire a șarpei a fost de circa 3°C/minut, durata de menținere la temperatura de sinterizare fiind de 60 minute ; răcirea sinterului s-a



făcut în aer la temperatura camerei. Sinterul obținut — după prealabilă măcinare — a fost supus leșierii cu o soluție diluată de carbonat de sodiu; la încercările efectuate s-a variat: concentrația soluției de carbonat de sodiu (0,5—10%), temperatura de leșiere (50—100°C), durata de leșiere (15 min.—6 ore), raportul solid/lichid în soluția inițială de leșiere. Raportul inițial $\text{Na}_2\text{O}/\text{Al}_2\text{O}_3$ al soluției a fost menținut la toate încercările la 1,75.

După leșiere pulpa a fost filtrată, determinându-se apoi conținuturile de Al_2O_3 și SiO_2 în soluția obținută. S-a calculat apoi randamentul de extracție a Al_2O_3 (raportul dintre cantitatea de Al_2O_3 din soluția finală de la leșiere și cantitatea de Al_2O_3 din sinterul introdus la leșiere).

Rezultatele încercărilor efectuate sunt prezentate în tabelele 5—9. Examinarea acestora arată că, cele mai bune randamente de extracție

TABELUL 5
Sinterizare într-o treaptă (sarja-minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 0,4 : 0,7$)

Sinterizare		Condiții de lucru		Rezultate			
		Leșiere		Soluția finală			
Temperatură °C	Durata de menținere min.	Soluție Na_2CO_3	Concentrația soluției de Na_2CO_3 , %	Raport solid/lichid	Al_2O_3 g/l	SiO_2 g/l	Randament de extracție Al_2O_3 %
950	60	Raport $\frac{\text{Na}_2\text{O}^*}{\text{Al}_2\text{O}_3} : 1,75$	2	1 / 15	10,10	0,023	63,3
		Timpul : 30 min. Temperatura : 60°C	1	1 / 30	5,70	0,016	71,3
1080	60	Cant. de sinter supusă leșierii : 10 g(2,4 g Al_2O_3)	1	1 / 30	6,37	0,006	79, 6

* Na_2O corespunzător aluminiatului de sodiu din sinter + Na_2O corespunzător la Na_2SO_3 adăugat în soluție.

pentru Al_2O_3 (90—93%) s-au obținut la sinterizarea materialului în două trepte (proporția minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$: temperaturile de sinterizare : 950°C la treapta I-a și 850°C la treapta II-a, durata de menținere la aceste temperaturi fiind, în fiecare caz, de 1 oră) și leșierea sinterului cu soluții slabe de carbonat de sodiu (0,5—2%), timp de 30 minute, la temperatura de 60°C.

La sinterizarea într-o singură treaptă s-au obținut randamente de extracție pentru Al_2O_3 de 89—90%, cînd șarja de sinterizare a avut proporția minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$ (temperatura de sinterizare



TABELUL 6

Sinterizarea într-o treaptă (șarjă-minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$)

		Condiții de lucru			Rezultate		
Sinterizare		Leșiere		Soluția finală			
Temperatura °C	Durata de menținere min.	Soluție Na_2CO_3	Concentrația soluției de Na_2CO_3 %	Raportul solid lichid	Al_2O_3 g/l	SiO_2 g/l	Randament de extracție Al_2O_3 %
950	60	Raport $\frac{\text{Na}_2\text{O}}{\text{Al}_2\text{O}_3} : 1,75$ Timpul : 30 min. Temperatura : 60°C	2	$\frac{1}{15}$	13,60	0,023	84,8
			1	$\frac{1}{30}$	7,13	0,017	89,2
1080	60	Cant. de sinter supusă leșierii : 12,5 g (2,4 g Al_2O_3)	2	$\frac{1}{15}$	13,85	0,010	86,6
			1	$\frac{1}{30}$	7,16	0,010	89,5

TABELUL 7

Sinterizarea în două trepte

		Condiții de lucru			Rezultate		
Sinterizare		Leșiere		Soluția finală			
				Tim-pul ore	Al_2O_3 g/l	SiO_2 g/l	Randament de extr. Al_2O_3 %
— Dozarea-minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$ — Temperatura : — Treapta I : 950°C — Treapta II : 850°C Durata de menținere : — Treapta I : 60 min. — Treapta II : 60 min.	Soluție Na_2CO_3 Concentrația soluției : 2 % Raport $\frac{\text{Na}_2\text{O}}{\text{Al}_2\text{O}_3} : 1,75$ Temperatura : 60°C Raportul solid lichid : $\frac{1}{15}$ Cant. de sinter supusă leșierii : 12,2 g (2,4 g Al_2O_3)			6	11,1	0,87	69,6
				5	11,8	0,91	73,8
				4	12,1	0,70	75,6
				3	12,8	0,21	79,8
				2	12,9	0,026	80,4
				1	13,0	0,024	81,2
				1/2	13,3	0,020	82,7
				1/4	13,1	0,021	81,7



TABELUL 8
Sinterizare în două trepte

Sinterizare	Condiții de lucru	Leșiere	Rezultate			
			Temperatură °C	Al ₂ O ₃ g/l	SiO ₂ g/l	Randament de extracție Al ₂ O ₃ %
— Dozare-minereu : CaCO ₃ : Na ₂ CO ₃ = 1 : 1 : 1	Soluție Na ₂ CO ₃ Concentrația soluției : 2 %	50	14,7	0,071	91,7	
Temperatura :	Raport $\frac{\text{Na}_2\text{O}}{\text{Al}_2\text{O}_3}$: 1,75	60	14,8	0,018	92,3	
— Treapta I : 950°C	Timpul : 30 min.	70	13,8	0,016	85,9	
— Treapta II : 850°C	Raport solid : 1 lichid 15	80	14,3	0,017	89,6	
Durata de menținere	Cant. de sinter supusă leșierii : 11,7 g (2,4 g Al ₂ O ₃)	90	14,6	0,017	91,4	
— Treapta I 60 min		100	14,7	0,016	92,2	
— Treapta II 60 min						

950—1080°C, iar durata de menținere 60 minute); leșierea s-a făcut cu o soluție slabă de CaCO₃ (1%), timp de 30 minute, la temperatura de 60°C. Se observă că, atunci cînd sinterizarea s-a făcut la 1080°C, conținutul de SiO₂ în soluția finală de la leșiere a fost mai scăzut decît în cazul sinterului obținut la temperatura de 950°C. Menționăm că la temperaturi de sinterizare mai mari de 1080°C s-a obținut un sinter sub formă de masă compactă sticloasă, de culoare maro închisă, care a dat la leșiere extracții de Al₂O₃ mult mai scăzute decît sinterul poros, obținut la temperaturi de 950—1080°C.

Concluzii

Rocile bauxitice de la Ohaba-Ponor se prezintă constituite dintr-un fond de gel alumo-feruginos în care se individualizează corpusculi hematitici precum și caolinit și muscovit cristalizate la dimensiuni de 0,03—0,25 mm, uneori sub această dimensiune.

Analiza chimică executată asupra probei tehnologice a indicat următoarele conținuturi mai importante : 48% Al₂O₃; 25,93% Fe₂O₃; 11,70% SiO₂; 2,86% TiO₂. Corelind datele obținute pe baza unei analize roentgenografice, a unei analize termodiferențiale și a unor observații microscopice, cu analiza chimică globală, s-a stabilit următoarea compoziție mineralologică a probei cercetate : circa 45% boehmit, circa 32% hematit



TABELUL 9
Sinterizarea în două trepte

Condiții de lucru			Rezultate				
Sinterizare	Leșiere		Soluția finală				
			Concentrația soluției de Na_2CO_3 %	Raportul solid / lichid	Al_2O_3 g/l	SiO_2 g/l	Rândament de ex. Al_2O_3 %
— Dozarea-minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$	Soluție Na_2CO_3 Raport $\frac{\text{Na}_2\text{O}}{\text{Al}_2\text{O}_3} : 1,75$	0,5	$\frac{1}{60}$	3,7	0,016	93,3	
— Temperatura : — Treapta I 950°C	Timpul : 30 min.	1,0	$\frac{1}{30}$	7,4	0,016	92,2	
— Treapta II 850°C	Temperatura : 60°C	2,0	$\frac{1}{15}$	14,7	0,017	92,3	
— Durata de menținere : — Treapta I 60 min.	Cant. de sinter supusă leșierii : 11,6 g (2,4 g Al_2O_3)	5,0	$\frac{1}{6}$	36,2	0,023	90,0	
— Treapta II 60 min.		10,0	$\frac{1}{3}$	57,3	0,023	71,6	

(inclusiv hidroxizi de fier : goethit, limonit), cica 17% caolinit, circa 3% muscovit, circa 3% anatas.

Deși pe baza observațiilor mineralogice efectuate s-a tras concluzia că prin procedee de preparare mecanică este puțin probabil să se poată reduce conținutul de silice la valori convenabile (procedeul Bayer de extragere a aluminei este aplicabil bauxitelor cu maximum 5% silice), au fost executate totuși unele încercări de preparare mecanică, ce au constat, în principiu din sfârîmare-umectare-dezasociere (prin agitare puternică) clasare-spălare.

Aceste încercări au confirmat concluziile trase pe baza observațiilor mineralogice, constăindu-se o repartizare mai mult sau mai puțin uniformă a conținuturilor de Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_3 și TiO_2 în toate produsele



obținute în urma operațiilor de preparare. Operațiile de preparare mecanică neputind duce la o îmbunătățire a calității rocilor bauxitice de la Ohaba Ponor, acestea urmează a fi supuse direct operațiilor de extragere a aluminei.

Din cauza conținutului ridicat de silice aplicarea procedeului alcalin Bayer este neeconomică în cazul acestor bauxite, fiind indicat procedeul de sinterizare cu calcar și sodă. Cu scopul de a obține unele indicații privind comportarea acestor roci bauxitice și procesul de extragere a aluminei prin procedeul sinterizării cu calcar și sodă, au fost executate o serie de încercări de sinterizare și leșiere.

În final, s-au putut obține la solubilizarea Al_2O_3 , extracții de 90—93%, aplicîndu-se sinterizarea materialului în două trepte (proporția minereu : $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$; temperatură de sinterizare : 950°C la treapta I-a și 850°C la treapta II-a; durata de menținere, în fiecare caz, 1 oră) și leșierea sinterului cu soluții slabe de carbonat de sodiu (0,5—2%), timp de 30 minute, la temperatură de 60°C . S-au putut obține, de asemenea, extracții de 89—90% Al_2O_3 în soluție, aplicîndu-se sinterizarea într-o singură treaptă (proporția minereu $\text{CaCO}_3 : \text{Na}_2\text{CO}_3 = 1 : 1 : 1$, temperatură de sinterizare $950—1080^\circ\text{C}$, durata de menținere 1 oră) și leșierea cu o soluție de 1% CaCO_3 , timp de 30 minute, la temperatură de 60°C . În concluzie, se poate aprecia că rocile bauxitice de la Ohaba Ponor pot constitui materie primă pentru extragerea aluminei, cu aplicarea directă a procedeului sinterizării cu calcar și sodă.

BIBLIOGRAFIE

- Ali S. M., Mohammad A. (1968) Beneficiation of low grade laterites for the production of alumina. *Pakistan journal of scientific and industrial research*. Peshavar.
- Fisman M. A. (1953) Tehnologia substanțelor minerale utile. Ed. Tehnică. București.
- Halvats I. (1897) Das Kreidegebiet von Ohaba Ponor. I.U.S.A. Budapest.
- Mamulea A. (1958) Studii geologice în regiunea Sinpetru Pui (Bazinul Hațeg). *An. Com. Geol.* XXV. București.
- Mercier H. (1958) Extraction de l'alumine des bauxites. *Revue de l'industrie minérale*. Paris.
- Murgeanu Gh., Patrulius D. (1960) Les formations mesozoïques de la Roumanie. *Congr.* 1960. București.
- Papiu Victor C. (1969) Petrografia rocilor sedimentare. Ed. științ. București.
- Minzatu Silvia (1967) Geneza bauxitelor de pe teritoriul R.S.R. *Revista Miner*. 5 București.
- Stoian A., Rohr Corina. (1961) Studiul preparării bauxitelor din R.P.R. *Cercetări metalurgice și miniere*, 3. București.



RECHERCHES CONCERNANT LA VALORISATION DE LA BAUXITE D'OHABA-PONOR

(Résumé)

Les recherches exécutées ont eu pour but d'indiquer les possibilités de valorisation des roches bauxitiques d'Ohaba-Ponor en tant que matière première pour l'extraction de l'alumine.

Ces roches sont constituées d'un fond de gel alumo-ferrugineux dans lequel s'individualisent des corpuscules hématitiques ainsi que de la kaolinite et de la muscovite en cristaux de 0,03 jusqu'à 0,25 mm, et parfois plus petits.

L'analyse chimique de l'échantillon technologique a mis en évidence les suivantes teneurs plus importantes : 48 % Al_2O_3 ; 25,93 % Fe_2O_3 ; 11,70 % SiO_2 ; 2,86 % TiO_2 .

En mettant en corrélation les données obtenues par l'analyse röntgenographiques, par des analyses thermodifférentielles et par des observations microscopiques avec l'analyse chimique globale, on a établi la suivante composition minéralogique de l'échantillon étudié : boehmite env. 45 %; hématite (y inclus les hydroxydes de fer : goethite, limonite) env. 32%; kaolinite env. 17%; muscovite env. 3%; anatase env. 3%.

Bien que les observations minéralogiques effectuées eussent imposé la conclusion qu'il était peu probable que la teneur en silices pût être réduite jusqu'à des valeurs convenables par des procédés de préparation mécanique (le procédé Bayer pour l'extraction de l'alumine est applicable aux bauxites avec un maximum de 5 % silice), on a exécuté pourtant certains essais de préparation, consistant, en principe, en broyage-humectation-désassociation (par agitation intense) — tamisage-lavage.

Ces essais ont confirmé les conclusions tirées des observations minéralogiques ; on a constaté que la répartition des teneurs en Al_2O_3 , SiO_2 , Fe_2O_3 et TiO_2 étaient plus ou moins uniforme dans tous les produits obtenus de la préparation. Comme à la suite des opérations de préparation mécanique la qualité des roches bauxitiques d'Ohaba-Ponor ne s'est pas améliorée, il suit que ces roches seront soumises directement aux opérations d'extraction de l'alumine.

A cause de la haute teneur en silices, il n'est pas économique d'appliquer le procédé alcalin Bayer à ces bauxites, le procédé de frittage avec calcaire et soude étant plus indiqué. Afin d'obtenir des indications sur le comportement de ces roches bauxitiques pendant le processus de l'extraction de l'alumine par frittage avec calcaire et soude, on a exécuté une série d'essais de frittage et de lixiviation alcaline.

On a obtenu finalement des extractions de Al_2O_3 en solution de 90 à 93 %, en appliquant le frittage du matériau en deux étapes (la proportion de minerai : CaCO_3 : Na_2CO_3 = 1 : 1 : 1, la température de frittage : 950° à la première étape et 850° à la seconde; la durée de frittage : 1 heure dans chaque étape) et la lixiviation du produit synthétisé avec des solutions faibles de carbonate de sodium (0,5 à 2 %) pendant 30 minutes à une température de 60°C. On a aussi obtenu des extractions de Al_2O_3 en solution de 89 à 90 % en appliquant le frittage dans une seule étape (la proportion de minerai : CaCO_3 : Na_2CO_3 = 1 : 1 : 1, la température de frittage de 950 à 1080°C, la durée de frittage : 1 heure) et la lixiviation avec une solution de 1 % CaCO_3 , pendant 30 minutes à la température de 60°C.

On conclu que les roches bauxitiques d'Ohaba-Ponor peuvent constituer la matière première pour l'extraction de l'alumine, par l'application directe du procédé de frittage avec calcaire et soude.

**Redactori : MARGARETA PELTZ, OVIDIU RIFAAT
Traduceri : FLORIN CHIUȚU, MARGARETA HÂRJEU
Ilustrația : VIRGIL NIȚU**

*Dat la cules : noiembrie 1970. Bun de tipar : iunie 1971. Tiraj :
950 ex. Hirtie scris I. A. Format 70×100/56. Coli de tipar 11 $\frac{1}{4}$.
Comanda : 372. Pentru biblioteci indicele de clasificare: 55 (058).*

Întreprinderea poligrafică „Informația”, str. Brezoianu 23–25.
București România



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României