

INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA B

Chimie

Nr. 50

**STUDII DE CHIMIE—RADIOMETRIE—
PREPARAREA MINEREURILOR**

BUCUREŞTI
1974



Institutul Geologic al României

Responsabilitatea asupra conținutului articolelor
revine în exclusivitate autorilor



Institutul Geologic al României

INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA B

Chimie

Nr. 50

STUDII DE CHIMIE—RADIOMETRIE—
PREPARAREA MINEREURILOR

BUCUREŞTI
1974



Institutul Geologic al României

C O N T E N U

(Résumés)

	Page.
Maria Dumitrescu, B. Georgescu, Adela Drăgulescu, Ecaterina Bălășescu, Sabina Mitu. Recherches sur les possibilités de préparer le minérai aurifère du bassin du Lotru	18
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Adela Drăgulescu, Ana Nicoleșcu, Mihaela Pop. Recherches sur les possibilités de mise en valeur quelques roches feldspathiques des Monts du Lotru	32
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Adela Drăgulescu, Mihaela Pop. Recherches sur les possibilités de mise en valeur une roche feldspathique des Monts Paring	54
B. Georgescu, I. Ene, Maria Borcea. Recherches sur la possibilité d'introduire dans le circuit économique, en tant que ressources de gypse, des roches à faible teneur en gypse	88
B. Georgescu, Angela Oprescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Ecaterina Bălășescu, Mihaela Pop. Recherches sur les possibilités de préparer un minérai auro-argentifère avec une teneur élevée en misipielcl des Monts du Banat	118
Angela Oprescu, Maria Borcea, Sabina Mitu. Contributions à l'étude des préparation d'un minéral complexe des Carpates Méridionales	134
C. Pandeleșcu, Georgeta Polici, Adela Drăgulescu, Sabina Mitu. Recherches sur la préparation d'un minéral à impregnations de sulfures non-sulfureuses de la zone septentrionale de la Dobrogea	150
Georgeta Polici, Adela Drăgulescu, Sabina Mitu. Recherches sur la préparation de quelques minéraux de sulfures polymétalliques de la partie septentrionale des Monts Apuseni	199



C U P R I N S

Pag.

Maria Dumitrescu, B. Georgescu, Adela Drăgulescu, Ecaterina Bălășescu, Sabina Mitu. Cercetări privind posibilităile de preparare a minereului aurifer din bazinul Lotrului	5
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Adela Drăgulescu, Ana Niculescu, Mihaela Pop. Cercetări privind posibilităile de valorificare a unor roci feldspatice din munții Lotrului	21
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Adela Drăgulescu, Mihaela Pop. Cercetări privind posibilităile de valorificare a unei roci feldspatice din munții Parfing	35
B. Georgescu, I. Ene, Maria Borcea. Cercetări privind posibilitatea introducerii în circuitul economic, ca surse de gips, a unor roci cu conținut seăzut de gips	57
B. Georgescu, Angela Oprescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Ecaterina Bălășescu, Mihaela Pop. Cercetări privind posibilitățile de preparare a unui minereu piroz auro-argentifer cu conținut ridicat de mispichel din Munții Banatului	91
Angela Oprescu, Maria Borcea, Sabina Mitu. Contribuții la studiul posibilităților de preparare a unui minereu complex din Carpații Meridionali . .	121
C. Pandeleșcu, Georgeta Polici, Adela Drăgulescu, Sabina Mitu. Cercetări de preparare asupra unui minereu cu impregnații de sulfuri neferoase din zona nordică a Dobrogei	135
Georgeta Polici, Adela Drăgulescu. Cercetări privind prepararea unor minereuri de sulfuri polimetale din partea nordică a Munților Apuseni	153





Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE PREPARARE A UNUI MINEREU AURIFER¹

DE

MARIA DUMITRESCU, BUJOR GEORGESCU, ADELA DRĂGULESCU
ECATERINA BĂLĂȘESCU, SABINA MITU²

Abstract

Research works on the Possibilities of Dressing of a Gold ore. Research works were accomplished to establish the technological flow-sheet and the results which could be obtained by processing a low grade gold ore with 0.5% Cu, 1–1.4 g/t Au, 17 g/t Ag, 11.5% S as valuable components. 81% of copper and 92% of sulphur could be recovered in separate copper and pyrite concentrates. About 60% of gold and 33% of silver are recovered in the copper concentrate and 20% of gold and 31% of silver in the pyrite concentrate.

Cercetările ale căror rezultate sunt prezentate în această comunicare au fost executate pe o probă din mineralizația pirotoasă auriferă, pusă în evidență de lucrările de explorare executate. Spre deosebire de mineralizația care a constituit obiectivul vechilor exploatari ce se prezintă sub formă de lentile concordante în șisturile cristaline mezozonale. Mineralizația de care se ocupă lucrarea de față este depusă pe o fractură, în planul căreia se găsesc pegmatite parțial caolinizate și argile cenușii-verzui în care sunt prinse blocuri de șisturi cristaline. În zonele caolinizate și în argila de falie se găsesc benzi și budine de cuarț mineralizat cu pirită și subordonat calcopirită, mispichel, galenă și blendă.

Proba a avut un conținut de circa 1,4 g/t Au.

Cercetările tehnologice au urmărit stabilirea posibilităților de preparare a minereului reprezentat de probă, proba fiind trimisă de către IFLGS

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 7 mai 1973.

² Institutul de Geologie și Geofizică str. Caransebeș nr. 1, București.



în special pentru cercetarea posibilităților de preparare în vederea recuperării aurului, mineralizația, deși cu conținut relativ scăzut de aur, fiind socotită a prezenta interes pentru aur. Totuși, dat fiind conținutul de 0,5% Cu al probei, s-a considerat că este utilă și obținerea unor informații privind și recuperarea cuprului. În consecință, cercetările tehnologice au urmărit atât recuperarea aurului cât și recuperarea cuprului și a sulfului în concentrate valorificabile. Putem menționa de altfel, de la început, că valoarea scăzută a minereului dată de conținutul de aur crește la mai mult decât dublu datorită prezenței cuprului, și, s-ar putea vorbi mai degrabă de un minereu cuprifer cu conținut de aur.

I. COMPOZIȚIA CHIMICĂ ȘI CARACTERELE MINERALOGICE ALE PROBEI

A) Compoziția chimică

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

Au	1 – 1,4 g/t	S	11,15 %	TiO ₂	urme
Ag	17 g/t	SiO ₂	57,16 %	P ₂ O ₅	lipsă
Cu	0,48 ^a %	Al ₂ O ₃	3,25 %	Na ₂ O	0,11 %
Pb	0,15 – 0,32 %	CaO	1,73 %	K ₂ O	0,57 %
Zn	0,05 %	As	0,23 %	CO ₂	4,32 %
Fe	11,27 %	MgO	3,80 %	H ₂ O	0,11 %
				Pc	2,43 %

În afara acestor elemente, printr-o analiză spectrală s-au mai determinat:

Mn	0,06 %	Co	0,0070 %
Mo	0,0002 %	Ni	0,0004 %
Bi	0,0015 %	Zr, Cr, V	
Sn	0,0008 %	Cd, W, Be, Nb	SLD

B) Considerații mineralogice

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

Mineralele metalice vizibile cu ochiul liber sunt: pirita, calcopirita, marcasita, bornitul, calcozina, covelina, galena, blenda și limonitul.

^a Conținuturile de cupru recalculate pe baza bilanțurilor încercărilor au variat între 0,46 și 0,55.



Compoziția mineralogică stabilită pe baza studiului microscopic efectuat asupra probei tehnologice corelat cu analiza chimică generală este următoarea :

Minerale metalice	Conținut %	Minerale de gangă	Conținut %
Pirită	21	Cuarț	21
Marcasită			
Calcopirită		Calcit	21
Bornit	1,2—1,5	Muscovit, sericit	18
Calcozină (Neodigenit)			
Gavelină			
Tetraedrit	sporadic	Clorit	5
Stanin	sporadic	Caolinit	8
Mispichel	0,5	Zircon	sporadic
Galenă	0,4		
Blendă	0,07		
Limonit	0,5		
Aur	sporadic		

2. Descrierea microscopică. Prita este sulfura metalică cea mai răspindită. Formează cristale cu conture idiomorfe, hipidiomorfe, frecvent allotriomorfe, cu spărturi angulare și numeroase cataclaze, orientate după fețele de cub, sau neregulate. Prezintă dimensiuni foarte diferite, începînd de la 0,002 mm. Frecvent, în lungul fisurilor și în golurile de coroziune ale piritei s-au depus sulfuri metalice sau minerale de gangă, acestea jucînd rol de ciment (pl. I, fig. 1). Pe lingă fisurile umplute cu minerale mai noi, se văd altele goale; acestea s-au format mai tîrziu, după depunerea tuturor sulfurilor din zăcămînt (pl. I, fig. 2).

Prita, făcînd parte din lotul primelor minerale formate, a suferit un accentuat proces de coroziune și înlocuire din partea mineralelor mai noi, cel mai frecvent de către calcopirită, bornit, și mai puțin blendă și galenă. Din aceste cauze, pirita prezintă un grad avansat de asociere atît cu ganga (pl. I, fig. 1) cit și cu sulfurile menționate (pl. I, fig. 3 și 4; pl. II, fig. 4; pl. III, fig. 1).

Marcasita se prezintă cu aspecte variate. Se observă agregate constituite din cristale mici (0,04 mm, în medie) cu conture zimțate, dînd structuri mozaicate. Frecvent, marcasita formează pseudomorfoze după prita din care rămin mici insule. Adesea marcasita apare în cristale aciculare fine, diseminate neuniform în rocă sau formînd snopi și agregate fibroase cu dispoziții radiare. Acestea se dispun de preferință la periferia sulfurilor formate anterior : calcopirita, bornitul, calcozina. (pl. II, fig. 1)



Calcopirita este cea mai frecventă sulfură de cupru întâlnită în minereul cerețat. Din totalul de minerale de cupru calcopirita deține circa 60–70%, caleozina circa 20–30%, bornitul circa 5% iar covelina și tetraedritul circa 1%. Calcopirita formează plaje ce ajung rar la cățiva milimetri, care se observă și cu ochiul liber. De obicei dimensiunile acestei sulfuri sunt reduse (de la 0,007 mm, frecvent 0,2 mm). Plajele de calcopiră au conture neregulate, sinuoase sau angulare (pl. II, fig. 1). Frecvent se observă transformarea acestora în caleozină (uneori varietatea cubică – neodigenit) proces ce începe de la periferia plajelor de calcopiră spre interior, până la înlocuirea totală (pl. II, fig. 2). Uneori calcopirita conține incluse mici plaje angulare de staniină. Aproape constant calcopirita este străbătută de vinișoare fine (0,001 mm) până la bare de 0,02 mm grosime ce se întregesc în toate sensurile, formind adevarate rețele constituite din granule fine de marcasită (pl. II, fig. 3).

Așa cum am menționat mai sus, calcopirita este intim asociată cu pirita și ganga (pl. II, fig. 4; pl. III, fig. 1 și 2) cu staniina, cu marcasita (pl. II, fig. 3), blenda și cu celelalte sulfuri de cupru, care o înlocuiesc parțial sau chiar total, cum se va vedea mai departe, ceea mai intimă asociatie fiind însă cu marcasita (0,001 mm).

Bornitul constituie granule cu conture hipidiomorte și allotriomorfe cuprinse între 0,002–0,7 mm. Adesea este înlocuit de caleozină sau covelină, procesul de înlocuire începând de la periferia granulelor (pl. I, fig. 3; pl. III, fig. 3) sau în lungul fisurilor (pl. III, fig. 4) până la completă înlocuire.

Calcozina se întâlnește atât în modificația cubică (neodigenit) cit și hexagonală, în pseudomorfoze după bornit (pl. I, fig. 3; pl. III, fig. 3) sau calcopiră (pl. II, fig. 2).

Covelină apare cu totul sporadic de-a lungul fisurilor în sulfurile primare de cupru (pl. III fig. 4).

Tetraedritul s-a întâlnit într-o singură secțiune șlefuită (0,2–0,6 /4,16 mm), pe o fisură, în asociatie cu calcopirita.

Staniinul apare de asemenea în cantități neglijabile. S-a observat numai sub formă de resturi în calcopiră, având conture angulare, ceea ce demonstrează că el a fost înlocuit de calcopiră care îl inglobăza.

Mispichelul se prezintă în cristale idiomorfe – cu secțiuni romboidale, rectangulare sau triangulare – hipidiomorfe și allotriomorfe. Adesea, mispichelul se prezintă în spărțuri angulare cu dimensiuni foarte variate de la 0,002 mm. El apare frecvent localizat în gangă de cuarț, uneori asociat cu calcit, sau, asociat cu celelalte sulfuri îndeosebi cu pirita și calcopirita. Ca și celelalte sulfuri și mispichelul a fost cataclazat. Pe fisurile

create s-au depus atât minerale de gangă, cuarț și calcit, cât și sulfuri (calcopirită, marcasită).

Galena formează uneori plaje largi cu dimensiuni pînă la 1,6 mm, cel mai adesea însă se prezintă în granule mici în medie de 0,04 mm. Ea prezintă contură angulare sau sinuoase. Pătrunde printre mineralele de gangă-cuarț și calcitul-pe care le înlocuiește. Galena substituie frecvent pirita, foarte adesea astfel asociații foarte intime, de la 0,02 mm (pl. I, fig. 4; pl. IV, fig. 1).

Blenda este redusă cantitativ, formează plaje mici asociate cu ganga, pirita și calcopirita, la dimensiuni mici, de la 0,02 mm (pl. IV., fig. 2)

Limonitul este redus cantitativ, apare pe fisuri sau la limita dintre granule și uneori impregnează roca gazdă sub forma unei pulberi fine.

Aurul nu a fost observat decît în două secțiuni lustruite, în două moduri de prezentare, la dimensiuni micronice : liber, sub formă de bastonașe în gangă de cuarț, și inclus în calcopirita. Menționăm că Petru lui I a descris aurul din mineralizațiile care au făcut în trecut obiectul explorației la Valea lui Stan ca fiind „în plaje, filonașe, mici granule și picături toate fiind la dimensiuni apreciabile”. De asemenea Petru lui I citează asociații aur-mispichel, aur-pirita, aur-staniu, afiinând că „aurul este localizat aproape exclusiv în mispichel”.

Mineralele de gangă sunt reprezentate de : cuarț (cca 24%), calcit (cca 21%), muscovit + sericit (cca 18%), clorit (cca 5%), caolinit (cca 8%), apărînd sporadic și mici granule de zircon.

Cuarțul se prezintă în mase lenticulare și benzi de culoare alb-vineție, culoare datorată impregnării cu diferite sulfuri de dimensiuni submicronice. În unele zone cuarțul formează cristale mari (5–6 mm) cu contură idiomorfă, prezintănd însă numeroase fisuri, în alte zone cuarțul formează granule alungite mult, iar altăori este puternic zdrobit la dimensiuni de 0,01 mm, prezintănd contură angulare. Pe fisurile orientate în toate sensurile, avînd dimensiuni foarte variate, de la 0,001 pînă la cîțiva milimetri, pătrunde calcit secundar (pl. IV, fig. 3 și 4).

Calcitul, asociat cu cuarțul, formează cristale idiomorfice (3–4 mm) sau umple fisurile din rocă sau sulfuri.

Muscovitul și sericitul alcătuiesc suopi sau paieți izolați de dimensiuni de la 0,01 pînă la 0,30 mm.

Cloritul, sferulitic, umple golarile din rocă, alcătuind uneori pachetele de 0,04/0,10 mm formate din solzi fini.

Zirconul formează granule foarte mici (0,007 mm).

Din studiul microscopic efectuat rezultă că minereul alcătuit în principal din sulfuri de fier (cca 21%) și cupru (cca 1,5%), mispichel



(cca 0,5%), alături de care apare galenă (cca 0,4%) și staniină și blendă sporadic, în gangă de cuarț și calcit, însotite de sericit, clorit și caolinit, a suferit puternice presiuni în mai multe etape. Datorită acestor presiuni, mineralele au fost zdrobite și reduse pînă la dimensiuni micronice, au fost deplasate în diferite sensuri și s-au creat fisuri care au constituit căi de acces pentru soluțiile mineralizatoare. Astfel, parte din asociațiile dintre mineralele metalice și dintre acestea și gangă sunt avansate, pînă la dimensiuni de 0,002 mm. Minereul a fost supus la presiuni și după ultimele veniri mineralizatoare, doadă fisurile rămase libere. Foarte probabil că aurul se găsește atît liber cît și legat de sulfuri, cea mai mare parte la dimensiuni submicronice.

II. CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE CONCENTRARE

Analizele chimice și mineralogice efectuate au arătat că minereul cercetat ar putea prezenta interes pentru valorificarea sulfurilor de cupru, a piritei și a metalelor prețioase (Au, Ag).

Cercetările de preparare au fost axate pe o schemă tehnologică care a urmărit :

obținerea prin flotație selectivă a unui concentrat cuprifer și a unui concentrat piritos ;

separarea aurului din concentratul piritos (în cazul în care aurul ar fi legat de pirită) ;

Pentru aurul din concentratul cuprifer nu se pun în general probleme de „preparare”, deoarece el poate fi recuperat în procesul de prelucrare metalurgică a acestor concentrate.

A) Cercetări privind obținerea unui concentrat cuprifer

1. Experimentări de flotație primară. Cercetările au urmărit determinarea condițiilor în care se poate obține un concentrat cuprifer cu un conținut cît mai ridicat de cupru și recuperări avantajoase.

La experimentările de flotație primară s-au variat unii parametri, ca felul și consumul reactivilor colectori și modificatori, timpul de flotație.

S-au încercat diversi reactivi colectori (xantat etilic de potasiu, aeroflot 242, amestec TT, phosocrezol, singuri sau în amestec), și diverse condiții de lucru, variindu-se cantitățile de colectori, locul de adăugare, pH-ul, etc.

Pentru alcalinizarea tulburelui și depresarea piritei s-a folosit varul.



TABELUL 1

Rezultatul experimentărilor comparative de flotajie cu diferiți colectori

Incer- carea nr.	Colector g/t	Produse	Extracția în greutate %	Cupru	
				Conținut %	Repartizare %
12	Xantat etilic 20 g/t la C ₁ 16 g/t la C ₂	Concentrate C ₁	4,5	8,16	80,2
		cuproase C ₂	0,9	1,06	2,1
		Pirită	22,5	0,25	12,6
		Steril	72,1	0,03	5,1
		Alimentare	100,0	0,46	100,0
18	Xantat etilic 16 g/t la C ₁ 16 g/t la C ₂	Concentrate C ₁	4,6	6,89	69,1
		cuproase C ₂	1,8	1,70	6,7
		Pirită	23,1	0,34	17,3
		Steril	70,5	0,04	6,9
		Alimentarc	100,0	0,46	100,0
21	Xantat etilic 40 g/t la C ₁ 20 g/t la C ₂	Concentrate C ₁	4,1	7,34	65,2
		cuproase C ₂	3,9	1,05	8,9
		Pirită	22,9	0,39	19,5
		Steril	69,1	0,04	6,4
		Alimentare	100,0	0,46	100,0
27	Xantat etilic aerație 5' 20 g/t la C ₁ 16 g/t la C ₂	Concentrate C ₁	4,0	8,23	69,6
		cuproase C ₂	3,8	1,56	12,5
		Pirită	20,1	0,26	11,1
		Steril	72,1	0,04	6,8
		Alimentare	100,0	0,47	100,0
28	Xantat etilic 20 g/t la C ₁ 16 g/t la C ₂	Concentrate C ₁	4,4	8,06	74,2
		cuproase C ₂	2,1	0,65	2,8
		Pirită	22,0	0,32	15,1
		Steril	71,5	0,05	7,9
		Alimentare	100,0	0,47	100,0
29	Amestec TT 250	Concentrat cupros	6,0	6,66	87,9
		Pirită	23,4	0,18	9,0
		Steril	70,6	0,02	3,1
		Alimentare	100,0	0,46	100,0
34	Amestec TT 250	Concentrat cupros	4,0	10,90	83,4
		Pirită	25,0	0,26	12,5
		Steril	71,0	0,03	4,1
		Alimentare	100,0	0,52	100,0
36	Amestec TT 250	Concentrat cupros	5,0	10,20	84,6
		Pirită	24,5	0,23	11,3
		Steril	70,5	0,03	4,1
		Alimentare	100,0	0,50	100,0
45	Amestec TT 250	Concentrat cupros	5,7	7,80	81,3
		Pirită	22,7	0,29	12,2
		Steril	71,6	0,05	6,5
		Alimentare	100,0	0,55	100,0
46	Amestec TT 250	Concentrat cupros	5,6	8,0	80,6
		Pirită	22,0	0,28	11,7
		Steril	72,4	0,06	7,7
		Alimentare	100,0	0,55	100,0



Pentru depresarea mineralelor de gangă s-a utilizat silicatul de sodiu, iar ca spumant, flotanol Hoechst.

Experimentările de flotație au fost făcute cu minereu măcinat la $-0,15$ mm;

În tabelul 1 sint date rezultatele unor încercări executate cu xantat etilic de potasiu și cu amestec TT. Se poate vedea că se pot obține concentrații primare în care în cazul folosirii amestecului TT, recuperările depășesc 80%; și recuperările obținute folosind xantatul etilic sunt relativ ridicate, dar sunt totuși mai mici decât în cazul amestecului TT.

Conținutul de cupru — în funcție și de extracția în greutate — ajunge pînă la 8% (în acest caz extracția în greutate este de aproximativ 5,6%).

Condițiile de lucru în care au fost obținute rezultate mai bune sunt următoarele :

măcinare	$-0,15$ mm	în moară
diluție (S/L)	1/3	var 1500 g/t
reactivi		silicat de sodiu . . . 1000 g/t
		în celula de flotație
		amestec TT 250 g/t

În cazul utilizării xantatului, reactivii adăugați în celula de flotație au fost următorii :

xantat etilic de potasiu	36 g/t
var	1000 g/t
flotanol	3 g/t

Timpul de colectare a concentratului primar de cupru a fost de circa 2 minute.

2. Experimentări de reflotare a concentratului cuprifer primar.

În scopul obținerii unui concentrat cuprifer de calitate corespunzătoare valorificării lui metalurgice, au fost executate experimentări de reflotare a produselor primare. Reflotările s-au făcut după scheme simple, care au cuprins o singură reflotare, sau două reflotări ale fracțiunii primare.

În tabelul 2 sint prezentate rezultatele unor încercări executate după aceste variante.

Se poate constata că printr-o singură reflotare calitatea concentratelor cu 8% Cu a putut fi ridicată la 16,7% Cu, extracția în metal fiind 76%, într-un produs care reprezintă 2,5% din material.



TABELUL 2

Rezultatele experimentale ale flotajiei primare urmată de reflotare

Incer- carea nr.	Produse	Extracția in greutate %	Conținuturi %				Repartizare %			
			Cu	S	Fe	Pb	Cu	S	Fe	Pb
45	Concentrat cuprifer final Cf	2,5	16,73				6,62	76,2		63,3
	Produs intermediar I	3,2	0,88				0,20	5,1		3,6
	Concentrat primar de cupru Cpr.	5,7	7,80				3,01	81,3		66,9
46	Concentrat cuprifer final Cf	1,8	20,80	25,23	32,44	9,60	71,2	4,0	4,0	62,5
	Produse intermediare I ₁ , de cupru I ₂	0,7	6,27	11,15	10,90	4,95	8,4	0,7	0,6	12,5
	Concentrat primar de cupru Cpr	3,1	0,93	16,98	20,37	0,17	5,5	4,7	5,3	1,9
		5,6	8,00	18,90	23,06	3,80	85,1	9,4	10,8	76,9
47	Concentrat cuprifer final Cf	1,4	26,12				69,1			
	Produse intermediare I ₁ , de cupru I ₂	0,8	6,98				10,5			
	Concentrat primar de cupru Cpr	8,3	0,50				7,9			
		10,3	4,42				87,5			

În cazul experimentărilor la care s-au efectuat două refloți ale fracțiunii primare, s-au obținut concentrate finale cu peste 21% Cu, extracția de cupru fiind de ordinul a 70%.

Apreciind că în cazul unei scheme industriale, cu recircuitarea produselor prin retratarea produselor intermediare se recuperă o parte din cuprul conținut în acestea, extracția totală de cupru se ridică în cazul schemei cu o singură refloțare, și în concentrate cu 16–17% Cu, la circa 80%, iar în cazul celei de a doua scheme, la 77% (concentrate cu peste 21% Cu).

După cum se vede în cazul încercării 47 (tab. 2) chiar cînd se obține un concentrat primar sărac în cupru (4,42% Cu), după două operații de refloțare s-a putut ajunge la un produs final cu 26,1% Cu, recuperarea corespunzătoare fiind de 69%, iar extracția în greutate 1,4%.

Experimentările de refloțare s-au efectuat în prezența varului (500 g/t) și a silicatului de potasiu (500 g/t).

Analiza chimică a unui concentrat cuprifer cu 21% Cu a pus în evidență prezența următoarelor conținuturi mai importante: 25,23% S; 32,44% Fe; 9,60% Pb; 8,32% SiO₂; 10,42% Al₂O₃; 5,25% CaO; 0,22% As.



Concentratele cuprifere au circa 9% Pb, fapt care ar putea impune o retratare a lor pentru reducerea conținutului de plumb și eventual pentru extracția plumbului într-un concentrat valorificabil. Date fiind cantitățile mici de concentrate cuprifere de care am dispus nu am putut executa încercări pe această linie. Pe baza rezultatelor obținute în practica industrială în cazul altor minereuri, se poate afirma însă, că, chiar dacă obținerea unui concentrat separat de plumb valorificabil fără pierderi de cupru ar putea fi dificilă, în orice caz reducerea conținutului de plumb în concentratul cuprifer cu cîteva procente este ușor de realizat (reflotare în prezența bicromatului ca depresant pentru galenă, reflotare pentru extracția galenei în prezența cianurii ca depresant pentru calcopirită etc.).

B) Cercetări privind obținerea unui concentrat piritos

În condițiile în care s-au obținut cele mai bune rezultate la flotația calcopiritei, s-au executat încercări care au urmărit să stabilească parametri principali ai flotației piritei.

S-a constatat că pentru a asigura un mediu favorabil este suficient să se adauge în tulbureală — după flotația sulfurilor de cupru — 1000 g/t acid sulfuric; drept colector s-a utilizat xantat etilic de potasiu (60g/t) iar ca spumant, flotanol Hoechst (3 g/t).

Rezultatele obținute sunt ilustrate în tabelul 3.

Se vede că în condițiile menționate mai sus se poate recupera un concentrat de pirită cu 42—44% S, extracția în greutate fiind de 24—22%, iar extractia de sulf de 89—86% (recuperarea de pirită fiind de 82%).

Pentru îmbunătățirea calității concentratului primar de pirită obținut, acesta a fost supus unei operații de reflotare; reflotările s-au făcut în prezența silicatului de sodiu (500 g/t).

Concentratul de pirită obținut astfel are circa 50% S, extractia în greutate fiind de circa 18% iar extractia de sulf de 81,5%.

Dacă se ia în considerare și sulful din concentratul de calcopirită, se poate aprecia că recuperarea totală de sulf este de cel puțin 90%.

Analiza chimică a unui concentrat piritos cu 44% S a pus în evidență prezența următoarelor conținuturi mai importante: 0,16% Cu; 42,35% Fe; 0,03% Pb; 5,64% SiO₂; 2,15% Al₂O₃; 3,86% CaO; 0,17% As.

C) Cercetări privind recuperarea aurului

Modul de repartizare a aurului și argintului în produsele rezultate la flotație a fost indicat de analizele chimice pentru aur și argint.



TABELUL 3

Rezultatele experimentărilor obținute la flotația piritelui

Incer- carea nr.	Produse	Extractia in greutate %	Conținuturi %				Repartizare %			
			Cu	S	Fe	Pb	Cu	S	Fe	Pb
46	Concentrat pirozit final	P _f	18,3	0,15	50,12	48,18	0,03	5,2	81,5	74,2 2,0
	Produs intermediar de pirită	I _s	3,7	0,21	15,00	13,52	0,01	1,5	4,9	4,2 0,2
	Concentrat primar de pirită	P _{pr}	22,0	0,16	44,21	42,35	0,03	6,6	86,4	78,4 2,2
	Steril		73,4	0,06	0,65	1,77	0,08	8,2	4,2	10,8 20,9
	Alimentare		100,0	0,53	11,25	11,89	0,28	100,0	100,0	100,0
36	Concentrat pirozit final	P _f	18,9	0,19	49,76		0,04	7,1	81,1	3,6
	Produs intermediar de pirită	I _s	5,6	0,38	15,12		0,07	4,2	7,5	1,9
	Concentrat primar de pirită	P _{pr}	24,5	0,23	41,93		0,04	11,3	88,6	5,5
	Steril		70,5	0,03	0,66		0,03	4,1	4,0	10,2
	Alimentare		100,0	0,50	11,60		0,21	100,0	100,0	100,0

TABELUL 4

Conținuturile de Au, Ag ale produselor obținute la flotație

Incer- carea nr.	Produse	Extractia de concentrat %	Conținut Cu %	Aur		Argint	
				Conținut g/t	Recupe- rare %	Conținut g/t	Recupe- rare %
36	Concentrat cuproifer	1,7	20,66	37,2	49,6	283,8	27,1
	Produs intermediar	3,3	2,39	5,2	13,4	71,6	13,3
	Pirită	24,5	0,23	1,06	20,4	27,3	37,5
	Steril	70,5	0,03	0,3	16,6	5,6	22,1
	Alimentare	100,0	0,50	1,28	100,0	17,82	100,0
46	Concentrat cuproifer	5,6	7,35	15,6	58,3	96,5	33,5
	Pirită	22,4	0,28	1,5	22,4	22,2	30,8
	Steril	72,0	0,06	0,4	19,3	8,0	35,7
	Alimentare	100,0	0,52	1,49	100,0	16,13	100,0

În tabelul 4 sunt prezentate conținuturile în aur și argint ale concentratelor cuproase și pirozite rezultate la flotația diferențială. După cum se vede, produsele cuproase au conținuturi de peste 15 g/t Au și 97 g/t Ag (fracțiunea cea mai curată obținută după refloare având 37,2 g/t Au



și 284 g/t Ag) ceea ce corespunde la o extracție de 58,3% pentru aur și 33,5% pentru argint.

Sterilele au conținuturi de aur relativ reduse (0,3–0,4 g/t Au și 6–8 g/t Ag) dar care, dat fiind conținutul mic de aur al minereului brut, duc la pierderi de aur în sterile de cca 20%.

Presupunând că numai aurul este valoros în acest minereu, s-au făcut și cîteva încercări de flotație la care nu s-a mai urmărit obținerea unui concentrat separat cuprifer, ci numai obținerea unui concentrat colectiv de sulfuri, în care să se recupereze cea mai mare parte din aur.

Dat fiind că sulfura principală este pirita, aceste flotații s-au făcut în mediu acid. S-a constatat că recuperările pentru sulf într-un concentrat colectiv de sulfuri colectat în prima parte a flotației, este de ordinul a 85%, fracțiuni în care recuperările pentru aur sunt cca 80%, în timp ce recuperările pentru cupru nu depășesc 50%.

Prin faptul că aurul în cazul flotațiilor selective flotează în primele concentrate cuprifere, am putea presupune că acesta este legat de calcopirită; dar după cum am arătat mai înainte, el flotează la fel de bine și în mediu acid (odată cu pirita). Acest lucru duce la concluzia că o parte din aur este liber și este recuperat în mare parte, indiferent de mediu, cu primele produse ale flotației, fie produse bogate în calcopirită, fie bogate în pirită.

În ipoteza că parte din aur este liber, s-au făcut și cîteva încercări de amalgamare, care au arătat că circa 50% din aur s-ar putea recupera prin amalgamare, și acest fapt duce la concluzia că cel puțin 50% din aur se prezintă sub formă de aur liber.

În ceea ce privește recuperarea aurului din concentratele cuprifere, aceasta se poate face—așa cum s-a spus înainte—in procesul de prelucrare metalurgică a acestor concentrate, aurul trecind în nămolurile rămase la rafinarea electrolitică a cuprului.

Conținutul de aur al concentratelor de pirită (1,5 g/t) este prea scăzut pentru ca acestea să fie prelucrate metalurgic prin topire, cu scopul recuperării aurului. Putindu-se însă pune problema cianurării, s-au făcut cîteva încercări de extragere a aurului prin cianurare, dar rezultatele nu au permis să se tragă o concluzie certă, aceasta și din cauza erorilor de analiză care sunt relativ mari, în cazul conținuturilor mici. În orice caz, se poate afirma că, chiar dacă aurul din concentratele de pirită este parțial cianurabil, recuperările vor fi mici și consumul de cianură relativ mare. Recuperarea aurului din concentratele de pirită se va putea face însă, ca și în cazul altor pirite, în procesul de prelucrare a cenușilor rămase de la arderea acestor concentrate (cenușile de pirită existente pe haldele

uzinelor de acid sulfuric ca și acele care se vor produce, având mici conținuturi de metale neferoase, și unele dintre ele, mici conținuturi de aur, vor fi în viitor prelucrate hidrometalurgic pentru recuperarea metalelor neferoase și a aurului).

III. CONCLUZII

Cercetările au urmărit stabilirea tehnologiei de preparare și a rezultatelor probabile ce se pot obține prin această tehnologie prelucrind un minereu având următoarele conținuturi principale : 0,5% Cu ; 11,15% S ; 11,27% Fe ; 1 -- 1,4 g/t Au ; 17 g/t Ag

Elementele utile, a căror recuperare în concentrate valorificabile s-a urmărit, au fost : Cu, S, Au, Ag.

Cercetările au arătat posibilitatea obținerii prin flotație a unor concentrate separate cuproase și pirotoase, recuperările corespunzătoare fiind de 81% pentru cupru, respectiv 92% pentru sulf; circa 60% din aur și circa 33% din argint se recuperează în concentratul cupros și circa 20% din aur și circa 31% din argint în concentratul piritos.

Din concentratul cupros aurul se poate recupera în procesele piro-metalurgice de extragere a cuprului metalic, iar din concentratul piritos aurul se poate recupera în procesul de prelucrare a cenușilor rezultate de la arderea acestor concentrate.

Pe baza rezultatelor obținute în laborator se poate aprecia că industrial se vor putea obține cu mare probabilitate rezultatele arătate în tabelul 5.

TABELUL 5

Rezultate medii probabile pentru Cu, S, Au, Ag, obținute într-un flux industrial

Produs	Greutate	Continuturi %				Repartizare %			
		Cu	S	Au	Ag	Cu	S	Au	Ag
Minereu brut	100	0,5	11,15	1,2	17	100	100	100	100
Concentrat cupros	5,6	8,0	19,0	15,6	96,5	80,6	6,7	60,0	33,5
Concentrat piritos	22,0	0,28	44,0	1,5	22,2	11,7	85,1	20,0	30,8
Steril	72,4	0,06	0,65	0,4	8,0	7,7	8,2	20,0	35,7

Valoarea elementelor utile corespunzătoare unei tone de minereu este relativ mică și este puțin probabil că ar putea acoperi cheltuielile de exploatare și preparare. Economicitatea ca și oportunitatea exploatarii unui zăcămînt este în funcție însă de mulți factori (necesitatea de a obține

unele metale, condiții de exploatare etc.) și în primul rînd de mărimea rezervelor, iar ca urmare aprecierea de mai sus trebuie considerată numai ca o primă indicație privind aspectul economic al unei eventuale exploatari.

Se poate afirma însă în concluzie, că din punct de vedere tehnologic, minereul reprezentat de probă este preparabil, cu rezultate multumitoare în ceea ce privește calitatea produselor finale și a recuperărilor de elemente utile: pirită, minerale de cupru, aur.

BIBLIOGRAFIE

Petrulian N. (1934) Zăcămîntul aurifer de la Valea lui Stan. An. Inst. Geol. Rom. XVII, 309 - 327. București.

RECHERCHES SUR LES POSSIBILITÉS DE PRÉPARER UN MINERAU AURIFÈRE

(Résumé)

L'objet de cet étude a été d'établir la technologie de préparation et les résultats possibles du traitement d'un minéral aurifère pauvre ayant les suivantes teneurs principales:

0,5% Cu,	11,15% S,	11,27% Fe
1 - 1,4 g/t Au,	17 g/t Ag	

Les éléments utiles, propres à être récupérés en concentrés ont été: Cu, S, Au, Ag.

Les recherches ont mis en évidence la possibilité d'acquérir, par la flottation, des concentrés séparés, cuivreux et pyritueux, les récupérations correspondantes étant de 81% pour le cuivre, à savoir 92% pour le soufre; on peut récupérer environ 60% de l'or et environ 33% de l'argent du concentré cuivreux et environ 20% de l'or et 31% de l'argent de celui pyritueux. On peut aussi récupérer l'or du concentré cuivreux à l'aide des processus pyrométallurgiques d'extraction du cuivre métallique et du concentré pyritueux - dans le processus de traitement des cendres, résultées de la combustion de ces concentrés.

Bien que la valeur des éléments utiles correspondant à une tonne de minéral soit relativement petite, on peut affirmer quand même que, du point de vue technologique, le minéral-preuve est préparable, avec des résultats satisfaisants en ce qui concerne la qualité des produits finaux et les récupérations en éléments utiles.



PLANŞA I



Institutul Geologic al României

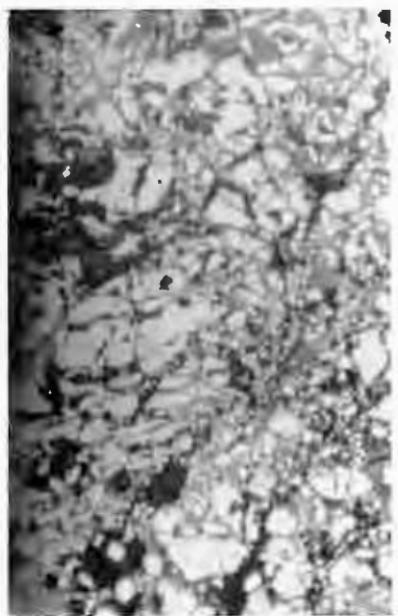
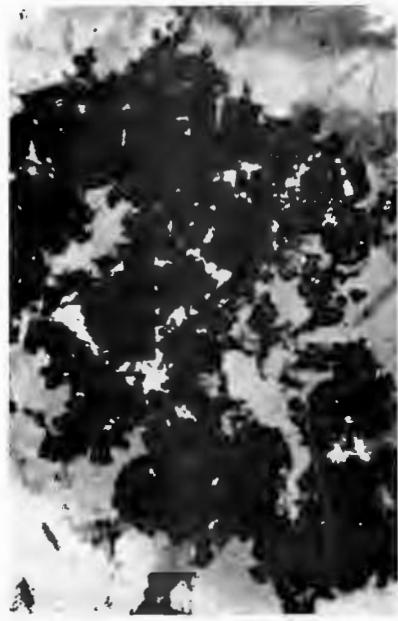
PLANŞA I

- Fig. 1. — Pirită (negru) zdrobită, cimentată cu calcit și cuarț (cenusu deschis). N //; $\times 10$.
Pyrite (noir) broyée, cimentée à calcite et quartz (gris clair). N //; $\times 10$.
- Fig. 2. — Pirită cataclazată, necimentată. N //; $\times 70$.
Pyrite cataclasée, non-cimentée. N //; $\times 70$.
- Fig. 3. — Bornitul (B) cimentează pirlita (P) pe care o corodează, bornitul fiind la rindul său pseudomorfozat de calcozină (Cz). N //; $\times 70$.
Bornite (B) cimentant la pyrite (P) qu'il a corrodée, étant à son tour pseudomorphisé par la chalcosine (Cz). N //; $\times 70$.
- Fig. 4. — Galena (G) înlocuiește pirlita (P) din care rămân mici granule. N //; $\times 70$.
Galène (G) remplaçant la pyrite (P), dont restent de menus grains. N //; $\times 70$.



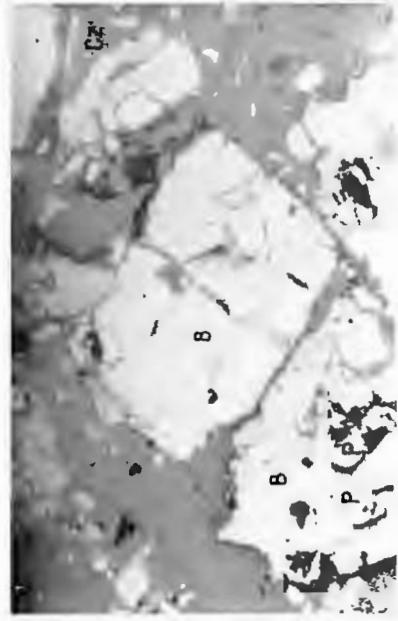
MARIA DUMITRESCU et al. Prepararea unui minereu aurifer din bazinul Lotrului.

Pl. I.

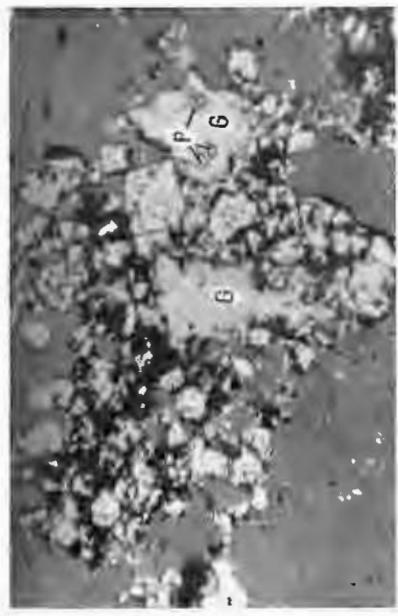


1

2



3



4

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 50.

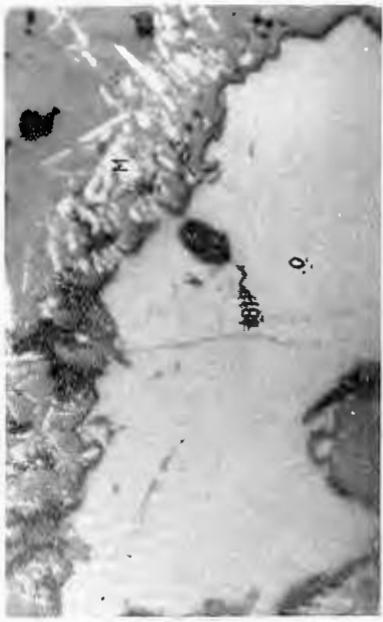


Institutul Geologic al României

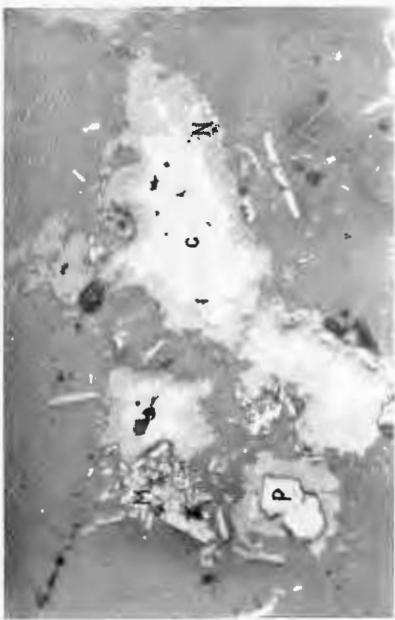
PLANSA II

- Fig. 1. — Cristale aciculare de marcăsită (M) la periferia unei plaje de calcopirită (C). Blendă (BI). N⁺; $\times 70$.
Aiguilles de marcăsite (M) à la périphérie d'une plage de chalcopyrite (C). Blendă (BI). N⁺; $\times 70$.
- Fig. 2. — Calcopirită (C) transformată marginal în calcozină - neodigenit - (N). Baghetă de marcăsită (M) depusă la periferie. Pirită (P). N⁺; $\times 70$.
Chalcopyrite (C) transformée sur les bords en chalcosine - néodygénite - (N). Baguettes de marcassite (M) déposées à la périphérie. Pyrite (P). N⁺; $\times 70$.
- Fig. 3. — Granule fine de marcăsită (M) dispuse în řiruri, străbat plajele de calcopirită (C). N⁺; $\times 100$.
Grains fins de marcassite (M) disposés en fils, traversent les plages de chalcopyrite (C). N⁺; $\times 100$.
- Fig. 4. — Asociație avansată pirită (alb) — calcopirită (cenșiu deschis) — gangă (cenșiu închis). N⁺; $\times 100$.
Association avancée pyrite (blanc) — chalcopyrite (gris clair) — gangue (gris foncé). N⁺; $\times 100$.





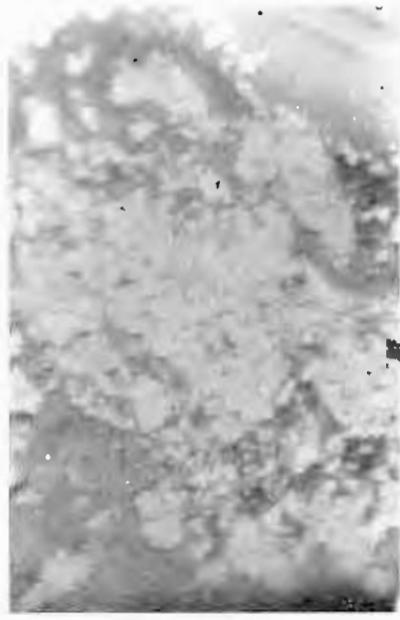
1



2



3



4

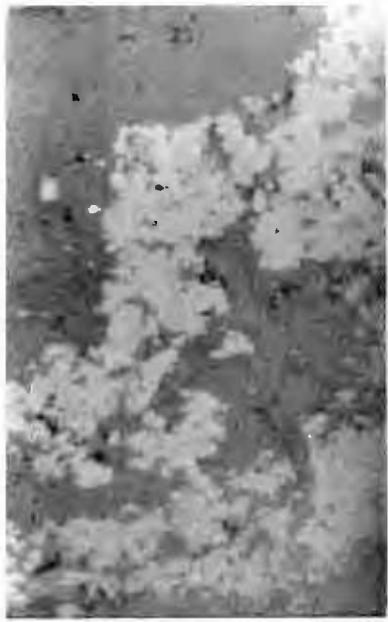
PLANŞA III

- Fig. 1. - Asociație avansată pirită (alb) - calcopirită (cenușiu deschis) - gangă (cenușiu închis). N //; $\times 10,0$
Association avancée pyrite (blanc) - chalcopyrite (gris clair) - gangue (gris foncé). N //; $\times 100$.
- Fig. 2. - Asociație avansată calcopirită (cenușiu deschis) - gangă (cenușiu închis). N //; $\times 70$.
Association avancée chalcopyrite (gris clair) - gangue (gris foncé). N //; $\times 70$.
- Fig. 3. - Pseudomorfoze de calcozină (CZ) după bornit (B). N //; $\times 100$.
Pseudomorphoses de chalcosine (CZ) d'après la bornite (B). N //; $\times 100$.
- Fig. 4. - Stadiu inițial de înlocuire a bornitului (B) de către covelină (CV). Secțiune transversală pe fisură. N //; $\times 100$.
Stade initial de remplacement de la bornite (B) par la covéline (CV). Coupe transversale sur la fissure. N //; $\times 100$.



MARIA DUMITRESCU et al. Prepararea unui mineru aurifer din bazinul Lotrului.

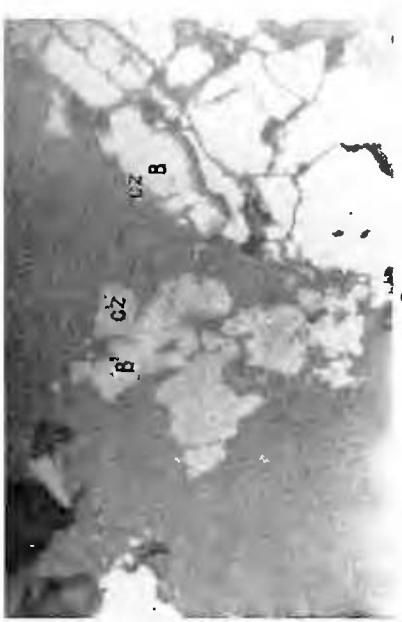
Pl. III.



1



2



3



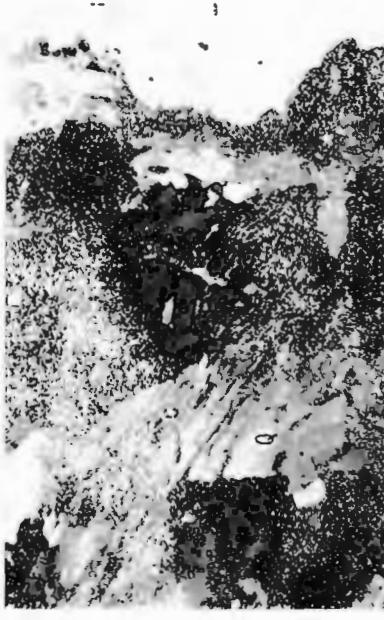
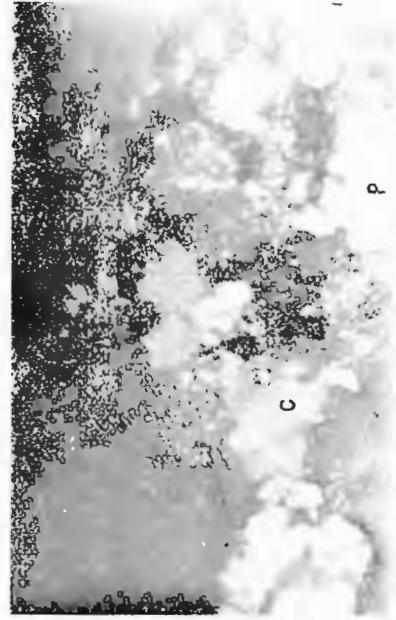
4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.

PLANŞA IV

- Fig. 1. - Galenă (alb) asociată cu gangă (cenusu). N₁; $\times 70$.
Galené (blanc) associée à la gangue (gris). N₁; $\times 70$.
- Fig. 2. - Asociația blendă (Bl) - gangă (cenusu) - pirită (P) - calcopirită (C). N₁; $\times 100$.
Association blende (Bl) -- gangue (gris) - pyrite (P) - chalcocite (C). N₁; $\times 100$.
- Fig. 3. - Quarț idiomorf (alb) spart, pe fisuri pătrunzând calcit (cenusu). N₁; $\times 10$.
Quartz idiomorphe (blanc) cassé, la calcite (gris) pénétrant sur les fissures. N₁; $\times 10$.
- Fig. 4. - Quarț (Q) alungit, străbătut de o rețea de calcit (C). N₁; $\times 10$.
Quartz (Q) allongé, traversé par un réseau de calcite (C). N₁; $\times 10$.





CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE VALORIZARE A UNOR ROCI FELDSPATICE DIN MUNȚII LOTRULUI¹

DE

BUJOR GEORGESCU, MARIA DUMITRESCU, ADELA DRĂGULESCU,
MIHAELA POP²

Abstract

Research on the Beneficiation Possibilities of Some Feldspar Rocks of the Lotru Mountains. The dressing research was accomplished on some feldspar rocks from the Valea Lotrului Basin. The sample from the Valea Pietroșita contains 3.2–3.7% K₂O; 4.6% Na₂O; 1.1% Fe₂O₃; 15.9% Al₂O₃; 7.2% SiO₂, and the sample from the Valea Voinești contains 3.4% K₂O; 6.12% Na₂O; 0.5% Fe₂O₃; 15% Al₂O₃; 71.4% SiO₂. The main mineralogical components were: potash feldspars, plagioclases, quartz, biotite, chlorite, muscovite, sericite. Using a technological flow-sheet, which contains magnetic separation and flotation, one can obtain – in both cases – a feldspar concentrate with 11% K₂O + Na₂O, 0.2% Fe₂O₃ and a quartz concentrate (quartz sand) with 96% SiO₂ and 0.15% Fe₂O₃.

Lucrările de cercetare geologică executate de către Intreprinderea geologică de prospecție în bazinul Văii Lotrului pentru alte obiective decit materiile prime pentru industria ceramică, au pus în evidență existența unor formațiuni pegmatitice care ar putea constitui surse de feldspati.

Pentru aprecierea posibilităților de valorificare a unora din aceste formațiuni cu scopul principal al obținerii unor concentrate feldspatice de bună calitate, Institutul Geologic a executat cercetări de preparare pe două probe colectate de IGP SMS. Prima a fost recoltată din galeria 6 de pe valea Pietroșita, iar a doua din aflorimentul unui filon pegmatitic situat pe valea Voinești la 3 km amonte de confluența cu rîul Lotru.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 7 mai 1973.

² Institutul de Geologie, și Geofizică str. Caransebeș nr. 1 București.



I. CARACTERISTICI CHIMICO-MINERALOGICE ALE PROBELOR

A) Compoziția chimică

Compoziția chimică principală a celor două probe este dată în tabelul de mai jos.

TABELUL 1
Compozițile chimice principale ale probelor

Componenți	Proba 1 %	Proba 2 %
K ₂ O	3,2–3,7	3,40
Na ₂ O	4,6	6,12
Fe ₂ O ₃	1,1	0,48
Al ₂ O ₃	15,9	15,04
SiO ₂	72,1	71,36
MgO	0,3	urme
CaO	1,3	1,38
BaO	0,08	lipsă
TiO ₂	urme	urme

B) Caracteristici mineralogice

1. Proba din valea Pietroșița. Proba a fost constituită din pegmatite cu zone micropegmatitice. Culoarea predominantă este roz observându-se cu ochiul liber filonașe și lentile de cuarț (alb) și pe alocuri plaje de biotit și clorit. Rar se observă cristale idiomorfe mici (1 mm) de pirită. Textura rocii este masivă. În unele zone roca este puternic cataclazată.

Compoziția mineralologică a probei este redată în tabelul 2.

TABELUL 2
Compoziția mineralologică și dimensiunile mineralelor

Minerale	Dimensiuni mm	Conținut %
Plagioclaz	0,01– 9	46 – 47
Microclin + pertit	0,2 – 20	18,4–20,5
Cuarț	0,01– 4	27
Celsian	0,5 – 8	sporadic
Biotit + clorit	0,02– 5	1
Muscovit + sericit	0,01– 3	sporadic
Epidot	0,2 – 0,5	
Titanit	0,01– 1,5	
Clinozoitit	0,01– 1	
Pirită	0,02– 1	
Hematit	submicronice	0,1
Limonit	"	0,8
Grafit	"	0,5



Plagioclazul, mineralul preponderent al rocii, este un albit cu 5—6% An. Este tabular însă are tendință de a forma cristale scurt prismatice. Prezintă frecvent macle polisintetice și totdeauna o ușoară alterare — caolinizare și foarte slabă sericitizare — (pl. I, fig. 1). Pe marginile unor cristale se remarcă zone limpezi albitive. Uneori plagioclazul este inclus în microclin în care caz are conture corodate; din relațiile între aceste două minerale se observă că plagioclazul este format înaintea microclinului (pl. I, fig. 2). Plagioclazul include adesea cuarțul format anterior pe care-l corodează (pl. I, fig. 3).

Feldspatul potasic este reprezentat prin microclin, care prezintă maclele caracteristice rectangulare, conținând frecvent incluse granule de cuarț și de plagioclaz, cu dimensiuni medii de 0,1—0,3 mm, pe care le corodează. Se observă unele granule mici de microclin pînă la 0,2 mm formate într-o primă generație și granule mai mari formate ulterior. Ultimile conțin incluse granule de cuarț și plagioclaz.

Pertitul se întâlnește frecvent atât sub formă unui pertit de substituție cît și de dezamestec. Pertitul de substituție prezintă macle polisintetice după 010, cel de dezamestec după 001 (pl. I, fig. 4).

Celsianul apare în cantitate redusă avind $Z \wedge a = 32^\circ$.

Cuarțul prezintă adesea o structură mozaicată și chiar parchetată și extincții rulante de 19° . Se observă două generații de cuarț și anume o primă generație reprezentată de cuarțul inclus în plagioclaz, avînd conturele corodate (pl. I, fig. 3) și cuarțul depus pe fisuri, venit ulterior.

Asociația plagioclaz-microclin este avansată, întîlnită frecvent la 0,17 mm. Asociația feldspaților cu cuarțul este în medie cuprinsă la 0,25 mm (pl. II, fig. 1).

Biotitul este transformat în cea mai mare parte în clorit (pennin).

Muscovitul apare sporadic; sericitul apare ca produs de alterare a plagioclazului.

Epidotul este asociat, în cele mai multe cazuri, cloritului, constituind cristale idiomorfe.

Titanitul și clinozoizitul apar de asemenea cu conture idiomorfe.

Pirita apare atât pe fisuri cît și în granule izolate, de obicei sfărimate.

În secțiunile lustruite se mai observă mici fisuri limonitizate sau hematitizate.

Nu s-au identificat minerale de metale rare.

2. Proba din valea Voineștiă. Compoziția mineralologică a probei tehnologice din valea Voineștiă este redată în tabelul 3.

TABELUL 3
Compoziția mineralologică și dimensiunile mineralelor

Minerale	Dimensiuni mm	Conținut cca(%)
Plagioclaz	0,01 – 8	55
Microclin-pertit	0,01 – 18	20
Cuarț	0,01 – 5	19
Biotit + clorit	0,2 – 1,7	} 5 sporadic
Muscovit + sericit	0,01 – 2,1	
Rutil (sagenit)	submicronice	
Magnetit	"	1
Hematit	"	
Limonit	"	

Plagioclazul (6 – 7 % An) este maclat polisintetic, este întotdeauna alterat (caolinizat și sericitizat) și conține incluse paete și foițe de sericit și muscovit de dimensiuni variabile (0,001 – 0,25 mm) și granule de cuarț (0,05 – 0,9 mm). Astfel asociațiile plagioclazului cu mineralele menționate sunt foarte frecvente la dimensiuni mici (submicronice pînă la 0,05 mm) dar reduse cantitativ; obișnuit aceste asociații sunt în medie la dimensiuni de 0,4 mm (pl. II, fig. 2, 3, 4; pl. III, fig. 1).

Microclin-pertitul este în general proaspăt, nealterat, conține inclusiv cuarț (pl. III, fig. 2, și 3). Se întâlnește frecvent un feldspat de dezamestec cu zone potasice limpezi (cu macle în grătar) ce alternează cu zone sodice ce contrasteză printr-o brunificare puternică, fiind întesate de o pulbere fină opacă.

Atât plagioclazii cât și feldspații sodo-potasici sunt străbătuți de fisuri fine, limonitizate (pl. III, fig. 4) sau ceva mai largi (pînă la 1 – 2 mm), umplute cu cuarț.

Gradul de asociere al feldspaților apare în medie la dimensiuni de 2 – 3 mm (pl. IV, fig. 1).

Cuarțul prezintă aceleași caracteristici ca și în probă din valea Voinești.

Muscovitul și biotitul formează lamele ce constituie cuiburi sau fișuri monominerale sau asociații între ei. Biotitul este transformat adesea în clorit (pennin) cu separare de oxizi de fier (pl. IV, fig. 3). Alteori se separă în biotit-sagenitul caracteristic.

Oxizii de fier (magnetitul și hematitul) impregnează roca în granule submicronice (pl. IV, fig. 4).

II. EXPERIMENTĂRI DE PREPARARE

Caracterele chimico-mineralogice ale celor două probe arată că acestea prezintă interes pentru conținuturile în feldspați; nu este exclus ca deșeurile care rămân sub formă de cuarț și mice să poată fi valorificate.

Analizele spectrale și mineralogice nu au pus în evidență existența unor concentrații interesante de metale sau minerale de metale rare.

Ca urmare, cercetările de preparare au urmărit stabilirea posibilităților de reducere a conținutului de fier și de separare a feldspațiilor de cuarț.

A) Cercetări cu proba din valea Pietroșița

1. Experimentări de reducere a conținutului de fier. Pentru reducerea conținutului de fier s-au experimentat separarea magnetică și flotația.

Separările magnetice s-au făcut pe un separator tip 138 C, cu material măcinat uscat la trei dimensiuni diferite — 0,315 mm, — 0,250 mm, — 0,100 mm.

Pentru a ușura procesul de separare magnetică s-a eliminat din materialul măcinat fracțiunea foarte fină (aproximativ sub 30 μm). Îndepărțarea materialului foarte fin s-a făcut prin clasare hidraulică, pierderea de material fiind de ordinul a 10—12% la măcinările de — 0,315 mm și — 0,250 mm și peste 20% la măcinarea de — 0,10 mm. Eliminarea fracțiunii fine este de altfel necesară și pentru realizarea flotației de separare a feldspatului de cuart, unde prezența fracțiunii fine împiedică obținerea unui concentrat bun de feldspat.

Fracțiunea fină îndepărtată are un conținut ceva mai ridicat de Fe_2O_3 (2,3...2,7% Fe_2O_3) decât materialul brut, ceea ce face ca în schimb materialul deșlamat să aibă un conținut cu 0,1...0,2 mai mic (0,8...0,9% față de aproximativ 1%).

La fiecare încercare, materialul a fost trecut de mai multe ori prin separator, fie de la început la cîmpul cel mai intens (aproximativ 10—11 000 Oe) fie în cîmpuri din ce în ce mai intense. Observațiile făcute au arătat că trei treceri prin separator, la cîmpul cel mai intens, sunt practic suficiente, peste 85% din fier fiind eliminat la prima trecere.

Pentru ilustrarea comportării materialului în procesul de separare magnetică, în tabelul 4 sunt redate rezultatele mai multor încercări.

Se vede că nu există diferențe mari între rezultatele obținute la separarea magnetică cu materialul măcinat la diferite dimensiuni.



TABELUL 4

Rezultatele experimentărilor comparative de separare magnetică cu diferite finețe de măcinare

Măcinare mm	Produse	Extracția în greutate %	Fe_2O_3	
			Conținut %	Reparti- zare %
-0,315	Magnetice	7,2	10,40	79,5
	Nemagnetice	92,8	0,20	20,5
	Alimentare	100,0	0,91	100,0
-0,25	Magnetice	6,8	8,68	74,6
	Nemagnetice	93,2	0,22	25,4
	Alimentare	100,0	0,80	100,0
-0,25	Magnetice	5,0	11,57	72,0
	Nemagnetice	95,0	0,24	28,0
	Alimentare	100,0	0,81	100,0
-0,25	Magnetice	7,0	9,21	78,5
	Nemagnetice	93,0	0,19	21,5
	Alimentare	100,0	0,82	100,0
-0,10	Magnetice	4,5	14,12	75,0
	Nemagnetice	95,5	0,23	25,0
	Alimentare	100,0	0,86	100,0

În cazul măcinărilor mai grobe, proporțiile de material extras în fracțiunea magnetică, raportate la alimentarea separatorului, sunt puțin mai mari decât în cazul măcinării la 0,1 mm (6...7,2% față de 4,5%), respectiv produsele nemagnetice (produsul util) sunt cantitativ mai mici (92,8...94% față de 95,5%), dar trebuie să se țină seama de faptul că proporția de material fin eliminată la clasarea preliminară este sensibil mai mare în cazul măcinării fine.

Conținutul de Fe_2O_3 al produsului deferizat a scăzut pînă la aproximativ 0,2%.

S-au efectuat și cîteva încercări de reducere a conținutului de fier prin flotație. S-a încercat să se floteze mineralele micacee, făcîndu-se flotații în tulbureală acidă și în mediu bazic. În ambele cazuri rezultările au fost foarte slabe, nereușindu-se să se colecteze în spumă decât o mică parte din mineralele purtătoare de fier și în același timp pierderile de feldspat fiind destul de mari.

În acest fel, apare mai avantajoasă folosirea de la început a separării magnetice.



2. Experimentări de separare a feldspațiilor de cuarț. Separarea feldspațiilor de cuarț s-a făcut prin flotăție. Experimentările au fost efectuate cu material defețizat prin separare magnetică, măcinat la diferite finețe ($-0,315$ mm; $-0,250$ mm; $-0,10$ mm).

Flotăția de separare feldspati-cuarț a fost executată în tulbureală acidă, pH-ul fiind menținut la $2,5-3$ prin adăugare de acid fluorhidric (2000 g/t).

S-au încercat mai mulți reactivi colectori (flotigam, laurilamină, acetat de alchilamină), cele mai bune rezultate obținându-se cu acetatul de alchil amină (400 g/t).

Ca reactiv spumant s-a utilizat uleiul de pin (50 g/t). Adaosurile de reactivi ca și colectarea produselor s-a făcut în două etape, obținindu-se un prim produs considerat „concentrat” și un al doilea produs considerat „produs intermediar” datorită conținutului ceva mai redus în alcalii și mai ridicat în cuarț.

Rezultatele obținute la încercările făcute în diferite condiții de măcinare inițială a materialului ($-0,315$ mm, $-0,25$ mm sau $-0,10$ mm) au arătat că măcinarea trebuie să fie făcută sub $0,25$ mm. La $0,315$ mm se pierde feldspat în produsul cuarțos care nu are decit $82-83\%$ SiO_2 . La măcinări foarte înaintate de asemenea rezultatele sunt mai slabe: concentratul cuarțifer are 90% SiO_2 iar primul concentrat feldspatic reprezintă numai 55% din alimentarea flotăției.

Concentratul feldspatic obținut la măcinarea sub $0,25$ mm are cca $10,5\%$ $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$; $0,19-0,23\%$ Fe_2O_3 și reprezintă $64-66\%$ din materialul supus flotăției sau $56-58\%$ din tot materialul. A doua fracțiune, considerată produs intermediar, reprezintă $9,5-12\%$ în greutate, are $0,3-0,4\%$ Fe_2O_3 și $7,8-9\%$ $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$.

Concentratul de cuarț are peste 96% SiO_2 , $0,12-0,15\%$ Fe_2O_3 , conținuturi reduse de alcalii și reprezintă cca 23% din materialul supus flotăției.

Pentru ilustrarea rezultatelor, se dau în tabelul 5 rezultatele canticitative și calitative obținute la trei încercări.

B) Experimentări cu proba din valea Voineștiă

1. Experimentări de reducere a conținutului de fier și de separare a mierci. Experimentările de separare magnetică s-au efectuat pe același separator (ca în cazul probei de la Petroștiă) cu material măcinat uscat la $-0,5$ mm; $-0,3$ mm și $-0,2$ mm.



TABLUL. 5
Rezultatele experimentărilor de flotație

Incerarea	Produse	Fe ₂ O ₃		K ₂ O		Na ₂ O		SiO ₂		Al ₂ O ₃		
		Extractia in greutate %	Conti- nuu- tare %	Repar- tiuire %	Conti- nuu- tare %	Repar- tiuire %	Conti- nuu- tare %	Repar- tiuire %	Conti- nuu- tare %	Repar- tiuire %	Conti- nuu- tare %	
101	Concentrat feldspatic	64,3	0,22	69,0	4,26	86,9	6,20	82,1	65,14	57,5	20,15	80,7
	Produs intermediar	12,3	0,23	13,7	3,14	12,2	6,18	15,6	68,10	11,6	22,24	17,0
	Quart	23,4	0,15	17,3	0,12	0,9	0,18	2,3	96,28	30,9	1,52	2,3
	Alimentare	100,0	0,20	100,0	3,15	100,0	4,85	100,0	73,09	100,0	16,04	100,0
7	Concentrat feldspatic	66,3	0,19	66,0	4,24	88,7	6,24	87,7	61,64	58,9	20,85	85,1
	Produs intermediar	9,5	0,30	11,9	3,40	10,2	5,40	10,9	68,50	9,0	21,50	12,6
	Quart	24,2	0,15	19,1	0,14	1,1	0,27	1,4	96,46	32,1	1,56	2,3
	Alimentare	100,0	0,19	100,0	3,16	100,0	4,71	100,0	72,70	100,0	16,23	100,0
119	Concentrat feldspatic	65,8	0,23	65,8	4,60	87,0	5,82	89,3	—	—	—	—
	Produs intermediar	11,4	0,45	22,3	3,98	13,0	3,78	10,0	—	—	—	—
	Quart	22,8	0,12	11,9	—	—	0,13	0,7	—	—	—	—
	Alimentare	100,0	0,23	100,0	3,48	100,0	4,29	100,0	—	—	—	—

Înaintea separării magnetice s-a eliminat materialul fin (sub 20 μm), pierdere care reprezintă cca 10%.

Din rezultatele obținute la separările magnetice se constată că în ceea ce privește conținutul de Fe_2O_3 al fracțiunii nemagnetice, nu sînt deosebiri semnificative în funcție de gradul de măcinare. În toate cazurile, conținutul de Fe_2O_3 a putut fi scăzut pînă sub 0,2% Fe_2O_3 .

În cazul măcinării mai fine însă, sub 0,2 mm, proporția de material deferizat este mai mică (75% față de 81–86% la măcinările sub 0,3 mm și 89% la măcinările sub 0,5 mm).

Conținutul de Fe_2O_3 al fracțiunilor magnetice variază cu intensitatea cîmpului magnetic; se observă faptul că fracțiunea extrasă la cîmpul cel mai slab (cca 1000 Gauss) are un conținut mai ridicat de Fe_2O_3 decît fracțiunile următoare (cca 6% Fe_2O_3 față de cca 2–3% Fe_2O_3 în fracțiunile extrase la cîmpurile cele mai intense).

Fracțiunile extrase la cîmpurile cele mai slabe (cca 1000 G) sînt constituite în cea mai mare parte din biotit, clorit și ceva limonit.

Produsele magnetice extrase la cîmpurile ceva mai intense (cca 2000 G) s-a constatat că sînt constituite — cca 90% — din muscovit.

Fracțiunile magnetice extrase la cîmpurile cele mai intense sînt constituite în majoritate din feldspați, cu ceva muscovit și cuarț.

Prezența granulelor de feldspat și cuarț în fracțiunile magnetice se poate explica prin existența unor incluziuni foarte fine de oxizi de fier magnetici, biotit (+ clorit).

Într-un flux industrial va fi posibilă recuperarea unei părți din feldspații eliminați în fracțiunile magnetice, prin retratarea acestora în separatorul magnetic, în scopul reducerii conținutului de Fe_2O_3 după o eventuală remăcinare.

2. Experimentări de separare a feldspațiilor de cuarț. Experimentările de separare a feldspațiilor de cuarț s-au făcut prin flotație, cu material deferizat prin separare magnetică avînd un conținut de 0,15–0,2% Fe_2O_3 .

Acest produs reprezintă 81–86% din rocă.

Operațiile de flotație au fost efectuate în diferite condiții de lucru (diferite cantități de colector, de acid fluorhidric etc.).

La experimentările de flotație s-au utilizat 2800 g/t acid fluorhidric, 450 g/t acetat de alchilamină și 50 g/t ulei de pin. Timpul de colectare a fost de 5 minute.



În scopul reducerii consumurilor de reactivi s-au efectuat cîteva experimentări de flotație la care s-a utilizat apă provenită de la filtrarea produselor unor flotații anterioare. S-a constatat că au fost necesare cantități mult mai reduse de reactivi (aproximativ jumătate).

Se poate presupune deci, că într-o instalație industrială prin reintroducerea în circuit a apei de la filtre, consumurile de reactivi vor fi mult mai mici decît cele indicate în experimentările de laborator.

Rezultatele obținute la încercările de flotație efectuate în diferite condiții de măcinare inițială a materialului, au arătat că la experimentările făcute cu material măcinat la 0,3 mm și 0,2 mm se obțin rezultate asemănătoare și apreciate mulțumitoare (tab. 6).

În condițiile de reactivi expuse, produsul feldspatic obținut a avut conținuturi de 11% $K_2O + Na_2O$, sub 0,2% Fe_2O_3 , 65–68% SiO_2 , 19% Al_2O_3 . Raportul K_2O/Na_2O este în general în favoarea oxidului de sodiu.

Colectînd separat fracțiunea de concentrat care flotează în primele 2 minute, s-a constatat că este mai bogată în alcalii (suma $K_2O + Na_2O$ ajunge pînă la 13%).

Fracțiunea care se colectează în continuare în următoarele 3 minute este însă mult mai săracă în alcalii ($K_2O + Na_2O$ este aproximativ 8%) și mai bogată în cuart; prin refloare, foarte probabil că se va îndepărta o parte din cuart, ceea ce va determina o creștere a sumei de alcalii.

Produsul care rămîne în tulbureală este un concentrat de cuart. El conține cca 96% SiO_2 ; 0,4% K_2O ; 0,4% Na_2O ; 0,14% Fe_2O_3 și reprezintă în medie 20% din materialul supus flotației și 16% față de roca brută.

III. CONCLUZII

Cercetările efectuate cu cele două probe au urmărit stabilirea tehnologiei de preparare a unor roci feldspatice din bazinul Văii Lotrului; proba I – valea Pietroșița și proba II – valea Voinesița.

Cercetările experimentale au arătat că printr-un flux tehnologic care cuprinde: măcinare-separare magnetică-flotație este posibilă obținerea – în ambele cazuri – a unui concentrat feldspatic de bună calitate (asemănător cu feldspatul Muntele Rece, calitatea „glazur” STAS 268-65).

În cazul probei I, concentratul feldspatic reprezintă aproximativ 58% din materialul brut și conține: 11% $K_2O + Na_2O$ și 0,2% Fe_2O_3 . Se mai obține un produs intermediar, ceva mai bun calitativ decît sortul feldspat calitatea II Muntele Rece sau Armeniș, produs care reprezintă 10% din roca brută.

TABLUL 6
Rezultatele experimentărilor de flotajic

Incer- carea nr.	Măci- nare num	Producție	Extracția în greutate %	K ₂ O		Na ₂ O		Continut	
				Concen- trat %	Concen- trat %	Repar- tizare %	Concen- trat %	K ₂ O + Na ₂ O %	SiO ₂
17	-0,3	Concentrat C ₁	62,3	6,10	84,7	6,40	83,0	12,50	0,18
		Concentrat C ₂	16,2	3,84	13,9	4,68	15,8	8,52	0,16
		Concentrat global C ₁ +C ₂	78,5	5,63	98,6	6,04	98,8	11,07	0,93
		Quart	21,5	0,30	1,4	0,27	1,2	0,93	0,17
		Alimentare	100,0	4,48	100,0	4,08	100,0	8,56	1,10
31	-0,3	Concentrat C ₁	54,3	5,57	74,6	7,38	73,3	12,95	0,75
		Concentrat C ₂	27,6	3,53	24,0	4,95	24,9	8,48	0,71
		Concentrat global C ₁ +C ₂	81,9	4,88	98,6	6,56	98,2	11,40	0,74
		Quart	18,1	0,30	1,4	0,53	1,8	0,53	0,08
		Alimentare	100,0	4,05	100,0	5,47	100,0	9,52	0,74
28	-0,2	Concentrat C ₁	69,9	6,50	94,0	5,30	91,0	11,80	1,22
		Concentrat C ₂	6,1	3,16	4,0	4,19	6,3	7,30	0,75
		Concentrat global C ₁ +C ₂	76,0	6,23	98,0	5,20	97,3	11,43	1,19
		Quart	24,0	0,39	2,0	0,42	2,7	0,22	0,20
		Alimentare	100,0	4,82	100,0	4,06	100,0	8,88	1,18



Produsul cuarțos care se obține reprezintă 21% din roca brută și conține 96% SiO_2 și 0,15% Fe_2O_3 ; el este utilizabil în ceramică și industria sticlei.

În cazul probei II, concentratul feldspatic obținut reprezintă 70% din roca brută și conține peste 11% $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ și sub 0,2% Fe_2O_3 .

Ca subproduse probabil valorificabile, dar cu valoarea relativ mică, se obțin: un concentrat de nisip de cuarț cu peste 96% SiO_2 , reprezentând în greutate cca 16% și un concentrat de praf de mică, reprezentând în greutate cca 3%.

RECHERCHES SUR LES POSSIBILITÉS DE MISE EN VALEUR QUELQUES ROCHES FELDSPATHIQUES DES MONTS DU LOTRU

(Résumé)

L'étude a envisagé d'établir la technologie de préparation de quelque roches feldspathiques du bassin de la vallée du Lotru: l'échantillon 1 de la galerie Pietroșița et l'échantillon 2 de la vallée de la Voineșița.

Les principaux constituants minéralogiques ont été: feldspaths potassiques, plagioclases, quartz, biotite, chlorite, muscovite, sérécite.

Les recherches expérimentales ont montré, que par un flux technologique comportant: broyage, séparation magnétique et flottation, il est possible d'obtenir — dans les deux cas — un concentré feldspathique de bonne qualité.

On obtient, dans les deux cas, un concentré feldspatique avec environ 11% $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ et 0,2% Fe_2O_3 représentant 58% de la roche brute — dans le cas de l'échantillon de la galerie Pietroșița, — et à peu près 70% de la roche brute — dans le cas de l'échantillon de la vallée de la Voineșița.

Le produit quartzeux obtenu contient 96% SiO_2 et 0,15% Fe_2O_3 , représentant 21% de la roche brute, dans le cas du premier échantillon et 16% pour la deuxième.



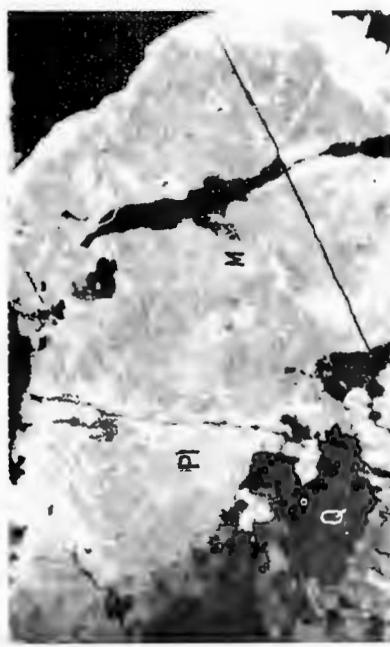
PLANSA I



PLANŞA I

- Fig. 1. — Asociația plagioclaz (Pl) — microclin (M) — cuarț (Q). Plagioclazul este caolinizat
N + ; $\times 10$.
Association plagioclase-microcline (M) — quartz (Q). Le plagioclase est caolinisé.
N + ; $\times 10$.
- Fig. 2. — Plagioclaz (Pl), cu o margine albitică (Ab), cu conture ușor corodate de microclin (M). N + ; $\times 70$.
Plagioclase (Pl), avec une bordure albitique (Ab), à contours faiblement corrodes par le microcline (M). N + ; $\times 70$.
- Fig. 3. — Plagioclazul (Pl) include foișe de sericit (S) și cuarț (Q) pe care îl corodează. N + ;
 $\times 70$.
La plagioclase (Pl) renferme des feuillettes de séricite (S) et quartz (Q), qu'il cor-
rode. N + ; $\times 70$.
- Fig. 4. — Pertit de substituție și pertit de dezamestec. N + ; $\times 70$.
Perthite de substitution et perthite d'exsolution. N + ; $\times 70$.





1



2



3



4

PLANŞA II

- Fig. 1. Asociația feldspat potasic (microclin + pertit) - plagioclaz + cuarț, N_±; < 70.
Association feldspath potassique (microcline + perthite) - plagioclase + quartz, N_±; < 70.
- Fig. 2. Plagioclaz maclat polisintetic, brunificat, N_±; < 70.
Plagioclase maclé polysynthétique, opacifiée, N_±; < 70.
- Fig. 3. Plagioclaz (Pl) conținând incluse foile de muscovit (M) și biotit (B), N_±; < 100.
Plagioclase (Pl) renfermant des feUILlettes de muscovite (M) et biotite (B), N_±; < 100.
- Fig. 4. Plagioclaz maclat polisintetic (Pl) cu cuarț (Q) inclus, N_±; < 70.
Plagioclase maclé polysynthétique (Pl) à quartz (Q) inclus, N_±; < 70.



B. GEORGESCU et al. Valorificarea unor roci feldspatice din munții Lotrului.

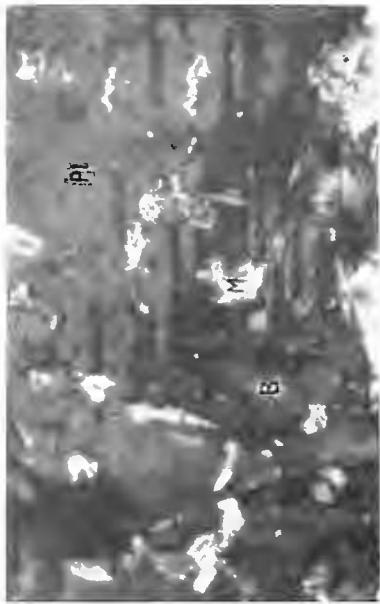
Pl. II.



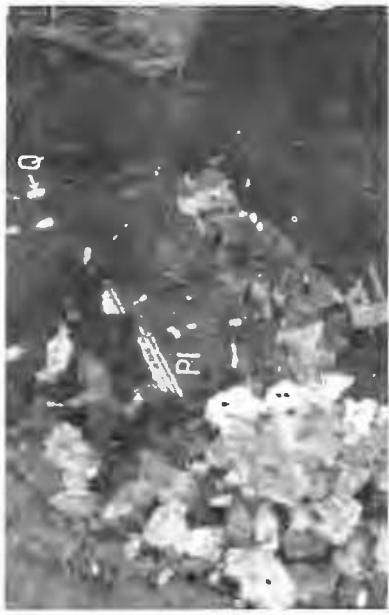
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.



Institutul Geologic al României

PLANŞA III

Fig. 1. — Asociația plagioclaz (Pl) – cuarț (Q). N – ; X 10.

Association plagioclase (Pl) – quartz (Q). N – ; X 10.

Fig. 2. — Microclin pertit larg dezvoltat. N + ; X 70.

Microcline perthite largement développé. N + ; X 70.

Fig. 3. — Microclin pertit cu cuarț (alb) inclus. N + ; X 70.

Microcline perthite à quartz (blanc) inclus. N + ; X 70.

Fig. 4. — Microclin (ceniușiu) străbătut de fisuri cu oxizi de fier (negru). N // ; X 10.

Microcline (gris) traversé par des fissures à oxydes de fer (noir). N // ; X 10.



B. GEORGESCU et al. Valorificarea unor roci feldspatice din munții Lotrului.

Pl. III.



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 50.



Institutul Geologic al României

PLANSA IV

Fig. 1. - Asociația plagioclaz (Pl) - microcelin (M) - cuarț (Q). N / ; X 70.

Association plagioclase (Pl) - microcline (M) - quartz (Q). N / ; X 70.

Fig. 2. - Cuib de muscovit asociat cu puțin biotit. N / ; X 10.

Nid de muscovite associée à peu de biotite. N / ; X 10.

Fig. 3. - Biotit transformat în clorit, cu separare de oxizi de fier. N / ; X 70.

Biotite transformée en chlorite, avec séparation des oxydes de fer. N / ; X 70.

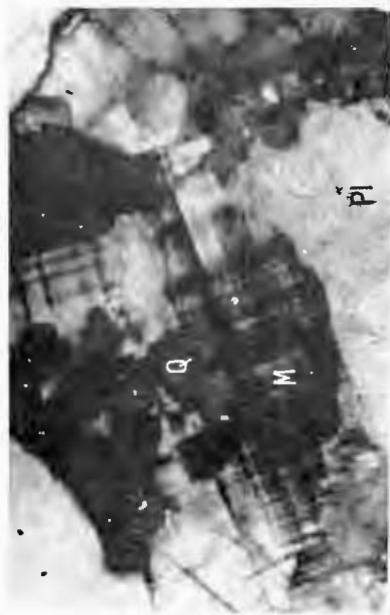
Fig. 4. - Magnetit martilitizat. N / ; X 100.

Magnétite martitisée. N / ; X 100.



B. GEORGESCU et al. Valorificarea unor roci feldspatice din muntii Lotrului.

Pl. IV.



1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE VALORIZARE A UNEI ROCI FELDSPATICE DIN MUNȚII PARÎNG¹

de

BUJOR GEORGESCU, MARIA DUMITRESCU, ADELA DRĂGULESCU,
MIHAELA POP²

Abstract

Dressing Researches on the Possibilities of Beneficiation of a Feldspar Rock Sample from the Parîng Mountains. Dressing researches were accomplished on a feldspar rock sample from the Parîng Mountains, assaying 5.1% K₂O; 3% Na₂O; 16% Al₂O₃; 69.7% SiO₂ and 3% Fe₂O₃. Potash feldspars, plagioclases, quartz, biotite, chlorite are the main components, iron content being due principally to chlorite, biotite and some iron oxides. A feldspar concentrate with 8–9% K₂O; 3.1–4.1% Na₂O; 0.23% Fe₂O₃ and a quartz concentrate (quartz sand) could be obtained by magnetic separation for iron removal and by flotation for separating feldspar from quartz.

Cercetările de prospectare executate de către I.G.P.S.M.S. în diferite zone au pus în evidență formațiuni care ar putea prezenta interes ca sursă de feldspați pentru industria ceramică și a sticlei.

În vederea aprecierii oportunității intensificării cercetărilor de prospectare în aceste zone, este necesară completarea datelor geologice cu informații privind caracteristicile tehnologice și comportarea în procese de prelucrare a substanțelor care fac obiectul cercetărilor. În acest scop, la cererea Intreprinderii geologice de prospecții, Institutul Geologic a executat în anii trecuți, prin sectorul de preparare a minereurilor, cercetări privind posibilitățile de valorificare ca sursă de feldspați a substan-

¹ Susținută în ședință de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 7 mai 1973.

² Institutul de Geologie, și Geofizică str. Caransebeș nr. 1, București.



țelor prospectate (Georgescu et al. 1973)³, (Georgescu, Dumitrescu)⁴, (Huber Panu et al. 1971).

De asemenea, în planul tematic de cercetare pe anul 1972 s-a prevăzut executarea altor studii de preparare.

Una din probele cercetate în 1972 și care face obiectul prezentei comunicări a fost colectată de către geologul V. Arsenescu dintr-o formație granitică de lîngă Novaci, situată pe versantul stîng al rîului Gilort.

Executarea cercetărilor a fost urmarea rezultatelor favorabile ale cercetărilor anterioare, privind comportarea la preparare, executate pe o mică probă informativă colectată dintr-o formație asemănătoare din aceeași regiune.

I. CARACTERISTICI CHIMICO-MINERALOGICE ALE MATERIALULUI

Materialul constituent al probei este un granitoid porfiric cu conținut relativ ridicat de feldspați, mai bine de jumătate din aceștia fiind feldspați potasici.

Compoziția chimică, determinată printr-o analiză chimică generală, este arătată în tabelul 1.

TABELUL 1
Compoziția chimică principală a probelor cercetate

Componenți	Proba din 1972 %	Proba din 1971 %
Al ₂ O ₃	16,07	16,1
SiO ₂	69,20	64,6
CaO	2,05	1,7
MgO	1,28	
Fe ₂ O ₃	3,07	5,7
K ₂ O	5,10	5,4
Na ₂ O	2,97	3,8
K ₂ O+Na ₂ O	8,07	9,2
K ₂ O/Na ₂ O	1,66	1,42

Pentru comparație, în tabel sunt date și rezultatele analizei chimice generale privind proba informativă din 1971. Se poate vedea, că față

³ B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Adela Drăgulescu, Ana Niculescu. Cercetări privind determinarea posibilităților de valorificare complexă a pegmatitelor micacee din bazinul Văii Lotrului. 1971. Arh. Inst. Geol.

⁴ B. Georgescu, Maria Dumitrescu. Notă privind cercetările preliminare pentru prepararea granitoidului de la Novaci — Gorj. 1971. Arh. Inst. Geol.



de aceasta, din punct de vedere chimic, proba din 1972 are un conținut sensibil mai scăzut de Fe_2O_3 . De asemenea, suma de oxizi alcalini $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ este mai mică ($7,5\% - 8\%$ față de $9 - 9,5\%$) iar conținutul de SiO_2 mai mare ($69,2\%$ față de $64,6\%$).

Pentru determinarea unor conținuturi eventuale de elemente rare și disperse care ar putea prezenta interes, s-a executat de către I.G.P. și o analiză spectrală standard ale cărei rezultate sunt date în tabelul 2.

TABELUL 2
Analiza spectrală a probei

Elemente	%
Co	0,0003
Cr	0,0003
Mo	0,001
Sb	0,001
V	0,001
Be, Bi, Nb, Ni, Sn, Ge, Hg, W, Zr	SLD

Tabelul cuprinde rezultatele pentru elementele „căutate” și nu exclude existența în mici cantități și a altor elemente. Spectrograma generală nu a dat însă indicații că un alt element ar fi în concentrații depășind conținuturile obișnuite. Așa cum se va arăta ulterior, indirect, pe baza analizării chimice, mineralogice, radioactive a produselor obținute la separare, s-a apreciat că roca brută are și un conținut de ordinul a $200 \dots 300$ g/t oxizi de pămînturi rare (Ce, La).

Acest conținut, deși mai mare decât conținutul obișnuit al rocilor granitice, nu reprezintă, totuși, un interes deosebit.

Mineralogic, componenții principali ai probei sunt: feldspații potasici, plagioclazii și cuarțul. Biotitul, cloritul, muscovitul, sericitul apar în proporție relativ mică, iar ca minerale accesoriai s-au pus în evidență: apatit, titanit, zircon, epidot, ortit, monazit, magnetit, hematit, limonit, pirită, calcopirită.

Compoziția mineralologică stabilită pe baza studiului microscopic efectuat asupra probei tehnologice, corelat cu analiza chimică generală este redată în tabelul 3.

Roca este hipidiomorf grăunțoasă, cu textură masivă și granulație mare. Este cataclazată și limonitizată.

Feldspații potasici formează cristale mari (4 cm diametru) cu $2V = -83^\circ$, reprezentate prin microclin, microclin pertit sau pertit. Cel mai frecvent mod de prezentare este acela de pertit atât de substituție cît și



TABELUL 3
Compoziția mineralologică a probei tehnologice

Minerale	Dimensiuni mm	Conținut cca %
Cuarț	0,01 — 5,00	25,5
Feldspat potasic	0,02 — 40,00	35
Plagioclaz	0,01 — 8,00	30
Biotit + clorit	0,01 — 6,00	3
Muscovit + sericit	0,01 — 0,5	1,5
Apatit	0,02 — 0,65	
Titanit	0,01 — 0,57	
Zircon	0,01 — 0,30	
Accesorii	Epidot	0,001 — 0,40
	Ortit	0,05 — 2,00
	Monazit	0,04 — 0,57
	Magnetit	0,001 — 2,00
	Hematit	0,001 — 1,00
	Limonit	0,05 — 0,10
	Pirită + calcopirită	0,01 — 2,50

de dezamestec. Se observă în unele cristale un pertit de dezamestec fin, un altul de substituție și un al treilea transversal, de asemenea de substituție.

Megacristalele de feldspat potasic includ cristale mici de cuarț (Pl. I, fig. 1 și 2) sau plagioclaz, acesta din urmă prezentând uneori o aureolă de albit limpede, care ar fi posibil să reprezinte fie o depunere de albit care a precedat formarea feldspatului potasic, fie un albit exolvit din feldspatul potasic (pl. I, fig. 2).

Rareori se observă macla microclinului; în unele cristale, apare maclațiunea caracteristică în grătar numai în centrul cristalului.

Feldspatul potasic este străbătut de fisuri foarte fine, pînă la cîțiva milimetri grosime, care uneori se unesc formînd adevărate rețele, umplute cu minerale de neoformăție: cuarț, albit, epidot, clorit (pl. I, fig. 3). În cea mai mare parte feldspatul potasic este proaspăt, nealterat și numai în mod exceptional suferă fenomene de sericitizare ce se propagă neregulat în cristale.

Plagioclazul (An 30) formează granule hipidiomorfe, maclate polisintetic după legea albitului și foarte rar după legea albit-karlsbad.

Uneori cristalele sunt sparte și indoite, pe fisuri pătrunzînd cuarț. Alteori plagioclazul conține incluse cristale mărunte de cuarț (pl. I, fig. 4).

În mod obișnuit este alterat, fiind împănat cu un material fin sericitic și o pulbere fină (< 0,001 mm) opacă.

În secțiuni lustruite în granulele de feldspați, s-a determinat în imersie, la o mărire de cca 2500 ×, o pulbere fină de magnetit, la care

se mai adaugă, sporadic, granule fine de pirită. De asemenea, s-au observat pelicule fine, cu reflexe roșcate, caracteristice pentru hematit.

Cuarțul prezintă frecvență extinție ondulatorie și chiar parchetată, formând adesea structuri cataclastice (pl. IV, fig. 4).

Asociația feldspațiilor cu cuarțul cît și a feldspațiilor între ei este în mare parte la dimensiuni mai mari ca 0,2 mm și numai o mică parte la dimensiuni submicronice (pl. I, fig. 1, 2, 3, 4, pl. II, fig. 4).

O asociație intimă, la dimensiuni submicronice, este a plagioclazului cu sericitul, magnetitul și hematitul (pl. I, fig. 4).

Biotitul formează uneori lamele mari, cu diametru de 6–7 mm, alteleori mai mici. El este înlocuit de obicei cu clorit separind granule de oxizi de fier și de titanit. De asemenea apar mici incluziuni de magnetit, zircon și aureole pleocroice și foarte mult apatit. Și la acesta se observă deformații mecanice puternice, care se reflectă prin lamele îndoite și chiar rupte, care au facilitat eloritizarea.

Apatitul este cel mai frecvent mineral accesoriu întâlnit; el apare idiomorf, adesea inclus în biotit.

Sfenul se dezvoltă atât în cristale independente, cît și sub formă de cristale fine opace, formând o aureolă în jurul magnetitului.

Zirconul apare în cristale mici, rotunjite, opacitizate pe margini, inclus în biotitul eloritizat și pe fisuri în feldspati.

Epidotul apare secundar.

Ortitul formează cristale mărunte de 0,05–2 mm lungime, cu structură zonară, zonele fiind diferit colorate, în tonuri de brun roșcat (pl. II, fig. 1 și 2).

Monazitul apare atât pe fisuri, împreună cu cuarț și albit de neoformație (pl. II, fig. 3), cît și inclus în biotit.

Magnetitul formează plaje și cristale idiomorfe diseminat în rocă, cît și incluziuni în biotit și feldspat. Adesea magnetitul prezintă fenomenul de martitizare (pseudomorfoza hematitului după magnetit).

În concluzie, grănitoidul porfiric care a format proba tehnologică este constituit în principal din feldspat potasic, plagioclaz și cuarț la care se adaugă biotitul de obicei eloritizat și minerale accesori.

Plagioclazul este sericitizat în totalitate și impurificat în cea mai mare parte cu o pulbere fină (< 0,01) de oxizi de fier. Feldspatul potasic este în general proaspăt.

Ca minerale accesoriile apar apatitul, ortitul și monazitul, titanitul, zirconul, epidotul, precum și magnetitul, hematitul și limonitul. În cantități neglijabile mai apar sulfurile (pirită și calcopirită).



Trebuie remarcată parageneza cuarț + albit + monazit de neoformăție.

De asemenea este evidentă asociația foarte avansată a plagioclazului cu sericitul și oxiziile de fier (magnetitul și hematitul).

II. EXPERIMENTĂRI DE PREPARARE

Compoziția chimică și caracteristicile mineralogice ale rocii cercetate fac ca aceasta să prezinte interes în primul rînd pentru conținutul de feldspați apreciat la aproximativ 65%. Conținutul relativ ridicat de alcalii (K_2O , Na_2O) și mai ales raportul K_2O/Na_2O supraunitar măresc interesul pe care l-ar putea prezenta această rocă ca sursă de feldspați.

Conținutul de cuarț, apreciat la circa 25%, prezintă și el interes, dar valoarea lui economică în raport cu feldspații este relativ mică.

În cazul în care roca ar fi fost alcătuită numai din feldspați și cuarț, procesul tehnologic de prelucrare ar fi fost relativ simplu, operația principală urmărind separarea feldspațiilor de cuarț. În cazul rocii cercetate, se găsesc în rocă în afara de mineralele utile și o serie de minerale a căror prezență face imposibilă utilizarea directă a rocii. Determinante din acest punct de vedere sunt mai ales mineralele cu conținut de fier (clorit, biotit, oxizi de fier etc.) prezente în cantitate destul de mare, ceea ce face ca roca brută să aibă un conținut chimic de circa 3% Fe_2O_3 , în timp ce în produsele feldspatice de bună calitate utilizate în industria ceramicei fine, conținutul de Fe_2O_3 trebuie să fie sub 0,2–0,3% iar pentru nisipul de cuarț utilizat la fabricarea sticlei superioare, sub 0,05%.

Deși a fost semnalată prezența elementelor de pămînturi rare (Ce, La) în roca brută, conținutul de oxizi de pămînturi rare al probei pare că nu depășește 0,02–0,03% (conținut apreciat prin calcul pe baza conținuturilor determinate prin analizarea chimică sau spectrografică a produselor obținute la experimentările de separare). În măsura în care conținutul de oxizi de pămînturi rare este datorat unui mineral de pămînturi rare care să concentreze într-unul din subprodusele obținute în procesul principal de preparare, să ar putea încerca mai departe în mod special separarea acestui mineral. Dar chiar în această ipoteză se poate face observația că valoarea economică pe care ar reprezenta-o un concentrat de minerale de pămînturi rare ar fi foarte mică datorită cantității foarte mici, și nu ar acoperi cheltuielile de obținere⁵.

⁵ Valoarea concentratului obținut dintr-o tonă brută (cel mult 0,2...0,3 kg) nu ar depăși 2 lei.



Ca urmare, s-au considerat ca produse utile feldspații și cuarțul și, ca și în cazul probei anterioare, cercetările au fost axate pe scheme cuprinzînd ca operații principale :

operații de reducere a conținutului de fier, constînd în special din separări magnetice pentru îndepărtarea principalelor minerale purtătoare de fier ;

operații de separare feldspați-cuarț cu scopul obținerii unor produse feldspatice bogate în feldspați și sărace în cuarț, respectiv a unui produs cuarțos cu un conținut cît mai ridicat în SiO_2 .

Deși, aşa cum s-a arătat, valoarea pămînturilor rare conținute în rocă este mică, pentru a avea unele informații în legătură cu comportarea în procesul de preparare a mineralelor care conțin aceste elemente⁶ și cu distribuirea lor în produsele obținute prin operațiile de separare ale mineralelor principale, s-au făcut cîteva determinări, chimic sau spectrografic, de conținuturi de pămînturi rare în produsele preparării. De asemenea s-au făcut și cîteva încercări de obținere a mineralelor cu pămînturi rare într-un concentrat separat.

A) Experimentări de reducere a conținutului de fier

Deoarece observațiile mineralogice au arătat că cea mai mare parte din fier este legat de mineralele separabile magnetic (clorit, magnetit, biotit), în scopul reducerii conținutului de fier, s-au efectuat operații de separare magnetică.

Experimentările de separare magnetică s-au făcut uscat, pe un separator sovietic de laborator, tip 138-C, cu material măcinat uscat la 3 dimensiuni diferite : -0,315 mm ; -0,25 mm ; -0,10 mm.

Pentru a ușura procesul de separare magnetică din materialul măcinat s-a eliminat fractiunea foarte fină (sub aprox. 20 μm).

Îndepărtarea materialului fin s-a făcut prin clasare hidraulică, pierdere de material fiind de ordinul a 8–10% la măcinările de -0,315 mm și -0,25 mm și pînă la 25% la măcinarea de 0,10 mm (tab. 4).

Eliminarea fractiunii fine este necesară și pentru realizarea flotației de separare a feldspatului de cuarț, unde prezența fractiunii fine împiedică obținerea unui concentrat bun de feldspat.

Fractiunea fină eliminată a avut un conținut cîeva mai ridicat de Fe_2O_3 (3,8–4,6%) decît materialul brut, ceea ce a determinat o ușoară

⁶ Concentrarea lor în produsele feldspatice ar putea fi dăunătoare pentru calitatea acestor produse.



scădere a conținutului de Fe_2O_3 al materialului deșlamat ($2,2 - 2,5\%$ Fe_2O_3 în materialul deșlamat față de $2,7 - 3,3\%$ în materialul brut).

Operațiile de separare magnetică au constat, în general, din trecerea succesivă a materialului prin separator la cîmpuri din ce în ce mai intense (cuprinse între 1000 și 14 500 G). La unele experimentări s-au folosit însă și scheme cu retratarea produselor intermediare.

Așa cum s-a arătat, separările s-au făcut cu material măcinat la diferite finețe. Urmărind rezultatele obținute la separările magnetice considerate reușite (tab. 4 și 5) se constată că, în ceea ce privește conținutul de Fe_2O_3 al fracțiunii nemagnetice, nu sunt deosebiri semnificative în funcție de gradul de măcinare. În toate cazurile, conținutul de Fe_2O_3 a putut fi scăzut pînă sub $0,25\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$.

În cazul măcinării mai fine (sub 0,1 mm) însă, proporția de material deferizat (fracțiunea nemagnetică) este ceva mai mică ($60 - 61\%$ față de $63 - 70\%$ la măcinările sub 0,2 respectiv 0,315 mm). Ținând seama de pierderile de material prin operația de deșlamare, se poate aprecia că față de roca brută proporția de material deferizat este de $58 - 62\%$ în cazul măcinărilor de 0,2 – 0,3 mm și de $45 - 50\%$ în cazul măcinării sub 0,1 mm.

Conținutul de Fe_2O_3 al fracțiunilor magnetice și proporțiile eliminate variază cu intensitatea cîmpului magnetic (tab. 5), observîndu-se sistematic faptul că fracțiunea extrasă la cîmpul cel mai slab (cca 1000 G) deși cu conținut relativ ridicat de Fe_2O_3 ($5 - 10\%$) are totuși un conținut mai scăzut decit fracțiunea următoare (obținută la circa 2 300 – G) care are $16 - 17\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$. Fracțiunea extrasă la cîmpul cel mai intens (14 500 G) are un conținut relativ redus de Fe_2O_3 : $0,7 - 1,5\%$.

Prin observații la lupa binoculară⁷ și observații microscopice (pe preparate din produsele granulare) s-a apreciat că fracțiunile extrase la cîmpurile slabe sunt constituite în cea mai mare parte din clorit dar că mai conțin și feldspați (cca 10%), proporția de granule libere de oxizi de fier fiind foarte mică. În produsele magnetice următoare, proporția de granule de feldspați crește mult, apreciîndu-se că fracțiunea extrasă la 14 500 Gauss este constituită din peste 90% feldspați. Datorită conținutului ridicat de feldspați (circa 6% Na_2O și 3,7% K_2O), deși conținutul de Fe_2O_3 este de ordinul la $0,7 - 1,5\%$ ar fi posibilă utilizarea acestei fracțiuni ca feldspat de calitatea II pentru ceramica colorată.

Caracterul de „magnetic” sau „slab magnetic” al granulelor de feldspat extrase în fracțiunile magnetice se datorește foarte probabil unei

⁷ Observații făcute atât în cadrul sectorului de preparare cât și la sectorul de mineralogie de la I.G.P.

TABELUL 4

Rezultatele obținute la clasarea hidraulică în funcție de gradul de măcinare

Încercarea nr.	Măcinare mm	Produse	Extracția în greutate %	Fe ₂ O ₃	
				Conținut %	Repartizare %
47	-0,10	- 20 µm	25,1	4,23	36,1
		Magnetice	29,4	6,00	60,0
		Nemagnetice	45,5	0,25	3,9
		Alimentare	100,0	2,93	100,0
41	-0,10	- 20 µm	22,6		
		Magnetice	30,0		
		Nemagnetice	47,4		
		Alimentare	100,0	0,21	
35	-0,20	- 20 µm	9,4	3,77	14,4
		Magnetice	36,4	5,28	80,0
		Nemagnetice	54,2	0,25	5,6
		Alimentare	100,0	2,40	100,0
22	-0,20	- 20 µm	10,3	5,79	22,8
		Magnetice	23,7	7,97	72,4
		Nemagnetice	66,0	0,19	4,8
		Alimentare	100,0	2,61	100,0
25	-0,20	- 20 µm	9,8	4,41	16,0
		Magnetice	32,5	6,63	79,5
		Nemagnetice	57,7	0,21	4,5
		Alimentare	100,0	2,71	100,0
55	0,-,25	- 20 µm	9,1	4,15	15,1
		Magnetice	30,0	6,67	79,8
		Nemagnetice	60,9	0,21	5,1
		Alimentare	100,0	2,51	100,0
57	-0,25	- 20 µm	10,1	4,20	16,4
		Magnetice	32,0	6,36	78,5
		Nemagnetice	57,9	0,23	5,1
		Alimentare	100,0	2,59	100,0
32	-0,20	- 20 µm	10,6		
		Magnetice	31,7		
		Nemagnetice	57,7		
		Alimentare	100,0		
60	-0,315	- 20 µm	8,2	4,57	11,2
		Magnetice	32,0	7,79	84,8
		Nemagnetice	59,8	0,22	4,0
		Alimentare	100,0	3,31	100,0
66	-0,315	- 20 µm	8,2	4,20	12,5
		Magnetice	34,1	6,68	82,3
		Nemagnetice	57,7	0,25	5,2
		Alimentare	100,0	2,75	100,0
74	-0,315	- 20 µm	8,0	1,73	15,1
		Magnetice	26,5	7,26	78,2
		Nemagnetice	65,5	0,24	6,4
		Alimentare	100,0	2,46	100,0



TABELUL 5
Rezultatele obținute la separarea magnetică

Încercare nr.	Măcinare mm	Produse	Intensitatea cimpului Gauss	Extracția în greutate %	Fe_2O_3	
					Conținut %	Repartizare %
47	-0,1	Magnetice	1 cca 1000	2,8	7,6	7,9
			2 .. 2300	7,2	17,27	45,7
			3 11000 - 12000	26,4	4,12	10,0
		4 14000 - 14500		2,9	0,71	0,8
	Nemagnetice Alimentare			60,7	0,25	5,6
				100,0	2,52	100,0
		Magnetice	1 cca 1000	5,0	10,28	20,8
			2 .. 2300	7,1	16,30	46,0
			3 11000 - 12000	13,7	4,51	24,5
57	-0,25	Nemagnetice Alimentare	4 14000 - 14500	9,8	0,73	2,8
				61,4	0,23	5,9
				100,0	2,52	100,0
	-0,315	Magnetice	1 cca 1000	4,3	5,30	8,6
			2 .. 2300	6,9	16,33	43,0
			3 11000 - 12000	9,8	8,74	32,7
		4 14000 - 14500		16,0	1,61	9,8
		Nemagnetice Alimentare		63,00	0,25	5,9
				100,0	2,62	100,0
74	-0,315	Magnetice	1 cca 1000	2,6	11,30	13,0
			2 .. 2300	5,8	18,50	47,5
			3 11000 - 12000	5,8	8,74	22,4
		4 14000 - 14500		14,6	1,48	9,5
		Nemagnetice Alimentare		71,2	0,24	7,6
				100,0	2,26	100,0

impurificări cu incluziuni foarte fine de oxizi de fier magnetic (magnetită). În secțiunile microscopice a fost semnalată prezența în feldspați a unor incluziuni submicronice bănuite a fi incluziuni de fier.

Pentru recuperarea unei părți din feldspații eliminați în fracțiunile magnetice s-a încercat retratarea fractiunilor bogate în feldspați (fracțiunile separate la 12000 și 14500 G) fără sau după o prealabilă remăcinare, dar rezultatele nu au fost satisfăcătoare, neputindu-se recupera fractiuni cu mai puțin de 0,7 - 0,8% Fe_2O_3 .

B) Experimentări de separare a feldspațiilor de cuarț

Ca metodă principală de separare a feldspațiilor de cuarț a fost folosită flotația, rezultatele obținute la experimentările de tatonare executate în 1971 fiind foarte bune. S-au executat și cîteva încercări de sepa-



rare electrostatică, metodă recomandată de unii autori (Revnitev 1970, Plaksin 1966, Olofinski 1962) într-un separator de laborator Denver și într-un separator Lurgi ale căror rezultate nu au fost însă încurajatoare, renunțindu-se, cel puțin pentru etapa prezentă de cercetări, la metoda electrostatică pentru separarea cuarț-feldspat. În cele ce urmează sunt prezentate rezultatele principale obținute la experimentările de flotație.

Flotația a fost făcută cu material deferizat prin separare magnetică, având un conținut de Fe_2O_3 de 0,16–0,25% Fe_2O_3 .

Așa cum s-a arătat mai înainte, acesta reprezintă 58–62% din roca brută, în cazul măcinărilor la –0,2 și –0,3 mm, și 45–50% în cazul măcinărilor mai fine.

Experimentările de flotație au fost efectuate în diferite condiții de lucru (diferite cantități de colector, de acid fluorhidric etc.). Majoritatea experimentărilor de flotație s-au făcut în mediu acid, pH-ul fiind menținut la 2,5–3 prin adăugare de acid fluorhidric. Ca reactiv colector s-a folosit acetatul de alchilamină iar ca spumant uleiul de pin. Flotația a fost condusă astfel încât în spumă să se colecteze mineralele feldspatice, iar cuarțul să rămînă în tulbureală. Rezultatele cîtorva experimentării, mai semnificative, sunt arătate în tabelul 6.

Rezultatele experimentărilor, influențate mult de cantitățile de acid fluorhidric și de colector, nu au arătat diferențe sensibile în funcție de măcinare. Pentru toate cele 3 finețe de măcinare încercate (0,3; 0,2 și 0,1 mm) rezultatele au fost asemănătoare.

Cele mai bune rezultate s-au obținut utilizîndu-se 2500 g/t acid fluorhidric⁸, 400 g/t acetat de alchilamină și 20 g/t ulei de pin. Timpul de flotație a fost de 4 minute.

În aceste condiții, produsul feldspatic obținut la mai multe experimentări a avut conținuturi de: 8–9,0% K_2O ; 3,10–4,10% Na_2O ; suma $\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O} = 11,2–12,8\%$; 0,16–0,2% Fe_2O_3 ; 68% SiO_2 ; 18,4–20% Al_2O_3 . Produsul feldspatic a reprezentat în medie 75% din materialul supus flotației, ceea ce înseamnă aproximativ 45% din materialul brut, în cazul măcinării mai mari și 34–37% în cazul măcinării foarte fine. Raportul $\text{K}_2\text{O}/\text{Na}_2\text{O}$ depășește valoarea 2,4 (valorile obținute la diverse încercări au fost cuprinse între 2,1 și 2,8, dar este posibil ca valorile foarte mari sau foarte mici să fie datorate și însumării erorilor de analiză).

⁸ Într-o instalație industrială, consumurile de acid fluorhidric vor fi, cu mare probabilitate, mult mai mici, datorită reintroducerii în circuit a apei de la filtre, cu conținut ridicat de acid fluorhidric.

TABELUL 6
Rezultatele experimentale obținute la folosire

Incer- carea nr.	Măcinare min	Producție	Extrac- ția în greutate %	K ₂ O Conti- nuum %	Na ₂ O Conti- nuum %	Continut K ₂ O+Na ₂ O %	Continut %		
							K ₂ O Na ₂ O	Fe ₂ O ₃ Na ₂ O	SiO ₂ Al ₂ O ₃
48	-0,10	Concentrat Concentrat Concentrat global Quarț Alimentare	C ₁ C ₁ +C ₂ C ₁ +C ₂	51,3 26,9 78,2 21,8 100,0	10,50 4,95 8,70 0,06 6,73	80,0 19,7 99,7 0,3 100,0	2,80 6,40 4,09 0,03 3,16	45,3 54,3 20,5 0,4 100,0	13,30 11,35 12,79 2,13 9,89
								3,75 0,77 2,13 0,24 2,12	0,25 0,23 0,10 0,10 0,21
54	-0,25	Concentrat Concentrat Concentrat global Quarț Alimentare	C ₁ C ₁ +C ₂ C ₁ +C ₂	55,9 73,5 9,27 26,5 100,0	9,88 7,35 9,27 0,19 6,87	80,4 18,8 99,2 0,8 100,0	3,45 2,97 3,31 0,19 2,48	77,5 20,5 98,0 2,0 100,0	13,33 10,32 12,58 2,0 9,35
								2,86 2,47 2,80 0,20 2,77	0,22 0,16 0,20 0,05 0,16
61	-0,315	Concentrat Concentrat Concentrat global Quarț Alimentare	C ₁ C ₁ +C ₂ C ₁ +C ₂	62,2 13,8 5,92 8,44 100,0	9,00 12,8 3,10 100,0 6,41	87,2 — 3,54 — 100,0	3,64 — 15,9 100,0 2,69	84,1 — 9,02 11,98 100,0	12,64 — 1,90 2,38 9,10
								2,47 0,11 0,17 0,14 2,38	0,25 0,11 0,17 0,14 0,21
88	-0,315	Concentrat Concentrat Concentrat global Quarț Alimentare	C ₁ C ₁ +C ₂ C ₁ +C ₂	57,5 21,3 5,88 8,00 100,0	8,65 20,1 3,56 3,17 6,22	79,9 20,1 99,3 0,08 100,0	3,02 3,56 9,44 11,17 2,51	69,1 30,2 9,44 11,17 100,0	11,67 — 1,65 2,52 8,73
								2,86 2,38 1,65 2,52 8,73	0,22 0,17 0,22 0,10 2,47
60	-0,10	Concentrat Concentrat Concentrat global Quarț Alimentare	C ₁ C ₁ +C ₂ C ₁ +C ₂	52,5 19,9 72,4 27,6 100,0	9,60 neamalizate — 0,04 6,94	— 3,16 2,73 0,05 2,00	2,57 31,6 99,3 0,7 100,0	67,7 9,12 0,7 0,02 100,0	12,13 neamalizate — 0,02 100,0
								3,73 0,16 0,16 0,13 0,16	0,17 0,16 0,16 0,13 0,16
56	-0,25	Concentrat Concentrat Concentrat global Quarț Alimentare	C ₁ C ₁ +C ₂ C ₁ +C ₂	59,0 15,3 74,3 25,7 100,0	8,90 5,05 8,10 — 6,02	87,1 12,9 100,0 — 100,0	2,82 4,07 3,10 — 2,29	72,6 27,2 99,8 0,2 100,0	11,72 9,12 99,8 0,2 100,0
								3,16 1,24 2,61 0,21 0,20	0,23 0,16 0,21 0,13 0,20



Colectînd separat fracțiunea de concentrat care flotează la început (în primele 2 minute) s-a constatat că este mai bogată în K_2O decit fracțiunea următoare. La unele experimentări raportul K_2O/Na_2O în fracțiunea mai bogată depășind valoarea 3,5. Fracțiunea mai bogată în K_2O - în care predomină microclinul - are însă un conținut de Fe_2O_3 ceva mai ridicat decit al fracțiunii următoare (0,22-0,25 față de circa 0,15%). Aceasta se explică prin faptul că mineralele purtătoare de fier, neextrase la separarea magnetică, sunt asociate mai mult cu microclinul decit cu plagioclazul. Tendința de flotație preferențială a feldspațiilor potasici în raport cu cei sodici sugerează faptul că în cazul în care ar prezenta interes obținerea unui produs mai bogat în K_2O decit concentratul global de feldspati, este posibil să se realizeze prin flotație fracionarea concentratului global în două produse: un produs feldspatic mai bogat în K_2O (cu cca 10% K_2O) respectiv sărăcit în Na_2O , și un produs feldspatic cu conținut mai scăzut în K_2O respectiv mai ridicat în Na_2O . Diferențierea ar putea fi probabil accentuată și mai mult prin refloatarea primei fracțiuni în prezența unui reactiv depresant pentru feldspații sodici.

Produsul care rămîne în tulbureală și care constituie un concentrat de cuarț, fiind alcătuit aproape exclusiv din cuarț (peste 98% SiO_2 ; 0,2% K_2O ; 0,2% Na_2O ; sub 0,1% Fe_2O_3), reprezintă în medie 25% din materialul supus flotației și, față de roea brută, circa 15% în cazul măcinărilor mai mari (0,3 și 0,2 mm), respectiv 9-10% în cazul măcinării la 0,1 mm.

Rezultatele unor analize chimice pentru conținuturile de K_2O , Na_2O ; Al_2O_3 ; Fe_2O_3 , SiO_2 ale produselor obținute la cîteva din experimentările de flotație sunt arătate în tabelul 6.

C) Experimentări în legătură cu prezența elementelor de pămînturi rare

Așa cum s-a arătat mai înainte, deși conținutul de elemente rare este mic, s-au făcut și unele experiențe cu scopul obținerii de informații în legătură cu comportarea în procesul de preparare a mineralelor care conțin aceste elemente.

Analiza spectrografică a materialului brut nu a pus în evidență printre „elementele căutate” vreun element în proporție mai mare decit proporțiile obișnuite întâlnite în rocile eruptive (vezi pag. 4).

Existind șansa unei imbogățiri în minerale cu conținuturi de elemente rare, în special de Ce, La în fracțiunile magnetice, au fost analizate spectrografic produse obținute prin fracionarea magnetică, în cazul a



două experimentări. La una dintre ele au fost analizate toate produsele (încercarea NP 25) la cealaltă (NP 16) numai primele 3 fracțiuni magnetice. Rezultatele analizelor sunt arătate în tabelul 7. Se constată că în general

TABELUL 7

Rezultatele analizărit spectrografice a unor produse obținute prin separare magnetică

Incerarea nr.	Fracțiunea analizată	NP - 25				NP - 16		
		Fracțiuni magnetice obținute la aproximativ				Fracțiunea nemagnetică	Fracțiuni magnetice obțin. la aproximativ	
		1000 gauss	2300 gauss	12000 gauss	14500 gauss		1000 gauss	2300 gauss
Zr	g/t	80	150	60	80	SLD	100	120
W	g/t	SLD	SLD	SLD	80	SLD	SLD	SLD
Sn	g/t	SLD	SLD	SLD	80	SLD	SLD	SLD
Ge	g/t	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD
Mo	g/t	7	<3	<3	5	<3	4	<3
Be	g/t	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD
V	g/t	20	15	7	8	<3	20	12
Ni	g/t	SLD	SLD	SLD	8	SLD	SLD	SLD
B	g/t	10	20	25	25	10	10	12
Cr	g/t	8	<3	<3	3	<3	5	<3
Ce	g/t	> 1000	> 1000	200	SLD	SLD	> 1000	> 1000
La	g/t	> 1000	> 1000	150	SLD	SLD	> 1000	> 1000
Yb	g/t	7	5	3	1	SLD	5	9
Sb	g/t	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD
Y	g/t	90	80	50	20	SLD	50	130
Lu	g/t	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD
Nb	g/t	30	<30	<30	SLD	SLD	40	<30
Bi	g/t	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD	SLD
Radiație echivalentă								
Th g/t		99,5	46,8	21				
Fe ₂ O ₃ %			8,8	2,5				

conținuturile determinate sunt foarte mici, singura îmbogățire observată privind Ce și La, conținuturile primelor două fracțiuni magnetice depășind 1000 g/t, în celelalte produse, conținutul scăzind sub limita de dozare.

O analiză spectrografică special executată numai pentru conținutul de pământuri rare pe o fracțiune magnetică obținută la 2300 Gauss (încercarea 70) a dat următoarele rezultate : ceriu 3000 g/t, lantan 1000 g/t, ytriu 200 g/t, ytterbiu 10 g/t, samariu SLD, europiu SLD.

Pe baza conținuturilor primelor fracțiuni magnetice în care se recuperează practic toată cantitatea de pământuri rare (ultimele fracțiuni și fracțiunea nemagnetică au conținuturi nedozabile !) se poate aprecia



un conținut probabil de oxizi de pământuri rare în roca brută de ordinul a maximum 300 g/t.

Plecind de la ipoteza că pământurile rare sunt legate de minerale care au de obicei și Th s-a urmărit distribuția acestor minerale și prin determinarea radioactivității produselor.

Determinările de radioactivitate au fost făcute de Sectorul de cercetări radiometrice de la Institutul de Geofizică Aplicată și au fost exprimate în „conținut echivalent de thoriu”.

Radioactivitatea primelor fracțiuni magnetice a fost de 5–10 ori mai mare decât a fracțiunii nemagnetice (conținut echivalent de thoriu de ordinul a 46–100 g/t față de 8 g/t în produsul nemagnetic).

Conținuturile de pământuri rare de ordinul a 1000–3000 g/t (respectiv 0,1–0,3%) deși sensibil mai mari decât conținuturile rocii brute, sunt totuși foarte mici pentru ca produsele respective să poată fi considerate „concentrate de pământuri rare”⁹.

Pentru îmbogățirea mai departe a acestor produse s-au făcut concentrări hidrogravitaționale folosind în acest scop o masă de concentrare. Urmărirea distribuției mineralelor cu conținut de pământuri rare s-a făcut prin determinări de radioactivitate. Plecindu-se de la produse cu conținut echivalent de thoriu de 60–90 g/t, s-a ajuns, după două concentrări la produse cu radioactivități echivalente cu 300–600 g Th/t, produsele sărăcite rămânind însă cu conținuturi echivalente de 30–40 g Th/t. Produsele îmbogățite (cu radiație mare) reprezintă circa 20–10% din fracțiunea magnetică.

O analiză chimică pe unul din produsele cu radiație mare a dat un conținut de 1,88% sumă de oxizi de pământuri rare.

Cantitățile de produse concentrate obținute au fost foarte mici astfel că nu am putut repeta operația de concentrare. Nu este exclus că prin repetarea operației conținutul să mai poată fi ridicat într-o oarecare măsură; însă, observațiile mineralogice făcute pe concentrate arată că cea mai mare parte din granulele din concentrate sunt granule de clorit, proporția de granule care ar putea fi socotită de monazit fiind foarte mică. Este foarte probabil că mineralele cu conținuturi de pământuri rare nu se prezintă decât în mică măsură sub formă de granule individualizate, cea mai mare parte fiind prinse ca incluziuni foarte mici în granulele de clorit sau alte minerale. Aceasta explică și faptul că la concentrarea pe mese separarea nu este atât de precisă, cum ar fi fost de așteptat dacă am avea

⁹ Concentratele de minerale de pământuri rare vândute pe piața mondială au conținuturi de ordinul 50% sumă de oxizi de pământuri rare.

de-a face cu granule libere de monazit, a cărui densitate este de $5,1 \text{ g/cm}^3$ sensibil diferită de a cloritului ($2,9 \text{ g/cm}^3$). Asociația intimă a mineralelor de pământuri rare cu celelalte minerale micșorează mult sau chiar exclude posibilitatea obținerii prin operații de preparare a unor concentrate cu conținuturi suficient de ridicate pentru a putea fi prelucrate mai departe chimic.

III. CONCLUZII

A) Rezultatele experimentărilor

Roca cercetată constituie o materie primă interesantă ca sursă de feldspați.

Perspectivele tehnologice, apreciate încurajatoare pe baza cercetărilor de tatonare executate în 1971 pe o probă informativă colectată din versantul drept al văii Gilortului, au fost confirmate prin cercetările executate în 1972, pe o probă colectată mai sistematic din versantul stîng al văii Gilortului.

Plecind de la roca feldspatică brută cu un conținut aproximativ de Fe_2O_3 de 3%, cercetările au arătat că se pot obține:

un concentrat global de feldspați cu $8-9\% \text{ K}_2\text{O}$; $3,1-4,1\% \text{ Na}_2\text{O}$ și sub $0,23\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$ reprezentând aproximativ 45% din roca brută;

un concentrat de cuart (nisip de cuart) cu peste 98% SiO_2 și sub $0,1\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$ reprezentând aproximativ 15% din roca brută.

Conținuturile de minerale de metale rare sunt în general în limitele obișnuite pentru rocile granitice. Conținutul de elemente de pământuri rare pare mai ridicat ($200-600 \text{ g/t}$) decât valorile obișnuite, dar este totuși mult prea mic pentru ca valoarea concentratului care eventual s-ar obține să acopere cheltuielile de obținere.

În fluxul tehnologic aproximativ 10% din material este eliminat sub formă de șlamuri fine și cca 30% sub formă de fracțiuni magnetice cu conținuturi de Fe_2O_3 variind între 10–15% și 0,7–0,8%.

Comparind caracteristicile chimice ale concentratului global de feldspați cu condițiile de calitate prevăzute în STAS 268—65 pentru feldspații livrați de exploataările din țară (Muntele Rece, Așmeniș) se constată că produsul feldspatic obținut prin flotație din proba cercetată este, dacă nu mai bun, cel puțin asemănător cu feldspatul cel mai bun livrat de exploataarea Muntele Rece (feldspat calitatea „glazur”) și în plus prezintă avantajul unui raport $\text{K}_2\text{O}/\text{Na}_2\text{O} > 2$, mult în favoarea potasiului. Pentru feldspatul de Muntele Rece valoarea acestui raport este apropiată de unitate.



Cîteva probe de comportare la ardere cu mici cantități de concentrat feldspatic au arătat că și din acest punct de vedere produsul obținut este calitativ bun. O probă de înlocuire a feldspatului de Muntele Rece cu același concentrat feldspatic, în compoziția de glazură albă opacă, făcută în laboratorul Uzinelor ceramice Ploiești, a dus la obținerea unei glazuri apreciată ca fiind „foarte bună”.

În ceea ce privește nisipul de cuarț obținut, calitatea lui, apreciată din punct de vedere chimic, este bună (Fe_2O_3 sub 0,1%; SiO_2 peste 98%) îndeplinind condiții pentru utilizarea lui în ceramica fină și la fabricarea sticlei obișnuite. Pentru utilizarea în industria sticlei se pun însă probleme de granulometrie, cerindu-se obișnuit numai nisipuri cu dimensiuni mai mari ca 0,1 mm. De aceea, numai în cazul în care măcinarea inițială a rocii este la 0,3 mm, o parte din nisipul cuarțos obișnuit va putea fi utilizat în industria sticlei (fracțiunea +0,1–0,3), care în cazul măcinării la 0,3 mm reprezintă 50–60% din concentratul de cuarț obținut.

B) Fluxul tehnologic industrial

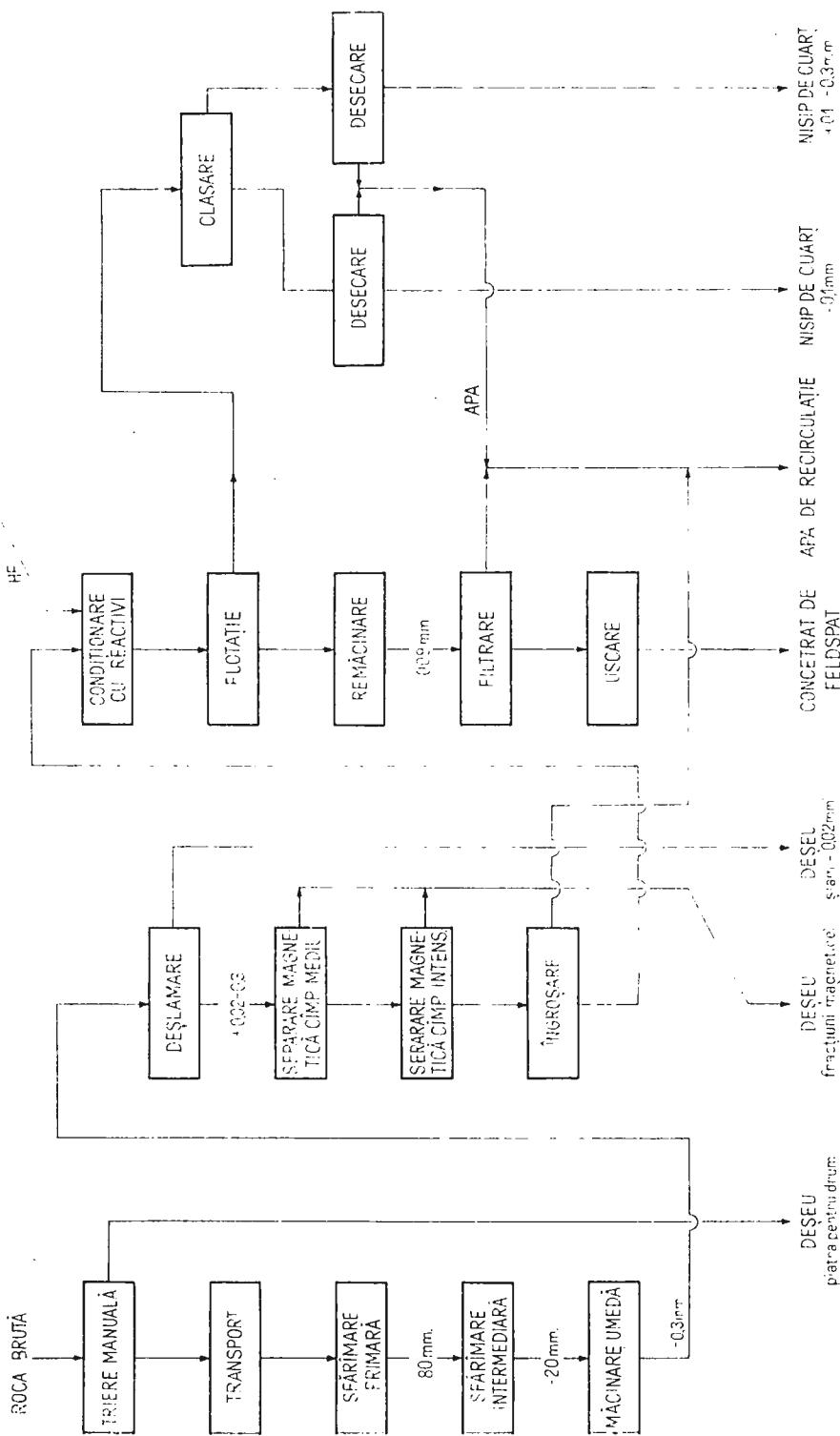
Datorită caracteristicilor rocii brute (prezența în proporție mare de minerale purtătoare de fier, asociație relativ înaintată între acestea și feldspați, etc.), pentru obținerea unor concentrate de bună calitate va fi necesar un flux tehnologic industrial relativ complex.

În funcție de posibilitatea realizării la scară industrială a unor anumite operații (măcinare uscată sau umedă, separare magnetică în cîmp intens uscată sau umedă, etc.) și de anumiți parametri caracterizînd diferite operații, care pot fi stabiliți numai prin experimentări la scară pilot (comportarea în flux continuu, recirculația produselor intermediare a apei cu reactivi, etc) se pot stabili o serie de variante de scheme tehnologice; toate aceste variante conțin însă, cel puțin: operații de sfărîmare-măcinare, de separare magnetică, de flotație, de filtrare, de uscare a concentratelor. În funcție de măcinarea inițială poate apărea necesitatea remăcinării concentratelor feldspatice. Din punct de vedere al separării magnetice și flotației o măcinare la 0,3 mm este suficientă, dar normele prevăd pentru produsul finit de feldspat un refuz de maximum 20% pe sită de 0,09 mm.

În figură este dată schema uncia din variantele de flux tehnologic posibile, pe baza căreia s-a apreciat un preț de cost aproximativ al prelucrării tehnologice. Această schemă poate sta la baza unor cercetări în faza pilot.

S-a considerat că prelucrarea tehnologică începe de la carieră, printr-o operație de triere manuală. Sfărîmarea se face în două trepte, urmată





Schemă fluxului tehnologic.
Schéma du flux technologique.



de măcinarea umedă. De asemenea, separarea magnetică se face în mai multe trepte (1 treaptă în cimp de intensitate medie și 2–3 trepte în cimp intens). Separarea magnetica este precedată de deșlamare, pentru îndepărțarea prafului fin (sub 10–20 μm). Deșlamarea se poate face prin hidroclonare. Concentratul feldspatic este remăcinat. Apa din concentratul feldspatic este îndepărtată prin filtrare și uscare. În ipoteza că parte din nisipul cuarțos (fracțiunea +0,1–0,3 mm) este utilizabilă în industria sticlei s-a prevăzut o operație de elasare a nisipului de cuarț. Desecarea nisipului se poate face prin filtrare. Apa obținută de la operațiile de filtrare trebuie să fie reintrodusă în circuit (la flotație) datorită conținutului ei de reactivi, reducind astfel consumul general de reactivi (în special de acid fluorhidric).

C) Aspecte economice

Necesitatea de a introduce în circuitul economic noi surse de feldspat este incontestabilă, iar rezultatele cercetărilor tehnologice permit să se afirme cu destulă siguranță că din punct de vedere tehnologic roca feldspatică de la Novaci oferă perspective foarte favorabile ca sursă de feldspati de bună calitate. Continuarea cercetărilor geologice pentru conturarea precisă a rezervelor ca și continuarea cercetărilor tehnologice pe probe sistematice care să reprezinte rezervele conturate sunt justificate numai dacă și perspectivele economice sunt la fel de favorabile.

Datele disponibile pînă în prezent sunt insuficiente pentru calculul unui preț de cost exact, dar plecînd de la anumite premize și făcînd unele ipoteze s-a putut aprecia un preț de cost probabil (care este sensibil mai scăzut decît prețul de vînzare).

Trebuie făcută de asemenea remarca, că datorită poziției sale, zăcămîntul oferă o serie de avantaje în legătură cu exploatarea :

exploatare în carieră, cu un volum mic de lucrări de pregătire ;

cale de acces existentă ;

aproape de orașul Novaci ;

aproape de sursă de apă ;

posibilități de racord la rețeaua de energie electrică, în imediata apropiere :

loc de amplasare în apropierea carierei a unei instalații de preparare.

Se poate afirma în concluzie, că nu numai din punct de vedere tehnologic ci și economic, merită să fie luată în considerare posibilitatea punerii în valoare a rocii feldspatice de la Novaci-Gorj ca sursă de feldspat.



BIBLIOGRAFIE

- Huber Panu I., Pandeleescu C., Ene L., Borcea Maria (1971) Cercetări privind posibilitățile de valorificare a gnaiselor oculare de pe Valea Vîlsanului (Munții Făgărăș). *Inst. Geol. Stud. Tehn.-Econ. Ser. B.*, 46, 85–94. București.
- Revnițev V.I. (1970) Prepararea feldspatului și quartului. *Izd. Nedra*, Moscova.
- Plaksin L.N., Olofinski N.F. (1966) Trecere în revistă a metodelor electrice de separare, aplicate la prepararea minereurilor. *Inst. of Mining and Metall.* 75, 712, 57–64. Londra.
- Olofinski N.F. (1962) Metode electrice de preparare. Gosdoptehizdat, Moscova.

RECHERCHES SUR LES POSSIBILITÉS DE MISE EN VALEUR D'UNE ROCHE FELDSPATHIQUE DES MONTS DE PARÍNG

(Résumé)

L'objet de cet étude a été d'établir la technologie de préparation pour un échantillon de roche feldspathique des Monts Paríng, qui a eu : 5,1 % K₂O; 3 % Na₂O; 16 % Al₂O₃; 69,7 % SiO₂; 3 % Fe₂O₃.

Les principaux constituants minéralogiques ont été : feldspaths potassiques, plagioclases, quartz, biotite, chlorite. La teneur en fer est due spécialement à la chlorite, à la biotite et aux oxydes de fer.

Les recherches expérimentales portées sur la séparation magnétique, pour la réduction de la teneur en fer et sur la flottation, pour la séparation des feldspaths de quartz, ont montré qu'on peut obtenir :

un concentré global de feldspaths avec 8–9 % K₂O; 3,1–4,1 % Na₂O et moins de 0,23 % Fe₂O₃, représentant environ 15 % de la roche brute;

un concentré de quartz (sable de quartz), avec plus de 98 % SiO₂ et moins de 0,1 % Fe₂O₃, représentant environ 15 % de la roche brute.

Les teneurs en minéraux de terres rares se rangent entre les limites ordinaires pour les roches granitiques. La teneur en éléments de terres rares semble être plus élevée (200–600 g/t) que les valeurs ordinaires, mais elle est quand même beaucoup trop petite pour que la valeur du concentré à obtenir couvre les frais de fabrication.

Le produit feldspathique obtenu par la flottation ressemble au meilleur feldspath fourni par l'exploitation de Muntele Rece (feldspath de qualité « glazour ») et offre en plus l'avantage d'un rapport K₂O/Na₂O, beaucoup plus favorable au potassium.

Quant au sable de quartz obtenu, sa qualité a été appréciée – du point de vue chimique – comme satisfaisante (Fe₂O₃ moins de 0,1 %; SiO₂ plus de 98 %) et accomplissant les conditions nécessaires à son emploi dans la céramique fine et dans la fabrication de la verre ordinaire.

— — — — —



PLANŞA I



Institutul Geologic al României

PLANŞA I

Fig. 1. — Pertit (P) cu cuart (Q) inclus. N : ; X 10.
Perthite (P) à quartz (Q) inclus. N : ; X 10.

Fig. 2. — Plagioclaz (Pl) ușor sericitizat, cu aureolă de albă, inclus în pertit (P). N : ; X 10.
Plagioclase (Pl) faiblement séricitisé, à auréole d'albite, inclus dans le perthite (P).
N : ; X 10.

Fig. 3. — Microclin-pertit (M) străbătut de fisuri umplute cu cuart (Q). N : ; X 10.
Microcline-perthite (M) traversé par des fissures remplies à quartz (Q). N : ; X 10.
Fig. 4. — Plagioclaz (P) spart și ușor curbat prezintind sericitizare și brunificare accentuată.
Pe fisuri cuart (Q). N : ; X 10.
Plagioclase (P) cassé et faiblement recourbé, présentant une séricitisation et opacification accentuées. Sur des fissures – quartz (Q). N : ; X 10.

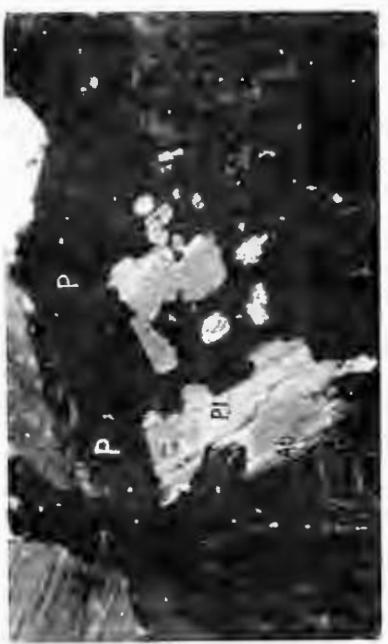


B. GEORGESCU et al. Valorificarea unei roci feldspatice din munții Parâng.

Pl. I.



1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.



Institutul Geologic al României

PLANSA II

- Fig. 1. Asociația feldspat potasic (microclin + pertit) — plagioclaz — euarț. N⁺; $\times 70$.
Association feldspath potassique (microcline + perthite) — plagioclase — quartz. N⁺; $\times 70$.
- Fig. 2. — Plagioclaz maelat polisintetic, brunificat. N⁺; $\times 70$.
Plagioclase macle polysynthétique, opacifiée. N⁺; $\times 70$.
- Fig. 3. - Plagioclaz (Pl) conținind incluse foișe de muscovit (M) și biotit (B). N⁺; $\times 100$.
Plagioclase (Pl) renfermant des feuillettes de muscovite (M) et biotite (B). N⁺; $\times 100$.
- Fig. 4. Plagioclaz maelat polisintetic (Pl) cu euarț (Q) inclus. N⁺; $\times 70$.
Plagioclase macle polysynthétique (Pl) à quartz (Q) inclus. N⁺; $\times 70$.

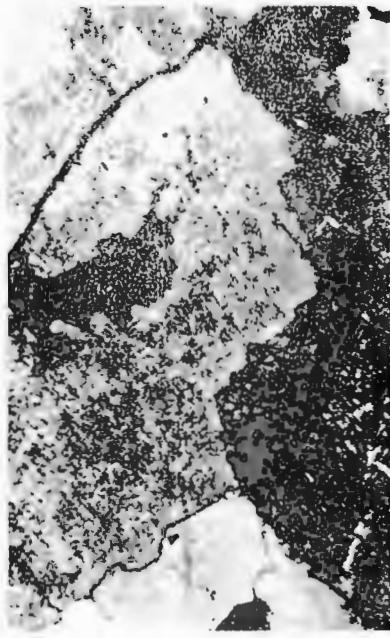




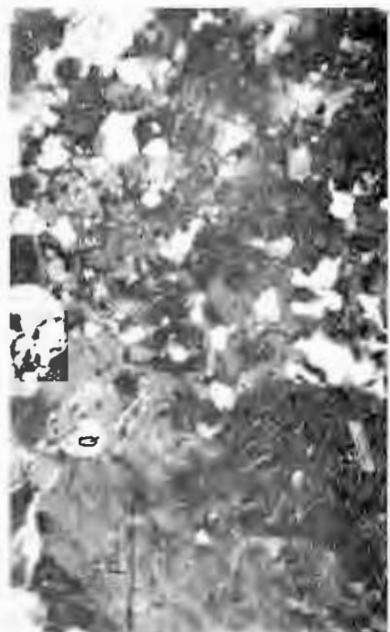
1



2



3



4

CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITATEA INTRODUCERII ÎN
CIRCUITUL ECONOMIC, CA SURSE DE GIPS, A UNOR ROCI CU
CONTINUT SCĂZUT DE GIPS¹

DE

BUJOR GEORGESCU, IOAN ENE, MARIA BORCEA²

Abstract

Research on the Possibility of Introducing Rocks with a Low Gypsum content in the Economic Circuit as Gypsum Sources. The paper presents the results of the technological research carried out on 1 rock samples with 62...81 % gypsum from the Prahova and Vrancea districts. Using relatively not complex flow-sheets, involving one or many simple operations as dry or wet sizing, hand sorting, wet classification, wetting and agitation in rotating drums etc.... it is possible to obtain final commercial products with gypsum contents higher than those of the raw materials. The grade of final products is dependent on the mineralogical and structural characteristics of the crude. In the case of the sample from Valea Bătrinească the best product has 96 % gypsum whereas for the others the gypsum content could not be raised more than 85—87 %.

I. OBIECTUL CERCETĂRILOR

Gipsul fiind o materie primă relativ ieftină se consideră în general că nu poate suporta operații de concentrare și pină în prezent aprovisionarea industriei materialelor de construcții cu produse cu conținut suficient de ridicat de gips (peste 70%) a fost asigurată prin exploatarea unor zăcăminte, sau porțiuni de zăcăminte, cu conținutul de gips cerut (Bergstrom, 1963; Ostfer, 1960; Sanderson, 1960).

Datorită dezvoltării în ritm rapid a industriei materialelor de construcții, cererile de gips sunt însă din ce în ce mai mari.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 7 mai 1973.

² Institutul de Geologie și Geofizică str. Caransebeș nr. 1, București.



Necesitatea conturării de noi rezerve a făcut ca I.G.P.S.M.S. să execute de cîțiva ani lucrări de prospectare în mai multe regiuni ale subcarpațiilor și să-și pună problema punerii în valoare a unor formațiuni gipsifere cu conținut mai scăzut de gips, dar cu perspective de rezerve foarte mari. Exploatarea unor asemenea zăcăminte este condiționată de posibilitatea concentrării rocilor cu conținut scăzut de gips, prin operații de preparare relativ ieftine.

Pentru obținerea informațiilor necesare aprecierii acestei posibilități I.G.P.S.M.S. a inițiat executarea în cadrul Institutului Geologic a unor cercetări cu caracter tehnologic la scară laborator, pe probe din cîteva formațiuni prospectate. Ca urmare, în 1971, s-au executat cercetări de preparare pe două probe de roci cu gips, colectate de la Valea Bătrînească, la N de comuna Bătrîni, județul Prahova și de la Valea Sării, la N de comuna Tichiriș, județul Vrancea³. În continuare, în 1972 s-au executat cercetări pe o probă de pe valea Rincezi, comuna Rincezi, județul Prahova și pe o probă de pe versantul stîng al văii Putnei, satul Prisaca, județul Vrancea⁴.

Rezultatele acestor cercetări, fac obiectul prezentei comunicări. Așa cum s-a spus mai înainte, cercetările au urmărit obținerea de informații privind posibilitatea ajungerii la produse gipsifere îmbunătățite (cu conținut mai ridicat de gips) față de roca brută, plecind de la ideea că, în cazul în care ar fi posibilă îmbunătățirea prin mijloace relativ simple și ieftine, s-ar putea conta pe rezerve exploataibile foarte mari.

Cercetările de imbogățire (concentrare) propriu-zisă au constat din experimentări folosind metode de concentrare ieftine.

La alegerea metodelor și schemelor încercate, am ținut seama de mai multe considerente, pe care apreciem ca util să le arătăm pe scurt în cele ce urmează :

operațiile de preparare trebuie să coste foarte puțin pentru ca prețul de cost al produsului îmbogățit să nu fie prea mare, ținind cont și de faptul că cu cît conținutul de gips al rocii brute este mai mic cu atât trebuie prelucrată o cantitate mai mare de material brut pentru a avea aceeași producție de produs îmbogățit ;

³ B. Georgescu, I. Ene, Maria Borcea. Cercetări privind posibilitățile de ameliorare a calității gipsurilor cu conținut redus de sulfat de calciu. 1971. Arh. Inst. Geol.

⁴ B. Georgescu, I. Ene, Maria Borcea. Cercetări privind posibilitățile de ameliorare a calității gipsurilor cu conținut redus de sulfat de calciu. 1972. Arh. Inst. Geol.



costul total al operațiilor de imbogătire este cu atit mai mare cu cit dimensiunile materialului prelucrat sint mai mici. Ori de cîte ori este posibilă desfacerea asociațiilor dintre util și steril pintr-o sfărîmare la dimensiuni mari, cu certitudine este mai ieftin să se aplice o metodă de preparare la dimensiuni mai mari ;

metodele de prelucrare umedă sint sensibil mai scumpe decit metodele uscate, dar eficiența lor este mai mare în cazul materialelor cu granulație mică, fiind singurele metode aplicabile în cazul unor granulații foarte fine. În cazul prelucrării prin procedee umede a substanțelor minerale solubile în apă (cum este și gipsul) este necesar ca apele reziduale să fie reutilizate pentru a se evita pierderile de substanțe minerale dizolvate ;

posibilitatea folosirii unor metode de concentrare ieftine, cum ar fi sfărîmare selectivă, spălarea cu apă, unele dintre metodele gravitaționale etc., depinde de natura constituenților rocii gipsifere, de proprietățile lor fizico-mecanice, de compoziția mineralologică a rocii ;

în cazul în care rezistențele la sfărîmare ale compoziției mineralelor ai rocii gipsifere sint diferite, este posibil ca prin sfărîmare — ca rezultat al exploatarii sau în mașini de sfărîmare — urmată de clasare să se obțină produse cu compozitii diferite : clasele cu dimensiuni mari sint imbogătite în componentul mai rezistent iar cele cu dimensiuni mici în componentul mai sfărîmicios ;

dacă materialul care însotește gispul este de natură argiloasă el poate fi uneori îndepărtat cu ajutorul apei. Separarea gips-material argilos se poate realiza fie prin spălare pe site sau în tobe, fie, în cazul materialelor cu dimensiuni submilimetrice, printr-un proces de dispersare ; în acest ultim caz argila, dispersându-se la dimensiuni mult mai mici, rămîne în suspensie un timp mai mare decit granulele de gips care se depun ;

pentru utilizarea unor metode gravitaționale ieftine este necesar să existe diferențe sensibile între densitățile compoziției de separat, ceea ce este puțin probabil în cazul rocilor gipsifere, acestea fiind de cele mai multe ori alcătuite din gips impurificat cu argile, marne, nisip ale căror densități sint relativ apropiate de aceea a gispului.

În cazul tuturor celor patru probe cercetate, natura materialului de impurificare (argile,, marne, nisip) și modul de asociere cu gispul au exclus de la început posibilitatea folosirii unor metode densimetrice, diferențele dintre densitățile compoziției rocii fiind foarte mici, dar nu excludeau posibilitatea obținerii unor rezultate favorabile aplicînd metode bazate pe sfărîmare selectivă sau dispersie diferențială în apă. Ca urmare schemele



experimentărilor tehnologice adaptate caracteristicilor fiecărei probe — au cuprins :

clasări uscate pe site, direct, fără nici o pregătire a materialului (material cu granulometria care a rezultat în urma scoaterii lui din zăcămînt) ;

clăubare, pentru materialul mai mare ca 30 mm ;

clasări umede pe site, cu sau fără o prealabilă înmuiere în apă, a materialului brut sau a produselor intermediare, cu sau fără o sfârîmare prealabilă ;

clasare în curent ascendent de apă după o prealabilă sfârîmare, fie a materialului brut în întregime fie a unora din produsele obținute la clasarea uscată sau umedă.

Menționăm că prin experimentările făcute nu am urmărit numai determinarea posibilităților de obținere a unui produs cu conținut acceptabil pentru cei mai mulți consumatori (apreciat a fi de ordinul a 80... 85% gips), ci și care sunt produsele cele mai bune ce se pot obține în condiții tehnologice rezonabile (uneori peste 90% gips) pentru a vedea în ce măsură și aceste produse sunt susceptibile de îmbunătățire.

Date fiind caracterele în mare măsură diferite ale celor patru probe (conținuturi diferite, natura materialelor însoțitoare și modul de asociere diferit etc.) prezintarea experimentărilor și a rezultatelor obținute este făcută separat pentru fiecare probă.

II. CERCETĂRI CU PROBA DE LA VALEA BĂTRÎNEASCĂ

A) Caracteristicile chimico-mineralogice ale probei

Analiza chimică executată pe o probă medie a dat următoarele rezultate :

	%		%
CaO	27.7	Fe ₂ O ₃	1.3
SO ₃	39.0	Al ₂ O ₃	2.9
CO ₂	0,8	H ₂ O	17,0
SiO ₂	10.8		

Tinind seama de rezultatele analizei chimice și de observațiile mineralogice (macroscopice și microscopice) s-a apreciat că proba a avut următoarea compoziție mineralologică :

	%
gips (CaSO ₄ · 2H ₂ O)	81
anhidrit (CaSO ₄)	3
material argilos, slab marnos, nisipos	16



Macroscopic, proba de gipsuri de la Valea Bătrînească a fost formată, în mare parte, din fragmente de gips impurificat în proporții diferite, cu un material argilos, slab marnos, pe alocuri nisipos și, în măsură redusă, din fragmente albe, de gips curat. În fragmentele argiloase ale probei gipsul apare în ochiuri, fișii neregulate sau lentile cu dimensiuni milimetrice pînă la 5—7 cm, prinse în masa argiloasă care se dipune sub formă de fișii paralele sau ca rețele de grosimi diferite, ochiurile fiind ocupate de gips.

Fragmentele gipsifere cuprind de asemenea pelicule fine, submiliimetrice de material steril, precum și fișii argiloase de 1—2 mm care, uneori, alcătuiesc structuri reticulare.

Pe baza observațiilor macroscopice s-a apreciat că aproximativ jumătate din probă cuprinde gips impurificat cu material steril în proporție de 30—70%, cca 1/4 din probă conține 10—30% material argilos, iar restul probei prezintă un grad avansat de impurificare (cca 70—90%).

Structura rocii cu gips este fină, compactă, rar granulară iar textura este paralelă cu unele aspecte masive în porțiuni reduse, unde gipsul este principalul constituent.

Sub microscop gipsul apare în cristale idiomorfe, prismatice sau ușor alungite, uneori cu macle polisintetice, avînd dimensiuni de 0,05—0,2 mm, rar pînă la 1—1,5 mm (pl. I, fig. 1) sau în granule mari, neregulate, cu contur dantelat, deseori fin dințat de 0,1—0,5 mm (pl. I, fig. 2); printre cristalele idiomorfe și cele larg cristalizate apar frecvent cristale mărunte de gips în cuiburi sau dispersate (pl. I, fig. 1, 2, 3).

Asociația gispului cu materialul steril apare la dimensiuni diferite, de la fișii de cîțiva milimetri, rar 3—4 cm, pînă la pelicule și dispersii micronice (pl. I, fig. 4). Relativ frecvente sunt dispersiile argilitice de 0,005—0,1 mm identificate în unele porțiuni gipsifere.

Anhidritul a fost identificat în cristale mărunte de 0,01—0,02 mm, rare, prinse în granulele de gips (pl. I, fig. 4).

Materialul steril al probei formează fișii sau o rețea de vine mai groase sau mai subțiri, mai rare sau mai dese, alcătuite dintr-o masă brună, amorfă, argilitică, în care apar paete de sericit, uneori aglomerate în cuiuri, rare lamele de muscovit, granule de cuarț, sporadic biotit și clorit (pl. I, fig. 3, 4).

B) Experimentări de preparare

Schemele de cercetare experimentală au cuprins operații de clasare uscată, de clăbure, de clasare umedă — după o prealabilă înmuuire în



apă și agitare în toba rotativă — a materialului brut sau a unor produse intermedieare.

Proba brută a fost caracterizată granulometric prin dimensiuni maxime ale elementelor, de 80—90 mm și o proporție mică de material fin.

Prin clasarea uscată, pe site a materialului brut s-a observat o tendință netă de îmbogățire în gips a materialului din clasele cu dimensiuni mari (tab. 1), respectiv de sărăcire a clasei sub 10 mm.

TABELUL 1
Rezultatele clasării uscate pe site a materialului brut

Produs	Greutate, %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Clasa + 30 mm	39,7	88,8	43,6
Clasa 10—30 mm	25,4	85,1	26,7
Clasa — 10 mm	34,9	69,0	29,7
Alimentare, brut	100,0	81,0	100,0

Prezența în probă a unor bucăți constituite aproape exclusiv din gips a făcut ca operația de clăbure (alegere manuală) aplicată materialului brut + 30 mm să ducă la obținerea unor produse cu peste 92% gips; „sterilul” operației a avut însă un conținut relativ ridicat de gips (82,4% — tab. 2). Această constatare conduce la concluzia că deși o parte din gips a fost practic liber, nu au existat însă bucăți mari de material lipsite de

TABELUL 2
Rezultatele clăbării materialului brut + 30 mm

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizare gips %	
	În raport cu clasa +30 mm	În raport cu proba brută		În raport cu clasa +30 mm	În raport cu proba brută
Concentrat	24,0	9,5	98,8	26,7	11,6
Intermediar	24,0	9,5	92,6	25,0	10,9
Steril	52,0	20,7	82,4	48,3	21,1
Alimentare, clasa +30 mm	100,0	39,7	88,8	100,0	43,6



gips, materialul însoțitor al gipsului fiind impregnat la rîndul lui cu gips fin. Cu alte cuvinte, în probă au existat bucăți aproape curate de gips, dar nu au existat bucăți aproape curate de steril.

Pentru desfacerea asociațiilor gips-steril s-au făcut înmuieri cu apă și agitări într-o tobă rotativă, fie a materialului brut fie a produselor intermediare obținute în urma clasării uscate sau a clăbării. Operația a fost urmată de o clasare pe site. Cu unele din produsele astfel obținute, după sfârșirea lor la 5 sau 0,5 mm, s-au făcut experimentări de clasare umedă pe site după o prealabilă înmuiere și agitare în tobă rotativă.

În toate cazurile s-a constatat o desfacere parțială a asociației gips-argilă, care favorizează obținerea unor produse îmbogățite în gips. Pentru ilustrare, săt prezентate în tabelul 3 rezultatele obținute la clasarea umedă

TABELUL 3

Rezultatele clasării umede, după înmuiere și agitare în tobă rotativă, a materialului brut

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Clasa +10 mm	54,8	91,3	61,8
Clasa 1-10 mm	14,4	81,6	14,5
Clasa -1 mm	30,8	62,3	23,7
Alimentare, brut	100,0	81,0	100,0

a materialului brut, după o prealabilă înmuiere și agitare în tobă rotativă, în tabelul 4 rezultatele obținute la clasarea umedă, după o prealabilă înmu-

TABELUL 4

Rezultatele clasării umede, după înmultere și agitare, a materialului brut — 10 mm

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu clasa -10 mm	În raport cu proba brută		În raport cu clasa -10 mm	În raport cu proba brută
Clasa 1-10 mm	44,8	15,6	83,9	54,4	16,2
Clasa -1 mm	55,2	19,3	57,0	45,6	13,5
Alimentare, brut -10 mm	100,0	34,9	69,0	100,0	29,7



iere și agitare în toba rotativă, a materialului brut — 10 mm, și în tabelul 5 rezultatele obținute la clasarea umedă, după sfărîmarea la 5 sau la 0,5

TABELUL 5

Rezultatele clasării umede, după sfărîmarea la 5 sau 0,5 mm urmată de înmuiere și agitare în tobă rotativă, a produselor provenite din fracțiunea — 10 mm de la clasarea uscată

Produsul sfărînat num	Dimensiunea la care a fost sfărînat mm	Producse obținute (clasa) mm	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
			În raport cu produsul	În raport cu proba brută		În raport cu produsul	În raport cu proba brută
1—10	5	0,2 — 5	59,2	9,2	89,1	62,8	10,2
		0,09 — 0,2	13,2	2,1	90,1	14,2	2,3
		-0,09	27,6	4,3	69,9	20,0	3,7
	Total		100,0	15,6	83,9	100,0	16,2
— 1	0,5	0,2 — 0,5	25,4	4,0	88,0	26,6	4,3
		0,09 — 0,2	22,4	3,5	89,4	23,9	3,9
		-0,09	52,2	8,1	79,5	49,5	8,0
	Total		100,0	15,6	83,9	100,0	16,2
— 1	0,5	0,2 — 0,5	20,2	3,9	86,1	30,5	4,1
		0,09 — 0,2	18,6	3,6	76,4	24,9	3,4
		-0,09	61,2	11,8	41,5	44,6	6,0
	Total		100,0	19,3	57,0	100,0	13,5

mm urmată de înmuiere și agitare în tobă rotativă, a produselor obținute prin prelucrarea materialului brut — 10 mm.

Se constată că se obțin produse sensibil îmbunătățite, dar operațiile de înmuiere și desfacere, respectiv de sfărîmare pun în libertate și granulele mici de gips care trec în clasele fine împreună cu argila, ceea ce face ca aceste clase să nu aibă totuși conținuturi foarte scăzute de gips (chiar în cazul claselor sub 0,09 mm).

C) Concluzii

Experimentările de preparare au arătat că materialul din care a fost constituită proba este susceptibil de a fi îmbunătățit prin operații de preparare.

Datorită prezenței unei părți din gips sub forma unor bucăți constituite aproape exclusiv din gips, este posibilă obținerea unor produse



cu un conținut ridicat de gips (peste 95%), dar o parte din gips este fin dispersat în masa de argilă ceea ce face ca produsele însărăcite în gips să rămînă cu conținuturi de gips de cca 50–60%.

În măsura în care proba reprezintă corect zăcămîntul, nu numai în ceea ce privește natura mineralelor prezente și raporturile dintre ele, ci și conținutul probabil de gips și granulometria materialului care va rezulta la exploatare, se poate aprecia că într-o instalație industrială cu un flux simplu (fig. 1) s-ar putea obține, din 100 t rocă brută, următoarele produse :

concentrat I (96–98% gips)	10 t
concentrat II (84–85% gips)	71 t
steril (57–58% gips)	19 t

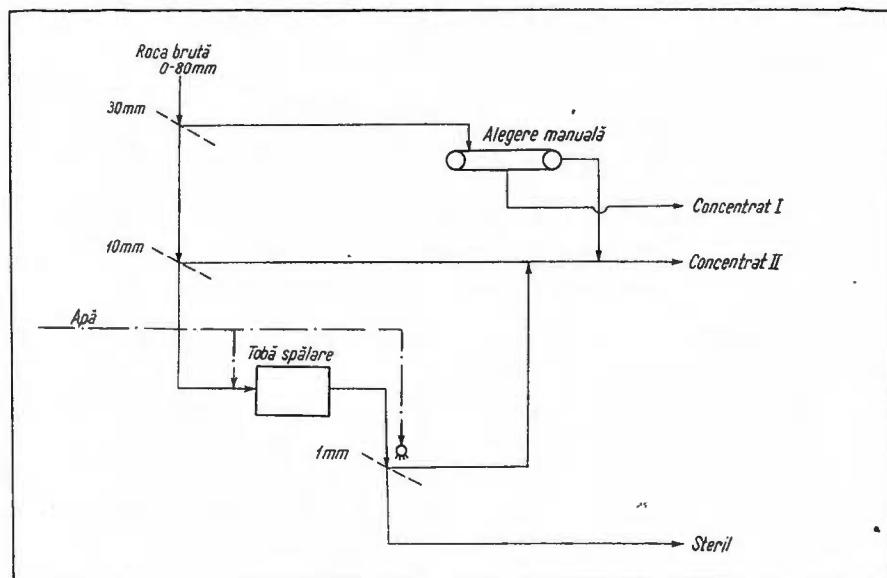


Fig. 1. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Valea Bătrînească.
Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsumière de Valea Bătrînească.

Conform acestui flux tehnologic materialul brut este supus la început, unei clasări uscate pe sitele de 30 (40) mm și 10 (15) mm ; materialul mai mare de 30 (40) mm este supus operației de claubare iar materialul mai mic de 10 (15) mm este supus operației de înmuiere și agitare în tobă urmată de clasarea umedă pe sita de 1 mm. Concentratul I este constituit din „concentratul” ales manual la claubare iar concentratul II este consti-

tuit din materialul rămas după elaubare reunit cu materialul brut cu dimensiuni cuprinse între 30 (40) — 10 (15) mm și cu refuzul de la clasarea umedă la 1 mm.

În funcție de proporția dorită de produse de calitate superioară și de considerente economice (prețurile de vinzare ale acestor produse) schema poate fi simplificată sau amplificată. Astfel, fluxul se poate reduce numai la clasarea uscată în care caz cel mai bun produs ar avea 88—89% gips iar deșeul 69%. Dacă fluxul se completează cu operații de preparare umedă a fracției 10—30 mm se obține o proporție mai mare de produs cu peste 90% gips; dacă se mai adaugă și operații de prelucrare umedă a fracției —1 mm scad pierderile de gips în steril.

III. CERCETĂRI CU PROBA DE LA VALEA SĂRII

A) Caracteristicile chimico-mineralogice ale probei

Analiza chimică executată pe o probă medie a dat următoarele rezultate :

	<u>%</u>		<u>%</u>
CaO	27	Fe ₂ O ₃	1,8
SO ₃	30	Al ₂ O ₃	4,9
CO ₂	6,4	H ₂ O	13,5
SiO ₂	13,3		

Tinind seama de rezultatele analizei chimice și de observațiile mineralogice (macroscopice și microscopice) s-a apreciat că proba a avut următoarea compoziție mineralologică :

	<u>%</u>
gips (CaSO ₄ · 2H ₂ O)	64
anhidrit (CaSO ₄)	sporadic
marne și marno-calcare	30
gresii sericitice	6

Observațiile mineralogice efectuate asupra probei de la Valea Sării au arătat că materialul steril care însoțește gipsul din această probă este de tipul marnelor și marnocalcarelor; din această cauză cantitatea de carbonați de calciu identificată în probă apare în proporție ridicată (cca 15%).

Gradul de impurificare al gipsului cu materialul marnos este foarte avansat; în afara benzilor mai groase de marne și marno-calcare, apar



frecvent pelicule și dispersii fine sterile în masa fragmentelor preponderent gipsifere, ceea ce face ca acestea să prezinte o tentă gălbuiie.

În proporție redusă s-au întîlnit zone slab grezoase și gresii sericitice ca fișii și cuiburi în masa de gips.

Forma de prezentare a gipsului este variată; aceasta apare în ochiuri rare de 3—4 cm și în cuiburi dese subcentimetrice, precum și ca frecvențe fisuri întrerupte sau ramificate de 2—5 mm sau pelicule fine de 1—2 mm și submilimetrice prinse în masa marnoasă.

Ca formă de agregare, gipsul se prezintă în mase spongioase intens asociate cu marnele și mai puțin ca mase compacte alcătuite din gips mărunt cristalizat dispus în ochiuri și fisuri mai dezvoltate. Marnele au o granulație fină, aspect afinat, duritate relativ scăzută și uneori o orientare paralelă iar marnocalcarele sunt mai compacte și au textură masivă. Gresile sericitice sunt ușor grosiere și au un aspect satinat.

Microscopic, gipsul apare de obicei în cristale dezvoltate și neregulate (pl. II, fig. 1) sau în granule mărunte ce se întrepătrund (pl. II, fig. 2), în ambele cazuri asociația cu materialul steril fiind avansată; în măsură redusă s-au întîlnit cristale idiomorfe, lung-prismaticice, dispuse pe fisuri în masa marnoasă (pl. II, fig. 3) sau dispers în gresiile sericitice (pl. II, fig. 4).

Dimensiunile granulelor de gips sunt cuprinse între 0,02—0,7 mm, frecvent 0,03—0,1 mm.

Asociația gipsului cu marnele și marnocalcarele este în mare parte foarte avansată; materialul marnos este prezent în masa gipsului sub formă de cuiburi și fișii de 0,1—0,5 mm sau ca pelicule și dispersii fine care ajung la dimensiuni micronice (0,001—0,01 mm — pl. II, fig. 1, 2).

Asociația gipsului cu gresiile sericitice s-a întîlnit atât sub forma cristalelor de gips prinse în masa sericitică (pl. II, fig. 4) cât și ca incluziuni fine de sericit (0,005—0,03 mm) orientate paralel în cristalele de gips mai dezvoltate (pl. III, fig. 1).

Anhidritul s-a observat sporadic ca incluziuni mărunte de 0,01—0,03 mm în cristalele mai mari de gips (pl. III, fig. 2).

Marnele și marnocalcarele se prezintă sub forma unei mase amorfe alcătuită din minerale argiloase impregnate într-o măsură mai mică sau mai mare cu carbonați de calciu (pl. III, fig. 3).

Gresiile sericitice formează fișii inguste și cuiburi rare în masa marnoasă; ele sunt alcătuite din mult sericit, dispus în snopi, rare șiruri și granule mărunte de cuarț și în pregătiri fine argiloase-marnoase (pl. II, fig. 4).

B) Experimentări de preparare

Schemele de cercetare experimentală au cuprins operații de clasare uscată, de claubare și de clasare umedă, după o prealabilă înmuiere în apă și agitare în tobă rotativă, a materialului brut sau a unor produse intermedie.

Proba brută a fost caracterizată granulometric prin dimensiuni maxime ale bucăților, de 70–80 mm și printr-o proporție foarte mică (3–5%) de material fin (-1 mm).

Prin clasarea uscată pe site a materialului brut s-a observat o tendință netă de îmbogățire în gips a materialului din clasa cu dimensiuni mai mari de 30 mm și de săracire a materialului cu dimensiuni sub 10 mm (tab. 6).

TABELUL 6
Rezultatele clasării uscate pe site a materialului brut

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Clasa +30 mm	41,4	79,7	52,9
Clasa 10–30 mm	24,8	64,3	25,6
Clasa -10 mm	33,8	39,6	21,5
Alimentare, brut	100,0	62,3	100,0

Prin claubare (alegere manuală), din materialul brut cu dimensiuni mai mari de 30 mm, s-au obținut: un produs (concentrat) cu 84,1% (tab. 7) ceea ce arată că nu există bucăți mari de material formate numai

TABELUL 7
Rezultatele claubării materialului brut + 30 mm

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu clasa +30 mm	În raport cu proba brută		În raport cu clasa +30 mm	În raport cu proba brută
Concentrat	56,0	23,3	84,1	59,6	31,5
Intermediar	30,5	12,5	77,0	29,7	15,7
Steril	13,5	5,6	62,8	10,7	5,7
Alimentare, clasa +30 mm	100,0	41,4	79,1	100,0	52,9



din gips — un produs intermediar cu 77,0% gips (tab. 7) și un „steril” cu 62,8% gips — ceea ce arată că în materialul brut + 30 mm nu există nici bucăți mari formate numai din steril. Aceste rezultate confirmă concluziile observațiilor mineralogice referitoare la faptul că asociația gips-marne și marnocalcare este aproape întotdeauna prezentă și în mare parte foarte avansată (sterilul fiind dispersat în masa gipsului).

TABELUL 8

Rezultatele clasării umede, după înmuiere și agitare în tobă rotativă a materialului brut neclasat

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Clasa +10 mm	58,8	76,2	71,8
Clasa 1–10 mm	11,7	76,7	14,6
Clasa -1 mm	29,5	26,3	12,6
Alimentare, brut	100,0	61,5	100,0

Pentru desfacerea asociațiilor gips-steril s-au făcut înmuieri cu apă și agitare într-o tobă rotativă urmată de o clasare umedă pe site, atât pentru materialul brut (neclarat sau pe clase) cât și a produselor intermediare rezultate la clăbucarea materialului brut + 30 mm. Produsele astfel obținute din materialul brut au fost sfărimate, separat, la 0,5 mm și supuse același operații de înmuiere, agitare și clasare umedă. În toate cazurile s-a constatat o desfacere parțială a asociației gips-steril care favorizează obținerea unor produse îmbogățite. Pentru ilustrare sunt prezentate rezultatele obținute cu materialul brut în cazul cînd a fost prelucrat neclasat (tab. 8) sau pe clase granulometrice (tab. 9).

Se constată că în ambele cazuri se elimină aceeași cantitate de steril al cărui conținut este practic același, adică pierderile de gips în steril sunt practic aceleași. Prelucrarea pe clase granulometrice prezintă avantajul că se pot obține concentrate cu un conținut de gips mai ridicat decît în cazul prelucrării tuturor claselor granulometrice împreună.

Sfărîmînd la 0,5 mm produsele astfel obținute și reprelucrîndu-le, separat, după o schemă similară (înmuiere, agitare, clasare umedă pe sitele de 0,2 și 0,09 mm) s-a constată că o creștere a conținutului de gips se produce numai în cazul materialului cu dimensiuni mai mici de 1 mm; în cazul materialului mai mare de 1 mm, produsele obținute, indiferent de dimensiunea lor, au practic același conținut de gips ca și materialul înainte de sfărîmarea sa. Aceste rezultate demonstrează că, în primul

TABELUL 9

Rezultatele clasării umede, după înmucuire și agitare în tobă, rotativă a materialului brut clasat

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu clasa	În raport cu proba brută		În raport cu clasa	În raport cu proba brută
<i>Clasa +30 mm</i>					
clasa +10 mm	88,6	36,7	82,6	91,9	48,6
clasa 1–10 mm	2,1	0,9	78,9	2,1	1,1
clasa -1 mm	9,3	3,8	51,8	6,0	3,2
Total	100,0	41,4	79,7	100,0	52,9
<i>Clasa 10 – 30 mm</i>					
clasa +10 mm	60,0	14,9	80,6	75,5	19,3
clasa 1–10 mm	14,1	3,5	76,2	16,7	4,3
clasa -1 mm	25,9	6,4	19,4	7,8	2,0
Total	100,0	24,8	64,3	100,0	25,6
<i>Clasa -10 mm</i>					
clasa 1–10 mm	31,8	10,7	69,2	55,6	11,9
clasa -1 mm	68,2	23,1	25,8	44,4	9,6
Total	100,0	33,8	39,6	100,0	21,5
<i>Produse reunite</i>					
Concentrat	—	56,0	81,5	—	73,3
Intermediar I	—	17,7	69,2	—	11,9
Intermediar II	—	3,8	51,8	—	3,2
Steril	—	29,5	24,4	—	11,6
Alimentare, brut	—	100,0	62,3	—	100,0

rind, sfărîmarea materialului nu se face selectiv și, în al doilea rind, operația de înmucuire și agitare nu produce dezagregarea materialului steril.

C) Concluzii

Experimentările de preparare au arătat că materialul din care a fost constituită proba este susceptibil de a fi îmbunătățit prin operații de preparare.



Datorită caracteristicilor sale (prezența în proporție însemnată a marnocalcarelor ca material însoțitor, bucațile de gips impurificate cu material steril, etc.) eficiența operațiilor simple de preparare este sensibil redusă. Astfel, cele mai curate produse care s-au putut obține au avut maximum 85% gips, în schimb, partea marnocalcaroasă fiind mai puțin impurificată cu gips (sub 20–25% gips).

Se poate aprecia că plecind de la un produs brut cu conținutul de gips și cu caracteristicile mineralogice și granulometrice ale probei s-ar putea obține din 100 t rocă brută, într-o instalație cu flux simplu (fig. 2), următoarele produse :

concentrat I (84–85% gips)	23 t
concentrat II (71–72% gips)	46 t
steril	(20–30% gips) 31 t

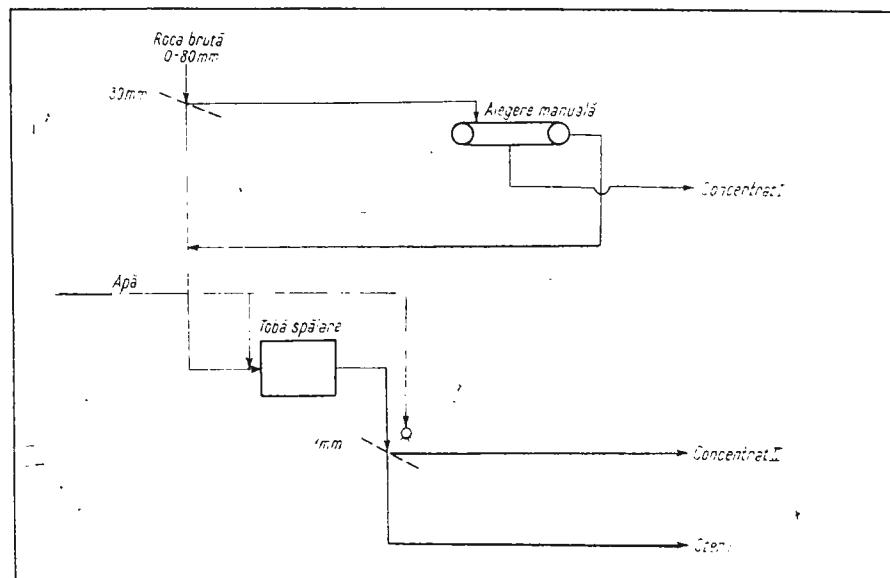


Fig. 2. – Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Valea Sării.

Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsifère de Valea Sării.

Fluxul tehnologic cuprinde ca primă operație o ciuruire pentru separarea fracțiunii mai mari de 30 (40) mm. Prin elaubarea materialului din această fracțiune se obține concentratul I. Restul de material, constituit din materialul brut mai mic de 30 (40) mm și din materialul rămas de la elaubare, se spală în tobă și pe sita de 1 mm. Refuzul sitei (material

cu granulometrie aproximativă 1..80 mm) constituie concentratul II, iar trecerea sitei (material -1 mm) constituie sterilul.

Rezultatele obținute nu exclud însă posibilitatea obținerii unor rezultate mai bune folosind alte procedee de concentrare aplicate după măcinarea întregului material la dimensiuni foarte fine, care să asigure desfacerea asociațiilor gips-mărne. În acest caz însă procesul tehnologic s-ar scumpi mult, metodele de concentrare la dimensiuni mici fiind scumpe și fiind necesare operații de uscare pentru îndepărțarea apei din materialul solid fin măcinat.

IV. CERCETĂRI CU PROBA DE LA RÎNCEZI

A) Caracteristicile chimico-mineralogice ale probei

Analiza chimică executată pe o probă medie a dat următoarele rezultate :

	%		%
CaO	24,6	Fe ₂ O ₃	2,9
SO ₃	34,3	Al ₂ O ₃	3,0
CO ₂	urine	H ₂ O	15,4
SiO ₂	16,2	Na ₂ O	0,1
TiO ₂	lipsă	K ₂ O	0,6
MgO	lipsă		

Înîind seama de rezultatele analizei chimice și de observațiile mineralogice (macroscopice și microscopice) s-a apreciat că proba a avut următoarea compoziție mineralologică :

gips (CaSO ₄ · 2H ₂ O)	73 %
anhidrit (CaSO ₄)	1 %
material argilos-feruginos-nisipos	26 %

În urma observațiilor macroscopice s-a observat că proba de pe valea Rîncezi apare alcătuită în proporție ridicată, (aproximativ jumătate), din fragmente mărunte, friabile, de culoare brun-gălbui-cenușii, uneori cu aspect de sol, cu impregnații fine de gips ; restul este format din fragmente mai dezvoltate de gips mai mult sau mai puțin impurificat cu material steril. Astfel, în această probă, gipsul se prezintă atât ca impregnații fine mascate de materialul steril, cât și ca fișii de 2-7 mm separate de benzi sterile de 1-5 mm ; aceste fișii sunt impurificate de obicei cu o pulbere fină de material steril și foarte rar se întâlnesc fișii de 3-5 mm constituite numai din gips curat.



Sterilul care însoțește gipsul este reprezentat printr-un material fin, prăfos, cu o consistență slabă și pe alocuri cu o porozitate avansată și cu urmele rădăcini de plante : este vorba de un material argilos-feruginos slab nisipos, parțial transformat în sol. Structura gipsului este microceristalină, iar textura paralelă și pe alocuri spongiosă.

Micromorfologic structura cristalină a gipsului prezintă aspecte foarte variate începând de la cristale mai larg dezvoltate de 0,1 - 0,5 mm, cu contururi sinuoase sau fin dințate (pl. IV, fig. 1) pînă la forma criptocristalină, cu dimensiuni sub 0,01 mm (pl. IV, fig. 2). Toate aceste tipuri cristaline apar asociate între ele, predominant fiind tipul de gips mărunt cristalizat în granule de 0,02 - 0,07 mm.

Asociația gipsului cu materialul argilos-feruginos-nisipos este frecventă și parțial foarte avansată ; materialul steril apare deseori în masa gipsului ca dispersii fine, pelicule și cuniburi submilimetrice (pl. IV, fig. 3) ; predominante sunt dispersiile fine cu dimensiuni de 0,1 - 0,005 mm.

În cîteva puncte s-au întîlnit granule de anhidrit de 0,02 - 0,03 mm incluse în cristalele de gips (pl. IV, fig. 1).

Materialul steril formează aglomerări mai compacte sau mai difuze, fișii sau dispersii, ale cărorne dintr-o masă brun-gălbuiie, amorfă, argiloasă-feruginoasă, pe alocuri slab nisipoasă, cînd apar granule rare de cuarț și mica (pl. IV, fig. 1).

B) Experimentări de preparare

Schemele de cercetare experimentală au cuprins operații de clasare uscată, de clasare umedă și de concentrare în curent ascendent de apă. Clasarea s-a utilizat atît pentru material brut cu granulometria inițială cit și pentru material brut sfărmat la 1 sau 0,5 mm ; clasarea s-a mai utilizat și la unele fracțiuni granulometrice de material brut, după sfârșirea lor la 3 mm. Concentrarea în curent ascendent de apă s-a utilizat fie pentru material mai mic de 1 mm sau de 0,5 mm rezultat în urma sfârșirii materialului brut, fie pentru material mai mic de 0,5 mm rezultat de la clasarea materialului brut.

Proba brută a fost caracterizată granulometric prin dimensiuni maxime ale elementelor de cca 60 mm și printr-o proporție însemnată de material fin (24,8% din materialul brut a fost sub 1 mm).

Prin simplă clasare pe site, umedă sau uscată, s-a constatat o tendință netă de imbogățire a claselor cu dimensiuni mari și de însărăcire a claselor cu dimensiuni mici. Astfel, printr-o clasare uscată la 10 mm materialul brut a fost împărțit în două produse : cel cu dimensiuni mai mari de 10



mm — cu un conținut de gips de 84,0% — și cel cu dimensiuni mai mici de 10 mm, cu un conținut de gips de 64,2% (tab. 10). În cazul cînd clasarea

TABELUL 10

Rezultatele clasării uscate pe site a materialului brut

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Clasa +30 mm	15,7	84,9	18,0
Clasa 10—30 mm	30,7} 46,4	84,0 83,5	53,0 35,0
Clasa 3—10 mm	18,6	64,7	16,5
Clasa 1—3 mm	10,2	54,0	7,5
Clasa 0,5—1 mm	6,9	62,0	5,8
Clasa -0,5 mm	17,9	70,5	17,2
Total	100,0	73,3	100,0

s-a făcut umed separarea celor două produse s-a produs la 0,5 mm ; materialul cu dimensiuni mai mari de 0,5 mm a avut un conținut de gips de 85,2% iar materialul cu dimensiuni mai mici de 0,5 mm a avut un conținut de gips de 54,4% (tab. 11). Se constată că în cazul cînd clasarea s-a făcut

TABELUL 11

Rezultatele clasării umede pe site a materialului brut

Produs	Greutate %	Conținut de gips, %	Repartizarea gipsului %
Clasa +30 mm	18,7	84,7	21,4
Clasa 10—30 mm	23,1	86,7	27,5
Clasa 3—10 mm	11,9	87,0	14,0
Clasa 1—3 mm	5,1	77,5	5,7
Clasa 0,5—1 mm	1,0	83,5	1,5
Clasa -0,5 mm	36,6	54,5	26,9
Total	100,0	73,9	100,0

umed s-a obținut un produs îmbogățit în gips care, la aproximativ același conținut de gips, a conținut 73,1% din gipsul total, în timp ce la clasarea uscată în acest produs s-a recuperat numai 53% din gipsul total. De remarcat faptul că prin clasarea umedă crește conținutul de gips numai în cazul materialului cu dimensiuni cuprinse între 0,5 și 10 mm, adică operația de clasare umedă ar putea fi utilizată numai pentru materialul mai mic de 10 mm.



În vederea creșterii conținutului de gips al materialului brut + 10 mm acesta a fost sfărmat la 3 mm și apoi clasat umed pe sitele de 1 și 0,5 mm. S-a constatat că materialul cu dimensiuni cuprinse între 0,5 și 3 mm conține 90,2% gips, iar cel cu dimensiuni mai mici de 0,5 mm conține 76,4% gips.

Deoarece la clasarea umedă a materialului brut s-a constatat o creștere a conținutului de gips îndeosebi la materialul cu dimensiuni cuprinse între 0,5 și 10 mm, materialul brut cu dimensiuni sub 10 mm a fost supus unei operații de clasare umedă. Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelul 12.

TABELUL 12

Rezultatele clasării umede a materialului brut mai mic de 10 mm

Produs	Greutate%		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu fracțiunea -10 mm	În raport cu proba brută		În raport cu fracțiunea -10 mm	În raport cu proba brută
Clasa 3-10 mm	19,8	10,6	88,8	27,1	12,9
Clasa 1-3 mm	7,5	4,0	86,5	10,1	4,7
Clasa 0,5-1 mm	7,1	3,8	82,6	9,1	4,3
Clasa -0,5 mm	65,6	35,2	52,3	53,4	25,1
Total	100,0	53,6	64,2	100,0	47,0

Deoarece în produsul -0,5 mm astfel obținut, care nu poate avea utilizări industriale din cauza conținutului scăzut de gips (52,3%), se mai găsea un sfert din gipsul total, s-a încercat recuperarea lui într-un produs cu un conținut mai mare de gips. O încercare de clasare umedă a acestui produs pe sita de 0,040 mm a arătat că trecerea sitei conține numai 27,5% gips iar refuzul 75,7% gips. Rezultă că produsul -0,5 mm conține o proporție însemnată de steril cu dimensiuni sub 0,040 mm care ar putea fi eliminată într-un aparat de clasare cu curent ascendent de apă. Experimentările făcute în conurile Nobel, au condus la concluzia că este posibil ca prin clasarea acestui material într-un clasor cu curent ascendent de apă (viteza curentului = 4,5 cm/min) să se obțină un produs utilizabil industrial (conținut de gips 74%) în care se mai recuperează încă cca 19% din gipsul total. Produsul antrenat de curentul de apă poate constitui un „steril” deoarece conține numai cca 27% gips (6% din gipsul total).



Rezultate asemănătoare au fost obținute și în cazul clasării în curent ascendent de apă a materialului mai mic de 0,5 mm obținut la clasarea umedă a întregului material brut. Experimentările făcute cu conurile Nobel au condus la concluzia că prin prelucrarea intr-un clasor cu curent ascendent de apă (viteza curentului = 7,5 cm/min) a materialului 0,5 mm, rezultat la clasarea umedă a materialului brut, se poate obține un produs cu 74% gips în care se recuperază cca 20% din gipsul total. Retratind acest material într-un curent ascendent de apă cu viteza mai mare (9,5 cm/min) conținutul lui de gips crește pînă la 79%.

Pentru a avea mai multe informații asupra comportării în procesul de preparare a unor roci gipsifere la care desfacerea asociațiilor necesită o sfârîmare integrală pînă la dimensiuni sub 1 mm s-au făcut și experimentări de concentrare după o prealabilă sfârîmare a materialului brut la 1 și la 0,5 mm. Experimentările au constat din clasări umede pe site - în ipoteza că selectivitatea sfârîmării va permite obținerea unor produse îmbogățite în gips - și clasări în curent ascendent de apă.

Rezultatele experimentale au condus la concluzia că prin sfârîmarea probei inițiale la 1 sau 0,5 mm se pot obține produse cu conținuturi ridicăte de gips, care să poată fi utilizate industrial, dar recuperarea de gips este foarte scăzută. Astfel, prin sfârîmarea probei inițiale la 1 mm și clasarea umedă a materialului la 0,1 mm s-a obținut un produs (0,1—1 mm) cu un conținut ridicat de gips (86,8%) dar cu o recuperare foarte scăzută de gips (56,2%); restul gipsului (43,8%) se găsește într-un produs cu un conținut relativ scăzut de gips (61,7%). Rezultate asemănătoare s-au obținut și în cazul sfârîmării probei inițiale la 0,5 mm cînd prin clasare umedă pe site s-au obținut: un produs (0,1—0,5 mm) cu 83,9% gips care a conținut 48,2% din gipsul total, un produs (0,04—0,1 mm) cu 73,8% gips care a conținut 19% din gipsul total și un „steril” (-0,04 mm) cu 62,2% gips care a conținut 32,8% din gipsul total.

Experimentările de clasare în curent ascendent de apă a materialului brut, după sfârîmarea acestuia la 1 sau 0,5 mm, au condus la concluzia că atât în cazul materialului sfârîmat la 1 mm cît și în cazul materialului sfârîmat la 0,5 mm se pot obține produse cu 84% gips numai cu recuperarea unei proporții mici din gipsul total (69%, respectiv 61%).

C) Concluzii

Experimentările de preparare au arătat că materialul din care a fost constituită proba este, și el, susceptibil de a fi îmbunătățit prin operații de preparare.



Rezultatele obținute la operația de clasare uscată și la operațiile de retratare, fie numai a produselor mai mici ca 10 mm fie și a celor mai mari ca 10 mm, sugerează două scheme industriale posibile, arătate în figurile 3 și 4. Schema din figura 3 cuprinde clasarea uscată a materialu-

Fig. 3. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Rîncezi (varianta I).

Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsifère de Rîncezi (variante I).

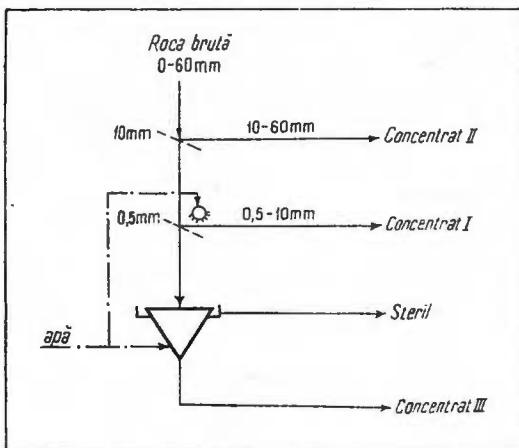
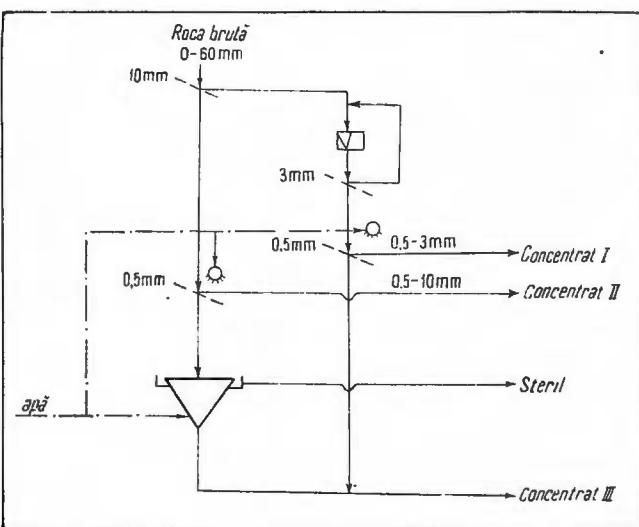


Fig. 4. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Rîncezi (varianta II).
Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsifère de Rîncezi (variante II).



lui pe sita de 10 mm, clasarea umedă pe sita de 0,5 mm și clasarea hidraulică a materialului sub 0,5 mm ; rezultatele posibile sunt prezentate în tabelul 13. Schema din figura 4 cuprinde clasarea uscată pe sita de 10 mm cu resfârșimarea la 3 mm a materialului mai mare ca 10 mm și reclasarea

TABELUL 13

Rezultatele obținute prin prepararea materialului brut după schema din figura 3

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Concentrat I	18,4	87,0	21,9
Concentrat II	46,4	83,8	53,0
Concentrat III	19,1	74,0	19,1
Steril	16,1	27,1	6,0
Alimentare, brut	100,0	73,3	100,0

umedă a tuturor fracțiunilor. Rezultatele posibile sunt prezentate în tabelul 14.

Oportunitatea retratării materialului mai mare de 10 mm poate fi stabilită prin compararea rezultatelor prezentate în tabelele 13 și 14

TABELUL 14

Rezultatele obținute prin prepararea materialului brut după schema din figura 4

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Concentrat I	25,7	90,2	31,6
Concentrat II	18,4	87,0	21,9
Concentrat III	39,8	74,6	40,5
Steril	16,1	27,1	6,0
Alimentare	100,0	73,3	100,0

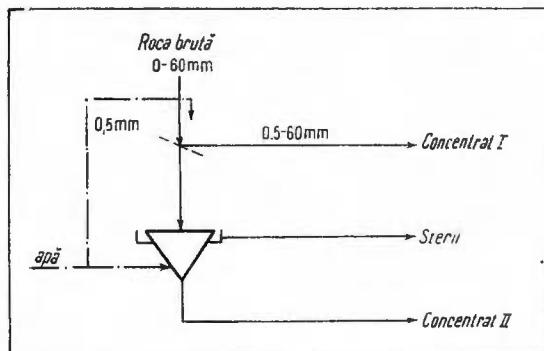
corespunzătoare schemelor din figurile 3, respectiv 4, deoarece cele două scheme diferă între ele numai prin faptul că cea de a doua cuprinde, în plus față de prima — și tratarea materialului mai mare de 10 mm. Din comparare rezultă că cea de a doua schemă permite obținerea unor concentrate calitativ mai bune decât cele obținute cu prima schemă.

Pe baza rezultatelor obținute la clasarea umedă pe sită de 0,5 mm a materialului brut cu granulometria inițială și a celor obținute la clasarea în curent ascendent de apă a materialului 0,5 mm rezultat de la clasarea umedă a materialului brut, se poate aprecia că prelucrind materialul brut după schema tehnologică prezentată în figura 5 se pot obține rezultatele prezentate în tabelul 15.



Fig. 5. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Rincezei (varianta III).

Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsifère de Rincezei (variante III).



TABELUL 15

Rezultatele obținute prin prepararea materialului brut după schema din figura 5

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Concentrat I	63,4	85,2	73,1
Concentrat II	20,5	74,0	19,9
Steril	16,1	32,1	7,0
Alimentare	100,0	73,0	100,0

Introducind și o operație de tratare a concentratului obținut la clasarea în con, schema se modifică conform figurii 6. Rezultatele obținute în acest caz sunt arătate în tabelul 16.

TABELUL 16

Rezultatele obținute prin prepararea materialului brut după schema din figura 6

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Concentrat I	63,4	85,2	73,1
Concentrat II	15,1	79,0	15,9
Steril I	5,4	56,9	4,0
Steril II	16,1	32,1	7,0
Total	100,0	73,9	100,0

În ceea ce privește obținerea unor produse cu conținut ridicat de gips din materialul brut sfărîmat la (sub) 1 mm, cercetările de preparare au condus la concluzia că din proba cu gips de la Rincezei — conținut de

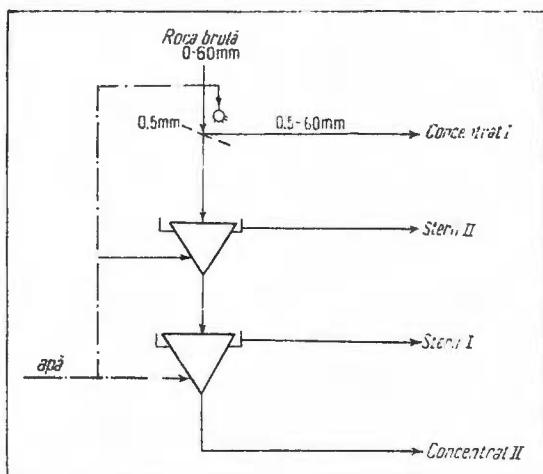


Fig. 6. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Rincezi (varianta IV).

Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsumière de Rincezi (variante IV).

gips cca 73% — prin procedee simple de preparare (clasări pe site, clăsare hidraulică) se pot obține concentrațe cu cca 84% gips numai cu recuperarea unei proporții mici (cca 60—70%) din gipsul total. Este, însă foarte probabil ca prin procedee de preparare mai complicate și deci, mai scumpe (ca de exemplu flotația) din acest material brut să se poată obține produse cu un conținut mai ridicat de gips și chiar cu o recuperare mai mare de gips.

V. CERCETĂRI CU PROBA DE LA PRISACA

A) Caracteristicile chimico-mineralogice ale probei

Analiza chimică executată pe o probă medie a dat următoarele rezultate :

	%		%
CaO	26,4	Fe ₂ O ₃	2,4
SO ₃	30,6	Al ₂ O ₃	3,0
CO ₂	urme	H ₂ O	14,7
SiO ₂	12,4	Na ₂ O	0,5
TiO ₂	lipsă	K ₂ O	0,4
MgO	2,4		

Tinând seama de rezultatele analizei chimice și de observațiile mineralogice (macroscopice și microscopice) s-a apreciat că proba a avut următoarea compoziție mineralologică :

	%
gips (CaSO ₄ · 2H ₂ O)	69,7
anhidrit (CaSO ₄)	4,4
material marnos-argilos	25,9

Macroscopic proba de gipsuri de la Prisaca apare constituită din fragmente de roci marno-argiloase cuprindând impregnații de gips în mare parte sub formă de granule, cuiburi și fisuri milimetrice și submilimetrice și mai puțin sub formă de strate și ochiuri de gips de 2–3 cm, rar pînă la 5–7 cm; acestea conțin de obicei pelicule, fișii înguste sau dispersii fine de material steril.

Marnele argiloase formează fișii, ochiuri, pelicule sau dispersii în masa gipsului, au o granulație fină, uneori prăfoasă pe fețele de desprindere și o culoare cenușie mai închisă sau cenușiu gălbui; rareori se observă zone slab grezoase.

Structura gipsului este microgranulară, iar textura este paralelă fiind imprimată de orientarea generală a rocii.

Prin studiul microscopic s-au observat cristale de gips cu o dezvoltare medie de 0,1–0,2 mm și un habitus alotriomorf (pl. V, fig. 1) sau cu contur neregulat, dantelat (pl. V, fig. 2), precum și granule mărunte de 0,02–0,05 mm, dispuse în cuiburi și asociate cu cristalele mai mari de gips (pl. V, fig. 1, 2).

Asociația gipsului cu materialul marnos-argilos s-a observat atât sub forma unor fișii de 0,2–0,7 mm de material steril care prind ochiuri și fisuri de gips de 0,05–0,2 mm (pl. V, fig. 3), cît și ca impregnații difuze sub formă de pelicule fine, cuiburi mici sau o pulbere marnoasă argiloasă sub 0,1 mm dispersate în masa de gips.

Anhidritul se prezintă în granule mărunte de 0,02–0,03 mm, ca incluziuni în cristalele de gips (pl. V, fig. 4).

Marnele argiloase formează fișii mai mult sau mai puțin compacte, mici aglomerări, pelicule și dispersii de culoare brun-gălbui; rareori cuprind filonașe de caleit criptocristalin sau paete fine de sericit.

B) Experimentări de preparare

Schemele de cercetare experimentală au cuprins fie operații de clasare uscată fie operații de clasare umedă, atât pentru materialul brut cît și pentru unele din fracțiunile granulometrice astfel obținute, după o prealabilă sfărîmire a lor.

Datorită naturii și modului de asociere a părții sterile cu gipsul, fracțiunile cu dimensiuni mici (sub 3 mm) au avut conținuturi de gips relativ scăzute ceea ce a făcut inutilă retratarea lor.

Proba brută a fost caracterizată granulometric prin dimensiuni maxime ale bucătilor, de cca 80 mm și printr-o proporție scăzută de material fin (8,4% din materialul brut a fost sub 1 mm).

Prin simplă clasare pe site, uscată sau umedă, s-a constatat o tendință netă de îmbogățire a claselor cu dimensiuni mari și de sărăcire a claselor cu dimensiuni mici. Astfel, prin clasarea uscată a materialului brut pe sitele de 10 și 30 mm s-au obținut trei produse, cel mai bogat produs (clasa 30–80 mm) având un conținut de gips de 81,2% iar cel mai sărac produs (clasa –10 mm) 43,5% (tab. 17). În cazul cînd clasarea

TABELUL 17
Rezultatele clasării uscate pe site a materialului brut

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Clasa 30–80	54,8	81,2	64,0
Clasa 10–30	20,1	70,4	20,3
Clasa 3–10	8,6	57,6	7,1
Clasa 1–3	8,1	39,2	4,6
Clasa 0,5–1	2,5	33,2	1,2
Clasa –0,5	5,9	32,9	2,8
Alimentare	100,0	69,6	100,0

materialului brut s-a făcut umed, cel mai bogat produs (clasa 30–80 mm) a avut un conținut de gips de 81,7%; produsul cel mai sărac a fost constituit din materialul sub 3 mm și a avut un conținut foarte scăzut de gips și anume 28,1% (tab. 18).

TABELUL 18
Rezultatele clasării umede pe site a materialului brut

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Clasa 30–80	67,6	81,7	74,
Clasa 10–30	14,9	77,4	15,5
Clasa 3–10	6,1	71,5	5,9
Clasa 1–3	2,6	57,6	2,0
Clasa 0,5–1	1,0	50,4	0,7
Clasa –0,5	7,8	15,4	4,3
Alimentare	100,0	74,3	100,0

În vederea creșterii conținutului de gips al claselor de material mai mare de 3 mm, obținute fie la clasarea uscată fie la clasarea umedă



a materialului brut, fiecare clasă de material a fost supusă unor operații de retratare. Acestea au constat din sfârșirea materialului la 3 mm și clasarea umedă a lui pe site.

Prin retratarea produselor obținute de la clasarea uscată s-a constatat o tendință de creștere a conținutului de gips în clasele cu dimensiuni mai mari de 0,5 mm și o scădere a conținutului de gips în clasele cu dimensiuni mai mici de 0,5 mm. Această tendință este foarte accentuată în cazul materialului din clasa 3–10 mm (tab. 19) și mai puțin accentuată

TABELUL 19
Rezultatele retratării clasei 3–10 mm

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu produsul	În raport cu proba brută		În raport cu produsul	În raport cu proba brută
Clasa 1–3 mm	37,6	3,2	77,4	50,9	3,6
Clasa 0,5–1 mm	10,5	0,9	73,0	13,4	1,0
Clasa -0,5	51,9	4,5	40,1	35,7	2,5
Total	100,0	8,6	57,2	100,0	7,1

în cazul materialului din clasa 10–30 mm (tab. 20). Rezultatele experimentărilor au arătat că această retratare nu este indicată și pentru materialul din clasa 30–80 mm, deoarece creșterea conținutului de gips este mică.

TABELUL 20
Rezultatele retratării clasei 10–30 mm

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu produsul	În raport cu proba brută		În raport cu produsul	În raport cu proba brută
Clasa 1–3 mm	37,9	7,6	81,7	44,0	8,9
Clasa 0,5–1 mm	17,8	3,6	74,9	19,0	3,9
Clasa -0,5 mm	44,3	8,9	58,8	37,0	7,5
Total	100,0	20,1	70,3	100,0	20,3

Aceleași constatări s-au făcut și după retratarea produselor obținute la clasarea umedă cu deosebirea că, în acest caz, creșterea conținutului



de gips în clasa de material +0,5 mm este mai puțin accentuată. Astfel, conținutul de gips ajunge la 79,1%, în cazul retratării clasei 3–10 mm (tab. 21) și la 82,9% în cazul retratării clasei 10–30 mm (tab. 22).

TABELUL 21
Rezultatele retratării clasei 3–10 mm

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu produsul	În raport cu proba brută		În raport cu produsul	În raport cu proba brută
Clasa 1–3 mm	32,8	2,0	80,1	36,5	2,2
Clasa 0,5–1 mm	16,1	1,0	77,2	17,3	1,0
Clasa -0,5 mm	51,1	3,1	65,0	46,1	2,7
Total	100,0	6,1	71,9	100,0	5,9

TABELUL 22
Rezultatele retratării clasei 10–30 mm

Produs	Greutate %		Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %	
	În raport cu produsul	În raport cu proba brută		În raport cu produsul	În raport cu proba brută
Clasa 1–3 mm	31,3	4,3	83,7	33,8	5,2
Clasa 0,5–1 mm	19,4	2,9	81,5	20,4	3,2
Clasa -0,5 mm	49,3	7,7	72,0	45,8	7,1
Total	100,0	14,9	77,5	100,0	15,5

C) Concluzii

Ca și în cazul celorlalte probe, experimentările de preparare au arătat că materialul din care a fost constituită proba de la Prisaca este susceptibil de a fi imbogățit prin operații de preparare.

Pe baza rezultatelor obținute la experimentările de preparare s-a apreciat că îmbunătățirea calității gipsului din materialul care a constituit proba se poate realiza printr-o din următoarele scheme:

clasarea uscată a materialului brut la 30 și 10 mm, urmată de retratarea fracțiunii brute 10–30 mm (sfârșimarea la 3 mm și clasarea umedă la 1 și 0,5 mm – fig. 7);



Fig. 7. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Prisaca (varianta I).
 Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsifère de Prisaca (variante I).

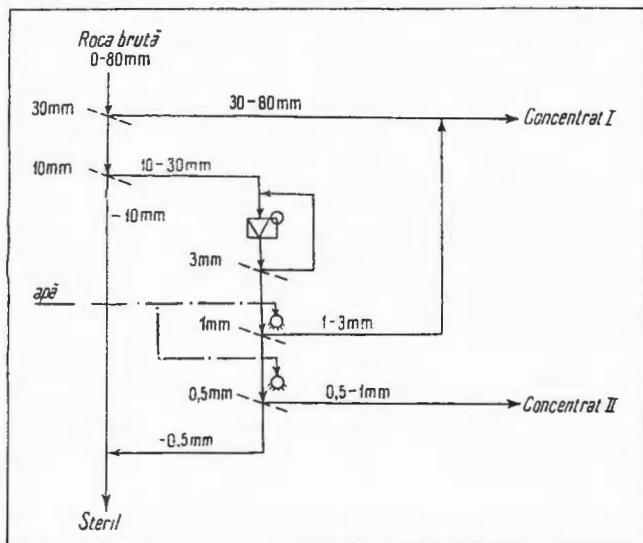
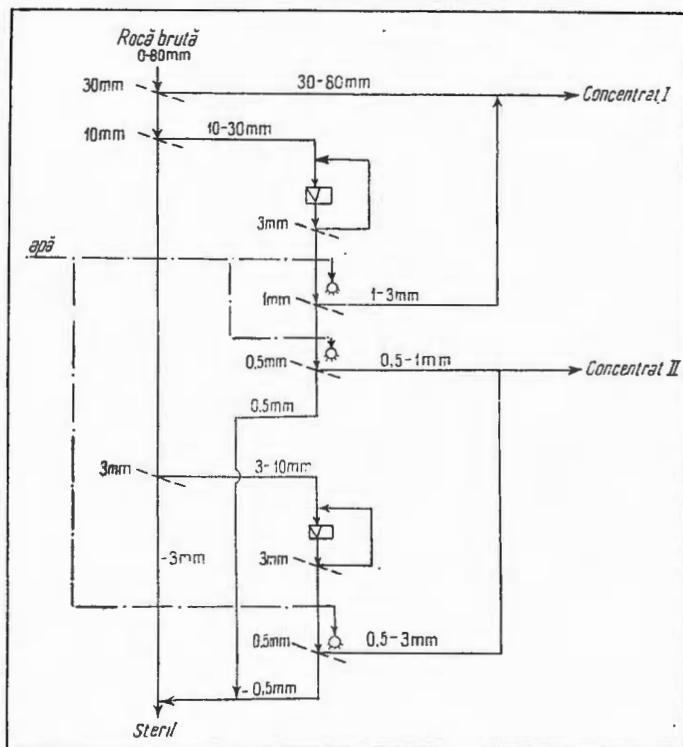


Fig. 8. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Prisaca (varianta II).
 Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsifère de Prisaca (variante II).



clasarea useată a materialului brut la 30, 10 și 3 mm, urmată de retratarea — separată — a frațiunilor brute 10—30 mm și 3—10 mm (sfărîmarea la 3 mm și clasarea umedă la 1 și 0,5 mm pentru materialul brut 10—30 mm sau numai la 0,5 mm pentru materialul 3—10 mm ; fig. 8) ;

clasarea umedă a materialului brut la 30, 10 și 3 mm, urmată de retratarea — separată — a frațiunilor brute 10—30 mm și 3—10 mm (sfărîmarea la 3 mm și clasarea umedă la 0,5 mm ; fig. 9).

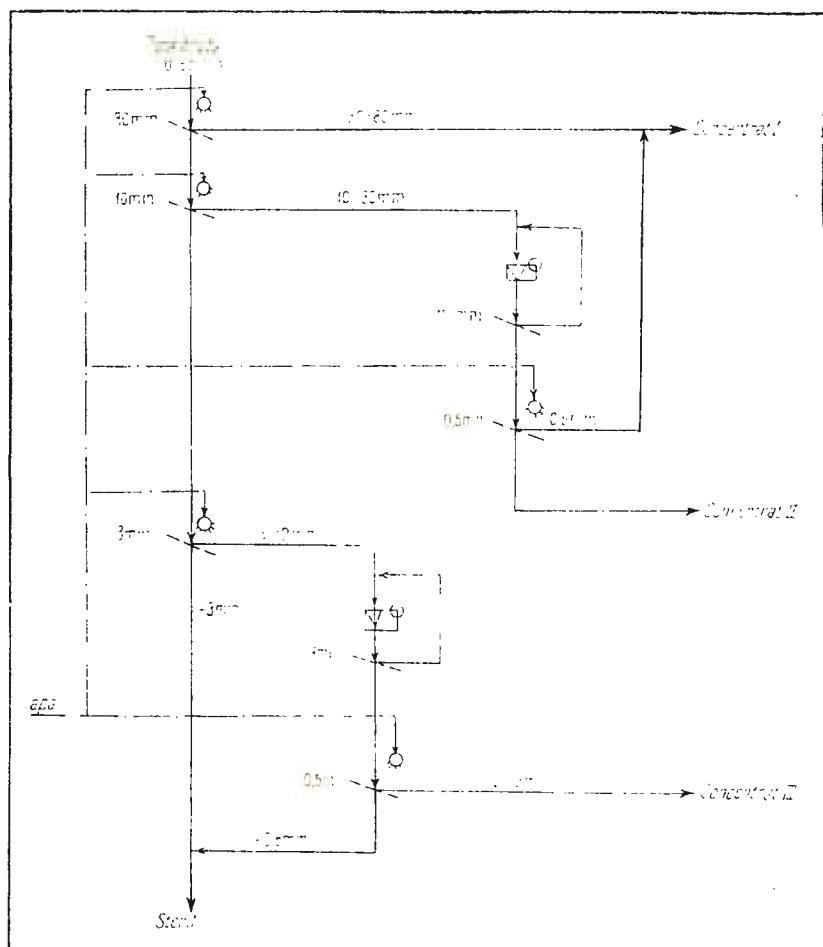


Fig. 9. — Schemă de flux tehnologic pentru prepararea rocii gipsifere de la Prisaca (varianta III)
Schéma de flux technologique pour le traitement de la roche gypsumière de Prisaca (variante III).

Rezultatele care s-ar putea obține prelucrind materialul din care a fost constituită proba inițială sint prezentate în tabelele 23 — pentru

TABELUL 23

Rezultatele obținute prin prepararea probei inițiale după schema din figura 7

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Concentrat I	62,4	81,3	72,9
Concentrat II	3,6	74,9	3,9
Steril	34,0	47,4	23,2
Alimentare	100,0	69,6	100,0

TABELUL 24

Rezultatele obținute prin prepararea probet inițiale după schema din figura 8

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Concentrat I	62,4	81,3	72,9
Concentrat II	7,7	76,8	8,5
Steril	29,9	43,3	18,6
Alimentare	100,0	69,6	100,0

TABELUL 25

Rezultatele obținute prin prepararea probei inițiale după schema din figura 9

Produs	Greutate %	Conținut de gips %	Repartizarea gipsului %
Concentrat I	74,8	82,1	82,7
Concentrat II	3,0 } 10,7	79,1 } 74,0	3,2 } 10,3
Concentrat III	7,7 } 14,5	72,0 } 35,9	7,1 } 7,0
Total	100,0	74,3	100,0

schema din figura 7, 24 — pentru schema din figura 8, 25, pentru schema din figura 9. Se constată că indiferent de schema utilizată, cel mai bun produs conține cca 81—82% gips. Schema din figura 9 — care diferă de celelalte prin accea că clasarea materialului brut se face umed — permite recuperarea unei proporții mai mari de gips în concentratul cel mai bun și pierderi foarte mici de gips în steril.



TABELUL 26
Caracteristicile principale ale probelor

Proba	Gips %	Natura materialului însoțitor	Mod de prezentare
Valea Bătrânească	81	Anhidrit (3%) și material argilos, slab marnos, nisipos.	Proba formată în cea mai mare parte din fragmente de gips impurificate cu materialul însoțitor și în mică măsură din fragmente albe de gips curat.
Rincezi	73	Anhidrit (1%) și material argilos-feruginos-nisipos	Aproximativ jumătate din probă, fragmente brun-gălbui-cenușii, uneori cu aspect de sol cu impregnații fine de gips. Restul din bucăți de gips impurificate cu steril.
Prisaca	70	Anhidrit (4%) și material marno-argilos.	Fragmente de roci marnoargiloase cuprinzând impregnații de gips sub formă de granule, cuburi fisuri milimetrice, și mai puțin sub formă de strate și ochiuri de 2–3 mm.
Valea Sării	64	Marne și marno-calcare (3%), gresii sericite (6%) și sporadic anhidrit	Mase spongioase de gips intens asociate cu marnele. Mai rar, mase compacte alcătuite din gips mărunt cristalizat dispus în ochiuri și fisuri mai dezvoltate.

BIBLIOGRAFIE

- Bergström I. H. (1963) Gypsum products plant paces prosperous Florida. *Rock Products*, 6 (June), 186-192, Chicago.
- Olteneanu M. (1971) Date noi asupra prezenței ivirilor de gips între valea Buzăului și valea Teleajenului. *Revista minelor*, 6, 295–299, București.
- Ostler Z. (1960) New plant facilities for „Gypsum, Lime & Alabastine Limited”, Calgary, Alberta. *The Canadian Mining and Metallurgical Bulletin*. 575 (March), 186–192, Montreal.
- Sanderson L. (1960) An important mineral of antiquity. *Canadian Lining Journal*. 1, 57–59, Gardenvale.

RECHERCHES SUR LA POSSIBILITÉ D'INTRODUIRE DANS LE CIRCUIT ÉCONOMIQUE, EN TANT QUE RESSOURCES DE GYPSE, DES ROCHES A FAIBLE TENEUR EN GYPSE

(Résumé)

Dans cet ouvrage sont présentés les résultats des recherches sur la préparation effectuées sur 4 preuves de roches à gypse, deux du district de Prahova (la première de la Valea Bătrânească, la deuxième de Rincezi) et les autres du district de Vrancea (une de la Valea Sării, l'autre de Prisaca), récoltées par I.G.P.S.M.S. pendant la période 1971–1972.



Ces recherches ont envisagé de rassambler des informations sur la possibilité d'obtenir des produits gypsifères améliorés (avec une teneur en gypse plus élevée) par rapport à la roche brute, à l'aide des procédés de préparation relativement simples et économiques.

Dans le cas des 4 preuves étudiées, la nature du matériel d'impurification (argiles, marnes, sable) et la manière d'association avec le gypse ont éliminé dès le début la possibilité d'employer des méthodes densimétrique, les différences entre les densités des constituants de la roche étant très petites, de sorte qu'on fit usage seulement de méthodes basées sur le : broyage sélectif, dispersion différentielle dans l'eau, classement volumétrique et classement symptomatique dans l'eau. Par suite, les schémas technologiques expérimentaux — adaptés aux caractéristiques de chaque preuve — ont comporté :

classements secs sur des tamis du matériel brut de chaque preuve ;

claoubage du matériel dépassant 30 mm ;

classements humides sur tamis, avec ou sans une préalable trempée soit du matériel brut soit des produits intermédiaires, avec ou sans broyage préalable ;

classement en courant d'eau ascendant, après un préalable broyage, soit du matériel brut tout entier soit de quelques-uns des produits obtenus par le classement sec ou humide.

Les principales caractéristiques des preuves sont présentées dans le tableau 26.

Les recherches sur la préparation effectuées ont mené à la conclusion que des 4 roches gypsifères il est possible d'obtenir — par leur préparation d'après des schémas technologiques simples, ayant compris le classement sur des tamis, humide ou sec, et le classement en courant d'eau ascendant — des produits gypsifères améliorés utilisables dans l'industrie.

Un schéma technologique réalisable pour le matériel de la Valea Bătrînească comporterait : classement sec à 30—40 mm et 10—15 mm, la sélection manuelle pour le matériel dépassant 30—40 mm et reclassement sur tamis de 1 mm du matériel moindre de 10 mm, après avoir été trempé et agité dans le tambour rotatif (fig. 1). A l'aide de ce schéma on peut obtenir comme produits bons à être commercialiser : un produit très propre, avec 96—98 % gypse, représentant environ 10 % de la roche brute et des produits avec 81—85 % gypse, représentant environ 71 % de la roche brute.

Dans le cas de la roche de Rincezi, on a examiné 4 variantes de schémas technologiques (fig. 3, 4, 5, 6), les résultats possibles étant présentés dans les tableaux 13—16. On peut considérer comme le schéma le plus efficace celui de la fig. 3, qui comporte : classement sec sur tamis de 0,5 mm et classement en courant d'eau du matériel moindre de 0,5 mm. On peut obtenir des produits finis dont les teneurs en gypse varient entre 74—78 %, la perte en gypse dans les stériles étant seulement de 6 %. Les autres schémas rendent possible aussi l'acquisition des produits finaux avec une teneur plus élevée en gypse, mais les récupérations en gypse sont plus réduites.

Dans le cas de la roche gypsifère de Prisaca, on peut constater que par un flux technologique simple, comportant le classement sec du matériel brut à 30 mm et à 10 mm suivi par le broyage à 3 mm du matériel de 10—30 mm et le classement humide à 1 mm et à 0,5 mm du matériel broyé (fig. 7), on peut obtenir deux produits dont la teneur en gypse est de 81—82 %, pour le premier produit et d'environ 75 % pour le deuxième, les pertes en gypse dans le stérile étant d'environ 23 % (tab. 23). Si on ajoute à ce flux le classement du matériel brut à 3 mm et le retraitement du matériel 3—10 mm (fig. 8) les pertes en gypse dans le stérile diminuent jusqu'à 18—19 % (tab. 24). Le flux le plus efficace est celui dont le classement du matériel brut à 30 mm, 10 mm et 3 mm a lieu en conditions d'humidité et le matériel 3—10 mm et 10—30 mm est traité à nouveau (fig. 9), les produits acquis ayant

toujours, dans ce cas là, des teneurs en gypse variant entre 72% et 82%, et les pertes en gypse dans le stérile diminuant à 7% (tab. 25).

Dans le cas de la roche gypsifère de la Valea Sării, par l'application d'un flux comportant le classement sec à 30 mm du matériel brut, suivie par le claoubage du matériel 30 mm et par sa trempée, l'agitation dans le tambour et le classement humide sur le tamis de 1 mm du matériel 30 mm, mélangé avec le matériel resté à la suite du claoubage, il est possible d'obtenir deux produits, l'un avec 84-85% teneur en gypse -- représentant environ 23% du matériel brut -- et l'autre avec 71-72% teneur en gypse, représentant environ 46% du matériel brut ; le stérile resté renferme 20-30% du gypse et représente environ 31% du matériel brut.

Il est à conclure que, dans le cas des 4 roches gypsifères, il est possible d'obtenir, par leur préparation à l'aide des procédés de préparation relativement simples et économiques (classement sur tamis, claoubage, désagrégation en tambour, classement hydraulique), des produits à employer dans l'industrie parfois à teneur de 96-98% du gypse. Les flux technologiques de préparation possibles varient selon la teneur en gypse et la nature des minéraux associés. Dans le cas d'une plus faible teneur en gypse et d'une association plus avancée du gypse avec les minéraux qui l'accompagnent, le flux technologique est plus compliqué, réclamant des opérations de broyage et des procédés de concentration humide. Dans le cas des quelques-unes des preuves analysées, même à l'aide des fluxs compliqués, les meilleurs produits ont eu des teneurs en gypse ne dépassant jamais 85-90%.

— — —



PLANŞA I



Institutul Geologic al României

PLANŞA I

Fig. 1. — Gips în cristale idiomorfe, maclate (a) și hipidiomorfe (b). N + ; X 70.

Gypse en cristaux idiomorphes, maclés (a) et hypidiomorphes (b). N + ; X 70.

Fig. 2. — Cristale mari de gips, neregulate, cu contur sinuos (a), înconjurate de cristale mărunte (b). N + ; X 70.

Grands cristaux de gypse, irréguliers, à contour sinueux (a), entourés par des cristaux menus (b). N + ; X 70.

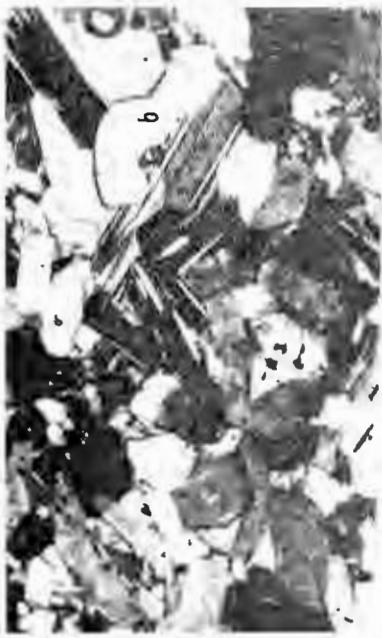
Fig. 3. — Cuiburi de material argilos (a), sericit (b), cuarț (c), muscovit (d) în gips mărunt cristalizat (e). N + ; X 70.

Nids de matériel argileux (a), séricite (b), quartz (c), muscovite (d) en menus cristaux de gypse (e). N + ; X 7'.

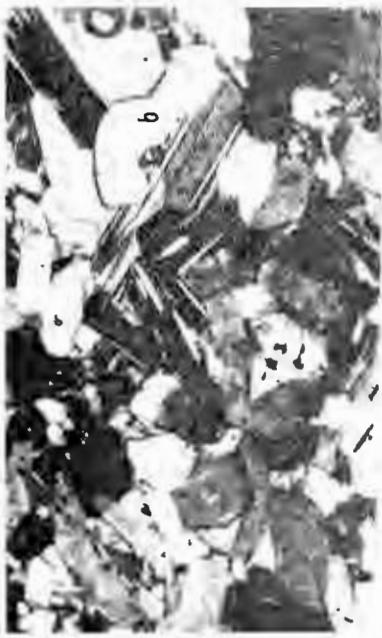
Fig. 4. — Cristale mărunte de anhidrit (a) dispersate în gips larg cristalizat (b), precum și impregnații fine și difuze de sericit (c), minerale argiloase (d), cuarț (e) calcit (f) în cristalele de gips. N + ; X 100.

Menus cristaux d'anhydrite (a) dispersés en gypse largement cristallisé (b) et aussi des imprégnations fines et diffuses de séricite (c), minéraux argileux (d), quartz (e) calcite (f) dans les cristaux de gypse. N + ; X 100.

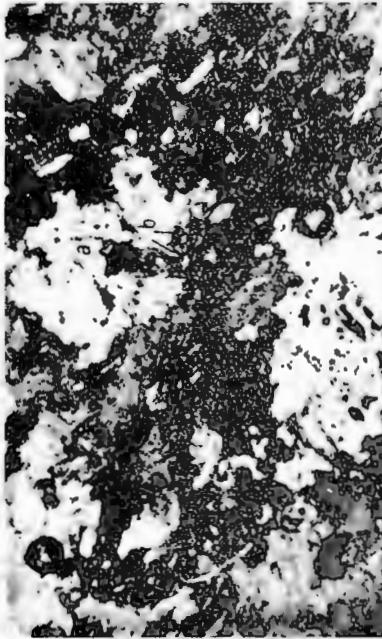




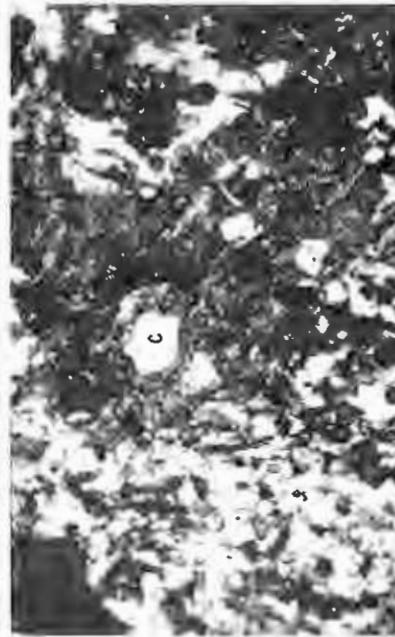
1



2



3



4

PLANŞA II

- Fig. 1. — Cristale mari și neregulate de gips (a) cu pelicule, cuiburi și impregnații fine de material marnos (b). N //; X 70.
Cristaux grands et irréguliers de gypse (a) à pellicules, nids et imprégnations fines de matériel marneux (b). N //; X 70.
- Fig. 2. — Gips în granule mărunte îndințate (a) intens asociate cu mici cuiburi marnoase (b). N + : X 70.
Gypse en menus grains emboités (a) intensément associés à petits nids marneux (b). N + : X 70.
- Fig. 3. — Fisură cu gips curat dispus în cristale lungi prismatice (a) în marne (b) care cuprind mici granule de gips (c). N + ; X 70.
Fissure en gypse non-associé disposé en cristaux en longues prismes (a) en marnes (b) renfermant de petits grains de gypse (c). N + ; X 70.
- Fig. 4. — Gips în cristale idiomorfice, maclate (a) dispersate în gresii sericitice : (b) sericit ; (c) euarș ; (d) pulbere argilo-marnoasă. N + ; X 70.
Gypse en cristaux idiomorphes, maclés (a) dispersés dans des grès séricitiques : (b) séricite ; (c) quartz ; (d) poussière argilo-marneuse. N + ; X 70.

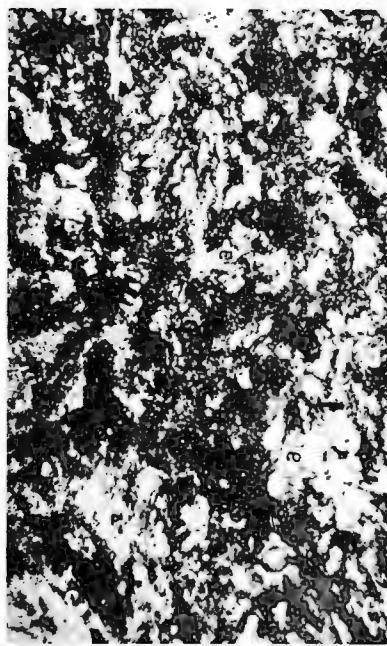


B. GEORGESCU et al. Valorificarea gipsului din roci cu conținut scăzut de gips.

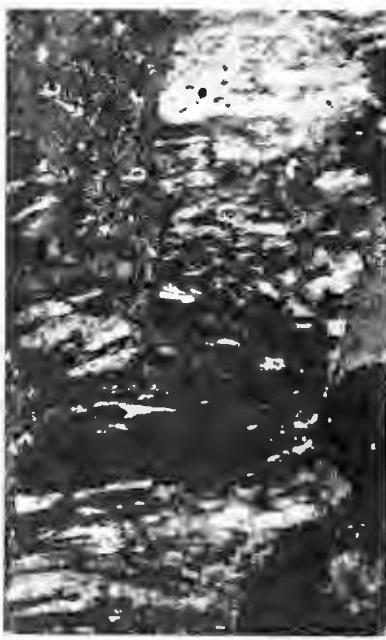
Pl. II.



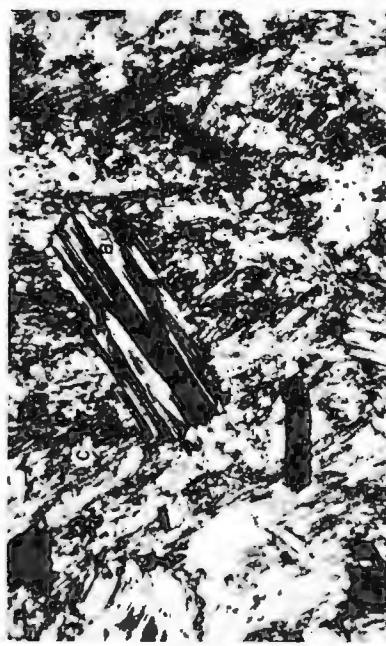
1



2



3



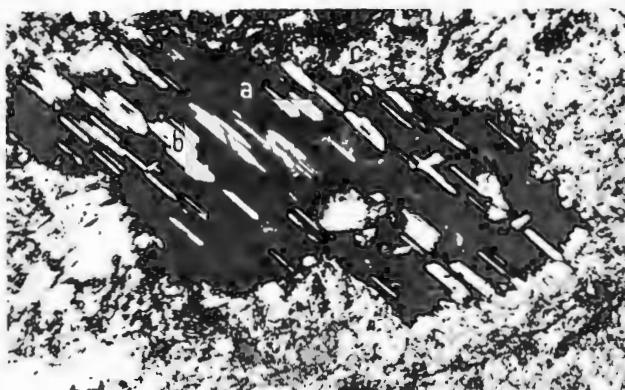
4

PLANSĂ III

- Fig. 1. - Cristal mare de gips (a) cu inclusiuni de sericit dispuse paralel (b), prins în gresii sericeite (c). N⁺; X 70.
- Grand cristal de gypse (a) à inclusions de séricite parallèlement disposées (b), coincé en grès séricitiques (c). N⁺; X 70.
- Fig. 2. - Cristale mari de gips (a) cuprind o pulbere argilitică (b) și cristale mărunte de anhidrit (c). N⁺; X 70.
- Grands cristaux de gypse (a) abritant une poussière argilatique (b) et petits cristaux d'anhydrite (c). N⁺; X 70.
- Fig. 3. - Fișii de material marnos (a) străbat masa de gips (b). N⁺; X 10.
- Bandes de matériel marneux (a) traversant la masse de gypse (b). N⁺; X 10.



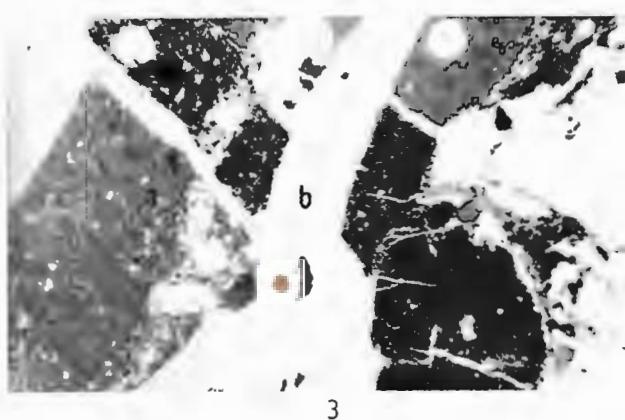
B. GEORGESCU et al. Valorificarea gipsului din roci cu conținut scăzut de gips. Pl. III.



1



2



3

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 50.



Institutul Geologic al României

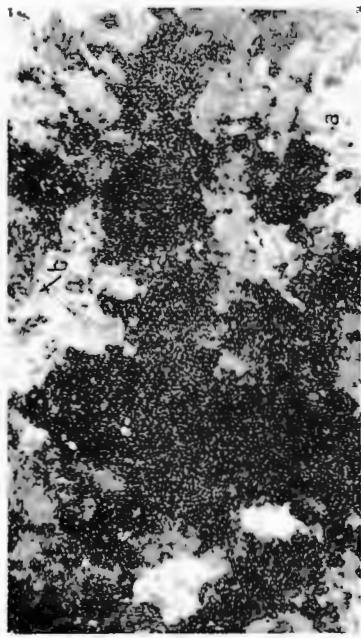
PLANSA IV

- Fig. 1. — Gips în cristale larg dezvoltate cu conture sinuoase pînă la fin dințate (a), cu incluzuni rare de anhidrit (b). N \pm ; X 70.
Gypse en cristaux largement développés à contours sinueux jusqu'à finement emboîtés (a), à rares inclusions d'anhydrite (b). N \pm ; X 70.
- Fig. 2. — Masă de gips criptocristalin (a) cu cîteva cuiburi cu cristale mai dezvoltate de gips (b). N \pm ; X 70.
Masse de gypse cryptochristallin (a) à quelques nids avec des cristaux de gypse plus grands (b). N \pm ; X 70.
- Fig. 3. — Pelicule, dispersii și cuiburi mici de material argilos-feruginos (a) prinse în fișile de gips (b). N $/$; X 70.
Pellicules, dispersions et petits nids de matériel argilo-ferrugineux (a) coincés dans les bandes de gypse (b). N $/$; X 70.
- Fig. 4. — Rare granule de cuarț (a) și mice (b) într-un produs de gips (c), rezultat prin experimentări de preparare. N $/$; X 100.
Rares grains de quartz (a) et micas (b) dans un produit de gypse (c), résulté par des essais de traitement. N $/$; X 100.

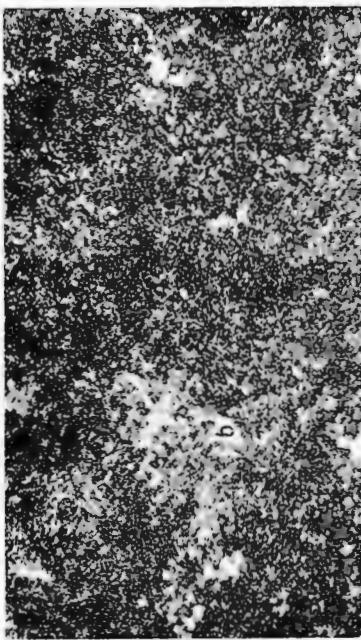


B. GEORGESCU et al. Valorificarea gipsului din roci cu conținut scăzut de gips.

Pl. IV.



1



2



3



4

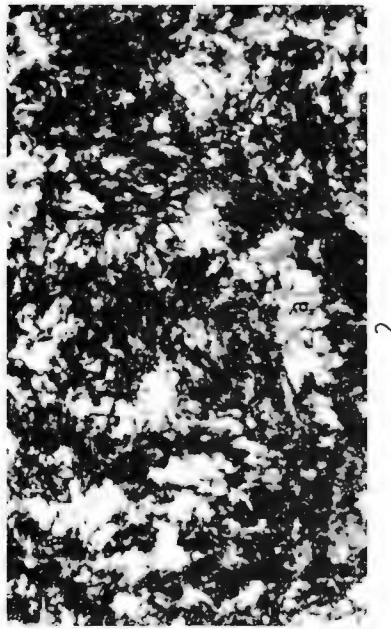
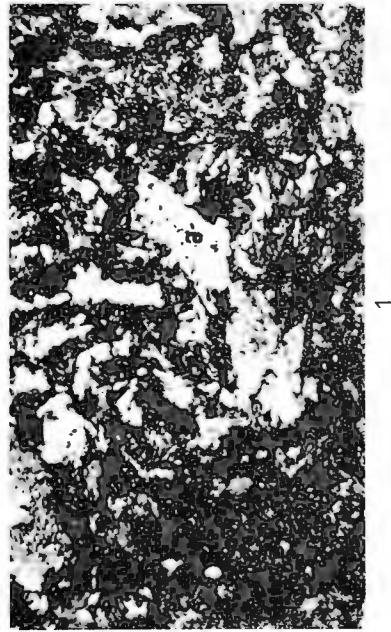
PLANŞA V

- Fig. 1.** — Cristale allotriomorfe de gips (a) prinse într-o masă de gips microgranular (b). N + ; X 70.
Cristaux allotriomorphes de gypse (a) coincés dans une masse de gypse microgranulaire (b). N + ; X 70.
- Fig. 2.** — Gips în cristale cu contur dantelat (a) asociate cu granule mărunte dispuse în cuiburi (b). N + ; X 70.
Gypse en cristaux à contour sinueux (a) associés en menus grains disposés en nids (b). N + ; X 70.
- Fig. 3.** — Fișie marno-argiloasă (a) cu ochiuri și fisuri de gips mărunt cristalizat (b). N - ; X 70.
Bande marno-argileuse (a) à nodules et fissures de gypse finement cristallisé (b). N + ; X 70.
- Fig. 4.** — Granule mărunte de anhidrit (a) prinse într-un cristal de gips (b). N - ; X 70.
Menus grains d'anhydrite (a) coincés dans un cristal de gypse (b). N - ; X 70.

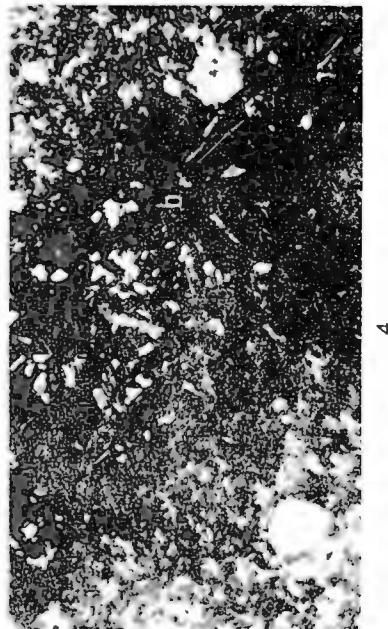
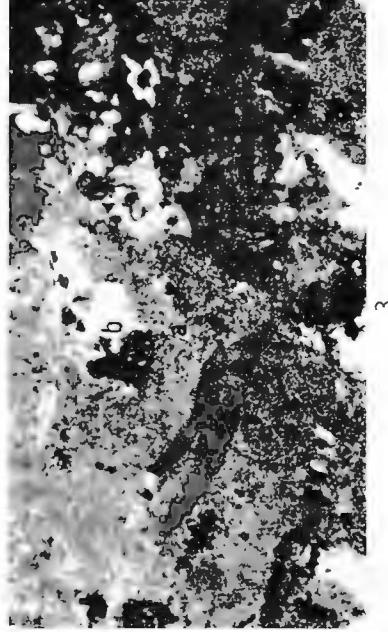


B. GEORGESCU et al. Valorificarea gipsului din roci cu conținut scăzut de gips.

Pl. V.



Institutul Geologic al României



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 50.

CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE PREPARARE A
UNUI MINEREU PIRITOS AURO-ARGENTIFER CU CONȚINUT
RIDICAT DE MISPICHELE DIN MUNTII BANATULUI¹

DE

BUJOR GEORGESCU, ANGELA OPRESCU, MARIA DUMITRESCU,
MARIA BORCEA, ECATERINA BĂLĂȘESCU, MIHAELA POP²

Abstract

Research on the Dressing Possibilities of a Gold-Bearing Pyrite Ore Deposit with a High Arsenic Content from the Banat Mountains. During 1972 research works were carried out on two new samples from a Banat Mountains gold-bearing pyrite ore deposit with a high arsenic content. The sample contents were : sample B : 6.7–7.3% S; 1.8–2.0% As; 0.8–1.2 g/t Au; 9–11 g/t Ag; sample R : 9.4–9.8% S; 3.7–4.2% As; 1.5–2.0 g/t Au; 9–11 g/t Ag. The research works showed that the results obtained using the flotation and cyanidation as main processing methods are similar to those obtained on the previous sample worked in 1971. The bulk or differential flotation concentrates are of high grade and the recoveries of sulphur, gold and arsenic are good, but gold recoveries by cyanidation, especially in the case of high arsenic content concentrates, are low.

În cursul anului 1971 s-au executat cercetări de laborator urmărind posibilitățile de obținere de concentrate valorificabile de sulfuri și de extracție a aurului din mineralizațiile cu sulfuri bogate în arsen puse în evidență de lucrările de prospectare și explorare executate în Munții Banatului. Proba a provenit din filonul principal interceptat cu galeriile de explorare I și II. Ulterior lucrările de explorare au fost continuante și pentru a se vedea în ce măsură minereul neinclus în prima probă are o comportare diferită sau asemănătoare în procesul de preparare cu aceea a primei probe, s-au făcut în 1972 experimentări de laborator cu două noi probe : o probă, notată în cele ce urmează cu B, colectată din filonul

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 7 iunie 1973.

² Institutul de Geologie și Geofizică Str. Caransebeș nr. 1, București.



principal din porțiunea neinclusă în proba din 1971 și o probă, notată cu R, colectată din filonul secundar Ramura. Rezultatele cercetărilor de laborator executate cu aceste două probe, fac obiectul acestei comunicări.

Proba B a fost colectată exclusiv la nivelul galeriei II, de la metrul 135 pînă la metrul 444. Proba R a fost colectată din lucrările executate la nivelul galeriilor I și IV care au interceptat transversal și direcțional filonul Ramura.

1) Compoziția chimică

Analize chimice generale executate pe probe medii luate din probele tehnologice au dat rezultatele arătate în tabelul 1.

Pentru comparație, în tabel sunt date și rezultatele analizei generale privind proba studiată în 1971 (notată cu A). Se vede că, în linii mari, din punct de vedere chimic, probele sunt asemănătoare. Așa cum se va

TABELUL 1
Componenții chimici principali ai probelor

Elemente	Proba A 1971 Galerile I - II	Proba B 1972 Galeria II	Proba R 1972 Galerile I + IV
Au g/t	3,6 - 1,5	0,8 - 1,2	1,5 - 2,0
Ag g/t	24,5 - 28,6	9 - 14	8,8 - 14,0
As %	8,6 - 9,0	1,8 - 2,0	3,7 - 4,2
S %	18,3	6,4 - 7,3	9,4 - 9,8
Fe %	20,6	9,7 - 10,0	12,2 - 13,2
Zn %	0,70	0,07	0,01
Pb %	0,11	0,18	0,03
Cu %	0,02	0,02	0,01
SiO ₂ %	36,20	52,22	47,53
Al ₂ O ₃ %	7,28	11,99	11,60
CaO %	1,70	3,03	2,81
MgO %	1,54	1,95	1,78
TiO ₂ %	0,54	0,70	0,73
P ₂ O ₅ %	0,04	1,34	0,84
Na ₂ O %	0,15	0,43	0,32
K ₂ O %	2,10	3,28	3,02
Raport As S	1 2,1	1 3,6	1 2,4
Raport Ag/Au % S	1 11	1 16	1 14



arăta mai departe, asemănarea se menține și din punct de vedere mineralologic. În toate probele sunt prezente aceleași elemente principale, respectiv aceleași minerale, diferențele constând în proporțiile diferite în care apar elementele chimice respectiv mineralele constituente. Proba din 1971 a fost cea mai bogată, atât în sulf și arsen, cât și în aur și argint, iar proba B, cea mai săracă. Trebuie remarcat faptul că în prima probă conținutul de zinc era mai ridicat și microscopic s-a putut pune în evidență destul de bine prezența blendei.

Rezultă din datele din tabel, că toate probele reprezintă un minereu foarte arsenios, raportul As/S fiind ridicat și cuprins între 1/2,1 și 1/3,6. În ceea ce privește conținutul de aur se poate face observația că acesta se adăză odată cu scăderea conținutului de sulfuri (pirită, mispichel) de care se presupune că este legat. Scăderea conținutului de aur este totuși mai accentuată decât scăderea conținutului de sulfuri, fapt careiese în evidență dacă se compară valorile raportului conținut de aur/conținut de sulfuri (g/t Au/% sulfuri), corespunzătoare celor trei probe (tab. 1). În timp ce pentru proba din 1971, acest raport era 1/11 la un conținut de sulfuri de 44%, la probele din 1972, raportul scade la 1/16 respectiv 1/14 la conținuturi de sulfuri de aproximativ 14% respectiv 24%; aceasta înseamnă că, la aceleași conținuturi de sulfuri ale concentratelor, concentratele cu conținuturi asemănătoare de sulfuri dar obținute din probe mai sărace în sulfuri vor avea implicit conținuturi de aur mai mici decât concentratele obținute plecind de la proba mai bogată.

B) Caracteristici mineralogice

Probele cercetate în 1972 (proba B și proba R) sunt din punct de vedere mineralogic asemănătoare între ele și asemănătoare cu proba anterioară (proba A). Mineralizația din aceste trei probe este de tip filonian; ea este alcătuită în principal din pirită și mispichel dispuse în cea mai mare parte sub formă de cuiburi neregulate, fisuri și filonașe cu dimensiuni milimetrice care ajung la 1–2 cm. În proporție ridicată mineralizația este cuprinsă în filonul de cuarț și în materialul caolinos-argilos înconjurător și în mică măsură ca se prezintă ca disperși fine în roca gazdă din jurul filonului.

În tabelul 2, sunt arătate proporțiile aproximative în care apar principali compoziții mineralogice din cele trei probe, proporții determinate prin corelarea compoziției chimice cu observațiile mineralogice.

Deosebirile observate constau numai în valorile procentuale diferite în care apar mineralele metalice: proba A este mai bogată mineralizația



TABELUL 2
Caracteristicile mineralogice ale probelor cerclate

Minerale	Proba A 1971 Galeriile I + II %	Proba B 1972 Galeria II %	Proba R 1972 Galeriile I + IV %
Pirită FeS_2	27	11	15
Mispichel FeAsS	17	4,5	9
Blendă ZnS	1	—	—
Galenă PbS	0,1	0,5	—
Calcopirită CuFeS_2	—	—	—
Calcit CaCO_3	—	4	1
Cuarț SiO_2	25	25	15
Material caolinos-argilos	20	5	25
Sisturi cristaline	10	50	35

reprezentind cca 45% din materialul probei; aici mai apare și o cantitate redusă de sulfuri de zinc, plumb și cupru, dintre care blenda ocupă 1%; probele B și R cuprind aproximativ 16%, respectiv 24% minerale metalice iar sulfurile de zinc, plumb și cupru sunt sporadice (proba B) sau sub limita posibilităților de observare (proba R). De asemenea, materialul de gangă din cele trei probe este alcătuit în proporții variabile din cuarț filonian, material caolinos-argilos și sisturi cristaline.

Structura mineralizației este dată de granulele metalice cu o dezvoltare foarte variabilă de la 2–3 mm pînă la cîțiva microni, mai frecvente fiind dimensiunile de 0,1–1 mm. Textura este masivă, cu treceri spre aspecte laminate sau breciate mai des întîlnite în proba B, unde o parte din mineralele metalice apar fisurate și sfărimate.

Microscopic, mineralizația din probele B și R apare sub forma unor aglomerări de minerale metalice uneori mai compacte, alteori asociate cu o proporție variabilă de gangă și cu un aspect breciat mai mult sau mai puțin intens.

Pirita formează aglomerări de cristale mari de 0,3–1,5 mm, rareori de 3 mm, străbătute de fisuri rare și cu mici incluziuni de gangă (pl. I,



fig. 1) sau intenș fisurate și fragmentate în granule mărunte de 0,01–0,1 mm (pl. I, fig. 2); uneori, printre cristalele mari se întâlnesc cuiburi cu granule mici rezultate prin coroziuni de gangă (pl. I, fig. 3).

În proba B cuiburile de pirită cuprind aproape întotdeauna granule de mispichel în proporții și cu dimensiuni variante, în timp ce în proba R, pirita apare de obicei în cuiburi monominerale.

Asociația piritei cu ganga afectează, în ambele probe, o proporție relativ scăzută de pirită, aceasta fiind reprezentată prin granulele mărunte rezultate prin fisurarea și corodarea avansată a cristalelor mari și apoi cimentarea lor de gangă (pl. I, fig. 2, 3). Dimensiunile de asociere sunt cuprinse între 0,01–0,2 mm, mai frecvent 0,06–0,1 mm.

Asociația pirită-mispichel este des întâlnită în proba B și comportă diferite grade de mărime: astfel apar cristale de mispichel, mai dezvoltate, de 0,1–0,3 mm, dispersate în cuiburile de pirită (pl. I, fig. 4) sau granule brecificate și sparte în fragmente de 0,05–0,2 mm dispuse sub formă de cuiburi mici și fișii în masa de pirită (pl. II, fig. 1), precum și sfârîmături și mai fine de mispichel (0,005–0,07 mm) ce alcătuiesc aglomerări foarte reduse în masa piritoasă, de asemenea brecificată, toate recimentate de gangă (pl. II, fig. 2).

Asociația piritei cu celelalte sulfuri (blenda, galena, calcopirita) este sporadică.

Mispichelul apare atât în cristale mai dezvoltate de 0,2–2 mm, angulare, străbătute de fisuri mai mult sau mai puțin pronunțate (pl. II, fig. 3) cât și în granule brecificate și sfârîmate în fragmente de 0,005–0,2 mm (pl. II, fig. 4). Uneori cristalele mari de mispichel sunt înconjurate de sfârîmături mărunte prinse în gangă (pl. III, fig. 1).

În proba B predomină granulele de mispichel cu dimensiuni mai reduse, în genere cuprinse între 0,005–0,3 mm și se întâlnesc mai rar granule larg dezvoltate de 0,3–1,5 mm; de obicei mispichelul apare aici în cuiburile și filonașele de pirită (pl. II, fig. 1, 2) și rareori formează ochiuri monominerale. În proba R sunt predominante cristalele de mispichel cu dimensiuni mai ridicate cuprinse între 0,2–2 mm (pl. I, fig. 3), care uneori sunt brecificate și fragmentate, ajungând la dimensiuni reduse (0,005–0,2 mm); ele apar în cuiburi monominerale și în proporție redusă sunt prinse în masa piritoasă (pl. I, fig. 4).

Asociația mispichelului cu ganga la dimensiuni reduse de 0,005–0,1 mm afectează o proporție ceva mai ridicată din mispichelul prezent în proba B, unde se întâlnesc mai frecvent granule de mispichel intens fisurate și recimentate cu silice secundară (pl. III, fig. 2); mai rar se întâlnește această situație și în proba R (pl. II, fig. 4). În masa sistu-

rilor micaee din proba B mai apar uneori cristale disperse sau cuiburi cu cristale idiomorfe de mispichel de 0,03–0,2 mm (pl. III, fig. 3).

Asociația mispichelului cu sulfurile de zinc, plumb și cupru nu s-a observat. Aceste sulfuri sunt prezente numai în proba B și aici într-o proporție foarte redusă. Astfel s-au întîlnit rare granule mari și neregulate de blendă, de 0,1–1 mm, cu crăpături și freevențe incluziuni mici de calcopirită, precum și granule sporadice de 0,07–0,2 mm de galenă și de calcopirită de 0,002–0,02 mm.

Minerale de aur sau argint sau granule de aur liber nu au fost identificate. Presupunem că aceste două elemente sunt prinse în rețeaua cristalină a piritei și mispichelului.

Ganga mineralizației din ambele probe este alcătuită din materialul filonian cuarțos-caolinos și din roca gazdă reprezentată prin șisturi micaee, proporțiile în care acestea participă la alcătuirea probelor fiind diferite.

Cuarțul filonian apare atât în cristale mărunte de 0,005–0,2 mm, cât și în granule larg dezvoltate care ajung pînă la 1–2 mm; este asociat de obicei cu mineralele caolinoase și cu calcitul, toate fiind prezente în masa brecifiată de pirită și mispichel.

Materialul caolinos-argilos se prezintă ca o pulbere fină ce impregnează masa cuarțitică ~~sau~~ formează unele aglomerări iar calcitul apare în cristale disperse sau cuiburi criptoerystaline în cuarțul filonian.

Șisturile cristaline sunt constituite din șisturi sericito-cuarțoase și o proporție redusă de gnais. Compoziția mineralogică a acestor roci cuprinde o cantitate ridicată de mice și cuarț și ca minerale accesori granați, turmalină, apatit, sfen. Micele sunt reprezentate prin sericit și muscovit, mai puțin prin elorit și biotit. Dimensiunile granulelor sunt cuprinse între 0,01–0,5 mm. Pe alocuri șisturile apar impregnate cu material argilos-caolinos.

Caracteristic pentru proba B este faptul că cea mai mare parte din mispichel este prinsă în pirită atât ca granule mai dezvoltate cât și ca fragmente mărunte, sfărimate și dispuse în cuiburi, fișii și pe fisuri în masa pîrtoasă, în timp ce în proba R asociațiile sulfurilor între ele și cu mineralele de gangă nu sunt avansate și numai în proporție redusă apar sub 0,1 mm.

II. EXPERIMENTĂRI DE PREPARARE

Așa cum s-a arătat la început, prin ceteetările care fac obiectul prezentei lucrări s-a urmărit în primul rînd să se vadă în ce măsură com-



portarea la operațiile de concentrare a mineralizațiilor din zona filonului principal și din zona filonului Ramura neincluse în probă cercetată în 1971, este asemănătoare cu a probei anterioare.

Datorită conținutului mare de arsen, mineralizațiile reprezentate de probele cercetate, au un caracter cu totul deosebit de al mineralizației pirotoase aurifere cu ceva arsen, pusă în evidență în altă zonă a regiunii explorate, și care a făcut de asemenea obiectul unor cercetări de preparare (George et al. 1971). Diferența este bine scoasă în evidență prin compararea raporturilor As/S care caracterizează probele din zona cu mult arsen cu raporturile pentru probele din zona cu pirită auriferă slab arseniosă ($\frac{1}{2,1}$, $\frac{1}{2,4}$, $\frac{1}{3,6}$ pentru probele cu mult arsen $\frac{1}{8,5}$, $\frac{1}{9,2}$ pentru probele cu puțin arsen).

Conținutul mare de arsen trebuie luat în considerare atât la aprecierea valorii economice cât și la stabilirea tehnologiei de prelucrare, minerul cercetat trebuind să fie considerat în primul rînd un minereu de arsen a căruia exploatare pune problema găsirii unui debușeu pentru produsele de arsen.

Date fiind caracteristicile chimico-mineralogice ale probelor, cercetările de preparare au fost axate, ca și în cazul probei anterioare, pe un flux care a cuprins flotația, cu scopul obținerii unui concentrat colectiv sau a unor concentrate separate de sulfuri în care să se recupereze aurul și argintul.

Recuperarea aurului din concentrate s-ar putea face fie prin cianurare, fie în cadrul proceselor tehnologice ulterioare de prelucrare a concentratelor. În acest ultim caz, aurul s-ar putea recupera fie prin procedee chimico-metalurgice din cenușile rămase de la prăjirea concentratelor, pentru recuperarea sulfului respectiv arsenului, fie în cazul concentratelor de pirită, printr-o topire metalurgică directă.

Dată fiind prezența arsenului, perspectiva obținerii prin cianurare a unor extracții bune, în condiții avantajoase (consumuri reduse de cianură, dizolvare rapidă, etc.) nu era prea favorabilă. Pentru a avea însă informații mai sigure și pe această linie, s-au executat și experimentări de recuperare prin cianurare a aurului din concentratele de sulfuri.

Experimentările de flotație colectivă au fost executate în diferite condiții de lucru privind măcinarea, felul și cantitățile de reactivi colectori și activanți, etc.

Reactivii colectori utilizați au fost xantatul etilic de sodiu și xantatul amilic de sodiu, iar pentru activarea piritei și arsenopiritei s-a utilizat un

amestec de sulfați de sodiu și aluminiu în proporție de 1 : 45. Ca spumant s-a folosit flotanolul Hoechst, iar pentru depresarea mineralelor de gangă, silicatul de sodiu.

Pentru o primă serie de experimentări minereul a fost măcinat fie la $-0,15$ mm fie la $-0,09$ mm. Diferențele între produsele obținute cu minereu măcinat la fineții diferite nu au fost semnificative; de aceea în continuare cele mai multe experimentări au fost făcute cu minereul măcinat la $-0,15$ mm, finețe indicată de altfel și de observațiile microscopice ca fiind suficientă pentru dezasocierea sulfurilor între ele și în raport cu mineralele de gangă.

Flotarea selectivă s-a făcut fie încercând încă de la flotația primară realizarea unor condiții care să ducă la separarea celor două sulfuri (flotație diferențială directă), fie colectând în comun toate fracțiunile de concentrate primare și supunîndu-le apoi unei flotații selective (făcind de fapt o flotație colectiv-selectivă). Așa cum se va arăta mai departe, mai ales în cazul probei R, a existat o diferență netă între vitezele de flotație ale celor două sulfuri, încit chiar cind s-a intenționat să se facă o flotație colectivă, fracțiunile de concentrat colectate succesiv au diferit sensibil între ele, prin raporturile pirită/mispichel, mispichelul avînd o viteză de flotație mai mică decît a piritei. Flotațiile selective s-au realizat în general la pH-ul natural, ușor acid, al tulburellii (5,5–6), utilizînd aceiași colectori și spumanți ca la flotația intenționat colectivă iar ca depresant pentru mispichel, permanganatul de potasiu.

A) Cercetări cu proba B și rezultate obținute

a) Flotație colectivă. În general vorbind se poate afirma că flotația colectivă nu produce dificultăți, obținîndu-se extracții totale de pirită de ordinul a 85–88% și de mispichel de 80–86% (tab. 3). Cele mai curate fracțiuni primare au avut 35–37% S, 36–37% Fe, 7,5–8,3% As, extracțiiile corespunzătoare fiind de 67% pentru sulf și 50% pentru arsen. Fracțiunile următoare au avut 16–20% S, 20–22% Fe și 7–8% As extracțiiile respective fiind de circa 20% pentru sulf și 35% pentru arsen. Sterilele rămîn cu conținuturi de sulf de ordinul a 1,2%.

Activarea cu amestecul de sulfat de sodiu și aluminiu nu a influențat semnificativ rezultatele flotației, ca și spălarea minereului înaintea flotației.



TABELUL 3
Flotărie colectivă pirilită + mispichel

Experiență nr.	Condiții de lucru	Producție	Extractia în greutate %		Sulf		Arsen		Pirilită		Mispichel	
			Concentrat primar	Concentrat intermediar	Reparativă %	Contaminat %	Concentrat primar	Concentrat intermediar	Reparativă %	Concentrat primar	Reparativă %	Concentrat primar
47 B	Xantat etilic de Na Flotanol II	185 g/t	13,4	35,9	69,8	8,3	60,5	71,9	17,9	55,1		
		24 g/t										
45 B	Xantat etilic de Na Flotanol H Anestetic de sulfati de aluminiu și sodiu	185 g/t	12,4	36,5	64,5	7,5	62,3	66,1	16,3	49,8		
		24 g/t										
		2500 g/t										
81 B	Xantat etilic de Na Flotanol H	25 g/t	8,3	18,3	21,5	8,0	27,7	19,8	17,5	35,8		
		24 g/t										



TABEUL 4
Experimentări de refloare

Experi- enția nr.	Condiții de lucru	Producție	Experimentări de refloare				Pintă	Arsen	Mispichet			
			Ex- tracție în gre- utate %	Concen- trat țare %	Sulf							
					Repar- tizare %	Conti- nuu- ră %						
18 B	Floanol H Refloare :	Xantat etilic de Na 185 g/t	Prima fractiune primară C ₁	12,5	35,66	60,9	8,42	60,00	66,2	18,30		
			Concentrat final R ₁	8,4	44,00	50,5	8,33	75,60	56,1	18,10		
			Intermediar de la refloare I ₁	4,1	18,57	10,4	8,62	27,80	10,1	18,80		
	Silicat de Na 1000 g/t	Xantat etilic de Na 16 g/t	A doua fractiune primară C ₂	11,3	19,21	29,6	5,56	31,20	31,2	12,00		
			Concentrat final R ₂	5,1	32,75	22,8	8,37	54,50	24,6	18,20		
			Intermediar de la refloare I ₂	1,9	16,36	4,2	7,77	24,40	4,1	16,70		
			Intermediar de la refloare I ₃	4,3	4,43	2,6	1,26	6,50	2,5	2,70		
			Steril	76,2	0,50	9,5	0,29	1,50	2,6	0,60		
			Alimentare	100,0	7,31	100,0	1,90	11,32	100,0	4,50		
69 B	Floanol primară :	Xantat etilic de Na 25 g/t	Concentrat final R	10,9	39,55	59,2	7,50	68,0	61,5	20,76		
			Intermediar de la refloare I ₁	6,1	25,87	21,6	13,26	37,73	19,1	28,85		
			Intermediar de la flotălă primară I ₂	12,2	6,34	10,6	1,88	10,35	10,5	4,08		
	Refloare :	Permanganat K 150 g/t								10,1		
		Xantat etilic de Na 33 g/t	Steril	70,8	0,89	8,6	0,18	1,53	8,9	0,38		
		Floanol H 12 g/t	Alimentare	100,0	7,29	100,0	1,98	12,05	100,0	4,78		



		Floatajă primară :		Concentrat final R	7,0	44,92	43,7	6,74	78,60	47,3	14,40	24,4	
	Xantat etilic de Na	25 g/t	Intermediate de la refloare I ₁	4,5	36,79	23,1	11,96	56,80	22,0	32,50	34,4		
	Flotanol H	24 g/t	Intermediate de la refloare I ₂	—	—	—	—	—	—	—	—		
76 B	Refloare :		Intermediate de la refloare I ₃	5,4	16,28	12,2	6,56	25,20	11,7	14,30	18,6		
	Silicat de Na	500 g/t	Intermediate de la flotată primară	3,8	13,67	7,2	3,66	22,60	17,4	8,00	7,3		
	Permanganat K	100 g/t	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
	Xantat etilic de Na	13 g/t	Steril	79,3	1,25	13,8	0,39	1,70	11,6	0,80	15,3		
	Flotanol H	12 g/l	Alimentare	100,0	7,19	100,0	1,95	11,60	100,0	4,14	100,0		
		Floatajă primară :		Concentrat final R	3,8	46,76	33,6	5,14	83,30	28,2	11,20	9,7	
	Xantat etilic de Na	25 g/t	Intermediate de la refloare I ₁	5,1	36,60	19,7	12,86	58,13	26,4	28,00	32,6		
	Flotanol H	24 g/t	Intermediate de la refloare I ₂	4,6	11,71	7,6	4,36	18,40	7,5	9,50	10,0		
81 B	Refloare :		Intermediate de la flotată primară	I ₃	8,6	18,75	22,9	7,78	27,77	21,3	17,00	33,4	
	Silicat de Na	500 g/l	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
	Permanganat K	250 g/l	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
	Xantat etilic de Na	33 g/t	Steril	77,9	1,44	16,0	0,37	2,39	16,6	0,80	14,3		
	Flotanol H	12 g/l	Alimentare	100,0	7,04	100,0	2,00	11,22	100,0	4,38	100,0		
		Floatajă primară :		Concentrat final R	3,2	45,69	23,1	4,13	82,13	27,8	8,98	8,6	
	Xantat etilic de Na	25 g/t	Intermediate de la refloare I ₁	2,8	41,75	18,4	12,82	67,78	20,1	27,88	23,4		
	Flotanol H	33 g/t	Intermediate de la refloare I ₂	3,2	20,57	10,4	8,91	31,32	10,6	19,81	19,0		
84 B	Refloare :		Intermediate de la refloare I ₃	6,8	7,69	8,2	0,90	12,86	9,2	4,12	8,4		
	Silicat de Na	500 g/t	Intermediate de la flotată primară	I ₄	7,1	17,37	17,2	4,04	25,86	19,4	8,78	18,7	
	Permanganat K	250 g/t	—	—	—	—	—	—	—	—	—		
	Xantat etilic de Na	42 g/t	Steril	76,9	1,87	22,7	0,43	1,59	12,9	0,95	21,9		
	Flotanol H	10 g/l	Alimentare	100,0	6,58	100,0	1,50	10,00	100,0	3,36	100,0		

b) Reflotarea concentratelor primare. Reflotarea concentratelor s-a făcut fie cu scopul îmbunătățirii calității concentratului colectiv fie, cu scopul separării sulfurilor între ele.

În tabelul 4 sunt arătate rezultatele unei experimentări (experimentarea 18) la care, pentru îmbogățire în sulfuri, s-a refloatat o primă fracțiune primară cu 36% S și 8% As (circa 60% pirită și 18% mispichel), concentratul final ajungind la peste 44% S și 8,3% As (peste 93% sulfuri).

Se observă și la reflotare tendința piritei de a flota mai repede, ilustrată prin creșterea raportului pirită/mispichel în concentratul flotat. La aceeași încercare s-a refloatat și a doua fracțiune primară (două reflotări) cu 19,2% S și 5,6% As, (conținut total de sulfuri 60,9%), obținându-se un concentrat cu 32,8% S și 8,3% As (concentrat total de sulfuri de aproximativ 73%).

Cu scopul separării sulfurilor între ele, alte reflotări s-au făcut în prezența permanganatului de potasiu (tab. 4).

Fără să se ajungă la rezultatele obținute cu proba din 1971, sau cu proba R din 1972, a fost totuși posibil, în anumite condiții, să se separe, într-o oarecare măsură, cele două sulfuri, obținându-se un concentrat constituit mai ales din pirită și un concentrat bogat în arsen (tabelul 4, încercările 59, 76, 81 și 84). Rezultatele par mai bune atunci cind la flotația primară s-a folosit cantități mici de xantat etilic iar la reflotare, 150...200 g/t permanganat de sodiu. Adaosul de permanganat de sodiu chiar la flotația primară, nu a dus la rezultate mai bune, cantitățile mici neavând efect iar cantitățile mari depresând și pira.

La cîteva experimentări s-a încercat o flotație inversă, în mediu alcalinizat cu var, cu intenția de a flota mispichelul și de a depresa pira. Dar rezultatele au fost slabe.

2. Cercetări privind recuperarea aurului din concentrate. Conținutul de aur al probei B a fost de 1...1,2 g/t, sensibil mai scăzut decât al probei din 1971 (proba A) și chiar decât al probei R, dar în același timp și conținutul de sulfuri a fost mai scăzut (tab. 1).

Că și în cazul celorlalte probe, observațiile mineralogice microscopice nu au pus în evidență aur liber sau minerale de aur. Ca urmare nu au fost motive care să infirme presupunerea că aurul este fin diseminat în rețelele cristaline ale piritei și mispichelului presupunere confirmată de modul în care se repartizează aurul în produsele flotației și de gradul de îmbogățire în aur asemănător cu gradul de îmbogățire în sulfuri.

Prin flotație, aurul este recuperat în concentratele de sulfuri obținute. Conținutul de aur al fracțiunilor de concentrat variază, în funcție

de calitatea concentratelor (conținutul de sulfuri) de la 2...3 g/t la circa 7 g/t, conținutul cel mai mare, obținându-se evident în produsele reflatate cu peste 90% sulfuri. Pentru ilustrare în tabelul 5 sunt arătate conținu-

TABELUL 5

Conținuturile de aur și argint ale produselor flotației

Experi- ența nr.	Produse	Extractie în greutate %	Au		Ag		Conținut Fe %	Conținut S %	Conținut As %
			Conținut g/t	Repar- tizare %	Conținut g/t	Repar- tizare %			
6 B	Concentrat global de sulfuri Steril Alimentare	23,4	3,3	95,3	36,7	77,8	31,85	neanalizate	7,47
		76,6	0,05	4,7	3,2	22,2	3,88		
		100,0	0,8	100,0	11,0	100,0	10,42		
34 B	Concentrat primar Intermediar Steril Alimentare	C ₁	12,0	5,2	62,1	40,4	54,3	41,22	7,21
		C ₂	11,4	2,0	22,7	16,2	20,8	16,69	
			76,6	0,2	15,2	2,9	24,9	3,40	
			100,0	1,0	100,0	8,91	100,0	9,79	
18 B	Concentrat final Intermediar Steril Alimentare	R	8,4	7,2	50,9	65,0	47,0	45,00	6,37
			15,4	2,8	36,3	25,7	34,0	20,51	
			76,2	0,2	12,8	2,9	19,0	3,98	
			100,0	1,2	100,0	11,6	100,0	10,76	
72 B	Concentrat final Concentrat final Intermediar Steril Alimentare	R ₁	8,2	7,6	57,4	67,0	51,3	44,34	9,06
		R ₂	7,1	4,8	31,4	40,2	24,5	36,01	
			5,8	0,8	3,9	13,0	5,9	10,42	
			78,9	0,1	7,3	2,7	18,3	4,96	
			100,0	1,08	100,0	11,6	100,0	10,65	

turile de aur și argint ale produselor obținute la cîteva experimentări de flotație.

Pierderile de aur în sterile sunt relativ mici, sterilele avînd conținuturi care se situează între 0,5 și 0,2 g/t, ceea ce reprezintă pierderi de 5...15% respectiv, recuperări în produsele flotației de 85...95%.

În legătură cu recuperarea aurului din concentrate s-au executat experimentări de cianurare. Acestea au fost executate agitînd mecanic concentratele în soluții de cianură. S-au utilizat soluții cu concentrații inițiale cuprinse între 0,1 și 0,75%, concentrațiile fiind, la cele mai multe experimentări, aduse la valoarea inițială, prin adăos de cianură, pe măsura consumării cianurii în timpul agitării. Pe baza acestor adăosuri s-a apreciat consumul de cianură. Pentru alcalinizare la pH cuprins între 9 și 10,5 s-a folosit varul, în concentrații de 0,1...0,5%.

S-au utilizat și condiții speciale de lucru cum ar fi: cianurarea separată a materialului +0,06 mm și a materialului -0,06 mm, spălarea



prealabilă cu soluții alcaline, prăjirea prealabilă a concentratelor la 700 °C, prăjirea urmată de spălare, cianurarea în prezența acetatului de plumb, etc.

Deși comparând rezultatele încercărilor între ele se pot observa diferențe, totuși, în general nu s-au obținut recuperări mai mari de 41% indiferent de condițiile de lucru iar consumurile de cianură au fost foarte mari (de ordinul a 5...10 kg/t), ceea ce face să se considere că cianurarea nu poate fi socotită ca o metodă potrivită pentru recuperarea aurului din concentrate.

B) Cercetări cu proba R și rezultatele obținute

a) Flotația primară. Ca și în cazul probei B s-a urmărit fie obținerea unui concentrat colectiv de sulfuri, fie recuperarea celor două sulfuri în concentrate separate. Reactivii foliști au fost aceiași ca în cazul probei B.

Experimentările de flotație colectivă (flotații fără folosirea unui depresant pentru arsenopirită) au arătat că se pot obține concentrate cu un conținut ridicat de sulfuri corespunzînd unor recuperări de peste 90% atât pentru sulf cît și pentru arsen (tab. 6). Rezultatele sunt ceva mai bune cînd se folosește xantatul etilic sau se face activarea cu amestec de sulfati de aluminiu și sodiu. În acest ultim caz, s-au obținut recuperări care au ajuns la 95%, atât la sulf cît și la arsen, sterilele rămînînd cu conținuturi reduse, de ordinul (0,6–0,8% S și 0,25–0,34% S. Ca și în cazul probei B și chiar mai evident decit în cazul probei B –, s-a observat și la proba R tendința piritei de a flota mai repede decit mispichelul, astfel că primele fracțiuni de concentrat au conținuturi de arsen de ordinul a 4–6% în timp ce în fracțiunile următoare conținutul ajunge la 15–20%. Recuperările de sulf în prima fracțiune sunt de 50–70% în timp ce acele de arsen de numai 12–23%. Acest fapt a fost de altfel în avantajul flotației diferențiale, aşa cum se va arăta mai departe.

Flotația selectivă s-a făcut folosind atît diferențele naturale între vitezele de flotație ale celor două sulfuri cît și influențarea selectivă a acestora cu ajutorul permanganatului de sodiu utilizat ca depresant pentru mispichel.

Cîteva din rezultatele mai semnificative ale experimentărilor de flotație intenționat selectivă sunt prezentate în tabelul 7. Se vede că, în prima parte a flotației, în funcție de cantitatea de colector utilizată și de timpul de colectare (5–14 min) s-au separat fracțiuni în care predomină pirita, sărâce în arsen, conținînd 38–41,7% S și numai 3,7–7%



TABELUL 6

Flotăria colectivă pirilă + nitsipichel

Experiența nr.	Consum reactivi g/l	Produse	Extrac- tie în greutate %		Sulf		Arsen
			Continut %	Continut %	Repar- tizare %	Continut %	
16 R	Nantat elitic de Na Flotanol II	110 20	Concentrat Produs intermedian II	{ 11,8 7,5 7,2 0,9 }	41,49 25,07	50,6 10,5 20,21 14,32	12,3 70,5
	Concentrat colectiv primar Steril Alimentare	240 25	27,4 72,6 1,19 9,67	32,2	91,1 8,9 1,16	82,8 17,2 100,0	—
17 R	Nantat elitic de Na Flotanol II	240 25	Concentrat colectiv primar Produs intermedian I Produs intermedian II	{ 14,6 11,4 1,8 }	40,40 20,40 6,33	62,4 31,4 1,2	4,60 18,2 6,48
	Concentrat colectiv primar Steril Alimentare	4500 150 25	31,0 69,0 100,0	29,0 0,69 9,46	95,0 5,0 100,0	11,1 0,56 3,83	— 10,1 100,0
19 R	Anestec sulfat aluminiu și sodiu Nantat elitic de Na Flotanol II	4500 150 25	14,8 5,1 0,6	41,38 27,14 19,60	63,1 28,1 20,9	4,36 18,70 25,74	89,9 72,2 21,8
	Concentrat colectiv primar Produs intermedian I Produs intermedian II	3,0 3,0 10,57	7,4 16,72	22,70	3,2 6,47	— 5,0	— 16,7
20 R	Anestec sulfat aluminiu și sodiu Nantat elitic de Na Flotanol II	5000 150 25	30,9 69,1 100,0	29,7 0,78 9,72	91,4 5,6 100,0	11,7 0,31 3,86	93,9 6,1 100,0
	Concentrat colectiv primar Produs intermedian I Produs intermedian II	15,5 14,1 2,1	41,17 19,01 4,09	28,8 0,59 100,0	66,8 4,2 100,0	— 14,54 3,81	18,5 75,0 100,0
21 R	Anestec sulfat aluminiu și sodiu Nantat elitic de Na Flotanol II	4500 280 25	31,7 68,4 100,0	28,8 0,59 9,56	95,8 4,2 100,0	11,4 0,25 3,52	95,5 4,5 100,0
	Concentrat colectiv primar Produs intermedian I Produs intermedian II	16,0 12,5 2,7	41,70 20,17 7,60	71,0 21,4 3,5	5,78 25,03 6,00	— 23,4 7,00	— 63,3 93,7
22 R	Anestec sulfat aluminiu și sodiu Xantat amilic de Na Flotanol II	3500 160 10	31,2 68,8 100,0	31,0 0,58 10,05	96,0 4,0 100,0	11,9 0,36 3,95	6,3 100,0 100,0
	Concentrat colectiv primar Steril Alimentare	27,5 72,5 100,0	30,56 1,30 9,40	89,9 10,1 100,0	12,22 0,99 4,08	— 82,4 17,6	100,0



TABLICĂ 7

Flotărie selectivă fără permanganat

Experi- ența nr.	Consum reactivi : g/t Condiții de lucru	Producție	Sulf		Arsen	
			Ex- tractie în gre- utate %	Conținut %	Repar- tizare %	Conținut %
1 R	Xantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colector :	28+84 20 5 ml.	Concentrat pirită	11,8 7,5 4,2 3,0 0,9	11,19 25,07 1,19 9,67	50,6 15,04 20,34 14,32
	Steril	Alimentare	100,0	—	8,9 100,0	0,91 3,84
	Xantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colector :	42+84 20 15 min.	Concentrat pirită	2,7 15,1 42,16	27,46 39,9	7,8 6,6 6,92
	Concentrat mispicel	—	—	—	—	—
2 R	Xantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colector :	12+112 22 5 min.	Concentrat mispicel	4,0 5,7 17,01	21,20 12,46 18,0	8,9 1,7 10,1
	Produs intermedian	—	—	—	20,18 24,90	22,1 35,7
	Steril	Alimentare	69,5 100,0	0,53 9,55	3,9 100,0	0,42 3,98
	Alimentare	—	—	—	—	—
4 R	Xantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colector :	16,5 5,4 5,3 2,1 0,9 69,8 100,0	Concentrat pirită	39,14 26,58 17,33 12,45 6,98 0,95 9,80	19,5 9,4 7,76 0,6 0,6 6,8 100,0	65,9 14,6 9,4 2,7 0,6 6,8 100,0
	Concentrat mispicel	—	—	—	—	—
	Steril	Alimentare	—	—	—	—
	Alimentare	—	—	—	—	—



5 R	Xantat etilic de Na :	42+112	Concentrat pirită	{ 3,3 11,5 } { 34,15 43,78 } { 11,7 53,1 }	12,0 6,1	4,58 6,56	3,8 18,9
	Flotanol 11 :	22	Concentrat mispichel	{ 5,2 5,0 } { 26,31 17,21 } { 14,1 9,1 }	19,44 22,90	25,3 28,7	25,3 28,7
	Stationarea tulburelii în celula de flotajie :	40 min.	Steril Alimentare	{ 3,2 1,0 } { 12,73 7,88 }	4,3 0,8	15,70 7,68	12,6 1,9
6 R	Conditionare colector :	5 min.		{ 70,8 100,0 } { 0,84 9,48 }	6,3 100,0	0,50 4,00	8,8 100,0
	Xantat etilic de Na :	42+112	Concentrat pirită	{ 5,9 8,7 } { 41,53 41,45 } { 11,5 11,5 }	25,0 36,8	3,16 4,00	4,7 3,7
	Flotanol 11 ; Stationarea tulburelii în celula de flotajie :	22 30 min. Conditionare colector : Aerajia tulburelii timp de 5 min. după adăugarea colectorului.	Concentrat mispichel	{ 5,1 6,8 } { 27,60 17,62 } { 18,7 10,21 }	14,3 2,8	16,14 12,87	8,7 20,6
7 R	Xantat etilic de Na :	42+182	Concentrat pirită	{ 2,7 1,1 } { 8,26 0,91 }	12,2 1,1	18,2 9,00	40,3 40,3
	Flotanol 11 ; Spălare înainte de flotajie.	26 30 min. Conditionare colector : Aerajia tulburelii timp de 5 min. după adăugarea colectorului.	Concentrat mispichel	{ 0,9 100,0 } { 1,10 9,82 }	7,8 100,0	0,80 1,00	8,7 100,0
	Stationarea tulburelii în celula de flotajie :		Steril Alimentare	{ 13,2 3,7 } { 42,25 31,46 }	12,1 10,8	58,0 12,98	14,5 14,5
8 R	Xantat etilic de Na :	42+196	Concentrat pirită	{ 0,7 4,2 } { 35,11 27,89 }	10,1 20,4	5,21 9,20	9,1 9,1
	Flotanol 11 ; Conditionare colector :	26 3 min.	Concentrat mispichel	{ 10,4 1,8 } { 17,30 6,33 }	19,0 1,2	4,10 19,02	4,6 18,2
	Aerajia tulburelii timp de 5 min. după adăugarea colectorului.		Produs intermediar	{ 69,0 100,0 }	0,69 9,46	6,48 100,0	51,6 51,6
9 R	Xantat etilic de Na :	98+210	Concentrat pirită	{ 11,2 3,3 } { 41,75 12,61 }	61,8 20,8	6,98 4,3	24,1 24,1
	Flotanol 11 ; Conditionare colector :	36 15 min	Concentrat mispichel	{ 2,3 71,0 }	1,8 0,82	21,84 7,33	48,9 4,1
	Stationarea tulburelii timp de 5 min. după adăugarea colectorului.		Steril Alimentare	{ 100,0 100,0 }	6,1 0,70	0,70 4,11	12,1 100,0



TABLEAU 8

Fluidele selectivă cu permanganat și amestec de sulfati de aluminiu și de sodiu

Experimen- tare nr.	Consum reactivi : g/t Condiții de lucru	Producție	Extracția în greutate %		Sulf		Arsen	
			Conținut %	Repar- tizare %	Conținut %	Repar- tizare %	Conținut %	Repar- tizare %
13 R	Permanganat K : Amestec sulfati aluminiu și sodiu : 1500	Concentrat pirită Concentrat mispicătel	11,3 8,9 9,1	11,83 23,35	50,4 14,5	4,94 17,52 15,94	14,6 40,7 37,9	
	Xantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colectoare : 20 15 min.	Produs intermediar Steril Alimentare	2,7 68,0 100,0	3,70 0,60 9,44	1,1 1,3	2,62 0,28 3,83	1,8 5,0	
	Permanganat K : Amestec sulfati aluminiu și sodiu : 1500	Concentrat pirită Concentrat mispicătel	9,0 9,5 2,5 0,5	40,90 25,24	38,5 56,8	4,42 14,86 16,70	10,4 36,9 10,9	
	Xantat etilic de Na : Flotanol H : Condiționare colectoare : 35 15 min.	Produs intermediar Steril Alimentare	3,1 60,4 100,0	2,78 0,54 9,55	0,9 3,8	1,78 0,3 3,83	1,4 4,5	
12 R	Amestec sulfati aluminiu și sodiu : Xantat etilic de Na : Flotanol H : Condiționare colectoare : 15 15 min.	Concentrat pirită Concentrat mispicătel	15,5 5,6 8,5 14,76	41,17 25,54 19,0	66,8 15,0 13,1 19,02	4,54 22,16 20,3	18,5 32,6	
	Nantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colectoare : 25 15 min.	Produs intermediar Steril Alimentare	2,1 68,3 100,0	4,09 0,59 9,56	0,9 0,59 100,0	3,52 4,2 3,81	42,4 2,0 4,5	
	Amestec sulfati aluminiu și sodiu : Xantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colectoare : 15 15 min.	Concentrat pirită Concentrat mispicătel	16,0 6,1 4,4	41,70 20,47 10,30	71,1 21,4 18,8	5,78 25,03 22,14	23,1 38,6 24,7	
	Nantat etilic de Na : Flotanol II : Condiționare colectoare : 25 15 min.	Produs intermediar Steril Alimentare	2,7 68,8 100,0	5,61 0,58 10,00	2,0 1,5 100,0	8,20 1,30 3,95	4,1 2,9 100,0	
15 R	Amestec sulfati aluminiu și sodiu : 1500 Xantat etilic de Na : 280	Concentrat pirită Concentrat mispicătel	16,0 6,1 4,4	41,70 20,47 10,30	71,1 21,4 18,8	5,78 25,03 22,14	23,1 38,6 24,7	



As. Fracțiunile colectate în continuare au fost mai bogate în arsen, având conținuturi medii de arsen cuprinse între 16 și 22% As și de sulf de 16–25%. Fracțiunile cele mai bogate în arsen au avut 24–25% As. Sterilele au avut conținuturi de 0,5–1,2% S și 0,4–0,9% As, care reprezintă pierderi de ordinul a 4–9% pentru sulf și 7–17% pentru arsen.

Adăugarea permanganatului n-a avut o influență sensibilă în ceea ce privește scăderea conținutului de arsen în concentratul de pirită, acesta menținându-se la valori cuprinse între limitele obținute la experimentările fără depresare; în plus, permanganatul de potasiu adăugat în cantități de 200–500 g/t depresorează și pirită, extracțiile de sulf în concentratul piritos scăzând la 40–50%, față de peste 62% în cazul flotației fără depresare. În schimb, activarea flotației mispichelului cu amestec de sulfati de aluminiu și sodiu adăugat fracționat, fie la începutul flotației, fie după flotarea piritei, are un efect evident favorabil, observindu-se o sensibilă creștere a extracției de arsen (tab. 8), care ajunge la 79–84% în concentrate cu 15–17% As și o scădere a conținutului de sulfuri ale sterilului.

În general vorbind, s-a observat o oarecare inerție la flotația unei părți din pirită și mispichel, motiv pentru care au fost necesare consumuri mari de colectori, condiționare prelungită a colectorilor, aerarea tulburelui, timp mai lung pentru colectarea concentratelor și activarea celor două sulfuri, dar oricum se poate afirma că flotația selectivă nu produce dificultăți deosebite, realizându-se o bună separare între pirită și mispichel.

b) Reflotarea concentratelor primare. Reflotările cu scopul perfectării separării celor două sulfuri sau a îmbunătățirii calității lor s-au făcut după diferite scheme care au constat din 2–4 reflotări succesive, operația făcându-se în toate cazurile în prezența permanganatului de potasiu. La cele mai multe experimentări s-au suspus reflotării concentrate primare de pirită cu diferite conținuturi de arsen cuprinse între 4,5 și 6,6% și conținuturi de sulf apropriate de 40%, dar s-a încercat și posibilitatea separării prin reflotare a celor două sulfuri dintr-un concentrat colectiv. La reflotare au fost necesare, în general, cantități mici de reactivi colectori (xantat etilic de sodiu, xantat amilic de potasiu), de spumanti, de silicat de sodiu și de 130–360 g/t permanganat.

În tabelul 9 sunt prezentate rezultatele unor experimentări de reflotare executate după schemele din figurile 1, 2, 3, 4. Se constată că în cazul reflotării unui concentrat primar de pirită este posibilă reducerea conținutului de arsen în concentratul final de pirită pînă la valori cuprinse

TABEUL 9
Refloarea concentratelor primare de pirilă

Experiență nr.	Condiții de lucru	Producție	Sulf		Arsen	Aur	Argint
			Extracția în greutate%	Continut%	Reparțizare%	Continut%	Conținut%
23 R	Schemă : fig. 1 Flotăție primară : exp. 9 Refloare :	Concentrat final pirilă	24,1 17,4	16,38	50,8 2,74	2,8	8,6 5,8
	Permanganat K 130 g/t Xantat etilic de Na 24 „ Flotanol H 2 „ Silicat de Na 260 „	Concentrat mispichel Produs intermediar Alimentare : concentrat primar pirilă	M ₁ M ₂ M ₃ M ₁	9,3 37,7 37,81 11,5	46,9 14,70 2,3	11,92 14,70 3,30	13,5 67,5 4,6
24 R	Schemă : fig. 2 Flotăție primară : exp. 2, 5, 6 Refloare :	Concentrat final pirilă Produs intermediar Produs intermediar Concentrat mispichel Alimentare : concentrat primar pirilă C ₁ +C ₂	C ₁ M ₃ M ₂ M	50,26 47,61 7,6 21,1	66,2 20,4 5,7 7,7	1,58 3,04 6,68 18,14	7,6 9,3 8,9 46,9
	Permanganat K 220 g/t Xantat etilic de Na 37 „ Flotanol H 3 „ Silicat de Na 145 „			19,1 15,03	15,1	15,1	35,0 22,7
25 R	Schemă : fig. 3 Flotăție primară : exp. 11, 12 Refloare :	Concentrat final pirilă	C ₁ C ₂ Py	49,94 49,07	49,2 28,5	0,72 0,65	0,5 2,3
	Permanganat K 360 g/t Xantat etilic de Na 85 „ Flotanol H 6 „ Silicat de Na 215 „	Produs intermediar Concentrat mispichel Alimentare : prima fractiune C ₁ concentrat pirilă	M ₃ M ₂ M ₁	28,4 48,50 10,90	48,9 34,1 22,0	14,7 2,42 2,8	2,6 1,5 10,7
27 R	Schemă : fig. 2 Flotăție primară : exp. 14 Refloare :	Concentrat final pirilă	C ₁ Py	45,95 3,8	49,2 51,00	5,5 1,20	7,8 18,2
	Permanganat K 290 g/t Xantat etilic de Na 65 „ Flotanol H 3 „ Silicat de Na 230 „	Concentrat mispichel Alimentare : concentrat primar pirilă C ₁ +C ₂	M ₂ M ₁	5,8 16,35	10,3 13,20	1,3 13,8	2,5 59,3
28 R	Schemă : fig. 2 Flotăție primară : exp. 15 Refloare :	Concentrat final pirilă	C ₁ Py	70,0 3,2	19,77	1,12 5,66	12,7 2,9
	Permanganat K 292 g/t Xantat etilic de Na 130 „ Flotanol H 6 „ Silicat de Na 160 „	Concentrat mispichel Alimentare : concentrat primar pirilă C ₁	M ₂ M ₁	4,8 18,59	12,0 21,58	9,20 19,4	7,2 77,2
				100,0	100,0	100,0	100,0
				100,0	100,0	100,0	100,0



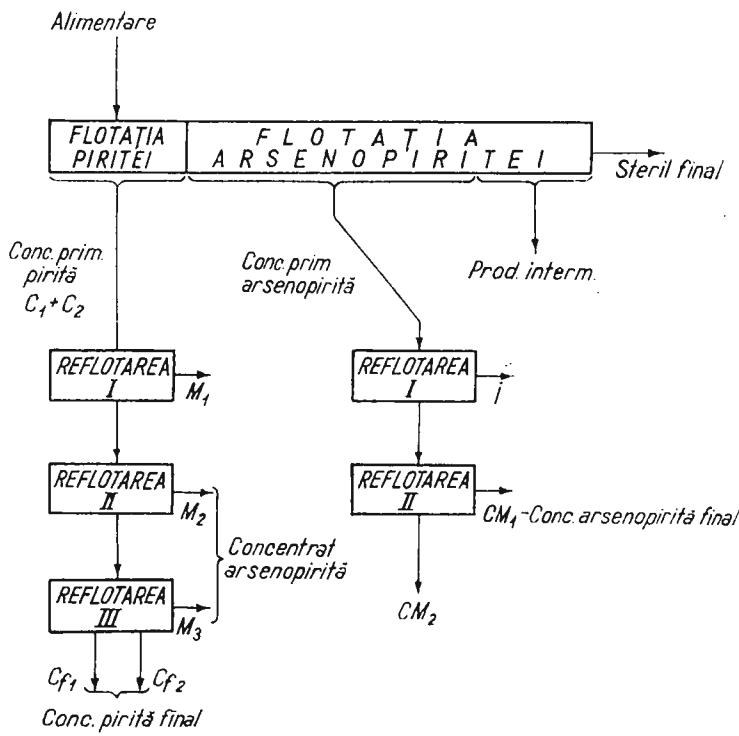


Fig. 1. — Reflotarea concentratelor primare de pirită și mispickel.
Reflottation des concentrés primaires de pyrite et mispickel.

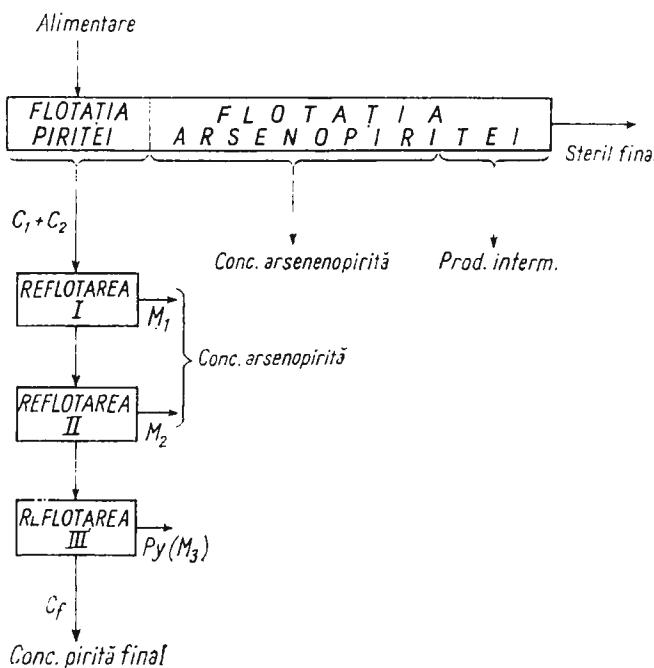


Fig. 2. — Reflotarea concentratului primar de pirită $C_1 + C_2$
Reflottation du concentré primaire de pyrite $C_1 + C_2$



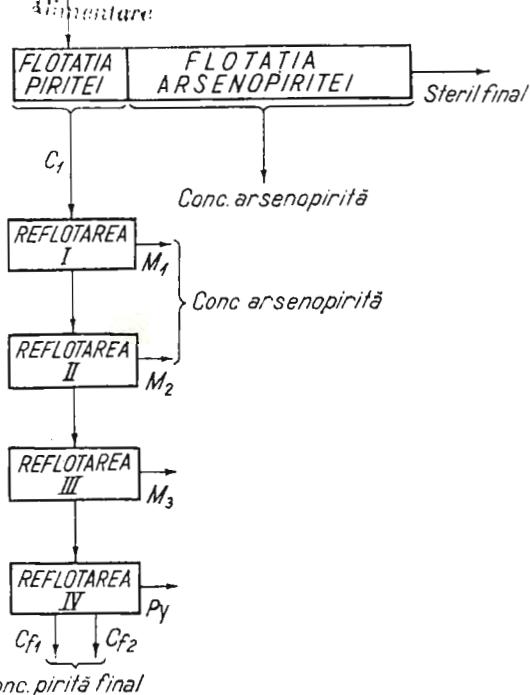


Fig. 3. — Reflotarea concentratului primar de pirită C_1 .
Reflottation du concentré primaire de pyrite C_1 .

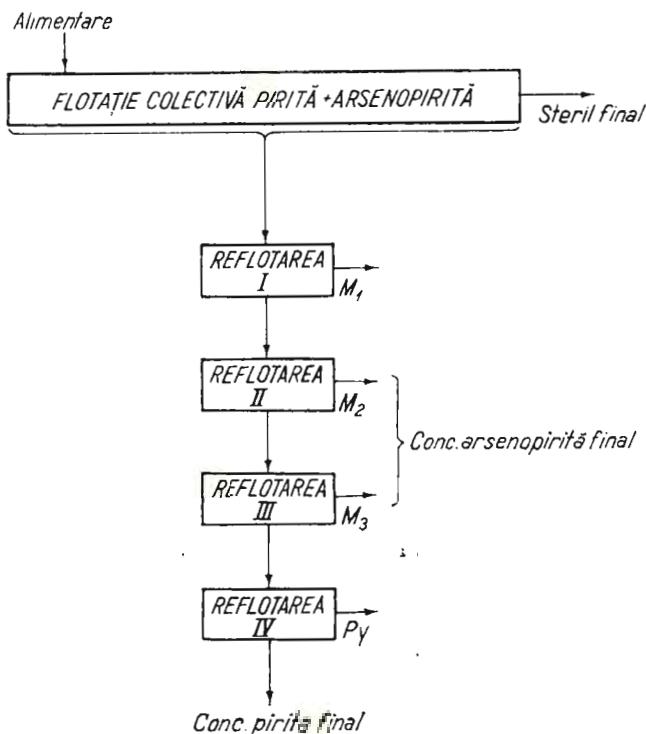


Fig. 4. - Reflotarea selectivă a concentratului colectiv (pirită + mispickel).
Reflottation sélective du concentré collectif (pyrite + mispickel).



între 0,9 și 2,8% As. Parte din sterilele de la reflotarea concentratului piritos constituie un bun concentrat de mispichel având conținuturi de 14—19% As. Circa 90% din sulful și 15—20% din arsenul aflate în concentratele supuse reflotării trec în concentratele finale de pirită, iar restul de 10% din sulf și 80—85% din arsen se regăsește în produsul arsenios.

În cazul reflotării selective a unui concentrat colectiv cu circa 31% S și 12% As, concentratul final de pirită a rămas cu 2,3% As (experiența 29, tab. 10) iar fracțiunile arsenioase (sterilele reflotării !) au peste 23% As (fracțiunea cea mai bogată are 29% As).

Reflotarea concentratelor de mispichel duce de asemenea la o îmbunătățire sensibilă a calității lor. Astfel, în cazul unui concentrat cu 18% As (tab. 11), după o primă reflotare conținutul de arsen crește la 24%, iar după a doua, la 27%.

c) Cercetări privind recuperarea aurului din concentrate. Conținutul de aur al probei R a fost de 1,5—2 g/t Au, sensibil mai mic decit al probei A (proba din filonul principal).

Ca și în cazul celorlalte probe aurul s-a recuperat în cea mai mare parte (cca 90%) în concentratele de sulfuri obținute, sterilele având conținuturi de aur relativ scăzute (tab. 12).

Concentratele colective au avut conținuturi de 5,2—5,7 g/t Au și 23—24 g/t Ag.

În cazul flotației selective concentratele primare de pirită au avut conținuturi cuprinse între 6,8 și 7,4 g/t Au și 27 și 31 g/t Ag, iar concentratele primare de arsenopirită 3,8—5 g/t Au și 19—20 g/t Ag. Aproximativ 54% din aur se recuperează în concentratele de pirită și 36% în cele cu arsenopirită. Prin reflotarea concentratelor primare de pirită, se obțin, așa cum s-a arătat, concentrate finale pirotoase, bune în ceea ce privește conținutul lor de sulf (50—51% S), și care au 7,5—8,4 g/t Au și 32—37 g/t Ag. În aceste concentrate se recuperează 80—90% din aurul și 82—83% din argintul aflat în produsul supus reflotării; resturile de 10—20% din aur și 17—18% din argint, rămân în rezidiul arsenios care constituie un concentrat de mispichel.

Tinând seama de recuperările de aur și argint realizate la flotația primară și la reflotări, rezultă că în cazul flotației selective 46—47% din aurul și 34% din argintul total aflat în minereul brut se recuperează în concentratul final de pirită și cca 41% din aur și 34% din argint în concentratele arsenioase.

TABEULU 10

Refloarea concentratului colectiv pirită + mispichel

Experiența nr.	Condiții de lucru	Producție	Extracția în greutate %	Sulf		Arsen Conținut %	Reparțizare %	Aur g/t	Argint g/t
				Conținut	Reparțizare %				
	Schema : fig. 4	Concentrat pirită final C	33,9	47,70	52,0	2,36	6,5	7,6	34,0
	Flotată primară : exp. 22	Produs intermediar PY	8,4	42,23	11,4	6,78	4,7		
29 R	Refloare : Pernanganat K : 320 g/t Amestec sulfat aluminiu și sudiu :	Concentrat mispichel final $\left\{ \begin{array}{l} M_2 \\ M_3 \end{array} \right.$	21,0 16,7	20,05 35,42	19,1 13,6	29,18 15,76	23,3	50,3 21,6	3,8 14,6
	Xantat etilic de Na :	Produs intermediar M ₁	20,0	5,83	3,8	10,34	16,9		
	50 g/t	Alimentare : concentrat colectiv primar							
	Xantat amilic de Na :		100,0	31,00	100,0	12,20	100,0		
	Fiotanol II : 12 g/t								
	Silicat Na : 3 g/t								
	500 g/t								

TABEULU 11

Refloarea concentratului primar de mispichel

Experiența nr.	Condiții de lucru	Producție	Extracția în greutate %	Arsen		Sulf Conținut %	Reparțizare %	Aur g/t	Argint g/t
				Conținut %	Reparțizare %				
	Schema : fig. 1	Concentrat arseno pirită final	56,6 16,0	27,06 13,26	2,4 11,7	84,7 28,82	21,40 23,0	68,3 26,0	4,0 14,8
	Flotată primară : exp. 9	Produs intermediar 1	27,4	2,38		3,6	3,72		5,7
30 R	Refloare : Pernanganat K : 75 g/t Xantat etilic de Na : 21 g/t Fiotanol H : 5 g/t Silicat Na : 250 g/t	Alimentare : concentrat primar mispichel	100,0	18,09	100,0	17,74	100,0		



TABELUL 12

Conținuturile de aur și argint ale produselor flotației

Experi- ența nr.	Produc- toare	Extracția în greutate %		Aur		Argint		Conținut S %	Conținut AS %
		Continut g/t	Reparti- zare %	Continut g/t	Reparti- zare %	Continut g/t	Reparti- zare %		
21 R	Concentrat colectiv de sulfuri	29	5,7	92	23,2	74,	31,00	12,20	
	Steril	71	0,2	8	3,2	25,2	0,92	0,59	
	Alimentare	100	1,8	100	9,0	100,0	9,66	3,95	
18 R	Concentrat colectiv de sulfuri	30,8	5,2	92	23,8	61,3	31,38	11,85	
	Steril	69,2	0,2	8	6,7	38,7	0,72	0,40	
	Alimentare	100,0	1,7	100	12,0	100,0	10,16	3,93	
3 R	Concentrat pirită	15,0	6,8	60,4	27,5	45,9	41,45	5,35	
	Concentrat mispichei	13,3	3,8	30,1	18,8	27,8	20,57	20,16	
	Produs intermediar	0,7	2,4	1,0	13,6	1,1	6,89	6,86	
8 R	Steril	71,0	0,2	8,5	3,2	25,2	0,92	0,59	
	Alimentare	100,0	1,8	100,0	9,0	100,0	9,65	3,95	
	Concentrat pirită	14,6	7,4	50,6	31,6	43,2	40,38	4,62	
14 R	Concentrat mispichei	14,6	5,0	34,2	20,0	27,4	20,35	18,20	
	Produs intermediar	1,8	2,8	2,3	13,8	2,3	6,33	6,48	
	Steril	69,0	0,4	12,9	4,2	27,1	0,69	0,56	
21 R	Alimentare	100,0	2,1	100,0	10,7	100,0	9,46	3,83	
	Concentrat pirită	14,8	7,4	53,7	31,4	34,4	41,38	4,36	
	Concentrat mispichei	14,2	5,0	34,8	19,0	20,1	20,00	20,40	
26 R	Produs intermediar	1,9	1,4	1,3	10,5	1,5	11,87	4,72	
	Steril	69,1	0,3	10,2	8,6	44,0	0,77	0,34	
	Alimentare	100,0	2,0	100,0	13,5	100,0	9,72	3,86	
	Concentrat pirită refloatat	71,3	7,5	79,2	32,0	83,1	49,6	1,9	
	Concentrat mispichei rezultat la refloatare	28,7	4,9	20,8	16,2	16,9	19,1	15,1	
	Concentrat primar de pirită	100,0	6,8	100,0	27,5	100,0	40,8	5,7	
	Concentrat pirită refloatat	73,3	8,4	90,6	37,2	81,9	50,1	1,25	
	Concentrat mispichei rezultat la refloatare	26,7	2,4	9,4	22,6	18,1	13,8	14,1	
	Concentrat pirită primar	100,0	6,8	100,0	33,0	100,0	40,4	4,7	



Ca și în cazul probelor anterioare, s-au făcut și în cazul probei R, experimentări de cianurare, deși rezultatele obținute la celelalte probe nu au fost prea încurajatoare, mai ales atunci când concentratele au avut conținuturi mari de arsen.

Experimentările de cianurare s-au făcut practic în condiții asemănătoare cu acelea pentru proba B, cu mențiunea că s-au executat atât pe concentrate separate de pirită, respectiv de arsenopirită, cît și pe concentrate colective; în felul acesta experimentările de cianurare s-au făcut cu produse având conținuturi de arsen variind între 1–2% și 29%.

Rezultatele cianurării (extracțiile de aur) au fost funcție de conținutul de arsen al produselor supuse cianurării. Astfel, cianurarea piritelor sărace în arsen cu 1,2–1,3% As și 50–51% S, a condus în general la rezultate relativ bune, recuperările de aur fiind cuprinse între 76% și 87% iar cele de argint, între 44% și 76%, dar consumurile de cianură și var au fost totuși foarte ridicate (3,5–17 kg cianură/t concentrat și 7,8–11,2 kg var/t concentrat).

În cazul cianurării concentratelor colective cu 9–12% As recuperările de aur au fost în medie de ordinul a 65%, iar cele de argint de circa 52%.

În schimb cianurarea concentratelor de arsenopirită cu mult arsen (27–29% As) a dat rezultate slabe, recuperările fiind de numai 10% pentru produsele cu peste 27% As.

Tinând seama de randamentul de la precipitare și recuperările realizate la flotația colectivă sau selectivă rezultă că extracțiile totale de aur pot fi aproximativ 50–55% indiferent că se face cianurarea unor concentate colective sau a concentratelor separate.

Comparind rezultatele obținute cu proba R cu acelea obținute cu proba B sau anterior cu proba A se constată că primele sunt mai bune. Aceasta s-ar putea datora și faptului că proba R a fost mai proaspătă, în timp ce celelalte două erau colectate cu mult înainte și provineau probabil din zone mai alterate ale zăcământului (produșii de oxidare ai fierului, arsenului și cianicizi care împiedică cianurarea aurului). Totuși se vede că chiar în condițiile în care cianurarea concentratelor cu mai puțin arsen este realizabilă, recuperările totale de aur pe care s-ar putea conta sunt de ordinul a 50%, ceea ce face puțin probabilă posibilitatea aplicării industriale a cianurării.

III CONCLUZII

Cercetările executate pe probele din filonul principal și filonul Ramura, colectate la nivelul galeriilor II respectiv IV din zonele neincluse în proba cercetată în 1971 și socotită probă principală, au confirmat în mare măsură rezultatele și concluziile obținute anterior.

Deși conținuturile de S, As, Au, Ag ale probelor B și R cercetate în 1973 sunt diferite și mai scăzute față de proba din 1971 (mai ales în cazul probei B din filonul principal), ele reprezintă totuși minereuri pirotoase foarte arsenioase cu caracteristici chimico-mineralogice asemănătoare și aşa cum au arătat experimentările, cu comportări similare în procesul tehnologic. Trebuie făcută totuși mențiunea că rezultatele obținute cu materialul din proba B au fost ceva mai slabe în cazul flotației diferențiale și implicit în cazul cianurării (concentratele cianurate având conținuturi de arsen de ordinul procentelor), dar, foarte probabil că acest fapt se datorează și alterării parțiale a probei care a fost colectată cu 2 ani mai înainte.

Prelucrarea minereului reprezentat de probele cercetate ridică în afară de probleme de tehnologie, o problemă importantă legată de valorificarea produselor finale.

Într-adevăr, elementele utile dorite săt aurul, argintul și sulful, dar conținutul mare de arsen, face ca minereul să trebuiască să fie considerat un minereu de arsen.

Practic, recuperarea aurului nu este posibilă nici tehnic nici economic fără separarea prealabilă a sulfurilor, iar cianurarea dind rezultate slabe din cauza prezenței arsenului, este necesară prelucrarea tehnică a concentratului de sulfuri cu obținerea unei cantități foarte mari de trioxid de arsen (de ordinul zecilor de kilograme pe tonă de minereu brut prelucrat).

BIBLIOGRAFIE

Georgescu B., Oprescu Angela, Borcea Maria, Dumitrescu Maria, Pop Michaela (1974) Cercetări privind posibilitățile de valorificare a unui minereu pirotos auro-argentifer cu conținut ridicat de arseno-pirită din Munții Banatului. *Inst. Geol. Stud. Tehn.-Econ. Ser. B* 49. 7–20. București.



RECHERCHES SUR LES POSSIBILITÉS DE PRÉPARER UN MINERAIS PYRITEUX AURO-ARGENTIFÈRE AVEC UNE TENEUR LEVÉE EN MISPIKEL DES MONTS DU BANAT

(Résumé)

Au cours de l'année 1971 on a exécuté des recherches de laboratoire envisageant les possibilités d'obtenir des concentrés de sulfures propres à être mis en valeur et d'extraction de l'or des minéralisations à sulfures riches en arsène mises en évidence par les travaux de prospection et exploration exécutés dans les Monts du Banat. Cette preuve provient du filon principal intercepté par les galeries d'exploration I et II.

Les travaux d'exploration ont continué ultérieurement, afin de voir dans quelle mesure le minerai non-inclus dans la première preuve témoigne d'un comportement différent ou similaire pendant le processus de préparation, par rapport à la première preuve : une preuve, notée en ce qui suit par B, collectée du filon principal de la partie non incluse dans la preuve de 1971, et une preuve, notée par R, collectée du filon secondaire Ramura. Les résultats des recherches de laboratoire exécutées sur ces deux preuves font l'objet de cette communication.

La preuve B a été récoltée exclusivement au niveau de la galerie II, dès 135 à 441 m. La preuve R a été collectée des travaux exécutés au niveau des galeries I et IV qui ont intercepté transversalement et directionnellement le filon Ramura.

En lignes générales, les preuves étudiées en 1972 sont similaires du point de vue minéralogique - à la preuve de 1971 (notée dans le texte par A), mais les proportions d'éléments composants sont différentes. La preuve de 1971 a été la plus riche, tant en soufre et arsène, qu'en or et argent aussi; la preuve B a été la plus pauvre (tab. 1).

Toutes les preuves représentent un minerai très arsénieux, le rapport As/S étant élevé et variant entre 1/2,1 et 1,3,6.

La teneur en or décroît en même temps que la diminution de la teneur en sulfures (pyrite, mispickel), auquel on doit supposer qu'il est lié.

La minéralisation des preuves est de type filonien ; elle est constituée en principal de pyrite et mispickel (tab. 2) disposés dans la plus grande partie sous forme de nids irréguliers, fissures et filonnets de dimensions millimétriques, touchant jusqu'à 1--2 cm.

En proportion plus grande, la minéralisation est coincée dans le filon de quartz et dans le matériel caolineux-argileux environnant et, sporadiquement, elle se présente à l'état de dispersions fines dans la roche hôte, autour du filon.

La minéralogie des preuves est similaire. Les différences consistent seulement dans les valeurs procentuelles différentes des minéraux métalliques.

Au microscope, la minéralisation des preuves B et R apparaît à l'état d'agglomérations de minéraux métalliques, quelquefois plus compactes, autrefois associés dans une proportion variable avec la gangue et avec un aspect bréchifié plus ou moins intense.

Les minéraux d'or ou d'argent ou les grains d'or libre n'ont pas été identifiés. On suppose que ces deux éléments sont coincés dans le réseau cristallin de la pyrite et du mispickel.

La gangue de la minéralisation des deux preuves est constituée de matériel filonien quartz-caoilineux et de la roche-hôte représentée par des schistes micacés, les proportions de leurs participation à la constitution des preuves étant différentes.



Etant donnés les caractères chimico-minéralogiques des preuves, les recherches sur la préparation ont comporté, de même que dans le cas de la preuve antérieure, des expérimentations de flottation dans le but d'obtenir un concentré collectif de sulfures ou des concentrés séparés, dans lesquels l'or peut être récupéré.

Afin de récupérer l'or, on a fait des expérimentations de cyanuration, bien que la présence de l'arsène était supposée de l'entraver.

Les expérimentations de flottation collective ont montré qu'il est possible d'obtenir des concentrés collectifs à bonnes récupérations tant pour le soufre et pour l'arsène que pour l'or et pour l'argent aussi. Par la reflottation des concentrés primaires, on a abouti — dans le cas de la preuve B — à des concentrés avec 44 % S, 8,30 % As, 5—7 g/t Au, 40—60 g/t Ag (plus de 93 % sulfures) et dans le cas de la preuve R, à des concentrés avec 31 % S, 12 % As, 5,2—5,7 g/t Au 23—24 g/t Ag.

On a observé aussi bien à la flottation primaire qu'à la reflottation des concentrés primaires collectifs la tendance de la pyrite de flotter plus vite, les premières fractions de concentré ayant une teneur en mispickel plus faible.

La flottation sélective, en vue d'obtenir des concentrés séparés de pyrite, respectivement mispickel, a été faite à l'aide tant des différences naturelles entre les vitesses de flottation des deux sulfures, aussi bien que de l'influence sélective exercée sur elles par le permanganate de potassium employé en tant que dépressant pour le mispickel.

Les expérimentations ont montré qu'il est possible de récupérer les deux sulfures en concentrés séparés.

La séparation réalisée a été meilleure dans le cas de la preuve R, lorsqu'on a réussi d'avoir des concentrés de pyrite avec plus de 18—19 % As (parfois plus de 27 % As).

Les résultats plus faibles acquis dans le cas de la preuve B sont probablement dûs au fait que, la preuve étant collectée deux ans plus tôt, le matériel de preuve était partiellement oxydé.

Les expérimentations de cyanuration ont montré que la cyanuration des concentrés avec beaucoup d'arsène donne des résultats insuffisants, les récupérations en or étant d'autant plus faibles que la teneur en arsène est plus élevée. Dans le cas des concentrés avec 20—27 % As, on a récupéré par la cyanuration seulement 10 % de l'or, tandis que dans le cas des concentrés de pyrite avec seulement 1,3 % As on peut récupérer par cyanuration jusqu'à 80 % de l'or.

On peut donc conclure que la concentration par la flottation du mineraï arsénieux-auri-fère des preuves étudiées est possible et qu'on peut obtenir, avec des bonnes récupérations, soit des concentrés collectifs, soit des concentrés séparés de pyrite, respectivement mispickel. Il n'est pas avantageux d'appliquer la cyanuration pour récupérer l'or, vu le faible rendement et les grandes quantités de cyanure nécessaires. La récupération de l'or des concentrés devrait être réalisée par un processus chimique de traitement des cendres restées après le grillage des concentrés en vue de récupérer le soufre et l'arsène.

Quel que soit le flux technologique appliqué dans l'industrie à la mise en exploitation du mineraï étudié, on devra prendre en considération le problème du débouché pour les grandes quantités de composants d'arsène qui vont résulter.





Institutul Geologic al României

PALNŞA I



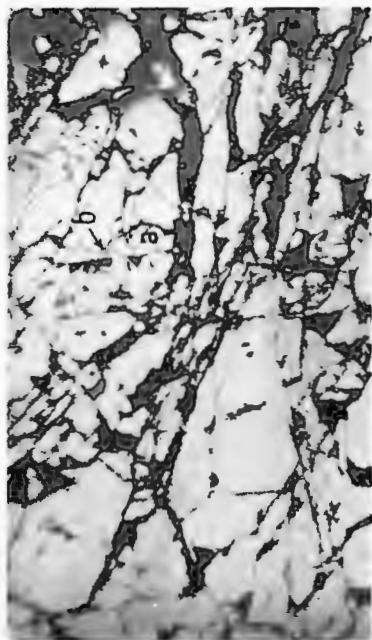
Institutul Geologic al României

PLANŞA I

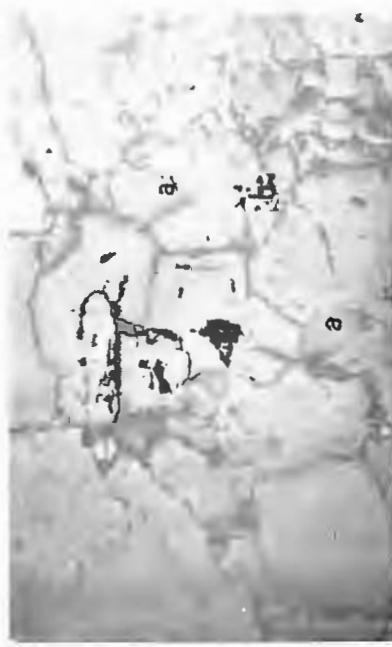
- Fig. 1. — Cristal mare de pirită (a) cu fisuri și mici incluziuni de gangă (b). N⁺; X 70. (proba R).
- Cristal grand de pyrite (a) à fissures et petites inclusions de gangue (b). N⁺; X 70 (échantillon R).
- Fig. 2. — Pirită sfârmată în fragmente mărunte (a) separate prin fisuri și ochiuri de gangă (b). N //; X 70 (proba B).
- Pyrite broyée en menus fragments (a) séparés par des fissures et nODULES de gangue (b). N //; X 70 (échantillon B).
- Fig. 3. — Pirită în granule mărunte (a) rezultate prin corozioni de gangă (b). N⁺; X 70. (proba R).
- Pyrite en grains menus (a) résultés par suite des corrosions de gangue (b). N⁺; X 70 (échantillon R).
- Fig. 4. — Granule mai dezvoltate de mispickel (a) prinse într-un cub de pirită (b). N //; X 70. (proba R).
- Grains plus gros de mispickel (a) coincés dans un nid de pyrite (b). N //; X 70. (échantillon R).



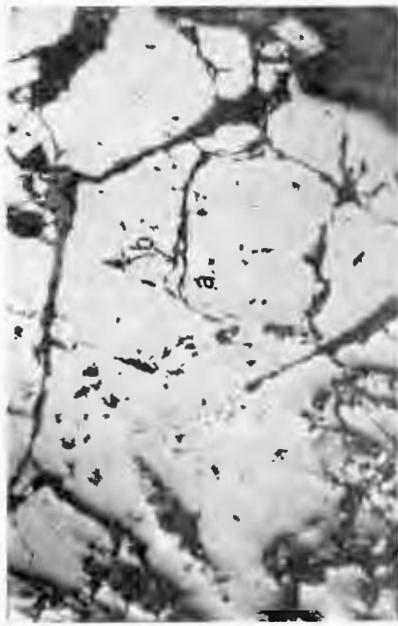
B. GEORGESCU et al. Prepararea unui mineru auro-agentifer cu continut de mispichel.



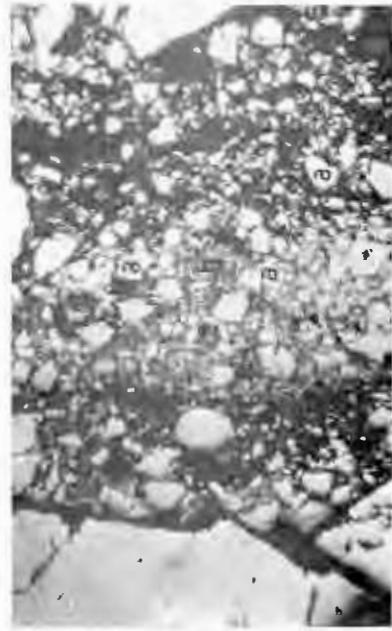
1



2



1

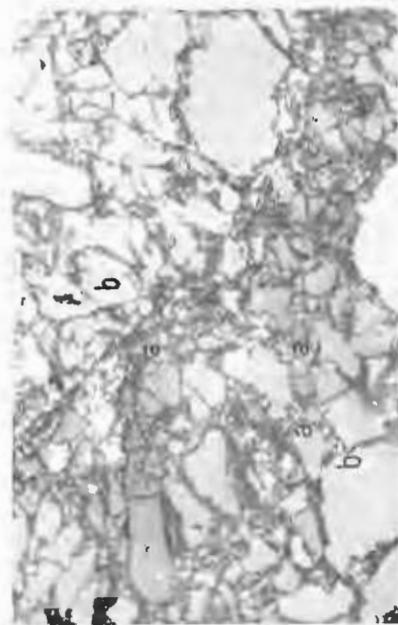


3

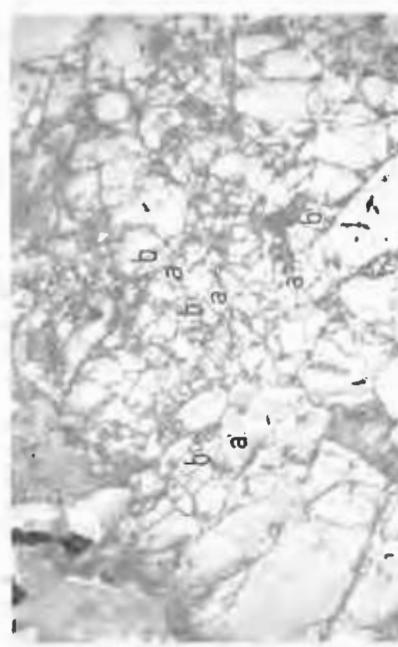
PLANŞA II

- Fig. 1. — Mispichel brecifiat (a) prins în masa de pirită (b). N \leftrightarrow ; X 100. (proba B).
Mispickel bréciifié (a) coincé dans la masse de pyrite (b). N \leftrightarrow ; X 100 (échantillon B).
- Fig. 2. — Asociație foarte avansată între mispickel (a) și pirită (b). N //; X 100. (proba B).
Association très avancée entre le mispickel (a) et la pyrite (b). N //; X 100. (échantillon B).
- Fig. 3. — Mispickel (a) în granule mari străbătut de crăpături pe care s-a insinuat material de gangă (b). N //; X 70. (proba R).
Mispickel (a) en gros grains traversé par des fissures sur lesquelles s'est insinué du matériel de gangue (b). N //; X 70 (échantillon R).
- Fig. 4. — Mispickel sfârmat în granule mărunte (a), recimentate de gangă (b). N //; X 70. (proba R).
Mispickel broyé en menus grains (a), recimentés par la gangue (b). N //; X 70 (échantillon R).

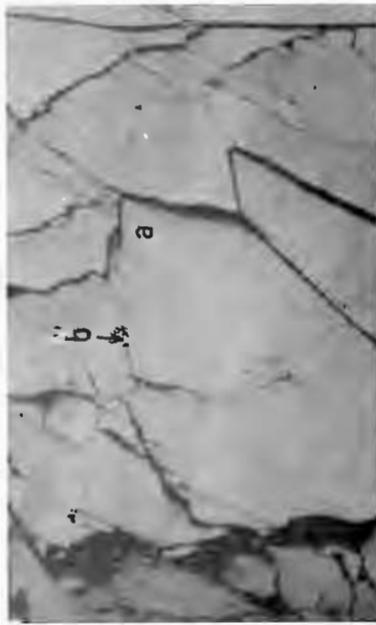




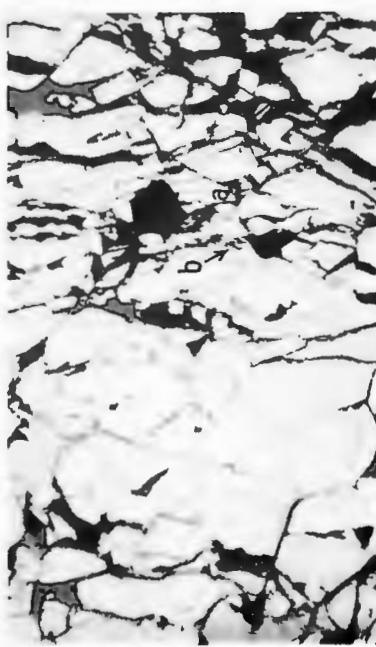
1



2



3



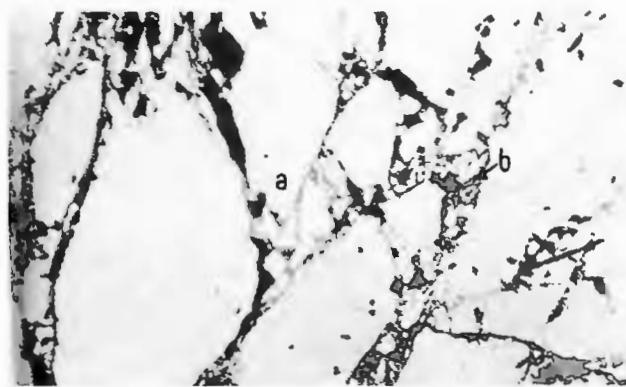
4

PLANSA III

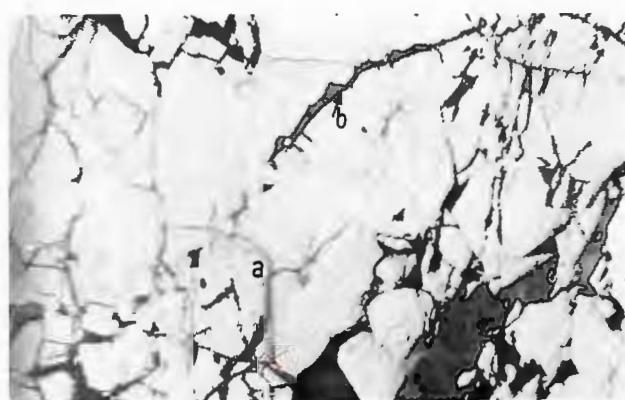
- Fig. 1. - Mispicel (a) în cristale mari înconjurate de sfârîmături prinse în gangă (b). N //; X 70. (proba R).
Mispickel (a) en grands cristaux entourés par des débris coincés dans la gangue (b). N //; X 70 (échantillon R).
- Fig. 2. - Granule de mispicel intens fisurate (a) și recimentate cu silice secundară (b). N //; X 70 (proba B).
Grains de mispickel intensément fissurés (a) et recimentés à silice secondaire (b). N //; X 70 (échantillon B).
- Fig. 3. - Cuiburi cu cristale idiomorfe de mispicel (a) dispersate în șisturi micacee (b). N //; X 70. (proba B).
Nids à cristaux idiomorphes de mispickel (a) dispersés dans les schistes micacés (b). N //; X 70 (échantillon B).



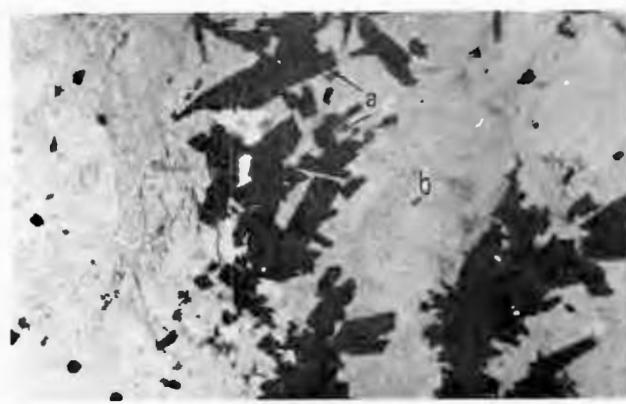
B. GEORGESCU et al. Prepararea unui minereu auro-agentifer cu conținut de mispichel. Pl. III.



1



2



3

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 50.

CONTRIBUȚII LA STUDIUL POSIBILITĂȚILOR DE PREPARARE A UNUI MINEREU COMPLEX DIN CARPAȚII MERIDIONALI¹

DE

ANGELA OPRESCU, SABINA MITU, MARIA BORCEA²

Abstract

Contributions to the Study of the Dressing Possibilities of a Complex Ore from the South Carpathians. This paper presents the results of the dressing research work carried out on a poor complex ore sample. Which contained approximately 0.22% Pb; 0.21% Cu; 0.23% Zn; 0.7% S; 11.5% Fe; 0.1–0.2 g/t Au and 5.9–10.4 g/t Ag. The research work showed that, using the differential flotation with xanthates, there may be obtained concentrates of a quality corresponding to their processing in the metallurgic industry: galena concentrate with 56% Pb, chalcopyrite concentrate with over 18% Cu, blende concentrate with 41% Zn; the corresponding metal recoveries being over 76% for lead, over 60% for copper and over 55% for zinc.

În legătură cu mineralizațiile complexe de sulfuri, puse în evidență prin lucrările miniere și forajele executate în Carpații Meridionali, în anul 1971 s-au executat cercetări tehnologice pe o probă colectată din galeriile 101 și 101 bis, minereul prezentând interes în special pentru conținuturile de Pb, Zn și Ag.

În cursul anului 1972, cercetările de preparare au fost continuat pe o nouă probă colectată din lucrările miniere executate exclusiv la nivelul galeriei 101 și au avut ca obiectiv principal să determine în ce măsură comportarea în procesul tehnologic a materialului neinclus în prima probă este asemănătoare cu comportarea primei probe, avînd în vedere proporția mai mică de sulfuri (galenă și blendă) și scăderea conținutului de argint.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 7 mai 1973.

² Institutul de Geologie și Geofizică Str. Caransebeș nr. 1, București.



I. CARACTERELE CHIMICO-MINERALOGICE ALE PROBEI

O analiză chimică executată pe o probă medie, luată din proba tehnologică care a stat la baza cercetărilor, a dat rezultatele arătate în tabelul 1.

TABELUL 1
Date chimico-mineralogice ale probelor cercetate

Compoziția chimico-mineralogică	Proba 1972	Proba 1971
Cu, %	0,14 – 0,2	0,066 – 0,087
Pb, %	0,15 – 0,30	0,96 – 1,04
Zn, %	0,17 – 0,25	0,46 – 0,54
Fe, %	11,53	9,30 – 9,76
S, %	0,66 – 0,84	0,46 – 0,50
SiO ₂ , %	42,15	36,37 – 36,54
CaO, %	20,57	24,57
Al ₂ O ₃ , %	8,42	5,74
MgO, %	7,21	3,25
Au, g/t	0,1 – 0,2	0,3
Ag, g/t	5,9 – 10,4	59,2
PC, %	2,44	3,2
Calcopirită, %	0,6	1,1
Galenă, %	0,3	0,7
Blendă, %	0,4	0,2
Pirită, %	0,4	sporadic

Rezultatele unei analize spectrografice nu au semnalat prezența vreunui element rar sau dispers, în proporții care să prezinte interes practic.

Se vede că, proba reprezintă un minereu deosebit de sărac, conținuturile de elemente utile principale (Cu, Pb, Zn, S, Fe) fiind sub limitele considerate ca interesante pentru valorificare, mai ales din punct de vedere economic.



În raport cu proba anterioară, proba cercetată în 1972 a avut conținuturi sensibil mai mici de plumb, zinc și argint. Pentru o mai ușoară comparație, în tabelul 1 sunt date conținuturile de elemente principale ca și proporțiile de sulfuri corespunzătoare celor două probe.

Ca și proba anterioară, proba cercetată în 1972 a fost alcătuită din scarne cu piroxeni, epidot și granați, impregnate cu o slabă mineralizație de sulfuri, dispusă pe fisuri fine, în cuiburi mici neregulate și mai puțin în granule disperse cu dimensiuni submilimetrice. Mineralele metalice reprezentate prin calcopirită, blendă, galenă, pirită, apar, în parte, intim asociate între ele și cu ganga.

În urma corelării datelor studiului mieroscopic cu rezultatele analizei chimice generale, s-a stabilit următoarea compoziție mineralologică medie :

	%			%	
Calcopirită, CuFeS ₂	cca	0,6	Hematit Fe ₂ O ₃	cca	0,2
Blendă ZnS	„	0,4	Cuarț SiO ₂	„	5,0
Galenă PbS	„	0,3	Scarne cu epidot, granați și piroxeni	„	93,0
Pirită Fe S ₂	„	0,4			

Calcopirita formează atât plaje de 0,2–0,7 mm, foarte neregulate (pl. I, fig. 1) cât și granule mici de 0,1–0,03 mm sau picături micronice prinse în blendă (pl. I, fig. 2). Frecvent calcopirita apare foarte intim asociată cu ganga, la dimensiuni obișnuite de 0,01–0,1 mm (pl. I, fig. 3), precum și cu blenda sub foarte variate ordine de mărime (pl. I, fig. 1, 2, 3); cu galena și pirlita este rar asociată (pl. I, fig. 4).

Blenda apare în granule mari de 0,1–0,7 mm, rar pînă la 1–2 mm (pl. III, fig. 1), de obicei într-o asociere încăintată cu calcopirita (pl. I, fig. 1, 2, 3) și rareori cu galena și pirlita (pl. I, fig. 4). O mică parte din blendă este asociată cu ganga la dimensiuni reduse.

Galena se prezintă în cristale dezvoltate dar cu forme neregulate, uneori scheletice de 0,03–0,2 mm, prinse în blendă și calcopirită sau în gangă (pl. II), fig. 2, 3).

Pirlita este prezentă în cristale idiomorfe sau plaje neregulate de 0,03–0,5 mm, rar pînă la 1–2 mm, uneori intens corodate de gangă (pl. I, fig. 4).

Hematitul a fost întlnit în cuiburi mici sau sub forma rețelelor fine insinuate în gangă, avînd dimensiuni foarte reduse, cuprinse între 0,01–0,05 mm (pl. II, fig. 4).

Ganga mineralizației este alcătuită din scarne cu piroxeni, reprezentați prin diopsid, augit și dialag, scarne cu epidot și în măsură redusă,

scarne cu granați (andradit). Granulele mineralelor din scarne au dimensiuni de 0,1–2 mm.

În concluzie, proba cercetată cuprinde un minereu slab impregnat cu sulfuri (cca 1,7%), calcopirita fiind prezentă într-o proporție ceva mai ridicată (cca 0,6%). Este de remarcat asociația parțial avansată a sulfurilor între ele și cu ganga și mai frecventă și mai înaintată a calcopiritei cu mineralele de gangă.

II. CERCETĂRI DE PREPARARE

Întrucât analizele chimice și observațiile mineralogice nu au arătat diferențe notabile între caracteristicile chimice și mineralogice ale probei din 1971 și ale probei din 1972, cercetările de preparare au cuprins ca și în cazul probei anterioare experimentări de flotație colectivă (gallenă + calcopirită) — selectivă (blendă) și experimentări de separare a calcopiritei din concentratul colectiv.

De la început însă, se poate face afirmația că oricât de bune ar fi rezultatele obținute la operațiile de concentrare, minereul reprezentat de proba cercetată are o valoare economică foarte redusă, datorită conținuturilor scăzute de elemente utile.

A) Flotația colectivă

Deși, gradul mare de îmbogățire pentru calcopirită realizat la operația de flotație în cazul probei anterioare și conținutul mai mare de cupru (cca 0,21% Cu) al probei din 1972 în raport cu acela al probei din 1971 (cca 0,08% Cu), făceau improbabilă posibilitatea obținerii unor concentrate colective valorificabile prin procedeul metalurgic ISP, cu totul informativ, s-au executat și cîteva experimentări de flotație colectivă a sulfurilor (Pb, Zn, Cu). Concentratele colective obținute pe această linie nu au îndeplinit însă condiția calitativă principală impusă de procedeul ISP, având conținuturi de cupru de peste 5%.

B) Flotație colectivă (Pb + Cu) — selectivă (Zn)

Cercetările experimentale de flotație colectiv-selectivă au urmărit într-o primă etapă, determinarea condițiilor optime pentru realizarea unei separări cît mai bune a galenei și calcopiritei în raport cu blenda, iar în etapa următoare, separarea calcopiritei din concentratul colectiv.



În cadrul acestor experimentări s-a studiat influența diversilor parametri asupra desfășurării flotației galenei și calcopiritei: natura și consumul de colector (xantat etilic de sodiu, xantat amilic de sodiu, amestec TT), pH-ul tulburelui (var, carbonat de sodiu), consumul de depresant pentru blendă (sulfat de zinc), timpul de flotație și condiționare, finețea de măcinare, etc.

Prin aplicarea diferitelor regimuri de reactivi la flotația primară a galenei și calcopiritei, s-au obținut următoarele rezultate:

flotație cu xantat etilic de sodiu (tab. 2) : concentrate colective (Pb-Cu) ale căror conținuturi variază între 7 și 9% Pb ; 5,3 și 7,4% Cu ; 2,2 și 3,6% Zn cu extracții de metale corespunzătoare de 86—92% pentru plumb, 67—77% pentru cupru și 23—35% pentru zinc, sau concentrate calitativ mai bune obținute în prima jumătate a timpului de flotare cu 11—14% Pb ; 8,2—10,2% Cu ; 1,6—2% Zn cu extracții de metale de 79—83% pentru plumb, 61—69% pentru cupru, 12—18% pentru zinc ;

flotație cu xantat etilic de sodiu și xantat amilic de sodiu (tab. 3) : concentrate colective (Pb-Cu) cu conținuturi de 6,6—8,8% Pb ; 5,6—8,3% Cu ; 1,8% Zn cu extracții de metale de 88—91% pentru plumb, 74—76% pentru cupru, 17% pentru zinc, sau concentrate mai bune cu 9,4—12,9% Pb ; 7,5—10,9% Cu și extracții de 81—88% pentru plumb și 63—67% pentru cupru ;

flotație cu xantat etilic de sodiu și amestec TT (tab. 3) : concentrat colectiv (Pb-Cu) cu 9,8% Pb ; 8,4% Cu ; 4,3 %Zn cu extracții de metale corespunzătoare de 83% pentru plumb, 68—69% pentru cupru și 35% pentru zinc.

Se constată că, în cazul aplicării primelor două regimuri de reactivi, indicii tehnologici realizați atât la flotația galenei cât și a calcopiritei sunt comparabili. Utilizarea amestecului TT, fără să aducă avantaje la flotația calcopiritei, forțează flotația belndeii astfel că cca 35% din zinc trece în prima fractiune de concentrat (Pb-Cu) separată.

După flotarea galeni și calcopiritei s-a încercat flotarea blendei, după o prealabilă activare cu sulfat de cupru (1000—2250 g/t), cu sau fără alcalinizarea tulburelui pînă la pH = 8 (var = 0—250 g/t).

În funcție de condițiile de lucru și regimul de reactivi utilizat atât la flotația blendei cât și la flotația anterioară a galenei și calcopiritei, la flotația primară s-au obținut produse ale căror conținuturi au variat între 11 și 22% Zn, extracțiile de zinc corespunzătoare fiind cuprinse între 40 și 57 (tab. 2, 3). Pierderile de zinc în sterile au fost de ordinul a 12—20%.



TABLEUL 2

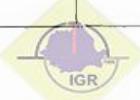
Rezultatele experimentărilor de flotaj cu xantat etilic de sodiu (măcinare sub 0,10 mm)

Experiență nr.	Consum reactivi g/t	pH	Timp de flotație min.	Producție	Extracție greutate %			Continuturi de metale %			Extracții de metale %		
					Pb		Cu		Zn		Pb	Cu	Zn
					1,6 1,9 0,4	11,49 1,73 0,73	7,2 1,19 0,77	5,8 2,2 —	8,49 2,72 —	1,86 2,2 —	78,4 7,4 —	62,8 6,9 —	12,0 11,0 —
1	Xantat etilic Na	21	38	Galena Blenda	9	7	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Flotanol Hoechst	30	4	—	—	7	—	—	—	—	—	—	—
	Var	1000	250	—	8	7	Concentrat de bленă	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Zn	1350	—	—	—	14	—	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Cu	—	2000	—	—	7	Concentrat de bленă	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Steril	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Alimentare	—	—	—	—	—	—	—	—	—
2	Xantat etilic Na	42	53	Galena Blenda	9	7	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Flotanol Hoechst	30	4	—	—	7	—	—	—	—	—	—	—
	Var	1000	250	—	8	7	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Zn	1350	—	—	—	14	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Cu	—	2000	—	—	—	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Steril	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Alimentare	—	—	—	—	—	—	—	—	—
3	Xantat etilic Na	77	10,5	Galena Blenda	9	7	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Flotanol Hoechst	30	1	—	14	8	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Var	1000	250	—	—	7	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Zn	1350	—	—	—	—	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Cu	—	2000	—	—	—	Concentrat de galenă și calciopirită	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Steril	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Alimentare	—	—	—	—	—	—	—	—	—



Institutul Geologic al României

4	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst	Galenă Blenda	7	Concentrat de galenă și calcopiriată	1,5 1,2	$\{11,45\}$ $\{1,43\}$	7,0	$\{10,24\}$ $\{1,33\}$	6,3	$\{1,80\}$ $\{3,54\}$	2,6	83,8	69,0	13,8
		Var	7	Concentrat de blenă	0,3	0,30		0,52		5,44		8,4	7,2	21,7
		Sulfat Zn	7	Concentrat de blenă	0,5	0,03		0,32		15,54		0,4	0,7	8,3
		Sulfat Cu	7	Concentrat de blenă	0,7	0,07		0,23		0,45		0,1	0,7	39,7
	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst	Steril	14	Concentrat de blenă	0,1	0,02		0,14		0,15		0,2	0,7	1,6
		Var	7	Alimentare	100,0	0,21		0,22		0,20		100,0	100,0	100,0
		Sulfat Zn	7	Concentrat de galenă și calcopiriată	1,5	$\{12,56\}$	9,0	$\{10,20\}$	7,4	$\{1,78\}$	2,4	83,0	68,9	12,1
		Sulfat Cu	7	Alimentare	0,8	$\{2,32\}$		$\{2,28\}$		$\{3,68\}$		8,2	8,2	13,3
5	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst	Galenă Blenda	5	Concentrat de galenă și calcopiriată	0,4	0,76		0,51		5,57		1,3	0,9	10,1
		Var	7	Concentrat de blenă	0,5	0,25		0,92		21,33		0,6	2,1	48,2
		Sulfat Zn	7	Concentrat de blenă	0,9	0,14		0,21		0,59		0,6	0,9	2,4
		Sulfat Cu	21	Concentrat de blenă	96,9	0,015		0,044		0,032		6,3	19,0	13,9
	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst	Steril	21	Alimentare	100,0	0,23		0,22		0,22		100,0	100,0	100,0
		Var	250	Concentrat de galenă și calcopiriată	1,9	8,65	8,93	1,9	8,93	2,02	73,2	79,1	18,7	
		Sulfat Zn	1350	Concentrat de blenă	0,9	3,84	1,19	0,9	3,84	6,02	15,4	5,0	26,4	
		Sulfat Cu	2000	Concentrat de blenă	1,0	0,42		0,40		5,67		1,9	1,8	27,6
6	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst	Galenă Blenda	9	Concentrat de galenă și calcopiriată	0,5	0,09		0,17		5,30		0,2	0,4	12,9
		Var	7	Concentrat de blenă	1,0	0,20		0,09		0,12		0,9	0,4	0,6
		Sulfat Zn	8	Concentrat de blenă	94,7	0,02		0,03		0,03		8,4	13,3	13,8
		Sulfat Cu	21	Alimentare	100,0	0,23		0,21		0,21		100,0	100,0	100,0
	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst	Steril	1000	Concentrat de galenă și calcopiriată	1,7	$\{11,31\}$	8,8	$\{9,65\}$	7,5	$\{1,64\}$	3,4	78,8	69,3	13,0
		Var	250	Concentrat de galenă și calcopiriată	0,7	$\{2,61\}$		0,5		10,85		7,5	7,0	25,5
		Sulfat Zn	8	Concentrat de blenă	0,4	0,84		0,7		11,65		0,3	0,8	25,3
		Sulfat Cu	1350	Concentrat de blenă	0,7	0,08		0,29		0,33		0,2	0,9	1,1
7	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst	Galenă Blenda	9	Concentrat de galenă și calcopiriată	96,0	0,03		0,05		0,03		11,8	20,3	13,4
		Var	7	Alimentare	100,0	0,24		0,24		0,21		100,0	100,0	100,0



TABELUL 3

Rezultatele experimentărilor de flotajie cu xantăi și amestec TT (măcinare sub 0,10 mm)

Experiență nr.	Consum reactivi g/t	pH	Timp de flotajie min.	Producție	Conținuturi de metale %				Extracții de metale %					
					Extracția în greutate %	Pb		Cu		Zn		Pb		
						1,5	12,90	8,8	10,92	8,3	1,78	1,8	7,2	13,6
8	Xantat etilic Na	Galenă Blenda	9	7	Concentrat de galenă și calcopirită	{ 0,9	{ 1,93	{ 8,3	{ 3,94	{ 1,78	{ 1,78	{ 1,8	80,5	62,8
	Xantat amilic Na	77 105	58 80	14									7,2	13,6
	Fiotanol Hoehst	2,4 8	2,4 8	7-8	Concentrat de blendă	{ 1,3	{ 0,34	{ 1,01	{ 11,00	{ 11,00	{ 11,00	{ 1,8	5,0	55,7
	Văr	250	—	14									0,5	1,4
	Sulfat Zn	1350	—	—	Steril	{ 0,6	{ 0,21	{ 0,60	{ 0,64	{ 0,64	{ 0,64	{ 0,5	1,4	1,5
	Sulfat Cu	—	2000	—	Alimentare	{ 95,7	{ 0,025	{ 0,047	{ 0,06	{ 0,06	{ 0,06	{ 10,0	17,2	26,1
9	Xantat etilic Na	Galenă Bleuda	9	7	Concentrat de galenă și calcopirită	{ 2,1	{ 9,42	{ 7,18	{ 5,6	{ 5,6	{ 5,6	{ 87,6	67,2	—
	Xantat amilic Na	35 112	72 85	14		{ 1,0	{ 0,72	{ 1,65	{ 1,65	{ 1,65	{ 1,65	{ 3,2	7,1	—
	Fiotanol Hoehst	30 20	30 20	7-8	Concentrat de blendă	{ 0,7	{ 0,27	{ 0,48	{ —	{ —	{ —	{ 0,8	1,4	—
	Carbonat Na	3500	—	14		{ 0,7	{ 0,37	{ 0,32	{ —	{ —	{ —	{ 1,2	1,0	—
	Sulfat Zn	1350	—	—	Steril	{ 95,5	{ 0,02	{ 0,057	{ —	{ —	{ —	{ 7,2	23,3	—
	Sulfat Cu	—	2250	—	Alimentare	{ 100,0	{ 0,23	{ 0,23	{ —	{ —	{ —	{ 100,0	100,0	100,0
10	Xantat etilic Na	Galenă Blenda	+8	7	Concentrat de galenă și calcopirită	{ 2,0	{ 9,75	{ 8,41	{ 4,32	{ 4,32	{ 4,32	{ 83,1	68,7	34,7
	Xantat amilic Na	58 122	80 —	14		{ 1,0	{ 0,82	{ 1,54	{ 8,49	{ 8,49	{ 8,49	{ 3,5	6,3	34,0
	Fiotanol Hoehst	40 8	3000	—	Concentrat de blendă	{ 0,6	{ 0,18	{ 0,37	{ 8,05	{ 8,05	{ 8,05	{ 0,5	0,9	19,4
	Carbonat Na	3000	—	14		{ 0,6	{ 0,14	{ 0,31	{ 0,16	{ 0,16	{ 0,16	{ 0,3	0,7	0,4
	Sulfat Zn	1350	—	—	Steril	{ 95,8	{ 0,03	{ 0,06	{ 0,03	{ 0,03	{ 0,03	{ 12,3	23,4	11,5
	Sulfat Cu	—	2000	—	Alimentare	{ 100,0	{ 0,23	{ 0,24	{ 0,25	{ 0,25	{ 0,25	{ 100,0	100,0	100,0
11	Xantat amilic Na	Galenă Blenda	9	7	Concentrat de galenă și calcopirită	{ 1,1	{ 13,18	{ 8,57	{ 1,78	{ 1,78	{ 1,78	{ 68,3	43,6	8,0
	Fiotanol Hoehst	58 80	35 12	14		{ 1,3	{ 3,31	{ 3,63	{ 2,40	{ 2,40	{ 2,40	{ 2,1	20,3	21,8
	Văr	10000	—	—	Concentrat de blendă	{ 0,8	{ 0,48	{ 0,93	{ 17,32	{ 17,32	{ 17,32	{ 1,8	3,4	56,7
	Sulfat Zn	1350	—	2000		{ 0,8	{ 0,51	{ 0,88	{ 0,76	{ 0,76	{ 0,76	{ 1,9	3,3	2,5
	Sulfat Cu	—	—	—	Steril	{ 96,0	{ 0,017	{ 0,063	{ 0,051	{ 0,051	{ 0,051	{ 7,7	27,9	20,0
					Alimentare	{ 100,0	{ 0,21	{ 0,22	{ 0,24	{ 0,24	{ 0,24	{ 100,0	100,0	100,0



Trecerile de zinc în concentratul colectiv (galenă + calcopirită), separat înaintea blendei, au fost cuprinse între 20—35%, valorile maxime corepunzînd consumurilor mari de xantat, de amestec TT sau consumurilor reduse de sulfat de zinc utilizate la flotația galenei și calcopiritei, care au avut ca efect creșterea conținutului de zinc în aceste concentrate.

În general vorbind, flotația primară a mineralelor utile galena, calcopirita, blenda, nu a prezentat dificultăți deosebite, fiind posibil să se realizeze la operația de concentrare grade de îmbogățire mari : de ordinul a 32—63 pentru plumb (7—14% Pb în concentratele Pb—Cu, față de cca 0,22% Pb în minereul brut), respectiv 25—52% pentru cupru (5,3—10,9% Cu în concentratele Pb—Cu, față de cca 0,21% Cu în minereul brut) și de 47—95% pentru zinc (11—22% Zn în concentratele de blendă față de cca 0,23% Zn în minereul brut).

Extractiile mai mici de cupru obținute se datorează asocierii mai intime a calcopiritei decât a galenei și blendei cu mineralele de gangă, cît și diseminării unei părți din calcopirita sub formă de picături micronice în blendă.

În cazul blendei, o parte din zinc trece inevitabil în concentratul de galenă + calcopirită, separat înaintea flotației blendei, ceea ce are ca urmare micșorarea extractiei de zinc în concentratul de blendă. În cazul probei cercetate, conținuturile de zinc ale concentratelor Pb—Cu, obținute la experimentările efectuate, au fost cuprinse între limitele obisnuite întâlnite la flotația minereurilor complexe Pb—Cu—Zn, dar raportate la conținutul foarte scăzut de zinc al minereului brut (cca 0,2% Zn), ele reprezintă extractii de zinc relativ mari în concentratul Pb—Cu.

Pentru obținerea unor concentrate de calitate corespunzătoare prelucrării lor ulterioare, a fost necesară îmbunătățirea calității concentratelor primare, prin operații de reflotare.

Deoarece conținuturile de Pb și Cu ale concentratelor colective, (Pb—Cu) obținute la flotația primară, au avut valori apropiate (7—9% Pb respectiv 6—8% Cu), ceea ce ar putea constitui un impediment pentru prelucrarea lor metalurgică, s-a încercat și posibilitatea separării celor două sulfuri—calcopirita de galenă — din concentratul colectiv (Pb—Cu).

Experimentările de reflotare s-au executat după schemele arătate în figurile 1 și 2 ; după măcinarea minereului la —0,10 mm, flotația a avut loc într-un circuit cuprinzînd flotația primară, urmată de 3—4 reflotări succesive ale concentratului colectiv (Pb—Cu) și o singură reflotare pentru concentratele de calcopirită și de blendă, obținîndu-se concentrate finale de galenă, de calcopirită, de blendă și produse intermediare.

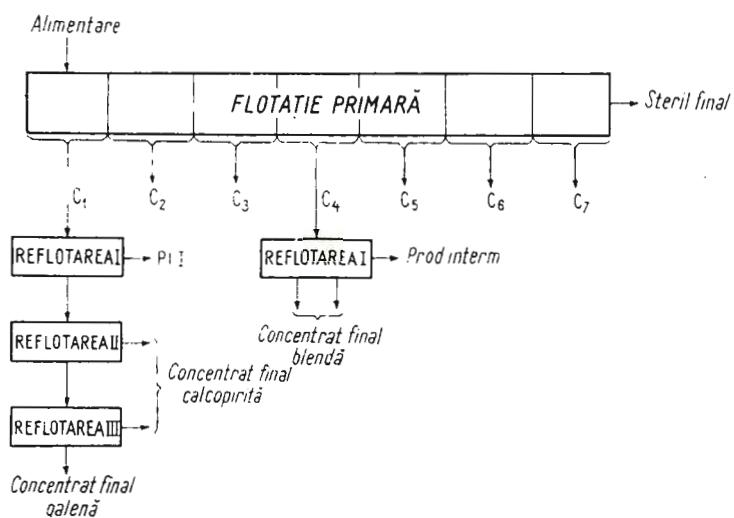


Fig. 1. Reflotarea concentratelor primare.

Reflootation des concentrés primaires.

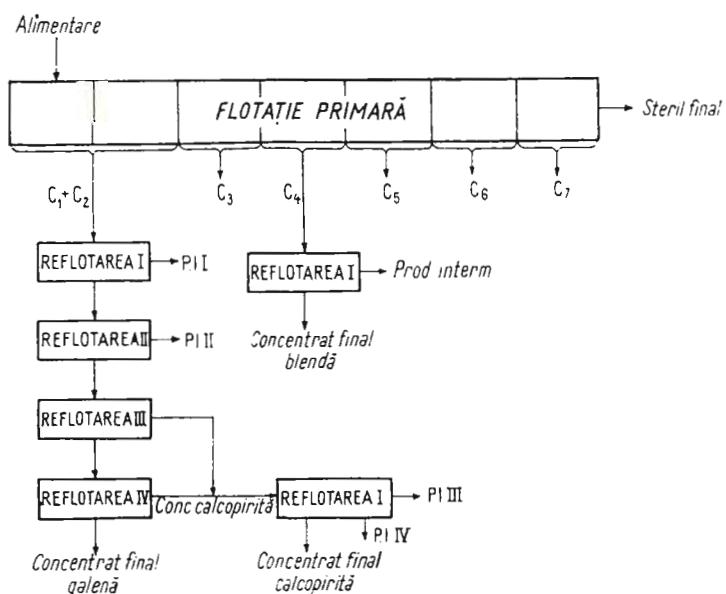


Fig. 2. -- Reflotarea concentratelor primare și a concentratului de calcopirită.

Reflootation des concentrés primaires et du concentré de chalcopyrite.

TABELUL 4
Refloarea concentratelor primare de galenă + calcopirită

Experi- enția nr.	Producție	Extractia		Plumb		cupru		zinc	
		conținut în greută %	extractie %	conținut %	extractie %	conținut %	extractie %	conținut %	extractie %
12	Concentrat final de galenă	22,3	43,15	82,8	8,95	21,4	5,13	60,8	-
	Concentrat calcopirită C ₁ II	12,0	6,86	7,1	9,00	11,5	2,42	15,4	-
13	Produs intermediar	28,6	3,22	7,9	11,95	36,4	0,94	14,3	-
	Concentrat primar galenă + calcopirită C ₁	37,1	0,68	2,2	7,75	3,07	0,48	9,5	-
14	Concentrat final de galenă	100,0	11,61	100,0	9,37	100,0	1,88	100,0	-
	Concentrat de calcopirită C ₁ II	15,7	56,86	81,0	3,46	6,0	5,92	44,6	-
15	Produs intermediar	8,6	10,09	7,9	12,87	12,3	4,62	19,1	-
	Concentrat primar galenă + calcopirită C ₁	27,1	3,21	7,9	15,37	14,8	46,3	2,25	29,3
16	Concentrat final de galenă	48,6	0,72	3,2	6,56	35,4	0,30	7,0	-
	Produse intermediiare de la refloatarea galenă + calcopirită	100,0	11,01	100,0	9,00	100,0	2,08	100,0	-
17	Concentrat de calcopirită final	12,0	56,02	89,0	2,96	5,9	2,88	15,7	-
	Produse intermediiare de la refloatarea calcopiritei	1	8,0	1,09	4,0	0,79	1,1	1,58	5,8
18	Concentrat primar galenă + calcopirită + C ₁ + C ₂	11	20,0	0,47	1,9	0,22	0,7	0,80	7,3
	Produse intermediiare de la refloatarea calcopiritei	III	22,1	1,37	2,6	18,46	67,5	3,87	39,0
19	Concentrat primar galenă + calcopirită	IV	13,0	1,15	1,2	6,53	14,0	3,07	18,2
	C ₁ + C ₂	24,9	0,85	1,3	2,63	10,8	1,23	14,0	-
Condiții de lucru :						100,0	100,0	2,19	100,0
Flotajă primă :		Măcinare							
Refloare		Regim de reactivi							
		Sulfat de zinc	225 g/t						-
		Carbonat de sodiu	200 g/t						-
		Silicat de sodiu	125 g/t						300 g/t
		Xantit etilic de sodiu	30 g/t						15 g/t
		Ametstec TT	-						30 g/t
		Flotanol Hoechst	2,5 g/t						-
		Cianură de sodiu	42 g/t						50 g/t
		Sulfură de sodiu	-						13 g/t
		Vara	-						50 g/t
Experiență 12									
Experiență 13									
Experiență 14									
-0,10 mm									
-0,10 mm									
exp. 5									



În ceea ce privește reflotarea concentratului colectiv ($Pb-Cu$), s-a mers pe ideia ca la primele două reflotări să se urmărească îmbogățirea acestuia în Pb și Cu prin aplicarea unui regim de reactivi adecvat, iar la ultimele două reflotări să se încerce separarea calcopiritei din concentratul colectiv ($Pb-Cu$) prin depresarea calcopiritei cu cianură de sodiu și sulfură de sodiu.

Pentru ilustrare, în tabele 4 și 5 sunt date rezultatele mai multor încercări de reflotare. Se vede că, plecind de la produse cu 7–11% Pb și 6–9% Cu, după 3–4 operații de reflotare, s-a reușit să se ridice conținutul de plumb la 56–57% și să se separe concentrate de calcopirite cu 15–18,5% Cu. Aproximativ 81–89% din plumbul și 3,5–6% din cuprul aflat în produsele supuse reflotării trec în concentratele finale de galenă, 59–68% din cupru trece în concentratele finale de calcopirite,

TABELUL 5

Experiența nr.	Produse	Extracția în greutate %	zinc		plumb		cupru	
			Conținut %	Extracție %	Conținut %	Extracție %	Conținut %	Extracție %
15	Concentrat final de blendă	23,7	29,00	24,5	49,7	0,61	55,3	0,97
	Produse intermediare	23,8	20,05	—	34,5	0,27	24,6	1,05
		52,5	4,16	—	15,8	0,10	20,1	0,69
	Concentrat primar blendă C ₄	100,0	13,82	—	100,0	0,26	100,0	0,84
	Concentrat final blendă	42,9	41,62	—	98,6	0,68	91,1	0,68
16	Produs intermediar	57,1	0,4	—	1,4	0,05	8,9	0,42
	Concentrat primar blendă C ₄	100,0	18,10	—	100,0	0,32	100,0	0,53
				Experiența 15		Experiența 16		
Regim de reactivi la refloatare	Silicat de sodiu	—	—	—	50 g/t	—	—	
	Var	10 g/t	—	—	5 g/t	—	—	
	Sulfat de cupru	100 „	—	—	125 „	—	—	
	Xantat etilic de sodiu	19 „	—	—	—	—	—	
	Flotanol Hoechst	0,5 „	—	—	—	—	—	
Condiții de lucru la flotația primară	Măcinare	—	—0,10 min	—	—0,10 min	—	—	
	Regim reactivi	—	—	—	—	—	experiența 5	

iar 25–35% din cuprul se regăsește în produsele intermediare care conțin 2,6–6,6% Cu.

Printr-o singură reflotare, calitatea concentratelor de blendă a putut fi ridicată pînă la peste 25% Zn și la unele încercări pînă la peste 41% Zn, extracția de zinc pe operația de reflotare fiind de 85–98%.

Înind seama de rezultatele experimentărilor de reflotare cît și de posibilitatea retratării produselor intermediare, în cazul unui flux industrial continuu, se va putea conta în final, pe obținerea unor concentrate de galenă cu conținut de 56–57% Pb, concentrate de calcopirită cu peste 18% Cu și concentrate de blendă cu 41% Zn, extracțiile de metale corespunzătoare fiind de peste 76% pentru plumb, peste 60% pentru cupru și peste 55% pentru zinc.

Calitatea concentratelor finale este arătată în tabelul 6.

TABELUL 6

Calitatea concentratelor finale

Elemente %	Concentrate		
	galenă	calcopirită	blendă
Pb	56,00	1,37	0,68
Cu	2,96	18,46	0,68
Zn	2,88	3,87	41,62
Ag, g/t	1500	—	—

Rezultatele cercetărilor de preparare au arătat că la flotația diferențială, materialul se comportă în general asemănător cu materialul din proba anterioară, obținându-se concentrate separate de galenă, calcopirită și blendă valorificabile metalurgic, cu extracții de metale acceptabile și în consecință minereul este valorificabil din punct de vedere tehnologic. Din punct de vedere economic însă, se poate aprecia că exploatarea lui nu poate fi rentabilă datorită conținuturilor scăzute de metale utile. Foarte probabil că, valoarea elementelor utile conținute în minereul brut, nu ar putea acoperi cheltuielile de exploatare și concentrare și numai punerea în evidență a unor zone cu conținuturi mai ridicate poate face mai favorabil aspectul economic.



BIBLIOGRAFIE

Oprescu Angela, Borcea Maria, Mitu Sabina (1973) Cercetări preliminare privind valorificarea tehnologică a unui minereu complex din Carpații Meridionali. *Inst. Geol. Studii tehnice și economice*, seria B, 19 (sub tipar) București.

CONTRIBUTIONS À L'ETUDE DES POSSIBILITÉS DE PRÉPARATION D'UN MINERAIS COMPLEXE DES CARPATES MÉRIDIONALES

(Résumé)

Dans cet ouvrage sont présentés les résultats des recherches sur la préparation, continues sur un nouveau échantillon prélevé des minéralisations complexes de sulfures des Carpates Méridionales.

Les principales teneurs en éléments utiles de l'échantillon ont été d'environ : 0,22 % Pb, 0,21 % Cu, 0,23 % Zn, 0,7 % S, 11,5 % Fe, 0,1—0,2 g/t Au, 5,9—10,1 g/t Ag, le mineraï étant constitué d'une minéralisation pauvre des sulfures (environ : 0,6 % chalcopyrite, 0,4 % blende, 0,3 % galène, 0,4 % pyrite) en skarns.

L'échantillon représente un mineraï très pauvre, les teneurs en éléments utiles (Pb, Cu, Zn) se plaçant au-dessous des limites considérées comme intéressantes pour la valorisation spécialement au point de vue économique.

Les recherches se sont portées sur la flottation collective (galène + chalcopyrite) — sélective (blende) avec la séparation de la chalcopyrite du concentré collectif.

Les expériments ont été exécutés selon un schéma de flux technologique, comportant le broyage au-dessous de 0,10 mm et la flottation du mineraï à xanthates, dans un circuit avec la flottation primaire suivie par 3—4 reflottations successives du concentré collectif (galène + chalcopyrite) et une seule reflottation pour la blende. Si l'on tient compte des résultats des recherches et des possibilités de retraitement des produits intermédiaires dans le cas d'un flux industriel continu, on peut compter sur la formation — en final — de : concentrés de galène avec 56 % Pb, concentrés de chalcopyrite avec plus de 18 % Cu et concentrés de blende avec 41 % Zn, les récupérations correspondants dépassant 76 % pour le Pb, plus de 60 % pour le Cu et plus de 55 % pour le Zn.

L'étude démontre qu'il est possible d'obtenir, d'un mineraï similaire à l'échantillon analysé, des concentrés valorisables du point de vue métallurgique, mais il est toutefois très probable que leur exploitation ne sera pas avantageuse, vu les faibles teneurs en éléments utiles.



PLANŞA I



Institutul Geologic al României

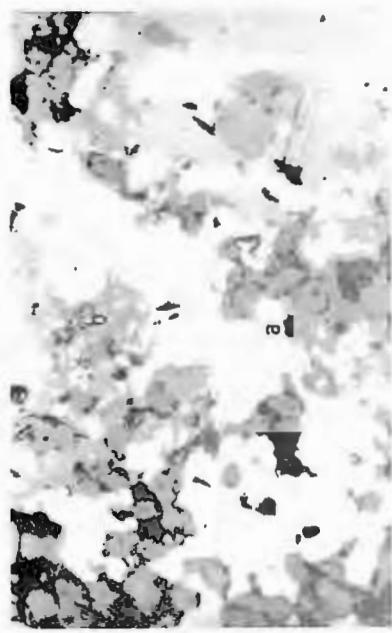
PLANSA I

- Fig. 1. — Plaje mari și neregulate de calcopirită (a) prinse în gangă (b) și blendă (c). N //; X 100.
Grandes plages irrégulières de chalcopyrite (a) coincées dans la gangue (b) et dans la blende (c). N //; X 100.
- Fig. 2. — Calcopirită în granule mici și piețuri micronice (a) prinse în blendă (b). N //; X 100.
Chalcopyrite en grains menus et gouttelettes microniques (a) coincés dans la blende (b). N //; X 100.
- Fig. 3. — Calcopirită (a), asociată intens cu ganga (b) și blendă (c). N //; X 100.
Chalcopyrite (a), intensément associée à la gangue (b) et à la blende (c). N //; X 100.
- Fig. 4. — Asociație grobă între calcopirită (a), blendă (b), pirită (c) și galenă (d). N //; X 70.
Association grossière entre la chalcopyrite (a), la blende (b), la pyrite (c) et la galène (d). N //; X 70.

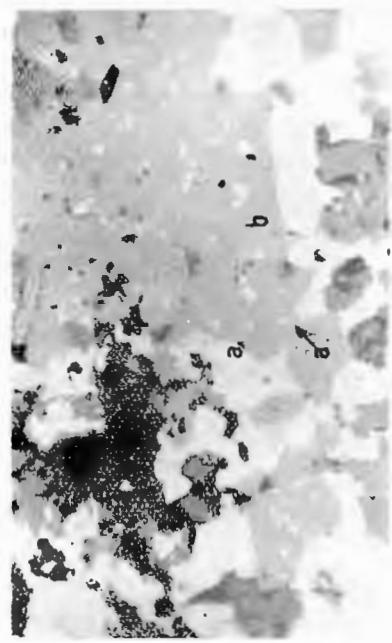


ANGELA OPRESCU et al. Prepararea unui mineru complex din Carpații Meridionali.

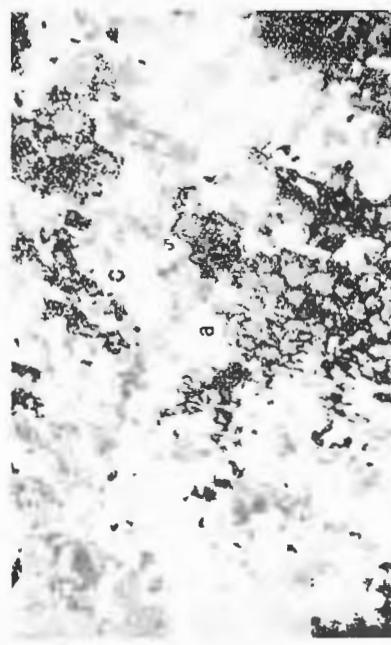
Pl. I.



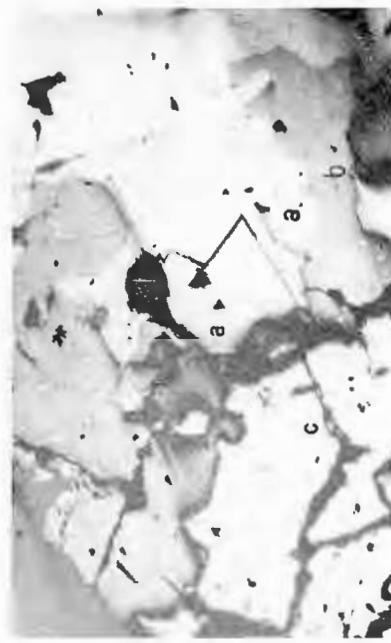
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.



Institutul Geologic al României

PLANŞA II

Fig. 1. — Plajă mare de blendă (a) cu incluziuni de calcopirită (b). N //; X 100.

Grande plage de blende (a) à inclusions de chalcopyrite (b). N //; X 100.

Fig. 2. — Galenă în granule scheletice (a) asociată cu blenda (b) și calcopirita (c). N //

Galené à grains squelettiques (a) associée à la blende (b) et à la chalcopyrite (c). N //

Fig. 3. — Galenă (a) asociată cu ganga (b), calcopirita (c) și blenda (d). N //; X 70.

Galène (a) associée à la gangue (b), à la chalcopyrite (c) et à la blende (d). N //; X 70.

Fig. 4. — Ilematit (a) insinuat pe fisuri în gangă (b) și asociat cu blenda (c). N //; X 100.

Hématite (a) insinuée sur des fissures dans la gangue (b) et associée à la blende (c). N //; X 100.



ANGELA OPRESCU et al. Prepararea unui mineru complex din Carpații Meridionali.

Pl. II.



1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI DE PREPARARE ASUPRA UNUI MINEREU CU IMPREGNATII DE SULFURI NEFEROASE DIN ZONA NORDICĂ A DOBROGEI¹

DE

CORNELIU PANDELESCU, GEORGETA POLICI, ADELA DRĂGULESCU,
SABINA MITU²

Abstract

Dressing Research on an ore with Nonferrous Sulfide Impregnations from the Northern Zone of Dobrogea. The paper presents the performance of the research accomplished to establish the possibilities of treatment of the quartz porphyries impregnated with nonferrous sulfides from the northern zone of Dobrogea, containing 17.2% SiO₂; 2.7% CaO; 13.6% MgO; 6.2% S; 7% Fe; 1.16% Pb; 2.51% Zn as valuable components. The authors pointed out that the respective ore may be tested technologically in favourable conditions, especially using the collective flotation Pb-Zn; this ensure, in conditions of high metal recoveries, the achievement of Pb-Zn concentrates of a quality corresponding to the metallurgical treatment by ISP method (53–55% Pb – Zn; 6–7% Fe; under 1% Cu).

În zona nordică a Dobrogei sunt în curs de exploatare un zăcămînt de baritina (cantonat în calcar), precum și un zăcămînt compact de sulfuri complexe, situat la contactul dintre calcar și porfire cuarțifere.

Prin lucrări miniere și de foraj executate de IFIIGS la nivele inferioare, s-a pus în evidență existența unor sisteme de talii unde porfirul intens cloritizat și tectonizat cantonează o mineralizație, pe alocuri bogată, de pirită, blendă și galenă, diseminată în masa roeii sub formă de impregnație, de un alt gen decît cel cunoscut.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 7 mai 1973.

² Institutul de Geologie și Geofizică, Str. Caransebeș nr. 1, București.



În scopul stabilirii posibilităților de valorificare tehnologică a acestor porfire cuarțifere impregnate cu sulfuri neferoase, au fost efectuate cercetări de preparare asupra unei probe tehnologice colectată de IFLGS din lucherările miniere de la orizontul — 20.

I. PREZENTAREA PROBEI

A) Compoziția chimico-mineralogică

Probă a fost constituită din porfire cuarțifere transformate prin procese metasomaticice și hidrotermale și impregnate cu sulfuri.

Analiza chimică generală efectuată asupra probei tehnologice a indicat următoarele conținuturi :

	%		%
SiO_2	47,26	P.C.	8,28
Fe	7,02	Na_2O	urme
CaO	2,71	K_2O	0,19
MgO	13,60—15,9	Ba	lipsă
Al_2O_3	8,02	Cu	0,09
TiO_2	lipsă	Pb	1,51—1,46
P_2O_5	urme	Zn	2,45—2,54
S	6,18	Au	0,3 g/t
As	lipsă	Ag	5,7 g/t

Compoziția mineralogică a probei tehnologice, stabilită pe baza determinărilor microscopicice corelate cu rezultatele analizei chimice generale, a fost următoarea :

Minerale metalice	cca 14 %	Minerale de gangă	cca 86 %
Pirită	,, 8,7 %	(Cuarț cca 30 % ; clorit cca 20 % ; carbonați cca 10 % ; minerale argiloase cca 15 % ; sericit cca 11 % ; ba-	
Blendă (+ smithsonit)	,, 3,7 %	ritină sporadic ; feldspatul este transformat).	

Galenă (+anglezit + ceruzit)	cca 1,7 %
Calcopirită	0,3 %
Tetraedrit	sporadic
Magnetit	sporadic

B) Descrierea microscopică

Pirita, cel mai frecvent mineral metalic din minereul cercetat, formează cristale frecvent idiomorfe, de dimensiunile cele mai variate, de la 0,002 mm cînd este aproape uniform diseminată în roca gazdă (pl. I, fig. 1) pînă la cristale mai mari (3—4 mm) cimentate adesea cu sulfurile mai noi. Acestea, fie că substituie în întregime pirita fie că o corodează numai la periferie, cînd îi rotunjesc mai mult sau mai puțin conturele (pl. I, fig. 2).



Uneori se întâlnesc procese de coroziune mai avansată, cristalele de pirită fiind reduse la granule mici rotunjite (pl. I, fig. 3).

Blenda este reprezentată prin cele două varietăți: cleiofanul și marmatitul, predominând cleiofanul. Formează cristale idiomorfice, hipidiomorfice sau allotriomorfice. Conține incluziuni fine de calcopirită (de dimensiuni micronice pînă la 0,02 mm) rotunde sau fusiforme, fie cu orientări paralele, sau cu tendință de aglomerare în centrul cristalului, fie dispuse marginal (pl. I, fig. 4). Unele cristale de blendă prezintă structuri zonare (pl. II, fig. 1). Sunt și cristale de blendă, curate, lipsite de incluziuni. Blenda este substituită adesea de galenă, proces ce se observă bine în zona de contact a celor două minerale (pl. II, fig. 2). Se observă în unele cazuri corodarea și cimentarea unor cristale de blendă de către gangă (pl. II, fig. 3).

Galenă formează uneori plaje izolate în gangă, cu dimensiuni pînă la cîțiva milimetri, cu conture angulare și în cele mai multe cazuri prezentând foarte multe goluri triunghiulare. De regulă însă galena apare asociată intim cu blenda, pe care o corodează, prelungindu-se sub formă de fisuri fine (0,001—0,1 mm) în cristalele de blendă (pl. II, fig. 2 și 4).

Calcopirita apare cel mai frecvent ca incluziuni sub formă de picături sau filonașe în cristalele de blendă (pl. I, fig. 4; pl. II, fig. 2, 3 și 4). Uneori calcopirita pătrunde pe fisuri printre cristalele de pirită formate anterior, pe care le cimentează, corodîndu-le marginal (pl. I, fig. 3).

Tetraedritul, în cantitate mică, apare în asociatie cu calcopirita și blendă.

Magnetitul, în granule micronice, impregnează sporadic roca.

Prin oxidarea sulfurilor primare, s-au format, sporadic, la periferia cristalelor, sulfat de plumb (anglezit) și carbonați de plumb și zinc (ceruzit, respectiv smithsonit).

Rocile gazdă reprezentate prin porfire cuarțifere au fost și ele afectate în bună măsură de procesele metasomatice.

Cuarțul, atât fenocristalele cât și cel din pastă, a fost cel mai puțin afectat de transformările hidrotermale. Fenocristalele au fost corodate marginal (pl. III, fig. 1). Freevent, pe fisuri, s-au observat cristale de cuarț alungite, paralele, cu extincție rulantă, cu aspect caracteristic de depunere hidrotermală (pl. III, fig. 2).

Feldspatul a fost transformat în întregime într-o masă de minerale argiloase (pl. III, fig. 1) sau în clorit; uneori într-un stadiu mai avansat începe un proces de înlocuire a feldspatului prin calcit, inițial pe fisuri (pl. III, fig. 3) într-un stadiu și mai înaintat fiind înlocuit întregul cristal.

Cloritul și muscovitul (hidromuscovit) înlocuiesc pasta rocii.

La microscop cloritul prezintă habitusul normal dar este incolor, slab verzui, fiind un *clorit aluminos magnesian slab ferrifer*.

Calcitul umple fisurile rocii, proces ce avansează substituind atât mineralele pastei cît și fenocristalele, observîndu-se și în acest caz o rezistență mai mare a cristalelor de quart, care rămîn izolate în masa calcitului, quartul păstrîndu-și conturele idiomorfe.

Un alt proces larg dezvoltat este acela de silificiere precum și de argilizare; în acest din urmă caz, din rocă rămîne o masă de minerale argiloase în care se detașează cristale idiomorfe de sulfuri (pl. III, fig. 4).

În concluzie, minereul cercetat, constituit din pirită (cca 8,7%), blendă (cca 3,7%), galenă (cca 1,7%) la care se adaugă calcopirita (<0,3%) și sporadic tetraedrit și magnetit, prezintă asociații avansate atât între sulfuri cît și între acestea și gangă. Pirlita prezintă cele mai intime asociații atât cu ganga cît și cu blenda și galena. Aproximativ 10% din pirită este asociată cu blenda și galena la dimensiuni sub 0,1 mm.

Pe de altă parte galena formează asociații intime cu blenda, aproximativ 15% din blendă fiind asociată la dimensiuni <0,1 mm cu galena. Cea mai intimă asociație este cea a blendei cu calcopirita, dar datorită conținutului neînsemnat de calcopirita în probă, ea nu prezintă importanță.

II. CERCETĂRI EXPERIMENTALE DE PREPARARE

Asociațiile între mineralele utile, pe de o parte, și între acestea și mineralele de gangă, pe de altă parte, reclamă alegerea corespunzătoare a fineții măcinării, fiind necesar, totodată, să se țină seama și de prezența în proporție însemnată a unor minerale de gangă ca cloritul, sericitul, minerale argiloase, care, prin formarea de miluri fine, creează dificultăți la preparare.

Ca metodă de concentrare, singura aplicabilă în cazul acestui minereu, este flotația.

Experimentările de flotație efectuate au fost axate atât pe flotația diferențială galenă-blendă-pirită cît și pe flotația colectivă galenă-blendă, urmată de flotația piritei.

În cele ce urmează sint prezentate rezultatele experimentărilor efectuate pe cele două linii; rezultatele obținute privitor la flotația piritei sint analizate apoi într-un subcapitol separat.



A) Experimentări de flotație diferențială

În scopul stabilirii condițiilor optime de lucru la flotația galenei și apoi a blendei, s-au efectuat experimentări la care s-a variat pe de o parte finețea măcinării, pe de altă parte consumul principalilor reactivi: var, carbonat de sodiu, sulfat de zinc și cianură.

1. Măcinarea. Experimentările au fost efectuate cu minereu măcinat la 0,25 ; 0,15 și respectiv 0,10 mm, în trei sau patru trepte, pentru a evita supramăcinarea materialului friabil. În moară au fost adăugați, în general, următorii reactivi: silicat de sodiu, var, sulfat de zinc, cianură și uneori carbonat de sodiu.

2. Flotatia primară. S-a utilizat o mașină de flotație tip Wedag (viteza rotorului : 1400 rot/min ; debitul de aer : 250 l/h).

În unele cazuri s-a mai adăugat și în celulă silicat de sodiu înaintea flotației. De asemenea, s-a adăugat carbonat de sodiu, atunci cind acesta nu s-a introdus în moară. În general flotația galenei s-a făcut la un pH de 8–8,5. Pentru o bună depresare a piritei s-a adăugat var și în timpul flotației (după fiecare fracțiune flotată), căutindu-se să se menține pH-ul la cca 8.

Experimentările efectuate au arătat că la un consum de 1000 g/t var, adăugat în moară și 1500 g/t carbonat de sodiu ($\text{pH}=8$), galena flotează satisfăcător. Creșterea consumului de var, adăugat la măcinare, la 1500 g/t, a avut o acțiune defavorabilă asupra flotației galenei.

La flotația galenei s-a utilizat drept colector fie xantatul etilic, fie xantatul amilic, pe cind flotația blendei s-a făcut numai cu xantat etilic.

Ca spumant s-a folosit flotanolul. Rezultatele cele mai semnificative ale experimentărilor de flotație efectuate cu minereu măcinat la diferite dimensiuni (între 0,10–0,25 mm) sunt prezentate în tabelul 1.

Se apreciază că favorabile rezultatele obținute la o măcinare la 0,15 mm, cind se obține :

un concentrat de galenă care reprezintă 2,7 % din întreg materialul, cu 48,9 % Pb, care mai conține 6,3 % Zn, extractia de Pb fiind de 88,4 %;

un concentrat de blendă care reprezintă circa 5 % din întreg materialul, cu circa 42 % Zn, extractia de Zn fiind de 82–85 % (în cazul concentratului de blendă se constată o influență nesemnificativă a măcinării asupra principalilor indici). Observăm că cu creșterea fineței de măcinare (la ~0,10 mm) conținutul de Zn în concentratul de galenă scade pînă la



TABELUL 1
Rezultatele experimentărilor de flotație diferențială

Măcinare mm	Produse	Extracția în greutate	Conținuturi %			Extracții în metal %	
			Pb	Zn	S	Pb	Zn
0,25	Concentrat galenă	2,4	52,33	6,58		84,1	6,2
	Intermediar galenă	0,7	11,90	11,65		85,5	3,2
	Concentrat blendă	4,9	1,41	43,82		4,6	5,5
	Intermediar blendă	2,1	0,70	2,12		1,0	1,8
	Steril + pirită	89,9	0,08	0,09		4,8	3,3
	Alimentare	100,0	1,49	2,51		100,0	100,0
0,15	Concentrat galenă	2,7	48,89	6,30		88,4	6,8
	Intermediar galenă	1,0	4,43	19,17		3,0	7,7
	Concentrat blendă	4,9	0,54	41,96		1,7	82,2
	Intermediar blendă	1,8	0,72	2,10		0,9	1,5
	Steril + pirită	89,6	0,10	0,05		6,0	1,8
	Alimentare	100,0	1,49	2,50		100,0	100,0
0,10	Concentrat galenă	3,3	39,30	4,84	14,84	86,0	6,4
	Intermediar galenă	1,1	4,54	8,4	22,91	3,4	3,8
	Concentrat blendă	5,0	0,83	42,42	23,61	2,7	85,5
	Intermediar blendă	0,8	3,31	2,79	8,44	1,7	0,9
	Concentrat pirită	10,6	0,21	0,35	36,23	1,5	1,5
	Intermediar pirită	2,6	0,41	0,34	10,71	0,7	0,1
	Steril	78,6	0,08	0,05	0,57	4,0	1,5
	Alimentare	100,0	1,51	2,48	6,54	100,0	100,0

Condiții de lucru :

Măcinare...

Diluție (L/S) : 3,5/1

Reactivi

În moară :

var

1000 g/t

1400 g/t

silicat de Na

2000 g/t

700 g/t

carbonat de Na

1500 g/t

57 g/t

cianură de Na

300 g/t

20 g/t

sulfat de Zn

1000 g/t

9,5–10

La flotația galenei

xatat amilic

86 g/t

15 min.

flotanol

44 g/t

8 min.

pH

8–8,5

La flotația piritei (exp. 3)

temp de condiționare

20 min.

temp de flotație

12 min.

acid sulfuric

60 g/t

xantat amilic

14 g/t

14 g/t

flotanol

pH

4,5–5

temp de condiționare

temp de flotație

20 min.

temp de flotație

15 min.

15 min.



4,8% ; se constată totodată, însă, o scădere sensibilă a conținutului de Pb în concentratul de galenă (la 39,3%), aceasta ca urmare a creșterii proporției de material supramăcinat care flotează de preferință în prima frație colectată.

Experimentările efectuate cu mărirea consumului de sulfat de zinc și cianură (pînă la 1500—2000 și respectiv 500 g/t), au arătat că este dificil de realizat o scădere a conținutului de Zn în concentratul plumbos, sub 4,5—5% ; aceasta ca urmare desigur — așa cum au pus în evidență și observațiile mineralogice — a asociației avansate pe care o prezintă o parte din blendă cu galena.

Experimentările de flotajie diferențială galenă-blendă efectuate au arătat că în condițiile prezentate în tabelul 1 se pot obține concentrate de galenă și de blendă de calitate și cu recuperări mulțumitoare.

În condițiile arătate s-a putut asigura o depresare mulțumitoare a piritei, la flotajia galenei și blendei, astfel încit conform analizelor efectuate, conținutul de fier al concentratelor respective nu depășește 6—8% ; de asemenea, conținutul de cupru al acestor concentrate este sub 1%.

B) Experimentări de flotajie colectivă

Experimentările efectuate pe această linie au urmărit stabilirea condițiilor de obținere a unui concentrat colectiv de galenă-blendă, valorificabil metalurgic prin procedeul ISP.

Pentru stabilirea fineții optime a materialului, au fost efectuate experimentări cu măcinări la 0,25 ; 0,20 ; 0,15 și 0,10 mm.

În moară au fost adăugați următorii reactivi : var, silicat de sodiu, cianură de sodiu și uneori carbonat de sodiu, iar la flotajie : sulfat de cupru, var, xantat etilic de sodiu și flotanol. Sulfatul de cupru s-a adăugat numai la începutul flotajiei, iar varul s-a adăugat în două trepte, în scopul menținerii în tot timpul flotajiei colective a unui pH de peste 8, pentru a se evita astfel flotajia piritei în concentratul colectiv.

Urmărind rezultatele flotajiei, în funcție de finețea măcinării (tab. 2), se constată că în cazul măcinării la 0,10 mm concentratele sunt sensibil mai sărace decât în cazul măcinării minereului la dimensiuni mai mari (0,15—0,25 mm) fapt observat, de altfel, și la flotajia diferențială.

Extractionile de metal în concentratele colective cresc însă cu finețea măcinării : extracția de plumb, de la 84,2 % în cazul măcinării la 0,25 mm, la 89,4 % în cazul măcinării la 0,10 mm, iar extracția de zinc, de la 92 % la respectiv 96,3 %.



TABELUL 2
Rezultatele experimentelor de flotașie colectivă

Măci-nare mm	Produse	Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracț.i în metal %	
			Pb	Zn	S	Pb	Zn
0,25	Concentrat Pb-Zn	6,4	18,17	37,43	24,30	84,2	92,0
	Produs intermediar	3,6	3,00	3,77	13,36	7,8	5,2
	Concentrat pirită	9,0	0,33	0,34	35,59	2,1	1,2
	Steril	81,0	0,10	0,05	1,49	5,9	1,6
	Alimentare	100,0	1,42	2,60	6,15	100,0	100,0
0,20	Concentrat Pb-Zn	6,7	19,07	36,00	21,67	84,5	93,9
	Produs intermediar	1,8	3,11	4,94	27,44	3,7	3,4
	Concentrat pirită	10,2	0,16	0,43	36,56	1,1	1,7
	Steril	81,3	0,20	0,03	0,25	10,7	1,0
	Alimentare	100,0	1,51	2,57	5,88	100,0	100,0
0,15	Concentrat Pb-Zn	6,6	20,85	37,23	23,85	87,8	93,2
	Produs intermediar	3,0	2,77	4,20	12,00	5,3	4,7
	Steril + pirită	90,4	0,12	0,06	4,35	6,9	2,1
	Alimentare	100,0	1,57	2,64	5,87	100,0	100,0
0,10	Concentrat Pb-Zn	8,7	14,41	28,50	22,73	89,4	96,3
	Produs intermediar	2,2	1,36	2,00	22,27	2,2	1,7
	Concentrat pirită	6,5	0,29	0,28	38,72	1,3	0,7
	Steril	82,6	0,12	0,04	1,78	7,1	1,3
	Alimentare	100,0	1,40	2,63	6,50	100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinare...

Diluție (L/S) : 3,5/l

Reactivi

In moară :

var 1000 g/t

silicat de sodiu 2000 g/t

cianură de sodiu 300 g/t

La flotașia Pb-Zn :

sulfat de cupru 700 g/t

var 800 g/t

xantat etilic 110 g/t

flotanol 68 g/t

pH

temp de condiționare

8,5

20 min.

temp de flotașie

10 min.

La flotașia piritei

acid sulfuric

10 kg/t

xantat amilic

65 g/t

flotanol

20 g/t

pH

4,5-5

temp de condiționare

20 min.

temp de flotașie

10 min.



După obținerea primului concentrat au mai fost flotate, la toate experimentările efectuate, încă două fracțiuni intermediare care, împreună, conțin 1,36–3,11% Pb și 2–4,9% Zn, precum și o cantitate destul de ridicată de pirită. Aceste două fracțiuni intermediare au fost supuse împreună reflotării, în scopul obținerii unui produs îmbogățit de plumb și zinc, de calitate corespunzătoare, care să poată fi amestecat cu primul concentrat.

Rezultatele cele mai semnificative precum și condițiile de lucru în care au fost obținute, sunt prezentate în tabelul 3, iar schemele de lucru în figura 1.

Menționăm că în continuarea flotației colective Pb-Zn s-a efectuat — în condițiile de lucru arătate — și flotația piritei cu folosirea ca activant a sulfatului de cupru, în loc de acid sulfuric.

Se vede că prin aplicarea condițiilor de lucru menționate, în final se poate obține un concentrat colectiv de Pb-Zn care reprezintă 5,9–6,2% din alimentarea flotației și conține circa 20% Pb și 39–40% Zn, recuperările fiind de 90–92% pentru Pb și de 92–97% pentru Zn. Calitatea acestui concentrat (59–60% Pb+Zn și, conform analizelor efectuate, 6–7% Fe și sub 1% Cu) este corespunzătoare prelucrării lui metalurgice prin procedeul ISP.

C) Flotația piritei

Atât la experimentările de flotație diferențială, cât și la cele de flotație colectivă, după flotarea plumbului și zincului s-a efectuat, în continuare, flotația piritei. Ca activant pentru pirită s-a folosit la primele experimentări acid sulfuric. Drept colector s-a preferat xantatul amilic de sodiu, acesta având acțiune colectoare mai puternică.

În cazul utilizării acidului sulfuric nu a putut fi realizată o flotație satisfăcătoare a piritei decât la consumuri ridicate (cca 10 kg/t acid sulfuric); aceasta ca urmare a faptului că proba conține o proporție însemnată de carbonați (cca 10%) care neutralizează acțiunea acidului sulfuric; la aceasta ar putea contribui și prezența unei proporții ridicate de clorit magnezian (cca 20%), care de asemenea — în anumite condiții — poate provoca neutralizarea acidului sulfuric.

Atât după flotația diferențială, cât și după flotația colectivă Pb-Zn s-au putut obține concentrate primare de pirită cu 36–38% S reprezentând în greutate 7–10% (tab. 1 și 2); prin reflotarea o singură dată a acestor concentrate primare, cu utilizarea unor consumuri reduse de

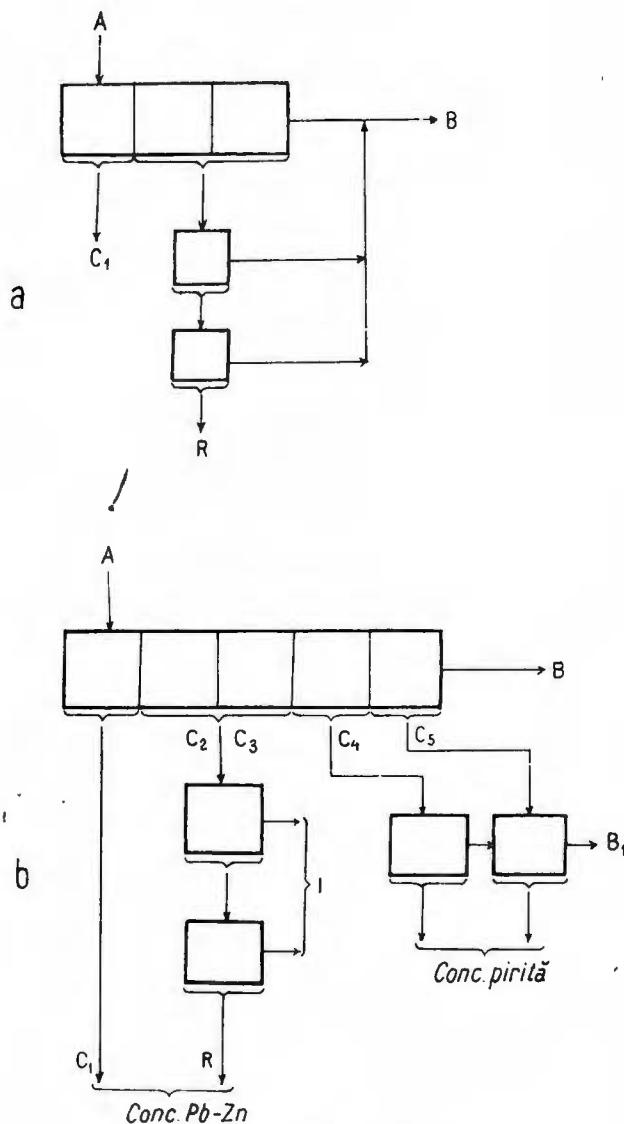


Fig. 1. — Scheme de lucru, în laborator, pentru flotația colectivă Pb-Zn, urmată de flotația piritei.

Schémas de travail, en laboratoire, pour la flottation collective Pb-Zn, suivie par la flottation de la pyrite.

TABELUL 3

Rezultatele experimentărilor de flotație colectivă

Sche- ma de lucru	Măci- nare min.	Produse	Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracții de metal %	
				Pb	Zn	S	Pb	Zn
Fig. 1a	0,15	Concentrat Pb-Zn (C ₁)	5,9	20,40	40,10		84,7	91,2
		Concentrat Pb-Zn (R)	1,3	9,38	12,62		8,6	6,2
		C ₁ + R	7,2	18,42	35,14		92,3	97,4
		Steril (B)	92,8	0,10	0,07		6,7	2,1
		Alimentare (A)	100,0	1,42	2,60		100,0	100,0
Fig. 1b	0,20	Concentrat Pb-Zn (C ₁)	6,2	20,31	38,88	24,95	85,10	89,20
		Concentrat Pb-Zn (R)	0,7	9,26	11,48	34,24	5,50	2,90
		C ₁ + R	6,9	19,48	36,07	25,88	90,60	92,10
		Produs intermediar (I)	0,9	2,95	16,04	23,24	1,85	5,33
		Concentrat pirită	7,8	0,45	0,41	48,10	2,35	1,20
		Produs intermediar (B ₁)	2,0	0,40	0,21	8,20	0,50	0,15
		Steril (B)	82,4	0,085	0,04	0,24	4,70	1,22
		Alimentare (A)	100,0	1,48	2,70	6,10	100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinare

Diluție (L/S) : 3,5/1

Reactivi

În moară :

var	1000 g/t
cianură de sodiu	300 g/t
silicat de sodiu	2000 g/t

flotația colectivă Pb-Zn

var	800 g/t
sulfat de cupru	700 g/t
xantat etilic	110 g/t
flotanol	68 g/t
pH	8,5
temp condiționare	20 min.
temp flotație	8 min.

reflotarea concentratului colectiv Pb-Zn

prima reflatore	
var	200 g/t
silicat de sodiu	250 g/t
xantat etilic	15 g/t
flotanol	8 g/t
pH	8,5
temp condiționare	12 min.
temp flotație	10 min.

a doua reflatore

var	50 g/t
silicat de sodiu	100 g/t
pH	8,5
temp condiționare	10 min.
temp flotație	10 min.

flotația piritei

flotație primară	
sulfat cupru	450 g/t
xantat amilic de sodiu	60 g/t
xantat amilic de sodiu	30 g/t
flotanol	40 g/t
pH	6,5

temp condiționare	12 min.
temp flotație	13 min.

reflotarea concentratului primar de pirită

silicat de sodiu	300 g/t
sulfat de cupru	150 g/t
xantat amilic de sodiu	14 g/t
flotanol	8 g/t
pH	6,5
temp condiționare	12 min.
temp flotație	8 min.



reactivi, s-au putut obține concentrate de pirită cu 45–47% S, reprezentând 6,5–8% din întreg materialul. Folosind ca activant pentru pirită sulfat de cupru, în loc de acid sulfuric, s-a putut obține în final, în condițiile unui consum ce nu a depășit 600 g/t SO_4Cu , un concentrat de pirită cu circa 48% S, reprezentând 7,8% din întreg materialul (tab. 3).

III. CONCLUZII

Studiul efectuat a urmărit stabilirea posibilităților de concentrare a porfirelor cuarțifere impregnate cu sulfuri neferoase din zona nordică a Dobrogei.

Proba tehnologică, colectată din lucrări miniere, a avut următoarele conținuturi mai importante: 47,26% SiO_2 ; 2,71% CaO; 13,60% MgO; 8,02% Al_2O_3 ; 6,18% S; 7,02% Fe; 0,09% Cu; 1,46% Pb; 2,54% Zn; 5,7 g/t Ag.

Minereul conține, ca minerale metalice valorificabile, galenă, (1,7%), blendă (3,7%), pirită (8,7%); calcopirita apare în proporție redusă (sub 0,3%). Dintre mineralele de gangă, care reprezintă cca 86%, fac parte: cuarțul, cloritul, sericitul, carbonații și mineralele argiloase.

Proba se caracterizează în general printr-o asociatie avansată — fiind vorba de o mineralizare de impregnație — atât a sulfurilor între ele cît și a acestora cu mineralele de gangă.

Caracteristicile chimice și mineralogice ale minereului au impus alegerea flotației ca singura metodă de preparare aplicabilă.

Cercetările de preparare au cuprins atât experimentări de flotație diferențială galenă-blendă-pirită cît și experimentări de flotație colectivă galenă-blendă, urmată de flotația piritei.

Experimentările de flotație diferențială efectuate au arătat că după măcinarea minereului la $-0,15$ mm se pot obține, la flotația primară:

concentrate de galenă cu extracții în greutate de 2,7% care conțin circa 48% Pb și pînă la 6,3% Zn, extracția de Pb fiind de circa 88%;

concentrate de blendă cu extracții în greutate de circa 5%, avînd circa 42% Zn și sub 1% Pb, extracția de zinc fiind de circa 82%.

Conținutul de fier al acestor concentrate nu depășește 6–8%; de asemenea conținutul lor de cupru este sub 1%.

La experimentările de flotație colectivă s-a obținut în final un concentrat colectiv de Pb-Zn avînd 18–19% Pb și 35–36% Zn, care reprezintă circa 7% din întregul material, extracțile de metal fiind de 91–92% pentru Pb și 92–97% pentru Zn. Calitatea acestui concentrat (53–55%



Pb + Zn ; 6–7% Fe și sub 1% Cu) este corespunzătoare prelucrării lui metalurgice prin procedeul ISP.

Flotația piritei a dus la obținerea în final a unor concentrate de pirită, reprezentând 7–8% din întreg materialul și având peste 46% S.

Rezultatele cercetărilor efectuate au arătat că porfirele cuarțifere impregnate cu sulfuri neferoase din zona nordică a Dobrogei pot fi valorificate tehnologic în condiții avantajoase, îndeosebi prin aplicarea flotației colective Pb-Zn, care asigură, în condițiile unor extracții de metal ridicate, obținerea unor concentrate de Pb-Zn de calitate corespunzătoare tratării lor metalurgice prin procedeul ISP; de asemenea, este posibilă și obținerea unui concentrat valorificabil de pirită.

Minereul rezultat din zăcămîntul compact de sulfuri complexe în curs de exploatare în aceeași zonă (la nivelele superioare celor în curs de cercetare geologică) este preparat într-o instalație de flotație ce include măcinarea la o finețe de $60\% < 0,074$ mm și tratarea într-un circuit de flotație constituit din 20 celule ce prevede o flotație primară, urmată de 5 refloțări ale concentratului primar și de flotația de epuizare cu mai multe recircuiri ale sterilului de la flotația primară.

Din minereul cu un conținut mediu de 1,3% Pb ; 2,12% Zn ; 0,24% Cu și circa 4% S se obține, prin prelucrarea în instalația respectivă, un concentrat colectiv de Pb-Zn cu circa 12% Pb și 22% Zn, care conține 1,87% Cu, extracția în greutate fiind de 8,5–9%, iar recuperările de 77,3% pentru Pb și 87,1% pentru Zn.

Reactivii utilizați la flotație și consumurile medii au fost³ :

xantat etilic :	50 g/t
flotanol :	200 g/t
sulfat de cupru :	250 g/t
var	1450 g/t
silicat de sodiu :	300 g/t

În vederea îmbunătățirii rezultatelor obținute (în sensul îndeosebi al creșterii la peste 40% al conținutului de Pb+Zn al concentratului colectiv, precum și al obținerii unui concentrat de pirită), s-a prevăzut pentru etapa imediat următoare (trim. II 1973) perfecționarea circuitului de flotație, conform schemei din fig. 2, precum și utilizarea ca reactiv alcalinizator pe lingă var, și a carbonatului de sodiu.

Pentru a determina posibilitățile de prelucrare direct industrială în actuala instalație de preparare din zona respectivă — pe baza rezultatelor obținute în laborator — a minereului cu impregnații de sulfuri neferoase,

³ Toate datele prezentate se referă la media pe trim. I 1973.

au fost executate la Institutul Geologic experimentări de laborator la care s-au avut în vedere schema de lucru industrială (fig. 2), precum și gama de reactivi utilizăți în prezent în instalație; de asemenea, ținind seama de restricțiile privind utilizarea cianurii de sodiu, s-a urmărit adaptarea

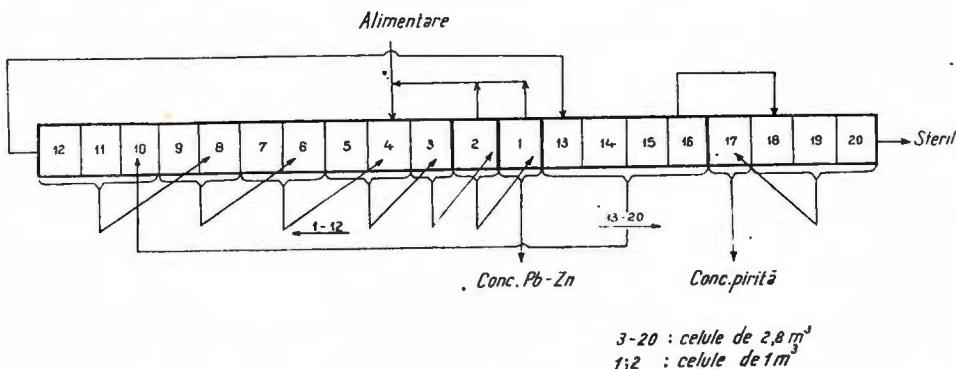


Fig. 2. — Circuitul flotației industriale a minereului compact de sulfuri complexe.
Circuit de la flottation industrielle du minerai compact de sulfures complexes.

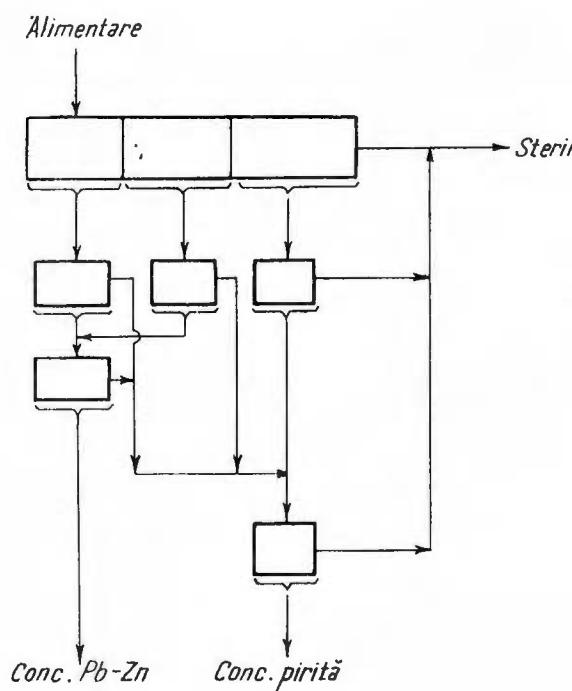


Fig. 3. — Schema de lucru, în laborator, pentru obținerea concentratului colectiv Pb-Zn și a concentratului de pirită

Schéma de travail, en laboratoire, en vue d'obtenir le concentré collectif Pb-Zn et le concentré de pyrite.

unei rețete de flotație care să elimine sau să reducă la minimum consumul de cianură.

Aceste experimentări au dus în final la obținerea rezultatelor prezentate în tabelul 4, împreună cu condițiile de lucru aplicate; în figura 3 este prezentată schema după care s-a lucrat în laborator.

Se constată că în condițiile aplicării unei scheme, care în linii mari o reprezintă — la scară de laborator — pe cea utilizată în instalația industrială, și a unui regim de reactivi cuprinzindu-i numai pe cei de care se dispune în prezent la actuala instalație, se poate obține în final un concentrat colectiv de Pb-Zn cu 55—56% Pb+Zn, recuperările fiind de 84,5% pentru Pb și 92,75% pentru zinc; calitatea acestui concentrat (care mai conține circa 1% Cu și 8% Fe) este corespunzătoare valorificării lui metalurgice prin procedeul ISP. Menționăm că dat fiind conținutul destul de ridicat de pirită al minereului respectiv, este necesar

TABELUL 4

Rezultatele experimentărilor de flotație colectivă

Produse	Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracții de metal %	
		Pb	Zn	S	Pb	Zn
Concentrat Pb-Zn	6,4	18,47	37,44	27,89	84,50	92,75
Concentrat pirită	7,6	1,38	1,51	47,22	7,45	4,65
Steril	86,0	0,13	0,08	0,68	8,05	2,60
Alimentare	100,0	1,39	2,58	5,95	100,00	100,00
Condiții de lucru						
Măcinare — 0,2 mm					silicat de sodiu	600 g/t
Diluția (L/S) 3,5/1					sianură de sodiu	35 g/t
Reactivi					cuișfat de cupru	20 g/t
In moară					xantat etilic	54 g/t
var	1500 g/t		pH		flotanol	16 g/t
carbonat de sodiu	500 g/t					8,5
silicat de sodiu	1000 g/t				temp condiționare	30 min.
flotația colectivă Pb-Zn					temp de flotație	20 min.
sulfat de cupru	300 g/t				flotația pirităi (inclusiv reflotare)	
xantat etilic	130 g/t				silicat de sodiu	200 g/t
flotanol	68 g/t				sulfat de cupru	50 g/t
pH	8,5				acid sulfuri	2000 g/t
temp condiționare	20 min.				xantat etilic	80 g/t
temp flotație	12 min.				flotanol	12 g/t
reflotarea concentratului colectiv Pb-Zn					pH	5,5
var	700 g/t				temp condiționare	25 min.
					temp flotație	20 min.



ca cel puțin la operațiile de reflotare a concentratului primar să fie utilizat un consum minim de cianură de sodiu (35 g/t).

Rezultă deci că minereul cu impregnații de sulfuri neferoase din zona nordică a Dobrogei, având caracteristicile chimico-mineralogice ale probei cercetate în laborator, poate fi preparat — cu unele adaptări neesențiale ale circuitului de flotație precum și ale regimului de reactivi — în actuala instalație de preparare din zona respectivă, cu obținerea în final a unor indici tehnologici favorabili.

RECHERCHES SUR LA PRÉPARATION D'UN MINERAU À IMPRÉGNATIONS DE SULFURES NON-FERREUSES DE LA ZONE SEPTENTRIONALE DE LA DOBROGEA

(Résumé)

L'étude effectuée a envisagé les possibilités de concentration des porphyres quartzifères imprégnés à sulfures nonferreuses de la zone septentrionale de la Dobrogea.

L'échantillon technologique récolté des travaux miniers a eu les suivantes teneurs plus importantes : 47,26 % SiO₂; 2,71 % CaO; 13,60 % MgO; 8,02 % Al₂O₃; 6,18 % S; 7,02 % Fe; 0,09 % Cu; 1,46 % Pb; 2,54 % Zn; 5,7 g/t Ag.

Le minerau contient, en tant que minéraux métalliques valorisables : galène (1,7 %), blende (3,7 %), pyrite (8,7 %); la chalcopyrite apparaît sporadiquement (moins de 0,3 %). Parmi les minéraux de gangue, qui représentent environ 86 %, on peut citer : le quartz, la chlorite, la séricite, les carbonates et les minéraux argileux.

Cet échantillon est généralement caractérisé par une association avancée — il s'agit d'une minéralisation d'imprégnation — tant des sulfures entre elles qu'aussi de celles-ci avec les minéraux de gangue.

Les caractéristiques chimiques et minéralogiques du minerau nous ont imposé le choix de la flottation comme la seule méthode de préparation applicable. Les recherches sur la préparation ont reclamé autant des essais de flottation différentielle galène-blende-pyrite que des essais de flottation collective galène-blende; suivie par la flottation de la pyrite.

Les essais de flottation différentielle effectués ont montré qu'après le broyage du minerau à -0,15 mm on peut obtenir par la flottation de :

concentrés de galène à extractions en poids de 2,7 %, renfermant environ 48 % du Pb et jusqu'à 6,3 % du Zn, l'extraction de Pb étant de 88 % environ;

concentrés de blende à extractions en poids d'environ 5 %, ayant environ 42 % du Zn et au-dessous de 1 % du Pb, l'extraction de Zn étant d'environ 82 %.

La teneur en Fe de ces concentrés ne dépasse guère 6—8 %; leur teneur en Cu est aussi au-dessous de 1 %.

Les expérimentations de flottation collective ont donné finalement un concentré collectif de Pb-Zn à 18—19 % du Pb et 35—36 % du Zn, représentant environ 7 % de tout le matériau, les extraction de métal étant de 91—92 % pour le Pb et 92—97 % pour le Zn. La qualité



de ce concentré (53–55% Pb + Zn; 6–7% Fe et au-dessous de 1% Cu) correspond à son traitement métallurgique par le procédé ISP.

La flottation de la pyrite a mené finalement à des concentrés de pyrite, représentant 7–8% de tout le matériel et renfermant plus de 16% S.

Les résultats des recherches effectuées ont montré que les porphyres quartzifères imprénés à sulfures non-ferreuses de la zone septentrionale de la Dobrogea peuvent être mis en valeur du point de vue technologique en conditions avantageuses, surtout par l'application de la flottation collective Pb-Zn qui assure, dans les conditions des extractions importantes de métal, l'acquisition des concentrés de Pb-Zn de bonne qualité, correspondant à leur traitement métallurgique par le procédé ISP; il est possible d'obtenir aussi un concentré de pyrite en étant d'être mis en valeur.





Institutul Geologic al României

PLANSĂ 1



Institutul Geologic al României

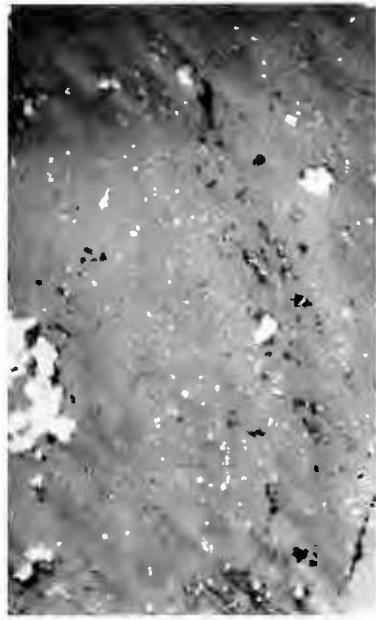
PLANŞA I

- Fig. 1. - Cristale idiomorfe de pirită (alb), diseminate în gangă (cenusu). N //; X 70.
Cristaux idiomorphes de pyrite (blanc) disséminés dans la gangue (gris). N //; X 70.
- Fig. 2. -- Galena (G) cimentează pirla (P), pe care o corodează ușor. N //; X 70.
Galène (G) cimentat la pyrite (P), qu'elle va faiblement corroder. N //; X 70.
- Fig. 3. - Calcopirita (C) corodează pirla (P). N //; X 70.
Chalcopyrite (C) corrode la pyrite (P). N //; X 70.
- Fig. 4. -- Blendă (B) cu incluziuni de calcopirită (C), cu tendință de aglomerare în centrul cristalului, asociată cu mici plaje de galenă (G). N //; X 70.
Blende (B) à inclusions de chalcopyrite, à tendance de concentration au centre du cristal, associée à de petites plages de galène (G). N //; X 70.

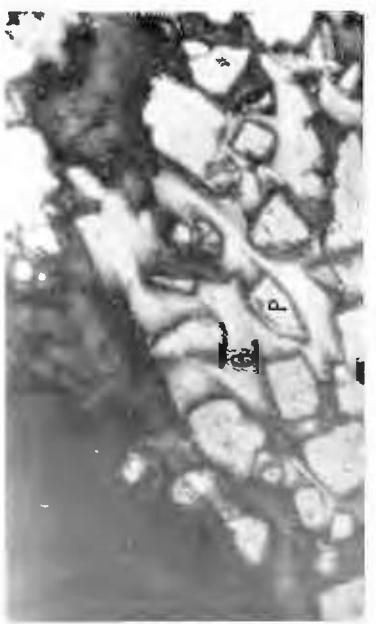


C. PANDEIESCU et al. Prepararea unui minereu de sulfuri neferoase din Dobrogea.

Pl. I.



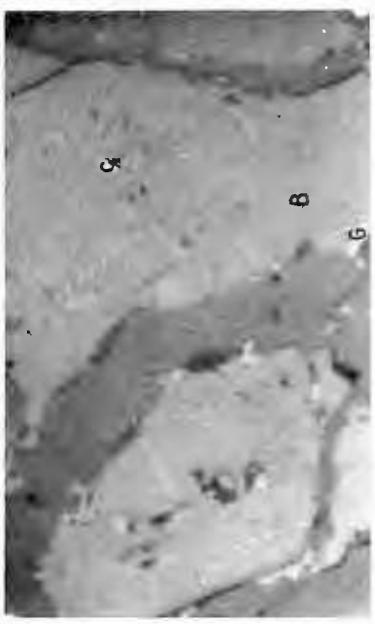
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 50.

PLANŞA II

Fig. 1. — Blendă cu structură zonară. N //; X 70.

Blende à structure disposée en zones. N //; X 70.

Fig. 2. — Blendă (B), cu picături de calcopirită, substituită de galenă (G). N //; X 100.

Blende (B), à gouttelettes de chalcopyrite, substituée par la galène (G). N //; X 100.

Fig. 3. — Blendă (cenuşiu deschis) spartă, corodată și cimentată de gangă (cenuşiu închis).

N //; X 70.

Blende (gris clair) cassée, corrodée et cimentée par la gangue (gris foncé). N //; X 70.

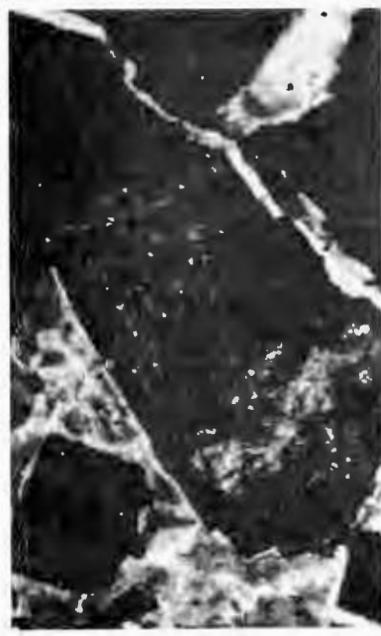
Fig. 4. — Galena (G) corodează blenda (B) pătrunzând în aceasta pe fisuri fine. N //; X 70.

Galène (G) corrodant la blende (B), qu'elle transperce par des fissures fines. N //; X 70.

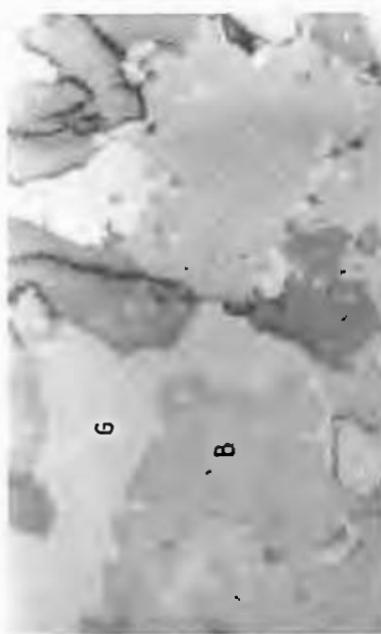


C. PANDELESCU et al. Prepararea unui mineru de sulfuri neferoase din Dobrogea.

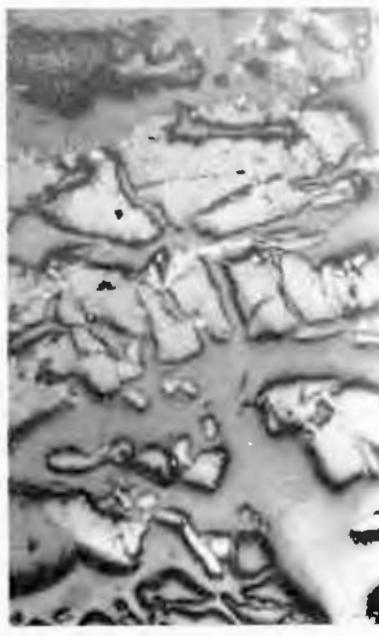
Pl. II.



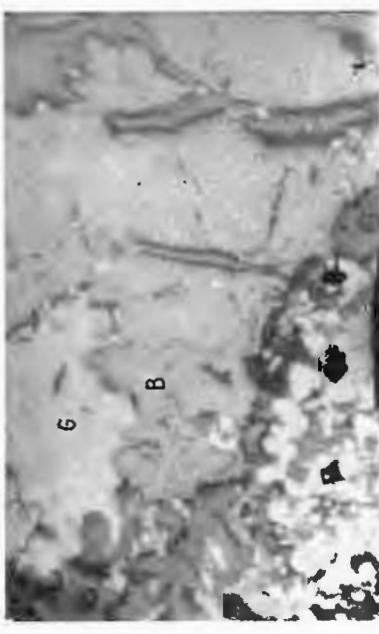
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr 50.



Institutul Geologic al României

PLANSA III

- Fig. 1. Quarț (Q) magmatic, corodat marginal. Fenoeristal de feldspat (F) argilizat. N + ; X 10.
Quartz (Q) magmatique, à bords corrodés. Phénoeristal de feldspath (F) argilisé. N + ; X 10.
- Fig. 2. Pirită (negru) inconjurată de o masă de cristale de quarț hidrotermal. N + ; X 10. Pyrite (noir) coincée dans une masse de cristaux de quartz hydrothermal. N + ; X 10.
- Fig. 3. Stadiu inițial de înlocuire prin calcit (Ca) al feldspatului (F) deja transformat. N + ; X 70. Stade initial de substitution par la calcite (Ca) du feldspath (F) déjà transformé. N + ; X 70.
- Fig. 4. - Pirită idiomorfă (negru) într-un fond argilos. N + ; X 100. Pyrite idiomorphe (noir) dans une masse argileuse. N + ; X 100.

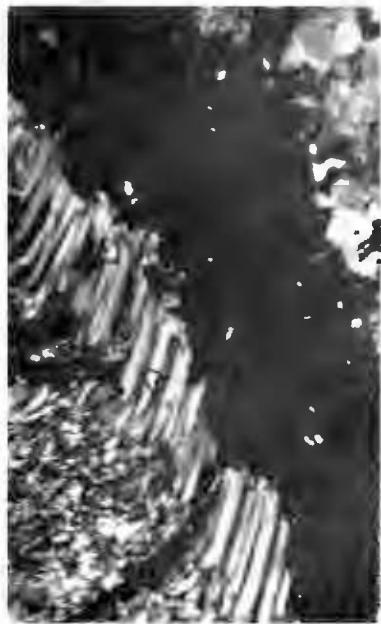


C. PANDELESCU et al. Prepararea unui mineru de sulfuri neferoase din Dobrogea.

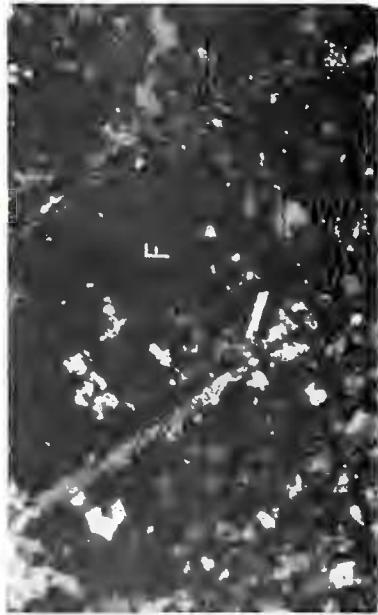
Pl. III.



1

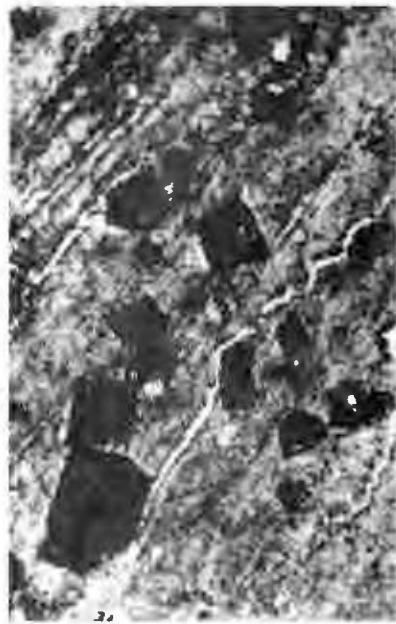


2



3

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 50.



4



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA UNOR MINEREURI DE SULFURI POLIMETALICE DIN PARTEA NORDICĂ A MUNTILOR APUSENI¹

DE

GEORGETA POLICI, ADELA DRĂGULESCU, SABINA MITU²

Abstract

Dressing Research on some Polymetallic Sulfide Ores from the Northern Part of the Apuseni Mountains. This paper presents the performance of the research accomplished on two polymetallic ore samples containing galena, sphalerite and pyrite. The sample collected in the vein had high metal contents: 3% Pb; 7% Zn; 19% S. The other sample, which represents a fault mineralization, contained only 0.75% Pb; 0.85% Zn; 3.37% S. The treatment by flotation of the two samples led to the achievement of separate galena and sphalerite concentrates or collective galena-sphalerite concentrates, as well as pyrite concentrates, of a quality corresponding to the metallurgy requirements. Thus, in case of the sample collected in the vein, galena concentrates with 48.5 - 61% Pb, sphalerite concentrates with 56 - 60% Zn and pyrite concentrates with 17 - 50% S were obtained by differential flotation. The lead recoveries were of 81 - 95%, the zinc ones of 90 - 93% and those of sulphur of 83 - 87%. The galena-sphalerite concentrates from the collective flotation had 17 - 18.7 Pb and 43 - 44% Zn, the recoveries being of 91 - 93% for lead, 91 - 93% for zinc, respectively. The contents of the elements considered as impurities (zinc in galena concentrate, iron in galena-sphalerite concentrates) were inscribed in the limits admitted by metallurgy. In case of the sample collected in the fault, galena concentrates with 65 - 69% Pb, sphalerite concentrates with 46 - 47% Zn and pyrite concentrates with 46 - 47% S were obtained by differential flotation. The lead recovery in galena concentrate was of 88 - 89%, the zinc one in sphalerite concentrate of 71 - 75% and that of sulphur in pyrite concentrate, of 72 - 73%. Galena concentrates had small contents of impurities (1.6 - 1.75% Zn; 3.5% Fe); iron content from zinc concentrates was of 9 - 11% due to the iron contained in the marmatite lattice. Galena-sphalerite concentrates from collective flotation contained 22% Pb, 26% Zn and 9% Fe, the recovery being of 91% for lead and 93% for zinc.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic.

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



I. INTRODUCERE

Lucrările geologice efectuate de IPEG Cluj în extremitatea nordică a Munților Apuseni au pus în evidență mineralizații de sulfuri complexe cantonate în depozite sedimentare triasice sau la contactul acestora cu sisturile cristaline.

Pentru a se cunoaște posibilitățile de valorificare tehnologică a acestor mineralizații au fost efectuate, în anul 1972, cercetări experimentale de preparare, în fază laborator, asupra a două probe tehnologice (proba 1 și 2) colectate de către IPEG Cluj, din două perimetre situate la distanță de aproximativ 14 km.

Proba 1, caracterizată printr-o mineralizație bogată, a fost colectată din filon în timp ce proba 2, care reprezintă un minereu sărac, provine din mineralizația unei falii. Ambele probe conțin ca minerale utile valorificabile galenă, blendă și pirită.

II. CERCETĂRI ASUPRA PROBEI 1

A) Cercetări mineralogice

Proba a fost constituită din minereu compact și impregnatii, cuiburi sau vinișoare în diferite tipuri de gresii, brecii de falie, cuarțite. Minereul compact prezintă structură hipidiomorf granulară și textură masivă, uneori ușor rubanată, observându-se o slabă zonalitate a principalelor minerale metalice, pirită, blendă, galenă. Ganga este în general predominant cuarțoasă, iar în unele sectoare, predominant carbonatică, izometrică.

Compoziția chimică și compoziția mineralologică a probei tehnologice sunt prezentate în tabelele 1 și 2.

Pirita este cel mai frecvent și totodată cel mai abundant mineral metallic din minereul cercetat.

Pirita se prezintă cu aspecte foarte variate, atât în privința morfologiei cristalelor cât și ca dimensiuni și dispoziții în roci; formează frecvent cristale hipidiomorfe și mai puțin idiomorfe și allotriomorfe de la dimensiuni de 7–8 mm la cîțiva microni și chiar mai mici de un micron. Cristalele sunt izolate în gangă sau aglomerate în cuiburi de cîțiva milimetri, mai rar centimetri. Se întâlnesc și plaje cu conture sinuoase — efect

TABELUL 1
Compoziția chimică

Componenți	%	Componenți	%
SiO ₂	41,95	Mn	lipsă
FeO	2,99	As	urme
Fe	14,55	Ba	lipsă
Al ₂ O ₃	4,96	PC	10,21
CaO	4,28	S	19,16
MgO	0,78	Zn	7,00
Na ₂ O	urme	Pb	3,14
K ₂ O	0,10	Cu	0,01
P ₂ O ₅	0,04	Au	0,1 g/t
TiO ₂	urme	Ag	92,0 g/t

TABELUL 2
Compoziția mineralologică

Componenți	cea %	Componenți	cea %
Pirită	28,5	Clorit	6
Blendă	10,5	Caolinit	6
Galenă	3,	Rutil	sporadic
Calcopirită	0,03	Cuarț	27
Tetraedrit	sporadic	Fejdspat	2
Limonit	10	Carbonați	sporadic
	7	Muscovit (sericit)	

al coroziunii, cum se va vedea mai departe — precun și mase compacte. Unele roci sănt impregnate abundant și uniform cu cristale mici (în medie 0,05 mm) ce contrastează cu pirita de dimensiuni mai mari (1,5—8 mm) depusă pe fisurile acestor roci, de ultimele veniri hidrotermale (pl. I, fig. 1). În aceste cazuri pirita este însotită de cuarț în cristale alungite cu aspect tipic de depunere hidrotermală și uneori și de calcit.

Pirita este în general compactă, rareori se observă unele plaje poroase; alteori cristale și plaje mai mari de pirită sănt fisurate în toate direcțiile. O fisurare mai accentuată a dus la sfârșimarea piritei și transformarea unor plaje și cristale în grăunțe colțuroase cu dimensiuni variate.

Pirita formată în primul stadiu de mineralizare a suferit un accentuat proces de coroziune din partea mineralelor mai noi, cum sănt blenda,

calcopirita, galena. Acest proces este mai accentuat în cazul blendei și al calcopiritei. Procesul începe la periferia cristalelor de pirită, care prezintă astfel limite zdrențuite, sinuoase, într-un stadiu avansat ajungindu-se la forme ciudate și chiar la granule submicronice, prin înlocuirea substanțială a cristalelor de pirită (pl. I, fig. 2).

Uneori pirla este transformată în parte sau chiar în întregime în marcasită.

Asocierea pirită-blendă este deci frecventă, cea mai mare parte însă la dimensiuni de peste 0,2 mm urmând cea a piritei cu calcopirita și galena. Pirla formează însă cele mai frecvente și mai avansate asociații cu mineralele de gangă (pl. I, fig. 1, 2, 3, 4; pl. II, fig. 3 și 4).

Blenda urmează ca frecvență și abundență piritei. Modul de prezentare cel mai des întâlnit este acela de plaje de dimensiuni variate (de la cîțiva microni pînă la 1,5–2 mm) și cu conture foarte neregulate, frecvent sinuoase, dințate sau angulare. Plajele de blendă au forme deosebite, rezultate mai ales prin substituții (pl. I, fig. 3; pl. II, fig. 1). Uneori blenda apare în cristale izolate allotriomorfe, hipidiomorfe și cu totul întimplător idiomorfe.

Culoarea blendei este foarte variabilă, de la foarte deschisă, aproape incoloră – caracteristică blendelor aproape pure – pînă la neagră, trecind prin diverse nuanțe de cafeniu. Aproximativ 70% din blendă este reprezentată de varietatea incoloră – cleofan – și o mică parte, de varietatea marmatit.

Blenda este frecvent asociată, atât cu celelalte sulturi cât și cu ganga. Cea mai frecventă asociație este cu calcopirita, în incluziuni fine (obișnuit submicronice) sub formă de picături sau bastonașe, cu dispoziții variate. Acestea fie că se îngrämadesc în zonele centrale ale unor cristale de blendă, fie că sunt dispuse la marginea cristalelor de blendă sau, sunt orînduite în șiruri paralele. Acest mod de asociere este rezultatul unui dezamestec (pl. I, fig. 2). Unele blende sunt lipsite total de astfel de incluziuni.

Blenda înlocuiește frecvent pirla, cum s-a văzut mai sus, și este la rîndul ei substituită de galena formată ulterior. Resturi cu forme deosebite de blendă în galenă sunt foarte răspîndite și caracteristice (chiar pînă la dimensiuni micronice; pl. II, fig. 1). Blenda este uneori străbătată de o rețea de filonașe de gangă (cuarț și calcit) care joacă și rol de ciment (pl. II, fig. 2).

Galena se prezintă în cristale idiomorfe, hipidiomorfe, rar allotriomorfe, izolate sau în agregate. Adesea galena formează plaje cu conture angulare. Acestea sunt rezultate din mularea cristalelor idiomorfe de cuarț,



formate înaintea venirii soluțiilor care au depus sulfura de plumb. Mularea cristalelor de cuarț este evidentă nu numai la periferia plajelor de galenă ci și în interiorul acestora unde se văd conture hexagonale sau prismatice de cuarț, după cum cristalele respective au fost secționate transversal sau longitudinal (pl. II, fig. 4).

Alteori plajele de galenă au conture foarte neregulate prezentând uneori terminații sub forma unor brațe, care uneori sunt alungite mult, înaintând în gangă sau în sulfurile mai vechi (pl. II, fig. 3). Astfel și la galenă se remarcă o mare posibilitate de înlocuire a sulfurilor formate anterior acesteia, limitele dintre minerale fiind în aceste cazuri sinuoase. Frecvent galena păstrează în interior insule mai mari sau mai mici din aceste minerale mai vechi, pe care nu le-a înlocuit în întregime (pl. II, fig. 1 și 4).

Datorită acestor substituții galena este foarte frecvent asociată cu celelalte sulfuri. Aproximativ 15% din galenă este asociată cu pirita la dimensiuni sub 0,10 mm și o parte mai mică cu blenda (sub 0,10 mm; pl. II, fig. 1 și 4).

Calcopirita apare foarte frecvent ca picături — prin dezamestec — cu dimensiuni submicronice, în unele cristale de blendă dar apare și în plaje pînă la 3—4 mm, singulare în gangă sau asociate cu pirită, tetraedrit, însă în cantitate redusă.

Tetraedritul apare sporadic, cu dimensiuni reduse (sub 1 mm) asociat cu calcopirita.

Mineralele de gangă sunt reprezentate de cuarț în cea mai mare parte (cca 27%), carbonat (cca 10%), sericit, clorit, caolinit în proporții apropiate (cca 6%), feldspați (cca 2%), sporadic apărînd rutilul.

Cuarțul formează mase grăunoase în cristale idiomorfe, hipidiomorte și allotriomorfe. Se observă sectoare mărunt granulare, în care cuarțul, avînd dimensiuni de 0,5 mm în medie, este asociat cu sericit și sectoare în care cuarțul formează mase criptocristaline puternic impregnate cu pirită, în cristale mici (0,05 mm în medie). Pe fisuri cuarțul este mai larg cristalizat (0,3—1,5 mm, în medie), alungit, însoțind sulfurile. Limitele granulelor sunt uneori îndințate, rezultînd structuri mozaicate. Uneori cristalele de cuarț sunt străbătute de venule fine umplute cu calcit.

Feldspații, care apar în cantitate redusă, sunt reprezentați prin microclin, pertit, care este în general proaspăt și prin plagioclazi, în mare parte sau total transformați (sericitizați și calcitizați), păstrîndu-și doar conturele idiomorfe.



Carbonații sunt reprezentați, în cea mai mare parte, de calcit și cantități neglijabile de sideroză. În general calexit este larg cristalizat, uneori prezentând structuri poikiloblastice prin înglobarea cristalelor de cuart poligonal. Adesea calcitul umple venule fine, de la dimensiuni submicronice pînă la 1,5 mm.

Muscovitul și sericitul constituie paiete pînă la 0,5 mm, izolate, neorientate, sau alcătuesc cuiburi și rețele.

Sporadic se observă mici pelicule de talc.

Cloritul, lamelar, constituie cuiburi de 0,4 pînă la 2,85 mm.

În unele roci apar cristale de rutil pînă la 0,25 mm lungime.

Mineralizația este de natură hidrotermală. Ordinea de succesiune a mineralelor reiese destul de clar din relațiile acestora. Primul mineral format, pirita, este corodat atît de blendă cît și de galenă. Urmează blenda contemporană cu calcopirita „în picături”, apoi calcopirita, în plaje, simultană cu tetraedritul, cu care rămîne asociată. Ultima sulfură formată este galena care substituie toate celelalte sulfuri depuse anterior.

Datorită acestor substituții asociațiile dintre sulfuri sint foarte frecvente și la dimensiuni foarte variate, de la 2—3 mm pînă la submicronice.

B) Cercetări experimentale de preparare

Studiul mineralologic și analiza chimică efectuate asupra probei tehnologice au indicat o mineralizație bogată, proporția mineralelor metalice valorificabile (galenă, blendă, pirită) fiind de cca 42%. Calcopirita se găseste în proporție neglijabilă (0,03%), sub limita considerată valorificabilă și, așa cum au relevat observațiile microscopice, aceasta apare în cea mai mare parte sub formă de incluziuni nîcronice în cristalele de blendă. Dintre metalele prețioase prezintă interes argintul, al cărui conținut în probă este de 92g/t

Avînd în vedere faptul că mineralele constitutive prezintă, în parte, asociații intime între ele, cercetările de preparare au fost axate pe procedeul de flotație.

S-a urmărit să se obțină, pe de o parte, concentrate separate de galenă, blendă și pirită, valorificabile prin procedee metalurgice clasice și pe de altă parte, concentrate colective de galenă-blendă prelucrabile metalurgic prin procedeul ISP, iar separat, concentrate de pirită.

Măcinarea minereului pentru majoritatea experimentărilor, s-a făcut la 0,18 mm, însă, cu scopul de a vedea în ce măsură finețea măcinării influențează rezultatele flotației s-au efectuat experimentări și cu minereu măcinat la 0,25 mm și 0,10 mm.

Prezența în minereu a unor minerale de gangă ca sericitul, cloritul, caolinitiul care formează înlăuiri fine a determinat executarea măcinării în trei sau patru trepte.

În moară s-au adăugat, la cea mai mare parte din experimentările de flotație diferențială galenă, blendă, pirită, următorii reactivi: silicat de sodiu (2000 g/t), carbonat de sodiu (1000–3000 g/t), var (1000–2000 g/t), cianură de sodiu (200–700 g/t, sulfit de sodiu (1000–4000 g/t). La experimentările de flotație colectivă galenă-blendă, la măcinare, s-au adăugat aceeași reactivi, cu excepția sulfatului de zinc și a sulfitului de sodiu.

1. Flotația diferențială galenă, blendă. Cercetările efectuate au avut ca scop stabilirea condițiilor optime, la flotație, în vederea obținerii unor concentrate separate de galenă, blendă, de calitate corespunzătoare cerințelor metalurgice și cu recuperări de metal cît mai ridicate.

Pentru stabilirea regimului optim de reactivi s-au executat experimentări cu diferiți colectori, depresanți, activanți, care au fost folosiți în cantități variabile.

Mașina de flotație cu care s-au executat experimentările a fost de tip Wedag.

Utilizându-se diferite turații ale rotorului (1400 ; 1500 ; 1700 rot/min) s-a stabilit că o viteză de 1500 rot/min asigură agitația corespunzătoare a tulburelui. Pentru aerarea tulburelui, în timpul colectării produselor, a fost suficient să se introducă în celulă o cantitate de aer de 200 l/h.

Durata condiționării tulburelui cu reactivi a fost de 5–7 minute pentru fiecare din reactivii modificatori (var, carbonat de sodiu, sulfat de cupru, acid sulfuric, 3 minute pentru colectori și 2 minute pentru spumant.

a) *Flotația galenei.* Întrucât obținerea unui concentrat de galenă corespunzător, atât în ceea ce privește calitatea cît și recuperarea, este dificilă, în cazul cînd minereul conține, pe lîngă blendă și o cantitate mare de pirită, s-a acordat o atenție deosebită flotației acestui mineral, urmărindu-se în special acțiunea depresanților asupra blendei și piritei.

La aceste experimentări minereul a fost măcinat la 0,18 mm.

Pentru alcalinizarea tulburelui s-a adăugat var și carbonat de sodiu. Varul s-a folosit în cantități moderate (1000–2000 g/t) pentru a se evita depresarea galenei.

Ca depresanți pentru blendă s-au utilizat: cianură de sodiu și sulfat de zinc; sulfit de sodiu și sulfat de zinc; sulfit de sodiu, cianură de sodiu

și sulfat de zinc. Pentru depresarea piritei s-a folosit varul și cianura de sodiu, iar pentru depresarea mineralelor de gangă, silicatul de sodiu.

Colectorii încercați au fost xantatul etilic de sodiu și xantatul amilic de sodiu.

Flotanolul, adăugat în cantități mici (12–20 g/t), a asigurat formarea unei spume convenabile.

S-a stabilit că pH-ul cel mai indicat la flotația galenei este 8,5–8,8.

Rezultatele obținute la experimentări, în condițiile descrise mai sus, sunt prezentate în tabelele 3, 4 și 5.

Se observă că, în funcție de condițiile de lucru, s-au obținut concentrate de galenă, care, în cele mai multe cazuri, au avut conținuturi de 48,5–61% Pb, 4,16–5,3% Zn, 10,56–6,9% Fe. Extraçãoile în greutate ale concentratelor cu aceste conținuturi reprezintă 4,6–5,4% din materialul supus flotației, iar extraçãoile de plumb au fost cuprinse între 84,2% și 94,8%.

Au mai rezultat produse intermediare cu conținuturi de plumb de 10–28% și cu extraçãoi de 3–9% Pb.

În ceea ce privește influența varului și a carbonatului de sodiu (tab. 3) rezultatele experimentărilor, la care s-a variat consumul acestor reactivi, au arătat că pentru depresarea satisfăcătoare a piritei, este necesar un consum de 2000 g/t var și 1500 g/t carbonat de sodiu. În același timp, nu trebuie neglijată acțiunea cianurii, adăugată în moară împreună cu varul și carbonatul. În aceste condiții conținutul de fier din concentratele de galenă a putut fi coborât sub 9%, fără ca galena să fie depresată.

Analizând rezultatele experimentărilor la care s-a urmărit comportarea blendei la acțiunea cianurii, sulfitului de sodiu și a sulfatului de zinc (tab. 4 și 5) se constată că :

în cazul utilizării cianurii de sodiu și a sulfatului de zinc (tab. 4) conținutul de zinc în concentratul de galenă (C_1) scade de la 5,30% la 3,88%, în funcție de consumul de depresant. Pierderile de zinc în galenă, corespunzătoare conținuturilor de mai sus, sunt de 4,1%, respectiv 2,1% ;

Utilizarea sulfitului de sodiu și a cianurii de sodiu împreună cu sulfatul de zinc a avut, de asemenea, ca efect reducerea conținutului de zinc în concentratul de galenă (4,16% Zn), la un consum de 2000 g/t sulfit de sodiu, 200 g/t cianură de 2000 g/t sulfat de Zn (tab. 5).

În ambele cazuri s-au obținut concentrate de galenă cu peste 55% Pb, recuperările de plumb fiind de 94,8% ; conținutul de fier a fost 8%.

TABELUL 3

Rezultatele obținute la flotația galenei cu variația consumului de alcalinizatori

Experiența nr.	Reactivi g/t	Produse	Extracția în greutate %	Rezultate				
				Coținuturi %		Extracții de metal %		
				P	Zn	Fe	Pb	Zn
1	var : 1000 carbonat de Na : 1500	concentrat galenă 1	6,1	42,56	4,70	15,85	86,0	4,0
		concentrat galenă 2	2	13,46	6,08	30,02	8,9	1,7
		concentrat galenă total	8,1	35,37	5,04	19,30	94,9	5,7
		concentrat blendă 1	11,3	0,43	57,74	3,83	1,6	91,5
		concentrat blendă 2	0,5	1,96	12,65	19,35	0,3	0,9
		steril + pirită	80,1	0,12	0,17	—	3,2	1,9
		alimentare	100,0	3,02	7,13	—	100,0	100,0
		concentrat galenă 1	5,4	48,47	5,30	10,56	90,1	4,1
2	var : 1500 carbonat de Na : 1500	concentrat galenă 2	0,4	27,98	6,30	13,18	3,9	0,3
		concentrat galenă 3	0,3	10,09	6,60	16,00	1,0	0,3
		concentrat galenă total	6,1	45,23	5,47	11,00	95,0	4,7
		concentrat blendă 1	11,5	0,34	56,52	4,45	1,3	92,1
		concentrat blendă 2	0,5	1,35	11,92	18,92	0,3	0,
		steril + pirită	81,9	0,12	0,20	—	3,4	2,4
		alimentare	100,0	2,90	7,06	—	100,0	100,0
		concentrat galenă 1	5,1	51,30	5,25	9,51	84,1	4,0
3	var : 1500 carbonat de Na : 3000	concentrat galenă 2	0,7	40,47	5,50	9,90	9,1	0,5
		concentrat galenă 3	0,3	12,93	6,47	15,54	1,2	0,3
		concentrat galenă total	6,1	48,16	5,52	9,85	94,4	4,8
		concentrat blendă 1	11,6	0,55	55,20	4,29	2,1	91,4
		concentrat blendă 2	1,0	1,50	13,28	16,12	0,5	1,9
		steril + pirită	81,3	0,12	0,16	—	3,0	1,9
		alimentare	100,0	3,11	7,01	—	100,0	100,0
		concentrat galenă 1	5,1	53,54	5,15	8,80	89,7	3,7
4	var : 2000 carbonat de Na : 1500	concentrat galenă 2	0,5	22,38	7,30	15,94	3,7	0,5
		concentrat galenă 3	0,3	9,54	8,62	18,42	0,9	0,4
		concentrat galenă total	5,9	48,66	5,51	—	94,3	4,6
		concentrat blendă 1	11,1	0,50	59,52	3,61	1,8	92,2
		concentrat blendă 2	0,8	1,37	14,1	16,22	0,4	1,6
		steril + pirită	82,2	0,13	0,14	—	3,5	1,6
		alimentare	100,0	3,04	7,16	—	100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinare : 0,18 min

Diluție (L/S) : 3/1

Reactivi, g/t

var...la măcinare :

carbonat de Na

silicat de Na 2000

cianură de Na 400

suțfat de Zn 2500

la flotația galenei

xantat etilic de Na 102 (experiența 1

2; 4)

72 (experiența 3)

flotanol 20

la flotația blendei :

sulfat de Cu 1000

var 1400 (experiența 1); 1700 (experiența 2);

1500 (experiența 3; 4)

xantat etilic de Na 72

flotanol 16

pH : la flotația galenei : 8 (experiența 1); 8,5 (experiența 2); 8,8 (experiența 3; 4)

la flotația blendei : 11

Timpul de flotație, min : galenă : 16 României

blendă : 13



TABELUL 4

Variația conținutului de zinc în concentratul de galenă în funcție de consumul de cianură de Na și sulfat de Zn

Experiența nr.	Reactivi g/t	Produse	Rezultate						
			Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracții metale %		
				Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	
1	cianură de Na 400 sulfat de Zn 2500	concentrat galenă 1	5,4	48,47	5,30	10,56	90,1	4,1	
		concentrat galenă 2	0,4	27,98	6,30	13,18	3,9	0,3	
		concentrat galenă 3	0,3	10,09	6,60	16,00	1,0	0,3	
		concentrat galenă total	6,1	45,23	5,47	11,00	95,0	4,7	
		concentrat blendă 1	11,5	0,34	56,52	4,45	1,3	92,1	
		concentrat blendă 2	0,5	1,35	11,90	18,92	0,3	0,8	
		steril + pirită alimentare	81,9	0,12	0,20	—	3,4	2,4	
			100,0	2,90	7,06	—	100,0	100,0	
2	cianură de Na 500 sulfat de Zn 20000	concentrat galenă 1	3,8	59,07	4,90	8,39	74,7	2,5	
		concentrat galenă 2	1,0	28,67	8,50	16,70	9,5	1,2	
		concentrat galenă 3	0,6	18,00	10,00	22,94	3,7	0,8	
		concentrat galenă total	5,4	48,88	6,13	11,55	87,9	4,5	
		concentrat blendă 1	11,4	0,79	59,24	4,24	3,0	92,8	
		concentrat blendă 2	1,1	1,92	8,60	20,62	0,7	1,3	
		steril + pirită alimentare	82,1	0,31	0,12	—	8,4	1,4	
			100,0	3,01	7,27	—	100,0	100,0	
3	cianură de Na 700 sulfat de Zn 2000	concentrat galenă 1	3,8	64,12	3,88	5,95	76,7	2,1	
		concentrat galenă 2	0,8	45,72	7,35	11,55	11,5	0,8	
		concentrat galenă 3	0,4	23,80	10,64	21,68	3,0	0,6	
		concentrat galenă total	5,0	57,96	4,96	8,08	91,2	3,5	
		concentrat blendă 1	10,0	0,72	60,20	3,53	2,5	91,8	
		concentrat blendă 2	1,0	1,13	36,65	8,36	0,3	1,5	
		steril pirită alimentare	83,2	0,23	0,27	16,15	6,0	3,2	
			100,0	7,08	15,42	100,0	100,0	100,0	
Condiții de lucru			la flotația galenei :						
măcinare : 0,18 mm			xantat etilic de Na						
diluție (L/S) 3/1			flotanol						
reactivi, g/t			(experiența 1) 102						
la măcinare : var			la flotația blendei :						
silicat de Na.....2000			sulfat de Cu						
carbonat de Na ..1500			var						
cianură de Na ...			(experiența 1) 1500						
sulfat de Zn			(experiența 2) 1400						
			xantat etilic de Na						
			72						
			flotanol						
			16						
			pH la flotația galenei : 8,5						
			la flotația blendei : 11,0						
			Timp de flotație, min. : pentru galenă : 16						
			pentru blendă : 12						



TABELUL 5

Variatia conținutului de zinc în concentratul de galenă în funcție de consumul de cianură de Na, sulfil de sodiu și sulfat de Zn

Experiența nr.	Producție	Rezultate					
		Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracții metal %	
			Pb	Zn	Fe	Pb	Zn
1	Concentrat de galenă 1	4,8	55,15	5,08	7,59	92,9	3,5
	Concentrat de galenă 2	0,2	17,29	6,10	18,51	1,2	0,2
	Concentrat de galenă 3	0,3	6,66	7,17	18,73	0,7	0,3
	Concentrat de galenă total	5,3	50,41	5,24	8,62	94,8	4,0
	Concentrat de blendă 1	11,1	0,38	56,30	3,89	1,5	90,3
	Concentrat de blendă 2	0,8	1,12	26,25	13,82	0,3	3,4
	Steril + pirită alimentare	82,2	0,12	0,20	—	3,4	2,3
		100,0	2,85	6,92	—	100,0	100,0
2	Concentrat de galenă 1	4,3	57,76	4,16	6,23	88,8	2,5
	Concentrat de galenă 2	0,5	23,67	7,86	13,94	4,3	0,6
	Concentrat de galenă 3	0,4	11,84	8,69	16,03	1,7	0,5
	Concentrat de galenă total	5,2	51,00	4,86	7,73	94,8	3,6
	Concentrat de blendă 1	11,1	0,46	59,80	3,95	1,8	93,1
	Concentrat de blendă 2	0,7	0,35	8,61	43,31	0,1	0,8
	Steril + pirită	83,0	0,11	0,22	—	3,3	2,5
	Alimentare	100,0	2,87	7,13	—	100,0	100,0
Condiții de lucru măcinare : 0,18 mm diluție (L/S) 3/1 reactivi, g/t							
la măcinare : var 1000 Experiența 1 Experiența 2 silicat de Na 2000 carbonat de Na 2000 sulfat de Na 1000 sulfat de Na 2000 cianură de Na 300 xantat amilic de Na 40							
la flotația galenei : var 500 Experiența 1 Experiența 2 xantat amilic de Na 85 xantat etilic de Na 102 flotanol 20							
la flotația blendei : var 1300 Experiența 1 Experiența 2 sulfat de Cu 900 xantat etilic de Na 72 flotanol 16							
pH, la flotația galenei : 8–8,5 la flotația blendei : 10,5–11							
Timp de flotație, min : pt. galenă : 17 Experiența 1 Experiența 2 pt. blendă : 17							



Experimentările la care s-a folosit numai sulfit de sodiu și sulfat de zinc (fără cianură) au dat rezultate nesatisfăcătoare, deoarece conținutul de zinc în concentratul de galenă a avut valori de 7–7,8%, iar galena a flotat mai slab în absența cianurii.

b) *Flotația blendei*. Crearea condițiilor necesare flotării blendei, după ce, mai întâi, a fost flotată galena, a constat în alcalinizarea tulburelui pînă la un pH de 9,5–10,5, pentru a se evita flotația piritei, și activarea blendei cu sulfat de cupru.

La cea mai mare parte din experimentări s-a adăugat întii sulfatul de cupru și apoi varul, și numai la cîteva ordinea de adăugare a fost inversată.

Ca reactiv colector s-a folosit xantatul etilic de sodiu iar ca spumant flotanoul.

Parametrul principal urmărit la flotația blendei a fost proporția de pirită trecută în concentratul de blendă, fiind știut că fierul influențează nefavorabil tratamentul metalurgic ulterior. În acest scop s-a lucrat cu diferite consumuri de var (1000–1900 g/t), care s-a adăugat într-o proporție mai mare înaintea flotării primei fracțiuni și restul, înaintea flotării celei de a doua.

În tabelele 3, 4 și 5 se pot vedea indicii realizăți la flotația blendei, precum și condițiile de lucru.

Concentratele de blendă obținute au avut conținuturi de zinc cuprinse între 56% și 60,2%, conținuturi de plumb de 0,34–0,79% și conținuturi de fier de 3,35–4,45%. Valorile mici ale conținutului de fier indică o bună depresare a piritei realizată cu un consum de var de 1000–1400 g/t, dar și ca urmare a efectului cianurii de sodiu, adăugată la măcinare. Extractiile în greutate ale concentratelor de blendă au fost de 10,8–11,6%, iar extractiile de metal de 90,3–93%. S-au mai obținut produse intermediare, cantitativ reduse (0,5–1%), cu conținuturi de 8,6–26% Zn și 13–21% Fe.

Se poate afirma că flotația blendei nu a prezentat dificultăți, concentratele obținute fiind de bună calitate și cu recuperări de zinc ridicate.

2. Experimentări privind influența fineții măcinării la flotație. Așa cum s-a arătat la începutul lucrării, cea mai mare parte din experimentări s-au executat cu minereu măcinat la 0,18 mm. Cu scopul de a se cunoaște influența fineții măcinării asupra rezultatelor flotației s-au efectuat și unele experimentări cu minereu măcinat la 0,25 mm și la 0,10 mm.

Urmărind datele prezentate în tabelul 6 se constată că indicii realizăți în cazul măcinării la 0,25 mm sunt comparabili cu cei obținuți la măci-

TABELUI. 6

Rezultatele obținute la flotația diferențială în funcție de finețea măcinării

Experiența nr.	Măcinare la : mm	Produse	Rezultate					
			Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracții metale %	
				Pb	Zn	S	Fe	Pb
1	0,25	concentrat galenă 1	3,8	64,00	4,96	—	—	77,4 2,6
		concentrat galenă 2	0,9	45,54	6,47	—	—	13,0 0,8
		concentrat galenă total	4,7	60,46	5,23	—	—	90,4 3,4
		concentrat blendă 1	8,8	1,07	60,00	—	—	3,0 73,4
		concentrat blendă 2	1,2	1,23	47,72	—	—	0,5 8,0
		concentrat blendă 3	1,0	0,83	38,79	—	—	0,2 5,4
		concentrat blendă total	11,0	1,00	56,74	—	—	3,7 86,8
		steril + pirită	84,3	0,22	0,84	—	—	5,9 9,8
		alimentare	100,0	3,14	7,19	—	—	100,0 100,0
		concentrat galenă 1	3,9	59,07	5,47	18,46	8,25	74,9 3,0
2	0,25	concentrat blendă 2	0,9	36,60	7,73	24,00	14,04	10,7 1,0
		concentrat galenă 3	0,7	9,96	9,66	26,98	21,92	2,3 1,0
		concentrat galenă total	5,5	49,14	6,38	22,30	11,09	87,9 5,0
		concentrat blendă 1	11,9	0,86	54,65	31,16	6,07	3,3 92,1
		concentrat blendă 2	0,7	1,92	10,49	22,29	16,88	0,4 1,0
		concentrat pirită 1	18,5	0,36	0,22	48,55	—	2,2 0,6
		concentrat pirită 2	5,4	0,88	0,50	41,43	—	1,5 0,4
		steril	58,3	0,25	0,11	5,68	—	4,7 0,9
		alimentare	100,0	3,08	7,06	19,05	—	100,0 100,0
		concentrat galenă 1	5,2	48,93	4,35	22,69	8,20	86,0 3,1
3	0,25	concentrat galenă 2	1,1	19,36	4,91	33,62	24,19	7,2 0,8
		concentrat galenă 3	0,7	9,26	7,66	26,93	21,66	2,2 0,8
		concentrat galenă total	7,0	40,31	5,79	24,84	12,06	95,1 4,7
		concentrat blendă 1	11,3	0,55	56,61	31,02	4,70	2,1 90,5
		concentrat blendă 2	0,6	0,79	34,05	24,62	7,76	0,2 2,9
		concentrat blendă total	11,9	0,56	55,47	30,70	5,27	2,3 93,4
		concentrat pirită	28,4	0,03	0,26	44,85	—	0,3 1,0
		steril	52,7	0,11	0,12	2,04	—	2,0 0,9
		alimentare	100,0	2,95	—	19,20	—	100,0 100,0
		concentrat galenă 1	6,0	43,00	6,34	23,11	12,80	88,4 5,3
4	0,10	concentrat galenă 2	0,5	29,22	7,14	23,05	14,00	5,0 0,5
		concentrat galenă 3	0,3	11,33	8,36	29,40	18,68	1,1 0,3
		concentrat galenă total	6,8	40,58	6,48	23,38	13,15	94,5 6,1
		concentrat Zn 1	11,6	0,41	56,80	26,51	4,07	1,6 91,8
		concentrat Zn 2	1,1	0,98	5,43	28,20	23,19	0,4 0,8
		concentrat pirită 1	26,4	0,04	0,14	48,98	—	0,4 0,6
		concentrat pirită 2	1,7	0,66	0,42	16,66	—	0,4 0,1
		steril	52,4	0,15	0,08	1,15	—	2,7 0,6
		alimentare	100,0	2,92	7,18	—	—	100,0 100,0



Continuare tabel 6

Condiții de lucru :

	măcinare	diluția (L/S) : 3/1	reactivi g/t	Experiența 1	Experiența 2	Experiența 3	Experiența 4
la măcinare :	var	1500		1500	1500	1500	1500
	carbonat de Na	—		—	1500	1500	1500
	silicat de Na	2000		2000	2000	2000	2000
	cianură de Na	500		500	500	500	500
	sulfat de Zn	2000		2000	2000	2000	2000
la flotația galenei :	carbonat de Na	1000		1000	—	—	—
	xantat etilic de Na	60		102	102	102	102
	flotanol	16		16	20	20	20
la flotația blendei :	var	1400		1400	1600	1500	1500
	sulfat de Cu	900		900	900	900	900
	xantat etilic de Na	102		72	84	72	72
	flotanol	12		12	16	16	16
la flotația piritei :	acid sulfuric	—		7000	3000	5000	5000
	xantat amilic de Na	—		110	135	135	135
	flotanol	—		16	27	24	24
	pH, la flotația galenei :	8,5		8,5	8,5	8,5	8,5
la flotația blendei :	11		11	11,5	11,5	11,5	11,5
	la flotația piritei :	—	4,5	6,5	6,5	5,5	5,5
timpul de flotație min. :	galenă	15		19	14	19	19
	blendă	9		10	11	11	11
	pirită	—		13	12	12	12

narea la 0,18 mm : concentratele de galenă au extracții în greutate de 4,7–5,5% conținuturi de plumb de 48,9–60,5%, conținuturi de zinc de 4,35–5,9%, conținuturi de fier de 8–9%, și extracții de plumb de 85,6–90,4% ; concentratele de blendă reprezintă 11–11,9% din alimentarea flotației având conținuturi de 54,7–56,7% Zn, 0,56–1% Pb, 4,7–6% Fe și recuperări de zinc de 86,8–93,4%.

Experimentările efectuate cu material măcinat la 0,10 mm au dat rezultate mai slabe, arătind că o finețe de măcinare mai avansată a materialului nu este indicată deoarece gradul de eliberare al mineralelor nu se îmbunătăște, în schimb, se produc la măcinare miluri care au drept consecință impurificarea concentratelor.

3. Experimentări de flotație colectivă galenă-blendă. Înînd seama de avantajele pe care le prezintă flotația globală a galenei și blendei, comparativ cu flotația diferențială (economie de reactivi, scurtarea cir-



cuitelor de flotație, etc.) s-au efectuat experimentări de flotație colectivă prin care s-a urmărit să se stabilească condițiile în care pot fi obținute concentrate colective de galenă-blendă prelucrabile metalurgic prin proceful ISP.

Condițiile de măcinare au fost aceleasi ca în cazul flotației diferențiale, exceptind adaosul de sulfat de zinc și sulfit de sodiu (măcinarea, la majoritatea experiențelor la 0,18 mm ; 1500—2000 g/t var, 500—1500 g/t carbonat de sodiu, 300—500 g/t cianură de sodiu, 2000 g/t silicat de sodiu ; pH, 8,5—8,8).

La flotație s-a adăugat : colector (xantat etilic de sodiu, 150—200 g/t), depresant pentru pirită (var, 800—1000 g/t după colectarea primei fracțiuni), activant pentru blendă (sulfat de cupru, 900 g/t la începutul flotației), spumant (flotanol, 12—20 g/t).

Cea mai mare parte din galenă și blendă a flotat într-o primă fracțiune, apoi s-au separat trei fracțiuni intermediare. La unele experimentări a fost flotată, în continuare, și pirla.

Cu scopul de a se îmbunătăți conținuturile și extracțiile de metal ale concentratelor colective primare, s-au efectuat experimentări de reflotare, după următoarele linii : reflotarea împreună a fracțiunilor C₁, C₂, C₃ și C₄; reflotarea împreună numai a fracțiunilor C₂, C₃ și C₄, prima fracțiune nefiind reflotată.

Reactivii folosiți la reflotare au fost silicatul de sodiu (200 g/t) pentru depresarea mineralelor de gangă și cianura de sodiu (70 g/t) pentru depresarea piritei.

Schemele de lucru după care s-au efectuat experimentările de flotație primară și de reflotare sint date în fig. 1, iar rezultatele acestor experimentări, în tabelul 7.

Se vede că la flotația primară s-a obținut un concentrat colectiv de galenă-blendă (C₁) cu conținuturi de 17,6% Pb și 43,8% Zn, recuperarea fiind de 85,7% pentru plumb și de 93,6% pentru zinc. Extracția în greutate a fost de 15%. Conținutul de fier al acestui concentrat s-a inseris în limite admisibile (sub 5%). Fracțiunile următoare (C₂ + C₃ + C₄) reprezentând 3,1—3,6% din alimentarea flotației au avut 5—8% plumb și 8,2—9,3% zinc. Extracțiile de plumb au fost de 5—9,3% și de zinc de 3,6—4,7%.

Reflotarea împreună a celor patru fracțiuni rezultate la flotația primară (fig. 1 b, experiența 2), a condus la obținerea unui concentrat de plumb-zinc care, calitativ, nu este mult superior primului concentrat

primar (C_1), suma Pb + Zn fiind 62,87% față de 61,38%, în schimb, recuperarea plumbului a crescut la 91,3%.

Reflotând numai fracțiunile intermediare (fig. 1 c, experiența 3) rezultă un produs cu 10,57 Pb și 28,98% Zn, reprezentând 0,5% din întregul material și cu recuperări de 1,8% pentru plumb și 1,6% pentru zinc. Dacă ținem seama de conținuturile mai seăzute ale acestui produs, comparativ

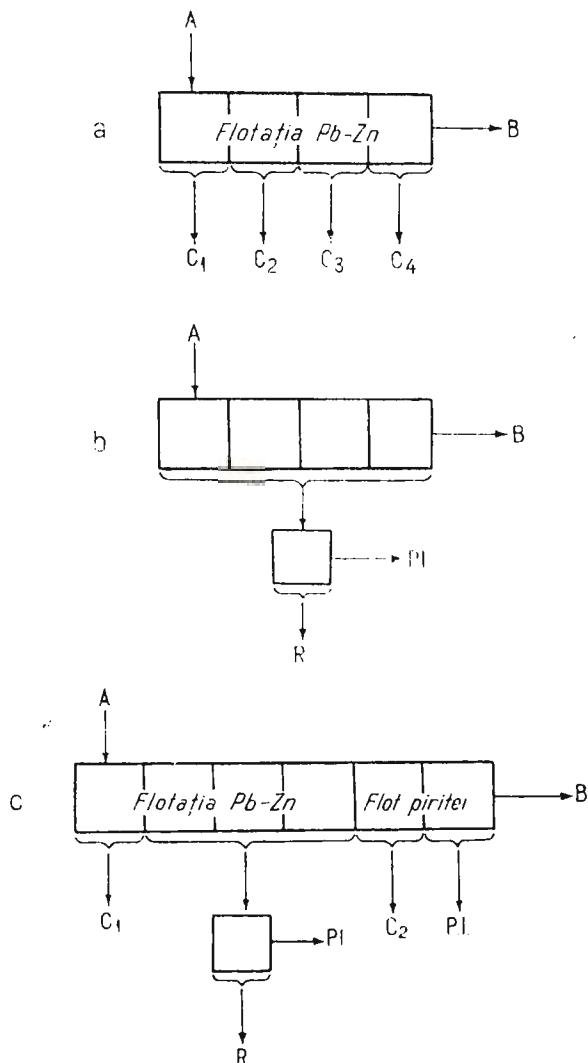


Fig. 1. - Flotăția colectivă galenă-blendă.

Flottation collective galène-blende.

TABELUL 7

Rezultatele obținute la flotație colectivă Pb + Zn, selectivă pirită

Fig.	Experiența nr.	Produse	Extracție in greutate %	Conținuturi %				Extracții %	
				Pb	Zn	S	Fe	Pb	Zn
a	1	Concentrat Pb+Zn (C ₁)	15,0	17,63	43,75		4,66	85,7	93,6
		Concentrat Pb+Zn (C ₂)	2,3	9,60	12,50			7,2	4,1
		Concentrat Pb+Zn (C ₃)	0,8	5,83	4,28			1,5	0,5
		Concentrat Pb+Zn (C ₄)	0,5	4,04	2,41			0,6	0,2
		Concentrat Pb+Zn total	18,6	15,77	37,88			95,0	98,4
		Steril + pirită (B)	81,4	0,19	0,14			5,0	1,6
		Alimentare (A)	100,0	3,09	7,01			100,0	100,0
b	2	Concentrat Pb+Zn (R)	15,2	18,67	44,20			91,3	94,2
		Produs intermediar							
		Pb + Zn (I)	3,2	3,02	7,66			3,2	3,4
		Steril + pirită (B)	81,6	0,20	0,21			5,5	2,4
c	3	Alimentare (A)	100,0	2,99	7,13			100,0	100,0
		Concentrat Pb+Zn (C ₁)	16,1	16,82	41,56	27,23	4,85	94,2	95,0
		Concentrat Pb+Zn (R)	0,5	10,57	22,24	28,98	16,75	1,8	1,6
		Produs intermediar							
		Pb + Zn (I ₁)	0,4	4,72	14,20	18,55		0,7	0,8
		Concentrat pirită (C ₂)	27,2	0,08	0,40	48,03		0,8	1,6
		Produs intermediar							
la flotația primară		Pirită (I ₂)	1,5	0,44	0,50	15,31		0,2	0,1
		Steril (B)	54,3	0,12	0,12	1,83		2,3	0,9
		Alimentare (A)	100,0	2,86	7,04	19,01		100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinarea : 0,18 mm

Diluția (L/S) : 3 1

Reactivi, g/l
la mâncare :

Experiența 1 Experiența 2 Experiența 3

var	1500	1500	1800
silicat de Na	1500	1500	1500
carbonat de Na	1000	500	1000
cianură de Na	500	500	500

la flotația primară

Pb + Zn :			
sulfat de Cu	900	900	900
xantat etilic de Na	150	180	180
flotanol	20	20	20

la refloatarea produs intermediar Pb + Zn

silicat de Na.....	—	400	200
cianură de Na	—	30	30

la flotația piritei :

acid sulfuric	—	—	3000
xantat etilic de Na	—	—	30
xantat amilic de Na ...	—	—	135
flotanol	—	—	12

pH,

la flotația Pb + Zn	8,5	8,5	8,5
la flotația piritei	—	—	6 - 6,5

Timp de flotație, min.

la flotația primară Pb + Zn	16	13	17
la refloatarea produs intermediar Pb + Zn	—	5	5
la flotația piritei	—	—	17



cu primul concentrat — care nu a fost reflotat — este evident că amestecindu-le produsul rezultat din amestec va fi calitativ mai slab.

Luînd în considerare rezultatele obținute pe linia reflotării tuturor produselor flotației primare și pe linia reflotării numai a fracțiunilor intermediare considerăm indicată adoptarea primei linii.

Experimentările efectuate au arătat că e posibil să se obțină din minereul cercetat concentrate colective de Pb-Zn de bună calitate, conținuturile de metal însumate fiind de peste 60% iar conținutul de fier de cca 4—5%, cu extracții în greutate de 15—16% și extracții de plumb, respectiv de zinc de peste 90%.

4. Flotația piritei. După flotația galenei și blendei, atât la experimentările de flotație diferențială cât și la cele de flotație colectivă, s-a efectuat, în continuare, flotația piritei.

La unele experimentări s-a creat un mediu acid sau neutru, —(pH 5—6,8), adăugîndu-se în acest caz acid sulfuric — iar la altele s-a lucrat cu tulbureală alcalină, aşa cum a rezultat după flotația galenei și blendei (pH 10,5—11,5). La flotația în mediu alcalin, pentru activarea piritei s-a folosit un amestec de sulfat de sodiu și sulfat de aluminiu (45/1 părți).

Colectorii încercări au fost xantatul etilic de Na și xantatul amilic de Na. Rezultate mai semnificative ale acestor experimentări, la care s-a utilizat xantatul amilic, sunt date în tabelele 8 și 9.

La flotația în mediu acid sau neutru (tab. 8) s-au obținut concentrate cu 46,8—50,1% S, avînd extracții în greutate de 15,2—28,2% și extracții de sulf (raportate numai la sulful din pirită) de 83,3—87,3%.

Sterilele mai conțin 0,88%—1,83% S, ceea ce reprezintă pierderi de ordinul a 3,1—6,4%.

Se observă că pirita flotează satisfăcător chiar și la consumuri reduse de acid sulfuric dacă se mărește consumul de xantat amilic.

La flotația în mediu alcalin (tab. 9) s-au obținut concentrate de pirită mai slabe, comparativ cu cele rezultate la flotația în mediu acid sau neutru: conținuturile de sulf ale concentratelor au fost cuprinse între 42,15% și 48,62%, iar extracțiile de sulf (raportate la sulful din pirită), între 57% și 78,5%. Conținutul de sulf al sterilelor a fost de 1,65—8,93%. Se vede că numai la un consum ridicat de activant (6000 g/t sulfat de sodiu + sulfat de aluminiu; tab. 9, experiența 3) concentratul obținut a fost de bună calitate (48,62% S) iar recuperarea, avînd în vedere că la flotație mai rezultă și produse intermediare (3,6% extracție în greutate, 27,78% sulf, 6,5% extracție de sulf) care se reflotează, poate ajunge în final la 84—85%.

TABELUL 8

Rezultatele flotării piritei. Activarea piritei cu acid sulfuric

Experiența nr.	Acid sulfuric g/t	Produse	Rezultate							
			Extracție în greutate %	Conținuturi %				Extracții %		
				Pb	Zn	S	Fe	Pb	Zn	S
1	3 000	Concentrat galenă 1	4,3	57,76	4,16	17,87	6,23	88,8	2,5	2,0
		Concentrat galenă 2	0,5	23,67	7,86	20,28	13,94	4,3	0,6	0,5
		Concentrat galenă 3	0,4	11,84	8,69	24,75	16,03	1,7	0,5	0,5
		Concentrat blendă 1	11,1	0,46	59,80	30,72	3,35	1,8	93,1	0,1
		Concentrat blendă 2	0,7	0,35	8,61	46,15	36,98	0,1	0,8	2,2
		Concentrat pirită 1	27,2	0,08	0,40	48,03	—	0,8	1,5	86,8
		Concentrat pirită 2	1,5	0,44	0,50	15,31	—	0,2	0,1	1,5
		Steril	54,3	0,12	0,12	1,83	—	2,3	0,9	6,4
2	5 000	Alimentare	100,0	2,87	7,13	18,99	—	100,0	100,0	100,0
		Concentrat galenă 1	4,9	53,15	4,91	22,05	10,17	89,2	3,5	3,8
		Concentrat galenă 2	1,0	18,54	8,23	23,89	15,60	6,3	1,2	1,1
		Concentrat galenă 3	0,3	9,12	7,08	20,93	14,85	0,9	0,3	0,3
		Concentrat blendă 1	10,4	0,52	58,90	31,13	4,07	1,9	88,4	0,7
		Concentrat blendă 2	2,1	0,99	17,25	21,33	11,99	0,7	5,2	1,8
		Concentrat pirită 1	28,2	0,06	0,14	46,77	—	0,6	0,6	87,3
		Concentrat pirită 2	1,4	0,44	0,44	8,81	—	0,2	0,1	0,7
3	7 000	Steril	51,7	0,012	0,09	1,27	—	0,2	0,7	4,3
		Alimentare	100,0	2,92	6,93	19,01	—	100,0	100,0	100,0

Condiții de lucru

Măcinare : 0,18 mm

Diluție (L/S) 3/1

Reactivi, g/t

la măcinare :

Experiența 1 Experiența 2 Experiența 3

var	1500	1500	1000
carbonat de Na	1500	1500	1500
silicat de Na.....	2000	2000	2000
cianură de Na	200	500	400
sulfat de Zn	2000	2000	2500
sulfit de Na	200	—	—

la flotația galenei :

var	500	—	—
xantat etilic de Na	102	—	102
xantat amilic de Na ...	—	85	—
flotanol	20	16	16

la flotația blendei :

var	1000	1000	1000
sulfat de Cu	1000	900	1000
xantat etilic de Na	72	72	72
flotanol	12	12	12

la flotația piritei :

acid sulfuric	—	—	—
xantat amilic de Na ...	135	135	85
flotanol	24	24	20

pH la flotația galenei 8–8,5

la flotația blendei 10,5–11

la flotația piritei 6,8

6

5

Timpul de flotație, min. :

la flotația galenei 14

13

16

la flotația blendei 12

11

13

la flotația piritei 8

11

13



TABELUL 9

Rezultatele flotației piritei. Activarea piritei cu sulfat de Al + sulfat de Na

Experiența nr.	Sulfat de Na + Sulfat de Al	Produse	Extracție în greutate %	Rezultate							
				Conținuturi %				Extracții %			
				Pb	Zn	S	Fe	Pb	Zn	S	
1	3000	Concentrat galenă 1	5,1	48,47	5,30	21,20	10,56	90,1	4,1	4,1	
		Concentrat galenă 2	0,4	27,98	6,30	19,63	11,18	3,9	0,3	0,3	
		Concentrat galenă 3	0,3	10,09	6,60	19,73	13,66	1,0	0,3	0,3	
		Concentrat blendă 1	11,5	0,34	56,52	30,82	4,45	1,3	92,1	1,4	
		Concentrat blendă 2	0,5	1,35	11,90	23,22	16,92	0,3	0,8	0,6	
		Concentrat pirită 1+2	20,5	0,09	0,48	42,15	—	0,6	1,4	57,0	
		Steril	61,4	0,13	0,11	8,93	—	2,8	1,0	36,3	
		Alimentare	100,0	2,90	7,06	19,10	—	100,0	100,0	100,0	
2	4500	Concentrat galenă 1	1,6	56,60	4,81	19,26	7,69	86,1	3,2	2,6	
		Concentrat galenă 2	0,6	28,41	8,01	25,76	15,86	5,7	0,7	0,7	
		Concentrat galenă 3	0,6	7,76	7,31	28,58	22,74	1,5	0,6	1,0	
		Concentrat blendă 1	11,7	0,71	55,80	31,21	5,08	2,8	9,3	2,0	
		Concentrat blendă 2	0,3	1,75	10,80	24,12	16,85	0,2	0,5	0,4	
		Concentrat pirită 1+2	22,4	0,21	0,35	44,83	—	1,5	1,1	66,2	
		Steril	59,8	0,11	0,10	6,88	—	2,2	0,9	27,1	
		Alimentare	100,0	3,02	7,02	19,09	—	100,0	100,0	100,0	
3	6000	Concentrat Pb + Zn 1	18,1	15,88	37,29	28,54	4,03	93,8	97,5	8,5	
		Concentrat Pb + Zn 2	1,1	9,45	21,13	24,09	—	3,4	1,1	1,0	
		Concentrat pirită 1	24,5	0,07	0,14	48,62	—	0,5	0,5	78,5	
		Concentrat pirită 2	3,6	0,22	0,25	27,78	—	0,3	0,1	6,5	
		Steril	52,7	0,12	0,11	1,65	—	2,0	0,8	5,5	
		Alimentare	100,0	3,07	—	19,21	—	100,0	100,0	100,0	

Condiții de lucru

Măcinare : 0,18 mm

Diluție (L/S) : 3/1

Reactivi, g/t

la măcinare : var 1500 (experiența 1); 2000 (experiența 2; 3)

carbonat de Na 1500 (experiența 1; 2; 3)

silicat de Na 2000 (experiența 1; 2; 3)

cianură de Na 400 (experiența 1); 300 (experiența 2; 3)

sulfat de Zn 2500 (experiența 1); 2000 (experiența 2; 3)

la flotația galenei : xantat etilic de Na 102 (experiența 1; 2)
flotanol 20 (experiența 1; 2)la flotația blendei : var 1500 (experiența 1; 2)
sulfat de Cu 1000 (experiența 1; 2)
xantat etilic de Na 72 (experiența 1; 2)
flotanol 16 (experiența 1; 2)la flotația galenă + blendă (experiența 3) :
var 500
sulfat de Cu 1000
xantat etilic de Na 144
flotanol 32la flotația piritei :
sulfat de Na + sulfat de Al ..
xantat amilic de Na 135
flotanol 28

pH la flotația galenei : (8 experiența 1); 8,5 (experiența 2)

la flotația blendei : 10,5–11 (experiența 1; 2)

la flotația galenă + blendă : 8,5 (experiența 3)

la flotația piritei : 11 (experiența 1; 2); 9 (experiența 3)

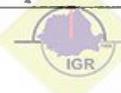
Timpul de flotație, min.

la flotația galenei : 16 (experiența 1; 2)

la flotația blendei : 12 (experiența 1; 2)

la flotația galenă + blendă : 16 (experiența 3)

la flotația piritei : 18 (experiența 1); 15 (experiența 2); 11 (experiența 3)



Experimentări de flotație a piritei cu minereu măcinat la 0,25 mm (tab. 4) au dat rezultate comparabile cu cele realizate la măcinarea la 0,18 mm.

C) Concluzii

Rezultatele experimentărilor efectuate au arătat că minereul cercetat poate fi valorificat tehnologic în condiții avantajoase, prin aplicarea procedeului de flotație, atât pe linia flotației diferențiale cît și aceea a flotației colective.

În cazul flotației diferențiale s-au obținut:

concentrate de galenă cu extracții în greutate de 4,6—5,4%, conținuturi de Pb de 48,5—61%, conținuturi de zinc de 5,3—4,2% și extracții de Pb de 84,2—94,8%;

concentrate de blendă cu extracții în greutate de 10,8—11,6%, conținuturi de Zn de 56—60,2%, conținuturi de Pb de 0,34—0,79% și extracții de zinc de 90,3—93%;

concentrate de pirită cu extracții în greutate de 25—28%, conținuturi de S de 47—50% și recuperări de sulf (legat de pirită) de 83—87%.

În ceea ce privește conținutul de fier așa cum a rezultat la experimentări, acesta poate fi redus sub 8% în concentratele de galenă și sub 5% în concentratele de blendă.

Conținutul de cupru a fost de 0,2—0,3% în concentratele de galenă și de 0,7—1%, în concentratele de blendă.

La experimentările de flotație colectivă s-au obținut concentrate colective de Pb-Zn cu extracții în greutate de 15—16%, cu conținuturi de 17—18,7% Pb și 43—44% Zn — suma conținuturilor de Pb-Zn depășind 60% — și recuperări de 91—93% pentru plumb, respectiv 94—95% pentru zinc. Conținutul de fier a fost de 4—5% iar conținutul de cupru de 0,7—0,8%.

Aceste concentrații sunt de bună calitate corespunzînd prelucrării metalurgice prin procedeul ISP.

Flotația piritei, efectuată după flotația colectivă Pb-Zn, a dus la obținerea unui concentrat reprezentînd cca 27% din întregul material și avînd un conținut de sulf de 48%.



III CERCETĂRI ASRPRA PROBEI 2

A) Cercetări mineralogice

Proba a fost constituită, în mare parte, dintr-un material argilos sericitic, verzui, satinat (argilă de falie), fragmente friabile constituite, de asemenea, din material argilos sericitic și fragmente dure, cuarțoase, slab mineralizate. Mineralele metalice vizibile cu ochiul liber sunt: pirita și marcasita, blenda, galena, calcopirita, calcozina și covelina.

Compoziția chimică și compoziția mineralologică a probei tehnologice sunt prezentate în tabelele 10 și 11.

TABELUL 10

Compoziția chimică a probei 2

Component	%	Component	%
SiO ₂	62,40	TiO ₂	urme
Fe	6,12	As	urme
Al ₂ O ₃	10,25	S	3,73
CaO	1,76	Zn	0,85
MgO	1,56	Pb	0,75
MnO	lipsă	Cu	0,01
Na ₂ O	0,14	P.C.	5,55
K ₂ O	3,20	Au	0,1 g/t
P ₂ O ₅	0,10	Ag	10,9 g/t

TABELUL 11

Compoziția mineralologică

Minerale	cca %	Minerale	cca %
Pirită + marcasită	6	Magnetit	
Blendă (marmatit + cleiofan)	1,3	Hematit	
Galenă	0,86	Limonit	
Calcopirită		Cuarț	42
Bornit		Sericit + illit	32
Calcozină		Caolinit	11
Covelină		Calcit	2
Pirotină	0,03	Granat	2
	sporadic	Feldspat	1



Pirita, cel mai abundant mineral metalic, își păstrează rar conurile idiomorfe, de obicei apărând în cristale hipidiomorfe și adesea în plaje cu conture angulare sau sinuase, rezultate prin procese de substituții. Rareori se întâlnesc cristale sau plaje larg dezvoltate (pînă la 2–3 cm) cu suprafețe bine lustruite, și în aceste cazuri însă, conurile piritei nu sunt nete, ci se observă întrepătrunderi arborescente de gangă și pirită. Pirita conține adesea incluse mici granule de pirotină (0,01–0,09 mm pl. III, fig. 1). Pirita este transformată în mare parte în marcasită devenind poroasă (pl. III, fig. 2).

Pirita, ca de altfel și celelalte minerale, așa cum se va vedea mai departe, a fost supusă unor presiuni puternice, ale căror rezultate sunt sfârîmarea granulelor și reducerea acestora la dimensiuni foarte mici (submicronice), încit asociația dintre pirită și gangă este foarte avansată (pl. III, fig. 3).

Procesele de substituție ale sulfurilor, se observă mult mai rar ca în proba 1 deși sunt evidente și aici. Astfel pirita este înlocuită atât de blendă cit și de galenă, uneori rămînînd din prima doar mici grăunțe de cîțiva microni sau chiar submicroni (pl. IV, fig. 2 și 3).

Blenda se prezintă, în cea mai mare parte, în plaje de 2–3 mm dar acestea sunt zdrobite și reduse pînă la dimensiuni de cîțiva microni sau chiar la dimensiuni submicronice (în proporție de cca 60–70%), astfel încit asociația dintre aceasta și gangă este foarte avansată (pl. III, fig. 4).

În unele cazuri blenda prezintă picături de calcopirită, formate prin dezamestec, dispuse fie la periferia unor cristale sau plaje de blendă, fie în centrul acestora, fie avînd dispoziții paralele. Unele cristale și plaje de blendă sunt lipsite total de astfel de inclusiuni.

Uneori în masa blendei se observă vînișoare fine de galenă (pl. IV, fig. 1). Adesea în plajele de blendă sunt prezente cristale idiomorfe de cuarț cu conture hexagonale sau prismatice, după cum acestea au fost secționate transversal sau longitudinal.

Blenda este reprezentată, în cea mai mare parte, prin varietatea marmatit.

Galena constituie plaje larg dezvoltate de dimensiuni centimetrice și milimetrice întîlnindu-se frecvent și plaje mici de 0,005–0,6 mm. Galena substituie blenda pătrunzînd în masa acesteia pe fisuri fine și sub forma unor brațe lungi, ajungînd pînă la înlocuiri substanțiale cînd din blendă rămîn mici insule în masa galenei. În unele cazuri se observă

la imbinarea dintre aceste două sulfuri granule de pirită foarte mici (sub-micronice) ca niște mărgele, rezultate din înlocuirea acesteia din urmă de către blendă și galenă.

Cea mai mare parte din galenă este asociată cu blenda și pirlita la dimensiuni de peste 0,1 mm, o mică parte prezentând asociatii micronice (pl. IV, fig. 1, 2 și 3).

Calcopirita formează plaje larg dezvoltate fie singulare în gangă, fie asociate cu celelalte sulfuri. Aceste asociatii însă — exceptind pe cea formată prin dezamestec cu blendă — nu sunt prea avansate. Plajele de calcopirită au în general conture angulare sau sinuase și dimensiuni relativ mici nedepășind 1 mm, în medie 0,5 mm. Calcopirita mulează sau cimentează cristale idiomorfe de pirită și include uneori granule mici de pirotină (pl. IV, fig. 4).

Frecvent, calcopirita este transformată în bornit, care uneori mai păstrează în masa lui lamele de calcopirită. Bornitul formează adesea adevărate dantele fine (de dimensiuni micronice) sau umple fisuri în masa de carbonat (pl. V, fig. 1). Se întâlnesc și granule cu conture zdrențuite, adesea transformate în calcozină sau covelină (pl. V, fig. 2 și 3).

Pirotina se găsește atât liber în gangă cât și inclusă în pirită sau calcopirită, cum s-a arătat mai sus (pl. III, fig. 1), nedepășind dimensiuni de 0,4 mm.

Magnetitul formează granule neregulate pînă la 0,3 mm dispuse pe fisuri sau aglomerate în cuiburi.

Hematitul și limonitul apar de asemenea în granule neregulate. Uneori se observă pseudomorfoze de pirită după hematit.

Mineralele de gangă sunt reprezentate în majoritate de cuart (cca 42 %) urmat îndeaproape, cantitativ, de sericit și illit (cca 32 %), apoi caolinit (cca 11 %), calcit (cca 2 %), granat (cca 2 %) și feldspați (cca 1 %).

Studiul microscopic a pus în evidență procese avansate de substituții între sulfurile metalice. Din aceste substituții, care au ilustrat și ordinea de depunere a mineralelor, pirită I, blendă, calcopirită, galenă, pirită II, rezultă uneori asociatii foarte avansate — pînă la dimensiuni submicronice — ale sulfurilor între ele. Aceste asociatii intime însă, după cum s-a stabilit, sunt reduse cantitativ. După depunerea mineralizației au continuat să se manifeste o serie de forțe tectonice care au zdrobit atât mineralele metalice cât și cele de gangă (pl. V, fig. 4) rezultând deci o reducere a dimensiunilor acestora și o asociatie (mecanică) foarte avansată.

Se poate afirma însă că galena formează, în cea mai mare parte, asociații mai largi atât cu ganga cât și cu pirita și blenda, în timp ce acestea două din urmă formează în proporție mai ridicată (cca 70–80%) asociații mai strânse cu ganga.

B) Cercetări experimentale de preparare

Având în vedere că proba 2 a conținut aceleași minerale ca și proba 1, cercetările de preparare s-au desfășurat după linii asemănătoare, axate și în cazul probei 2 pe procedeul de flotație. Cum însă, conținuturile de minerale utile au fost mult mai mici, iar unele caracteristici mineralogice au indicat un grad de dificultate marit în ceea ce privește prepararea, pentru a se obține concentrate suficient de bogate și cu recuperări convenabile, a fost necesar să se utilizeze scheme de flotație complexe, cuprinzând reflatarea concentratelor primare, precum și o gamă mai largă de combinații și consumuri de reactivi.

S-a urmărit să se obțină aceleași produse finale ca și în cazul probei 1, adică, concentrate separate de galenă, blendă și pirită și de asemenea concentrate colective de galenă-blendă, cu indici de preparare apropiati.

S-a dat cea mai mare extindere experimentărilor de flotație diferențială, galenă, blendă, pirită, cu scopul de a se stabili condițiile optime de flotație pentru fiecare din aceste minerale; experimentările de flotație colectivă s-au efectuat după ce, mai întâi, s-a studiat separarea blendei de pirită, aceasta fiind mai dificilă.

Pregătirea probei tehnologice, în vederea experimentărilor s-a făcut după o schemă care a cuprins omogenizarea materialului, concasarea, într-o primă treaptă la 10 mm, reducerea și apoi concasarea, în a doua treaptă, la 3 mm.

Măcinarea minereului concasat la 3 mm s-a executat umed, cu adaos de reactivi, într-o moară de laborator cu bile de oțel.

Majoritatea experimentărilor de flotație au fost făcute cu minereu măcinat la 0,10 mm, deoarece, sub această dimensiune, după cum au indicat observațiile mineralogice, mineralele sunt în mare parte dezassociate. Informativ, s-au efectuat, inițial, unele experimentări cu material măcinat la 0,07 mm, iar în final, după stabilirea regimului optim de reactivi la flotația materialului măcinat la 0,10 mm și experimentări de flotație diferențială cu minereu măcinat la 0,20 mm.



1. Experimentări de flotație diferențială galenă, blendă, pirită.

La experimentările efectuate s-a urmărit determinarea condițiilor optime de lueru, în vederea separării din minereul brut, a unor concentrate de galenă, blendă și pirită, cu conținuturi și recuperări ridicate, în elementul de bază și cu conținuturi cît mai reduse de elemente nedorite.

S-a studiat influența felului și consumului de reactivi, a pH-ului, tulburelui, a fineții măcinării, etc.

Experimentările s-au executat în mașina de flotație de laborator, tip Wedag. Pentru realizarea unei agitații corespunzătoare a tulburelui s-a lucrat cu o viteză a rotorului de 1500–1700 rot/min. Pentru aerarea tulburelui s-a introdus în celula de flotație, în timpul colectării produselor, un debit de 200 l/h aer, la flotația primară și 100 l/h la reflotare.

Diluția, la flotația primară a fost de 3,5/l (L/S), iar la reflotare s-a luerat cu diluții mai mari, produsele obținute la flotația primară reprezentând cantități reduse.

Durata condiționării tulburelui cu reactivi a fost: 10 minute pentru silicat de sodiu; 5–10 minute pentru cianură de sodiu și sulfat de cupru; 5 minute pentru var și acid sulfuric; 3 minute pentru xantași; 2 minute pentru flotanol.

a) *Flotația Primară.* Inițial, s-au efectuat unele experimentări orientative, utilizîndu-se următorul regim de reactivi :

Reactivi modificatori

la măcinare : 1500 g/t silicat de sodiu, 1500 g/t carbonat de sodiu, 500 g/t var, 500 g/t sulfat de zinc, 150 g/t cianură de sodiu;

la flotația blendei : 400 g/t sulfat de cupru, 100 g/t var;

la flotația piritei : 3000 g/t acid sulfuric, adăugat în două trepte.
Colector

xantat etilic de potasiu Merck (72 g/t, la flotația galenei; 54 g/t la flotația blendei și 90 g/t la flotația piritei).

Spumant

flotanol Hoechst (32 g/t la flotația galenei; 20 g/t la flotația blendei și 16 g/t la flotația piritei).

Minereul a fost măcinat la 0,10 mm; pH-ul tulburelui a fost 6,5.

În condițiile de lueru menționate mai sus, rezultatele la flotația galenei, au fost satisfăcătoare, obținindu-se concentrate cu peste 40% Pb și recuperări de peste 80%.

La flotația blendei, unde s-a adăugat mai întîi sulfat de cupru și apoi var (pH = 9,5), s-a observat că aproape toată pira flotează împreună



cu blenda. Pentru a se împiedica flotația piritei s-a adăugat varul înaintea sulfatului de cupru, dar constatăndu-se că în acest caz o bună parte din pirită mai trece în concentratul de blendă s-a mărit adaosul de var de la 1000 g/t la 1500 g/t ($\text{pH} = 10-10,5$) și s-a micșorat adaosul de sulfat de cupru, de la 400 g/t la 200 g/t. Cu aceste măsuri, proporția de pirită din concentratul de blendă a fost redusă semnificativ.

La experimentările efectuate în continuare, s-au adus următoarele modificări :

La măcinare s-au adăugat aceeași reactivi, în aceleași cantități, numai la o singură experimentare s-a folosit și sulfit de sodiu, în care caz s-a redus adaosul de cianură de la 150 g/t la 50 g/t ;

La flotația galenei s-a încercat și xantatul amilic de sodiu, în scopul măririi extracției de plumb ;

La flotația blendei s-a căutat să se îmbunătățească calitatea concentratului prin : mărirea consumului de var de la 1500 g/t la 2000–2500 g/t ; măcinarea minereului la 0,07 mm și menținerea regimului de reactivi stabilit anterior (1500 g/t var, 200 g/t sulfat de cupru).

Condițiile de lucru și rezultatele mai semnificative ale experimentărilor de flotație a galenei și blendei sunt date în tabelul 12.

Pirita rămasă în tulbureală a flotat greu, atunci cînd la flotația blendei s-a utilizat un consum de var de 1500–2500 g/t ; activarea piritei în acest caz s-a făcut cu acid sulfuric (3000 g/t) și s-a utilizat drept colector xantatul etilic. Pentru îmbunătățirea rezultatelor la flotația piritei s-a încercat, în continuare : o dublă activare a piritei cu acid sulfuric (2000 g/t) și sulfat de cupru (500 g/t) ; colectorul utilizat a fost xantatul etilic ; activarea piritei numai cu acid sulfuric (3000 g/t) și folosirea xantatului amilic de sodiu, drept colector ; activarea piritei numai cu sulfat de cupru (700 g/t adăugat în două trepte) și flotația piritei cu xantat amilic de sodiu ; activarea piritei cu sulfat de sodiu și sulfat de aluminiu, în raportul 45/1 (3000–4000 g/t) ; în acest caz pirita a fost flotată, fie cu xantat etilic, fie cu xantat amilic.

În tabelul 13 sunt prezentate rezultatele obținute în aceste condiții de lucru.

Așa cum se poate vedea în tabelele 12 și 13 la experimentările de flotație primară, în funcție de condițiile de lucru, rezultatele au fost următoarele : la flotația galenei (tab. 12) s-au obținut concentrate cu conținuturi de 41,3–47,3% Pb, 1,43–2,25% Zn, 3,48–7,98% Fe. Extracțiile în greutate ale concentratelor au reprezentat 1,22–1,6% din materialul supus flotației, iar extracțiile de plumb au fost cuprinse între 80,7–



TABLEUL 12
Rezultatele flotării diferențiale galenă-blendă-pirilă (flotăția primară)

Experi- ența nr.	Producător		Extracția în greutate %	Rezultate				Extracții %
				Pb	Zn	Continuturi %	Fe	
1	Concentrat galenă 1		1,22	47,30	1,43	12,58	3,48	81,8
	Concentrat galenă 2		0,50	10,52	2,04	8,56	9,21	7,5
	Concentrat galenă 3		0,38	4,19	1,70	8,76	10,00	2,6
	Concentrat galenă total		2,1	30,86	1,62	11,00	6,09	91,9
	Concentrat blendă 1		2,6	0,31	30,00	19,72	9,56	1,8
	Concentrat blendă 2		0,9	0,18	2,59	4,74	7,17	0,6
	Concentrat blendă total 1		3,5	0,34	22,94	15,89	8,94	2,4
	Concentrat pirilă 1		5,5	0,08	0,10	34,68	—	0,6
	Concentrat pirilă 2		0,9	0,14	0,11	6,49	—	0,1
	Concentrat pirilă total		6,4	0,08	0,10	30,70	—	0,7
	Steril		88,9	0,04	0,023	1,10	—	5,0
	Alimentare		100,0	0,71	0,86	3,72	—	100,0
	Concentrat galenă 1		1,5	42,00	1,42	10,15	4,19	81,7
	Concentrat galenă 2		0,4	6,26	1,78	6,93	7,34	4,2
2	Concentrat galenă 3		0,4	3,05	1,62	9,18	9,64	1,6
	Concentrat galenă total		2,4	28,04	1,50	9,33	5,42	90,5
	Concentrat blendă 1		2,7	0,77	28,90	20,52	10,17	2,8
	Concentrat blendă 2		0,5	0,58	2,07	5,43	8,25	0,1
	Concentrat blendă total		3,2	0,75	24,69	18,16	9,88	3,2
	Concentrat pirilă 1		5,5	0,04	0,14	27,85	—	0,3
	Concentrat pirilă 2		1,9	0,11	0,14	24,38	—	0,2
	Concentrat pirilă total		7,4	0,05	0,14	26,96	—	0,5
	Steril		87,0	0,05	0,02	0,95	—	1,2
	Alimentare		100,0	0,74	0,85	3,63	—	5,8
	Concentrat galenă 1		1,6	41,30	1,78	12,17	7,98	90,5
	Concentrat galenă 2		0,5	7,07	2,02	17,30	15,56	4,8
	Concentrat galenă 3		0,5	2,27	1,48	28,64	—	1,5
	Concentrat galenă total		2,6	27,19	1,73	16,31	—	96,8
	Concentrat blendă 1		2,0	0,41	36,96	22,10	10,25	1,1
	Concentrat blendă 2		0,3	1,28	7,59	9,37	—	0,5
	Concentrat blendă total		2,3	0,52	33,13	20,40	—	1,6



	<u>Concentrat pirită 1</u>	3,0	0,14	0,21	—	0,5	0,7
	<u>Concentrat pirită 2</u>	3,7	urme	0,06	28,89	—	0,2
	<u>Concentrat pirită total</u>	6,7	0,06	0,12	32,39	—	0,9
	<u>Steril</u>	88,4	0,01	0,02	0,48	—	1,1
	<u>Alimentare</u>	100,0	0,73	0,83	3,49	—	2,2
	<u>Concentrat galenă 1</u>	1,4	43,47	2,25	11,69	—	100,0
	<u>Concentrat galenă 2</u>	0,6	12,46	3,80	12,27	—	80,7
	<u>Concentrat galenă 3</u>	0,2	6,33	5,66	10,80	—	9,9
	<u>Concentrat galenă total</u>	2,2	31,68	2,95	11,82	—	1,7
	<u>Concentrat blendă 1</u>	1,5	—	46,10	—	—	1,3
	<u>Concentrat blendă 2</u>	0,1	1,20	—	—	—	7,5
	<u>Concentrat blendă total</u>	1,9	1,37	16,42	12,59	—	80,0
	<u>Concentrat pirită (R₁)</u>	5,0	0,25	0,22	46,17	—	2,1
	<u>Concentrat pirită (R₂)</u>	0,2	—	0,37	23,97	—	80,0
	<u>Concentrat pirită total</u>	5,2	0,25	0,23	45,33	—	0,7
	<u>Steril (B + B₁)</u>	90,7	—	0,034	0,41	—	7,6
	<u>Alimentare</u>	100,0	0,75	0,86	—	—	87,6

Condiții de lucru
măcinare : 0,10 min
diluție (L/S) : 3,5/1
reactivi, g/l

la măcinare :

silicat de Na 1500 1500 1500 1500 1500 la flotăria galenici
carbonat de Na 1500 1500 1500 1500 1500
var 500 500 500 500 500
sulfit de Na — — — — —
clianură de Na 150 150 150 150 150
sulfat de Zn 500 500 500 500 500
xantat etilic de K — — — — —
xantat amilic de Na — — — — —
flotanol — — — — —

plI, la flotăria galenici : 6,5 6,5 6,5 6,5 6,5
la flotăria blendei : 10—10,5 10,5 11 11 11
la flotăria piritei : 6,5 9,5—10 10,5 10,5 10

temp de flotăje, min.

la flotăria galenici 14 17 17 17 16
la flotăria blendei : 10 11 11 10 12
la flotăria piritei : 11 17 17 17 7

	<u>Experiență 1</u>	—	—	—	<u>Experiență 2</u>	—	<u>Experiență 3</u>	—	<u>Experiență 4</u>
	<u>Concentrat pirită 1</u>	3,0	0,14	0,21	36,74	—	—	—	—
	<u>Concentrat pirită 2</u>	3,7	urme	0,06	28,89	—	—	—	—
	<u>Concentrat pirită total</u>	6,7	0,06	0,12	32,39	—	—	—	—
	<u>Steril</u>	88,4	0,01	0,02	0,48	—	—	—	—
	<u>Alimentare</u>	100,0	0,73	0,83	3,49	—	—	—	—
	<u>Concentrat galenă 1</u>	1,4	43,47	2,25	11,69	—	—	—	—
	<u>Concentrat galenă 2</u>	0,6	12,46	3,80	12,27	—	—	—	—
	<u>Concentrat galenă 3</u>	0,2	6,33	5,66	10,80	—	—	—	—
	<u>Concentrat galenă total</u>	2,2	31,68	2,95	11,82	—	—	—	—
	<u>Concentrat blendă 1</u>	1,5	—	46,10	—	—	—	—	—
	<u>Concentrat blendă 2</u>	0,1	1,20	—	—	—	—	—	—
	<u>Concentrat blendă total</u>	1,9	1,37	16,42	12,59	—	—	—	—
	<u>Concentrat pirită (R₁)</u>	5,0	0,25	0,22	46,17	—	—	—	—
	<u>Concentrat pirită (R₂)</u>	0,2	—	0,37	23,97	—	—	—	—
	<u>Concentrat pirită total</u>	5,2	0,25	0,23	45,33	—	—	—	—
	<u>Steril (B + B₁)</u>	90,7	—	0,034	0,41	—	—	—	—
	<u>Alimentare</u>	100,0	0,75	0,86	—	—	—	—	—

Condiții de lucru
măcinare : 0,10 min
diluție (L/S) : 3,5/1
reactivi, g/l

la flotăria blendei :

var 1500 1500 1500 1500 1500 la flotăria piritiei :
sulfat de Cu 200 200 200 200 200 sulfat de Cu
clianură de Na — — — — — xantat amilic de Na
xantat etilic de K 5:1 5:1 5:1 5:1 5:1 flotanol 20 20 20 20 20 flotanol
sulfat de Al — — — — —

la flotăria galenici : 2000 2000 2000 2000 2000 la flotăria galenici :
sulfat de Cu 500 500 500 500 500 sulfat de Cu
xantat amilic de Na — — — — — xantat etilic de K
xantat etilic de K 90 90 90 90 90 flotanol 16 20 20 20 20 flotanol
sulfat de Na + sul- — — — — —

sulfat de Na + sul- 3000 3000 3000 3000 3000 la flotăria galenici :
fat de Al — — — — — sulfat de Cu
sulfat de Cu 500 500 500 500 500 sulfat de Cu
xantat amilic de Na — — — — — xantat etilic de K
xantat etilic de K 90 90 90 90 90 flotanol 16 20 20 20 20 flotanol
sulfat de Na + sul- — — — — —

plI, la flotăria galenici : 6,5 6,5 6,5 6,5 6,5 la flotăria galenici :
la flotăria blendei : 10—10,5 10,5 11 11 11 la flotăria blendei :
la flotăria piritiei : 6,5 9,5—10 10,5 10,5 10 la flotăria piritiei :
temp de flotăje, min.

la flotăria galenici 14 17 17 17 16
la flotăria blendei : 10 11 11 10 12
la flotăria piritiei : 11 17 17 17 7



TABELUL 13

Rezultatele obținute la filtrația piritelui cu diferite aditante

Experiență Nr.	Reactivi activanți pentru pirită	Producție	Rezultate						Extracții %		
			Extracția în greutate %			Conținuturi %			Extracții %		
			Pb	Zn	\$	Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
1	Acid sulfuric Sulfat de Cu	Concentrat galenă	2,1	30,86	1,62	11,00	91,9	3,9	—	—	8,4
		Concentrat blendă	3,5	0,34	22,94	15,89	2,4	93,4	—	—	—
		Concentrat pirită 1	5,5	0,08	0,10	34,68	0,6	0,6	—	—	59,6
		Concentrat pirită 2	0,9	0,14	0,11	6,49	0,1	0,1	—	—	1,8
		Concentrat pirită total	6,4	0,09	0,10	30,70	0,7	0,7	—	—	61,4
		Steril	88,0	0,04	0,023	1,10	5,0	2,3	—	—	30,2
		Alimentare	100,0	0,71	0,86	3,72	100,0	100,0	—	—	100,0
		Concentrat galenă	1,7	37,24	1,59	10,00	82,4	3,1	—	—	12,5
2	Acid sulfuric Sulfat de Cu	Concentrat blendă	2,6	1,15	31,00	21,11	4,0	94,3	—	—	—
		Concentrat pirită 1	4,3	0,33	0,15	25,48	1,8	0,7	—	—	34,3
		Concentrat pirită 2	4,2	0,09	0,11	34,12	0,5	0,6	—	—	44,8
		Concentrat pirită total	8,5	0,21	0,13	29,75	2,3	—	—	—	79,1
		Steril	87,2	0,10	0,013	0,52	11,3	—	—	—	8,4
		Alimentare	100,0	0,77	0,85	3,70	100,0	100,0	—	—	100,0
		Concentrat galenă	2,1	33,33	1,52	9,38	96,8	3,6	—	—	19,4
		Concentrat blendă	3,0	0,37	27,97	20,60	1,5	94,0	—	—	—
3	Acid sulfuric Sulfat de Cu	Concentrat pirită 1	6,1	0,03	0,08	43,36	0,3	0,6	—	—	69,1
		Concentrat pirită 2	1,0	0,09	0,13	13,03	0,1	0,1	—	—	4,1
		Concentrat pirită total	7,1	0,04	0,09	39,08	0,4	0,7	—	—	73,2
		Steril	87,8	0,01	0,017	0,27	1,3	1,7	—	—	7,4
		Alimentare	100,0	0,72	0,89	3,83	100,0	100,0	—	—	100,0



4 Sulfat de Na + Sulfat de Al 3000 g/t	Concentrat galenă	2,4	28,04	1,50	9,33	4,3	11,8	
	Concentrat blendă	3,2	0,75	24,69	18,16	3,2	92,5	
	Concentrat pirită 1	5,5	0,04	27,85	0,3	0,9	47,9	
	Concentrat pirită 2	1,9	0,11	0,14	24,38	0,2	0,3	14,5
	Concentrat pirită total	7,4	0,05	0,14	26,96	0,5	1,2	62,4
	Steril	87,0	0,05	0,02	0,95	5,8	2,0	25,8
	Alimentare	100,0	0,74	0,85	3,63	100,0	—	100,0
	Concentrat galenă	2,6	27,19	1,73	16,31	96,8	4,5	
	Concentrat blendă	2,3	0,52	33,13	20,40	1,6	76,2	
	Concentrat pirită 1	3,0	0,14	0,21	36,74	0,5	0,6	34,4
5 Sulfat de Na + Sulfat de Al 4000 g/t	Concentrat pirită 2	3,7	urne	0,06	28,89	—	0,2	33,4
	Concentrat pirită total	6,7	0,06	0,12	32,39	0,5	0,8	67,8
	Steril	88,4	0,01	0,02	0,48	1,1	1,8	13,2
	Alimentare	100,0	0,73	0,83	3,49	100,0	100,0	100,0
	Concentrat galenă	2,0	33,60	1,75	10,30	92,4	4,2	
	Concentrat blendă	3,7	0,40	21,00	19,89	2,1	92,8	
	Concentrat pirită	10,2	0,12	0,15	23,40	1,3	1,5	75,8
	Steril	84,1	0,03	0,015	0,36	4,2	1,5	8,0
	Alimentare	100,0	0,73	0,84	3,62	100,0	100,0	100,0
6 Sulfat de Cu 700 g/t	Condiții de lucru							
	Experi- ența 1							
	Flotată galenei							
	Flotată blendei							
	Flotată pirităi							
	Reacții, g/t:							
	acid sulfuric.....							
	{ sulfat de Na + sulfat de Al	2000	3000	—	—	—	—	
	{ sulfat de Cu	—	—	—	3000	4000	—	
	xantat etilic de K	500	200	400	—	—	700	
	xantat amilic de Na	90	—	—	90	—	—	
	flotanol	—	75	75	—	175	175	
	pH	16	16	20	20	24	32	
	Timp de flotatie, min.	6,5	6,5	9,5–10	10,5	10	10	
		11	17	6	17	14	14	



90,5%. Au mai rezultat produse intermediare cu conținuturi de plumb de 4,5–12,5% și cu extractii de plumb de 1,7–9,9%; se constată că concentratele de galenă obținute, ținind seama de conținutul foarte redus de plumb al minereului, sunt satisfăcătoare, atât din punct de vedere al conținuturilor (gradul de îmbogățire pentru plumb a fost de 58–63) cât și la recuperările. În cazul utilizării xantatului amilic (experiența 3) extractia de plumb a crescut, în schimb, conținutul de plumb e mai slab decât atunci cînd s-a folosit xantat etilic (41,3% Pb, față de 47% Pb). Conținutul de zinc al concentratelor de galenă este mic (în general sub 2%), la fel și conținutul de fier care numai în cazul utilizării xantatului amilic s-a ridicat la 7,98%, față de cca 4%, realizat cînd s-a utilizat xantat etilic.

Concentratele de zinc (tab. 12) au avut în general conținutul de zinc de 28,9–39,9%, conținuturi de plumb de 0,3–1,2% și conținuturi de fier de 9,56–10,25%. Extractiile în greutate ale concentratelor au fost cuprinse între 1,9 și 2,7% iar extractiile de zinc, între 87,6 și 90,5%. Produsele intermediare au reprezentat 0,3–0,9% din alimentarea flotației și au avut conținuturi de 2,1–7,6% Zn, extractiile de metal corespunzătoare fiind de 1,2–2,7%. Trebuie menționat că în cazul flotației materialului măcinat la 0,07 mm nu s-au obținut rezultate îmbunătățite față de flotația materialului măcinat la 0,10 mm. În cazul unui adăos de var de 1500 g/t s-au obținut concentrate de zinc cu pînă la 30% Zn și recuperări de peste 90% (experiența 1; 2) pe cînd, la un consum de 2000 g/t var conținutul s-a ridicat pînă la 40% dar recuperarea a scăzut la 87,6% (experiența 4). În ceea ce privește conținutul de fier, variațiile acestuia nu sint semnificative deoarece în afară de fierul legat de pirită mai intervine și fierul din rețeaua cristalină a marmatitului; o dată cu creșterea conținutului de zinc în concentrat a crescut și conținutul de fier legat de blendă realizîndu-se astfel o compensație: pe de o parte, conținutul de fier s-a redus prin îndepărtarea piritei iar pe de altă parte, a crescut datorită îmbogățirii concentratului în marmatit, ca urmare a îndepărtării și a sterilului. Rezultatele experimentărilor la care s-a redus consumul de sulfat de cupru, de la 200 g/t la 160 g/t, în scopul evitării activării piritei, au fost asemănătoare cu cele arătate mai sus, conduceind la aceeași concluzie, în privința conținutului de fier.

La flotația piritei (tab. 13) s-au obținut concentrate cu extractii în greutate de 6,4–10,2%, conținuturi de sulf de 23,4–39% și extractii de sulf de cca 61–79% (raportate la sulful din pirită). Se observă că pirita a flotat cel mai bine în cazul activării cu acid sulfuric (3000 g/t)

și sulfat de cupru (experiența 2 ; 3) ; atât conținutul de sulf (29,75—39,08%) cît și extracțiile de sulf (73,2—79,1%) sunt mai ridicate decit în cazul activării cu sulfat de sodiu + sulfat de aluminiu (conținut de S, 27—32,4% ; extracția de S, 62,4—67,8%) sau numai cu sulfat de cupru (conținut de S, 23,4% ; extracție de S, 75,8%). Indicii realizați au fost superioiri atunci cind pilita a fost flotată cu xantat amilic.

Din cele arătate mai sus se vede că prin aplicarea flotației diferențiale a galenei, blendei și piritei s-au obținut la flotația primară : concentrate de galenă de calitate satisfăcătoare și cu recuperări de plumb bune ; concentrate de blendă cu recuperări ridicate dar slabe în ceea ce privește calitatea ; concentrate de pirită a căror recuperare e mulțumitoare, în schimb conținutul de sulf este slab.

Conținuturile de elemente utile ale sterilelor finale sunt scăzute : 0,01—0,04% Pb ; 0,015—0,03% Zn, sub 1% S. Pierderile de metal corespunzătoare conținuturilor de plumb și zinc sunt sub 5% respectiv sub 3%.

b) *Reflotarea concentratelor primare* În scopul îmbunătățirii indicilor obținuși la flotația primară s-au efectuat experimentări de reflotare a concentratelor primare.

Operațiile de reflotare s-au executat după schemele din figurile 2, 3 și 4.

În unele cazuri produsele de la flotația primară au fost remăciinate, înainte de reflotare. S-au folosit în general cantități mici de reactivi alcalinizatori pentru tulbureală, depresanți pentru blendă, pirită și mineralele de gangă, colectori și spumant.

Condițiile de lucru și rezultatele experimentărilor sunt prezentate în tabelele 14, 15 și 16.

În cazul galenei (fig. 2, tab. 14) prin reflotarea unor concentrații primare (C_1 și C_2), cu conținuturi medii de 40—42% Pb s-au obținut concentrate cu 65,3—69% Pb având extracții în greutate de cca 1% și recuperări de plumb de 87,6—88,8%. Conținuturile de zinc și fier s-au menținut la nivelul celor realizate la flotația primară (sub 2% Zn și cca 4% Fe). Produsele intermediare rezultate la reflotare au avut conținuturi de plumb de 4,6—4,7% cu extracții de metal de 4,4—5,3%. Acestea, într-un circuit industrial mai pot fi refloatate, împreună cu produsul C_3 de la flotația primară și astfel recuperarea de plumb poate fi mărită în final la cca 90%.

Reflotarea blendei (fig. 3, tab. 15) a fost dificilă comparativ cu cea a galenei ; aceasta își are probabil explicația în faptul că varietatea



TABELUL 14

Refloatarea concentratorilor primari de galenă

Experi- enția nr.	Schema de lucru	Produc- se	Rezultate						Extracții %	
			Extracția în greutate %			Conținuturi %				
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	S		
1	Fig. 2 a	Concentrat galenă ($R_1 + R_2$)	0,95	69,05	1,75	14,00	87,6	2,0		
		Produs intermedian ($I_1 + I_2$)	0,85	4,71	1,35	4,59	5,3	1,4		
		Produs intermedian (C_3)	0,3	4,81	1,58	8,62	1,9	0,6		
		Concentrat blendă (C_4)	2,4	0,44	31,15	22,11	1,5	90,2		
		Produs intermedian (C_6)	0,3	0,86	3,47	5,18	0,4	1,2		
		Concentrat pirită ($C_6 + C_7$)	7,3	0,10	0,10	33,30	0,9	0,9		
		Steril (B)	87,9	0,02	0,035	0,55	2,4	3,7		
		Alimentare (A)	100,0	0,75	0,83	3,66	100,0	100,0		
		Concentrat galenă ($R_1 + R_2$)	1,0	65,30	1,60	13,20	88,8	1,9		
		Produs intermedian ($I_1 + I_2 + I_3$)	0,7	4,57	1,43	4,71	4,4	1,1		
2	Fig. 2 b	Produs intermedian (C_8)	0,4	3,67	1,52	7,92	2,0	0,7		
		Concentrat blendă (C_4)	2,7	0,52	28,00	27,23	1,9	91,1		
		Produs intermedian (C_8)	0,5	0,93	3,70	5,77	0,7	2,3		
		Concentrat pirită ($C_6 + C_7$)	6,5	0,08	0,12	38,40	0,6	0,9		
		Steril (B)	88,2	0,014	0,017	0,30	-	1,6		
		Alimentare (A)	100,0	0,73	0,83	3,72	100,0	100,0		
		Conditii de lucru măcinare mm $\frac{V}{L/S}$								
		diluție (L/S)								
		reactivi, g/l								
		la măcinare: (tab. 12 experiența 1...4) la flotată galenă flotată primară: (tab. 12, experiența 3)								
3		reflotare C_1 silicat de Na	100	125	6	pH	25	2		
		xantat etilic de K	6	15	2,8	reflotare Ia + Ib carbonat de Na	15	2		
		flotanol	2	16	2,8	xantat etilic de K	16	—		
		flotanol	20	7,5	8,5	flotanol	7,5	8,5		
Timp de refloatare total min.										

Experiența 1 Experiența 2

Experiența 1 Experiența 2

Conditii de lucru
măcinare mm $\frac{V}{L/S}$
diluție (L/S)

reactivi, g/l

la măcinare: (tab. 12 experiența 1...4)
la flotată galenă
flotată primară: (tab. 12, experiența 3)

reflotare C_2 silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

xantat etilic de K

flotanol

silicat de Na

carbonat de Na

sulfat de Zn

cianură de Na

xantat etilic de K

flotanol

reflotare Ia + Ib carbonat de Na

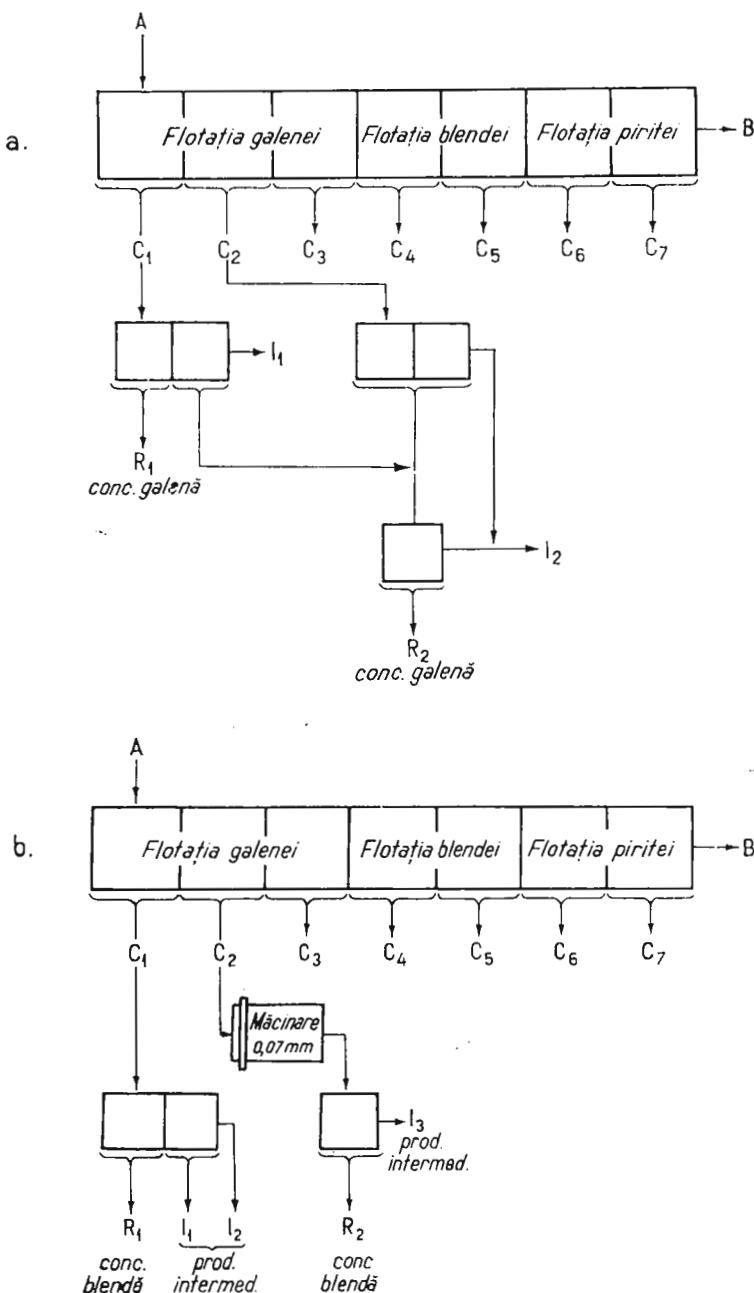


Fig. 2. — Reflotarea concentratelor primare de galenă.

Reflottation des concentrés primaires de galène.



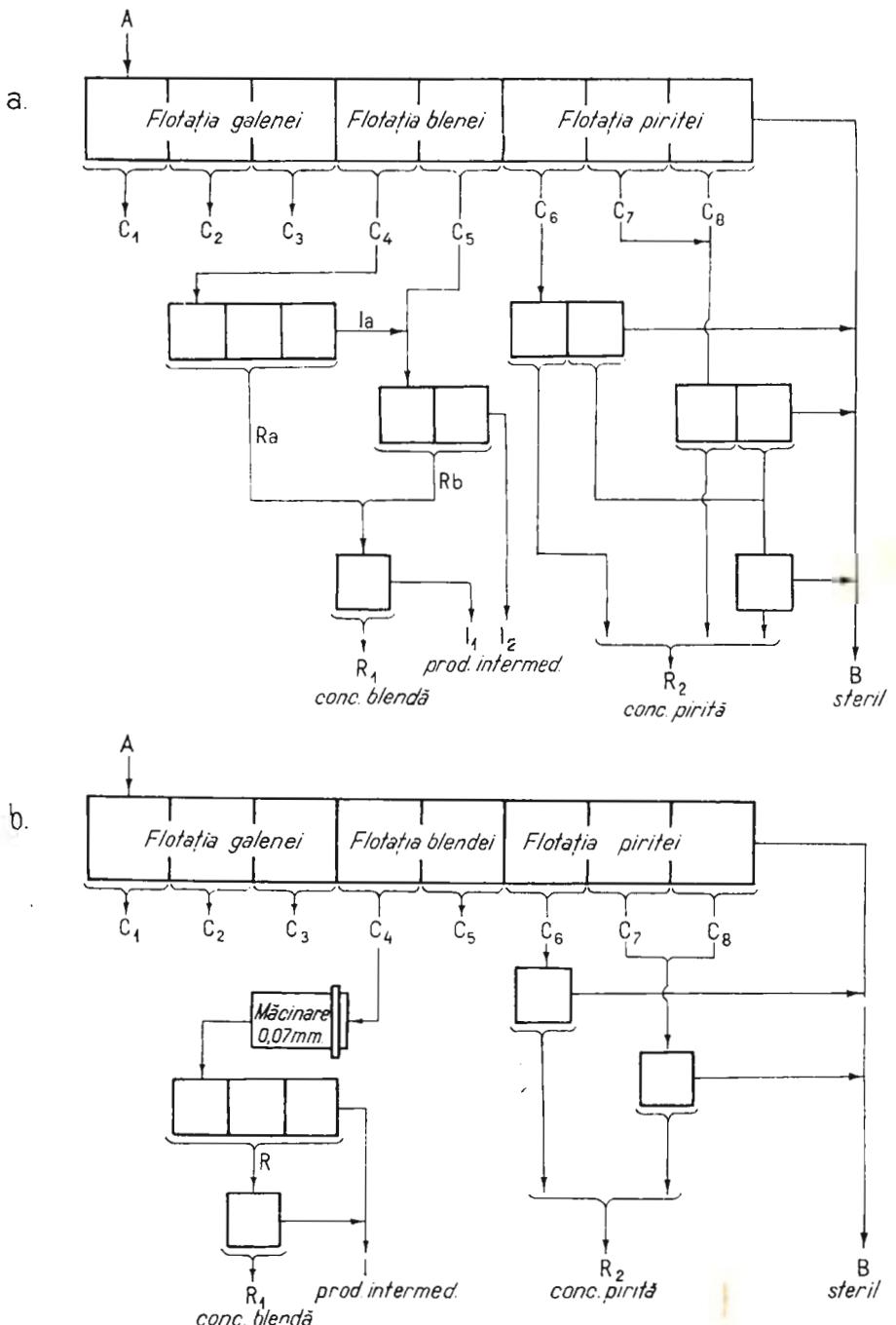


Fig. 3. - Reflotarea concentratelor primare de blendă și pirită.
Reflottation des concentrés primaires de blende et de pyrite.



TABELUL 15
Refloatarea concentratelor primare de blendă

Experiența nr.	Schema de lucru	Produse	Rezultate					
			Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracții %	
			Pb	Zn	S	Pb	Zn	
1	Fig. 3 a	Concentrat galenă C ₁	1,4	13,90	1,59	10,11	84,6	2,5
		Concentrat galenă C ₂ + C ₃	0,6	9,47	2,35	10,77	7,8	1,7
		Concentrat galenă total	2,0	33,60	1,75	10,30	92,4	4,2
		Concentrat blendă R ₁	1,3	0,55	47,42	28,80	1,0	73,6
		Produs intermediar I ₁	0,2	1,14	18,50	15,83	0,3	4,4
		Produs intermediar I ₂	2,2	0,29	5,62	15,01	0,8	14,8
		Concentrat pirită R ₂	4,9	0,04	0,16	46,60	0,3	1,0
		Steril B	89,4	0,042	0,019	0,44	5,2	2,0
		Alimentare A	100,0	0,73	0,84	3,62	100,0	100,0
2	Fig. 3 b	Concentrat galenă 1	1,6	38,56	1,90	11,44	86,9	4,1
		Concentrat galenă 2 + 3	0,9	6,44	2,11	17,11	8,2	2,5
		Concentrat galenă total	2,5	27,00	2,00	13,48	95,1	6,6
		Concentrat blendă R ₁	1,0	0,39	51,18	24,55	0,6	67,7
		Produs intermediar I ₁	1,5	0,25	9,72	16,16	0,5	19,2
		Produs intermediar C ₆	1,4	0,62	2,14	27,83	1,3	3,9
		Concentrat pirită R ₂	5,0	0,03	0,17	48,73	0,1	0,8
		Steril	88,6	0,019	0,015	0,15	2,4	1,8
		Alimentare	100,0	0,71	0,76	3,42	100,0	100,0

Condiții de lucru

măcinare mm

} diluție (L/S) tab. 4; experiența 4

reactivi, g/t

la măcinare : tab. 4 ; experiența 4

la flotația galenei : tab. 4 ; experiența 4

la flotația blendei :

flotația primară tab. 4 ; experiența 4

reflotare C₄

Experiența 1 Experiența 2

silicat de Na 250 250

var 500 500

cianură de Na — 40

sulfat de Cu 25 75

xantat etilic de K ... 15 30

reflotare Ia + C₅

var 250 —

cianură de Na 10

sulfat de Cu 100 —

xantat etilic de K ... 21 —

reflotare Ra + Rb/R

var 75 75

cianură de Na 25 25

xantat etilic de K ... 6 6

flotanol 2 2

pH

11,5—12 12

temp de reflotare total, min.

25 16



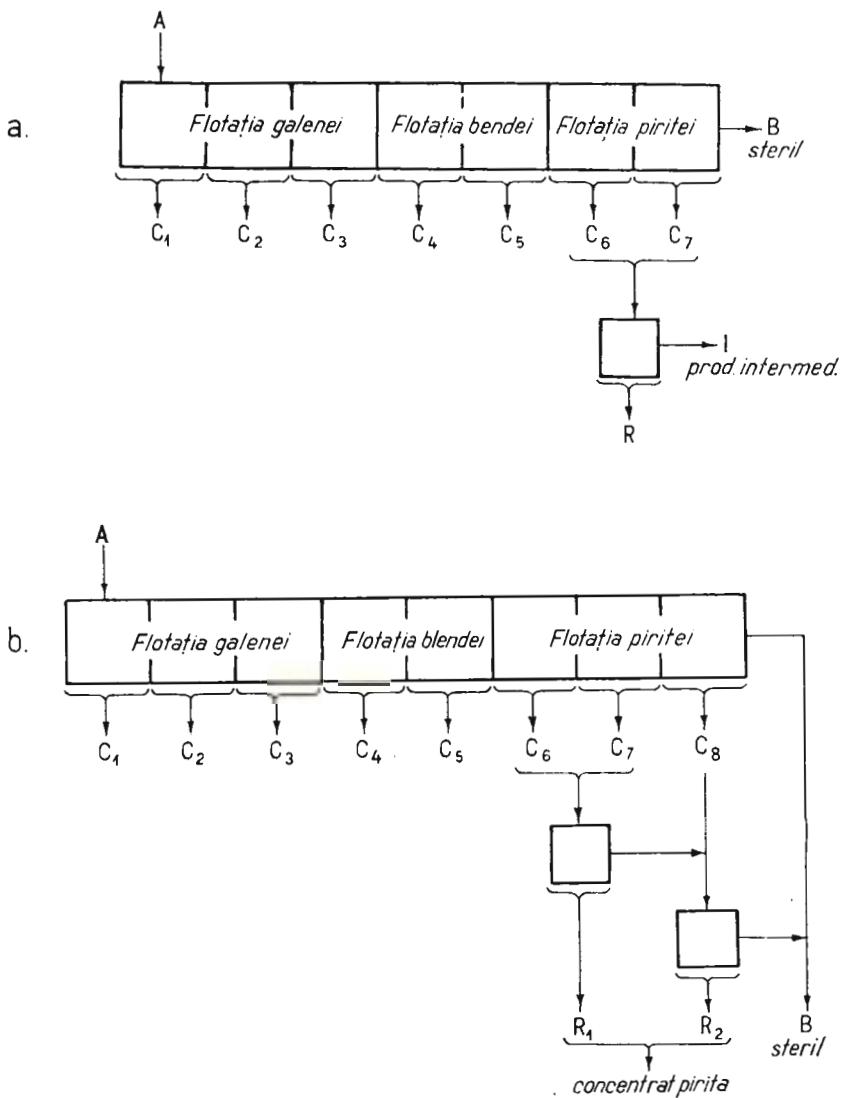


Fig. 4. — Reflotarea concentratelor primare de pirită.
Reflottation des concentrés primaires de pyrite.

TABELUL 16

Reflotarea concentratorilor primari de pirită

Exper. nr.	Condiții de lucru	Produse	Rezultate					
			Extracția în greu- tate %	Conținuturi %			Extracții %	
				Pb	Zn	S tot	Pb	Zn
1	Fig. 4 a	Concentrat galenă ($C_1 + C_2 + C_3$)	2,0	34,55	2,40	9,75	94,7	5,6
		Concentrat blendă ($C_4 + C_5$)	2,8	0,61	26,46	19,50	0,8	87,3
		Concentrat pirită (R)	4,9	0,07	0,73	47,47	0,4	4,2
		Produs intermediar (I)	3,0	0,14	0,31	15,15	0,6	1,0
		Steril (B)	87,3	0,016	0,018	0,24	1,9	1,9
		Alimentare (A)	100,0	0,73	0,85	3,73	100,0	100,0
2	Fig. 3 a	Concentrat galenă ($C_1 + C_2 + C_3$)	2,0	33,60	1,75	10,30	92,4	4,2
		Concentrat blendă ($C_4 + C_5$)	3,7	0,40	21,00	19,89	2,1	92,8
		Concentrat pirită (R ₂)	4,8	0,04	0,16	46,97	0,3	1,0
		Steril (B)	89,4	0,042	0,019	0,44	5,2	2,0
		Alimentare (A)	100,0	0,73	0,84	3,62	100,0	100,0
3	Fig. 4 b	Concentrat galenă ($C_1 + C_2 + C_3$)	2,2	31,68	2,95	11,82	92,3	7,5
		Concentrat blendă ($C_4 + C_5$)	1,9	1,21	39,89	22,53	3,1	87,6
		Concentrat pirită (R ₁)	5,0	0,25	0,22	46,17	1,6	1,3
		Concentrat pirită (R ₂)	0,2	0,37	0,55	23,97	0,1	0,1
		Concentrat pirită total	5,2	0,25	0,23	45,33	1,7	1,4
		Steril (B)	90,7	0,024	0,033	0,41	2,9	3,5
		Alimentare (A)	100,0	0,75	0,86	3,42	100,0	100,0

Condiții de lucru

Floatația galenei

Floatația blendei

Floatația piritei

Floatația primară :

reactivi, g/t	acid sulfuric	3000	—	—
	sulfat de Na +	—	—	4000
	sulfat de Al			
	sulfat de Cu	400	700	500
	xantat amilic de Na	150	175	200
	flotanol	20	32	24
pH		6,5	10	10
temp de flotație		9	14	7

Reflotarea

reactivi, g/t	silicat de Na	200	800	550
	acid sulfuric	400	—	—
	sulfat de Cu	200	450	300
	xantat amilic de Na	20	50	15
	flotanol	8	12	4
pH		5,5	8	7,5
temp de reflotare, total		6	27	15



marmatit prezintă dificultăți la activare, în anumite condiții. Conținutul de zinc al concentratelor obținute, după reflotare, a crescut în final, la 47,4—51,5%, de la 21—26% (conținutul concentratelor primare supuse reflotării).

Recuperările de zinc ale concentratelor cu conținuturile de mai sus au fost de 73,6—67,7% (față de 90,8—92,8%); cca 19% din cantitatea de zinc a rămas în produsele intermediare care au conținut 6,7—9,7% Zn.

Operațiile de reflotare, în cazul piritei (fig. 4, tab. 16), au decurs mai bine decât flotația primară. Au fost supuse reflotării concentrate de la flotația în mediu acid sau în mediu alcalin. Plecind de la concentrate primare cu 30—39% sulf, prin reflotare s-au obținut concentrație finale cu 45,3—47,5% sulf și recuperări de 71,5—72,7%.

c) *Influența măcinării la flotație* După cum s-a menționat anterior, majoritatea experimentărilor de flotație au fost efectuate cu material măcinat la finețe sub 0,10 mm. Cu scopul de a se vedea în ce măsură sănt influențate rezultatele flotării, în cazul măcinării minereului la dimensiuni mai mari, s-au efectuat unele experimentări de flotație cu material măcinat la 0,20 mm. Rezultatele și condițiile de lucru ale unei experimentări, desfășurată după o schemă care a cuprins flotația primară a galenei, blendei și piritei, urmată de reflotarea concentratelor primare (fig. 5) sănt prezентate, comparativ cu rezultatele flotației minereului în condiții asemănătoare, măcinat la 0,10 mm, în tabelul 17. Analizând aceste rezultate se constată că indicii realizării în cazul măcinării la 0,20 mm au valori apropiate de cele obținute în cazul măcinării la 0,10 mm:

concentratul de galenă, cu o extracție în greutate de 1,07%, a conținut 63,64% Pb, 2,90% Zn, 4,10% Fe, recuperarea de plumb reprezentind 89,5%;

concentratul de blendă a avut o extracție în greutate de 0,9%, un conținut de zinc de 50,89%, un conținut de plumb de 1%, un conținut de fier de 11,5% și o extracție de zinc de 57,2%. Prin amestecul acestui concentrat cu produsul intermedian I₄ (35,60% Zn) ar rezulta un concentrat cu o extracție în greutate de 1,3%, un conținut mediu de zinc de 46,15% și o recuperare totală de 74,9%;

concentratul de pirită a reprezentat 5,4% din minereul brut, avînd un conținut de sulf de 46,90% și o recuperare de cca 79%.

Rezultatele acestor experimentări au arătat că și la o măcinare de 0,20 mm se pot obține concentratice de galenă, blendă și pirită de bună



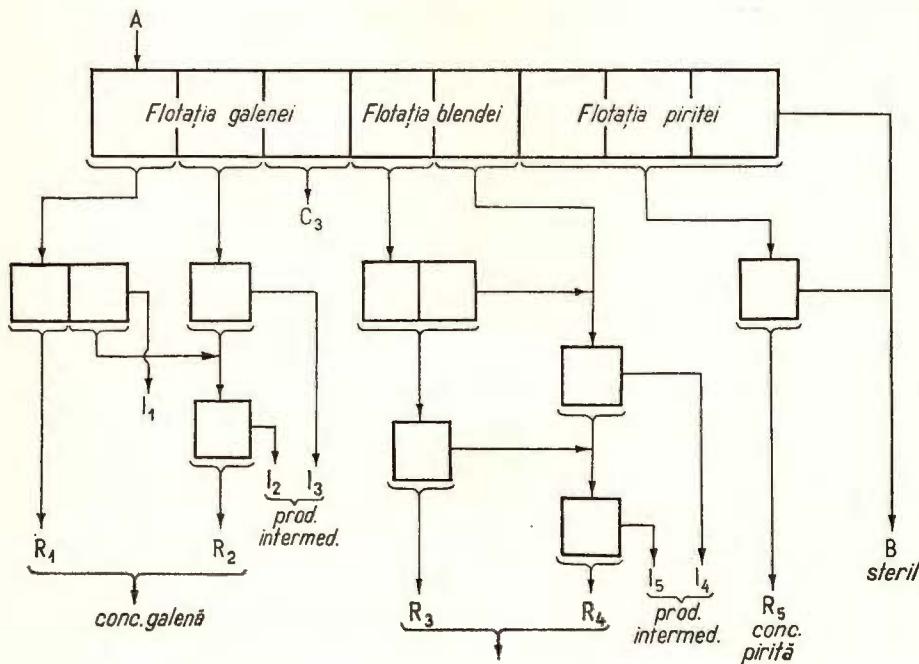


Fig. 5. — Flotația diferențială galenă, blendă, pirită.
Flottation différentielle galène, blende, pyrite.

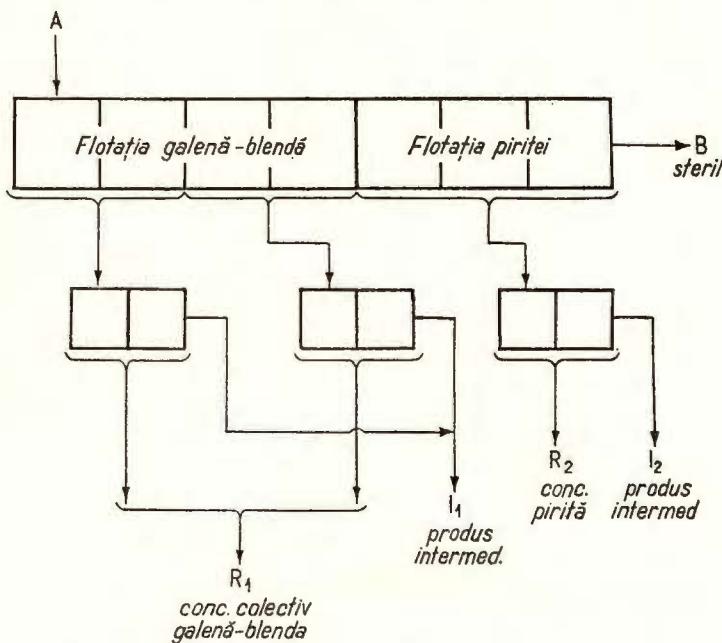


Fig. 6. — Flotația colectivă galenă-blendă, urmată de flotația piritei.
Flottation collective galène-blende, suivie par la flottation de la pirite

TABEUL 17

Rezultatele filtrației diferențiale galenă-blendă în funcție de finețea măcinării

Experiență nr.	Schema de lucru	Finețea măcinării mm	Produse	Rezultate				Extractii %		
				Extractia în greutate %	Conținuturi %			Pb	Zn	S
					Pb	Zn	S			
1 Fig. 5	-0,20	-	Concentrat galenă ($R_1 + R_2$)	1,07	63,64	2,90	14,39	89,5	3,8	
			Produs intermediar ($I_1 + I_2 + I_3$)	1,23	2,11	1,30	13,41	3,4	2,0	
			Produs intermediar (C_a)	0,8	1,13	1,15	13,15	1,2	1,1	
			Concentrat blendă ($R_3 + R_4$)	0,9	1,00	50,89	23,66	1,2	57,2	12,9
			Produs intermediar (I_4)	0,4	0,10	35,60	11,60	—	17,7	
			$R_3 + R_4 + I_4$	1,3	0,69	46,15	19,85	1,2	74,9	
			Produs intermediar (I_5)	1,8	0,51	5,33	4,40	1,2	12,0	
			Produs intermediar (R_5)	5,4	0,03	0,51	46,90	1,2	3,4	
			Concentrat pirită (R_6)	88,4	0,02	0,026	0,29	2,3	2,8	
			Steril (B)	100,0	0,76	0,80	3,47	100,0	7,9	
2 Fig. 2b	-0,10	-	Alimentare (A)					100,0	100,0	100,0
			Concentrat galenă ($R_1 + R_2$)	1,0	65,30	1,60	13,20	88,8	1,9	
			Produs intermediar ($I_1 + I_2 + I_3$)	0,7	4,57	1,43	4,71	4,4	1,1	
			Produs intermediar (C_a)	0,4	3,67	1,52	7,92	2,0	0,7	
			Concentrat blendă (R_4)	2,7	0,52	28,00	27,23	1,9	91,1	
			Produs intermediar (C_b)	0,5	0,93	3,70	5,77	0,7	2,3	
			Concentrat pirită ($C_6 + C_7$)	6,5	0,08	0,12	38,40	0,6	0,9	
			Steril (B)	88,2	0,014	0,017	0,30	1,6	1,8	
			Alimentare (A)	100,0	0,73	0,83	3,72	100,0	100,0	100,0
3 Fig. 3b	-0,10	-	Concentrat galenă (C_1)	1,6	38,56	1,90	11,44	86,9	4,1	
			Concentrat galenă ($C_2 + C_3$)	0,9	6,44	2,11	17,11	8,2	2,5	
			Concentrat galenă total	2,5	27,00	2,00	13,48	95,1	6,6	
			Concentrat blendă (R)	1,0	0,39	51,48	24,55	0,6	67,7	
			Produs intermediar (I)	1,5	0,25	9,72	16,16	0,5	19,2	
			Produs intermediar (C_b)	1,4	0,62	2,14	27,83	1,3	3,9	
			Concentrat pirită (R_2)	5,0	0,03	0,17	48,73	0,1	0,8	
			Steril (B)	88,6	0,019	0,015	0,45	2,4	1,8	
			Alimentare (A)	100,0	0,71	0,76	3,42	100,0	12,5	
								100,0	100,0	100,0



Condiții de lucru (experiență 1)

Condiții de lucru (experiență 1)		la flotăția piritei	
reacție, pH		flotăția primară :	
la măcinare :		sulfat de Cu	350
silicat de Na	3,5/1	acid sulfuric	1000
carbonat de Na	1500	xantat etilic K	100
var	1500	xantat amilic Na	88
cianură de Na	500	flotanol	12
sulfat de Zn	150	reflotare	300
la flotăția galenei		silicat de Na	300
flotăția primară :		sulfat de Cu	150
xantat emilic Na	2,5	pH, la flotăția galenei :	
xantat etilic K	5,4	flotăția primară	6,5
flotanol	32	reflotare	7,5
reflotare		la flotăția blendei :	
silicat de Na	200	flotăția primară	11,5
cianură de Na	25	reflotare	11,5
xantat etilic K	12	la flotăția piritei :	
flotanol	4	flotăția primară	12
la flotăția blendei		reflotare	9 – 10,5
flotăția primară :		temp de flotăție, min.	
var	2500	la flotăția galenei :	7,5 – 8
cianură de Na	40	flotăția primară	15
sulfat de Cu	200	reflotare	17
xantat etilic de K	54	la flotăția blendei :	
flotanol	20	flotăția primară	10
silicat de Na	250	reflotare	15
cianură de Na	26	la flotăția piritei :	
var	750	flotăția primară	8
sulfat de Cu	65	reflotare	6
xantat etilic K	14		
flotanol	8		

Condițiile de lucru pentru experiență 2 sunt date în tabelul 13 (experiență 2) iar pentru experiență 3, în tabelul 14 (experiență 2).



calitate (exceptând fierul din concentratul de blendă) și cu recuperări satisfăcătoare. Ca și în cazul flotației minereului măcinat la 0,10 mm, galena nu a pus probleme speciale; pirlita a flotat mai greu la flotația primară, în schimb, la operațiile de reflotare s-a comportat bine. Blendă a prezentat aceleași dificultăți ca la flotația minereului măcinat la 0,10 mm; recuperările mai scăzute obținute în laborator pot fi sensibil îmbunătățite într-un circuit industrial, prin reflotarea produselor intermediare.

2. Experimentări de flotație colectivă galenă-blendă, urmată de flotație piritei. La aceste experimentări s-a urmărit să se stabilească condițiile în care pot fi obținute concentrate colective de galenă-blendă prelucrabile metalurgic prin procedeul I.S.P.

Minereul supus flotației a fost măcinat la 0,10 mm. La măcinare s-a adăugat silicat de sodiu (1500 g/t), carbonat de sodiu (1500–2500 g/t), var (500–1000 g/t), cianură de sodiu (50–150 g/t).

Reactivii adăugați la flotație au fost: var (1500–2500 g/t), cianură de sodiu (50 g/t), sulfat de cupru (160–200 g/t), xantat etilic de potasiu (30–108 g/t), xantat amilic de sodiu (72 g/t), flotanol (8–36 g/t).

La flotația primelor două fracțiuni s-a adăugat numai colector și spumant, după care tulbureala rămasă în celulă a fost alcalinizată cu var pînă la pH 11, apoi s-a adăugat sulfat de cupru, colector, spumant și s-au flotat, în continuare, încă două fracțiuni. S-a constatat că în primele fracțiuni a trecut galena (conținutul de blendă a fost același ca în cazul flotației diferențiale) iar blendă a flotat numai după adăugarea sulfatului de cupru.

A urmat flotația piritei, în condițiile optime stabilite la flotația diferențială, galenă, blendă, pirlită.

Concentratele obținute la flotația primară au fost reflotate după schema din figura 6.

Condițiile de lucru și rezultatele unora dintre experimentări sunt prezentate în tabelul 18.

Așa cum se vede din tabel, prin reflotarea concentratelor primare de galenă-blendă s-au ridicat conținuturile acestora de la 12,81–15,46% Pb, respectiv, 13,56–16,50% Zn la 21,93–22,36% Pb și 24,61–26,33% Zn, suma Pb + Zn reprezentind 47–48,3%. Conținutul de fier a fost de 8,9%, iar conținutul de cupru nu a depășit 1%. Extrația în greutate a concentratelor colective a fost de 3–3,3% iar recuperările de metal 95,8–97,9% pentru plumb și 96,8–97,4% pentru zinc.

TABELUL 18
Rezultatele flotării colective Pb-Zn urmată de flotăria piritei

Experi- ență nr.	Operația	Rezultate							
		Producție		Extracția în greutate %		Conținuturi %		Extracții %	
		Experiență	nr.	Pb	Zn	S	Pb	Zn	S
1	Flotație primară Fig. 6	Concentrat Pb-Zn	5,0	15,46	16,50	14,78	97,9	96,8	8,5
		Concentrat pirită	8,6	0,10	0,12	30,72	1,0	1,2	82,6
		Steril	86,4	0,01	0,02	0,33	1,1	2,0	8,9
		Alimentare	100,0	0,79	0,85	3,67	100,0	100,0	100,0
		Concentrat Pb-Zn (R ₁)	3,3	22,36	24,61	20,76	93,4	95,3	8,5
		Produs intermediar (I ₁)	1,7	2,06	0,76	3,18	4,5	1,5	
		Concentrat pirită (R ₂)	5,1	0,10	0,12	48,36	0,6	0,7	77,1
		Produs intermediar (I ₂)	3,5	0,10	0,10	5,02	0,4	0,5	5,5
		Steril	86,4	0,01	0,02	0,33	1,1	2,0	8,9
		Alimentare	100,0	0,79	0,85	3,67	100,0	100,0	100,0
2	Flotație primară Fig. 6	Concentrat Pb-Zn	5,4	12,81	13,56	14,06	95,8	97,4	10,8
		Concentrat pirită	9,0	0,10	0,08	28,94	1,3	0,8	81,4
		Steril	85,8	0,025	0,017	0,29	2,9	1,8	7,8
		Alimentare	100,0	0,72	0,85	3,61	100,0	100,0	100,0
		Concentrat Pb-Zn (R ₁)	3,0	21,93	26,33	22,03	91,1	92,5	10,8
		Produs intermediar (I ₁)	2,2	1,54	1,91	4,41	4,7	4,9	
		(Concentrat pirită (R ₂)	5,1	0,10	0,10	48,49	0,7	0,6	77,3
		Produs intermediar (I ₂)	3,9	0,10	0,06	3,38	0,6	0,2	4,1
		Steril	85,8	0,025	0,017	0,29	2,9	1,8	7,8
		Alimentare	100,0	0,72	0,85	3,61	100,0	100,0	100,0



Concentratele de pirită obținute la flotația primară (28,94% – 30,72% S), după reflotare, au avut un conținut de cca 48,5% sulf și o recuperare de cca 77%, raportată la sulful din pirită. Extrația în greutate a concentratelor a fost de 5,1%.

În privința fineții măcinării se poate afirma că la flotația minereului măcinat la 0,20 mm se pot realiza indici comparabili cu cei de la flotația minereului măcinat la 0,10 mm.

C) Concluzii

Cercetările tehnologice efectuate au urmărit să se stabilească posibilitățile de preparare ale minereului de sulfuri polimetalice provenit dintr-o zonă de falie și caracterizat prin conținuturi reduse de minerale utile.

Experimentările de flotație diferențială galenă, blendă, pirită, precum și cele de flotație colectivă galenă-blendă urmată de flotația piritei au arătat că minereul poate fi valorificat tehnologic.

La flotația diferențială s-au obținut: concentrate de galenă cu 65–69% plumb, 1,60–1,75% zinc, 3,5% fier și recuperări de plumb de 88–89%; concentrate de zinc cu 51% zinc, recuperarea de zinc corespunzătoare fiind de 68%, sau concentrate cu 46–47% zinc și recuperări de 74–75%; concentrate de pirită cu 46–47% sulf și recuperări de 72–73%.

Concentratele de galenă au avut, în majoritatea cazurilor, conținuturi mici de fier (3–4%). În concentratele de blendă analizele chimice au indicat pentru conținuturile de fier valori cuprinse între 9,5 și 14%. O parte din acest fier se găsește în rețeaua cristalină a marmatitului iar altă parte în sulfurile de fier (pirită, marcasit) care, parțial, au trecut la flotație în concentratul de blendă. Deși la reflotarea concentratelor primare de blendă s-au creat condiții adeevate, în vederea reducerii conținutului de fier, acesta nu a putut fi micșorat datorită faptului că cea mai mare parte din blendă este reprezentată de marmatit.

La experimentările de flotație colectivă s-a obținut în final un concentrat colectiv cu 48% Pb + Zn (22% Pb și 26% Zn) recuperările fiind de 91% pentru plumb, respectiv 93% pentru zinc. Conținutul de fier al concentratului de Pb + Zn a fost de 9% iar conținutul de cupru nu a depășit 1%.

Concentratul de pirită flotat, după ce mai întii a fost extras concentratul colectiv de Pb + Zn, a avut un conținut de sulf de 48% și o recuperare de 77%.

Concentratele obținute, atât la flotația diferențială cit și la flotația colectivă, sunt de calitate corespunzătoare valorificării lor metalurgice, în condițiile unor recuperări de metal satisfăcătoare.

BIBLIOGRAFIE

- Popa E., Popovici Rodica, Hrapunova Alla, Lazăr Silvia (1962) Reducerea conținutului de fier din concentratele zincoase. *Cercet. miniere* V Icemin, București.
- Pavlov I. (1971) Valorificarea în metalurgie a concentratelor. M.M.P.G., O.D.P.T. București.
- Polkin S.J. (1956) Prepararea minereurilor (traducere din limba rusă). Edit. Tehn. 464—171. București.
- Hey M. (1968) Quelques problèmes pratiques et théorétiques de la flottation des minéraux, VIII Congrès International de Préparation des minéraux, Leningrad. Comunicarea D.1.

RECHERCHES SUR LA PRÉPARATION DE QUELQUES MINÉRAIS DE SULFURES POLYMÉTALLIQUES DE LA PARTIE SEPTENTRIONALE DES MONTS APUSENI

(Résumé)

Afin de connaître les possibilités de mise en valeur technologique de quelques minéralisations de sulfures complexes au nord des Monts Apuseni on a fait des essais de préparation, en laboratoire, sur 2 échantillons technologiques récoltées des périmètres différents.

a) ECHANTILLON 1

L'échantillon technologique a été constitué de minerai compact et d'imprégnations, nids ou veinules en divers types de grès, brèches et quartzites. Les minéraux métalliques valorisables sont représentés par galène (environ 3,5 %), blende (environ 10,5 %), pyrite (environ 28,5 %). La chalcopyrite apparaît en proportion négligeable (environ 0,03 %); le tétraédrite et le limonite, sporadiquement. Parmi les minéraux de gangue, on peut citer le quartz (environ 27 %), la sérice (environ 7 %), la calcite (environ 10 %), la chlorite (environ 6 %), la caolinite (environ 6 %), le feldspath (environ 2 %) et le rutile, sporadiquement.

La minéralisation est de nature hydrothermale. L'ordre de succession des minéraux est assez clairement mis en évidence par leurs relations. Le premier minéral formé, la pyrite I, est corrode tant par la blende que par la galène aussi, suivie par la blende contemporaine à la chalcopyrite « en gouttelettes », ensuite la chalcopyrite, en plages, simultanée au tétraédrite, dont elle reste associée, suivie par la galène, qui remplace toutes les autres sulfures antérieurement formées. C'est la pyrite II qu'y est la dernière sulfure formée.

A cause de substitutions, les associations entre les sulfures sont très fréquentes, ayant des dimensions très variées, dès 2–3 m jusqu'à quelques microns.

L'échantillon contient une minéralisation riche, la proportion en sulfures (galène, blende, pyrite) y étant d'environ 42 %.

L'analyse chimique de l'échantillon est la suivante : 41,9 % SiO₂; 4,28 % CaO; 4,96 % Al₂O₃; 0,78 % MgO; 3,14 % Pb; 7,00 % Zn; 19,16 % S; 14,55 % Fe; 0,01 % Cu; 92 g/t Ag; 0,1 g/t Au.



Les recherches technologiques se sont portées sur des essais de flottation différentielle, galène, blende, pyrite et essais de flottation collective galène-blende, suivie par la flottation de la pyrite.

Le broyage précédent la flottation, effectué à des dimensions de 0,18 ou 0,25 mm, semble être le plus convenable, étant donné qu'à ce degré de finesse les minéraux sont, en majeure partie, libérés.

Les résultats des essais de flottation différentielle ont démontré qu'on peut obtenir, par la flottation primaire, de :

concentrés de galène à extractions en poids de 4,6—5,4 %, teneurs en plomb de 48,5—61 %, teneurs en zinc de 5,3—4,2 % et récupérations de plomb de 84,2—94 %;

concentrés de blende à extractions en poids de 10,8—11,6 %, teneurs en zinc de 56—60,2 %, teneurs en plomb de 0,34—0,79 % et récupérations de Zn de 90,3—93 %;

concentrés de pyrite à extractions en poids de 25—28 %, teneurs en soufre de 45—50 % et récupérations de soufre (associé à la pyrite) de 83—87 %.

En ce qui concerne la teneur en Fe, selon les résultats des essais, elle peut être réduite au-dessous de 8 % dans les concentrés de galène et au-dessous de 5 % dans ceux de blende.

La teneur en cuivre a été de 0,2—0,3 % dans les concentrés de galène et de 0,7—1 % dans les concentrés de blende.

On a obtenu, par des essais de flottation collective, des concentrés collectifs de Pb+Zn à extractions en poids de 15—16 %, avec des teneurs de 17—18,7 % Pb et 43—44 % Zn, la somme des teneurs en Pb-Zn dépassant 60 % et récupérations de 91—93 % pour le plomb, respectivement 94—95 % pour le zinc. La teneur en fer a été de 4—5 % et la teneur en cuivre de 0,7—0,8 %.

Ces concentrés sont de bonne qualité correspondant au traitement métallurgique par le procédé I.S.P.

La flottation de la pyrite, effectuée après la flottation collective Pb-Zn, a donné un concentré représentant environ 27 % à 48 % du soufre.

b) Echantillon 2

L'échantillon technologique, qui représente un minerai pauvre, contient des minéraux valorisables en proportions réduites : galène (environ 0,86 %); blende (environ 1,3 %) représentée en majeure partie par le marmatite et très peu par le cléiophane; pyrite et marcasite (environ 6 %).

La chalcopyrite, la bornite, la chalcozine, la covéline, la pyrrhotine, la magnétite, la hématite, la limonite sont présents en quantités négligeables.

Les minéraux de gangue sont représentés par : quartz (environ 42 %), séricite + illite (environ 32 %), caolinite (environ 11 %), calcite (environ 2 %), grenat (environ 2 %), feldspath (environ 1 %).

L'étude microscopique a mis en évidence, de même que dans l'échantillon 1, des processus avancés de substitution entre les sulfures métalliques. Ces substitutions, qui ont illustré aussi l'ordre de déposition des minéraux, ont engendré d'associations très avancées — jusqu'à des dimensions sousmicroniques entre les sulfures. Après la déposition de la mineralisation, une série de forces tectoniques ont continué de se manifester, en broyant autant les minéraux métalliques que ceux de gangue aussi, aboutissant donc à une réduction de leurs dimensions et à une association (mécanique) très avancée. Mais, ces associations intimes sont — du point de vue quantitatif — assez réduites. La galène constitue, dans la plus grande partie, des associa-



tions plus larges tant avec la gangue qu'avec la pyrite et la blende, tandis que ces dernières constituent, en proportion plus grande (environ 70–80%), des associations plus serrées avec la gangue.

L'échantillon technologique a eu les suivantes teneurs plus importantes : 0,75% Pb, 0,35% Zn, 3,75% S, 6,12% Fe, 0,01% Cu, 62,40% SiO₂, 10,25% Al₂O₃, 1,76% CaO, 4,56% MgO, 0,10% P₂O₅, 0,1 g/t Au, 19,9 g/t Ag.

Les recherches technologiques se sont portées sur le procédé de flottation différentielle : galène, blende, pyrite, de même que de flottation collective : galène-blende, suivie par la flottation de la pyrite.

Les résultats des essais de flottation différentielle ont montré qu'il est possible d'obtenir, à la flottation primaire, de :

concentrés de galène à 41–47% du Pb, 1,13–2,25% du Zn et récupérations de plomb de 81–90% ;

concentrés de blende à 29–40% du Zn, 0,3–1,2% du Pb, ayant des récupérations de zinc de 87–90% ;

corneilles de pyrite à 30–39% du S et récupérations de soufre de 73–79%.

Les concentrés de galène ont eu, dans la plupart des cas, des teneurs en fer réduites (3–1%). Dans les concentrés de blende, les analyses chimiques ont indiqué pour les teneurs en fer des valeurs variant entre 9,5% et 14%. Une partie de ce fer est renfermée dans le réseau cristallin de la marmatite et une autre partie dans les sulfures de fer (pyrite, marcasite) qui ont passé, partiellement — par la flottation — au concentré de blende.

Les opérations de reflottation qui ont envisagé, d'une part, l'augmentation des teneurs et des récupérations des concentrés en éléments de base (Pb, Zn, S) et, de l'autre part, la réduction des teneurs en éléments indésirables, à savoir le fer des concentrés de blende, ont donné des résultats satisfaisants, à l'exception de la teneur en fer des concentrés en blende.

Ainsi, on a obtenu finalement de :

concentrés de galène à 65–69% du Pb, 1,60–1,75% du Zn, 3,5% du Fe et récupérations de plomb de 88–89% ;

concentrés de zinc à 51% du Zn, la récupération de Zn correspondante étant de 68%, ou des concentrés à 45–47% de Zn et une récupération de 71–75% Zn ;

concentrés de pyrite à 46–47% du S et récupérations de soufre de 72–73%.

Bien qu'on a crée, à la reflottation des concentrés primaire de zinc, des conditions adéquées (le rebroyage des concentrés avant la reflottation, le dosage judicieux des réactifs) afin de diminuer la teneur en fer, on n'a pas pu la réduire, étant donné que la plus grande partie de la blende est représentée par la marmatite.

On a obtenu, par les essais de flottation collective, selon un schéma comprennant la flottation primaire Pb-Zn, suivie par la flottation de la pyrite et ensuite la reflottation tant des concentrés de Pb-Zn que de ceux de pyrite aussi :

concentrés collectifs à 48% du Pb + Zn (22% du Pb et 26% du Zn) et récupérations de 91% pour le plomb, à savoir 93% pour le zinc. La teneur en fer a été d'environ 9% et la teneur en cuivre n'a pas dépassé 1%. Ces concentrés peuvent être traités par le procédé métallurgique, I.S.P. ;

concentrés de pyrite à 48% du S et récupérations de soufre de 88%.

Les recherches technologiques effectuées ont montré qu'on peut obtenir, du minerai étudié, soit des concentrés séparés de galène et de blende, soit des concentrés collectifs de galène-blende, de même que des concentrés de pyrite de bonne qualité, correspondant à leur mise en valeur métallurgique et avec des récupérations de métal satisfaisantes.





Institutul Geologic al României

PLANŞA I

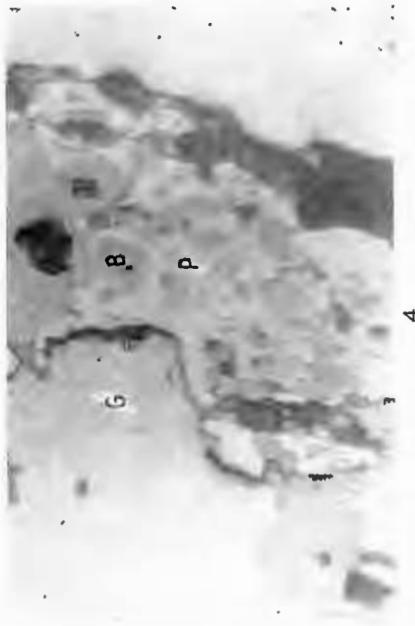
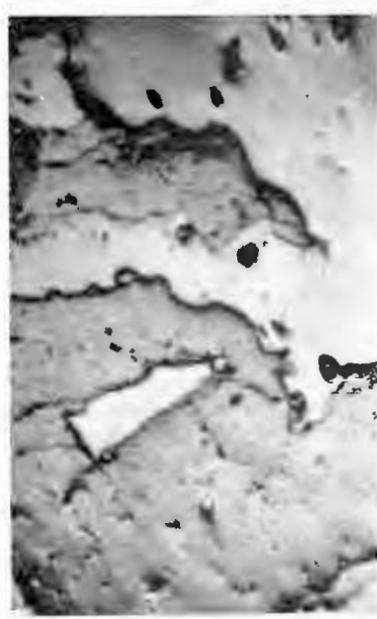
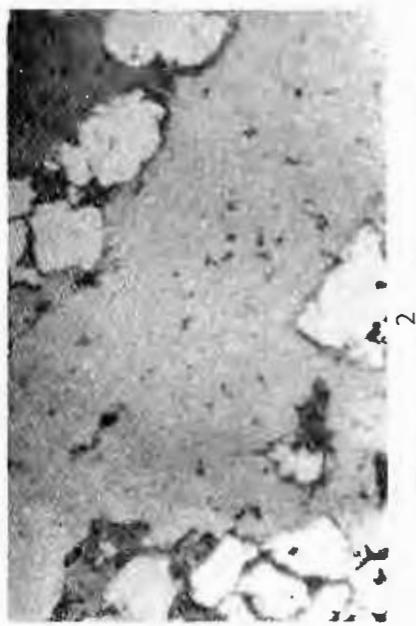
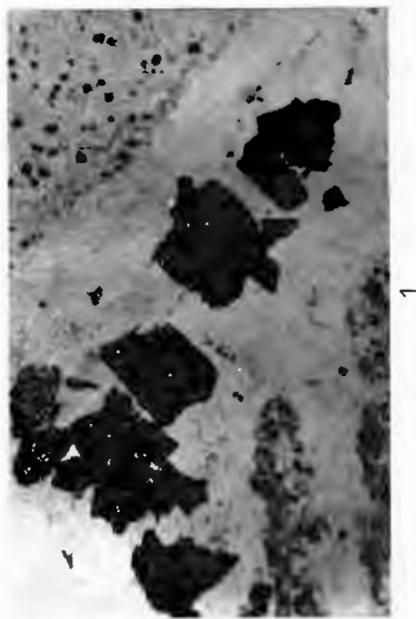


Institutul Geologic al României

PLAÑSA I

- Fig. 1. - Quarțit sericitic impregnat cu cristale fine de pirită (negru) străbătut de fisuri umplute cu cua'l (alb) și pirită. N₁; X 10.
Quartzite sérichtique imprégné à cristaux fins de pyrite (noir) traversé par de fissures remplies à quartz (blanc) et pyrite. N₁; X 10.
- Fig. 2. - Blenda (cenusu) continind incluziuni de calecopirită cu dispoziⁱii paralele, corodează pirita (alb) cimentind-o. N₂; X 70.
Blende (gris) renfermant des inclusions de chalcopyrite disposées parallèlement qui corod la pyrite (blanc) en l'a cimentant. N₂; X 70.
- Fig. 3. - Stadiu avansat al corodării piritei (alb) de către blendă (cenusu). N₃; X 10.
Stade avancé de corodation de la pyrite (blanc) par la blende (gris). N₃; X 10.
- Fig. 4. - Structură de substituⁱe. Blendă (B) substituie pirita, ambele fiind substituite de galenă (G). N₄; X 100.
Structure de substitution. Blende (B) remplaçant la pyrite, les deux étant substitués par la galène (G). N₄; X 100.



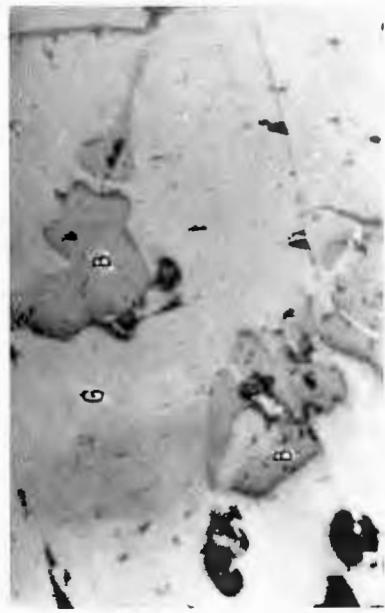


Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.

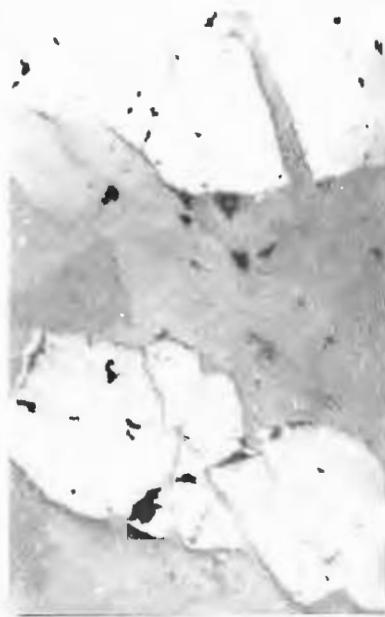
PLANSA II

- Fig. 1. — Galena (G) substituie blenda (B) din care rămîn resturi. N //; X 70.
Galène remplaçant la blende (B) dont se trouvèrent les restes. N //; X 70.
- Fig. 2. — Blendă (cenuşiu deschis) spartă și cimentată cu cuart (cenuşiu închis). N //; X 70.
Blende (gris claire) cassée et cimentée à quartz (gris foncée). N //; X 70.
- Fig. 3. — Galena (G) corodează pirita (P) și blenda (B). N //; X 70.
Galène (G) corroderent la pyrite (P) et la blende (B). N //; X 70.
- Fig. 4. — Asociație avansată galenă (G), blendă (B), pirită (P), rezultată prin substituții. În colțul din stînga jos se vede un euarț idiomorf, secționat transversal, inclus în galenă. N //; X 100.
Association avancée galène (G), blende (B) pyrite (P) résultée des substitutions.
Au coin du gauche en bas on voit un quartz idiomorphe coupé transversalement,
coincé dans la galène. N //; X 100.

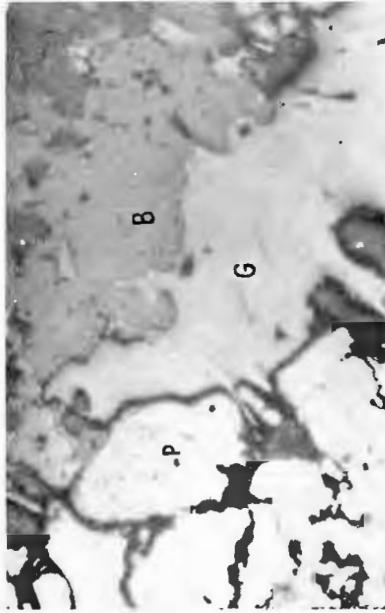




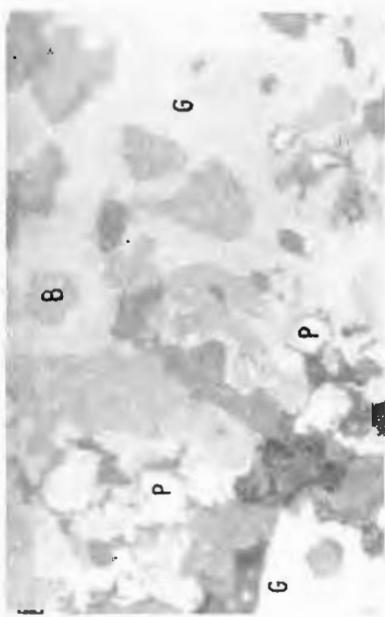
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 60.

PLANŞA III

Fig. 1. — Întrepătrunderi arborescente pirită (P) — gangă (negru). Pirotină (Pt); Bornit (Bt). N //; X 70.

Association pyrite (P) — gangue (noir). Pyrothine (Pt); Bornite (Bt). N //; X 70.

Fig. 2. — Pirită (alb) transformată în marcasită. N //; X 70.

Pyrite (blanc) transformée en marcassite. N //; X 70.

Fig. 3. — Cataclazarea accentuată a piritei (alb) și a mineralelor de gangă (cenușiu-negru). N //; X 70.

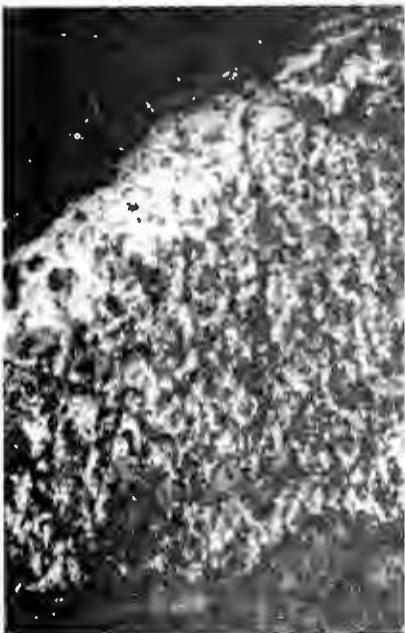
Cataclasation avancée de la pyrite (blanc) et des minéraux de gangue (gris-noir). N //; X 70.

Fig. 4. — Stadiu avansat de cataclazare al blendei (cenușiu deschis) și al mineralelor de gangă (cenușiu închis). N //; X 70.

Stade avancé de cataclasation de la blende (gris clair) et des minéraux de gangue (gris foncé). N //; X 70.



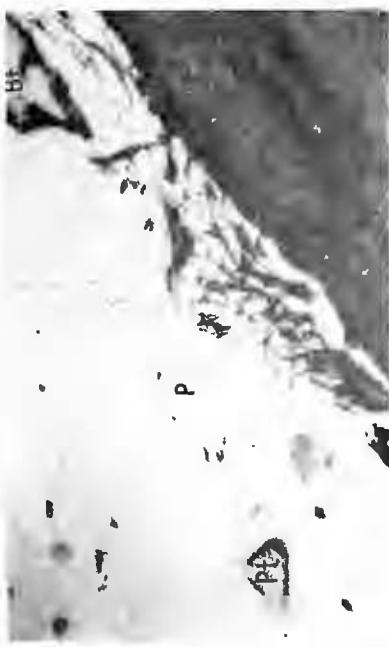
GEORGETA Potici et al. Prepararea unor mineruri de sulfuri polimetale din M. Apuseni. Pl. III.



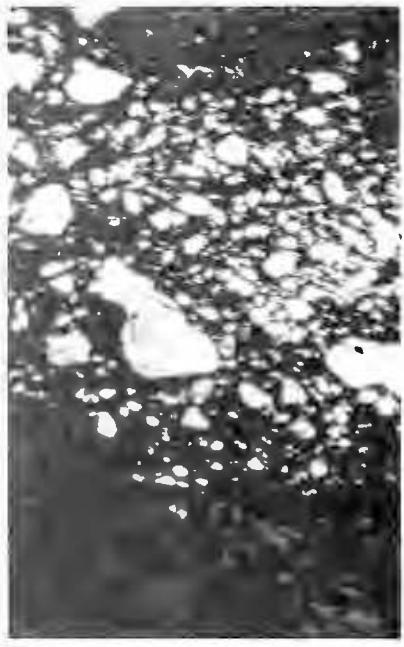
2



4



1



3

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50.

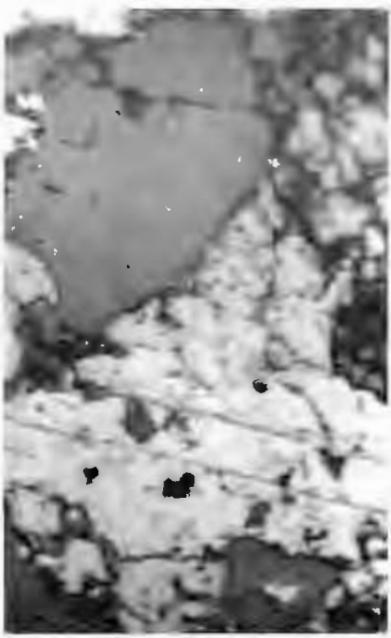


Institutul Geologic al României

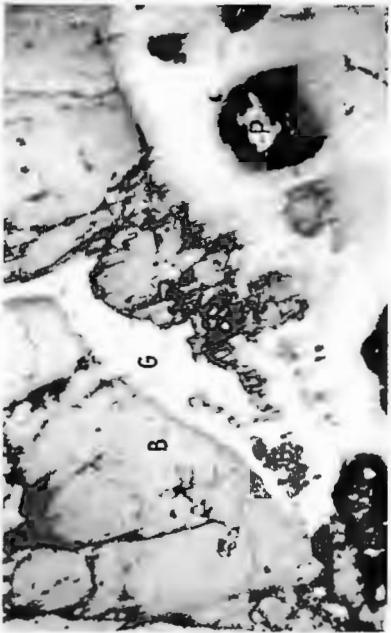
PLANŞA IV

- Fig. 1. Blendă (cenuşiu deschis) cu vinisoare de galenă (alb). N. /; X 100.
Blende (gris clair) à veinules de galène (blanc). N. /; X 100.
- Fig. 2. Galena (G) substituie blendă (B) și pirita (P). N. /; X 70.
Galène (G) substituant la blendé (B) et la pyrite (P). N. /; X 70.
- Fig. 3. Asociație avansată blendă (B) - galenă (G) - pirită (P). N. /; X 70.
Association avancée blende (B) - galène (G) - pyrite (P). N. /; X 70.
- Fig. 4. Asociație calcopirită (C) - gangă (cenușiu) - galenă (G) - pirită (P). N. /; X 70.
Association chalcopyrite (C) - gangue (gris) - galène (G) - pyrite (P). N. /; X 70.

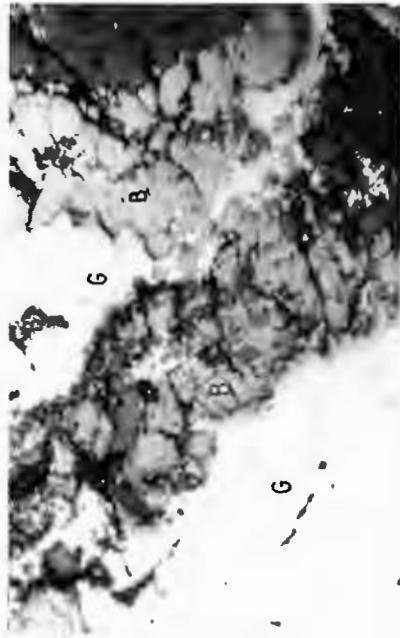




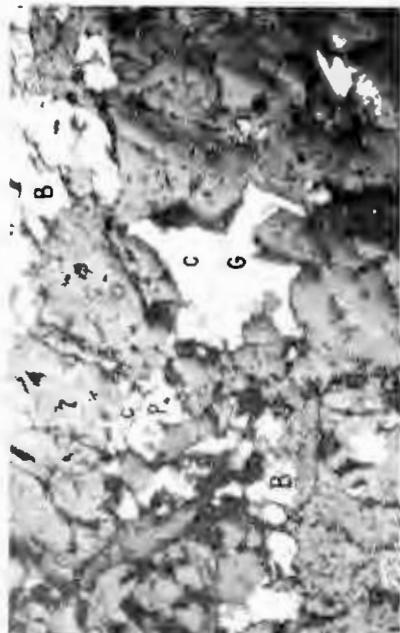
1



2



3



4

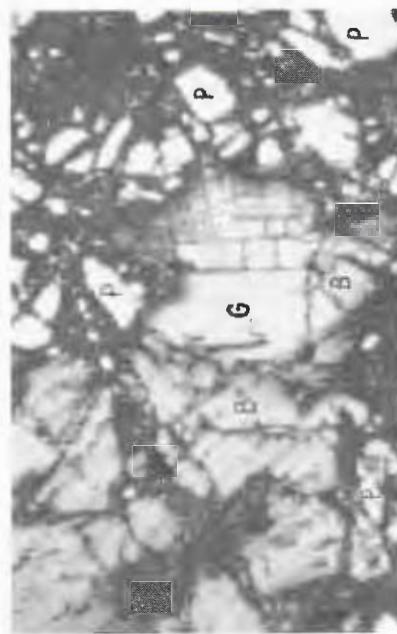
PLANŞA V

- Fig. 1. - Bornit (alb) pe fisuri și în plaje mici, dantelate, în masa de carbonat (cenușiu). N_— : X 70.
Bornite (blanc) sur des fissures et en petites plages, dantelées, dans la masse de carbonate (gris). N_— : X 70.
- Fig. 2. - Bornit (B) transformat în caleozină (Cz). N_— : X 70.
Bornite (B) transformée en chalcosine (Cz). N_— : X 70.
- Fig. 3. - Transformarea bornitului (alb) în covelină (cenușiu deschis). Gangă (cenușiu inchis). N₊₊ : X 100.
Transformation de la bornite (blanc) en coveline (gris clair). Gangue (gris foncé). N₊₊ : X 100.
- Fig. 4. - Cataclazarea piritei (P), blendei (B), galenei (G). N_— : X 70.
Cataclasation de la pyrite (P), de la Blende (B), de la Galène (G). N_— : X 70.





1



2



1



3

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 50,



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României