

INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA B

Chimie

Nr. 49

STUDII DE CHIMIE—RADIOMETRIE—
PREPARAREA MINEREURILOR

BUCUREŞTI
1974



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA B

Chimie

Nr. 49

**STUDII DE CHIMIE – RADIOMETRIE –
PREPARAREA MINEREURILOR**

BUCUREŞTI

1974



Institutul Geologic al României

CONTENU (Résumé)

	<u>Page.</u>
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Sabina Mitu. Recherches concernant la préparation d'un minéral pyriteux aurifère des Monts du Banat	19
B. Georgescu, Angela Oprescu, Maria Borcea, Ana Nicolescu, Maria Dumitrescu, Mihaela Pop. Recherches concernant les possibilités de valorisation d'un minéral pyriteux auro-argentifère à teneur élevée en arsenopyrite.	45
Angela Oprescu, Maria Borcea, Sabina Mitu. Recherches préliminaires concernant les possibilités de valorisation d'un minéral complexe	65
C. Pandeleacu, I. Enă, Adela Drăgulescu. Recherches minéralurgiques concernant les micaschistes à disthène de la zone septentrionale des Monts Semenic	110
C. Pandeleacu, I. Enă, Adela Drăgulescu. Recherches sur les possibilités de valorisation des micaschistes à disthène des Monts Lotru	136
Georgeta Polici, Adela Drăgulescu. Recherches concernant la préparation du minéral de fer des zones d'extension du gisement de Iulia	158
Olivia Romanescu, Marioara-Mia Lemeș. Contributions concernant la distribution des éléments radioactifs dans les schistes à graphite de la série de Tulișa	169



CUPRINS

Page.

B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Sabina Mitu. Cercetări privind prepararea unui minereu piritos aurifer din munții Banatului	7
B. Georgescu, Angela Oprescu, Maria Borcea, Ana Niculescu, Maria Dumitrescu, Mihaela Pop. Cercetări privind posibilitățile de valorificare a unui minereu piritos auro-argentifer cu conținut ridicat de arseno- pirită din Munții Banatului.	19
Angela Oprescu, Maria Borcea, Sabina Mitu. Cercetări preliminare privind posibilitățile de valorificare tehnologică a unui minereu complex	47
C. Pandeleșeu, I. Enne, Adela Drăgulescu. Cercetări de preparare asupra micașisturilor cu disten din zona nordică a munților Semenic	67
C. Pandeleșeu, I. Enne, Adela Drăgulescu. Cercetări asupra posibilită- țiilor de valorificare a micașisturilor cu disten din Munții Lotrului	113
Georgeta Polici, Adela Drăgulescu. Cercetări privind prepararea mine- reului de fier din zonele în extindere ale zăcământului Iulia	139
Olivia Romanescu, Marioara-Mia Lemne. Contribuții cu privire la distribuția elementelor radioactive în șisturile cu grafit din seria de Tulișa	161





Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA UNUI MINEREU PIRITOS AURIFER¹

DE

BUJOR GEORGESCU, MARIA DUMITRESCU, MARIA BORCEA, SABINA MITU²

Abstract

Research on the Beneficiation of a Gold-bearing Pyrite Ore from the Banat Mountains. A gold-bearing pyrite ore from the Banat Mts, assaying 1.8–2 g/t Au, 7.6–8.6 g/t Ag, 4.7 per cent S, 7 per cent Fe, was tested for the possibilities to recover pyrite and precious metals. By flotation, pyrite concentrates with 45 per cent S, 16–19 g/t Au, and 40 g/t Ag were obtained; 81–84 per cent of gold being recovered from the concentrates by cyanidation.

Necesitatea de a cunoaște perspectivele valorificării tehnologice a minereurilor pirotoase aurifere puse în evidență prin luerări de prospecție și explorare a determinat executarea de către Institutul Geologic a unor cercetări de preparare.

Cercetările care fac obiectul prezentei luerări au fost executate pe o probă colectată de la nivelul inferior al unui filon de cuart și minerale argiloase, mineralizat cu pirită și mispichel.

1. Compoziția chimică a probei

Proba cercetată în 1971 a avut conținuturile chimice principale arătate în tabelul 1.

Față de o altă probă cercetată în 1968, proba care face obiectul prezentei luerări, diferă prin conținuturile mai scăzute de Au, Ag, Fe, S, As.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 12 mai 1972.

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



Prezența aurului și argintului de-a lungul acestor filoane a fost detectată chimic; minerale de aur și argint nu au fost întâlnite; o singură dată s-a observat microscopic un granul de aur liber legat de cuarț. Se presupune că aceste metale sunt prinse în rețeaua cristalină a mispichelului.

TABELUL 1

Compoziția chimică a probei

	%		%
Au	1,8 – 2*	Mo	urme
Ag	7,6 – 8,6*	TiO ₂	0,80
As	0,5	Al ₂ O ₃	14,62
Fe	6,69 – 7	CaO	2,40
S	4,69 – 4,9	MgO	2,03
Pb	0,14	Na ₂ O	0,76
Zn	0,17	K ₂ O	3,02
SiO ₂	55, 64	Cu	urme

Geneza mineralizației aurifere și de sulfuri complexe este socotită hipo sau mezotermală, legată de corpuri banatitice care nu apar la suprafață.

II. Caracteristici mineralogice

Proba tehnologică cercetată a fost alcătuită mai mult din fragmente cu dimensiuni mici, de 2–3 cm pînă la pulbere și mai puțin din fragmente mari de 6–8 cm. Materialul probei a fost în mare parte friabil, fiind format mai mult din sisturi micacee și material caolinos-argilos și în măsură mai redusă din cuarț hidrotermal, care apare sub formă de ochiuri mici și vine uneori aglomerate, alteori disperse în masa filonului.

Mineralizația este prinsă în special în cuarț și mai puțin în materialul caolinos-argilos sau în sisturile micacee. Mineralele metalice reprezentate prin pirită, puțin mispichel și foarte rar blendă, galenă, calcopirită, sunt dispuse în cuiburi neregulate, de cîțiva milimetri, mai rar pînă la 2–3 cm și pe fisuri înguste ce străbat ochiurile de cuarț filonian impregnate cu material argilos cenușiu. Granule mărunte și disperse apar de obicei în masa sistemelor micacee și mai puțin în umplutura filoniană.

Structura mineralizației este granulară iar textura masivă cu aspecte breciate și laminate.



În urma corelării observațiilor mineralogice cu datele analizei chimice generale, s-a apreciat că a avut aproximativ următoarea compoziție mineralogică :

		%	
pirită (FeS_2)	cca	9	
mispichel (FeAsS)		1	
blendă (ZnS)	sporadic		10 %
galenă (PbS)	"		
calcopirită (CuFeS_2)	"		
cuarț (SiO_2)	cca	35	
material caolinos-argilos		18	
șisturi micacee		37	

Sub microscop mineralele metalice apar în granule mai dezvoltate, sparte și fisurate sau în fragmente mărunte, brecificate și cimentate cu material de gangă.

Pirita apare de obicei în cuiburi și fișii care ajung pînă la cîțiva centimetri și sunt prinse în gangă.

Cristalele de pirită au dimensiuni foarte variate : de la cîțiva milimetri la cîțiva microni ; unele cristale mari ajung pînă la 3—4 mm și prezintă rare fisuri fine și ochiuri mărunte care în parte sănt umplute cu gangă. O parte din pirită apare în fragmente brecificate de 0,1—1 mm cu incluziuni și fisuri mai frecvente și mai dezvoltate, pline cu gangă (Pl. I, fig. 1). O cantitate mai redusă de pirită se prezintă sfârîmată în granule foarte fine de 0,005—0,1 mm, bordînd granulele mari (Pl. I, fig. 2) sau ocupînd porțiuni mai dezvoltate cînd apare asociată uneori și cu mispichelul (Pl. II, fig. 1, 2).

Menționăm că pirita din această probă prezintă o ușoară anizotropie, ceea ce duce la presupunerea că în compoziția sa chimică este cuprins și un mic procent de arsen.

Asociația pirită-gangă apare prezintă la dimensiuni foarte variate care merg de la 4—0,005 mm și reprezintă asociația cea mai frecventă a piritei.

O proporție redusă, aproximativ 10% din cantitatea totală de pirită, este prinsă în gangă sub forma granulelor mărunte de 0,005—0,1 mm.

Asociația pirită-mispichel este întîlnită mai rar, deoarece fiecare din aceste minerale sănt de obicei asociate cu ganga. Pe alocuri se observă ochiuri sau fișii sub 0,2 mm cu mispichel sfârîmat în granule fine de 0,005—0,05 mm prinse în gangă și încadrate de o masă pirotoasă de asemenea



mărunt brecifiată (Pl. II, fig. 1, 2). Rareori apar granule izolate de mispichel în pirită sau cristale de pirită mărunte (0,05—0,15 mm) incluse în granulele mari de mispichel (Pl. III, fig. 1).

Asociația pirită-blendă-galenă-calcopirită se întâlnește foarte rar.

Mispichelul apare în cristale mari de 0,1—0,5 mm, rareori pînă la 1 mm, străbătute de fisuri mai rare sau mai frecvente umplute cu gangă și cu mici incluziuni de gangă (Pl. III, fig. 1), cît și în fragmente mici de 0,1—0,005 mm, sfărimate și cimentate cu gangă, dispuse în fișii sau în cuiburi în masa de pirită brecifiată (Pl. II, fig. 1, 2).

Asociația mispichel-gangă sub 0,1 mm cuprinde aproximativ 1/4 din cantitatea totală de mispichel (Pl. III, fig. 2).

Aasociația mispichel-blendă-galenă-calcopirită, nu a fost întîlnită.

Celealte sulfuri de zinc, plumb și cupru au fost observate numai rareori și atunci ca granule izolate și reduse prinse în gangă sau pirită. Aur liber sau minerale de aur nu au fost observate microscopic; aurul este, probabil, prezent în granule foarte fine, incluse în rețeaua cristalină a sulfurilor.

Gangă mineralizației cercetată este alcătuită atît din umplutura filoniană (materialul caolinos-argilos și cuartul hidrotermal) cît și din roca gazdă reprezentată prin sisturi micacee.

Materialul caolinos-argilos are o culoare cenușie mai deschisă sau mai închisă, funcție de pulberea grafitoasă cu care este impregnat și are o consistență slabă cînd nu cuprinde cuart și minerale metalice; prezintă uneori suprafețe de fricțiune datorită tectonizării ulterioare a zonei filoniene.

Microscopic, în masa argiloasă-caolinoasă, pe lîngă cuiburile de cuart, se mai observă mici paiete de sericit, granule de calcit izolate sau în șiruri, o pulbere fină și dispersă cărbunoasă și granule de minerale metalice disperse sau ca mici aglomerări.

Cuartul hidrotermal formează cuiburi de 2 mm pînă la 3 cm; apare în cristale mari, laminate, cu macle mecanice sau în granule mici cu contururi dințate ce se întrepătrund. Dimensiunile granulelor de cuart sunt cuprinse între 0,03—2 mm.

Deseori în masa cuarțitică apar fisuri mici cu calcit, cuiburi reduse, cu sericit și ochiuri cu minerale argiloase. Aici mineralele metalice apar sub formă de cuiburi și filonașe frecvente și mai dezvoltate.

Sisturile micacee reprezintă o parte importantă din probă fiind prezente în jurul filonului și mai puțin în interiorul lui ca relicte înguste, tectonizate și alterate.

Compoziția mineralologică a șișturilor este alcătuită din cuarț, muscovit, sericit, mai puțin biotit, feldspat, granați și foarte rar sfen, zircon, rutil, apatit. Aceste roci au fost tectonizate și în mare parte au fost transformate hidrotermal și invadate de silice, carbonați, minerale argiloase. Dimensiunile granulelor minerale sunt cuprinse între 0,005—0,7 mm.

III. Cercetări de preparare

Atât cercetările anterioare cât și observațiile mineralogice pe proba din 1971 nu au putut pune în evidență prezența aurului liber, aurul fiind probabil legat în mare măsură de sulfuri. De aceea cercetările au urmărit, în prima fază, stabilirea condițiilor în care se poate obține un concentrat de pirită în care se recuperează aurul, iar în faza următoare posibilitățile de extragere a aurului din aceste concentrate, prin cianurare.

Cercetările tehnologice au stabilit condițiile în care se poate obține un concentrat de pirită cu conținut cât mai mare și recuperări avantajoase.

Urmărind determinarea condițiilor optime de obținere a concentratelor primare, s-au efectuat experimentări de flotație în diverse condiții de lucru, la care s-au variat principalii parametri: măcinarea, felul și consumul de reactivi colectori și activanți, depresantul pentru gangă.

Reactivii colectori utilizați au fost xantatul etilic, xantatul amilic, iar reactivii activanți au fost acidul sulfuric și amestecul de sulfat de aluminiu cu sulfat de sodiu, în diferite proporții. Silicatul de sodiu, dat în scopul depresării mineralelor de gangă, a fost adăugat la măcinare (consum 1.000 g/t). Ca spumant s-a folosit flotanol Hoechst.

Experimentările de flotație au fost efectuate cu minereu măcinat la — 0,15 mm și — 0,10 mm. Diferențele între produsele obținute cu minereu măcinat la finețele indicate nu au fost semnificative; de aceea majoritatea experimentărilor au fost făcute cu un minereu măcinat la — 0,15 mm, finețe indicată ca suficientă pentru dezasocierea piritei de gangă și de observațiile microscopice.

În vederea determinării felului și cantității optime de reactiv colector s-au executat experimentări la care s-au utilizat xantat etilic și xantat amilic în diferite proporții. Rezultatele obținute și condițiile de lucru folosite sunt indicate în tabelul 2.

După cum se vede, utilizarea unor cantități diferite de xantat etilic (76...190 g/t) sau xantat amilic (100—175 g/t) duce la obținerea unor fracțiuni primare asemănătoare, atât din punct de vedere al conți-



TABELUL 2
Încercări de flotație cu diferiți reactivi colectori

Nr. încer- cării	Colector g/t	Producție	Extracție de concentrat %	Conținut Fe %	Recupe- rare pirită %
55	Xantat etilic 76	Concentrat primar C ₁ Intermediar Steril Alimentare	9,6 5,1 85,3 100,0	34,50 18,32 3,35 7,10	74,0 19,0 7,0 10,0
64	Xantat etilic 76	Concentrat primar C ₁ Intermediar Steril Alimentare	9,4 5,6 85,0 100,0	33,50 14,90 3,44 6,91	73,3 17,0 9,7 100,0
19	Xantat etilic 100	Concentrat primar C ₁ Intermediare I ₁ I ₂ Steril Alimentare	8,8 4,5 2,5 84,2 100,0	32,68 17,36 8,72 3,35 6,69	70,6 17,4 3,9 8,1 100,0
23	Xantat etilic 190	Concentrat primar C ₁ Intermediar Steril Alimentare	8,6 5,3 86,1 100,0	33,39 17,80 3,61 6,99	67,0 20,0 13,0 100,0
27	Xantat amilic 100	Concentrat primar C ₁ Intermediar Steril Alimentare	8,5 6,7 84,8 100,0	32,85 17,50 3,61 7,02	63,4 24,2 12,4 100,0
26	Xantat amilic 174	Concentrat primar C ₁ Intermediar Steril Alimentare	8,9 5,7 85,4 100,0	33,40 14,01 3,78 6,81	68,1 15,5 16,4 100,0
24	Xantat amilic 175	Concentrat primar C ₁ Intermediare I ₁ I ₂ Steril Alimentare	10,1 2,3 1,4 86,2 100,0	33,21 15,24 13,03 3,88 7,41	70,7 4,9 8,0 16,4 100,0

nutului (33–35% Fe) și al recuperărilor (68–74%). De aceea s-a considerat ca optim un consum redus de xantat etilic (76 g/t).

Mentionăm că la majoritatea încercărilor rezultatele au fost apreciate pe baza conținutului de fier, mai ușor de determinat chimic. Întrucât fierul este legat nu numai de pirită ci și de steril, extracțiile de pirită



au fost calculate ținind seama și de conținutul de fier al sterilului curat, apreciat a fi de ordinul a 3%.

Sterilele au un conținut redus de sulf—0,7—0,85%— ceea ce reprezintă o pierdere de sulf de cca 15%, o parte din sulful din steril fiind datorat și mispichelului rămas în gangă; pierderea de pirită este de 7—10%.

Utilizarea unei cantități variabile de reactivi activanți pentru pirită, ca acid sulfuric (1.000—2.000 g/t) sau amestec de sulfat de aluminiu (45—90 g/t) cu sulfat de sodiu (1.900—3.900 g/t), nu a dus la îmbunătățirea rezultatelor în raport cu cele realizate la încercările fără activant. Pentru ilustrare, în tabelul 3 se dau rezultatele unora din experimentările efectuate cu diverse cantități de activant.

TABELUL 3

Încercări de flotație cu diferiți reactivi activanți

Nr. încercării	Activant g/t	Colecțor g/t	Produse	Extracția de concentrat %	Conținut Fe %	Recuperare pirită %
83	Acid sulfuric 2.000	Xantat etilic 100	Concentrat primar C ₁	8,9	32,90	70,5
			Intermediare	3,5	16,47	12,4
				3,2	9,96	5,9
			Steril Alimentare	84,4	3,44	11,2
				100,0	6,73	100,0
42	Acid sulfuric 1.000	Xantat etilic 100	Concentrat primar C ₁	10,2	29,62	73,3
			Intermediar	3,9	14,89	12,5
			Steril	85,9	3,61	14,2
			Alimentare	100,0	6,70	100,0
5	Sulfat de aluminiu 45 Sulfat de sodiu 1955	Xantat etilic 190	Concentrat primar C ₁	7,8	36,74	66,5
			Intermediar	3,7	22,29	17,5
			Steril	88,5	3,70	16,0
	Sulfat de aluminiu 90 Sulfat de sodiu 3910	Alimentare 100,0	Alimentare	100,0	6,96	100,0
7	Sulfat de aluminiu 90 Sulfat de sodiu 3910	Xantat etilic 190	Concentrat primar C ₁	8,8	30,75	63,1
			Intermediar	8,1	15,32	25,7
			Steril	83,1	3,52	11,2
			Alimentare	10,00	6,87	100,0



Pentru îmbunătățirea calității concentratelor primare de pirită, s-au efectuat operații de reflotare. S-au refloatat, fie numai primele fracțiuni cu un conținut mediu în general de 33% Fe, pentru a se determina conținutul maxim la care se poate ajunge, fie și fracțiunile următoare, cu conținuturi mai scăzute, pentru a se putea aprecia dacă se mai poate îmbunătăți și calitatea acestora.

TABELUL 4
Rezultatele experimentale obținute la reflotare

Nr. încercării	Produse	Extracția de concentrat %	Conținut Fe %	Recupe- rare pirită %	Sulf	
					Conținut %	Recupe- rare %
55	Concentrat final de pirită R	7,0	42,90	68,3	45,13	65,4
	Intermediare de la reflotare $\{I_1$	0,9	18,06	3,3	14,78	2,8
	I_2	1,7	8,63	2,4	5,53	1,8
	Concentrat primar supus reflotării C_1	9,6	34,50	74,0	41,82	70,0
	Intermediar de la flota- ția primară C_2	5,1	18,32	19,0	14,17	15,0
	Steril	85,3	3,35	7,0	0,85	15,0
	Alimentare	A	100,0	7,10	100,0	4,83
						100,0

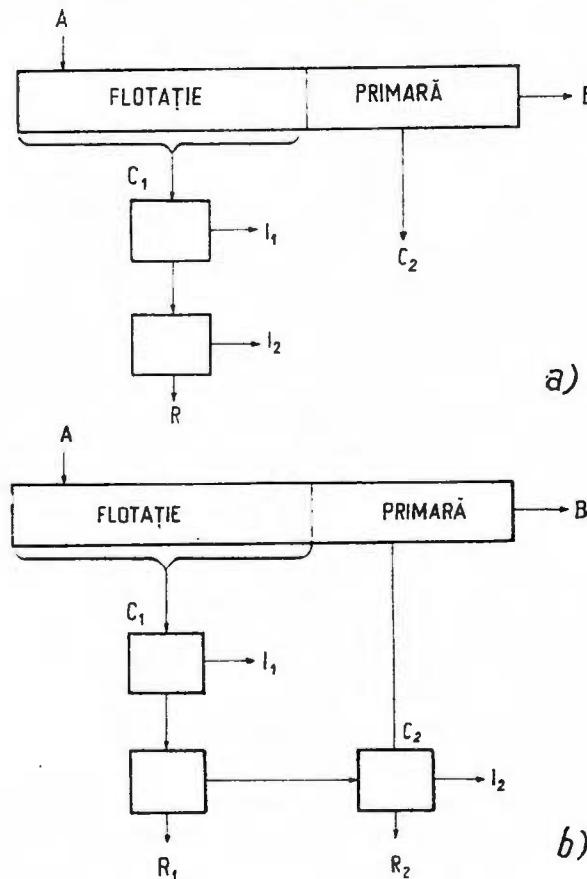
În tabelul 4 sunt prezentate rezultatele unei încercări cu reflotare făcută după prima schemă. La această încercare s-a refloatat o fracțiune primară având 34,5% Fe. Se poate constata că după două reflotări calitatea concentratului primar a putut fi ridicată la 42,9% Fe și 45% S, extracția de sulf fiind de 65,4%, iar extracția de pirită de 68,3%.

TABELUL 5
Rezultate experimentale obținute la reflotare

Nr. încercării	Produse	Extracția de concentrat %	Conținut Fe %	Recupe- rare pirită %	Arsen	
					Conținut %	Reparti- zare %
60	Concentrat final de pirită R ₁	6,8	43,17	62,0	1,08	9,5
	Concentrat de pirită R ₂	3,8	31,54	24,7	3,86	30,1
	Produse intermediare de pirită $\{I_1$	1,6	12,33	3,4	1,29	4,2
	I_2	2,0	9,69	3,1	1,53	6,2
	Steril	B	85,8	3,36	0,28	50,0
	Alimentare	A	100,0	7,40	100,0	0,49
						100,0



Deoarece produsul intermediar rămas de la a doua reflotare (I_1) și ultima fracțiune primară de pirită C_2 au avut conținuturi asemănătoare, la altă încercare (nr. 60), ele au fost amestecate și reflotate din nou (vezi figura).



Schemele experimentărilor de reflotare.

Schémas des expériences de reflootation.

Rezultatele acestei încercări arată că reflotarea produselor intermediare cu cca 18% Fe, a dus la obținerea unui al doilea concentrat de pirită cu 31,5% Fe. Este probabil că printr-o nouă reflotare conținutul poate fi ridicat. De asemenea produsele intermediare I_1 și I_2 sunt produse care mai trebuie reflotate. Recuperarea de pirită în concentratul cu 43,17% Fe (R_1) este de 61%, iar în concentratul cu 31,54% Fe (R_2) este de 24,7%. Se poate aprecia că într-o schemă cu flux continuu se va mai recupera

65–70% din produsul R₂ (concentratul cu 31% Fe) și cel puțin 50% din produsele I₁ și I₂, astfel că se poate conta pe o recuperare totală de pirită de cel puțin 82%.

În ceea ce privește modul de repartizare al arsenului în produsele flotației, se constată că 50–60% din arsen rămîne în steril, acesta având un conținut de 0,24–0,4%. Concentratele pirotoase finale, au 1,1–1,5% As (tab. 6). Pentru reducerea conținutului de arsen din concentratele de pirită, s-au efectuat cîteva experimentări la care s-au utilizat ca depresant permanganatul de potasiu. Folosirea unei cantități mici de permanganat de potasiu (50 g/t) la refloatare, arată tendința de scădere a conținutului de arsen. După cum este ilustrat în tabelul 6 (încercările 50 și 83), concentrate de pirită cu 1,15 și 1,95% As, după refloatarea în prezența depresantului ajung la 0,77 respectiv 0,95% As.

TABELUL 6

Repartizarea arsenului în produsele obținute la flotație

Nr. încer- cării	Produse	Extracția de concentrat %	Arsen		Conținut Fe %
			Conținut %	Reparti- zare %	
26	Concentrat de pirită R ₁	7,0	1,84	20,3	37,9
	Produse intermediare { I ₁	1,9	1,50	4,5	18,1
	{ I ₂	5,7	2,39	21,4	
	Steril	85,4	0,40	53,8	
	Alimentare	100,0	0,63	100,0	
42	Concentrat de pirită R ₂	5,9	1,37	13,8	40,00
	Produse intermediare { I ₁	0,8	1,00	1,4	8,86
	{ I ₂	1,6	0,34	0,9	
	{ I ₃	5,6	1,96	18,7	
	Steril	86,1	0,44	65,2	
	Alimentare	100,0	0,58	100,0	
64	Concentrat de pirită R ₂	6,7	1,28	16,7	40,7
	Produse intermediare { I ₁	0,9	1,85	3,0	23,1
	{ I ₂	1,8	1,85	6,0	
	{ I ₃	5,6	2,11	21,2	
	Steril	85,0	0,35	53,1	
	Alimentare	100,0	0,56	100,0	
83	Concentrat de pirită R ₂	50	0,95	18,2	
	Intermediar I	50	2,55	81,8	
	Alimentare	100	1,95	100,0	



Mentionăm însă că sterilul de la reflotare nu constituie un concentrat de mispichel, ci reprezintă tot un produs de pirită care are mai mult arsen (2–2,5%).

Experimentările de flotație efectuate au arătat că cea mai mare parte a aurului se recuperează în concentratele pirotoase (tab. 7); cca 90% din aur este recuperat în concentratul global de pirită, sterilul de la flotație conținând 0,1–0,2 g/t Au. Prima fracțiune primară de pirită are 14–16 g/t și 40 g/t Ag, fracțiunea cea mai curată obținută după reflotare având cca 19 g/t Au și 38 g/t Ag.

TABELUL 7
Repartizarea aurului și argintului în produsele obținute la flotație

Nr. incercării	Produse	Extracția în greutate %	Au		Ag		Conținut Fe %
			Conținut g/t	Recupera- re %	Conținut g/t	Recupe- rare %	
7	Concentrat Pirită $C_1 + C_2$	16,9	10,4	91,3	34,1	72,0	23,3
	Steril	83,1	0,2	8,7	2,7	28,0	
	Alimentare	100	1,9	100,0	8,0	100,0	
50	Concentrat C_1 pirită Intermediar	8,9	16,0	71,0	40	32,7	34
	C_2 (prima fracțiune primară)	4,4	9,5	20,8	17	6,8	
	Steril Alimentare	86,7 100,0	0,2 2,0	8,2 100,0	7,6 10,9	60,5 100,0	
55	Concentrat pirită refloatat	7,0	19	71,0	38	28,8	42,9
	Intermediar	7,7	6	24,5	20	15,6	
	Steril Alimentare	85,3 100,0	0,1 1,87	4,5 100,0	6 9,2	55,6 100,0	

Compoziția chimică a unui concentrat de pirită cu 45% S este aproximativ următoarea :

43% Fe; 1,1% As,

Cu, Pb, Zn uime

Recuperarea metalelor prețioase din concentratele de pirită se poate face printr-un proces metalurgic, dar conținutul de aur nefiind prea ridicat.



cat, concentratele făcând parte din categoria „concentrate pirotoase aurifere sărace”, se poate pune și problema cianurării lor.

Pentru a avea informații privind comportarea la cianurare a concentratelor de pirită, s-au executat experimentări de cianurare în diverse condiții de lucru: diluție, concentrația de cianură, concentrația de oxid de calciu, timpul de cianurare.

Experimentările de cianurare au constat din agitarea concentratelor pirotoase cu soluții de cianură de concentrație diferită și la diverse valori ale pH-ului. S-au utilizat soluții de cianură cu concentrații cuprinse între 0,06 și 1,5% iar ca alcanizator a fost folosit varul cu concentrații cuprinse între 0,03—1% (tab. 8).

TABELUL 8

Condițiile de lucru și rezultatele obținute la cianurarea concentratelor pirotoase

Nr. incer- cării	Dilu- ția S/L	Cianură de sodiu		Var		Tim- pul de agi- tare ore	Conținuturi g/t				Extracții de metal %	
		Con- cen- trat %	Con- sum kg/t con- cen- trat	Con- cen- trat	Con- sum kg/t con- cen- trat		Alimentare	Sterile	Au	Ag	Au	Ag
30	1/3	0,06	0,6	0,03	0,4	63	19	60	4,5	19,5	76,3	67
31	1/3	0,1	1,3	0,1	1,7	90	13,5	46,5	3	22	78	53
58	1/3	0,5	3	0,5	4	96	17	49	4	25	76,5	49
47	1/2	1	5	1	3	92	16	40	4	18	75	55
52	1/3	1,5	10,5	1	6	100	14	37	2,2	19	84	49
67	1/3	1,5	10	1	10,4	96	19	55	3,5	19,5	81,5	65

Se constată că extracții mai mari se obțin la concentrații mari de cianură (1,5%) și de var (1%), dar care duc la un consum de cianură de 10 kg/t concentrat (1 kg/t minereu) și de var de 6—10 kg/t concentrat (cca 1 kg/t minereu), timpul de agitare fiind de cca 100 ore.

În aceste condiții, extracția de aur a fost de 81,5—84% iar de argint de 49—65%.

La consumuri de cianură sensibil mai mici, de ordinul a 0,6—1,3 kg/t_{concentrat} (0,06—0,13 kg/t_{min.}) extracțiiile sunt totuși de 76—78%.

S-au executat și unele experimentări informative de cianurare cu concentrat de pirită care au fost prăjite la 700°C sau remăcinare 100% sub 0,06 min. Extracțiiile de aur au fost asemănătoare cu acelea obținute pe concentrat crude.



Înind cont de extractia ce se obtine la flotație — 8% — extractia globală (flotație plus cianurare) este de cca 70% pentru aur și 10% pentru argint.

IV. Concluzii

Cercetările tehnologice în vederea valorificării metalelor prețioase și sulfului din proba tehnologică cercetată, recoltată dintr-un minereu piritos aurifer din Munții Banatului au fost executate pe o probă care a avut 1,8—2 g/t Au; 7,6—8,6 g/t Ag; 4,7% S, 7% Fe.

Pe baza caracteristicilor chimice și mineralogice s-a considerat ca indicată o tehnologie care a constat din flotația piritei urmată fie de prelucrarea metalurgică directă a concentratelor pirotoase, fie de cianurare.

Rezultatele cercetărilor au arătat că prin flotație, într-un flux industrial, se pot obține concentrate de pirită cu 45% S, 16—19 g/t Au, 40 g/t Ag, în care se recuperează cca 82% din pirită.

Peste 90% din aur este recuperat în concentratul piritos. La cianurare extractiile de aur, au depășit 76—78%, în anumite condiții obținindu-se extractii de 81—84%.

Înind seama de extractia de aur obținută la flotație și de extractia obținută la cianurare, se poate aprecia că se poate recupera cca 70% din aurul din minereu. Recuperările de argint sunt de ordinul 50—60%.

Cercetările au arătat că minereul se comportă destul de asemănător cu minereul care a făcut obiectul cercetărilor anterioare. Menționăm însă, că proba din 1971 a avut conținuturi de Au și S sensibil mai scăzute decât proba anterioară, fapt care explică și valorile ceva mai scăzute obținute la extractiile de sulf și aur.

RECHERCHES CONCERNANT LA PRÉPARATION D'UN MINERAU PYRITEUX AURIFERE DES MONTS DU BANAT

(Résumé)

On a effectué des recherches technologiques afin de recueillir des indices sur les possibilités de valoriser le minerai pyriteux aurifère des Monts du Banat.

L'échantillon technologique présente les teneurs suivantes : 1,8—2 g/t Au; 7,6—8,6 g/t Ag; 4,7% S; 7% Fe.

Les caractéristiques chimiques et minéralogiques indiquent une technologie qui consiste en flottation de la pyrite, suivie soit de la préparation métallurgique directe des concentrés pyriteux, soit de cyanuration.



Les résultats des recherches ont montré que, durant un flux industriel, on peut obtenir par flottation des concentrés de pyrite à 45 % S, 16—19 g/t Au, 40 g/t Ag dont on peut récupérer environ 82 % de pyrite.

Plus de 90 % d'or est récupéré du concentré pyriteux. Au cas des cyanurations les extractions en or ont dépassé 76—78 % voire même 81—84 % en conditions spéciales.

Tenant compte de l'extraction en or obtenue par flottation et de l'extraction obtenue par cyanuration on peut compter sur une récupération d'environ 70 % de l'or du minerai. Les récupérations en Ag sont de 50—60 %.



PLANŞA I



Institutul Geologic al României

PLANŞA I

Fig. 1. — Pirită în cristale dezvoltate, brecifiiate. a) pirită; b) gangă. N^o 1'; X 80.

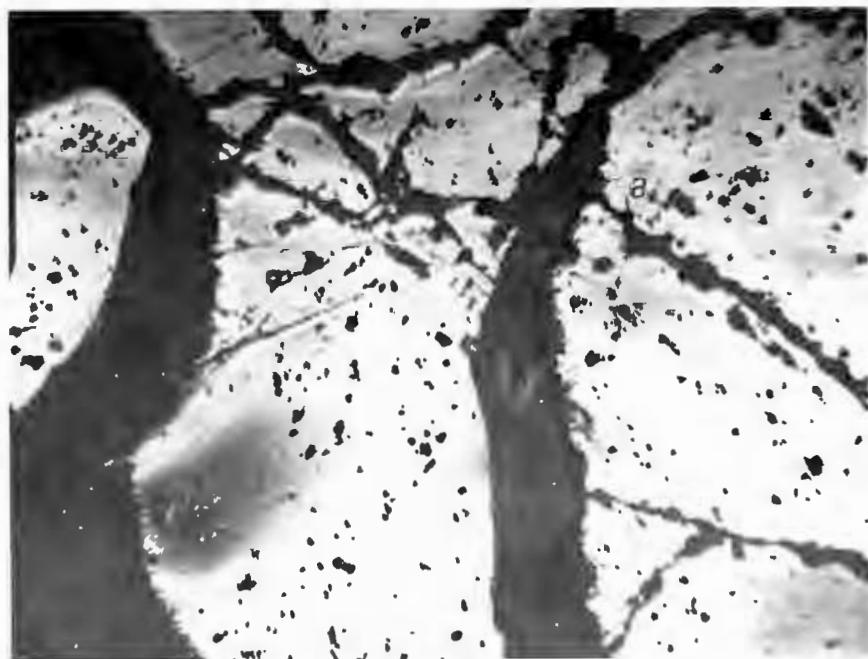
Pyrite en cristaux développés, bréchifiés. a) pyrite; b) gangue. N^o 1'; X 80.

Fig. 2. — Pirită brecifiată în fragmente mici, foarte intim asociată cu ganga. a) pirită; b) gangă. N^o 1'; X 150.

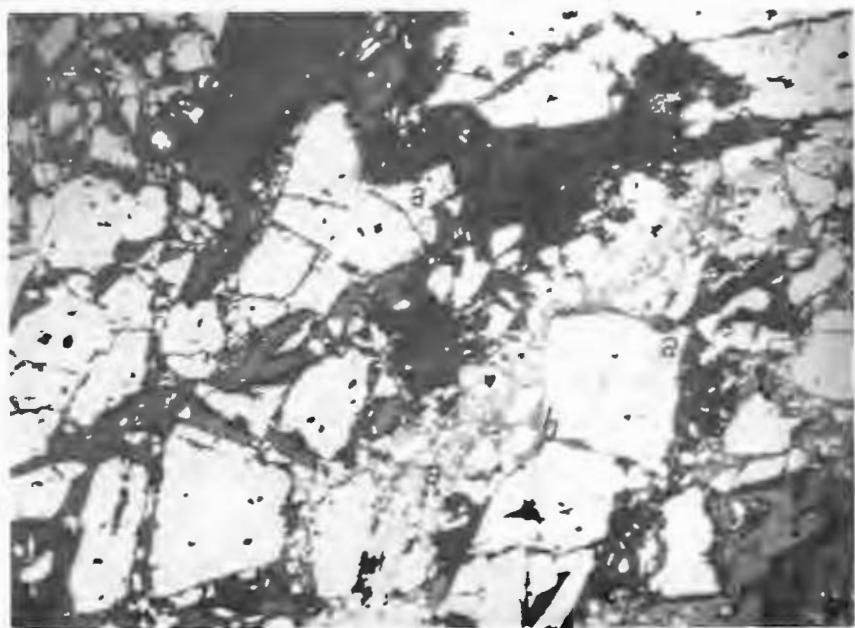
Pyrite bréchifiée en petits fragments, intimement associée de gangue. a) pyrite; b) gangue. N^o 1'; X 150.



B. GEORGESCU et al. Păpararea unui minereu piritos aurifer din Munții
Banatului. Pl. I



1



2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

PLANŞA II

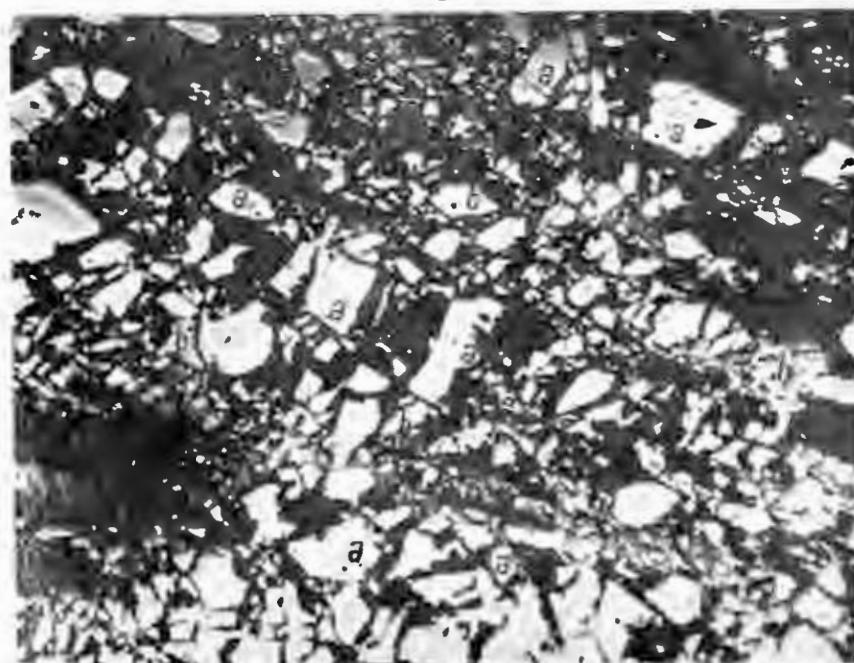
- Fig. 1. — Pirită și mispickel brecificate și asociate cu ganga. a) pirită ; b) mispickel ; c) gangă.
N//; X 180.
- Pyrite et mispickel bréchifiés, associés de gangue. a) pyrite ; b) mispickel ; c) gangue.
N//; X 180.
- Fig. 2. — Pirită și mispickel în şiruri alterne, sfârimate și prinse în gangă. a) pirită ; b) mispickel ; c) gangă. N//; X 150.
- Pyrite et mispickel en bandes alternatives, broyés et cimentés dans la guangue.
a) pyrite ; b) mispickel ; c) gangue. N//; X 150.



B. GEORGESCU et al. Prepararea unui minereu piroz aurifer din Mun-
ții Banatului Pl. II.



1



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



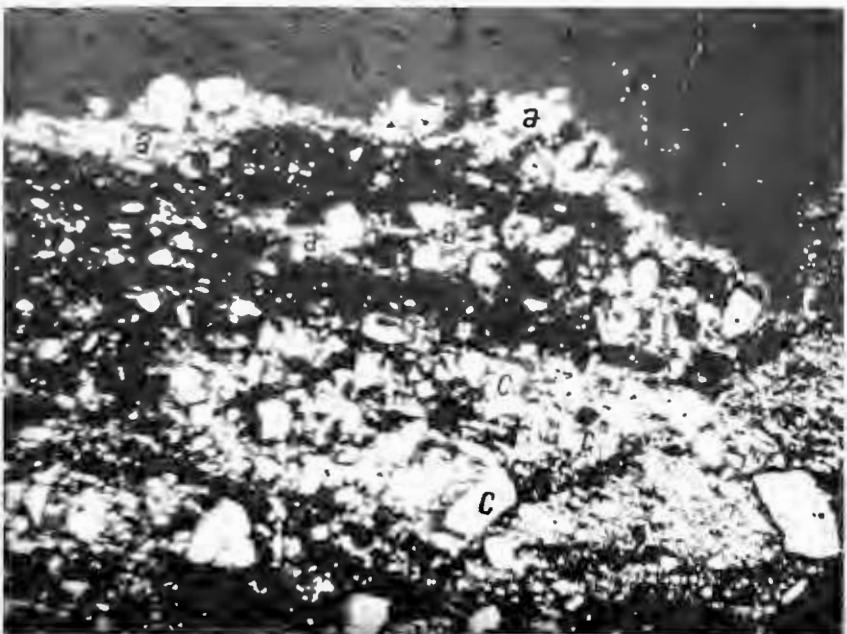
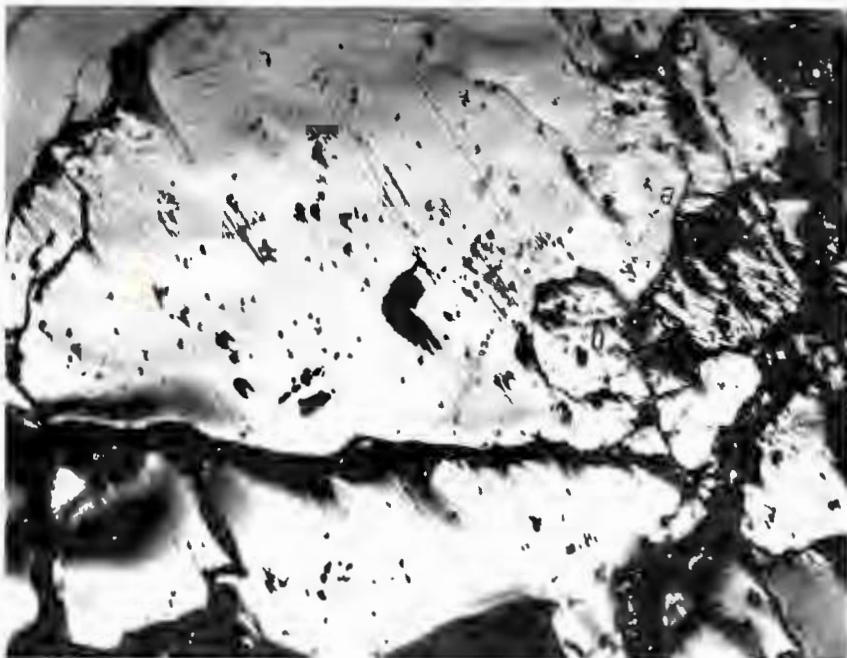
Institutul Geologic al României

PLANŞA III

- Fig. 1. — Mispichel cu incluziuni de pirită. a) mispickel; b) pirită; c) gangă. N//; X 150.
Mispickel montrant des inclusions de pyrite. a) mispickel; b) pyrite; c) gangue.
N//; X 150.
- Fig. 2. — Șisturi de mispickel sfărimat în gangă. a) mispickel; b) gangă; c) pirită; d) blendă.
N//; X 140.
Rangées de mispickel broyé, dans la gangue. a) mispickel; b) gangue; c) pyrite;
d) blonde. N//; ×140.



B. GEORGESCU et al. Prepararea unui minereu piritos aurifer din din
Munții Banatului. Pl. III.



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE VALORIZARE A UNUI MINEREU PIRITOS AURO-ARGENTIFER CU CONȚINUT RIDICAT DE ARSENOPIRITĂ²

DE

BUJOR GEORGESCU, ANGELA OPRESCU, MARIA BORCEA,
ANA NICOLESCU, MARIA DUMITRESCU, MIHAELA POP²

Abstract

Researches Concerning the Possibilities of the Beneficiation of a Gold Silver Pyrite Ore with a High Content of Arsenopyrite from the Banat Mountains. This paper presents the results of the experimental researches carried out on a gold silver ore sample, containing: 18.3 per cent S; 9 per cent As; 3.6–4 g/t Au; 24–28 g/t Ag. By the flotation it may be obtained either a pyrite and arsenopyrite collective concentrate, or separated concentrates of pyrite and respectively arsenopyrite. 96 per cent of gold, 87 per cent of silver, 96 per cent of S and 94 per cent of As are recovered in the collective concentrate containing approximately 8 g/t Au; 35 g/t Ag; 30 per cent S 15 per cent As. In the case of the separated concentrates, 40 per cent of gold and 39 per cent of silver are recovered in the pyrite concentrate containing 10 g/t Au; 45 g/t Ag; 49 per cent S; 1.5 pet cent As, and 52 per cent of gold, and 43–51 per cent of silver, in the arsenopyrite concentrate, containing 6.8–7.8 g/t Au; 29 g/t Ag; 24–28 per cent As, 24 per cent S. By cyanidation of the collective concentrates, it is possible to recover 42 per cent of gold and 40 per cent of silver contained in the raw ore. In the case of the separated concentrates, the total recoveries are: 52 per cent gold and 38–40 per cent silver. The paper points out the fact that the ore due to its increased arsenic content, must be considered an arsenic ore. That is why its working out would probably depend upon the arsenic products market.

I. OBIECTUL CERCETĂRILOR

Prin lucrări de prospectare și explorare au fost identificate mineraizații interesante pentru conținuturile de sulfuri și aur.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 12 mai 1972.

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



Necesitatea obținerii unor informații cu privire la posibilitățile de prelucrare a mineralizațiilor respective în vederea obținerii de concentrate valorificabile de sulfuri și pentru extracția aurului, a determinat execuțarea, începînd din 1968, a unor cercetări tehnologice pe probe colectate din sectoarele care au făcut obiectul cercetărilor geologice.

Cercetările care privesc una din aceste probe caracterizată în special prin conținutul mai ridicat de arsenopirită, fac obiectul prezentei comunicări.

Proba a fost colectată dintr-un filon minereul prezentînd interes, în special pentru conținutul de aur, pirită, și arsenopirită.

II. CARACTERELE CHIMICO-MINERALOGICE ALE PROBEI

Compoziția chimică a probei determinată printr-o analiză chimică generală, este arătată în tabelul 1. În același tabel sunt arătate și proporțiile în care apar principalii compoziții minerali, proporții determinate prin corelarea compoziției chimice cu observațiile mineralogice.

TABELUL 1
Date chimico-mineralogice

Elemente	%	Elemente	%
Au, g/t	3,6 – 4,5	Pb	0,11
Ag, g/t	24,5 – 28,6	Cu	0,02
As	8,5 – 9,0	SiO ₂	36,2
S	18,3 – 18,4	Al ₂ O ₃	7,3
Fe	20,5	CaO	1,7
Zn	0,7	MgO	1,5
Pirită (FeS ₂)	cca 27	Cuarț (SiO ₂)	cca 25
Arsenopirită (FeAsS)	,, 17	Material caolinos-argilos	,, 20
Blenda (ZnS)	,, 1		
Galena (PbS)	,, 0,1	Șisturi cristaline	,, 10

Proba tehnologică cercetată a fost constituită în proporții aproximativ egale din roci friabile, sfărimate în fragmente de 2–4 mm pînă



la pulbere, formate atit din sisturi micacee alterate si foarte slab mineralizate sau sterile, cit si din material caolinos-argilos cu o mineralizatie fina si de obicei bogata si din fragmente dure, de 1—5 cm reprezentate prin roci silicificate si fragmente de filon cuarțifer impregnate cu minerale metalice.

Mineralizatia de sulfuri reprezentata printr-o cantitate ridicata de pirită si mispichel si o proportie foarte redusa de blendă, galenă si calco-pirită, se prezinta sub forma de cuiburi si filonașe, prinse in cuarț si material caolinos-argilos si in mică măsură ca impregnații fine si difuze in sisturi cristaline. Structura mineralizatiei este granulară iar textura masivă cu unele aspecte laminate sau afinate functie de gradul de tectonizare al rocii si de materialul de gangă prezent.

Sub microscop mineralizatia se prezinta in cuiburi si filonașe milimetrice pînă la centimetrice, mai rar submilimetrice, alcătuite din cristale in mare parte brecificate, sparte si sfărimate in fragmente cu dimensiuni cuprinse intre 0,005—0,5 mm si recimentate cu silice secundară. O parte redusa din mineralele metalice apar in granule de 0,5—2 mm.

Pirita mineralul predominant din probă (cca 27%) formează de obicei aglomerări de cristale si mai puțin granule disperse sau fisuri fine in gangă. Dimensiunile cristalelor de pirită sunt cuprinse intre limite foarte largi : o parte din cristale ajung pînă la 1—2 mm, dar cuprind frecvente ochiuri si crăpături fine umplute cu gangă (Pl. I, fig. 1); o altă parte sunt sparte si fragmentate in granule de 0,5—0,02 mm prinse in gangă (Pl. I, fig. 2); in unele zone s-a observat însă o breciere foarte avansată insotită si de o coroziune intensă exercitată de gangă, in care caz apare o masă de granule foarte fine, de 0,005—0,03 mm cimentate de gangă ; aici sunt prezente uneori si ochiuri de mispichel de asemenea breciat si corodat de gangă. Fragmentele de pirită sunt ușor rotunjite, iar cele de mispichel apar angulare.

Asociația pirită-gangă apare astfel frecventă si in parte foarte avansată. O cantitate importantă de pirită este prezentă in granule de 0,1—0,005 mm prinse in gangă (Pl. I, fig. 2), iar majoritatea granulelor mari cuprind incluziuni de gangă de 0,003—0,5 mm (Pl. I, fig. 1).

Asociația pirită-mispichel se datorește mai puțin filonașelor si cuiburilor de mispichel in granule de 0,1—0,5 mm prinse in pirită si mai frecvent ochiurilor mărunte de 0,05—0,3 mm cu granule sfărimate de mispichel, prinse intr-o masă de pirită breciată, toate fragmentele fiind cimentate cu gangă. În ultimul caz asociația dintre aceste două minerale prezintă dimensiuni foarte reduse de 0,007—0,06 mm (Pl. II, fig. 1).



În granulele mari de mispichel, în apropierea contactului cu pirlita, apar cristale mărunte de pirlită de 0,03–0,08 mm în genere idiomorfe, disperse sau ca mici aglomerări (Pl. II, fig. 2). Se apreciază că aproximativ jumătate din cantitatea totală de mispichel este asociată cu pirlita la dimensiuni sub 0,1 mm.

Asociația pirlită-blendă la dimensiuni reduse este dată de cristalele mărunte de pirlită (0,005–0,02 mm) prinse în blendă sub formă de șiruri sau disperse (Pl. III, fig. 1) și de unele prelungiri marginale, filamentare de 0,007–0,1 mm ale agregatelor mari de blendă insinuate în pirlită înconjurătoare.

Mispichelul (cca 17%) apare fie în cristale mari de 0,3–3 mm, cu unele fisuri și mici incluziuni de gangă (Pl. III, fig. 2), cînd alcătuiește filonașe și cuiburi pînă la 8–10 mm, fie în granule breciate și sfărîmate în fragmente de 0,2–0,003 mm (Pl. II, fig. 1). Este prins atât în pirlită cât și în gangă, cu acestea două formînd asociațiile cele mai frecvente.

Asociația mispichel-gangă cuprinde o parte însemnată din mispichel la dimensiuni de 0,005–0,07 mm, fiind cuprinse aici granulele breciate și cimentate cu minerale secundare (cuarț, sericit, caolin — Pl. II, fig. 1).

Asociația mispichel-blendă s-a observat în zona de contact dintre filonașele de blendă prinse în mispichel; aici, blenda se insinuează pe fisuri fine de 0,01–0,07 mm, în masa cristalelor de mispichel (Pl. IV, fig. 1) sau cuprinde incluziuni de 0,01–0,03 mm de mispichel dispersat sau ca mici aglomerări (Pl. IV, fig. 2).

B l e n d a apare în cantitate redusă (cca 1%) și formează agregate rare și mari de 1–4 mm și mai puțin granule mărunte de 0,01–0,1 mm, de obicei prinse în gangă și în măsură mai mică în mispichel, pirlită și galenă. Plajele mari de blendă cuprind relativ frecvente incluziuni și fisuri umplute cu gangă, precum și granule mărunte de pirlită și numeroase picături de calcopirlită în genere cu dimensiuni micronice și submicronice (Pl. III, fig. 1).

Asociația blendă-gangă, la dimensiuni reduse este relativ restrînsă deoarece unele porțiuni ale zonelor marginale ale agregatelor de blendă apar fărămițate la dimensiuni de 0,01–0,15 mm și prinse în gangă.

G a l e n a formează cristale mari de 0,5–1,5 mm, dar și granule mărunte, foarte neregulate de 0,01–0,1 mm prinse la contactul filonașelor de blendă cu mispichelul și mai rar în gangă (Pl. IV, fig. 2).

C a l c o p i r i t a a fost observată foarte rar: apare ca granule neregulate de 0,03–0,07 mm prinse în pirlită sau mispichel și mai frecvent



ca picături fine, de obicei micronice, în blendă, sub forma structurilor de dezamestec (Pl. III, fig. 1).

Minerale de aur sau granule de aur liber nu au fost observate la microscop. Presupunem că aurul este prezent în particule foarte fine, incluse în pirită și mispichel.

Ganga mineralizației este dată de cuarțul secundar și materialul caolinos-argilos, care alcătuiesc filonul propriu-zis, precum și din relictele din roca gazdă, respectiv șisturile micacee, prezente în probă în măsură mai redusă.

Cuarțul apare în cristale de 0,3–3 mm în cuburi neregulate care ajung uneori pînă la 2–3 cm, dar mai frecvent se întâlnesc în granule mărunte de 0,2–0,005 mm pe fisuri și în ochiuri mici în masa mineralizată, fiind în strînsă asociație atît cu mineralele metalice cît și cu materialul caolinos-argilos și roca gazdă.

Materialul caolinos-argilos formează glomerule milimetrice pînă la centimetrice albicioase-cenușii, cu fisuri și ochiuri negricioase, uneori mai intens impregnate cu silice și minerale metalice, alteori cu o mineralizație mai slabă, fină și dispersă.

Șisturile micacee apar în proporție mai mică și reprezintă resturi din roca gazdă nedigerate total de silice și de materialul caolinos-argilos, dar în cea mai mare parte alterate și impregnate cu sericit, silice, calcit, minerale argiloase și hidroxizi de fier. Ca minerale primare apar în cantitate redusă, muscovit, cuarț, biotit și sporadic granați, apatit, rutil, zircon, sfen, leucoxen. Dimensiunile mineralelor se plasează în mod obișnuit sub 0,1 mm frecvent între 0,07–0,01 mm.

III. CERCETĂRI DE PREPARARE

Proportia mare de pirită și mai ales conținutul foarte mare de arsenopirită (cca 9% arsen), fac ca din punct de vedere tehnologic minereul cercetat să fie cu totul diferit de minereurile piritoase aurifere obișnuite și să fie considerat în primul rînd ca fiind un minereu de arsen. Ca urmare, la stabilirea tehnologiei de prelucrare, s-a luat în considerare recuperarea în concentrate valorificabile a următoarelor elemente: Au, Ag, S, As.

Modul de prezentare al aurului, gradul de mineralizare cu sulfuri, repartitia preponderentă a aurului în aceste sulfuri, au determinat efec-



tuarea cercetărilor de preparare după o schemă tehnologică care cuprinde flotația sulfurilor urmată de cianurarea concentratelor pentru extragerea aurului.

A) Cercetări de flotație

Cea mai mare parte a cercetărilor de flotație au urmărit obținerea unui concentrat colectiv de sulfuri în care să se recupereze cît mai mult aur.

Dar dacă se admite ideea că arsenul ar putea fi valorificat și că minereul poate fi luat în considerare și pentru arsen, se poate pune și problema obținerii unui concentrat separat de arsenopirită.

Separarea celor două sulfuri ar avea de asemenea o importanță deosebită și în cazul cînd aurul ar fi legat numai de unul din compoziți, deoarece în acest caz s-ar putea prelucra prin cianurare cantități reduse de concentrat cu conținut mai ridicat în aur.

Din aceste considerente s-a studiat și posibilitatea obținerii unor concentrate separate de pirită și arsenopirită.

1. Experimentări de flotație primară. Experimentările de flotație primară s-au executat în condiții variate de lucru și au urmărit influența diferenților parametri asupra flotației sulfurilor : colectori, activanți de presanții diferenți și în cantități variante, pH, timp de colectare, măcinare, etc.

Reactivii utilizați au fost : xantatul etilic de sodiu și xantatul amilic de potasiu drept colectori, acidul sulfuric, sulfatul de cupru, amestec de sulfați de sodiu și aluminiu pentru activarea piritei și arsenopiritei, silicatul de sodiu pentru depresarea mineralelor de gangă, flotanolul Hoechst pentru spumare.

Majoritatea experimentărilor au fost executate la măcinarea de 0,15 mm, măcinare care pe baza observațiilor mineralogice executate pe minereul brut ca și pe produsele preparării, a părut suficientă pentru dezassocierea sulfurilor în raport cu mineralele de gangă.

În eventualitatea prezenței unor săruri solubile, în special de fier, care pot produce dificultăți la flotație, s-a încercat în unele cazuri și îndepărțarea acestora prin spălarea minereului cu apă înaintea flotației.

La aplicarea unui regim de reactivi cu xantat etilic de sodiu și flotanol Hoechst în mediu acid pH = 5,5–6 (pH-ul natural al tulburelui), s-a constatat că sulfurile prezintă o inerție la flotație, care se manifestă prin aceea că în primele trei minute de colectare se obține o extracție de concentrat mică, de numai 9% (proporția de sulfuri din minereu fiind de



cca 45%) în raport cu extracția în greutate corespunzătoare celei de a doua fracțiuni de concentrat colectată într-un timp egal, care ajunge la cca 30%.

Plecindu-se de la ideea că îmbunătățirea extracției în greutate la fracțiunile următoare se datorează influenței aerătiei tulburelui în timpul colectării primei fracțiuni, sau unei duriate prelungite de condiționare a reactivilor colectori cu tulbureala minerală, s-au executat experimentări la care tulbureala a fost aerată 5—10 minute înainte de colectarea concentratului, s-au săpătuit și prelungit timpul de condiționare pentru colectori la 15 minute. Pe aceste căi, extracția de concentrat realizată în primele 3 minute crește ajungând pînă la 22—28%.

Rezultatele mai semnificative ale acestor experimentări și condițiile de lucru prezentate în tabelul 2, pun în evidență diferența sensibilă între vitezele de flotație a piritei și arsenopiritei, datorită căreia se manifestă tendința de separare între cele două sulfuri chiar în cadrul flotației colective. Astfel, pirita are viteză de flotație mai mare la începutul flotației, în primele 3 minute separîndu-se fracțiuni mai sărace în arsen (cu cca 11% As și 43% S) în care se recuperează 50% din sulf și numai 26% din arsenul conținut în minereul brut. Fracțiunile colectate imediat în continuare sunt mai bogate în arsen, ajungând pînă la conținuturi de 19—23% As cu recuperări de arsen de cca 63—64%. Recuperările totale pe cele două produse au fost de 90% pentru arsen și 94% pentru sulf, sterilele separate avînd conținuturi de 2% As și 2,4% S.

Rezultate favorabile separării celor două sulfuri s-au obținut și în cazul aplicării spălării înaintea flotației (experiență 2) primele fracțiuni separate avînd 9% As iar următoarele 27% As.

Pentru activarea arsenopiritei și piritei s-a încercat utilizarea unui amestec de sulfat de sodiu și sulfat de aluminiu în raport de 45/1 (brevet U.R.S.S. nr. 224421/1968). Adăugarea fracționată a amestecului de sulfati de sodiu și aluminiu de la începutul flotației, a avut ca efect activarea unei părți din arsenopirită și mărirea vitezei de flotație a acesteia (tab. 3). Ca urmare, extracția de arsen corespunzătoare primelor 3 minute crește pînă la 56—62%, într-o fracțiune cu 15% As, în raport cu aceea obținută în același timp la flotația fără activare ($m_{As} = 15—20\%$).

Pe de altă parte, s-a constatat că deși activarea are influență pozitivă asupra flotației arsenopiritei în cadrul flotației colective, totuși se menține o oarecare tendință de separare între cele două sulfuri, întrucît fracțiunea separată imediat în continuare are conținut mai mare, cca 20—22% As.



TABELUL 2
Rezultatele flotării în mediu acid

Nr. experi- enței	Regim de reactivi și condiții de lucru	Timp de flotare min.	Pro- duc- tate %	Extractia în grecu- tate %			Arsen			Sulf		
				Continut c cmediu		Extracție m	Conținut c cmediu		Extracție %	c cmediu		Extracție %
				c	m	Σm	c	m	Σm	c	m	Σm
1	Xantat etilic	220	16,6	11,25	20,0	42,75	38,6					
	Xantat amilic	50	5,3	10,81	6,1	39,14	11,3					
	Floanol Hoechst	37	16,1	23,34	40,3	32,09	28,1					
	Sulfat de cupru	1000	5,0	18,60	10,0	63,5	24,82					
	Acid sulfuric	1000	2	4,0	6,7	19,54	26,36					
	pH	5,5—6	2	5,60	2,6	18,90	4,2					
	Măcinare	sub 0,15 mm	6	9,50	2,6	18,90	2,7					
	Diluție solid / lichid	1/3	6	12,04	3,9	13,74	2,2					
	Viteza rotorului	2000 rot/min	6	2,05	10,4	2,40	6,2					
			A	100,0	9,33	100,0	100,0					
2			1	17,4	7,91	14,8	28,0					
			2	10,7	11,50	9,28	13,2					
			1	11,1	27,80	33,2						
			2	4,2	21,37	9,6	60,1					
			6	5,3	16,92	9,6	9,6					
			3	3,5	8,23	3,1	3,1					
			6	4,4	9,81	4,6						
			B	43,4	2,55	11,9						
			A	100,0	9,31	100,0						
Spălare cu apă înaintea flotării. Regim de reactivi la fel ca la experiența 1.												



TABELUL 3

Rezultatele flotajelor colective cu activan : amestec de sulfati de aluminiu și de sodiu

Nr. experi- enței	Regim de reactivi și condiții de lucru	Timp de flotare	Produse	Extracția în greutate %		Arsen		Sulf	
				v	v	Continut %		Continut %	
						c	cneftiu	m	Σ m
3	Xantat etilic	320 g/t	3	C ₁	29,7	11,21	36,6	38,49	65,3
	Xantat amilic	85 "	9	C ₂ + C ₃ + C ₄	19,3	22,06	46,9	23,69	26,0
	Flotanol Hoechst	54 "			56,8		91,3	29,65	96,1
	Acid sulfuric	1000 "	15	C ₃ + C ₆ . . . C ₉	7,8	9,11	7,8	10,71	4,8
	Amestec de sulfati de aluminiu și sodiu	1250 "							
	pH	5,5 - 6		B	43,2	1,12	8,7	1,60	3,9
4	Măcinare	sub 0,15 mm	A	100,0	9,09		100,0	17,53	100,0
	Silicat de sodiu	1500 g/t	3	C ₁	34,5	15,25	56,5	38,31	71,6
	Xantat etilic	200 "	3	C ₂	10,4	20,00	22,3	26,17	14,7
	Xantat amilic	30 "	3	C ₃	4,1	53,2	12,50	5,5	4,3
	Flotanol Hoechst	33 "				15,89		90,7	94,4
	Sulfat de cupru	1000 "	0	C ₄ + C ₆ + C ₉	4,2	14,30	6,4	16,85	
5	Amestec de sulfati de aluminiu și sodiu	5000 "		B	46,8	1,85	9,3	2,20	5,6
	pH	5,5 - 6		A	100,0	9,32	100,0	18,47	100,0
	Măcinare	sub 0,15 mm							
	Silicat de sodiu	1500 g/t	3	C ₁	36,5	61,4	15,12	61,9	97,5
	Xantat etilic	220 "	3	C ₂	11,1	18,70	13,83	23,3	
	Xantat amilic	90 "							
	Flotanol Hoechst	37 "	21	C ₃ + C ₄ + . . . C ₉	13,8	6,50	10,1	1,14	2,5
	Sulfat de cupru	1500 "		B	38,6	1,08	4,7		
	Amestec de sulfati de aluminiu și sodiu	6000 "		A	100,0	8,91	100,0	17,79	100,0
	pH	5,56							
	Măcinare	sub 0,15 mm							



Rezultate favorabile pentru extractiile de arsen și sulf s-au obținut prin folosirea activanților și prelungirea timpului de flotație (experiență 5) și anume : concentrate cu 14% As și 28% S cu extractii corespunzătoare de 95% pentru arsen și 97—98% pentru sulf, sterilele separate având conținuturi reduse : cca 1% As, 1% S și 0,2—0,5 g/t Au.

În ceeace privește repartizarea aurului în produsele preparării, rezultatele medii pentru mai multe experimentări de flotație executate în condiții apropiate de experiență 4, prezentată în tabelul 4, arată că aproximativ 97% din aurul și 86% din argintul conținute în minereul brut se extrag într-un concentrat primar de sulfuri cu conținut de 7 g/t Au și 34 g/t Ag, și numai 2—3% din aur și 14% din argint se pierd în sterile.

TABELUL 4

Rezultatele medii obținute la flotația colectivă a sulfurilor

Produse	Ex- tractie în gre- utate v %	Arsen		Sulf		Aur		Argint	
		Conți- nut %	Ex- tractie %	Conți- nut %	Ex- tractie %	Conți- nut %	Ex- tractie %	Conți- nut g/t	Ex- tractie %
Concentrat colectiv primar (pirită + arsenopirită)	55,6	14,56	92,4	29,67	95,6	7,0	97,7	34,0	89,9
Steril	44,4	1,51	7,6	1,70	4,4	<0,2	2,3	7,0	14,1
Alimentare	100,0	8,76	100,0	17,25	100,0	3,98	100,0	22,0	100,0

În cadrul altor cercetări s-a încercat accentuarea diferenței de conținuturi de arsen ale produselor colectate la flotație, prin reglarea pH-ului, s-au flotarea piritei în prezența permanganatului de potasiu dat în scopul depresării arsenopiritei, procedeu care în unele cazuri a dat rezultate bune (K i r c h b e r g, 1955 ; M a c h o v i c, 1962 ; P l a k s s i n, 1949 ; T a d l i k a, 1962).

Rezultatele unei experimentări la care s-au utilizat pentru deprecarea arsenopiritei 2000 g/t permanganat de potasiu, prezentate în tabelul 5, arată că și pe această cale este posibilă o diferențiere la flotația primară, prima fracțiune colectată având 5,2% As.

La altă serie de experimentări s-a încercat flotația piritei cu xantat etilic și amilic în mediu alcalin la pH = 8, creat cu var sau carbonat de sodiu (tab. 6). S-a constatat că la flotația în mediu alcalin cu carbonat de sodiu nu s-a realizat o separare mai bună între cele două sulfuri compa-



TABELUL 5
Filofafia diferențială S – As cu permanganat de polasiu

Nr. experi- enței	Regim de reacții și con- diții de lucru	Timp de flo- taje min.	Extracție în greutate %				Arsen				Sulf			
			Produs	v	Σv	Conținut %		Extracție %		Conținut %		Extracție %		
						c	c mediu	m	Σm	c	m			
6	Permanganat K Xantat etilic Flatanol Hocelit Sulfat cupru Amestec de sulfati de aluminiu și de sodiu Măcinare	2000 g/t 300 g/t 33 g/t 1000 g/t 2250 g/t sub 0,15mm	3 1,5 1,5 1 6 12	C ₁ C ₂ C ₃ C ₄ C ₅ +C ₆ C ₇ +C ₈ +C ₉ +C ₁₀	16,7 12,9 3,9 1,1 3,8 3,2	29,6 13,55 20,79 22,74 13,68 7,75	5,21 8,84 10,9 10,9 19,10 7,75	32,8 21,9 10,1 40,1 6,5 3,1	42,03 38,3					
			A B A			100,0		8,00						



TABELUL 6
Flotajie diferențială S – As în mediu acalin

Nr. experi- enției	Regim de reactivi și condiții de lucru	Timp de flotajie min.	Producție	Arsen			Sulf		
				Conținut %		Extracție %	Conținut %		Extracție ±
				c	cmediu	m	Σm	c	m
7	Carbonat de sodiu	4000 g/t	C ₁	31,2	10,46	41,6	40,01	70,1	
	pH	8	C ₂	8,2	22,32	23,5	25,75	11,8	
	Xantat etilic	290 g/t	C ₃ + C ₄	6,9	16,79	14,9	47,8	7,4	24,7
	Xantat amilic	50 g/t	C ₅	6,5	11,30	9,4	15,08	5,5	
	Flotanol Hoechst	37 g/t	C ₆ + C ₇	4,4	6,66	3,8	7,48	1,8	
	Sulfat de cupru	1000 g/t	B	42,8	1,24	6,8	1,40	3,4	
	Acid sulfuric	1000 g/t							
	Măcinare	sub 0,15 mm	A	100,0	7,80	100,0	17,82	100,0	
	Sulfat de zinc	1000 g/t	C ₁	22,2	32,0	6,57	16,1	24,7	
8	Var	2500 g/t	C ₂	9,8	7,91	8,6	40,99	40,65	71,9
	pH	8	C ₃	3,9	15,08	6,5	39,91		
	Xantat etilic	270 g/t	C ₄	8,3	30,71	28,2			
	Xantat amilic	85 g/t	C ₅	9,4	24,2	28,73	25,47	68,2	
	Acid sulfuric	1000 g/t	C ₆	2,6	12,56	29,9			
	Flotanol Hoechst	37 g/t	C ₇ + C ₈ + C ₉	3,9	5,52	3,6			
	Sulfat de cupru	1000 g/t	B	39,9	1,08	4,7			
	Măcinare	sub 0,15 mm	A	100,0	9,04	100,0			



rativ cu aceea obținută în mediu acid. Flotația piritei cu var pH = 8, a condus la rezultate mai bune în raport cu flotația cu carbonat de sodiu : concentrat de pirită cu 41% S și 7% As cu extracție de sulf de 72% și concentrat de arsenopirită cu 25—26% As și extracție corespunzătoare de arsen de 70%.

Experimentările de flotație cu măcinarea minereului la 0,10 mm (cca 86% < 0,071 mm) n-au condus la rezultate mai bune față de acelea obținute la măcinarea la 0,15 mm (57% < 0,071 mm).

2. Separarea arsenopiritei de pirită prin reflotarea concentratelor primare. În scopul obținerii unor concentrate de pirită de calitate corespunzătoare valorificării lor ulterioare, în special cu conținut cît mai redus de arsen, s-au executat experimentări de reflotare a produselor primare.

Observindu-se că vitezele de flotație ale piritei și arsenopiritei sunt diferite în sensul că primele fracțiuni separate la flotația primară sunt mai sărace în arsen (7—8% As), decât următoarele (peste 19—20% As), reflotările s-au făcut după diferite scheme care prevedeau în general reflotarea separată a primelor fracțiuni mai sărace, a fracțiunilor mai bogate în arsen cît și a produselor intermediare extrase în partea finală a flotației.

În tabelele 7 și 8 sunt prezentate rezultatele unor experimentări de reflotare făcute pe concentrat primar obținute în diferite condiții de lucru, după această variantă.

La reflotare au fost necesare în general cantități suplimentare de reactivi colectori-spumanți, separarea făcindu-se în prezența permanganatului de potasiu adăugat cu intenția de a depresa mineralele de arsen și de a flota pirita.

Astfel, în cazul aplicării schemei 1 (încercarea 9) se poate constata că plecind de la o primă fracțiune de concentrat primar C₁ (temp de flotare 3 minute) cu cca 14% As, prin 4 reflotări succesive și utilizarea a 500 gr/t permanganat de potasiu, este posibilă separarea unui concentrat de pirită cu conținut redus de arsen de numai 1,8% As și a unor produse bogate în arsen cu 25—27% As, care pot constitui un bun concentrat de arsen.

Reflotarea de două ori a fracțiunilor următoare de concentrat primar C₂, C₃, C₄ cu cca 23% As (temp de flotare 9 min.) nu a condus la o îmbogățire sensibilă în arsen, produsele rezultate nedepășind conținutul de 26—27% As.

Cumularea fracțiunilor cu conținut asemănător de arsen, conduce la obținerea unor produse ale căror conținuturi medii și extracții sunt prezentate în tabelul 8. Se vede că aplicarea schemei menționate mai sus permite separarea unor concentratice finale de pirită care conțin 49—50% S ;

TABELUL 7
Refloarea concentratelor

Nr. experi- rientel	Condiții de lucru	Producție				Extracție în greutate %	Conținut de As %	Extracție de As %
		C ₁ f	S ₁ f	S ₃ + S ₂	S			
9	Schemă 1 Flotajie primară { experiența măcinare Refloare : Silicat sodiu : Xantat etilic Flotanol F Amestec sulfat aluminiu și sodiu Permanaganat K	1500 g/t	50 g/t	11 g/t	675 g/t	700 g/t	Fracțiunea primară C ₁ f	15,1 1,8 11,6 5,9 34,4
							P	2,1 8,4 4,5 15,0
							M ₂	25,38 26,28 17,35 23,47
							M ₁	5,6 23,1 8,2 36,9
							C ₂ + C ₃ + C ₄	1,9 9,71 5,05 6,18
							R	1,9 3,2 5,1
							I	
							C ₅ + C ₄ + C ₃ + C ₂ + C ₁	
							B	42,7 100,0
							A	1,17 9,56 100,0
10	Schemă 2 Flotajie primară { experiența năcinare Refloare Silicat sodiu Xantat etilic Flotanol F Sulfat cupru Amestec sulfat aluminiu și sodiu Permanaganat K	2300 gr/l	150 gr/l	10 gr/t	16 gr/t	200 gr/t	Fracțiunea primară C ₁ f	15,5 3,5 2,3 15,2 36,5
							P	1,26 2,37 12,76 32,55 15,12
							M ₂	2,2 0,9 3,3 55,5 61,9
							M ₁	
							C ₂	
							R	
							I	
							C ₃ + C ₄ + C ₅ + C ₆ + C ₇ + C ₈ + C ₉	
							B	38,6 100,0
							A	1,08 8,91
12	Schemă 2 Flotajie primară { experiența măcinare Refloare I experiența 10 mm	5	0,10 mm	10			Fracțiunea primară C ₁ f	19,0 1,5 2,8 17,1 40,4
							C ₂ f	1,73 4,43 21,37 33,00 16,42
							C ₂	3,7 6,8 63,6 74,8
							M ₁	
							P + M ₂	
							C ₃	
							M ₁	
							C ₄	
							C ₅	
							C ₆	
							C ₇	
							C ₈	
							C ₉	
							R	2,3 0,9 9,6 12,8
							I ₂	22,05 15,23 4,75 8,60
							I ₁	5,7 1,6 5,2 12,5
							C ₃ + C ₄ + C ₅ + C ₆ + C ₇ + C ₈ + C ₉	41,0 100,0
							B	0,57 8,87
							A	2,6 100,0



TABELUL 8
Rezultate medii la refloarea concentratorelor

Nr. experi- enției	Producție finale	Sulf		Arsen		Fier		Aur		Argint	
		Conținut c %	Extracție m %	Conținut c %	Extracție m %	Conținut c %	Extracție m %	Conținut c g/t	Extracție m %	Conținut c g/t	Extracție m %
9 schema 1	Concentrat pirită	15,1	49,38	41,9	1,87	2,9	45,20	10,4	39,3	49,6	37,2
	Concentrat arsenopirită	36,2	25,55	52,0	23,42	88,7	32,07	5,8	52,5	28,4	51,0
	Produse intermediare	6,0	6,72	2,2	5,07	3,2	14,36	1,9	2,9	10,5	3,1
	Steril	42,7	1,61	3,8	1,17	5,2	4,58	0,5	5,3	4,1	8,7
	Alimentare	100,0	17,80	100,0	9,61	100,0	21,25	4,0	100,0	20,15	100,0
	Concentrat pirită $\left\{ \begin{matrix} C_1 \\ C_2 \end{matrix} \right.$	15,5 3,5	19,0 47,22	51,03 50,32	44,5 9,3	53,8 2,37	1,46 0,9	3,1 44,67 42,38	14,24		
	Concentrat arsenopirită $\left\{ \begin{matrix} M_1 \\ M_2 \end{matrix} \right.$	18,8 1,1	30,4 23,92	23,0 15,6	24,3 15,38	31,27 15,9	66,0 25,18	31,89 19,9 ↑	29,13 24,67		
	Produse intermediare	12,0	5,72	3,8	4,86	6,3	8,55				
	Steril	38,6	1,14	2,5	1,08	4,7	2,82				
	Alimentare	100,0	17,79	100,0	8,91	100,0	19,38				
10 schema 2	Concentrat pirită	19,4	47,71	52,7	1,56	3,4	44,23	9,6	41,4	43,08	41,5
	Concentrat arsenopirită	29,8	24,34	41,3	25,78	87,5	30,83	7,8	51,6	29,0	42,9
	Produse intermediare	10,1	7,18	4,1	4,92	5,7	10,22	2,3	5,2	17,30	8,7
	Steril	40,7	0,82	1,9	0,74	3,4	2,47	0,2	1,8	3,40	6,9
	Alimentare	100,0	17,57	100,0	8,78	100,0	19,80	4,5	100,0	20,13	100,0
	Concentrat pirită $\left\{ \begin{matrix} C_1 \\ C_2 \end{matrix} \right.$	19,0 1,5	20,5 47,60	49,54 49,39	52,5 4,0	1,73 4,43	3,7 0,7	44,55 42,29	45,31		
	Concentrat arseno-pirită $\left\{ \begin{matrix} M_1 \\ M_2 \end{matrix} \right.$	17,1 10,5	27,6 20,90	20,90 1,23 23,67	19,9 16,5	33,00 28,00 19,67	63,6 87,0 23,4	30,04 29,87 29,60			
	Produse intermediare	10,9	7,63	4,6	4,84	6,0	9,87				
	Steril	41,0	1,09	2,5	0,57	2,6	2,59				
	Alimentare	100,0	17,94	100,0	8,87	100,0	19,67				

1,87% As; 45,2% Fe în care se recuperează 42% din sulful total conținut în minereu și a unor concentrate de arsenopirită cu 23,4% As; 25,5% S și 32% Fe în care se recuperează 89—90% din arsen și 52% din sulful total, iar sterilele îndepărțate au conținuturi reduse de elemente utile de 1,6% S; 1,2% As și 0,5 g/t Aur.

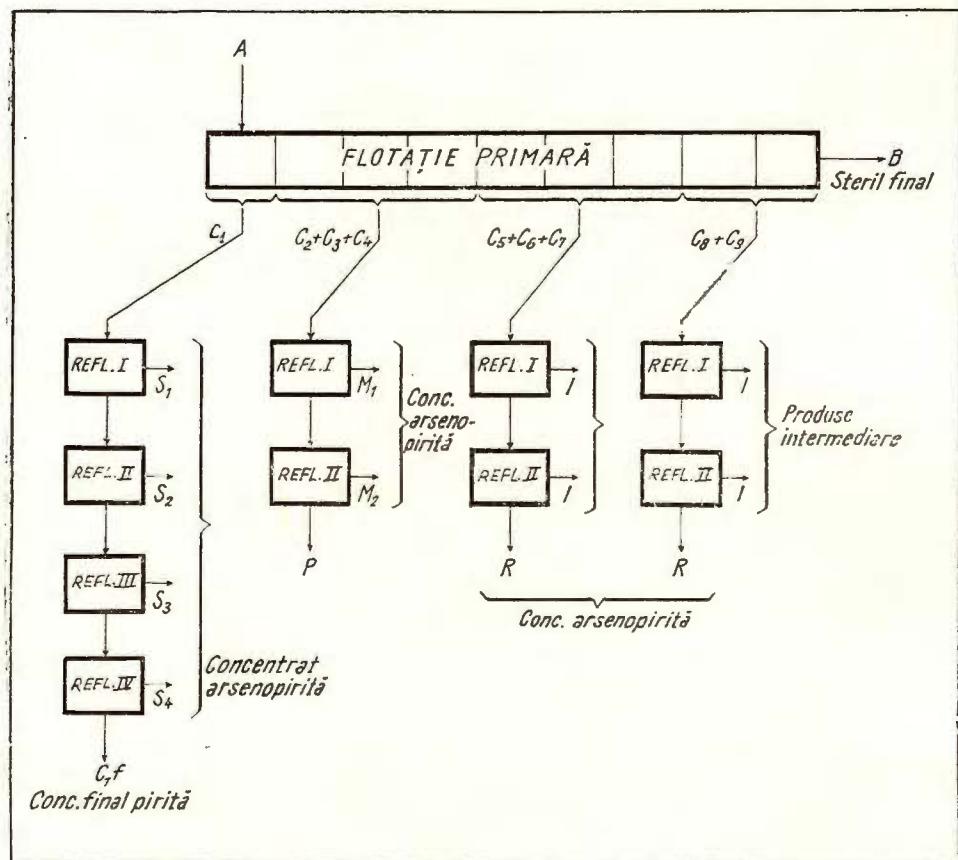


Fig. 1. — Reflotarea concentratelor primare de pirită, de arsenopirită și a produselor intermediere după schema I.

Reflottation des concentrés primaires de pyrite, d'arsenopyrite et des produits intermédiaires suivant schéma I.

Aurul se repartizează în proporție de 39,3% în concentratul de pirită care conține 10,4 g/t Au și 52,5% în concentratul de arsenopirită cu conținut de 5,8 g/t Au, ceea ce înseamnă că cca 92—93% din aur se recuperează prin flotație în cele două concentrate de sulfuri.

O separare mai bună între mineralele de fier și arsen se realizează la aplicarea schemei din figura 2. Astfel, rezultatele încercării 10 arată că reflotarea de 3 ori a fracțiunilor primare C_1 ducă la obținerea unor concentrate calitativ mai bune: concentrate de pirită cu 51% S și 1,2% As

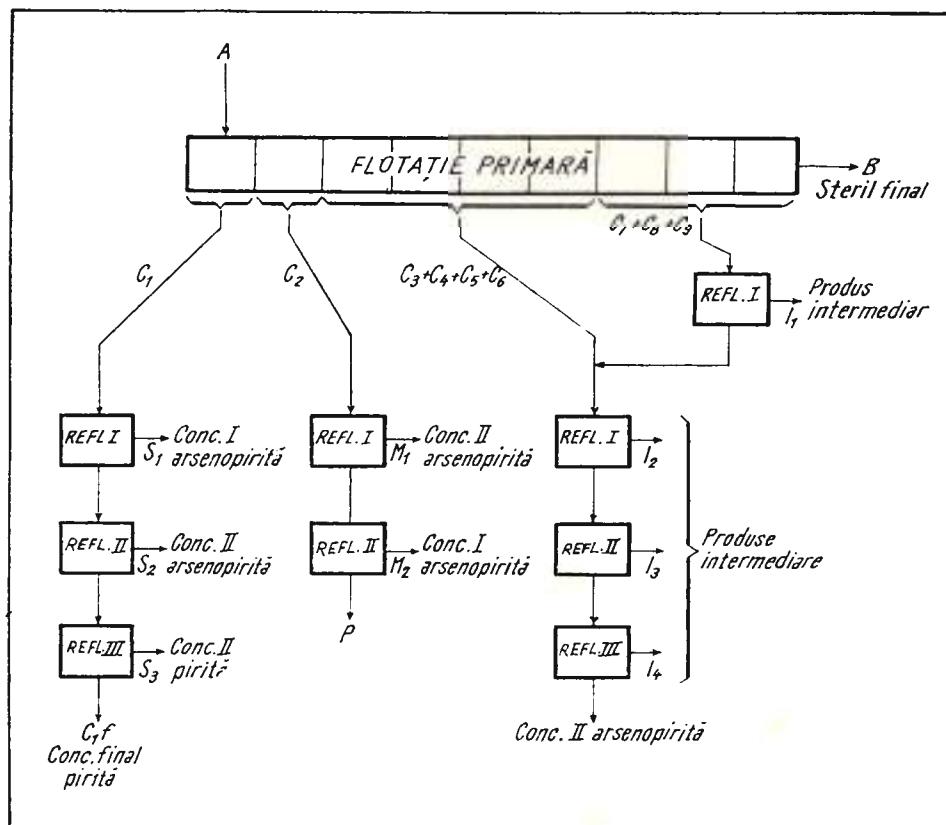


Fig. 2. – Reflotarea concentratelor primare de pirită, de arseenopirită și a produselor intermedii după schema II.

Reflottation des concentrés primaires de pyrite, d'arsenopyrite et des produits intermédiaires suivant le schéma II.

și concentrate de arseenopirită cu peste 32% As. De asemenea, reflotarea fracțiunilor extrase în partea finală a flotației primare permite separarea unui produs imbogățit în arsen cu conținut de 18–19% As. Schema prezintă și avantajul unor recuperări mai mari de sulf de ordinul a 54%, într-un concentrat de pirită cu 50–51% S care reprezintă în greutate 19%, obținut numai prin 2 refloți.

Ca și în cazul schemei din figura 1, reflotarea fracțiunii a două primare C_2 , mai bogată în arsen, nu a dus la separarea unor produse cu conținuturi foarte ridicate de arsen (cu peste 26% As), motiv pentru care la încercarea 11 executată după schema din figura 3, fractiunea a două a concentratului primar (timp de flotație 3 minute) a constituit produs

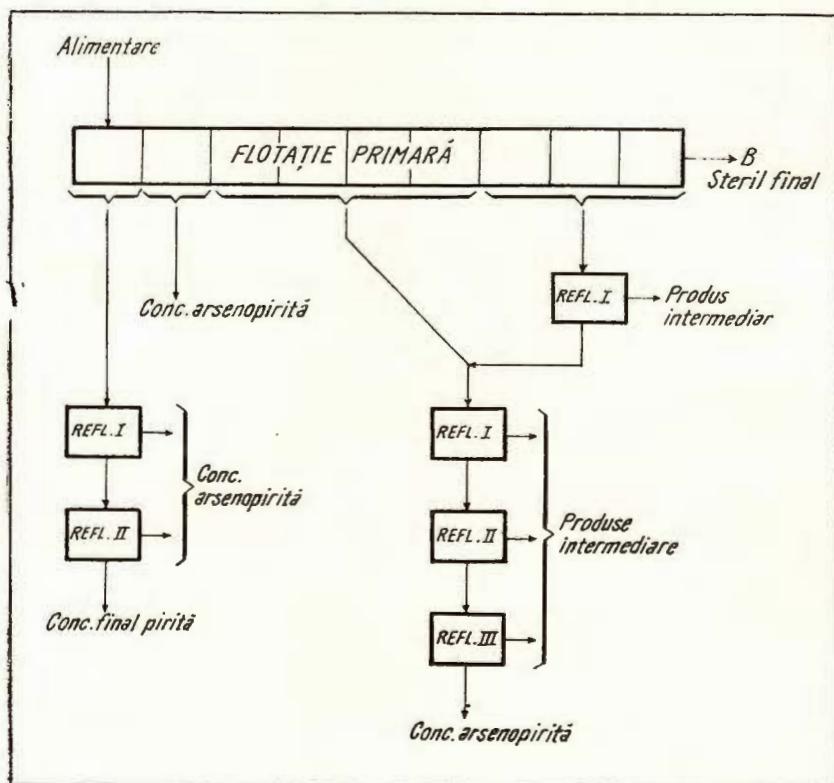


Fig. 3. — Reflotarea concentratelor primare de pirită și a produselor intermediare.

Reflootation des concentrés primaires de pyrite et des produits intermédiaires.

final de arsenopirită și nu s-a mai refloatat. Rezultatele realizate în această variantă, (încercarea 11, tab. 8) arată că și pe această cale se pot separa concentrate de calitate asemănătoare acelora obținute la schema din figura 2 : concentrate de pirită cu 48% S și 1,5% As în care se recuperează 53% din sulful total și concentrate de arsenopirită cu 25% As cu extracții de 88% pentru As și 41% pentru sulf. Aurul se recuperează în aceste concentrate, în proporție de 41% în pirită și 52% în arsenopirită, cele două con-

centrate având conținuturi de Au apropiate : 9,6 g/t în pirită și respectiv 7,8 g/t în arsenopirită.

În produsele intermediare se recuperează 5% din aur, 4% din sulf și 5–6% din arsen.

Sterilele de la flotație au conținuturi reduse : 0,74% As ; 0,82% S și 0,2 g/t Au, ceea ce conduce la pierderi minime de ordinul a 3,4% pentru arsen, cca 2% pentru sulf și 2% pentru aur.

Alte experimentări au avut în vedere reflotarea unor concentrate ce provin de la o flotație primară cu măcinare mai avansată la 0,10 mm. Rezultatele unei asemenea încercări (12) arată că măcinarea mai fină nu duce la obținerea unor rezultate superioare, sau la scăderea conținutului de arsen sub 1% în concentratul de pirită.

Desi conținutul de zinc al probei a fost redus, s-a considerat util să existe și unele informații referitoare la comportarea minereului la separarea unui concentrat zincos. După extragerea piritei și arsenopiritei și apoi activarea prealabilă a tulburelui cu sulfat de cupru s-a încercat flotarea blendei cu xantat și flotanol. Rezultatele cîtorva din aceste experimentări au arătat că peste 56% din zincul existent în minereu, se recuperează într-un concentrat primar cu cca 15% Zn ceea ce înseamnă o îmbogățire de peste 20 ori față de conținutul minereului brut (0,7 % Zn). Aceasta ne permite să afirmăm că în cazul unui flux industrial ar fi posibilă și separarea unor mici cantități de concentrat de blendă, al cărui conținut ar putea fi ridicat prin operațiuni de refloare.

B) Cercetări privind recuperarea aurului

Deoarece nu a fost observat aur liber sau minerale care cuprind aur în formula lor chimică, s-a presupus că aurul se prezintă în particule foarte mici, submicroscopice, diseminat în rețeaua cristalină a sulfurilor și mai puțin în euarț. Indicații despre repartizarea aurului în produsele rezultate la flotație au fost date numai de analizele chimice. În tabelul 9 sunt prezentate conținuturile de aur și argint ale unor concentrate colective precum și ale unor concentrate separate de pirită și arsenopirită rezultate la flotație.

După cum se vede, concentratele colective (pirită plus arsenopirită) au conținuturi de 7–8,5 g/t Au și 34–35 g/t Ag ceea ce corespunde la 93–97% din aurul total și 84–86% din argintul total. Pirita conține 9,6–10,4 g/t Au și 43–50 g/t Ag ceea ce corespunde la o extracție de 39–41% pentru aur și 37–42% pentru argint, iar arsenopirita conține



TABELUL 9
Reparilizarea aurului în produsele rezultate la filiere

Nr. experi- enței	Produse	Extracția de concentrat %	Sulf	Arsen	Aur	Argint	
			Conținut %	Conținut %	Conținut g/t	Recuperare %	Conținut g/t
8	Concentrat colectiv	55,6	29,67	14,56	7,0	97,7	34,0
	Steril	44,4	1,70	1,51	0,2	2,3	7,0
	Alimentare	100,0	17,25	8,76	4,0	100,0	22,0
9	Concentrat colectiv	49,2	33,55	16,32	8,5	93,0	34,5
	Produs intermediar	10,1	7,18	4,92	2,3	5,2	17,3
	Steril	40,7	0,82	0,74	0,2	1,8	3,4
10	Alimentare	100,0	17,57	8,80	4,5	100,0	20,13
	Concentrat pirlă	15,1	49,38	1,87	10,4	39,3	49,6
	Concentrat arsenopirită	36,2	25,55	23,42	5,8	52,5	28,4
11	Produse intermediare	6,0	6,72	5,07	1,9	2,9	10,5
	Steril	42,7	1,61	1,17	0,5	5,3	4,1
	Alimentare	100,0	17,80	9,61	4,0	100,0	20,15
12	Concentrat pirlă	19,4	47,71	1,56	9,6	41,4	43,08
	Concentrat arsenopirită	29,8	24,34	25,78	7,8	51,6	29,00
	Produse intermediare	10,1	7,18	4,92	2,3	5,2	17,30
	Steril	40,7	0,82	0,74	0,2	1,8	3,40
	Alimentare	100,0	17,57	8,78	4,5	100,0	20,13



5,8–7,8 g/t Au și cca 29 g/t Ag ceea ce corespunde la o extraie de 52–53% pentru Au și 43–51% pentru Ag. Sterilele au conținuturi reduse de aur de 0,2–0,5 g/t și sub 7 g/t argint.

Datorită proporției mari de sulfuri prezente în minereu, gradul de îmbogățire pentru aur rezultat în urma procesului de concentrare este mic (de același ordin de mărime cu al sulfului sau arsenului), iar concentratele rezultate la flotație au conținuturi de aur nu prea ridicate. De aceea, recuperarea aurului pe cale metalurgică obișnuită (topirea concentratelor) nu pare avantajoasă, prezența arsenului făcând și mai improbabilă posibilitatea unei astfel de căi de prelucrare.

O cale de recuperare a aurului și argintului, utilizată în cazul concentratelor pirotoase aurifere sărace este cianurarea. Deși prezența arsenului în proporție mare face improbabilă obținerea unor rezultate bune sau foarte bune, pentru a avea informații experimentale în legătură cu comportarea la cianurare a concentratelor obținute la flotație, s-au executat experimentări de cianurare în fază de laborator atât pe concentrate colective cât și pe concentrate separate de pirită și arsenopirită.

La operațiile de cianurare s-a urmărit în primul rînd să se determine dacă concentratele sunt cianurabile sau nu.

Experimentările s-au executat agitând mecanic concentratele cu soluții de cianură. Pentru stabilirea condițiilor în care s-ar putea obține extracții de aur și argint mai mari, s-au executat experimentări diferite, variindu-se valoarea parametrilor principali din proces: pH-ul (cantitatea de var), concentrația de cianură a soluției, timpul de agitare, raport solid, lichid, etc.

Pentru a mări puterea oxidantă a mediului de lucru, în scopul nu numai al creării oxigenului necesar reacției de cianurare, dar și pentru oxidarea suprafetei unor substanțe care împiedică cianurarea, în unele cazuri s-a utilizat ca oxidant permanganatul de potasiu sau s-a barbotat aer prin tulbureală.

De asemenea, în speranța că prin mărirea porozității granulelor de sulfuri se ușurează venirea în contact a soluției de cianură cu aurul, s-au executat și cîteva încercări informative de cianurare a unor concentrate care în prealabil au fost prăjite la cca 700°C. Rezultatele nu au fost însă multumitoare.

La cianurarea concentratului colectiv (pirită + arsenopirită) extracțiile realizate au fost de cca 43% pentru aur și 47% pentru argint, la un consum de var de 3 kg/t care duce la un consum de cianură de 9,8 kg/t, timpul de cianurare fiind de 125 ore.



Prin cianurare pe concentrate separate s-au obținut : în cazul concentratului de pirită, extracții de 62–75% pentru aur și 43–49% pentru argint la consumuri de 1,2–2,3 kg/t cianură, 0,3–1,2 kg/t var și timp de cianurare 76–96 ore, iar în cazul concentratului de arsenopirită, extracții de 41–49% pentru aur și 38–48% pentru argint, la consumuri de 1,3–5,7 kg/t cianură, 1,2–2,2 kg/t var și timp de cianurare 96–120 ore.

Tinând seama de randamentul de la precipitare și de extracția realizată la flotație, extracția totală (flotație plus cianurare) este de ordinul a 42% pentru aur și 41% pentru argint în cazul prelucrării concentratului colectiv și de ordinul a 50% pentru aur și cca 40% pentru argint în cazul prelucrării unor concentrate separate de pirită și arsenopirită.

IV. CONCLUZII FINALE

Prin conținutul ridicat de arsenopirită (cca 9% As), proba cercetată are caracteristici cu totul diferite de celelalte probe de minereuri pirotoase din aceeași regiune, cercetate anterior, și trebuie să fie considerată ca reprezentând în primul rînd un minereu de arsen.

Modul de prezentare al aurului, gradul de mineralizare, determină pentru prelucrare o schemă tehnologică de preparare care cuprinde flotația sulfurilor cu obținerea fie a unui concentrat colectiv pirită + arsenopirită, fie a unor concentrate separate. Recuperarea aurului din aceste concentrate urmează să se facă fie prin cianurare, fie în cadrul operațiilor de prelucrare ulterioară a concentratelor.

Cercetările au arătat că prin flotație colectivă cu un anumit regim de reactivi, se pot obține concentrate comune de pirită și arsenopirită conținând 28–33% S, 14–16% As, 7–8,5 g/t Au, 34–35 g/t Ag, cu extracții corespunzătoare de 95–97,5% pentru sulf, 93–95% pentru arsen, 95–97% pentru aur și 86–87% pentru argint.

În ideea că arsenul ar putea fi valorificat și că minereul poate fi luat în considerare și pentru arsen, cercetările au reușit să arate și posibilitatea tehnologică de obținere a unor concentrate separate de pirită și arsenopirită. Lucrind în condițiile unei scheme care cuprinde două operații de refloare a primei fracțiuni de concentrat primar C₁, în prezența permanganatului de potasiu adăugat în scopul depresării arsenopiritei, și 2–3 reflotări ale produselor intermediare se poate obține :

un concentrat final de pirită auriferă cu 9,6–10,4 g/t Au, 43–50 g/t Ag, 48–51% S și 1,2–1,9 % As la extracții de 39–41% pentru aur, 37–42% pentru argint, 45–53% pentru sulf și

un concentrat final de arsenopirită cu 5,8–7,8 g/t Au, cca 29 g/t



Ag, 24—28 % As, 23—25 % S, cu extracții de 52—53% pentru aur, 43—51% pentru argint, 86—89% pentru arsen și 40—52% pentru sulf.

Considerind că prin retratarea produselor intermediare se mai pot recupera cca 50% din mineralele utile conținute, se poate aprecia că extracțiile finale ce pot fi luate în considerare pentru flotație în cazul unui flux continuu vor fi de: 93—95% pentru aur și 89—90% pentru argint (în cele 2 concentrate) 95—96% pentru sulf (din pirită și arsenopirită) și de cca 90% pentru arsen (din concentratul de arsenopirită).

Compoziția chimică a unor concentrate finale de pirită și arsenopirită poate fi apreciată pe baza următoarelor analize chimice:

TABELUL 10
Compoziția chimică a concentratelor finale

Elemente	Concentrat de pirită %	Concentrat de arsenopirită %
S	51,03	24,34
As	1,26	25,78
Fe	44,67	30,83
Zn	1,01	2,38
Cu	0,069	0,052
Pb	0,177	0,104
SiO ₂	0,58	8,21
Al ₂ O ₃	1,27	2,92
CaO	0,34	0,70
MgO	0,12	0,20

Reducerea conținutului de arsen sub 1% în concentratul de pirită este impiedicată de concrescența avansată a unei părți din arsenopirită cu piraș pusă în evidență de studiul mineralologic, sau de faptul că o mică cantitate de arsen este inclusă chiar în rețeaua cristalină a piritei.

Experimentările de cianurare au arătat că extracțiile de aur și argint care se pot realiza prin cianurare nu sunt satisfăcătoare, fiind de ordinul a 42% pentru aur și 40—41% pentru argint în cazul prelucrării concentratului colectiv și de ordinul a 52% pentru aur și 40% pentru argint în cazul prelucrării concentratelor separate de pirită și arsenopirită.

Concentratele de pirită de calitatea celor obținute (cu cca 1,5% As) vor putea fi utilizate direct, sau după cianurare la fabricarea acidului



sulfuric, fie în amestec cu alte pirite sărace în arsen, fie la uzine prevăzute cu instalații de dezarseniere.

Recuperarea aurului și argintului se va putea face prin cianurare (în ipoteza găsirii unor condiții de lucru care să ducă la recuperări acceptabile) sau, ar urma să se realizeze din cenușile rămase după extragerea sulfului în instalații de valorificare complexă a cenușilor de pirită. Aceleași căi de recuperare sunt posibile și pentru concentratele de arsenopirită.

Prezența arsenului în cantitate mare care are ca rezultate la flotație fie obținerea unui concentrat de arsenopirită, fie a unui concentrat colectiv pirită + arsenopirită cu conținut mare de arsen, ridică problema găsirii debușeului pentru trioxidul de arsen. Producerea trioxidului de arsen nu va putea fi evitată dacă cianurarea concentratelor bogate în arsen nu dă rezultate și pentru recuperarea aurului trebuie să se ajungă la cenușii, și oricum nu va putea fi evitată producerea concentratelor de arsenopirită. Pe măsură ce cunoașterea zăcământului (rezerve, conținuturi medii, etc.) va fi mai avansată, se vor putea face ipoteze mai corecte privind cantitățile de produse de arsen (concentrate de arsenopirită, trioxid de arsen, etc.) care ar putea să rezulte în diferite variante de exploatare și vor putea fi făcute tatonări în legătură cu posibilitatea găsirii unor debușeuri pentru aceste produse.

Nevalorificarea arsenului ar micșora sensibil valoarea minereului, cu atât mai mult cu cât aproape 50% din aur este legat de arsenopirită.

BIBLIOGRAFIE

- Beliakova L.T., Mareeva Z.I. (1961) Trebovania promišlennosti k kacestvu minera linogo cırıa. Mišiak. Vipusk 44. Moscova.
- Dorr J.V.N. (1950) Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores. Ed. II. New-York-Toronto-London.
- Kirchberg H. (1955) Die flotative Trennung von Pyrit und Arsenkies bei der Aufbereitung komplexer Erze. Internationaler Kongres für Erzaufbereitung, Goslar.
- Machovice V. (1962) Flotační delení pyritu od arsenopyritu z kolektivního koncentratu. Rudy 10, 199–202, Praha.
- Plakssin I.N., Okolowitsch A.M. (1949) Über das Drücken von Pyrit und Arsenkies bei der Flotation in alkalischer Trübe. Isw. Akad. Nauk SSSR Techn. Abteilung 6, 907/22. Moskva.
- Tadlika Z., Potuiak V. (1962) Cercetări de laborator pentru prepararea minereului de la Fichtenhübed. Rudy, 10, 347–350, Praha.
- Wade W.R. (1960) Arsenic problem of Manetta gold are finely solved by selective flotation. Min. World 10, 38–41, San Francisco.



* * * L'arsenic et ses composés. Leur emplois industriels. *Revue des Produits Chimiques*, 66, 1324, 15 aug. 1964, 393—396; 1327 15 nov. 1964, 559—562. Paris.

* * * Brevet URSS nr. 22.44.21/1968. Flotaționii sposob polucenia piritnih konzentratov iz rud i hvostov obogatitelnih fabrik. Moscova.

RECHERCHES CONCERNANT LES POSSIBILITÉS DE VALORISATION D'UN MINERAU PYRITEUX AURO-ARGENTIFÈRE À TENEUR ÉLEVÉE EN ARSÉNOPYRITE

(Résumé)

L'ouvrage présente les résultats des recherches minéralurgiques effectuées sur un minerau pyriteux auro-argentifère à teneur élevée en arsénopyrite.

L'étude minéralogique et l'analyse chimique générale effectuées sur l'échantillon technologique, à partir duquel on a effectué les recherches, attestent qu'environ 45% du minerau est constitué presque exclusivement de pyrite (27%) et d'arsénopyrite (17%). La blonde, la galène et la chalcopyrite n'apparaissent qu'en faibles quantités.

Au microscope on ne peut pas voir de l'or libre ou des minéraux renfermant de l'or; on présume qu'une bonne partie de l'or est finement disséminée dans les sulfures, à des dimensions inférieures au micron.

Les teneurs des principaux éléments de l'échantillon sont : 3,6—4,5 g/t Au; 24—28 g/t Ag; 18,3% S; 8,5—9% As; 0,7% Zn, 20,5% Fe.

La proportion très élevée en pyrite et surtout extrêmement élevée en arsénopyrite (environ 9% As) fait ce minerau se distinguer, au point de vue technologique, des minéraux pyriteux aurifères habituels et le considérer, en premier lieu, comme un minerau d'arsénic.

En vue d'établir le traitement technologique on a pris en considération la récupération en concentrés payants des éléments suivants : Au, Ag, S, As.

La manière dont se présente l'or, le degré de minéralisation avec des sulfures, la distribution de façon prépondérante de l'or dans ces sulfures ont conduit à effectuer des recherches minéralurgiques suivant un schéma technologique qui comprend la flottation des sulfures suivie de la cyanuration des concentrés en vue de récupérer l'or.

Les recherches par flottation montrent que la préparation de ce minerau est difficile à faire à cause de son caractère complexe, de la proportion élevée en arsénopyrite, des caractères minéralogiques défavorables pour une partie de la pyrite qui est très finement associée à l'arsénopyrite, parfois à des dimensions de l'ordre des microns.

L'oxydation superficielle des minéraux conduit les sulfures à une certaine inertie vis-à-vis de la flottation, fait qui a réclamé des quantités plus élevées de réactifs et des durées de temps prolongées de conditionnement avec la pulpe minérale.

Les recherches ont montré que par flottation collective avec un certain régime de réactifs on peut obtenir des concentrés collectifs de pyrite et d'arsénopyrite contenant : 28—30% S, 14—16% As, 7—8,5 g/t Au, 34—35 g/t Ag, les récupérations des métaux correspondants étant de : 95—97,5% S, 93—95% As, 95—97% Au et 86—87% Ag.

Considérant que l'arsénic pourrait être valorisé et que le minerau peut être pris en considération aussi pour l'arsénic, les recherches ont abouti à indiquer aussi la possibilité technologique d'obtenir des concentrés séparés de pyrite et d'arsénopyrite. Travailant en conditions d'un



schéma qui comprend deux opérations de reflootation de la première fraction du concentré C₁ en présence du permanganate de potassium ajouté en vue du dépressage de l'arsénopyrite, et deux trois refloottations des produits intermédiaires on a obtenu :

un concentré final de pyrite aurifère à 9,6–10,4 g/t Au, 43–50 g/t Ag, 48–51% S et 1,2–1,9% As, les récupérations en métaux étant de 39–41% Au, 37–42% Ag et 45–53% S, un concentré final d'arsénopyrite à : 5,8–7,8 g/t Au, environ 29 g/t Ag, 24–28% As, 23–25% S, les récupérations en métaux étant de 52–53% Au, 43–51% Ag, 86–89% As et 40–53% S.

Considérant qu'en retraitant les produits intermédiaires on peut récupérer encore 50% des minéraux utiles contenus, on peut apprécier que les récupérations finales qui peuvent être prises en considération pour la flottation au cas du flux continu seront de : 93–95% pour l'or et 89–90% pour l'argent (des deux concentrés), 95–96% pour le soufre (de la pyrite et de l'arsénopyrite) et d'environ 90% pour l'arsénic (du concentré d'arsénopyrite).

La réduction de la teneur en arsenic sous 1% dans le concentré de pyrite est empêchée par l'association partiellement avancée entre l'arsénopyrite et la pyrite, mise en évidence par l'étude minéralogique, ou bien par le fait qu'une faible quantité d'arsénic est inclue dans le réseau cristallin de la pyrite même.

Les expériences de cyanuration ont montré que les extractions en or et en argent que l'on peut réaliser par cyanuration ne sont pas satisfaisantes étant de l'ordre de 42% pour l'or et de 40–41% pour l'argent à partir d'un concentré collectif et de 52% pour l'or et d'environ 42% pour l'argent à partir de concentrés séparés de pyrite et d'arsénopyrite.

Les concentrés de pyrite de la qualité de ceux obtenus (environ 1,5% As) pourront être utilisés directement, ou bien après la cyanuration pour la fabrication de l'acide sulfurique, soit mélangés à d'autres pyrites pauvres en arsenic, soit dans des usines munies d'installations de désarsénisation.

On pourra récupérer l'or et l'argent par cyanuration (supposant que l'on pourra trouver des conditions de travail capables de conduire à des récupérations acceptables), ou des cendres résultées après l'extraction du soufre dans des installations de valorisation complexe des cendres de pyrite. Ces mêmes voies de récupération sont possibles aussi en ce qui concerne les concentrés d'arsénopyrite.

L'étude met en évidence le fait que le minerai, par sa teneur élevée en arsenic, doit être considéré en premier lieu comme un minerai d'arsénic et que son exploitation soulève le problème de trouver un débouché pour les produits d'arsénic. Quel que soit le flux technologique, la récupération de l'or implique aussi la récupération de l'arsénopyrite dont se rattache 50% de l'or, soit dans un concentré collectif avec pyrite, soit dans un concentré séparé d'arsénopyrite. Si l'arsénic ne peut être valorisé l'importance du minerai diminuera sensiblement.

PLANSA I

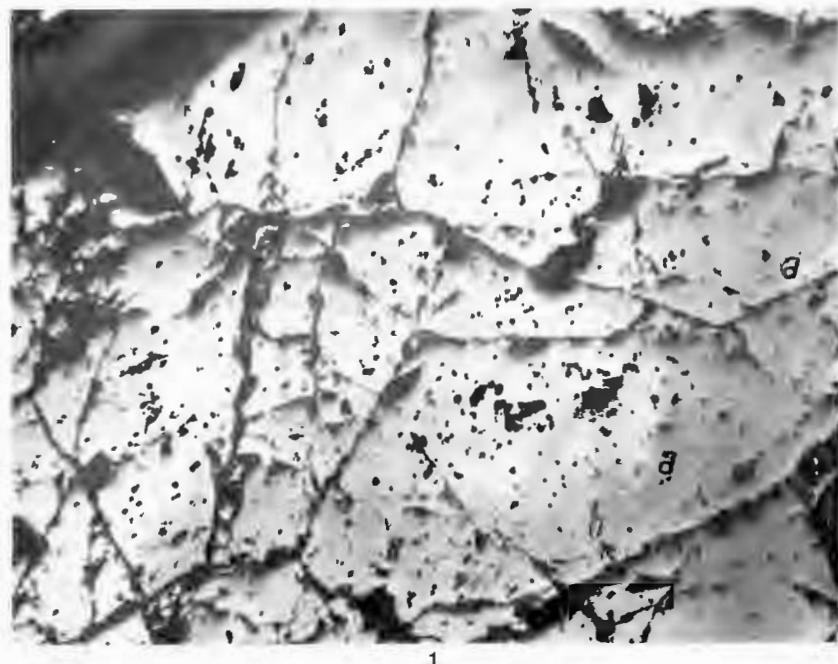
Fig. 1. — Pirită în cristale mari breciate străbătute de fisuri cu gangă. a) pirită; b) gangă. N//; × 150.

Pyrite en gros cristaux bréchifiés traversés de fissures remplies de gangue. a) pyrite; b) gangue. N//; × 150.

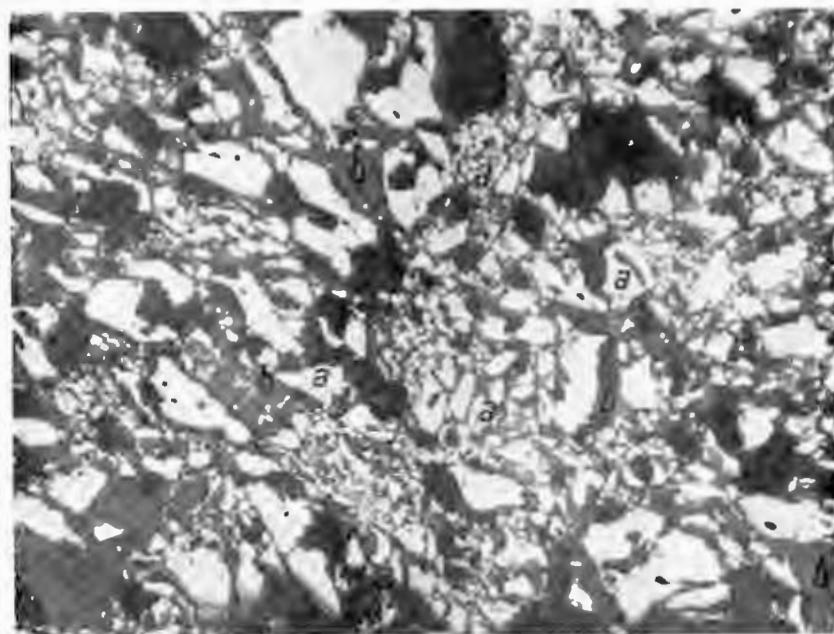
Fig. 2. — Pirită în cristale mărunte, înconjurând cristalele mari. a) pirită; b) gangă. N//; × 150.

Pyrite en cristaux menus, enveloppant les gros cristaux. a) pyrite; b) gangue. N//; × 150.





1



2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.

PLANŞA II

Fig. 1. — Asociație avansată pirită-mispichel-gangă. a) pirită; b) mispickel; c) gangă. N//; $\times 150$.

Association intime de pyrite-mispickel-gangue. a) pyrite; b) mispickel; c) gangue. N//; $\times 150$.

Fig. 2. — Incluziuni de pirită în mispickel. a) pirită; b) mispickel. N//; $\times 150$.

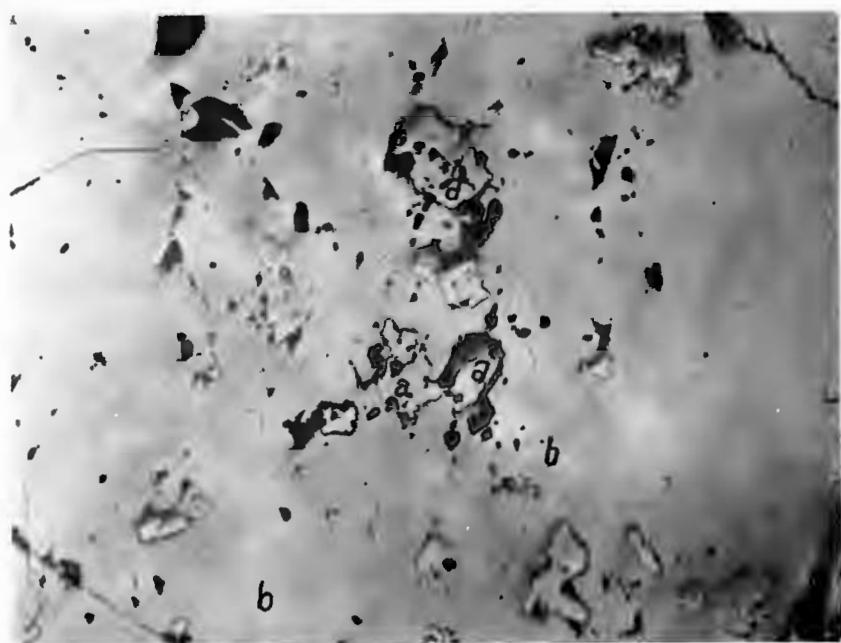
Inclusions de pyrite dans le mispickel. a) pyrite; b) mispickel. N//; $\times 150$.



B. GEORGESCU et al. Un minereu piritos auro-argentifer cu arsenopirită.
Pl. II.



1



2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

PLANŞA III

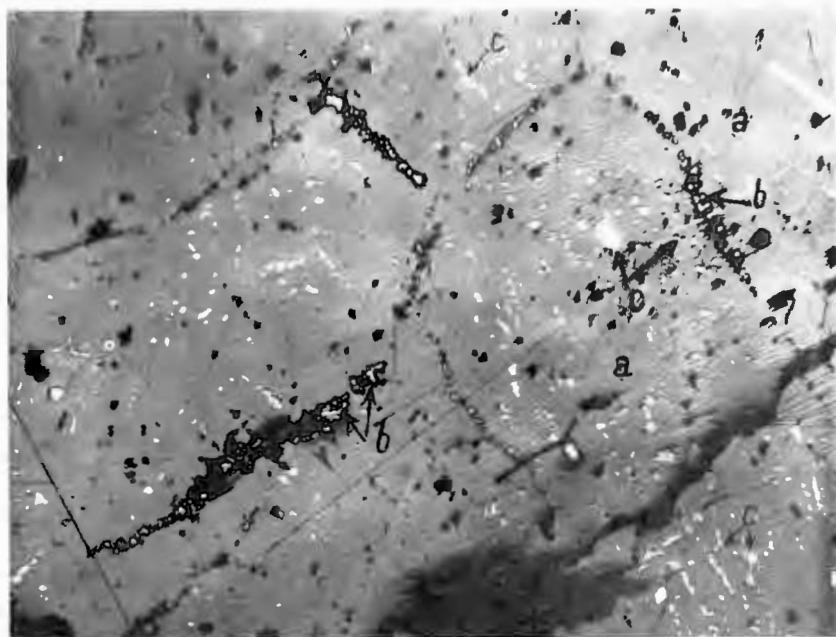
Fig. 1. — Blendă cu incluziuni de pirită și calcopirită. a) blendă; b) pirită; c) calcopirită. N//; $\times 150$.

Blende avec des inclusions de pyrite et de chalcopyrite. a) blonde ; b) pyrite ; c) chalcopyrite. N//; $\times 150$.

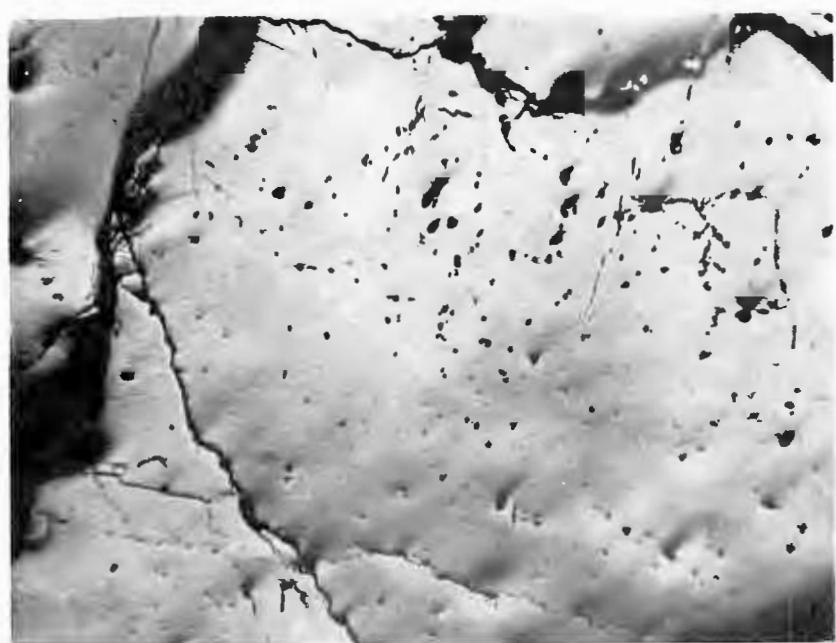
Fig. 2. — Mispichel în cristale mari cu crăpături și goluri. N//; $\times 80$.

Mispickel en gros cristaux montrant des fissures et des creux. N//; $\times 80$.





1



2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

PLANŞA IV

Fig. 1. — Asociația mispickel-blendă este parțial foarte avansată. a) mispickel ; b) blendă ; c) gangă ; d) galenă. N_{L'}; × 150.

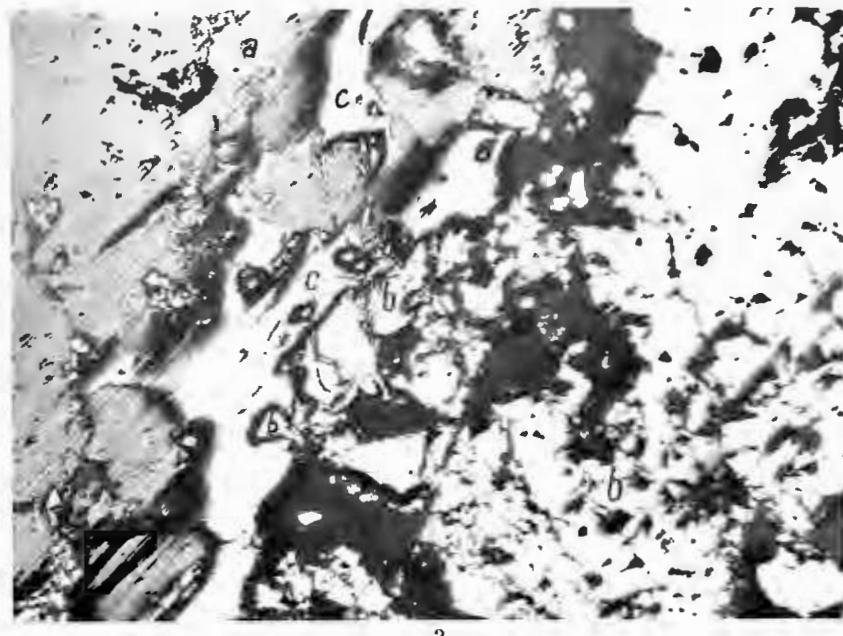
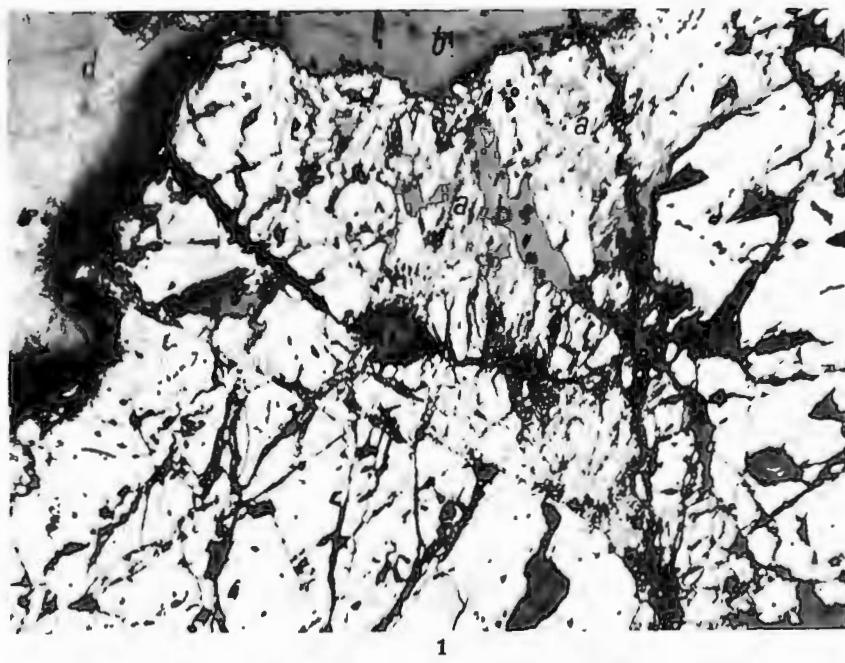
L'association mispickel-blende est partiellement très intime. a) mispickel ; b) blonde ; c) gangue ; d) galène. N_{L'}; × 150.

Fig. 2. — Asociație avansată blendă-mispickel-galenă-gangă. a) blendă ; b) mispickel ; c) galenă ; d) gangă. N_{//}; × 150.

Association intime de blonde-mispickel-galène-gangue. a) blonde ; b) mispickel ; c) galène ; d) gangue. N_{//}; × 150.



B. GEORGESCU et al. Un minereu piritos auro-argentifer cu arsenopirită.
Pl. IV.



Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRELIMINARE PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE VALORIZIFICARE TEHNOLOGICĂ A UNUI MINEREU COMPLEX¹

DE

ANGELA OPRESCU, MARIA BORCEA, SABINA MITU²

Abstract

Researches Concerning the Possibilities of Beneficiation of a Complex Ore from the Southern Carpathians. In this paper, the results of the dressing researches carried out on a complex ore sample, which contained: 1 per cent Pb, 0.5 per cent Zn; 0.08 per cent Cu; 0.5 per cent S; 9.7 per cent Fe; 0.3 g/t Au; 59 g/t Ag; 36.5 per cent SiO₂, and 24.5 per cent Ca, are presented. The carried out laboratory testings have shown that a collective concentrate with approximately 34 per cent Pb, 18 per cent Zn, 2400 g/t Ag and recoveries over 91 cent per for lead, 89 per cent for zinc, and 90 per cent for silver, may be obtained by Pn-Zn bulk flotation. Lead concentrates with 67.5 per cent Pb and approximately 3900 g/t Ag, and zinc concentrates with 55 per cent Zn are obtained by differential flotation; the metal recoveries being more than 87 per cent for Pb, 80 per cent for silver and 68 per cent for zinc. Concentrates obtained by either bulk or differential flotation are qualitatively suitable for metallurgical processes.

Lucrări de prospectare și explorare executate în Carpații Meridionali au pus în evidență existența unor zone mineralizate cu sulfuri metalice, pe lîngă mineralizațiile oxidice de fier cunoscute de mai multă vreme.

Necesitatea obținerii unor informații preliminare privind comportarea tehnologică a mineralizațiilor de sulfuri complexe puse în evidență, și aprecierii oportunității continuării și intensificării cercetărilor geologice, a determinat executarea de cercetări tehnologice.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 12 mai 1972.

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



Lucrarea de față prezintă cercetările și rezultatele obținute în fază de laborator pe o probă de minereu complex provenită din zona mineralizată cu sulfuri metalice.

1. Caracterele chimico-mineralogice ale probei

Zona din care a fost colectată proba face parte din cristalin iar mineralizația (de sulfuri complexe) identificată aici a luat naștere în skarne și corneene, roci formate la contactul șisturilor cristaline cu corporile eruptive banatitice. Mineralele metalice prezente sunt : magnetitul, hematitul, pirita, pirotina, calcopirita, bornitul, galena și blenda, iar geneza mineralizației este de tip pirometasomatic și hidrotermal.

Proba cercetată a fost alcătuită preponderent din skarne cu piroxeni, epidot și granați, impregnate în măsură redusă cu o mineralizație mărunt granulară de blendă și galenă, rar și calcopirită. Uneori mineralizația este însotită de depuneri de calcit și cuarț secundar. Structura mineralizației este microgranulară și textura masivă, rareori paralelă.

Datele studiului mineralologic macroscopic și microscopic corelate cu rezultatele analizei chimice generale executate pe proba tehnologică care a stat la baza cercetărilor, au dus la stabilirea compoziției chimico-mineralogice prezentată în tabelul 1.

Galena — principalul mineral metalic — se prezintă sub forme variate, având dimensiuni cuprinse între 0,01—1 mm, frecvent 0,05—0,3 mm (Pl. I, fig. 1, 2, 3); apare deseori asociată cu ganga, dar numai în proporție redusă la dimensiuni mici de 0,01—0,05 mm, iar cu blenda se asociază mai rar la dimensiuni sub 0,1 mm (Pl. II, fig. 1).

Blenda formează de obicei plaje mari, neregulate de 0,2—0,7 mm și mai puțin granule mărunte de 0,05—0,1 mm (Pl. I, fig. 1; Pl. II, fig. 1, 2). Asociația blendă-gangă afectează o parte redusă din blendă la dimensiuni sub 0,1 mm (Pl. II, fig. 2).

Calcopirita apare rareori în plaje mai dezvoltate de 0,2—0,5 mm și ceva mai des ca granule fine de 0,005—0,05 mm diseminate în blendă (Pl. II, fig. 3).

Pirita și hematitul s-au întîlnit sub forma unor cristale sporadice de 0,03—0,2 mm prinse în gangă.

Skarnele constituie cea mai mare parte din gangă și ele sunt alcătuite din silicati de fier și calciu dintre care piroxenii, epidotul și granații apar în cantitate mai ridicată. Ca minerale secundare s-au întîlnit cuarțul și calcitul în cristale disperse sau cuiburi mici, însotind mineralizația și mai rar în skarne.



TABELUL 1
Date chimico-mineralogice

Elemente	%	Elemente	%
Analiza chimică generală			
Pb	0,96 – 1,04	MgO	3,25
Zn	0,46 – 0,54	CO ₂	3,20
Cu	0,066 – 0,087	P ₂ O ₅	0,16
S	0,46 – 0,50	Na ₂ O	0,20
Fe total	9,30 – 9,76	K ₂ O	0,12
Mo	0,0022	TiO ₂	0,60
Mn	1,10	F	0,26
As	urme.	Te	urme
Sb	lipsă	Se	urme
SiO ₂	36,37 – 36,54	Au, g/t	0,3
CaO	24,57	Ag, g/t	59,2
Al ₂ O ₃	5,74		
Analiza spectrală			
Co	0,0094	In	0,00086
Cr	0,0050	Ge	0,0014
Cd	0,0180	Ga	0,0007
Bi	0,0046	V	0,011
Ni	0,0055	W	urme
Sn	0,0012		
Compoziție mineralologică			
Galenă (PbS)	cca 1,1	Cuarț (SiO ₂)	10
Blendă (ZnS)	„ 0,7	Calcit (CaCO ₃)	7
Calcopirită (CuFeS ₂)	„ 0,2	Skarne cu piroxeni	
Pirită (FeS ₂)	sporadic	epidot și granați	81
Hematit (Fe ₂ O ₃)	sporadic		

În concluzie, minereul cercetat cuprinde o cantitate foarte redusă de minerale metalice, aproximativ 2%, restul de 89% fiind alcătuit din gangă.

Mineralele metalice sunt asociate atât între ele cît și cu mineralele de gangă la dimensiuni care nu sunt foarte avansate, o proporție de cel mult 10–15% formând impregnații fine, frecvent sub 0,1 mm.

2. Cercetări de preparare

Conținuturile scăzute de elemente utile fac ca minereul reprezentat de proba cercetată să aibă o valoare economică redusă; practic, pentru o eventuală valorificare nu pot fi luate în considerare decât galena cca 1,1% și blenda de cca 0,7%.

Dintre metalele prețioase atrage atenția argintul în proporție de cca 59 g/t. După cum se știe, acesta se concentreză la flotație de obicei împreună cu sulfurile de plumb; ca urmare, s-a dat atenție și recuperării argintului.

Considerații de ordin chimic și mineralologic (dispersia mineralizației mărunt granulară de galenă și blendă în skarne și conținutul scăzut de cupru în minereu) au determinat efectuarea cercetărilor de preparare pe două linii:

flotația colectivă de Pb + Zn pentru obținerea de concentrate apte pentru prelucrarea metalurgică ISP și

flotația diferențială clasică cu obținerea de concentrate individuale de plumb și de zinc.

a) Flotația colectivă Pb—Zn. Cercetările de flotație colectivă au urmărit într-o primă etapă determinarea condițiilor optime pentru desfășurarea flotației, în vederea obținerii unor concentrate colective Pb—Zn cu recuperări cît mai ridicate de metale care, supuse apoi unor operații de refloatare, să permită realizarea unor concentrate finale de calitate corespunzătoare.

Flotațiile s-au făcut în tulbureală alcalină favorabilă flotației galenei și blendei, cu minereul măcinat la 0,2 mm și 0,15 mm. Ca reactivi s-au folosit: varul sau carbonatul de sodiu (pentru pH = 8–9), silicatul de sodiu (1000 g/t) pentru depresarea mineralelor de gangă; sulfatul de cupru (1500 g/t) pentru activarea blendei; xantatul etilic de sodiu și xantatul izoamilic de potasiu drept colectori și flotanolul F pentru spumare.



În aceste condiții s-au obținut rezultatele prezentate în tabelul 2.

S-a constatat că, în general, flotația galenei în raport cu flotația blendei a fost sensibil influențată de natura reactivului alcalinizator. Rezultatele mai bune s-au obținut la alcalinizarea tulburelui cu carbonat de sodiu și anume: concentrate colective cu conținut de 28–34% Pb, 15–19% Zn, 1,8–2,3% Cu corespunzînd unor extracții de metale de 84–93% pentru plumb, 88–91% pentru zinc și unor extracții în greutate de 2,5–3,4%.

În vederea îmbunătățirii calității concentratelor colective primare s-au efectuat operații de reflotare după schema indicată în fig. 1, obținându-se rezultatele arătate în tabelul 3.

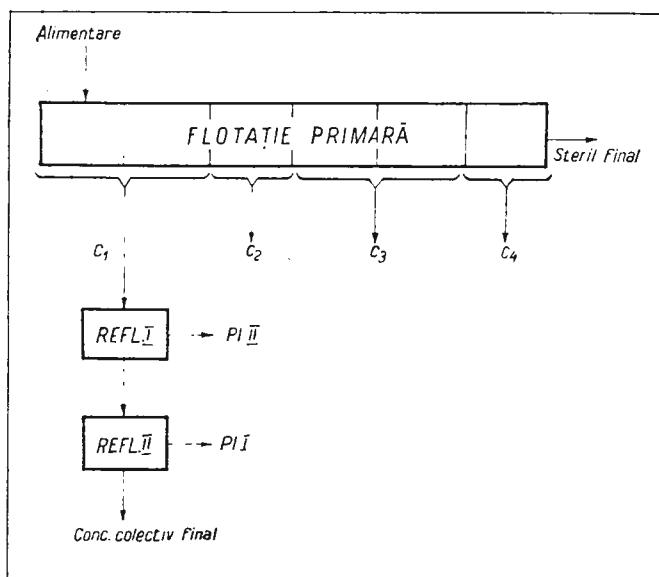


Fig. 1. – Reflotarea concentratelor colective primare.

Reflottation des concentrés collectifs primaires.

Se vede că plecînd de la concentrate colective primare cu eea 28% Pb și 14% Zn, după o singură reflotare s-a obținut un concentrat colectiv cu 34% Pb, 18% Zn și 2,5% Cu, cu recuperări de 91% pentru plumb și 88,8% pentru zinc.

Reflotînd de două ori concentratul primar a rezultat un concentrat colectiv care a conținut 37–38% Pb, 20% Zn, 2,8% Cu și două produse intermediare: primul produs intermedier are 6,9% Pb și 1,7% Zn iar

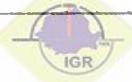
TABELUL 2

Floataje colectivă Pb – Zn

Nr.	Măciunare exp- rienței	Consum de reactivi g/t	pH	Timp floa- re min	Producție	Extracția în greu- itate %	Conținuturi de metale %			Extractii metale %	
							Pb	Zn	Cu	Pb	Zn
							25,50	30,0	1,00	37,6	75,3
1	0,2	In celulă	5,5–6	7	Concentrat colectiv Pb – Zn	1,6	26,98	1,3	26,0	7,8	
		Silicat Na	1000	6		0,7	40,35	36,43	1,83		
		Sulfat Cu	1500			0,5	21,16	2,84	1,31	9,7	2,5
		Xantat etilic Na	140			0,4	7,07	0,27	0,08	2,6	0,9
						96,8				24,1	13,5
		Xantat izoamilic K	63								
	0,2	Flotanol Hoechst	17			Alimentare	100,0	1,08	0,57		
										100,0	100,0
		In moară	Var	750	8	Concentrat colectiv Pb – Zn	2,0	27,13	18,9	2,47	53,4
		Silicat Na	1000	6		0,6	25,65	2,06	0,63	15,1	2,3
		Sulfat Cu	1500			1,0	3,10	2,20	0,35		3,1
		Xantat etilic Na	214			Steril	96,4	0,30	0,03		4,1
2	0,2	Flotanol Hoechst	25			Alimentare	100,0	1,02	0,54		
		In moară	Var	1000	8+	Concentrat colectiv Pb – Zn	1,0	12,08	22,2	2,50	11,8
		Silicat Na	1000	6			1,6	28,44	8,47	1,87	44,3
		In celulă					0,8	4,57	1,22	0,41	3,5
		Sulfat Cu	1500			Steril	96,6	0,43	0,06		40,4
		Xantat izoamilic K	42			Alimentare	100,0	1,03	0,57		10,2
	0,2	Flotanol Hoechst	28								
		In moară	Var	3000	8+	Concentrat colectiv Pb – Zn	1,9	33,50	29,8	2,00	60,6
		Silicat Na	1000	6			1,3	24,29	7,56	1,66	30,1
		In celulă					0,8	3,64	0,75	1,19	2,8
		Sulfat Cu	1500				1,0	1,16	0,44		1,1
		Xantat izoamilic K	200								0,8
4	0,2	Flotanol Hoechst	25			Steril	95,0	0,06	0,042		5,4
						Alimentare	100,0	1,05	0,56		7,1
											100,0



		In moară	8	15	Concentrat colectiv Pb-Zn	3,4	27,68	14,38	2,14	92,8	89,7
		Carbonat Na	3000	6	Producse intermediere	0,6	2,10	0,76	0,50	1,4	0,8
		Silicat Na	1000	12		0,8	1,25	0,32		1,0	0,5
		In celulă				0,4	0,63	0,43		0,3	0,3
		Sulfat Cu	1500	6	Steril	94,8	0,048	0,05		4,5	8,7
		Xantat izoamilic K	230		Alimentare	100,0	1,01	0,54		100,0	100,0
		Flotanol Hoechst	40								
		In moară		8-9	6	Concentrat colectiv Pb-Zn	2,2	36,94	2,15	78,3	83,2
		Carbonat Na	5000			0,4	16,17	17,0	1,9		
		Silicat Na	1000					5,94	0,42	6,3	4,7
		In celulă							2,78	0,32	
		Carbonat Na	1000	5	Producse intermediere	0,4	5,51			2,1	2,2
		Sulfat Cu	1500	5	Steril	0,4	3,20			1,2	1,1
		Xantat etilic Na	200			96,6	0,13	0,046		12,1	8,8
		Flotanol Hoechst	19		Alimentare	100,0	1,04	0,50			
		In moară		9+	6	Concentrat colectiv Pb-Zn	11,70	33,50	2,83	13,0	100,0
		Carbonat Na	7000			1,2	31,5		2,3		
		Silicat Na	1000			1,3	49,77	18,8			75,0
		In celulă					5,26	1,90		59,8	
		Sulfat Cu	1000		Producse intermediere	0,8	15,22	2,78	0,48	11,1	12,8
										11,1	4,1
		Carbonat Na	1000		Steril	96,7	0,18	0,045		16,1	8,1
		Sulfat Cu	5000		Alimentare	100,0	1,08	0,53			
		Xantat etilic Na	185							100,0	100,0
		Xantat izoamilic K	32								
		Flotanol Hoechst	27								
		In moară		8	9	Concentrat colectiv Pb-Zn	2,3	33,51	17,33	1,91	67,4
		Carbonat Na	3000			1,0	22,68	30,2	14,0	1,73	76,7
		Silicat Na	1000	6				6,24	1,33		12,0
		In celulă								19,8	
		Sulfat Cu	1500	6	Producse intermediere	0,7	5,67	0,84	1,78	3,5	1,1
		Xantat izoamilic	200	12	Steril	1,3	1,62	0,05		1,8	1,1
		Flotanol Hoechst	22			94,7	0,09	0,05		7,5	9,1
		Aeratic			Alimentare	100,0	1,14	0,52			
		In moară								100,0	100,0
		Carbonat Na	3000		9	Concentrat colectiv Pb-Zn	2,0	36,25	15,94	1,81	64,8
		Silicat Na	1000	8-9	6		1,2	22,27	15,25	1,51	23,9
		In celulă							1,00		33,5
		Sulfat Cu	1500	6	Producse intermedia- re	0,8	7,39	1,34	1,66	5,3	2,0
		Xantat izoamilic K	200	12	Steril	1,5	1,10	0,39		1,5	1,0
		Flotanol Hoechst	22		Alimentare	94,5	0,054	0,03		4,5	5,2
						100,0	1,12	0,55			100,0



TABELUL 3
Reflotarea concentratului colectiv primar (Schema 1)

Nr. expe- riental	Produse	Ex- tractie in gre- utate %	Plumb		Cupru		Zinc	
			Conținut %	Ex- tractie %	Conținut %	Ex- tractie %	Conținut %	Ex- tractie %
10	Concentrat colectiv fi- nal	2,4	37,65	34,2	89,1	2,84	59,5	20,09
	Produs intermediar I	0,3	6,88		2,0	0,63	1,6	1,71
	Produs intermediar II	0,7	2,43		1,7	0,40	2,4	0,69
	Concentrat colectiv pri- mar C ₁	3,4	27,7		92,8	2,1	63,5	14,4
	Produse primare { C ₂ C ₃ C ₄	0,6 0,8 0,4	2,40 1,25 0,63		1,4 1,0 0,3	0,50 0,36 0,31	2,6 2,5 1,1	0,76 0,32 0,43
	Steril	94,8	0,048		4,5	0,036	30,3	0,05
	Alimentare	100,0	1,01		100,0	0,11	100,0	0,54
								100,0

Flotație primară { Măcinare : sub 0,2 mm
 Reflotare { Regim de reactivi : exp. 5 tab. 2
 Silicat de sodiu : 375 g/t
 Xantat izoamilic : 13 g/t

al doilea 2,4% Pb și 0,7% Zn. Extractiile de metale corespunzătoare concentratului colectiv final au fost de 89% pentru plumb și 88% zinc. Rezultatele obținute sunt edificatoare, în ceea ce privește posibilitatea de a îmbunătăți prin reflotare calitatea concentratului, extractiile de plumb și zinc menținindu-se ridicate la aproximativ 90%.

Concentratele colective obținute (chiar printr-o singură operație de reflotare) pot fi prelucrate prin procedeul pirometalurgic I.S.P. deoarece îndeplinește condițiile calitative principale (conținutul de Pb + Zn în concentrat mai mare de 50%, Fe total sub 5%, raport Pb/Cu ≈ 14).

b) **Flotația diferențială Pb—Zn.** Cercetările de flotație diferențială au urmărit stabilirea unui regim tehnologic cît mai adevarat pentru obținerea unei separări cît mai bune a galenei în raport cu blenda. În paralel s-a dat atenție și recuperării calcopiritei în concentratul de galenă.

În cursul cercetărilor s-a studiat influența diferenților parametri asupra flotației galenei : consumul de colector (xantat etilic de sodiu,



Flotatii diferențiale Pb-Zn cu xantat și depresare cu clorură și sulfat de zinc

Nr. experi- enței	Consum reactivi g/t	pH	Timp de flotare min.	Producție	Extractia in greutate %	Concențuri de metale			Extractii de metale %	
						Pb	Zn	Cu		
						Pb	Zn	Cu		
11	În moară	8–9	8	Concentrat galenă	2,1 0,6	47,39 6,28	1,38 2,16	2,90 1,63	87,7 3,3	5,1 2,2
	Silicat Na 1000	—	8	Concentrat blendă	1,1	0,74	38,71	0,33	0,7	74,0
	Carbonat Na 3000	—	—	Steril	1,1	0,71	1,50	0,33	0,7	2,9
	In celulă	Galenă	Blendă	—	95,1	0,09	0,096	—	7,6	15,8
	Cianură Na 25	—	—	Alimentare	100,0	1,13	0,57	—	100,0	100,0
	Sulfat Zn 500	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Xantat etilic Na 110	175	—	—	—	—	—	—	—	—
	Flotanol Hoechst	13,5	23	—	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Cu —	1750	—	—	—	—	—	—	—	—
	Carbonat Na —	1000	—	—	—	—	—	—	—	—
12	În moară	8–9	8	Concentrat galenă	2,0	52,34	2,19	36,9	1,00	89,9
	Silicat Na 1000	—	7	Concentrat blendă	1,0	6,07	1,57	2,0	1,7	7,8
	Carbonat Na 3000	—	—	Steril	0,8	1,46	43,12	3,01	—	—
	In celulă	Galenă	Blendă	—	6	Concentrat blendă	8,48	23,1	1,82	5,2
	Cianură Na 50	—	—	—	10	1,1	0,65	1,42	1,6	2,8
	Sulfat Zn 150	—	—	—	—	—	—	—	—	61,1
	Xantat etilic Na 110	175	—	—	—	—	—	—	—	—
	Flotanol Hoechst	13,5	21	—	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Cu —	1750	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Alimentare	100,0	1,16	0,56	—	—	16,5
13	În moară	8–8,5	8	Concentrat galenă	1,7	51,54	2,18	39,9	1,79	89,4
	Silicat Na 1000	—	7	Concentrat blendă	0,6	7,09	1,52	2,0	1,6	6,9
	Carbonat Na 3000	—	—	Steril	10	0,6	0,64	—	—	—
	In celulă	Galenă	Blendă	—	6	Concentrat blendă	0,69	3,08	4,3	1,7
	Cianură Na 85	—	—	—	10	0,3	0,57	0,86	—	—
	Sulfat Zn 500	—	—	—	—	—	—	—	—	—
	Xantat etilic Na 110	236	—	—	—	—	—	—	—	—
	Flotanol Hoechst	21	21	—	—	—	—	—	—	—
	Sulfat Cu —	2250	—	—	—	—	—	—	—	—
	—	—	—	Alimentare	100,0	0,05	0,045	—	—	100,0
14	În moară	7	10	Concentrat galenă	2,1	45,56	1,95	35,3	1,56	92,5
	Silicat Na 1000	—	7	Concentrat blendă	0,7	4,35	1,30	1,8	1,48	8,0
	Carbonat Na 3000	—	—	Steril	10	0,64	0,64	—	—	—
	In celulă	Galenă	Blendă	—	5	1,2	0,9	2,73	1,73	1,8
	Xantat etilic Na 170	300	—	—	—	0,4	0,53	0,85	0,74	78,2
	Flotanol Hoechst	13,5	15	—	—	0,34	0,34	0,035	0,036	4,8
	Cianură Na 85	—	—	—	—	—	—	—	—	0,1
	Sulfat Zn 510	—	—	—	—	—	—	100,0	1,03	0,6
	—	—	—	Alimentare	—	—	—	—	—	6,6
	Sulfat Cu —	2250	—	—	—	—	—	—	—	100,0



TABELUL 5

Flotajie diferențială Pb-Zn cu xantafii și depresare cu sulfat de zinc

Nr. experi- mentel- or	Consum reactivi g/t	pH	Timp de flotare min.	Producere	Extracție în greutate %			Conținuturi de metal %			Extracții de metale %			
					Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	Pb	Zn	Cu	
								Extracție în greutate %	Extracție în greutate %	Extracție în greutate %				
15	Silicat Na 1000 Carbonat Na 3000 In celulă	9 7	8 7	Concentrat galenă	2,0 0,6	52,45 6,66	41,9 3,20	2,9 3,54 0,50	2,8 2,8	90,8 3,5	10,1 3,4			
	Galenă Blendă	7	10	Concentrat blendă	1,0 0,9	0,50 0,60	21,4 5,18	0,14 0,18	0,18	0,4 0,5	64,7 8,4			
	Sulfat Zn Xantat etilic Na Flotanol Hoechst Sulfat Cu	700 110 13,5 —	175 21 1750	Steril	95,5	0,058	0,078			4,8	13,4			
				Alimentare	100,0	1,15	0,56			100,0	100,0			
	In moară													
	Silicat Na 1000 Carbonat Na 3000			8 7	Concentrat galenă	1,81 0,46	49,35 8,07	41,0 3,47	3,4 0,53	2,7	91,1 3,8	12,9 3,3		
	In celulă			7	Concentrat blendă	1,23 0,58	1,00 1,21	20,0 3,02	0,89 0,81	1,2 0,8	71,6 3,6			
	Galenă Blendă			6 ↑ 10	Steril	0,64 0,84	↑ 1,33	↑ 1,33	0,39 0,39	0,5 0,5		↑ 1,8		
	Xantat etilic Na Flotanol Hoechst Sulfat Zn Sulfat Cu	110 13,5 700 —	236 21 — 1750	Alimentare	95,28 0,03	0,03 0,98	0,034 0,48	0,029 0,106	0,029 0,106	2,6 100,0	6,8 100,0			
	In moară													
	Silicat Na 1000 Carbonat Na 3000			8 7	Concentrat galenă	2,1 0,6	46,57 6,12	37,58 3,05	2,9 0,37	3,1	89,3 3,3	10,4 3,2		
	In celulă			7	Concentrat blendă	1,2 1,1	0,71 0,47	18,6 2,00	0,21 0,30	0,21 0,30	0,8 0,5	71,1 3,8		
	Galenă Blendă			10	Steril	95,0 0,07	0,07 1,09	0,069 0,57			6,1 100,0	11,5 100,0		
	Ulei de pin	14	10											
	In moară			8 7	Concentrat galenă	2,1 0,7	45,77 9,38	36,7 4,42	3,7 0,58	3,66 2,9	89,8 6,1	15,1 6,3		
	Silicat Na 1000 Carbonat Na 3000			8+	Concentrat blendă	1,3 2,2	0,64 0,34	25,44 0,27	0,67	0,8	67,1 0,7			
	In celulă			7-8	Galenă Blendă									

18	Sulfat Zn Xantat etilic Na Flotanol Hoechst Sulfat Cu Var Petrol	1000 110 17 — — 50	— 236 15 1750 200 —		Steril Alimentare	93,7 100,0	0,03 1,07	0,054 0,49
	In moară Silicat Na Carbonat Na	1000 3000	— 8+ 7-8	8 7 16	Concentrat galenă Concentrat blendă Steril	2,2 0,6 0,64 0,68 1,3 1,6 1,70 94,3 —	44,45 6,01 2,8 2,64 29,80 0,20 0,068 —	3,56 0,32 2,8 3,4 0,8 1,0 2,8 —
	In celulă Sulfat Zn Xantat etilic Na Flotanol Hoechst Sulfat Cu	1400 110 13,5 —	— 236 21 2250		Alimentare	100,0	1,06	0,56
19	In moară Silicat Na Carbonat Na	1000 3000	— 8-9	8 7 10	Concentrat galenă Concentrat blendă Steril	2,2 0,9 1,3 0,47 3,62 3,93 16,2 0,21 94,7 —	44,01 3,37 0,51 0,47 32,2 3,7 25,55 2,80 0,067 —	2,95 0,19 0,14 0,21 3,7 2,2 0,14 0,21 0,05 —
	In celulă Xantat etilic Na Amesitec TT Ulei de pin Sulfat Zn Sulfat Cu	110 55 20 700 —	— 177 — 10 — 1750		Alimentare	100,0	1,07	0,52
20	In moară Silicat Na Carbonat Na	1000 3000	— 9	8 7	Concentrat galenă	1,7 0,6	53,32 42,6 4,48 3,5 3,39 1,18 —	3,39 2,8 —
	In celulă Xantat izoamilic K Flotanol Hoechst Sulfat Zn Sulfat Cu	80 13,5 700 —	— 127 21 — 1750	7 ↑ 10	Concentrat blendă	1,4 1,2 —	0,84 0,86 0,21 0,36 0,21 0,36 —	84,0 6,9 —
21					Steril	95,1	0,08	0,06
					Alimentare	100,0	1,08	0,52



TABELUL 6
Flotajie diferențială Pb–Zn cu aerofloati

Nr. experi- enței	Consum de reactivi g/t	pH	Tip de filtrare	Producție	Extracția in greutate %		Continut de metale %		Extracții de metale %	
					Extracția in greutate %	Pb	Zn		Cu	Pb
							Pb	Zn		
22	În moară									
	Silicat Na	1000		8 – 9	8	7	Concentrat galenă		2,77	91,5
	Carbonat Na	3000					2,6	3,08	2,2	15,1
	În celulă						0,8	4,14	0,44	4,2
	Galenă	64	Blendă	8 – 9	7	6	0,6	1,22	0,16	0,6
	Aerofloat	242	–	240	–	4	1,0	0,71	25,3	0,6
	Aerofloat	211	–	30	–		0,5	0,54	1,12	0,3
	Carbonat Na	1000	–							55,9
	Sulfat Zn	500	–							20,2
	Var	–	200							1,1
	Sulfat Cu	–	1750							
23	În moară									
	Silicat Na	1000		8 – 9	8	7	Concentrat galenă		2,71	90,8
	Carbonat Na	3000					2,6	3,02	0,38	2,7
	În celulă						1,3	1,05	27,68	4,6
	Galenă	64	Blendă	8	7	10	Concentrat blendă	0,79	18,3	68,2
	Aerofloat	242	–	240	–		0,7	0,79	0,29	0,5
	Aerofloat	211	–	20	–					1,4
	Aerofloat	15	–	10	–					1,0
	Ulei de pin	700	–							
	Carbonat Na	–	1000							
	Sulfat Cu	–	1750							
24	În moară									
	Silicat Na	1000		8	8	7	Concentrat galenă		3,56	90,7
	Carbonat Na	3000					2,5	2,26	3,3	15,9
	În celulă						1,0		0,15	4,8
	Galenă	64	Blendă	8	7	10	Concentrat blendă	0,6	22,0	69,8
	Aerofloat	242	–	260	–		1,2	0,28	0,14	0,2
	Anestec TT	4,4	–	20	–		0,36	0,97	0,23	1,0
	Aerofloat	243	–							
	Aerofloat	15	–							
	Sulfat Zn	1000	–							
	Carbonat Na	–	1000							
	Sulfat Cu	–	1750							



xantat izoamilic de potasiu, amestec TT, aerofloat 242), consumul de depresanți pentru blendă (sulfat de zinc singur sau în amestec cu cianura de sodiu), finețea de măcinare și timpul de flotație.

Rezultatele obținute la aplicarea diferitelor regimuri de reactivi au fost cele care sunt prezentate în tabelele 4, 5 și 6.

Flotarea galenei cu xantat etilic de sodiu și depresare cu cianură + sulfat de zinc (tab. 4) : concentrate primare de galenă cu conținuturi de 35,3–39,9% Pb ; 1,6–2% Zn ; 1,5–2% Cu și extracții corespunzătoare de 93,7–95,5% pentru plumb și 7,3–10,6% pentru zinc, sau concentrate de galenă calitativ mai bune obținute în prima jumătate a timpului de flotare cu 45,6–52,3% Pb ; 1,9–2,2% Zn, 1–1,8% Cu, cu extracții de 87,7–92,5% pentru plumb și 5–8% pentru zinc ;

flotarea galenei cu xantat etilic de sodiu și depresare cu sulfat de zinc (tab. 5) : concentrate primare cu conținuturi de 36,2–41,9% Pb ; 2,8–3,7% Zn ; 2,7–3,1% Cu corespunzînd unor extracții de 92,8–95,9% pentru plumb și 13,5–21,4% pentru zinc, sau concentrate mai bune cu 44,5–52,5% Pb, 2,8–3,5% Zn ; 3,2–3,8% Cu, cu extracții corespunzătoare de 89,3–92% pentru plumb și 10,4–15,1% pentru zinc.

flotarea galenei cu xantat izoamilic de potasiu și depresare cu sulfat de zinc (experiență 21 tab. 5) : concentrate cu 42,6–53,3% Pb ; 3,1–3,5% Zn ; 2,8–3,4% Cu, cu extracții de 84–91% pentru plumb și 10–15% pentru zinc ;

flotarea galenei cu aerofloat 242 și depresare cu sulfat de zinc (tab. 6) : concentrate cu conținuturi maxime care n-au depășit 35–40% Pb și 2,7–3,4% Cu, cu extracții maxime de plumb de 91%.

Se remarcă că, în general, flotația galenei cu xantați este mai favorabilă decît flotația cu aerofloat 242. Adaosul de cianură conduce la rezultate mai bune în ceea ce privește depresarea blendei, conținutul de zinc al concentratului de galenă fiind sub 2–2,2%, ceea ce înseamnă că maximum 10% din cantitatea totală de zinc trece în concentratul de galenă, dar în același timp depresează parțial și calcopirita, conținutul de cupru nedepășind 2%.

Experimentările de flotație cu măcinări comparative la 0,10 mm sau 0,2 mm n-au dus la rezultate mai bune în raport cu măcinarea la 0,15 mm, măcinare la care au fost efectuate toate experimentările de flotație prezentate anterior.

În ceea ce privește comportarea calcopiritei la flotație, s-a constatat că aceasta a flotat mai bine în condițiile unui regim de reactivi cu xantat



etilic de sodiu în absența cianurii, cind concentratele primare de galenă au avut conținuturi de cupru de peste 3%. Adaosul de amestec TT nu a avut o eficiență mai mare.

Rezultatele analizelor chimice pentru determinarea cuprului adesea inexacte și contradictorii nu ne-au permis să facem aprecieri mai exacte în ceea ce privește extracțiile de cupru realizate, dar încercările executate arată în mod concluziv că este posibilă recuperarea calcopiritei în concentratul de galenă care conține 3,2–3,8% Cu ceea ce înseamnă o îmbogățire de peste 40 ori față de conținutul de cupru al minereului brut (3,2–3,8% față de 0,08% Cu).

După flotarea galenei s-au făcut experimentări de recuperare a unui concentrat de zinc, după o prealabilă alcalinizare a tulburelui pînă la pH = 8–9 (0,2 kg/t var sau 1 kg/t carbonat de sodiu) și activare cu sulfat de cupru (1,7–2,2 kg/t).

Ca reactivi colectori au fost utilizati xantatul etilic de sodiu și aerofloatii 211 și 243 iar pentru spumare flotanol F și aerofloatul 15.

În funcție de condițiile de lucru și timpul de colectare, la flotația primară s-au obținut următoarele rezultate (tab. 4, 5, 6) :

flotarea blendei cu xantat etilic și depresare anterioară cu cianură + sulfat de zinc, concentrate de blendă ale căror conținuturi variază între 20–24% Zn cu extracții corespunzătoare de zinc de 77–83%, sau concentrate calitativ mai bune cu 33–43% Zn și extracții de zinc de 61–78%, trecerea de zinc în concentratul de galenă fiind de maximum 7–10%.

flotarea blendei cu xantat etilic și depresare anterioară cu sulfat de zinc, concentrate de blendă cu conținut de 25–36% Zn și extracții corespunzătoare de 65–72%, în concentratul de galenă trecind 13–15% din zinc;

flotarea blendei și galenei cu aerofloati și depresare cu sulfat de zinc, concentrate cu 24–49% Zn și extracții de zinc de 56–68%, în concentratul de galenă trecind 19–22% din cantitatea totală de zinc.

Se constată că, în cazul primului regim de reactivi adoptat, s-au obținut concentrate calitativ mai bune cu recuperări acceptabile, pierderile de zinc în concentratul de galenă fiind relativ mici. Utilizarea aerofloatilor în fază de flotare a galenei forțează și flotarea blendei, ceea ce are ca urmare trecerea unei cantități mari de zinc — aproximativ 20% — în concentratul de galenă.

Pentru îmbunătățirea calității concentratelor s-au efectuat și experimentări de reflotare a concentratelor primare de galenă și blendă, în vederea obținerii unor produse suficiente de bogate pentru a putea fi valorificate prin metodele metalurgice existente în prezent în țară.

Aceste experimentări s-au efectuat după o schemă de lucru (fig. 2) în care, după măcinarea la 0,15 mm, flotația minereului avea loc într-un circuit cuprinsind flotația primară urmată de trei reflotări succesive ale concentratului de galenă și două reflotări pentru concentratul de blendă.

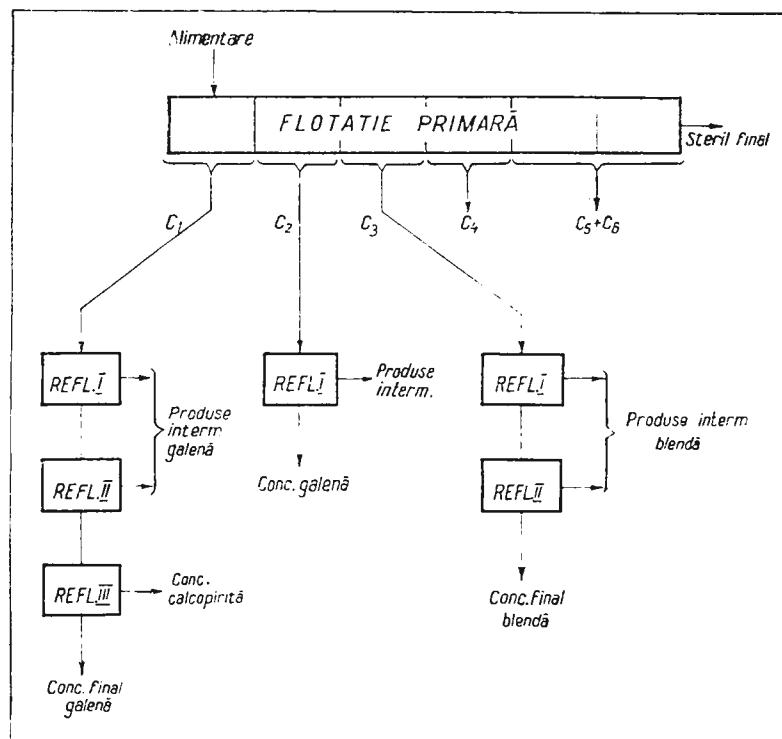


Fig. 2. – Reflotarea concentratelor primare de galenă și de blendă.

Reflottation des concentrés primaires de galène et de blende.

În tabelul 7 se poate vedea calitatea unor concentrate de galenă primare C_1 , cu cca 46–49% Pb și 3,2% Cu, care după trei operații de reflotare a putut fi ridicată pînă la 67,5% Pb, extractia de plumb pe operația de reflotare fiind de 92–93% sau de 85% dacă o raportăm la minereul brut (apreciind extractia de plumb la flotația primară 91%).

Prin adăugarea unei cantități de cianură (30–40 g/t) la ultima reflotare a galenei s-a reușit să se separe și un concentrat de chalcopyrită cu cca 15% Cu și extracții de cupru de 18%. Rezultatele permit să se afirme că în cazul unor conținuturi de cupru mai favorabile ale minereului brut, ar fi posibilă și obținerea unui concentrat de chalcopyrită.

TABELUL 7
Reflotarea concentratelor primare de galenă C₁ (schema 2)

Nr. experi- enței	Produse	Ex- tractia în greu- tate %	Plumb		Cupru		Zinc	
			Conți- nut %	Ex- tractie %	Conți- nut %	Ex- tractie %	Con- tinut %	Ex- tractie %
28	Concentrat galenă final	62,5	67,50	92,4	3,75	73,1	2,28	58,8
	Concentrat calcopirită	5,8	20,25	2,6	6,14	11,1	6,17	14,8
	Produse intermediare I	10,5	14,78	3,4	0,76	2,5	4,88	21,1
	II	21,2	3,44	1,6	2,01	13,3	0,60	5,3
29	Concentrat galenă primar C ₁	100,0	45,64	100,0	3,20	100,0	2,42	100,0
	Concentrat galenă final	68,1	67,44	93,0	3,58	76,0	3,68	73,3
	Concentrat calcopirită	3,9	15,79	1,2	14,77	17,8	6,33	7,2
	Produse intermediare I	6,4	12,35	1,6	1,93	3,8	6,03	11,2
	II	21,6	9,52	4,2	0,35	2,4	1,32	8,3
29	Concentrat galenă primar C ₁	100,0	49,39	100,0	3,21	100,0	3,42	100,0

Condiții de lucru

Flotărie primară { Măcinare sub 0,15 mm
Regim de reactiv exp. 16 tab. 5

Reflotare

	exp. 28	exp. 29
Silicat Na	50 g/t	70 g/t
Carbonat Na	75 g/t	50 g/t
Sulfat Zn	125 g/t	215 g/t
Cianură Na	30 g/t	40 g/t
Nantat etil		
Na	4 g/t	1 g/t
Amestec TT	—	1,5 g/t

TABELUL 8
Reflotarea concentratelor primare de galenă C₂ (schema 2)

Nr. experi- enței	Produse	Ex- tractia în greu- tate %	Plumb		Cupru		Zinc	
			Conți- nut %	Ex- tractie %	Conți- nut %	Ex- tractie %	Con- tinut %	Ex- tractie %
30	Concentrat galenă	31,6	32,60	89,0	1,85	91,4	5,51	62,2
	Produs intermediar	68,4	1,87	11,0	0,08	8,6	1,55	37,8
	Concentrat galenă primar C ₂	100,0	11,58	100,0	0,64	100,0	2,80	100,0
31	Concentrat galenă	23,9	25,25	74,8	1,66	75,4	9,36	64,5
	Produs intermediar	76,1	2,67	25,2	0,17	24,6	1,62	35,5
	Concentrat galenă primar C ₂	100,0	8,06	100,0	0,53	100,0	3,47	100,0

Condiții de lucru

Flotărie primară { Măcinare sub 0,15 mm

Reflotare

	exp. 30	exp. 31
Silicat Na	50 g/t	67 g/t
Carbonat Na	75 g/t	67 g/t
Sulfat Zn	100 g/t	133 g/t
Xantat etilic Na	7 g/t	5 g/t
Amestec TT	—	10 g/t
Flotanol Hoechst	1,5 g/t	3 g/t



Prin reflotarea unor concentrate primare de galenă C₂ (tab. 8), cu conținuturi reduse de plumb (8–11%) reprezentând 4–6% din cantitatea totală de plumb, printr-o singură reflotare s-au obținut produse îmbogățite cu 25–32% Pb, cu extracții de plumb de 75–89% (raportate la operația de reflotare).

Experimentările de reflotare a blendei (tab. 9) au arătat că plecind de la produse cu 29–33% Zn s-a reușit să se ridice conținutul de zinc la 55–58%, peste 84–92% din zincul aflat în producție supus reflotării trecând în concentratul final. Extinctia de zinc aportată la minereul brut a fost de 61–67%.

TABELUL 9
Reflotarea concentratelor primare de blendă C₃ (Schema 2)

Nr. experi- enței	Produse	Ex- tractia în greu- tate %	Zinc %		Plumb %		Cupru %	
			Conținut	Ex- tractie	Conținut	Ex- tractie	Conținut	Ex- tractie
32	Concentrat blendă final	42,7	55,07	81,7	0,64	44,9	0,37	16,7
	Produse interme- diare	19,6	20,10	13,7	0,67	21,6	0,129	26,7
	Concentrat blendă pri- mar C ₃	37,7	3,48	4,6	0,54	33,5	1,42	56,6
33	Concentrat blendă final	100,0	29,01	100,0	0,61	100,0	0,95	100,0
	I	47,5	58,02	84,2	1,11	42,9	0,25	21,8
	Concentrat blendă final	2	7,6	36,40	55,0	1,23	12,5	0,52
	I	15,4	8,03	3,8	1,52	19,1	0,93	7,3
	Produse intermedia- re II	29,5	4,00	3,6	1,06	25,5	0,82	26,4
	Concentrat blendă pri- mar C ₃	100,0	32,74	100,0	1,23	100,0	0,54	100,0

Condiții de lucru

Flotație primară {Regim de reactivi exp. 15 și 16 tab. 5
Măcinare sub 0,15 mm

exp. 32 exp. 33

Reflotare	{ Silicat Na	100	g/t	135	g/t
	Var	37	g/t	42	g/t
	Sulfat Cu	150	g/t	150	g/t
	Xantat etilic Na	11	g/t	35	g/t
	Flotanol Hoechst	0,5	g/t	1	g/t

Tinând seama de rezultatele experimentărilor de reflotare se poate afirma că în cazul unui flux industrial, cuprinzind atât reflotări pentru îmbogățire cât și reintroducerea în circuit a unor produse intermediare, se va putea conta pe obținerea unor concentrate de galenă cu conținut



de 67,5% Pb și a unor concentrate de blendă cu 55% Zn, recuperările de metale fiind de peste 87% pentru plumb și de peste 68% pentru zinc.

Legat de modul de repartizare a metalelor prețioase în produsele prelucrării, s-a constatat că plecind de la minereul brut cu 0,3 g/t Au și 59 g/t Ag, concentratul colectiv Pb – Zn conține 0,4 g/t Au și cca 2400 g/t Ag, iar concentratul de galenă 1 g/t Au și cca 3900 g/t Ag, recuperarea de argint fiind de peste 90% în cazul flotației colective și de peste 80% în cazul flotației diferențiale.

Rezultatele cercetărilor arată că prin cele două variante tehnologice studiate în laborator se obțin concentrate de calitate corespunzătoare prelucrării lor în industria metalurgică (tab. 10).

TABELUL 10
Compoziția chimică a concentratelor finale

Elemente	Concentrat colectiv Pb – Zn	Concentrat galenă	Concentrat blendă
Pb	36,64	69,33	1,10
Zn	20,09	2,38	58,02
Cu	2,70	3,75	0,29
S	18,92	15,93	30,30
Fe total	4,97	3,85	2,66
SiO ₂	6,11	1,03	2,70
CaO	3,22	0,84	1,75
Al ₂ O ₃	1,11	0,37	0,70
Ag	2476–2368	3972,00	—
Au	04	1,00	—

Flotația colectivă oferă avantajele unor recuperări mai mari de metale (Pb, Zn, Ag), prin evitarea pierдерilor reciproce de plumb respectiv zinc, inevitabile în cazul obținerii concentratelor diferențiale de galenă și respectiv blendă, și unei scheme de preparare mai simplă și mai economică.

În concluzie, deși conținuturile de elemente utile sunt mici, minereul cu caracterele probei cercetate, provenit din zona mineralizată cu sulfuri metalice poate fi preparat în bune condiții, obținându-se concentrat valorificabile cu extracții suficient de mari de metale. Rentabilitatea valorificării depinde însă, în mare măsură, de mărimea rezervelor și posibilitatea realizării explorației și transportului în condiții favorabile.



BIBLIOGRAFIE

- Frank L. (1965) Die Kollektiv-Selektive Flotation, ihre Grundlagen und ihrer Anwendung auf sulfidische Erze. *Erzmetall* 18, 5. Stuttgart.
- Quinston F.W. (1957) Flotation of Complex Copper-Lead-Zinc Ores. *Intern. Miner. Dress. Congr.* 1957 Stockholm.
- Rey M. (1968) Quelques problemes pratiques et theoriques de la flottation des minerais. *VIIIeme Congr. Intern. Prepar. Miner.* Leningrad.
- Rogers J. (1962) Principles of Sulfide Mineral Flotation. In: *Proth Flotation A.I.M.E.*, New York.

— — — — —

RECHERCHIES PRÉLIMINAIRES CONCERNANT LES POSSIBILITÉS DE VALORISATION D'UN MINÉRAI COMPLEXE

(Résumé)

Dans cet ouvrage sont présentés les recherches minéralurgiques et les résultats obtenus sur un échantillon de minéral complexe des Carpates Méridionales.

Les principales teneurs de l'échantillon technologique examiné sont : 1% Pb ; 0,5% Zn ; 0,08% Cu ; 0,5% S ; 9,7% Fe total ; 36,5% SiO₂ ; 24,5% CaO ; 0,3 g/t Au et environ 59% Ag ; la composition minéralogique approximative est : 1,1% galène ; 0,7% blonde ; 0,2% chalcopyrite ; 10% quartz ; 7% calcite ; 81% skarns à pyroxènes, épidoite et grenats.

Ces teneurs indiquent que l'échantillon représente un minéral pauvre. Les principaux éléments : plomb, zinc, cuivre et soufre qui pourraient être intéressants pour une mise en valeur sont en proportion réduite, les teneurs respectives étant inférieures aux limites considérées généralement payantes. Des métaux précieux seul l'argent pourrait présenter quelque intérêt (59 g/t).

Des considérations d'ordre chimique et minéralogique ont conduit à effectuer les recherches minéralurgiques par flottation collective Pb-Zn et par flottation différentielle directe.

Les expériences ont montré que :

par flottation collective Pb-Zn on obtient un concentré collectif à environ : 31% Pb, 18% Zn ; 2400 g/t Ag et des récupérations en métaux supérieures à 91% pour le Pb, à 89% pour le zinc et à 90% pour l'argent.

par flottation différentielle directe on obtient des concentrés séparés de Pb et de Zn. Le concentré de Pb contient 67,5% Pb et environ 3900 g/t Ag et le concentré de Zn contient 55% Zn ; les récupérations en métaux étant supérieures à 87% pour le Pb, à 80% pour l'argent et à 68% pour le zinc.

Les deux voies technologiques utilisées conduisent à des concentrés de qualité qui correspondent à leur utilisation dans l'industrie métallurgique. Le concentré collectif Pb-Zn peut être traité au moyen du procédé métallurgique ISP, en vue d'obtenir du Pb, du Zn et de l'Ag.

Bien que les teneurs en éléments utiles soient faibles, le minéral avec les caractères des l'échantillon étudié peut être valorisé au point de vue technologique en bonnes conditions. La rentabilité de valorisation est en une large mesure en fonction du volume des réserves, des conditions favorables d'exploitation, du transport, etc.

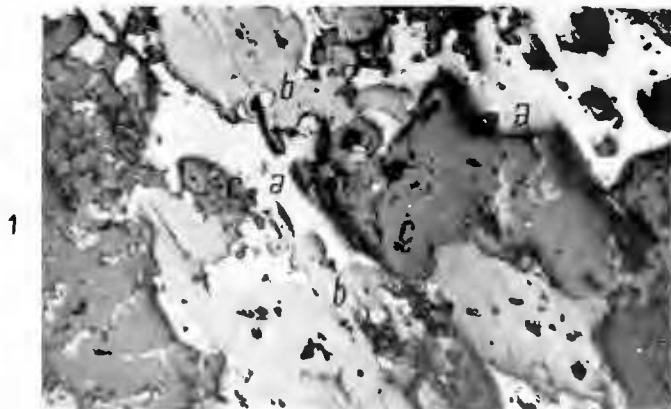


PLANŞA I

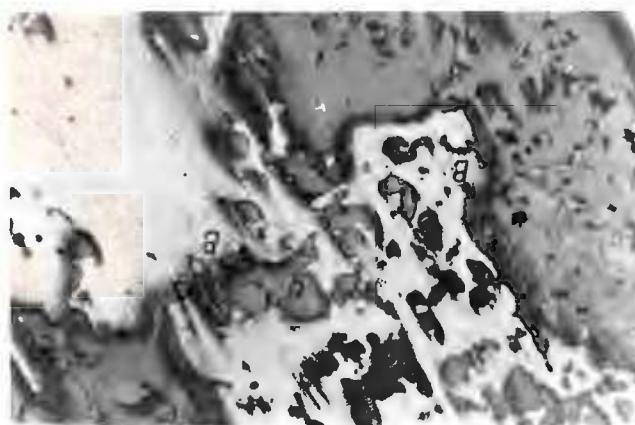
- Fig. 1. — Plaje mari de galenă (a) cu contur scheletic și de blendă (b) asociate între ele și cu ganga (c). N//; $\times 70$.
Grosses plages de gélène (a), à contour squelettique, et de blende (b) associées entre elles et avec la gangue (c). N//; $\times 70$.
- Fig. 2. — Granule foarte neregulate de galenă (a) parțial foarte asociate cu ganga (b). N'; $\times 70$.
Grains très irréguliers de galène (a) partiellement intimement associés à la gangue (b). N'; $\times 70$.
- Fig. 3. — Cristale idiomorfice de galenă (a) prinse în gangă (b). N//; $\times 70$.
Cristaux idiomorphes de galène (a) englobés dans la gangue (b). N//; $\times 70$.



ANGELA OPRESCU et. al. Valorificarea unui minereu complex din Carpații Meridionali. Pl. I.



2



3



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

PLANŞA II

- Fig. 1. — Cristal mare de blendă (a) cu incluziuni de galenă (b). N//; $\times 70$.
Gros cristaux de blende (a) avec inclusions de galène (b). N//; $\times 70$.
- Fig. 2. — Plaje de blendă (a) cu crăpături și mici incluziuni de gangă (b). N//; $\times 70$.
Plages de blende (a) fissurées avec petites inclusions de gangue (b). N//; $\times 70$.
- Fig. 3. — Blendă (a) cu picături fine de calcopirită (b). N//; $\times 70$.
Blende (a) avec des gouttes fines de chalcopyrite (b). N//; $\times 70$.



ANGELA OPRESCU et al. Valorificarea unui minereu complex din Carpații Meridionali. Pl. II.



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI DE PREPARARE ASUPRA MICAȘISTURILOR CU DISTEN DIN ZONA NORDICĂ A MUNTILOR SEMENIC¹

DE

CORNELIU PANDELESCU, ION ENE, ADELA DRĂGULESCU²

Abstract

Dressing Research on Kyanite-bearing Micaschists from the Northern Zone of the Semenic Mountains. In this paper the results of dressing investigations carried out on three specimens of kyanite-bearing micaschists, sampled in the period 1969–1971, from three zones located in the northern part of the Semenic Mts, are presented. The technological samples investigated have consisted of micaschists with garnet, kyanite, and staurolite (the kyanite content of these three samples ranged from 2.5 to 8 per cent); the chemical analyses have indicated the following more important contents: 52–56 per cent SiO_2 ; 20–23 per cent Al_2O_3 ; 9.2–11.5 per cent Fe_2O_3 . The main characteristic of the rock is its advanced alteration (sericitization) process, fact that determined, besides the decrease of the pure kyanite content in samples, also modifications of the physico-chemical properties of kyanite. The dressing research was carried out according to two flowsheets: 1. Gravity concentration in a heavy medium (preceded by a selective crushing of the material) followed by the magnetic concentration of the heavy product. 2. Gravity concentration on tables followed (or preceded) by magnetic separation. The products obtained by the application of these two flowsheets are of a good quality (generally over 56 per cent Al_2O_3 , 25–35 per cent (SiO_2 and 0.8–1.5 per cent Fe_2O_3); owing, however, to an advanced degree of alteration presented by kyanite, the obtaining of these high grade quality concentrates is only possible under the conditions of a low weight recovery (0.3–3.7 per cent).

În cadrul cercetărilor geologice efectuate de IGP (Brana, Gridan) în perioada 1969–1971 în zona nordică a munților Semenic, au fost conturate, la suprafață, mai multe lentele de micașisturi cu disten.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 12 mai 1972.

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



Pentru a avea o orientare asupra posibilităților de obținere din aceste micașisturi a unor concentrate de disten de calitate corespunzătoare la fabricarea refractarelor aluminoase³, au fost efectuate cercetări de preparare și mineralogice^{4,5,6} asupra a trei probe colectate de I. G. P. în perioada 1969 — 1971 din zonele :

bazinul superior al Văii Strugului (teritoriul comunei Buchin, satele Poiana și Lindenfeld, județul Caraș Severin) ;

Ogașul Telegului (satul Rugi, comună Păltiniș, județul Caraș-Severin) versantul stâng al Văii Lungi (la cca 500 m N de vîrful Poiana Finetului, județul Caraș-Severin).

I. CERCETĂRI MINERALOGICE

A) Considerații geologice

Regiunea din care au fost colectate probele tehnologice se găsește în partea de nord a Munților Semenic.

Masivul cristalin al munților Semenic se situează — din punct de vedere geologic — către limita estică a pînzei getice (Codarcea, 1940; Roșca, 1954; Savu, 1965).

În partea nordică a munților Semenic, în care se amplasează și regiunea noastră, apare seria de Sebeș-Lotru în care s-au deosebit 6 zone

³ Industria materialelor refractare din țara noastră cere pentru concentratele de disten următoarele condiții :

	Cal. I-a	Cal.II-a	Cal. III-a
Al ₂ O ₃ , % minim	58	52	46
Fe ₂ O ₃ , % maxim	1,5	2	2,5
Total oxizi fondanți, % maxim	5	8	8

⁴ C. Pandeleescu, I. Ene, Adela Drăgulescu. Cercetări pentru determinarea posibilităților de valorificare a micașisturilor cu disten și granați din regiunea Poiana Lindenfeld. 1970. Arh. Inst. Geologic, București.

⁵ C. Pandeleescu, I. Ene, Adela Drăgulescu. Cercetări privind stabilirea posibilităților de valorificare a micașisturilor cu disten de la Rugi — Jud. Caraș Severin. 1971. Arh. Inst. Geologic, București.

⁶ C. Pandeleescu, I. Ene, Adela Drăgulescu. Cercetări privind stabilirea posibilităților de valorificare a micașisturilor cu disten de la Poiana Finetului — Jud. Caraș Severin. 1972. Arh. Inst. Geologic, București.



de metamorfism (Savu, 1970) din care importantă pentru noi este zona cu disten și staurolit de unde provin probele recoltate.

Ivirile de micașisturi cu disten din munții Semenic, au fost semnalate și propuse spre explorare de Roșca (1954) și în anul următor, perimetruul a fost cartat la sc. 1 : 5000 de I. Bercia, Elvira Bercia⁷.

Savu et al. (1964) semnalează concentrații deosebite de disten (distenite) pe valea Mizescului și valea Mașca (Măcicaș) menționând că distenul concentrat în ele nu este proaspăt și ar putea constitui un material exploatabil în cazul în care nu ar fi transformat.

B) Prezentarea probelor

Probele studiate au fost constituite din micașisturi cu granat, disten și staurolit. Gradul de cristalinitate al rocii este ridicat, principalele minerale constituente (micele, cuarțul, granatul, distenul) prezintă dimensiuni ce ajung pînă la 1 cm. Roca este șistoasă, friabilă, de culoare cenușie. Culoarea distenului este cenușie, cenușiu-negricioasă, foarte rar întîlnindu-se cristale incolore sau albăstrui. Structura rocii este grano-lepidoblastică, pe alocuri porfiroblastică.

Analizele chimice generale efectuate asupra celor trei probe tehnologice sunt redate în tabelul 1.

TABELUL 1 .

*Analiza chimică a minereului brut (Poiana — Lindenfeld,
Rugi, Poiana Finetului)*

Componenți	Poiana — Lindenfeld	Rugi	Poiana — Finetului
SiO ₂ %	55,68	52,24	52,96
Fe ₂ O ₃ %	9,25	11,20	14,73
Al ₂ O ₃ %	22,24	23,52	20,38
CaO %	1,26	1,54	2,77
MgO %	1,76	1,50	0,38
K ₂ O %	2,78	2,88	2,90
Na ₂ O %	1,18	0,92	1,00
TiO ₂ %	0,86	1,15	1,00
P ₂ O ₅ %	0,16	0,06	0,11
P.C. %	3,22	3,60	3,95
S	lipsă	0,04	0,05
MnO	urme		
Zr	sporadic		

⁷ I. Bercia, Elvira Bercia. Raport geologic din regiunea Poiana Lindenfeld și Tîrnova (Munții Semenic). 1955. Arh. M.M.P.G. București.



Pe baza determinărilor mineralogice efectuate s-au stabilit compozиtiile mineralogice prezентate în тabelele 2 (Poaiana Lindenfeld); 3 (Rugi) și 4 (Poiana Finetului).

TABELUL 2
Compoziția mineralologică a probei tehnologice de la Poiana-Lindenfeld

Minerale	Dimensiuni în mm	Conținut cea %	
Cuarț	0,04 – 2,00	39	
Feldspat	0,01 – 1,90	5	
Muscovit + sericit	0,02 – 2,50	19	
Biotit + clorit	0,03 – 3,50	17	
Granat	0,08 – 7,00	10	
Disten	0,02 – 30,00	4 – 5	
Staurolit	0,06 – 1,20	1	
Cloritoid	0,05 – 3,50	1	
Accesorii	{ Rutil Turmalină Apatit Zircon Epidot Ilmenit Magnetit Pirită Limonit	0,01 – 0,22 0,04 – 0,72 0,05 – 0,46 0,08 – 1,14 0,01 – 0,04 0,02 – 0,20 0,01 – 0,10 0,02 – 0,55 0,01 – 0,04	3

TABELUL 3
Compoziția mineralologică a probei tehnologice de la Rugi

Minerale	Dimensiuni în mm	Conținut cea %	
Cuarț	0,03 – 3,50	38	
Feldspat	0,02 – 0,80	2	
Muscovit + sericit	0,01 – 2,85	23	
Biotit + clorit	0,04 – 2,60	14	
Granat	0,05 – 7,00	9	
Disten	0,01 – 2,50	8*	
Staurolit	0,04 – 1,20	1	
Cloritoid	0,05 – 3,50	2	
Accesorii	{ Rutil Turmalină Apatit Zircon Epidot Ilmenit Magnetit Pirită Limonit	0,01 – 0,20 0,04 – 0,62 0,05 – 0,34 0,08 – 0,10 0,01 – 0,04 0,01 – 0,40 0,01 – 0,10 0,01 – 0,60 0,01 – 0,03	3

* Acest procent reprezintă cristalele de disten luate ca atare, inclusiv părțile sericitizate după cum se va vedea mai departe.



.. Determinarea conținutului de disten s-a făcut prin alegerea cu ochiul liber și la lupa binoculară a granulelor de disten după sfărîmarea prealabilă a rocii și clasarea pe sitele de 5 ; 3 ; 2 ; 1 și 0,5 mm.

TABELUL 4

Compoziția mineralologică a probei tehnologice de la Poiana Finetului

Minerale	Dimensiuni mm	Conținut cca %
Cuarț	0,02 – 5,14	36
Feldspat	0,03 – 1,00	2
Muscovit + sericit	0,01 – 1,70	20
Biotit + clorit	0,04 – 6,50	19
Granat	0,06 – 11,00	10
Disten	0,01 – 7,00	2,4
Staurolit	0,02 – 4,00	2
Cloritoid	0,05 – 3,50	4
Accesorii	Rutil	0,001 – 0,50
	Apatit	0,06 – 1,25
	Zircon	0,001 – 0,20
	Turmalină	0,04 – 0,50
	Epidot	0,01 – 0,06
	Ilmenit	0,01 – 0,40
	Magnetit	0,01 – 0,20
	Hematit (oligist)	0,01 – 0,50
	Limonit	0,01 – 0,30
	Pirită	0,01 – 0,40
} 4 – 5		

Studiul microscopic al probei evidențiind un pronunțat grad de transformare a distenului în sericit, au fost făcute pentru fiecare probă mai multe determinări de conținuturi și analize chimice pe cristale, în funcție de caracteristicile fiecăreia.

Pentru proba de la Poiana-Lindenfeld s-au ales, din proba originală, după sfărîmare cu ciocanul, cristaloblaste de disten și granat (ce cuprind, cum se va vedea mai departe, incluziuni de rutil, cuarț, magnetit, etc. precum și muscovit și sericit pe clivaje și fisuri) care analizate chimic au prezentat conținuturile din tabelul 5.

Conținutul de Al_2O_3 (47,61%) al cristaloblastelor de disten față de 63,1% cît are distenul curat, atestă această transformare a distenului. Pentru o determinare cît mai corectă a conținutului de disten curat s-a intervenit cu ciocanelul și penseta pentru curățirea cît mai riguroasă a cristalelor de disten – din fiecare clasă – de muscovitul și sericitul



de la periferia cristalelor. Conținutul de disten relativ curat (mai conține incluziuni de alte minerale) ajunge la 4,12% (tab. 6).

TABELUL 5

*Analiza chimică a cristaloblastelor de disten și granat
de la Poiana-Lindenfeld*

Elemente %	Disten	Granat
SiO ₂	43,21	41,98
Al ₂ O ₃	47,61	24,50
Fe ₂ O ₃	3,53	29,17
TiO ₂	0,52	0,42
MgO	1,71	—
CaO	1,67	—
K ₂ O	2,58	—
Na ₂ O	0,51	—
P ₂ O ₅	0,20	0,20

Pentru proba de la Rugi s-au executat analize microscopice și asupra cristalelor de disten alese din clasele granulometrice menționate mai înainte, executindu-se și analizele chimice respective. Conținutul de disten —

TABELUL 6

*Repartizarea distenului pe clase granulometrice
(Poiana-Lindenfeld)*

Clase granulometrice mm	Greutate %	Conținut disten %	Repartizarea distenului total %
10–5	37,4	5,1	37,4
5–3	12,5	7,1	12,5
3–1	18,2	5,4	18,2
1–0,5	11,6	1,8	11,6
<0,5	20,3	1,0	20,3
Total	100,0	4,12	100,0

determinat așa cum s-a arătat — pe clase granulometrice și apoi recalculat pe întreg materialul precum și analizele chimice ale cristalelor de disten alese din fiecare clasă granulometrică, sint date în tabelele 7 și respectiv 8.

Analiza microscopică a granulelor alese din diferitele clase granulometrice a arătat că gradul de asociere a distenului apare, cum e și firesc,



pregnant îndeosebi la clasele mari. Astfel, după cum se vede în Pl. I fig. 1 și 2, cristalele de disten din clasa 5–3 mm sunt transformate în proporție de 35–75% în sericit. Analiza chimică a acestor cristale (tab. 8) arată un conținut de 38,32% Al_2O_3 . În clasa 3–2 mm, pe lîngă cristale de disten

TABELUL 7

Repartizarea distenului pe clase granulometrice (Rugi)

Clase granulometrice mm	Greutate %	Conținut disten %			Repartizarea distenului total %
		liber	asociat	total	
5–3	28,2	—	100	17,91	63,5
3–2	14,2	10	90	10,92	19,5
2–1	18,7	60	40	5,57	13,2
1–0,5	11,9	90	10	1,42	2,1
<0,5	27,0	95	5	0,50	1,7
Total	100,0			7,94	100,0

cu grad avansat de transformare s-au găsit și cristale prezentând zone mai reduse de transformare (Pl. I, fig. 3 și 4) de altfel conținutul de Al_2O_3 al granulelor de disten alese din clasa 3–2 mm crește la 44,75% (tab. 8). În clasa 2–1 mm proporția dintre cristalele de disten curat și cele de

TABELUL 8

Analiza chimică a cristalelor de disten pe clase granulometrice (Rugi)

Clase granulometrice mm	Conținut %		
	SiO_2	Al_2O_3	Fe_2O_3
5–3	42,05	38,32	6,42
3–2	39,46	44,75	5,59
2–1	38,74	45,11	4,24

disten sericitizat (Pl. II, fig. 1 și 2) crește în favoarea primelor. Analiza chimică arată și în acest caz o creștere a conținutului de Al_2O_3 (45,11%). Clasa 1–0,5 mm cuprinde cristale netransformate în proporție de 90% (Pl. II, fig. 3 și 4) iar în clasa < 0,5 mm cristalele netransformate reprezintă o proporție de 90%.



În proba de la Poiana Finetului studiul microscopic evidențiază un grad de transformare mai avansat ca la probele anterioare, la alegerea cristaloblastelor de disten din clasele respective s-a intervenit de la început cu ciocanelul și penseta, aşa încât conținutul din tabelul 9 reprezintă un conținut de disten relativ curat (mai conține incluziuni).

TABELUL 9

Repartizarea distenului pe clase granulometrice (Poiana Finetului)

Clase granulometrice mm	Greutate %	Conținut de disten %			Repartizarea distenului %
		liber	asociat	total	
5–3	27,0	—	100	5,81	65,3
3–2	15,0	5	95	2,26	14,1
2–1	19,8	60	40	1,42	11,7
1–0,5	13,8	80	20	1,20	6,9
<0,5	24,4	90	10	0,20	2,0
Total	100,0	45,6	54,4	2,40	100,0

Pentru edificare s-au făcut secțiuni subțiri din cristalele alese în fiecare clasă. În planșa III, fig. 1, 2, 3 și 4 se poate observa că aceste cristalobaste de disten sunt curățite de asociațiile marginale și conțin doar incluziuni de rutil și minerale opace.

C) Descrierea microscopică

La microscop roca apare constituită din benzi muscovitobiotitice și fișii de cuarț cu foarte puțin feldspat. Pe acest fond ieșă în evidență porfiroblaste de granat, disten și staurolit.

Distenul formează cristalobaste larg dezvoltate, alungite după axul C. Prezintă adesea macle lamelare. O caracteristică a acestuia este muscovitizarea (sericitizarea) avansată și prezența constantă a incluziunilor. Foarte rar se întâlnesc cristale netransformate, dar niciodată lipsite de incluziuni (Pl. IV, fig. 1 și 2). Sericitizarea se propagă de la periferia cristalelor spre interior, de-a lungul clivajelor, cu aspecte dintre cele mai variate: penate, arborescente, etc. (Pl. IV, fig. 3). Într-un stadiu mai avansat sericitul se dezvoltă mult și formează o rețea ale cărei ochiuri se micșorează progresiv, pînă ce din cristalul de disten rămîn mici insule într-o plasă de sericit. Dimensiunile cristaloblastelor de disten se reduc astfel



mult, pînă la completa înlocuire (Pl. IV, fig. 4; Pl. V, fig. 1, 2, 3 și 4). Alteori, cristaloblastele de disten sunt rupte și deplasate, fisurile fiind pe margini sericitizate și umplute cu cuarț (Pl. VI, fig. 1). Distenul include numeroase acicule și cristale mai mari (0,1–0,2 mm) de rutil, cuarț, biotit turmalină, ilmenit, magnetit, hematit (oligist), marcasită, dispuse în general pe liniile de clivaj (Pl. III, fig. 1; Pl. IV, fig. 1, 2, 3; Pl. VI, fig. 2, 3 și 4). Distenul este intim asociat cu mineralele micacee, dintre care cel mai frecvent este sericitul — cu cuarțul, staurolitul și mineralele accesoriei — dintre care cel mai frecvent este rutilul. El nu este asociat cu granatul. Distenul formează adesea concreșteri cu staurolitul.

Staurolitul se întâlnește de obicei sub formă de cristaloblaste cu contur neregulat, mai rar ca idioblaste, colorate în tonuri de galben (Ng-galben roșcat, Nm-slab gălbui, Np-galben). Staurolitul se prezintă în general mai puțin alterat ca distenul. Ca și la acesta, sericitizarea începe la periferia cristalelor (Pl. VII, fig. 1) și se propagă pe clivaje și fisuri, reducind cristalul la dimensiuni din ce în ce mai mici (Pl. VII, fig. 2). Staurolitul este asociat cu aceleași minerale ca și distenul; spre deosebire de acesta, staurolitul se găsește adesea inclus în granat (Pl. VIII, fig. 3).

Granatul (almandin) formează cristaloblaste mari, aproape idiomorfe. El este foarte rar nealterat (Pl. VII, fig. 3). De obicei cristaloblastele de granat sunt înconjurate de clorit (pennin) sau sericit, care pătrund și pe fisuri, pînă la înlocuirea completă (Pl. VII, fig. 4; Pl. VIII, fig. 1, 2). De asemenea mai conțin incluziuni de cuarț, rutil, magnetit și foițe de muscovit și biotit. Adesea, întregul cristal este ciuruit, căpătind o structură poikilitică. alteori incluziunile sunt mai frecvente în zona marginală a cristalului, indicînd după R a s t (1965) o accelerare a creșterii mineralului (Pl. VIII, fig. 3). Se mai pot observa porfiroblaste de granat înlocuite progresiv de cuarț, din granat răminînd doar structuri scheletice (Pl. VIII, fig. 4). Uneori se observă creșterea dimensiunilor incluziunilor de cuarț de la centru spre periferie, ceea ce presupune o dezvoltare succesivă a granatului, care devine mai rapidă în stadiul final al cristalizării (H a r i s, R a s t 1960 — Pl. IX, fig. 1). Adesea granatul prezintă structuri helicitice.

Pe fondul de sericit, provenit din transformarea distenului, granatului și staurolitului se formează cloritoid. B e r c i a et al.⁸ semnalează pentru prima dată prezența cloritoidului în munții Semenic, într-o zonă învecinată, la Teregova. Cloritoid format secundar pe seama staurolitului

⁸ I. Bercia, Elvira Bercia, O. Drăghici. Raport asupra lucrărilor de prospecții pentru disten în regiunea Tîrnova — Munții Semenic. 1957. Arh. Inst. Geol. București.

menționează și Savu (1970). Uneori se poate observa chiar trecerea distenului, staurolitului și granatului în cloritoid. Acesta este maclat polisintetic după (100) sau formează macele de întrepătrundere (în formă de cruce — Pl. IX, fig. 2, 3 și 4).

Cuarțul este mineralul predominant care împreună cu feldspatul formează fondul granoblastic al rocii. Cuarțul este xenoblastic, cu extincție puternic ondulatorie. În unele roci, granulele mari de cuarț sunt înconjurate de granule mici rezultate prin strivire tectonică a primelor. Granule de cuarț fără extincții ondulatorii apar în filoane hidrotermal-metamorfice.

Feldspatul plagioclaz este un albit (6—7% An), în general maclat, uneori porfiroblastic. Este adesea puternic cataclazat, pe fisuri pătrunzind cuarț și pennin. Prezintă slabe fenomene de sericitizare și epidotizare și frecevent linonitizări pe planele de maclă (Pl. X, fig. 1).

Muscovitul și biotitul în foițe de dimensiuni variabile formează fișii orientate. Alteori muscovitul este deformat, neorientat. Biotitul este transformat în mare parte în clinoclor sau pennin. În procesele de alterare se separă în biotit sogenitul caracteristic (Pl. X, fig. 2). Biotitul este inclus în disten, granat și staurolit și include granule de zircon cu aureole pleocroice (Pl. VII, fig. 1).

În unele roci biotitul este proaspăt, crescut postcinematic, transversal sau oblic pe șistozitatea rocii (querbiotit). Uneori se observă și porfiroblaste de muscovit transversal (Pl. X, fig. 3 și 4).

Rutilul este cel mai frecvent mineral accesoriu, el apare în deosebi inclus în disten, staurolit, granat și cloritoid.

Turmalina și apatitul formează idioblaste mici, apărând subordonat.

Mineralele metalice, magnetitul, ilmenitul, hematitul + oligist, marcasita, apar atât ca incluziuni în cristaloblastele de disten, granat și staurolit cât și pe planele de fisură ale rocii.

Limonitul este cel mai frecvent întlnit în granule mici rotunjite, izolate sau grupate, sau umple fisuri fine ce sunt dispuse în lungul clivajelor biotitului peste care cresc transversal porfiroblaste de muscovit (Pl. X, fig. 4).

Pirita formează cristale idiomorfe sau mici granule dispersate în rocă sau umple fisuri fine, în care caz este asociată cu foarte mici plaje de calcopirită.

Din studiul efectuat asupra rocilor distenifere din zona Poiana-Lindenfeld rezultă că acestea sunt alcătuite din trei parageneze mineralogice formate în timpuri diferite.

Prima parageneză a luat naștere în decursul metamorfismului regional progresiv prebaicalian (Savu, 1970) în timpul căruia materialul



argilo-grezos a recristalizat complet, în condițiile faciesului amfibolitelor cu almandin, zona cu disten și staurolit. Acestei etape îi aparțin următoarele minerale (tab. 10): cuarțul (sub formă de granule și filonașe hidrotermal-metamorfice), muscovitul și biotitul (ambele paralele cu șistozi-

TABELUL 10

Evoluția mineralologică a rocilor distenifere din regiunea Poiana-Lindenfeld, Rugi, Poiana-Finetului

Etapa metamorfismului regional progresiv – faciesul amfibolitelor cu almandin – zona cu disten și staurolit.	Etapa retromorfismului regional	Etapa recristalizării tardecinematice
Cuarț*	Cuarț (cu extincții ondulatorii)	
Muscovit**	Muscovit (deformat, neorientat)	{ Muscovit + Biotit transversal
Biotit**	Clinoclор \pm pennin	
Granat (almandin)	Sericit Clorit	
Disten	Sericit Cloritoid	
Staurolit	Sericit Cloritoid	
Plagioclaz (6–7 % An)	Sericit Epidot	

* Cuarțul sub formă de granule în filoane hidrotermal-metamorfice, fără extincții ondulatorii.

** Sub formă de lamele paralele cu șistozație.

tatea metamorfică), almandinul, distenul, staurolitul și plagioclazul (6–7 % An).

Într-o etapă ulterioară, a cărei vîrstă nu se poate preciza, au avut loc transformări retromorfe regionale, răspândite de altfel în toți munții Semenic (Savu, 1970) în care, datorită noilor condiții de P și T specifice



faciesului de șisturi verzi, vechea parageneză de grad înalt de metamorfism a suferit o readaptare parțială, unele din minerale transformându-se parțial sau chiar total în minerale stabile în noile condiții termodynamice. Astfel, o parte din cuarț (atât din cel sub formă de granule cît și din cel mobilizat hidrotermal-metamorfic) a căpătat extincție ondulatorie, unele cristale de muscovit au fost deformate și contorsionate, biotitul a trecut parțial în clinoclor și uneori în pennin, granatul a fost cloritizat și sericitizat, distenul a trecut parțial în sericit, staurolitul a fost sericitizat sau a trecut în cloritoid (este probabil) că apariția cloritoidului este în cadrul etapei de care ne ocupăm ulterior sericitului), iar plagioclazul a fost sericitizat și și-a pierdut uneori o parte din calciu care a intrat în molecula epidotului.

Într-o etapă ulterioară au avut loc procese minore de blasteză de intensitate metamorfică mai ridicată în care timp au luat naștere muscovitul și biotitul dispuse actualmente transversal față de vechea sistozitate a rocilor.

C) CERCETĂRI DE PREPARARE

Observațiile mineralogice efectuate asupra probelor cercetate au arătat că deși majoritatea mineralelor componente ale rocii sunt mai mult sau mai puțin dure, totuși roca în ansamblu este destul de friabilă; aceasta datorită texturii rocii și prezenței în cantitate mare a mineralelor micacee, foioase, orientate paralel cu sistozitatea și care prin suprafețele lor de clivaj constituie suprafețe de slabă rezistență la sfărîmarea rocii.

Că urmare, pentru a vedea în ce măsură ar fi posibilă realizarea unei preconcentrări prin operații de sfărîmare selectivă, cantități de cîteva kilograme de material (< 30 mm) din fiecare probă au fost sfărîmate la 10 mm; încrucișat prin această operație s-a urmărit îndeosebi desfăcerea mineralelor prezente în rocă, cu evitarea sfărîmării prea avansate a granulelor de disten, și deoarece nu s-a dispus de un utilaj special pentru realizarea unei asemenea operațiilor, aceasta a fost executată într-un granulator cu valț, fiind condusă însă cu multă grijă (în 4–5 trepte, la primele 2–3 trepte distanța dintre elementele de sfărîmare ale granulatorului fiind reglată la peste 10 mm). Materialul sfărîmat a fost clasat pe sita de 1 mm, determinându-se apoi conținutul de disten al claselor 10–1 și < 1 mm. Rezultatele obținute la aceste determinări sunt prezentate în tabelul 11, pentru fiecare probă în parte.

Se constată că în clasa 10–1 mm se concentreză, în cazul probelor de la Poiana-Lindenfeld și Poiana-Finetului, peste 96% din disten, iar



în cazul probei de la Rugi 89% din disten ; materialul < 1 mm mai conține sub 4%, respectiv 11% din distenul total.

A rezultat deci că este posibilă realizarea unei preconcentrări a materialului prin sfârîmăre selectivă la 10 mm și clasare la 1mm.

TABELUL 11
Conținuturile de disten pe clase

Proba	Clasa granulo-metrică mm	Greutate %	Conținut disten %	Repartizarea distenului %
Poiana Lindenfeld	10 – 1	71,0	6,1	96,9
	< 1	29,0	0,5	3,1
	Total	100,0	4,5	100,0
Rugi	10 – 1.	79,2	9,5	89,0
	< 1	20,8	4,5	11,0
	Total	100,0	8,4*	100,0
Poiana-Finetului	10 – 1	77,2	3,0	96,4
	< 1	22,8	0,4	3,6
	Total	100,0	2,4	100,0

* Acest procent reprezintă cristale de disten luate ca atare, inclusiv părțile sericitizate.

Tinând seama de caracteristicile chimico-mineralogice ale rocii, precum și de condițiile de calitate cerute pentru concentratele de disten, la cercetările de preparare au fost aplicate scheme tehnologice care în afara sfârîmării selective au inclus următoarele metode :

concentrarea gravitațională în mediu dens sau pe mese, pentru îndepărțarea mineralelor cu densitate mai mică decât a distenului (cuart, feldspat, mice) ;

concentrarea magnetică, pentru îndepărțarea mineralelor magnetice care conțin fier (biotit, granați, magnetit, etc.) ;

flotația în scopul obținerii unor concentrate finale de disten de calitate superioară (știut fiind că în toate probele distenul apare intim asociat cu majoritatea mineralelor prezente în rocă, cu excepția grana-tului).

În cele ce urmează sînt prezentate rezultatele cercetărilor de preparare efectuate cu fiecare probă în parte.



A) Proba de la Poiana-Lindenfeld

1. Concentrarea gravitațională în mediu dens urmată de separarea magnetică a produsului greu. Experimentările au fost executate cu material 10–1 mm, sfărîmat la 3 și 2 mm; operația de sfărîmare, executată în granulatorul cu valt, de laborator, a fost făcută în trei trepte pentru a evita sfărîmarea prea avansată a cristalelor de disten.

Materialul sfărîmat a fost apoi clasat la 0,3 mm, clasa $< 0,3$ mm eliminîndu-se ca steril; menționăm că determinările mineralogice efectuate au arătat că această clasă este practic lipsită de disten.

Materialul $> 0,3$ mm (clasele 2–0,3 și respectiv 3–0,3 mm) a fost apoi supus separării în lichid greu (utilizîndu-se lichide grele cu densitățile de 3,04 și respectiv 3,33 g/cm³). În continuare, produsul greu obținut a fost supus – după spălare și uscare – separării magnetice (tratare în trepte cu creșterea succesivă a cîmpului); s-a utilizat în acest scop un separator magnetic cu rolă, cu inducție, la care pentru realizarea unor cîmpuri din ce în ce mai intense (cîmp maxim 10–12.000 Oe) s-a mărit succesiv intensitatea curentului electric de la 2,5 A pînă la 9 A. În cazul materialului 3–0,3 mm, produsul greu obținut la separarea în lichid greu a fost supus separării magnetice, fie ca atare, fie după o prealabilă măcinare la 1 mm (în granulatorul cu valt).

Rezultatele obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelul 12 unde sunt date conținuturile de disten – determinante mineralogice – ale diferitelor produse rezultate, precum și analiza chimică a produsului final, concentratul de disten.

Apreciem că cele mai bune rezultate – atît calitativ cît și cantitativ – s-au obținut prin aplicarea schemei ce include separarea în lichid greu ($\delta = 3,33$ g/cm³) a clasei 2–0,3 mm. Produsul nemagnetic obținut în final (concentratul de disten) conține circa 95% disten (extracția de disten fiind de cca 84%, iar extracția în greutate de 3,7%); analiza chimică a acestuia a indicat 58,03% Al₂O₃; 1,53% Fe₂O₃ și 38,49% SiO₂, adică o calitate corespunzătoare utilizării produsului respectiv în industria materialelor refractare.

Menționăm că la aplicarea schemei ce include separarea în lichid greu ($\delta = 3,33$ g/cm³) a clasei 3–0,3 mm, urmată de măcinarea la 1 mm a produsului greu și separarea magnetică a acestuia s-a obținut un concentrat de disten de calitate ușor superioară (prin conținutul de Fe₂O₃ : 1,03 %);



TABELUL 12

Rezultatele obținute la concentrarea în mediu dens urmată de separarea magnetică a produsului greu

Pre-concen-trat sfărîmat la mm	Operația	Clasa mm	Produs	Greutate %		Conținut de disten %	Conținuturi %			
				Față de opera-ție	Față de brut		Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂
3	Sfărîmare – clasare	10 – 1			70,0	5,87				
		< 1			30,0	0,50				
		< 10			100,0	4,25				
		3 – 0,3			61,0	6,74				
		< 0,3			9,0	sporadic				
	Separare în lichid greu (densitate 3,33 g/cm ³)	< 3			70,0	5,87				
		uşor		85,0	51,8	3,0				
		greu		15,0	9,2	27,75				
	Separare magnetică	alimentare		100,0	61,0	6,74				
		magnetic		77,1	7,1	10,0				
		nemagnetic		22,9	2,1	88,0	50,76	1,93	46,07	0,38
		alimentare		100,0	9,2	27,75				
2	Sfărîmare-clasare	10 – 1			70,0	6,16				
		< 1			30,0	0,50				
		< 10			100,0	4,46				
		3 – 0,3			61,0	7,06				
		< 0,3			9,0	sporadic				
	Separare în lichi greu (densit. 3,33 g/cm ³)	< 3			70,0	6,16				
		uşor		85,0	51,8	3,0				
		greu		15,0	9,2	30,0				
	Separarea magnetică după sfărîmare la 1 mm	alimentare		100,0	61,0	7,06				
		< 1	magnetic	70,4	6,18	5,0				
			nemagnetic	29,6	2,72	90,0	58,1	1,03	39,17	0,34
1	Sfărîmare – clasare	10 – 1			70,0	5,71				
		< 1			30,0	0,50				
		< 10			100,0	4,03				
		2 – 0,3			54,0	7,4				
		< 0,3			16,0	sporadic				
	Separare în lichid, greu (densit. 3,04 g/cm ³)	< 2			70,0	5,71				
		uşor		77,5	41,8	0,5				
		greu		22,5	12,2	30,0				
	Separare magnetică	alimentare		100,0	54,0	7,4				
			magnetic	67,2	8,2	4,0				
			nemagnetic	32,8	4,0	84,0	54,1	2,5	39,8	0,8
0	Sfărîmare-clasare	10 – 1			70,0	5,75				
		< 1			30,0	0,50				
		< 10			100,0	4,17				
		2 – 0,3			54,0	7,45				
		< 0,3			16,0	sporadic				
	Separare în lichi greu (densit. 3,33 g/cm ³)	< 2			70,0	5,75				
		uşor		84,0	44,5	0,5				
		greu		16,0	9,5	40,0				
	Separare magnetică	alimentare		100,0	54,0	7,45				
			magnetic	61,1	5,8	5,0				
			nemagnetic	38,9	3,7	95,0	58,03	1,53	38,49	0,32
			alimentare	100,0	9,5	40,0				

extracția de disten în acest concentrat a fost însă sensibil inferioară, de circa 55%.

Fluxul tehnologic aplicabil pe baza experimentărilor efectuate și a rezultatelor obținute este prezentat în fig. 1.

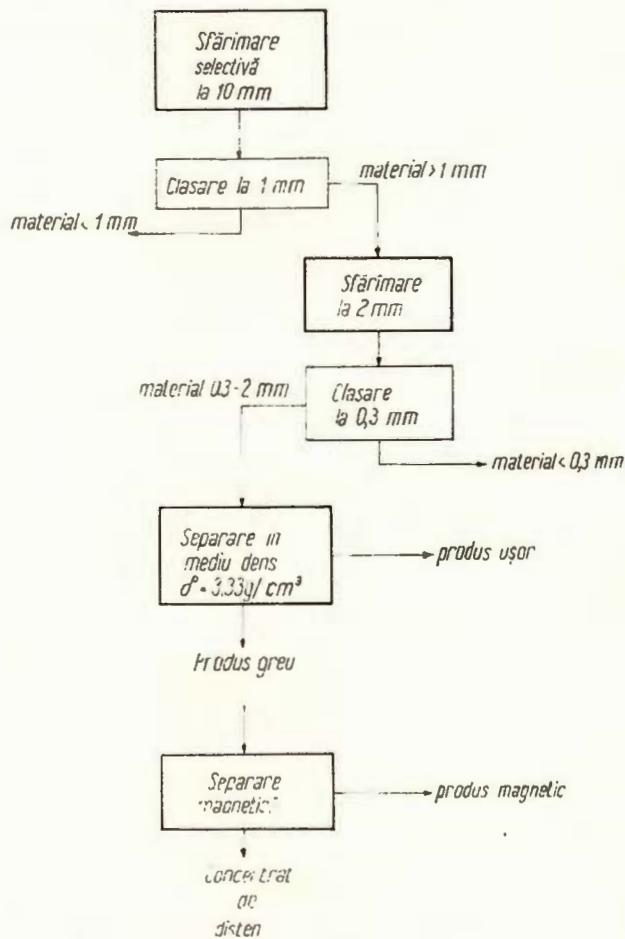


Fig. 1. — Poiana-Lindenfeld. Concentrarea gravitațională în mediul dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu.
Poiana-Lindenfeld. Concentration gravitationnelle en milieu dense, suivie par la concentration magnétique du produit lourd.

2. Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică a concentratului gravitațional și de flotația produsului magnetic. Încercări preliminare efectuate pe masa de concentrare cu material 10—1 mm sfărî-

mat la 2 și 1 mm, au arătat că o separare mulțumitoare pe masă se obține numai la tratarea materialului sfărîmat la 1 mm. Au fost executate încercări atât cu material neclasat cît și cu material clasat hidraulic cu clasorul piramidal); lucrînd cu material în prealabil clasat nu s-au constatat rezultate superioare față de tratarea materialului neclasat, la aceeași calitate a produselor obținute extracția în greutate a acestora fiind mai mică în cazul tratării materialului clasat. Ca urmare, experimentările pe masa de concentrare au fost executate cu materialul 10–1 mm, sfărîmat la 1 mm, neclasat. Cele mai bune rezultate s-au obținut lucrînd cu o înclinare a mesei de 5° , lungimea cursei fiind de 8 mm, iar frecvența de 235 curse/min. Concentratul 1 obținut la masă, care reprezintă circa 43% din întreg materialul, a cuprins peste 95% din disten și granați prezenți în materialul brut, conținînd circa 15–20% disten, 25–30% granați, dar și o proporție însemnată de cuarț și feldspat; conținutul de mice a fost destul de redus. Majoritatea micelor prezente în material au trecut în concentratul 2 de la masă (cu extracția în greutate de circa 19%), care mai conținea și o proporție redusă de feldspat și cuarț; al 3-lea produs colectat la masă (cca 4%) a conținut majoritatea materialului fin (îndeosebi cuarț și mică praf).

În continuare, concentratul 1 de la masă a fost trecut — după uscare — la separarea magnetică (separotor magnetic cu rolă, cu inducție); prin tratarea în două trepte, într-un cîmp a cărui intensitate nu a depășit o intensitate medie (intensitatea curentului electric cu care s-a lucrat a fost succesiv de 1 și 2,5 A), s-a obținut în final un produs nemagnetic, cu o extracție în greutate de cca 26%, care a conținut 35–40% disten și o proporție însemnată de cuarț și feldspat; conținutul de Fe_2O_3 al acestui produs a fost de 1,9 – 2%. Produsul magnetic obținut la separarea magnetică (cca 17% în greutate) a fost constituit din granați (în proporție de circa 70%), biotit, feldspat și cuarț.

În scopul obținerii unui concentrat cu conținut ridicat de aluminiu produsul nemagnetic de la separarea magnetică a fost supus flotației, după măcinarea prealabilă la 0,2 mm.

Măcinarea a fost executată în moară nemetalică cu bile de portelan, în 3 trepte, cu scopul evitării supramăcinării cristalelor de disten. Au fost făcute experimentări în diferite condiții: cu și fără deșlamarea prealabilă; cu utilizarea de diferiți reactivi colectori ca: oleat de sodiu, acid oleic și aeropromotori (colectori anionici de tip sulfonat, de fabricație Cyanamid), precum și de diferiți depresanți ca: acid sulfuric, acid citric, acid lactic, carbonat de sodiu, silicat de sodiu.



Rezultatele cele mai favorabile s-au obținut prin flotația primară, urmată de reflotarea concentratului primar, în următoarele condiții :

măcinare la 0,2 mm ;
deșlamare, în con clasor, la 40 μm ;

flotația primară

reactivi

acid sulfuric	2,8 kg/t
aeropromotor (801+825)	0,4 kg/t
ulei de pin	10 g/t
temp condiționare (în tulbureală îngroșată)	15 min.
temp flotație	4 min.
raport S/L (la flotație)	3,5/1
pH	2

la reflotarea concentratului primar

reactivi

acid sulfuric	1,8 kg/t
aeropromotor (801+825)	0,25 kg/t
temp condiționare	3 min.
temp flotație	1 min.
pH	2

Concentratul obținut la flotație reprezintă 3,2 % din întreg materialul ; analiza chimică a indicat următoarele conținuturi : 59,73% Al_2O_3 ; 32,25% SiO_2 ; 2,4% Fe_2O_3 ; 0,45% TiO_2 .

Pentru a reduce conținutul de Fe_2O_3 al concentratului de la flotație, acesta a fost supus, după filtrare și uscare, separării magnetice (în separatorul magnetic, cu role, cu inducție) într-un cîmp relativ slab (intensitatea curentului electric a fost de 1 A).

Concentratul final obținut în acest fel, reprezintă 3,04% din întreg materialul, conținind : 62,08% Al_2O_3 ; 32,05% SiO_2 ; 0,94% Fe_2O_3 ; 0,7% TiO_2 , deci o calitate superioară. Recuperarea de disten în acest concentrat este de circa 70%.

Fluxul tehnologic aplicabil pe baza experimentărilor efectuate și a rezultatelor acestora, prezentate mai sus, este arătat în fig. 2.



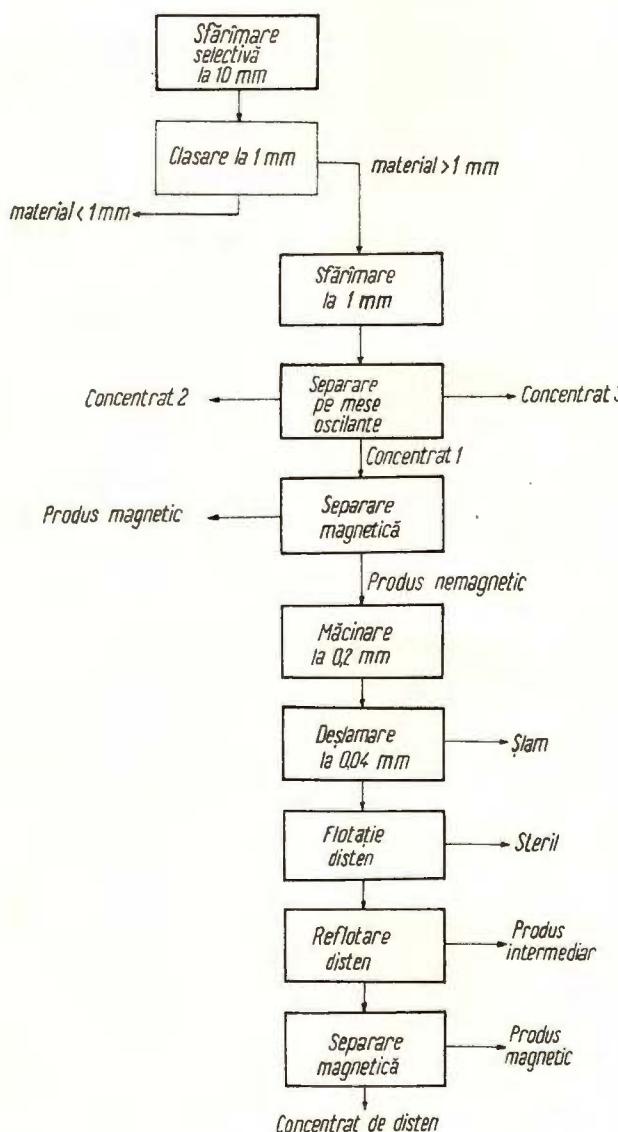


Fig. 2. — Poiana-Lindenfeld. Concentrarea gravitațională pe mese, urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese și de flotația pentru disten a produsului nemagnetic (cu purificarea magnetică a concentratului de la flotație).

Poiana-Lindenfeld. Concentration gravitationnelle sur tables, suivie par la séparation magnétique du concentré des tables et par la flottation pour le disthène du produit non-magnétique (avec la purification magnétique du concentré de la flottation).

B) Proba de la Rugi

1. Concentrarea gravitațională în mediu dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu. Experimentările au fost executate cu clasele 2–0,3 mm și 3–0,3 mm din materialul 10–1 mm sfârîmat la 2 și respectiv 3 mm precum și cu clasa 2–0,3 mm din materialul <10 mm sfârîmat la 2 mm, conform schemei din fig. 3 (operația de sfârîmare efectuată în granulator cu valț, de laborator, a fost făcută în trei trepte pentru a evita sfârîmarea prea avansată a granulelor de disten). Au fost folosite lichide grele cu densitățile de $3,33 \text{ g/cm}^3$, $3,04 \text{ g/cm}^3$ și respectiv $2,81 \text{ g/cm}^3$.

Produsul greu obținut a fost supus — după spălare și uscare — separării magnetice (tratare în trepte cu creșterea succesivă a intensității cîmpului magnetic); în acest scop a fost utilizat un separator magnetic cu rolă, cu inducție (intensitatea maximă a cîmpului 10–12.000 Œ), la care pentru obținerea de cîmpuri din ce în ce mai intense s-a mărit succesiv intensitatea curentului electric de la 2,5 A pînă la 9 A.

În tabelul 13 sunt prezente rezultatele obținute în acest mod cu clasa 2–0,3 mm (schema a din fig. 3), cînd s-a lucrat cu lichid greu avînd densitatea $3,04 \text{ g/cm}^3$; sunt date conținuturile în disten — determinate la lupa

TABELUL 13

Rezultatele obținute la separarea în mediu dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu

Operația	Clasa mm	Produse	Greutate %		Conținut disten, %	Extracția de disten, %
			Față de operație	Față de brut		
Sfârîmare- clasare	<10			100	8,4	100,0
	10–1			79,2	9,5	89,0
	<1			20,8	4,5	11,0
	2–0,3			55,5	13,2	84,9
Separare în lichid greu cu $\delta = 3,04 \text{ g/cm}^3$	<3			23,7	1,5	4,1
	2–0,3		produs ușor	82,5	45,8	10,6
			produs greu	17,5	9,7	25,3
Separare magnetică	2–0,3	(produs greu)	produs magnetic	84,5	8,2	13,4
			produs nemag- netic*	15,5	1,5	90,0
						16,0

* Analiza chimică a produsului nemagnetic final (concentrat de disten) este: $60,02\% \text{ Al}_2\text{O}_3$, $1,21\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$; $29,62\% \text{ SiO}_2$; $0,9\% \text{ TiO}_2$; $0,22\% \text{ P}_2\text{O}_5$.



binoculară — și repartitia distenului în diferitele produse rezultate, precum și analiza chimică a produsului nemagnetic final (concentratul de disten).

Analiza acestor rezultate ne duce la constatarea că 56,4% din distenul prezent în material se află în produsul ușor de la separarea în lichid greu, având deci densitatea $< 3,04 \text{ g/cm}^3$. După cum s-a arătat în capitolul anterior, conținutul de disten al materialului a fost determinat la lupa binoculară, luând în considerare cristalele de disten ca atare, inclusiv părțile sericitizate; cercetind microscopic granulele de disten prezente în produsul ușor, s-a constatat că aceste granule sunt transformate în proporție de peste 40—50% în sericit (Pl. XI, fig. 1) ceea ce a făcut ca ele să aibă densitatea sub $3,04 \text{ g/cm}^3$ și ca urmare să treacă în produsul ușor (este știut că densitatea distenului este $3,56—3,68 \text{ g/cm}^3$, iar a sericitului de $2,76—3,10 \text{ g/cm}^3$).

Prin separarea magnetică a produsului greu s-a obținut în final un produs nemagnetic care reprezintă 1,5% din întreg materialul și care conține circa 90% disten; analiza chimică a acestuia a indicat $60,02\% \text{ Al}_2\text{O}_3$; $1,21\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$ și $29,62\% \text{ SiO}_2$, adică o calitate corespunzătoare utilizării în industria materialelor refractare. Extragerea de disten în acest produs nu depășește însă circa 16%. Produsul magnetic rezultat la separarea magnetică mai conține 13,4% disten, ceea ce reprezintă 12,5% din distenul prezent în material; analiza microscopică a unor granule de disten aflate în produsul magnetic (Pl. VI, fig. 4) arată prezența în aceste granule a numeroase incluziuni de minerale magnetice (ilmenit, magnetit, biotit), ceea ce a determinat trecerea acestor granule în produsul magnetic.

Concluziile de mai sus sunt confirmate și de rezultatele experimentărilor efectuate în continuare cu clasele 2—0,3 mm și 3—0,3 mm, conform schemei (a) din fig. 3, cu separarea densimetrică la $3,04$ și respectiv $3,33 \text{ g/cm}^3$, precum și cu clasa 2—0,3 mm, conform schemei (b) din fig. 3, cu separarea densimetrică la $2,8 \text{ g/cm}^3$.

Din tabelul 14, în care sunt prezentate rezultatele finale obținute la aceste experimentări, se constată că cu creșterea densității de separare de la $3,04$ la $3,33 \text{ g/cm}^3$ greutatea concentratului de disten recuperat scade, odată însă cu ușoara îmbunătățire a calității lui, precum și cu scăderea recuperării de disten. Aceasta ca urmare desigur a gradului de transformare avansat pe care îl prezintă distenul, ceea ce duce la scăderea densității particulelor de disten și trecerea unei proporții ridicate din ele în produsul ușor de la separarea densimetrică. Examinarea microscopică a unor astfel de granule de disten (Pl. XI, fig. 1, 2, 3, 4) arată gradul de transformare avansat pe care ele îl prezintă. Se observă, cum e și firesc, că particulele de disten care au pluit la densitatea $3,04 \text{ g/cm}^3$ (Pl. XI, fig. 1, 2) prezintă



un grad de transformare mai avansat decit cele care au plutit la densitatea $3,33 \text{ g/cm}^3$ (Pl. XI, fig. 3,4). Atunci cind s-a lucrat la o densitate de separare de $2,8 \text{ g/cm}^3$ s-a constatat o crestere sensibila a greutatii concentratului de disten, precum si a recuperarii distenului in acest concentrat, odata insa cu inrautarea calitatii concentratului. Aceasta datorita faptului ca

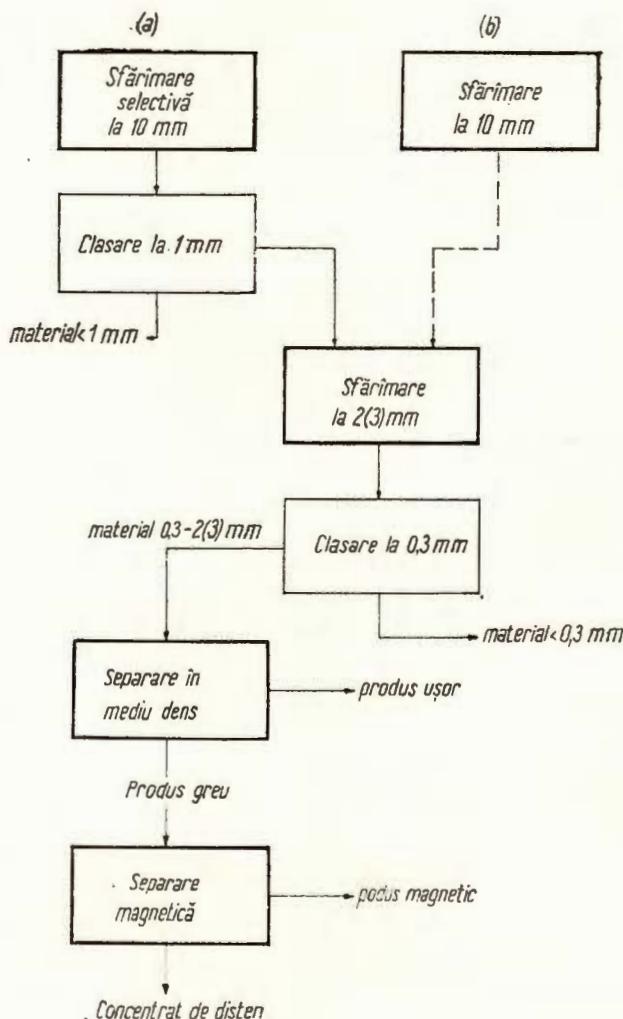


Fig. 3. — Rugi. Concentrarea gravitațională în mediu dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu.

Rugi. Concentration gravitationnelle en milieu dense, suivie par la concentration magnétique du produit lourd.



TABELUL 14

Rezultatele obținute la concentrarea în mediu dens urmată de separarea magnetică a produsului greu

Schema de lucru	Clasa mm	Densițatea de separare g/cm ³	Produsul	Greutate %	Conținuturi %				Recuperarea de disten* %
					Disten	Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	
Fig. 3a	2—0,3	3,04	Concen-trat de disten	1,5	90	58,77	30,12	1,21	16
		3,33	„	1,1	92	60,02	29,62	1,15	12
	3—0,3	3,04	„	1,6	91	56,44	30,03	1,44	17,5
		3,33	„	0,9	93,5	61,73	24,52	1,11	10
Fig. 3b	2—0,3	2,80	„	5,0	78	52,67	33,05	2,03	47

* Recuperarea de disten, m, a fost determinată cu relația $m = v \frac{c}{a}$, în care v este

extracția în greutate a concentratului de disten; c, conținutul de disten al concentratului iar a, conținutul de disten al materialului brut (conform datelor din tabelul 4, a = 8,4%).

la densitatea 2,8 g/cm³ au plutit numai particulele de disten care au prezentat un grad de transformare foarte avansat, restul trecind în produsul greu. De altfel, calitatea concentratului final de disten obținut în aceste condiții, tocmai datorită celor de mai sus, a fost sensibil inferioară.

Rezultă deci că prin aplicarea schemei tehnologice din fig. 3, incluzând separarea gravitațională în mediu dens, urmată de separarea magnetică a produsului greu, se poate realiza recuperarea distenului în concentrate a căror calitate, respectiv extracție în greutate și extracție de disten, sunt funcție de densitatea de separare. Ca urmare a gradului de transformare destul de avansat pe care îl prezintă distenul din proba cercetată, un concentrat de calitate nu poate fi obținut decât în condițiile unei extracții în greutate, respectiv extracții de disten, cobești ($v = 1 - 1,6\%$; $m = 12 - 17,5\%$).

2. Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică a concentratului gravitațional și apoi de flotația pentru disten a produsului ne-magnetic. Experimentările au fost executate cu material < 10 mm sfărâmat la 1 și 0,5 mm, conform schemelor din fig. 4 și respectiv 5.



a) *Tratarea materialului < 1 mm.* Condițiile de lucru în care s-au obținut rezultatele cele mai favorabile la concentrarea pe mese, au fost :

Condiții de lucru	La tratarea clasei	
	1—0,5mm	0,5 mm
Lungimea cursei, mm	10	7
Frecvența cursei, curse/min.	200	235
Inclinarea mesei, °	5	5

Concentratul final 1 obținut la tratarea pe mese, care reprezintă circa 42,7% din întreg materialul (28,6% la tratarea clasei 1—0,5 mm și 14,1% la tratarea clasei < 0,5 mm), cuprinde peste 95% din distenul și granații prezenți în materialul brut, dar și o proporție însemnată de cuarț și feldspat, conținutul de mice fiind destul de redus. Al 2-lea concentrat final de la mese, cu extracția în greutate de 19,7% (5% la tratarea clasei < 0,5 mm) conține majoritatea micelor și o proporție redusă de feldspat și cuarț. Cel de-al 3-lea produs final colectat la mese, având extracția în greutate de 37,6% (majoritatea, adică 37,4%, rezultat la tratarea clasei < 0,5 mm) conține material fin, reprezentat îndeosebi de cuarț și mică praf.

Concentratul 1 obținut la tratarea pe mese a fost trecut — după uscare — la separarea magnetică în două trepte (intensitatea curentului cu care s-a lucrat a fost succesiv de 5 și 9 A); s-a obținut un produs nemagnetic, reprezentând 17,1% din întreg materialul (11,2% la tratarea clasei 1—0,5 mm, respectiv 5,9% la tratarea clasei < 0,5 mm), care conține 30—35% disten, precum și o proporție însemnată de cuarț și feldspat. Produsul magnetic final rezultat, cu extracția în greutate de 25,6% conține granat (peste 60%), biotit, precum și cantități reduse de feldspat și cuarț.

Produsul nemagnetic de la separarea magnetică, după măcinarea prealabilă la 0,2 mm, urmată de eliminarea materialului < 40 μm , a fost supus flotației (flotația primară urmată de mai multe reflotări, conform schemei din fig. 4), în următoarele condiții :

— la flotația primară
reactivi

acid sulfuric	2,5 kg/t
aeropromoter 825	0,4 kg/t
ulei de pin	0,03 kg/t



timp condiționare		13 min.
timp flotație		10 min.
pH		3
la prima reflotare		
reactivi		
acid sulfuric		1,2 kg/t
aeropromoter 825		0,25 kg/t
timp condiționare		9 min.
timp flotare		3 min.
pH		3
la reflotările următoare		
reactivi		
acid sulfuric		1,5 kg/t
aeropromoter 825		0,3 kg/t
ulei de pin		0,03 kg/t
timp condiționare		21 min.
timp flotație		14 min.
pH		3

Rezultatele obținute prin aplicarea schemei din fig. 4 sunt date în tabelul 15. Se vede că în final se poate obține un concentrat care repre-

TABELUL 15

Rezultatele obținute la flotație

Produc- se	Greutate %		Conținuturi %					
			Al ₂ O ₃		SiO ₂		Fe ₂ O ₃	
	produs	cumulat	produs	cumulat	produs	cumulat	produs	cumulat
C ₁	1,2	1,2	61,0	61,0	18,77	18,77	0,82	0,82
C ₂	0,3	1,5	60,9	61,0	24,54	19,9	1,56	0,97
PI ₃	0,3	1,8	58,7	60,6	30,12	21,6	0,99	0,97
PI ₂	0,3	2,1	55,88	59,95	32,53	23,2	0,75	0,94
PI ₁	0,8	2,9	42,03	55,0	45,75	29,4	0,97	0,95
S ₂	0,8	—	28,62	—	68,51	—	1,87	—
S ₁	9,9	—	3,10	—	94,21	—	0,29	—

întă 1,2% din întreg materialul și care conține : 61 % Al₂O₃; 18,77% SiO₂; 0,82% Fe₂O₃, deci o calitate superioară (indicele pirometric : 185; culoarea după ardere : cafeniu deschis). Se constată din tabelul 15 că în cazul cînd la flotație se aplică o singură operație de reflotare se poate realiza un



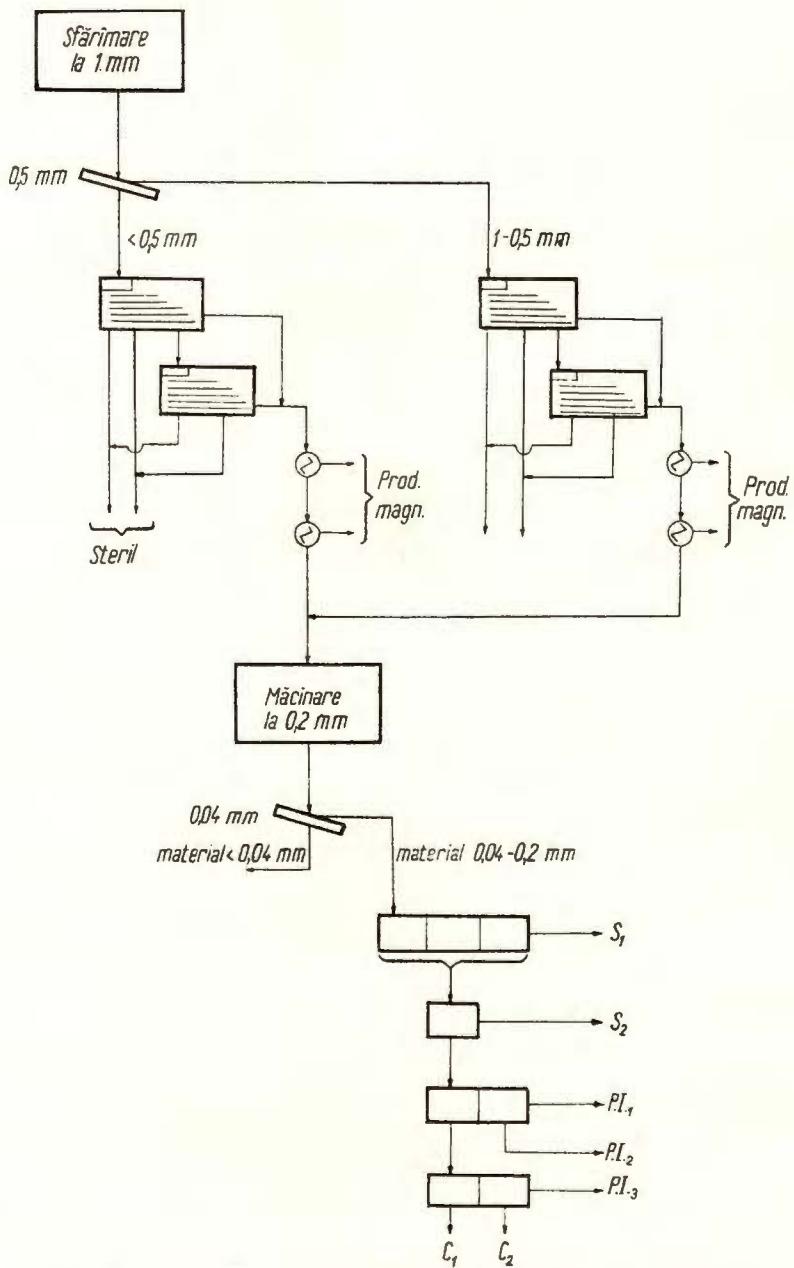


Fig. 4. — Rugi. Tratarea materialului < 1 mm. Concentrarea gravitațională pe mese, urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese și de flotația pentru disten a produsului nemagnetic.

Rugi. Traitement du matériel < 1 mm. Concentration gravitationnelle sur tables, suivie par la séparation magnétique du concentré des tables et par la flottation pour le disthène du produit non-magnétique.

concentrat, cu extracția în greutate de 2,9%, conținind 55% Al_2O_3 ; 29,4% SiO_2 ; 0,95% Fe_2O_3 , deci o calitate multumitoare. Se menționează însă că și în cazul aplicării schemei din fig. 4, extracția în greutate a concentratului final obținut se situează la un nivel cobarit.

b) *Tratarea materialului < 0,5 mm.* Concentrarea pe mese a fost executată în următoarele condiții de lucru :

lungimea cursei	8 mm
freqvența cursei	135 curse/min.
inclinarea mesei	4°

S-a obținut un prim concentrat final, reprezentând 26,2% din întreg materialul, care cuprinde cea mai mare parte din disten și granații prezenti în materialul brut, precum și o cantitate însemnată de cuarț și feldspat.

Al 2-lea concentrat final de la mese cu extracția în greutate de 38% conține în mare parte mice, dar și o proporție de feldspat și cuarț. Cel de-al treilea produs final colectat de la mese, cu o extracție în greutate de 35,6% conține material fin : cuarț și mică praf. Concentratul 1 de la tratarea pe mese a fost trecut, după prealabila uscare, la separarea magnetică în două trepte (intensitatea curentului : 5 A și 9 A), obținându-se un produs nemagnetic, cu extracția în greutate de 13,5% care a conținut circa 30—40% disten, precum și cuarț și feldspat.

Produsul magnetic rezultat (12,7% din întreg materialul) conține 60—70% granat, biotit și cantități mici de feldspat și cuarț.

Produsul nemagnetic, după măcinarea la 0,2 mm și apoi deșlamarea în con clasor (cu îndepărțarea materialului 30 μm) a fost supus flotației, conform schemei din fig. 5, în următoarele condiții :

la flotația primară

reactivi

acid sulfuric	2,8 kg/t
---------------	----------

aeropromoter 825	0,4 kg /t
------------------	-----------

ulei de pin	0,04 kg/t
-------------	-----------

timp condiționare	21 min.
-------------------	---------

timp flotație	12 min.
---------------	---------

pH :	3,5 — 4
------	---------

la reflotări

reactivi

acid sulfuric	2,2 kg/t
---------------	----------



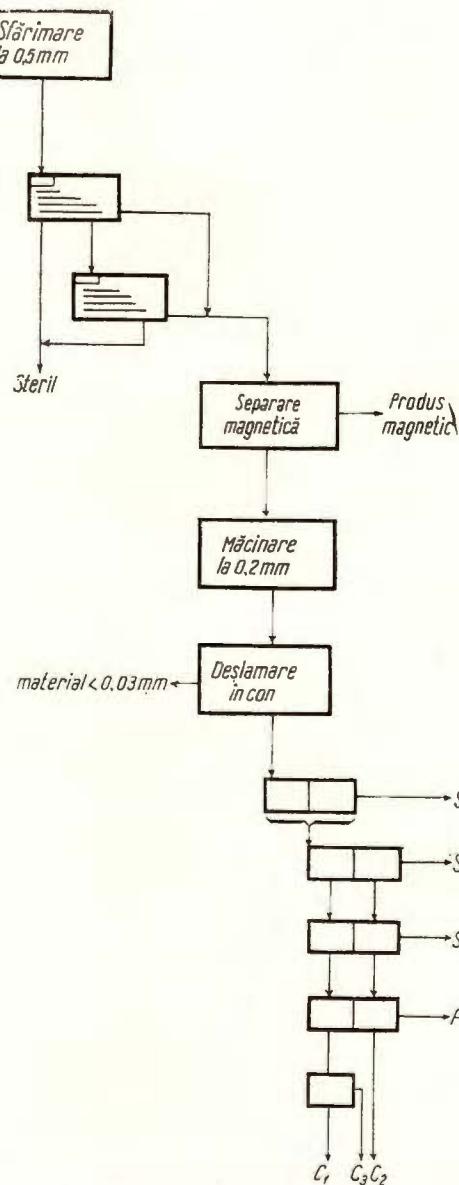


Fig. 5. — Rugi. Tratarea materialului < 0,5 mm. Concentrarea gravitațională pe mese, urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese și de flotăția pentru disten a produsului nemagnetic. Rugi. Traitement du matériel < 0,5 mm. Concentration gravitationnelle sur tables, suivie par la séparation magnétique du concentré des tables et par la flottation pour le disthène du produit non-magnétique.

aeropromoter 825	0,6 kg/t
ulei de pin	0,075 kg/t
timp condiționare	46 min.
timp flotare	15 min.
pH	3,5—4

Rezultatele obținute prin aplicarea schemei din fig. 5 sunt prezentate în tabelul 16. Constatăm că în final se poate realiza fie un concentrat de foarte bună calitate (62,65% Al_2O_3 ; 20,74% SiO_2 ; 0,78% Fe_2O_3 ; indice pirometric: 182—185; culoarea după ardere: cafeniu închis), dar care reprezintă numai 0,6% din întreg materialul, fie un concentrat de calitate mulțumitoare (57,36% Al_2O_3 ; 36,32% SiO_2 ; 0,93% Fe_2O_3) care reprezintă 1% din întreg materialul.

TABELUL 16

Rezultatele obținute la flotafie

Produc- se	Greutate %		Conținuturi %					
			Al_2O_3		SiO_2		Fe_2O_3	
	produs	cumulat	produs	cumulat	produs	cumulat	produs	cumulat
C ₁	0,6	0,6	62,65	62,65	20,74	20,74	0,78	0,78
C ₂	0,2	0,8	54,17	60,5	24,29	39,84	1,19	0,89
C ₃	0,2	1,0	44,70	57,36	22,25	36,32	1,10	0,93
P.I.	0,3	1,3	44,60	46,90	37,00	36,48	1,21	0,99
S ₃	0,2	1,5	38,80	—	45,94	—	1,40	—
S ₂	0,6	2,1	39,60	—	59,00	—	2,00	—
S ₁	9,1	11,2	10,35	—	81,50	—	0,90	—

Se vede deci că în cazul tratării materialului sfărîmat inițial sub 0,5 mm, deși se pot obține în final produse de calitate, acestea reprezintă cantitativ mai puțin de jumătate din produsul — de calitate asemănătoare — ce se poate realiza la tratarea materialului sfărîmat inițial sub 1 mm. Este probabil că în cazul tratării materialului < 0,5 mm, prin operațiile de sfărîmare mai înaintată intervenite, s-a produs o sfărîmare avansată a cristalelor de disten (de altfel foarte casante), ceea ce a îngreunat procesele de preparare (concentrare pe mese, separare magnetită, flotație) incluse în schema de prelucrare.



C) Proba de la Poiana Finetului

1. Concentrarea în mediu dens urmată de separarea magnetică a produsului greu. Experimentările au fost executate — conform schemei din fig. 6 — cu material 10—1 mm, sfărimat la 2 mm, din care s-a eliminat clasa < 0,3 mm (operația de sfărimare, efectuată în granulator cu valț de laborator, a fost făcută în trei trepte). Au fost folosite lichide grele cu densitățile de $3,33 \text{ g/cm}^3$, $3,04 \text{ g/cm}^3$ și respectiv $2,81 \text{ g/cm}^3$.

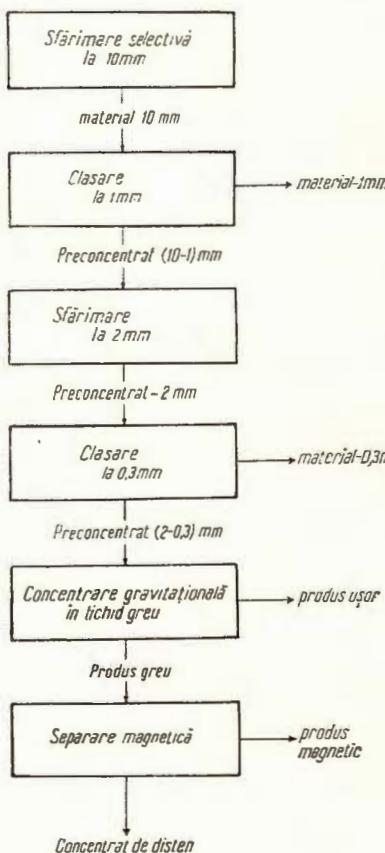


Fig. 6. — Poiana Finetului. Concentrarea gravitațională în mediu dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu.
 Poiana Finetului. Concentration gravitationnelle en milieu dense, suivie par la concentration magnétique du produit lourd.

După spălare și uscare, produsul greu obținut a fost supus unei separări magnetice (tratare în trepte cu creșterea succesivă a intensității cîmpului magnetic); a fost utilizat un separator magnetic cu rolă, cu inducție, la care creșterea intensității cîmpului magnetic s-a realizat prin mărirea intensității curentului electric ce trece prin înfășurarea electromagnetului

de la 2,5 A la 9 A. Produsul nemagnetic (concentratul de disten) a fost examinat la lupa binoculară pentru determinarea conținutului de disten și apoi analizat chimic.

În tabelul 17 sunt prezentate cantitativ și calitativ rezultatele obținute după schema prezentată anterior (fig. 6).

TABELUL 17

Rezultatele obținute la concentrare în mediu dens urmată de separarea magnetică a produsului greu

Densitatea lichidului g/cm ³	Extractia în greutate %	Conținut disten %	Conținuturi %			Extractia de disten %
			Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	
2,8	1,20	76,8	42,75	40,11	1,6	38,4
3,0	0,35	93,2	57,86	34,18	1,18	15,0
3,3	0,30	96,5	60,14	35,47	0,87	12,0

Se constată că un concentrat de calitate superioară s-a obținut numai în cazul cind s-a utilizat un lichid cu densitatea de 3,3 g/cm³; la densități mai mici conținutul de disten scade și, implicit, calitatea concentratului devine necorespunzătoare condițiilor impuse de consumatori. Totodată, se remarcă extractia de disten foarte scăzută, ca urmare a gradului de transformare avansat pe care îl prezintă distenul. Menționăm că la aceeași concluzie s-a ajuns și în cazul cercetărilor efectuate pe celelalte probe (de la Poiana-Lindenfeld, Rugi). Rezultă deci că prin aplicarea schemei tehnologice din fig. 6 inclusiv separarea gravitațională în lichid greu urmată de separarea magnetică a produsului greu, un concentrat de calitate superioară poate fi obținut numai în condițiile unei extractii în greutate, respectiv extractiei de disten, cborite ($v = 0,3\%$; $m = 12,0\%$).

2. Concentrarea gravitațională pe mese urmată (sau preceedată de separarea magnetică). Experimentările au fost efectuate cu preconcentratul (10–1 mm) obținut prin sfârșirea selectivă a materialului la 10 mm urmată de clasarea la 1 mm. Preconcentratul a fost sfârșit la 1 sau 0,5 mm într-un granulator cu valț de laborator. După sfârșire, preconcentratul a fost supus fie unor operații de concentrare gravitațională pe mese urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese, fie unor operații de separare magnetică urmată de concentrarea gravitațională pe mese a produsului nemagnetic.

a) Concentrarea gravitațională pe mese urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese. În scopul creșterii eficienței concentrării gravitaționale pe mese a preconcentratului, în cazul cînd acesta a fost sfărîmat la 1 mm, materialul rezultat după sfărîmare a fost împărțit, printr-o

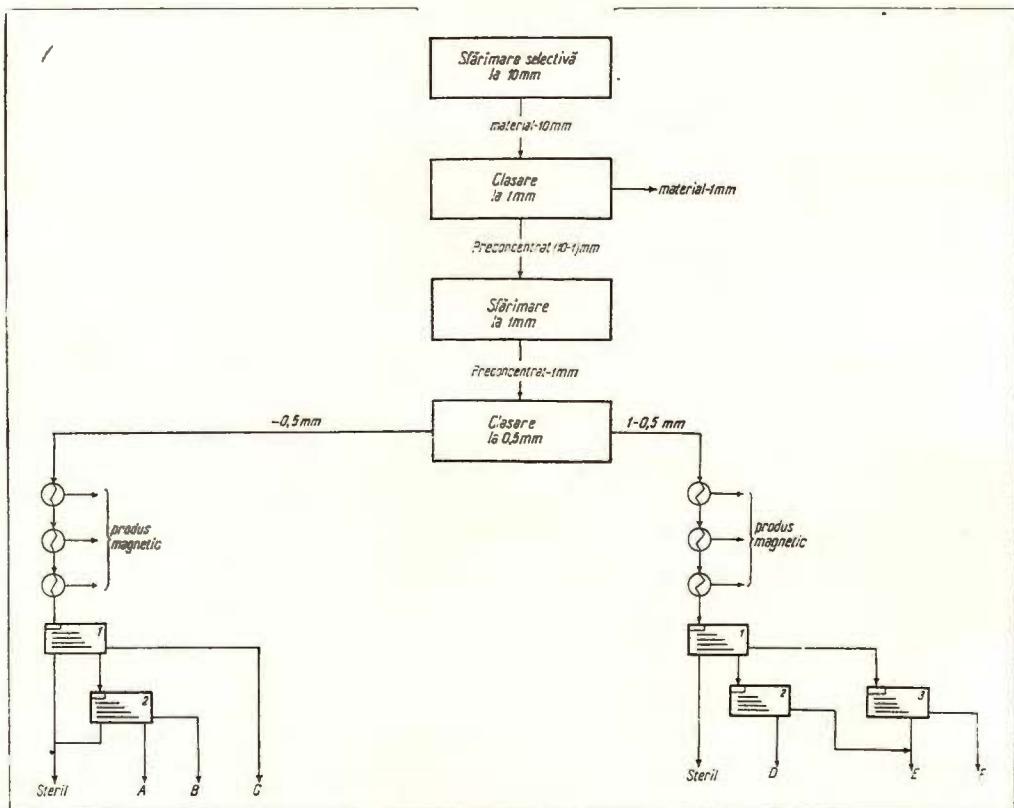


Fig. 7. — Poiana Finetului. Tratarea materialului $< 1 \text{ mm}$. Concentrarea gravitațională pe mese, urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese și de flotația pentru distinția produsului nemagnetic.

Poiana Finetului. Traitement du matériel $< 1 \text{ mm}$. Concentration gravitationnelle sur tables, suivie par la séparation magnétique du concentré des tables et par la flottation du disthène du produit non-magnétique.

clasare la 0,5 mm, în două clase : 1—0,5 mm și $< 0,5 \text{ mm}$; acestea au fost supuse separat operațiilor de concentrare hidro-gravitațională pe mese (fig. 7). În cazul cînd preconcentratul a fost sfărîmat la 0,5 mm nu a mai fost necesară o clasare prealabilă a materialului înainte de concentrăția pe mese (fig. 8).

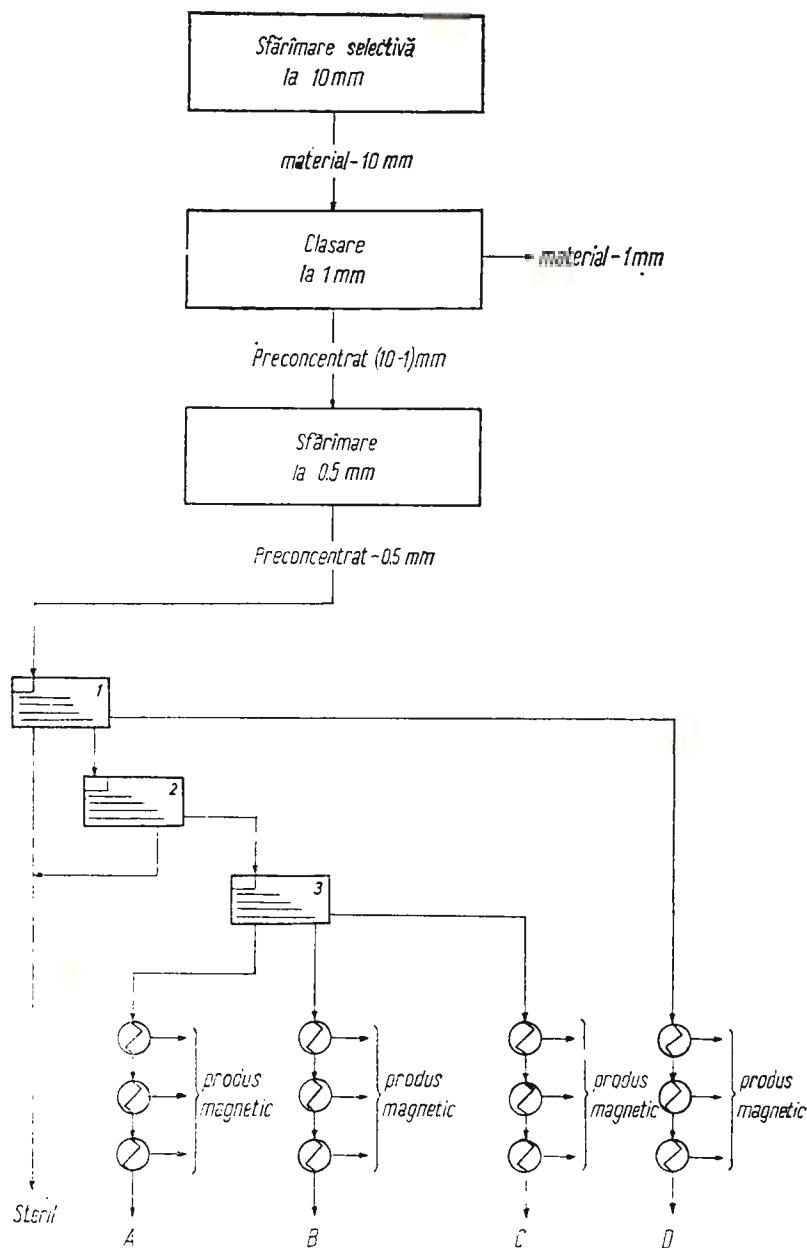


Fig. 8. — Poiana Finetului. Tratarea materialului < 0,5 mm. Concentrarea gravitațională pe mese, urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese.

Poiana Finetului. Traitement du matériel < 0,5 mm. Concentration gravitationnelle sur tables, suivie par la séparation magnétique du concentré des tables.



Operația de concentrare hidro-gravitațională pe mese a fost efectuată cu o masă oscilantă de laborator. Cele mai bune rezultate s-au obținut în cazul cînd lungimea cursei mesei a fost de 8 mm iar frecvența oscilațiilor mesei a fost de 450 curse/min., atît pentru materialul 0,5 mm cît și pentru materialul 0,5–1 mm. În ceea ce privește înclinarea mesei s-a constatat că cele mai bune rezultate s-au obținut la o înclinare destul de mică ($1-2^\circ$), înclinarea optimă variind cu dimensiunea materialului și cu compoziția mineralologică a alimentării mesei (tab. 18).

TABELUL 18

Inclinarea mesei de concentrare pentru diferitele dimensiuni ale materialului

Figura	Dimensiunile materialului mm	Numărul operației	Inclinarea mesei °
7	-0,5	1	2
		2	1
		3	1
		4	1
	1-0,5	1	2
		2	1
		3	2
		4	1
8	-0,5	1	2
		2	1
		3	1

Produsele îmbogățite în disten obținute la operația de separare pe mese, după uscare, au fost supuse unor operații de separare magnetică. Operația a fost executată într-un separator cu rolă, cu inducție, tratarea făcîndu-se în trepte, cu creșterea succesivă a intensității cimpului magnetic (realizată prin creșterea intensității curentului electric de la 2,5 A la 9 A). Produsele nemagnetice, considerate ca produse finale, au fost examineate la lupa binoculară, pentru determinarea conținutului de disten și apoi analizate chimic.

Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelul 19. Se constată că prin concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese, conținutul de disten al preconcentratului a crescut de la 3,0% la 9,0%, adică o creștere de 3 ori. Creșterea conținutului de disten este ceva mai mare în cazul tratării preconcentratului sfărîmat la 0,5 mm.



Indiferent, însă, de dimensiunea la care a fost sfărîmat preconcentratul, se poate trage concluzia că în cazul probei de la Poiana Finetului nu se poate obține, prin concentrare pe mese urmată de separarea magnetică

TABELUL 19

Rezultatele obținute la concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică

Dimensiunea la care a fost sfărîmat preconcentratul mm	Produs final	Extracția în greutate %	Conținut de disten %	Conținuturi %			Extracția de disten %
				Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	
0,5	D	1,3	10,3	30,84	62,55	0,76	5,5
	C	0,5	9,4	24,12	67,22	0,57	2,0
	B	1,2	8,8	21,10	68,70	0,63	4,0
	A	5,9	7,1	17,72	76,82	0,60	17,5
1	E	3,6	9,8	26,73	64,83	0,90	14,7
	B	0,46	9,4	24,66	67,78	0,81	1,8
	A	4,3	8,4	19,20	70,48	0,68	15,0
	D	0,7	8,0	18,74	71,03	0,64	2,3
	C	5,4	2,2	16,86	73,80	0,48	4,9

un concentrat de disten care să poată fi utilizat în industrie. Prin aplicarea schemei tehnologice menționate se realizează o creștere de numai 3 ori a conținutului de disten, cel mai bun produs final conținând 10,3% disten, respectiv 30,84% Al₂O₃.

b) Separarea magnetică urmată de concentrarea pe mese a produsului nemagnetic. Metodologia de lucru a fost aceeași ca și în cazul concentrării pe mese urmată de separarea magnetică: s-a utilizat același material (preconcentrat 10–1 mm sfărîmat la 1 sau 0,5 mm); în cazul sfărîmării preconcentratului la 1 mm operațiile de concentrare au fost efectuate cu clasele 1–0,5 și <0,5 mm separat (fig. 9); materialul < 0,5 mm a mai fost supus unei clasări prealabile operațiilor de concentrare (fig. 10); s-au utilizat aceleași aparate. Deosebirea a constat în faptul că, de data aceasta, concentrarea pe mese a fost precedată — fig. 9 și 10 — (și nu urmată — fig. 7 și 8) de separarea magnetică. În ceea ce privește condițiile de lucru, cele mai bune rezultate s-au obținut în cazul cind lungimea cursei mesei a fost de 8 mm iar frecvența oscilațiilor mesei a fost de 450 curse/min., atât pentru materialul < 0,5 mm cât și pentru materialul 1–0,5 mm. Încelinarea mesei, ale cărei valori sunt prezentate în tabelul 20, a avut valori destul de mici (1–2°).



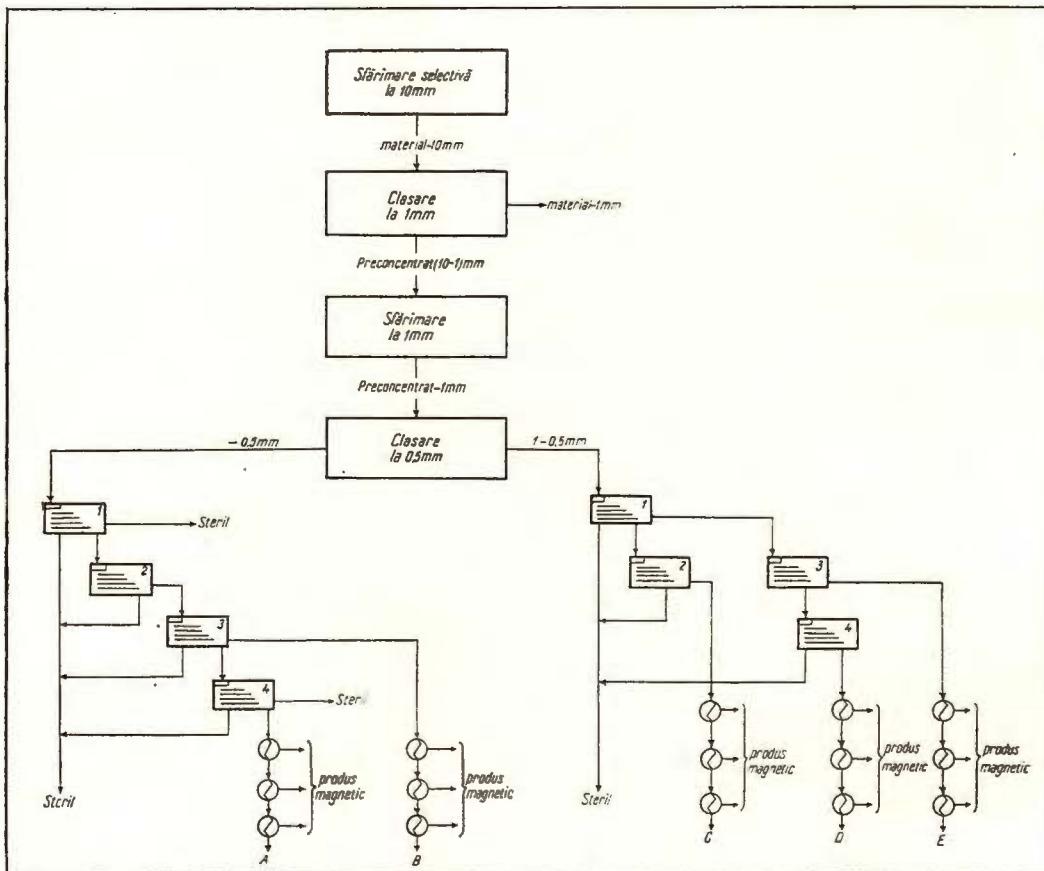


Fig. 9. — Poiana Finetului. Tratarea materialului < 1 mm. Separarea magnetică urmată de concentrarea pe mese a produsului nemagnetic.

Poiana Finetului. Traitement du matériel < 1 mm. Séparation magnétique, suivie par la concentration sur tables du produit non-magnétique.

Rezultatele obținute la tratarea probei de la Poiana Finetului după fluxurile din fig. 9 și 10 sunt prezentate în tabelul 21.

După cum se vede s-au obținut concentrate cu 75% disten (extracția în greutate fiind de 0,4% iar extracția de disten de 12,5%) în cazul cînd materialul a fost sfărîmat la 0,5 mm sau concentrate cu 45% disten (extracție în greutate 0,6%, extracție de disten 11,2%) în cazul cînd materialul a fost sfărîmat la 1 mm. Este deci mai avantajos ca materialul să fie sfărîmat la dimensiuni mai mici, deoarece în acest fel există posibilitatea obținerii unor concentrații superioare din punct de vedere calitativ. Astfel,

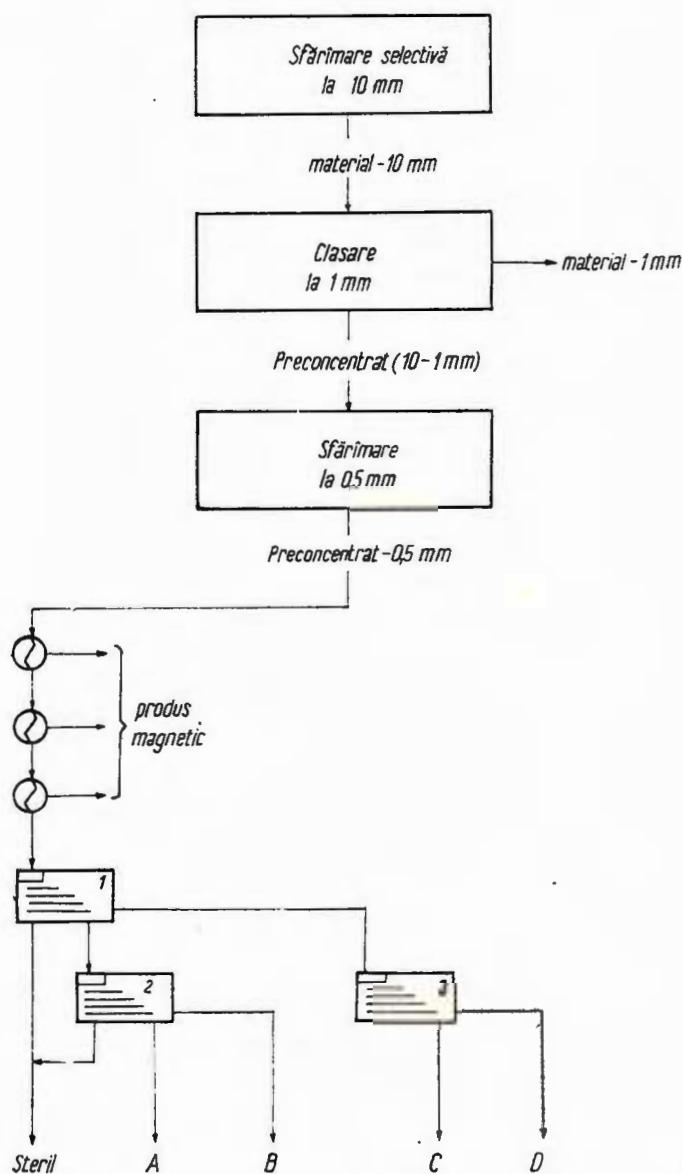


Fig. 10. — Poiana Finetului. Tratarea materialului < 0,5 mm. Separarea pe mese urmată de concentrarea pe mese a produsului nemagnetic.

Poiana Finetului. Traitement du matériel < 0,5 mm. Séparation sur tables, suivie par la concentration sur tables du produit non-magnétique.

TABELUL 20

Inclinarea mesel de concentrare pentru diferite dimensiuni ale materialului

Figura	Dimensiunile materialului mm	Numărul operației	Inclinarea masei
4	< 0,5	1	2
		2	2
	1 - 0,5	1	2
		2	2
		3	1
	< 0,5	1	2
5	< 0,5	2	2
		3	2

TABELUL 21

Rezultatele obținute la separarea magnetică urmată de concentrarea pe mese a produsului nemagnetic

Dimensiunea la care a fost sfărimat preconcentratul inm	Produs final	Extracția în greutate %	Conținut de disten %	Conținuturi %			Extracția de disten %
				Al ₂ O ₃	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	
0,5	D	0,4	75,0	44,24	50,31	1,50	12,5
	B	2,3	4,0	19,74	70,72	1,96	3,8
	C	3,3	3,1	18,02	73,10	1,06	4,3
	A	11,4	2,3	16,22	76,62	0,57	10,9
1	C	0,6	45,0	30,19	63,98	1,14	11,2
	F	2,3	23,0	25,75	66,18	1,21	21,2
	E	5,1	8,8	21,12	69,26	1,50	18,7
	D	7,4	4,2	20,16	68,11	1,73	13,0
	B	0,5	2,2	16,22	76,82	0,77	0,5
	A	6,1	2,0	15,64	77,04	0,82	5,0

conținutul de Al₂O₃ al concentratului a fost de 44,24% în cazul cînd materialul a fost sfărimat la 0,5 mm și de 30,19% cînd materialul a fost sfărimat la 1 mm ; aceste conținuturi sunt însă prea reduse pentru ca produsele finale obținute să poată fi utilizate la fabricarea materialelor refractare.

În concluzie, prin aplicarea unei scheme, care cuprinde concentrarea pe mese urmată (sau precedată) de separarea magnetică, la prepararea probei de la Poiana Finetului, se poate obține numai un concentrat de disten de calitate medie. Rezultatele arată că este mai avantajoasă schema



în care concentrarea pe mese este precedată (și nu urmată) de separarea magnetică. De asemenea, s-a constatat că pentru obținerea unor concentrate de calitate mai bună este necesar ca materialul să fie sfărîmat sub 0,5 mm.

3. Flotația ca fază finală de concentrare. Experimentările prezentate în capitolul anterior au arătat că prin aplicarea unor scheme incluzând numai concentrarea gravitațională pe mese și separarea magnetică, în diferite variante, nu pare posibilă realizarea unui concentrat final de disten de calitate superioară, în limitele unor indici tehnico-economici acceptabili; în acest scop se impune aplicarea flotației, ca fază finală.

Au fost executate experimentările cu material sfărîmat la 0,5 mm, care a fost supus mai întii unui tratament după o schemă incluzând concentrarea pe masă și separarea magnetică; produsul îmbogățit în disten, astfel obținut, a fost supus apoi flotației în două etape, după o prealabilă măcinare la 0,2 mm, urmată de deșlamarea la 40 μm (schema din fig. 11). Măcinarea a fost executată fie uscat fie umed, în moară nemetalică cu bile din porțelan, în 3–4 trepte, în scopul evitării supramăcinării granulelor de disten. Îndepărarea materialului < 40 μm s-a executat fie uscat, cu ajutorul sitei, fie umed, utilizând un con clasor.

La experimentările de flotație au fost folosiți ca reactivi colectori oleat de sodiu sau aeropromotori (colectori anionici de tip sulfonat, de fabricație Cyanamid), iar ca modificatori silicatul de sodiu și carbonatul de sodiu, respectiv acidul sulfuric.

Cele mai bune rezultate, precum și condițiile de lucru în care au fost obținute, sunt prezentate în tabelul 22.

TABELUL 22
Rezultatele obținute la flotație

Produs	Extractie în greutate %	Conținuturi %		
		Al_2O_3	SiO_2	Fe_2O_3
Concentrat disten	0,2	51,22	46,5	1,06
<i>Condiții de lucru</i>				
diluție (L :S)		5 :1		
reactivi				
flotație primară				
acid sulfuric		4 kg/t		
aeropromoter (801 + 825)		0,75 kg/t		
reflotarea concentratului primar				
fără reactivi				
pH : (la ambele flotații)	2			
temp condiționare	10 min.			
temp flotație	4 + 1 min.			



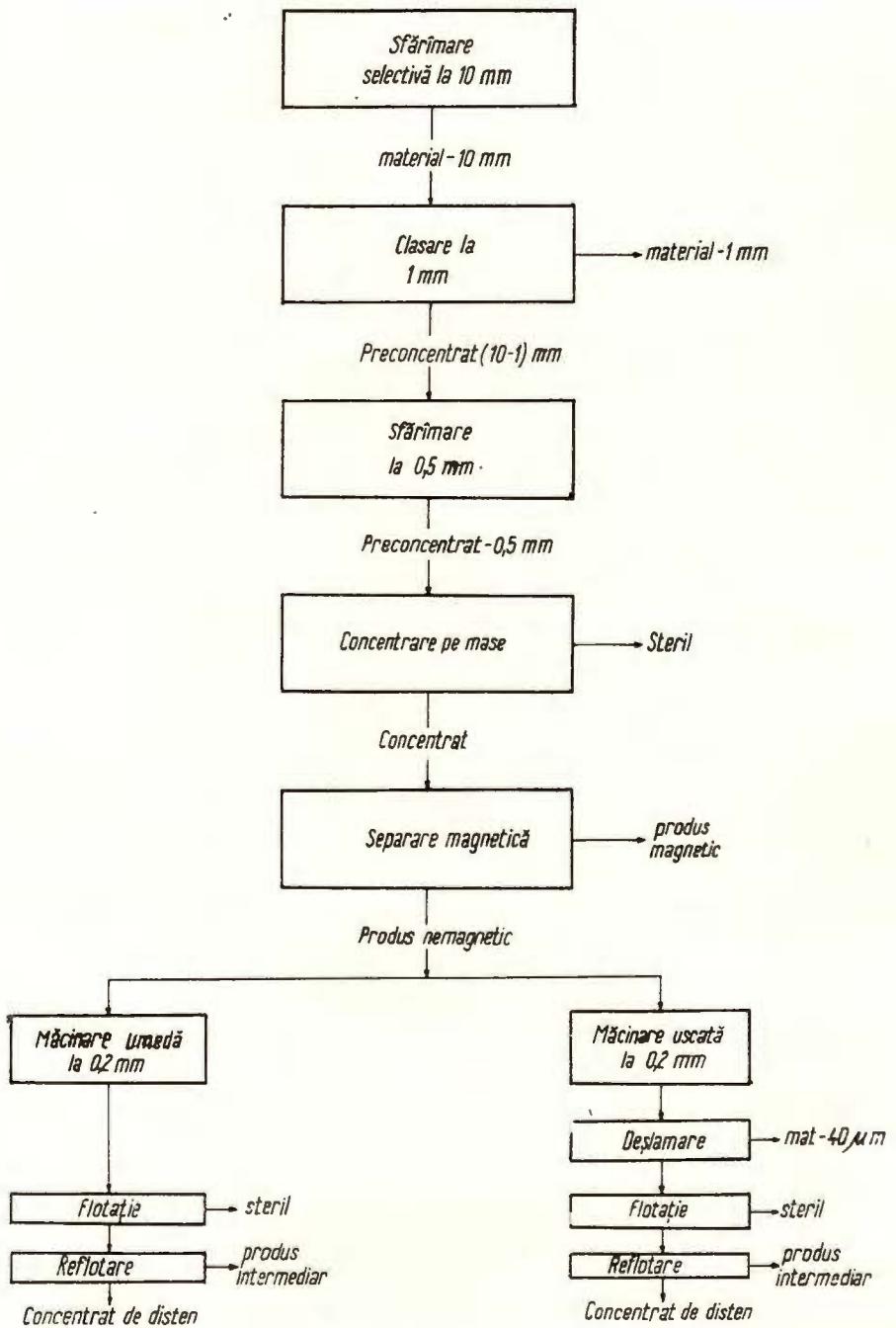


Fig. 11. — Poiana Finetului. Tratarea materialului $< 0,5 \text{ mm}$. Concentrarea gravitațională pe mese, urmată de separarea magnetică a concentratului de la mese și de flotația pentru disten a produsului nemagnetic.

Poiana Finetului. Traitement du matériel $< 0,5 \text{ mm}$. Concentration gravitationnelle sur tables, suivie par la séparation magnétique du concentré des tables et par la flottation pour le disthène du produit non-magnétique.



Se constată că prin aplicarea flotației se pot obține, în condițiile menționate, concentrate de disten, reprezentând numai 0,2% din întreg materialul, cu conținuturi de : 51,22% Al_2O_3 ; 46,5% SiO_2 ; 1,06% Fe_2O_3 .

III. CONCLUZII

În lucrare sînt prezentate rezultatele cercetărilor de preparare efectuate asupra a trei probe de micașisturi cu disten colectate de I.G.P. în perioada 1969 — 1971 din zonele : Poiana-Lindenfeld, Rugi și Poiana Finetului, situate în partea nordică a Munților Semenic (județul Caraș-Severin).

Aceste cercetări au urmărit să dea o orientare asupra posibilităților de obținere a unor concentrate de disten de calitate corespunzătoare utilizării lor în industria materialelor refractare.

Probele tehnologice studiate au fost constituite din micașisturi cu granat, disten și staurolit.

Analizele chimice efectuate asupra celor trei probe au indicat următoarele conținuturi mai importante : 55,68% SiO_2 ; 9,25% Fe_2O_3 ; 22,24% Al_2O_3 ; 0,86% TiO_2 (proba Poiana Lindenfeld); 52,24% SiO_2 ; 11,20% Fe_2O_3 ; 23,52% Al_2O_3 ; 1,15% TiO_2 (proba Rugi); 52,96% SiO_2 ; 14,73% Fe_2O_3 ; 20,38% Al_2O_3 ; 1% TiO_2 (proba Poiana Finetului).

Determinările mineralogice efectuate au arătat că în compoziția rocilor cercetate intră 36 — 39% cuarț; 18 — 24% muscovit și sericit; 15 — 20% biotit și clorit; 9 — 10% granat; 1 — 2% staurolit: 1 — 4% cloritoid; 1 — 5% minerale accesoria (rutil, turmalină, apatit, ilmenit, s. a.); conținutul de disten, determinat pentru fiecare probă prin alegerea cu ochiul liber și la lupa binoculară a granulelor de disten (după sfârșimarea prealabilă a rocii și clasarea pe sitele de 5; 3; 2; 1 și 0,5 mm) a fost de 4 — 5% (proba Poiana-Lindenfeld); circa 8% (proba Rugi); circa 2,4% (proba Poiana-Finetului).

Rocile sînt friabile datorită mineralelor foioase (micacee) care prin clivaj și orientare fac ca restul mineralelor componente, deși dure, să fie slab consolidate.

Distenul apare în varietățile cenușie și cenușiu-negricioasă, rar incolor sau albăstrui. Cristaloblastele de disten au o răspindire capricioasă, dar sînt totdeauna dispuse conform sistozitatii rocii. Distenul este intim asociat cu toate mineralele componente ale rocii (cuarț, muscovit — sericit, biotit, staurolit, cloritoid, rutil, etc., cu excepția granatului).

O caracteristică principală a rocii este procesul avansat de transformare ce se manifestă printr-o pronunțată muscovitizare (sericitizare) a



distenului, staurolitului și mai puțin a granatului, precum și prin cloritizarea biotitului și granatului. Peste zonele sericitice se formează cloritoid, uneori observându-se chiar trecerea distenului în cloritoid.

Procesul de transformare a distenului în muscovit (sericit) și în cloritoid care variază de la înlocuiri parțiale, dar totdeauna prezente, pînă la înlocuirea totală a mineralului, determină pe lîngă reducerea conținutului de disten curat în probă și schimbarea calităților fizico-chimice ale acestuia.

Tinînd seama de caracteristicile chimico-mineralogice ale rocii, precum și de condițiile de calitate cerute pentru concentratele de disten, la cercetările de preparare au fost aplicate scheme tehnologice care au inclus următoarele metode :

sfârîmarea selectivă, la 10 mm, urmată de clasarea la 1 mm, în scopul realizării unei preconcentrări a materialului :

concentrarea gravitațională în mediu dens sau pe mese, pentru îndepărțarea minerelelor cu densitate mai mică decît a distenului (cuart, feldspat, mice) ;

concentrarea magnetică, pentru îndepărțarea mineralelor magnetice care conțin fier (biotit, granat, magnetit, etc.) ;

flotația, în scopul obținerii unor concentrate finale de disten de calitate superioară (știut fiind că în toate probele distenul apare intim asociat cu majoritatea mineralelor prezente în rocă, cu excepția granatului).

Rezultatele cele mai bune la preparare au fost realizate prin aplicarea următoarelor două scheme tehnologice :

1. Sfârîmarea selectivă la 10 mm, urmată de clasarea la 1 mm și eliminarea fracțiunii < 1 mm ; sfârîmarea la 3(2) mm a materialului 10 — 1 mm ; clasarea la 0,3 mm a materialului 3(2) — 0 mm, cu eliminarea fracțiunii < 0,3 mm ; separarea gravitațională în mediu dens ($\delta = 3,33 \text{ g/cm}^3$) a materialului 3(2) — 0,3 mm urmată de separarea magnetică a produsului greu rezultat.

Pentru toate cele trei probe cercetate, prin aplicarea acestei linii, au putut fi obținute în final concentrate de calitate foarte bună (56—61% Al_2O_3 ; 25—38% SiO_2 ; 0,8—1,5% Fe_2O_3) ; datorită însă gradului avansat de transformare pe care îl prezintă distenul, realizarea acestor concentrate de calitate nu este posibilă decît în condițiile unei extracții în greutate coborîte, și anume : de circa 3,7% în cazul probei Poiana-Lindenfeld ; de 0,9 — 1,6% în cazul probei de la Rugi și numai de circa 0,3% în cazul probei de la Poiana Finetului.

2. Sfârîmarea selectivă la 10 mm, urmată de clasarea la 1 mm și eliminarea fracțiunii < 1 mm ; sfârîmarea la 1(0,5) mm a materialului



10—1 mm; concentrarea pe mese a materialului <1(0,5) mm urmată (sau precedată) de separarea magnetică; flotația produsului nemagnetic (sau respectiv a concentratului gravitațional), după prealabilă măcinare la 0,2 mm și deșlamare la 40 μm .

Prin aplicarea acestei linii tehnologice s-au obținut în cazul probelor de la Poiara-Lindenfeld și Rugi concentrate de bună calitate (61—62% Al_2O_3 ; 20—32% SiO_2 ; 0,82—0,94% Fe_2O_3), extracțiile în greutate fiind și de data aceasta reduse (2,9—3%). În cazul probei de la Poiana Finetului, care prezintă cel mai avansat grad de transformare a distenului, concentratul final de disten astfel obținut nu a reprezentat decit 0,2% din întreg materialul, calitatea sa fiind mai slabă (51,2% Al_2O_3 ; 46,5% SiO_2 ; 1,06% Fe_2O_3).

În concluzie, cercetările mineralogice și de preparare efectuate au arătat că din micașisturile cu disten din zona nordică a munților Semenic, reprezentate prin cele trei probe cercetate, se pot obține în final produse bogate în disten, de calitate corespunzătoare utilizării lor în industria materialelor refractare.

Datorită gradului avansat de transformare pe care îl prezintă diste, nul, concentratului final de disten de calitate ce se poate obține, reprezentă o cantitate redusă față de întreg materialul supus tratării. În aceste condiții nu apare deci ca oportuna exploatarea, pentru disten, a zonei cercetate.

Dat fiind interesul pe care îl prezintă distenul, ca materie primă pentru industria materialelor refractare, apreciem ca indicată orientarea lucrărilor geologice din regiunea respectivă în sensul delimitării acelor zone cu micașisturi, cu conținuturi cît mai ridicate de disten (de peste 7,5—8%), prezentând un grad de transformare cît mai redus.

BIBLIOGRAFIE

- Codarcea A.I. (1940) Vues nouvelles sur la tectonique du Banat méridional et du Plateau de Mehedinți. *An. Inst. Geol. Rom.* XX, 1—74, București.
- Deică N. (1967) Folosirea distenului la fabricarea materialelor refractare. M.I.M. — C.D.P.T., București.
- Harris A.L., Rast N. (1960) Oriented quartz inclusions in garnets. *Nature*, 185, London.
- Michell F.B. (1950) The practice of mineral dressing. Mine and Quarry Eng., *Electrical Press*, London.
- Rast N. (1965) Nucleation and growth of metamorphic minerals. In *Controls of Metamorphism*. W.S. Pitcher and G.W. Flima edit. Edinburgh and London.
- Roșca L. (1954) Comunicare preliminară asupra cercetărilor geologice și petrografice din regiunea munților Semenic de Nord. *D.S. Com. Geol.* XXXVIII (1950—1951), 146—154, București.



- Savu H. (1962) Contribuții la cunoașterea zăcămintelor de mangan din regiunea Delinești (munții Semenic). *D.S. Com. Geol.* XLVI (1958–1959), 147–157, București.
- Micu C. (1964) Contribuții la cunoașterea geologiei părții centrale a munților Semenic. *D.S. Com. Geol.* XLIX/1 (1961–1962), 39–50, București.
 - Gheorghie I., Vasilescu Al., Băloiu-Fărcășan Maria. (1964) Geologia și petrografia părții de nord a munților Semenic. *An. Com. Geol.* XXXIV/1, 279–328, București.
 - (1965) Structura în virgație a cristalinului munților Semenic. *D.S. Com. Geol.* LI (1963–1964), 169–184, București.
 - (1970) Stratigrafia și izogradele de metamorfism din provincia metamorfică prebaicaliană din munții Semenic. *An. Inst. Geol.* XXXVIII, 223–328, București.
- Stoian A., Rohr L., Vintilescu V. (1963) Cercetări privind tehnologia de preparare a rocilor cu disten din munții Lotrului. *Cercetări miniere*, ICEMIN, 6, 187–192, București

RECHERCHES MINÉRALURGIQUES CONCERNANT LES MICASCHISTES À DISTHÈNE DE LA ZONE SEPTENTRIONALE DES MONTS SEMENIC

(Résumé)

On y présente les résultats des recherches minéralurgiques effectuées sur trois échantillons de micaschistes à disthène prélevés par l'I.G.P. en 1969–1971 des zones : Poiana Lindenfeld, Rugi et Poiana Finetului, situées à la partie septentrionale des Monts Semenic (district de Caraș-Severin).

Le but de ces recherches a été de donner une orientation sur les possibilités d'obtenir des concentrés de disthène de qualité correspondant à leur utilisation dans l'industrie des matériaux réfractaires.

Les échantillons technologiques examinés ont été constitués de micaschistes à grenats, disthène et staurotide.

Les analyses chimiques effectuées sur ces trois échantillons indiquent les teneurs plus importantes suivantes : 55,68 % SiO_2 ; 9,25 % Fe_2O_3 ; 22,24 % Al_2O_3 ; 0,86 % TiO_2 (échantillon de Poiana Lindenfeld), 51,24 % SiO_2 ; 11,20 % Fe_2O_3 ; 23,52 % Al_2O_3 ; 1,15 % TiO_2 (échantillon de Rugi), 52,96 % SiO_2 ; 14,73 % Fe_2O_3 ; 20,36 % Al_2O_3 ; 1 % TiO_2 (échantillon de Poiana Finetului).

Les déterminations minéralogiques effectuées montrent qu'à la composition des roches examinées participent : 36–39 % quartz; 18–24 % muscovite et séricite; 15–20 % biotite et chlorite; 9–10 % grenat; 1–2 % staurotide; 1–4 % chloritoïde; 3–5 % minéraux accessoires (rutile, tourmaline, apatite, ilménite etc.); la teneur en disthène, déterminée pour chaque échantillon à part en choisisant les grains de disthène à la loupe binoculaire (après broyage de la roche et tamisage au moyen de cribles de 5, 2, 3, 1 et 0,5 mm) est de 4–5 % pour l'échantillon de Poiana Lindenfeld; d'environ 8% pour l'échantillon de Rugi et d'environ, 2,4% pour l'échantillon de Poiana Finetului.

Le disthène apparaît dans les variétés grises et gris-noirâtre, rarement incolores ou bleuâtres. La distribution des cristalloblastes de disthène est capricieuses, mais ils sont constamment



disposé conformément à la schistosité de la roche. Le disthène est intimement associé à tous les minéraux composants de la roche (quartz, muscovite-séricite, biotite, staurolite, chlorite, rutile etc. à l'exception du grenat).

L'étude effectuée sur les roches à disthène des zones de Poiana Lindenfeld, Rugi, Poiana Finetului conduit à conclure qu'elles sont constituées par trois paragenèses minéralogiques formées en différentes étapes.

1. La première paragenèse a pris naissance au cours du métamorphisme régional progressif prébaïkalien (Savu, 1970) lorsque le matériel argilo-gréseux a complètement recristallisé en conditions du faciès à almandin de la zone à disthène et staurolite. À cette étape correspondent les minéraux suivants (voir tableau no 10) : quartz (sous forme de grains ou de filonnets hydrothermaux métamorphiques) muscovite et biotite (les deux parallèles à la schistosité métamorphique), almandin, disthène, staurolite et plagioclase (6—7% An).

2. Au cours d'une étape ultérieure dont l'âge ne saurait être précisée, ont eu lieu des transformations rétrométamorphiques régionales, répandues par ailleurs dans l'ensemble des Monts Semenic (Savu, 1970) quand à cause des nouvelles conditions de P et des T spécifiques au faciès des schistes verls, l'ancienne paragenèse présentant un degré de métamorphisme élevé a subi une réadaptation partielle, quelques uns des minéraux se transformant partiellement, voire même totalement, en minéraux stables, vu les nouvelles conditions thermodynamiques. Ainsi, une partie du quartz (tant de celui sous forme de grains que de celui mobilisé par le processus hydrothermal-métamorphique) acquiert une extinction onduleuse, quelques cristaux de muscovite sont déformés et contorsionnés, la biotite est substituée partiellement par le clinochlore voire même le pennin, le grenat est chloritisé et séricitisé, le disthène et la staurolite sont partiellement ou intégralement substitués par la séricite ou le chloritoïde (l'apparition du chloritoïde étant probablement — au cours de cette étape — ultérieure à celle de la séricite), alors que le plagioclase a été séricitisé cédant parfois une partie de calcium qui passe à l'épidote.

3. Au cours de l'étape suivante ont eu lieu des processus mineurs de blastèse à intensité métamorphique plus élevée, quand ont pris naissance la muscovite et la biotite disposées à présent transversalement ou obliquement par rapport à l'ancienne schistosité des roches.

Le processus de transformation du disthène en muscovite (séricite) et en chloritoïde qui varie de substitutions partielles, mais constamment présentes, jusqu'à la substitution totale du minéral, conduit à la réduction de la teneur en disthène autant qu'au changement de ses qualités physiques et chimiques.

Compte tenu des caractéristiques chimiques-minéralogiques de la roche, et des conditions qualitatives exigées pour les concentrés de disthène, les recherches de préparation ont été effectuées suivant des schémas technologiques qui incluent les méthodes suivantes :

broyage selectif, à 10 mm, suivi de classement à 1 mm, en vue d'obtenir une préconcentration du matériel ;

concentration gravimétrique, en milieu dense ou à tables à secousses, en vue d'éliminer les minéraux moins denses que le disthène (quartz, feldspath, micas) ;

concentration magnétique, en vue d'éliminer les minéraux magnétiques à fer (biotite, grenat, magnétite etc.) ;

flottation, en vue d'obtenir des concentrés de disthène de qualité supérieure (étant donné que dans tous les échantillons le disthène est intimement associé à la plupart des minéraux présents dans la roche, à l'exception du grenat).

Les meilleurs résultats pour la préparation ont été obtenus en appliquant les deux schémas technologiques suivants :

1. Broyage selectif à 10 mm, suivi du classement à 1 mm et élimination de la fraction < 1 mm ; broyage à 3(2) mm du matériel de 10—1 mm ; classement à 0,3 mm du matériel



3(2) — 0 mm, avec élimination de la fraction < 0,3 mm ; séparation gravimétrique en milieu dense ($\delta = 3,33 \text{ g/cm}^3$) du matériel (3(2) — 0,3 mm suivie de la séparation magnétique du produit lourd obtenu.

Les recherches effectuées pour les trois échantillons en appliquant cette ligne technologique ont conduit finalement à des concentrés de très bonne qualité (56—61 % Al_2O_3 ; 25,38 % SiO_2 ; 0,8—1,5 % Fe_2O_3) ; cependant à cause du degré avancé de transformation présenté par le disthène, la réalisation de ces concentrés de qualité n'est possible qu'en conditions d'un rendement pondéral bas, notamment : environ 3,7 % au cas de l'échantillon de Poiana Lindenfeld ; 0,9—1,6 % au cas de l'échantillon de Rugi et seulement environ 0,3 % au cas de l'échantillon de Poiana Finetului.

2. Le broyage selectif à 10 mm, suivi du classement à 1 mm et élimination de la fraction < 1 mm ; broyage à 1(0,5) mm du matériel 10—1 mm ; concentration à tables à secousse du matériel < 1(0,5) mm suivie (ou précédé) de la concentration magnétique ; flottation du produit non-magnétique (ou respectivement du concentré gravimétrique), après broyage à 0,2 mm et déschlaminage à 40 mm.

En appliquant cette ligne technologique on a obtenu pour les échantillons de Poiana Lindenfeld et Rugi des concentrés de bonne qualité (61—62 % Al_2O_3 ; 20—32 % SiO_2 ; 0,82—0,94 % Fe_2O_3) les rendements pondéraux étant cette fois-ci réduits (2,9—3%). Au cas de l'échantillon de Poiana Finetului, qui présente le plus avancé degré de transformation du disthène, le concentré final de disthène ainsi obtenu ne représente que 0,2 % du total étant de qualité plus faible (51,2 % Al_2O_3 ; 46,5 % SiO_2 ; 1,06 % Fe_2O_3).

Donc les recherches minéralogiques et minéralogiques effectuées dénotent que des micaschistes à disthène de la zone septentrionale des Monts Semenic, représentés par trois échantillons examinés, on peut obtenir des produits riches en disthène, leur qualité correspondant aux exigences de l'industrie des matériaux réfractaires.

Étant donné le degré avancé de transformation présenté par le disthène, le concentré final de disthène de bonne qualité que l'on peut obtenir ne représente qu'une quantité réduite par rapport à la masse du matériel soumise au traitement. Aussi l'exploitation du disthène de la zone examinée n'est-elle pas opportune.

Vu l'intérêt que présente le disthème comme matière première pour l'industrie des matériaux réfractaires on recommande d'orienter les recherches géologiques dans la région respective vers des travaux capables à délimiter les zones à micaschistes à teneur élevée en disthène (supérieure à 7,5—8%) présentant le degré de transformation le plus réduit possible.



PLANŞA I

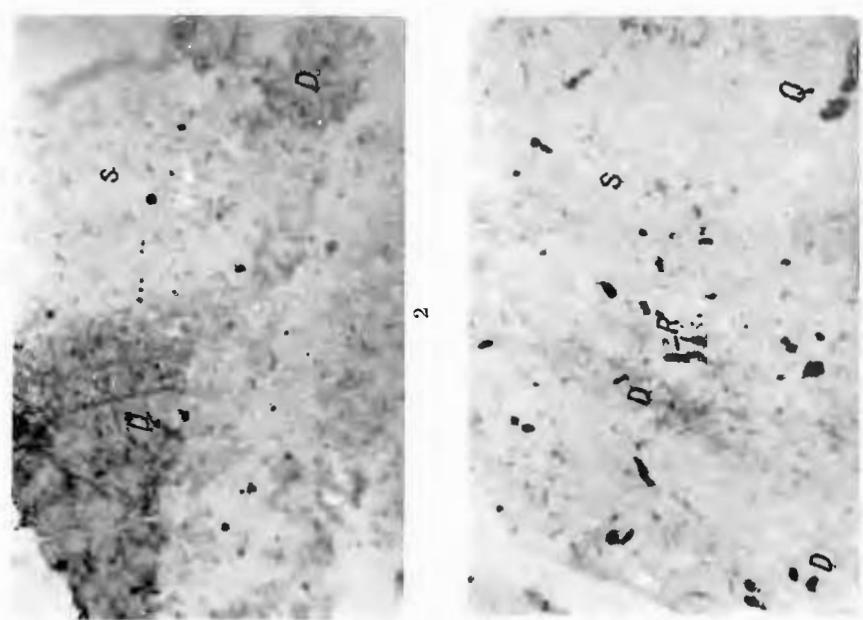


Institutul Geologic al României

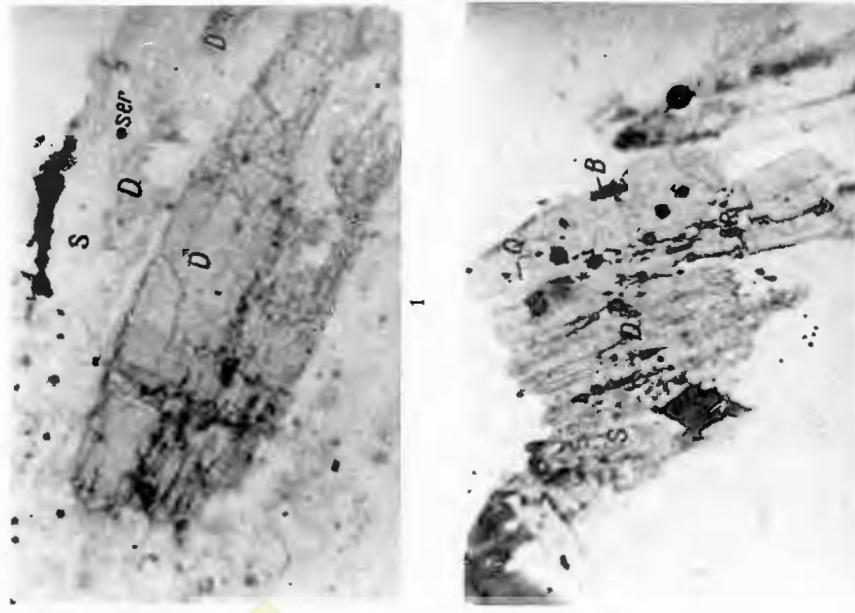
PLANŞA I

- Zig. 1. — Cristaloblast de disten (D), transformat pe margini și pe clivaje în sericit (S) Sect. Rugi. Clasa 5—3 mm. N//; × 10
Cristalloblaste de disthène (D) transformé, sur les bords et sur les clivages, en séricite (S). Secteur Rugi. Classe 5—3 mm. N//; × 10.
- Fig. 2. — Cristaloblast de disten (D) transformat în cea mai mare parte în sericit (S). Sect. Rugi. Clasa 5—3 mm N II; × 10
Cristalloblaste de disthène (S) transformé presque entièrement en séricite (D). Secteur Rugi. Classe 5—3 mm. N//; × 10.
- Fig. 3. — Cristaloblast de disten (D) prezintând sericitizări (S) marginale și pe clivaje ; incluziuni de cuarț (Q), biotit (B) și rutil (R) Sect. Rugi. Clasa 3—2 mm. N II; × 10.
Cristalloblaste de disthène (D) à séricitisations (S) marginales et sur les clivages ; inclusions de quartz (Q), biotite (B) et rutile (R). Seet. Rugi. Cl. 3—2 mm. N//; × 10.
- Fig. 4. — Cristaloblast de disten (D) sericitizat (S) în cea mai mare parte ; incluziuni de cuarț (Q) și rutil (R). Sect. Rugi. Clasa 3—2 mm. N II; × 10.
Cristalloblaste de disthène (D) séricité (S) presque totalement ; inclusions de quartz (Q) et rutile (R). Secteur Rugi. Classe 3—2 mm. N.; × 10.





4



3

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.

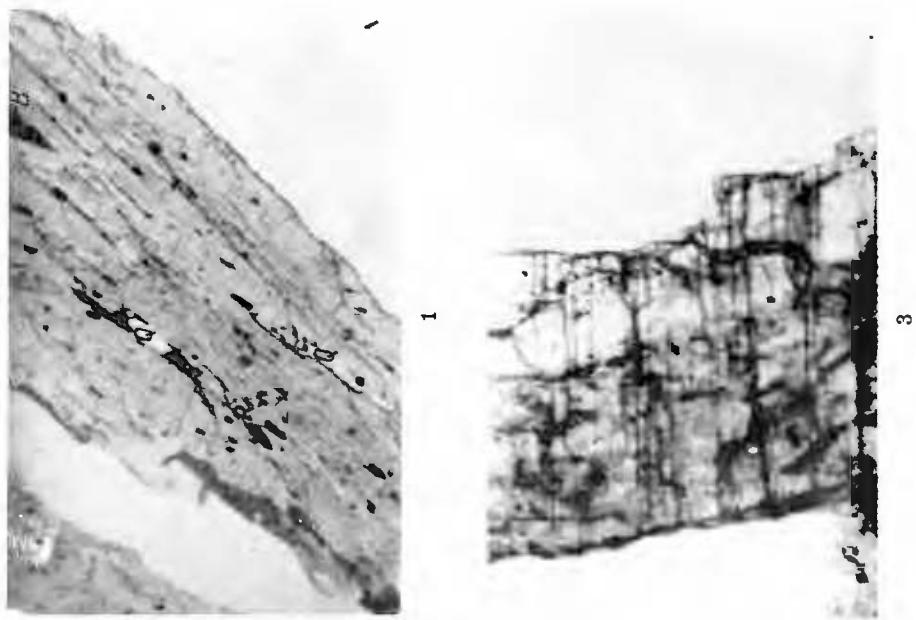
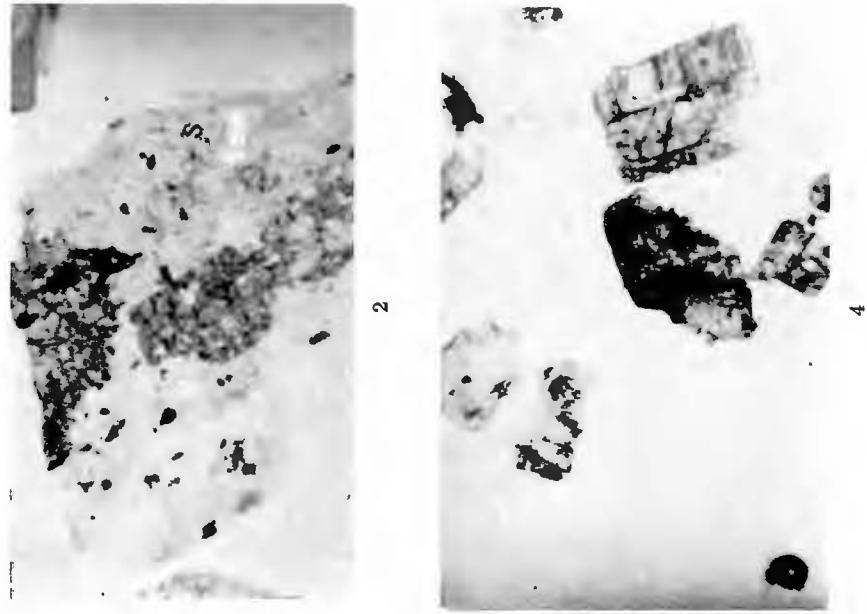
PLANŞA II

- Fig. 1. — Cristaloblast de disten (D) foarte puțin transformat, prezentind incluziuni de cuart (Q), biotit (B) și rutil (R). Sect. Rugi. Clasa 2–1 mm. N II; $\times 10$
Cristalloblaste de disthène (D) très faiblement transformé, à inclusions de quartz (Q), biotite (B) et rutile (R). Secteur. Rugi. Classe 2–1 mm. N//; $\times 10$.
- Fig. 2. — Cristaloblast de disten (D) muscovitizat (sericitizat) (S). Sect. Rugi. Clasa 2–1 mm. N II; $\times 10$
Cristalloblaste de disthène (D) muscovitisé (séricitisé) (S). Secteur Rugi. Classe 2–1 mm. N//; $\times 10$.
- Fig. 3. — Cristaloblast de disten, cu început de sericitizare (S). Sect. Rugi. Clasa 1–0,5 mm. N II; $\times 70$
Cristalloblaste de disthène, à commencement de séricitisation (S). Secteur Rugi. Classe 1–0,5 mm. N//; $\times 70$.
- Fig. 4. — Cristaloblaste de disten netransformate și cu început de sericitizare (D.S). Sect. Rugi. Clasa 1–0,5 mm. N II; $\times 10$
Cristalloblaste de disthène non-transformé et à commencement de séricitisation (D.S.). Secteur Rugi. Classe 1–0,5 mm. N//; $\times 10$.



C. PANDELESCU et al. Micășturiile cu disten din nordul munților Semenic.

Pl. II.



Institutul Geologic al României

PLANSA III

- Fig. 1. — Cristaloblast de disten, cu început de sericitizare la periferie; incluziuni de rutil (R).
Sector Poiana Finetului. Clasa 5–3 mm. N II; $\times 10$.
Cristalloblaste de disthène, à commencement de sérichtisation à la périphérie; inclusions de rutile (R). Secteur Poiana Finetului. Classe 5–3 mm. N//; $\times 10$.
- Fig. 2. — Cristaloblast de disten nealterat; incluziuni de rutil (R). Sector Poiana Finetului.
Clasa 3–2 mm. N II; $\times 10$.
Cristalloblaste de disthène non-altéré; inclusions de rutile (R). Secteur Poiana Finetului. Classe 3–2 mm. N//; $\times 10$.
- Fig. 3. — Cristaloblast de disten în parte opacitizat. Sector Poiana Finetului. Clasa 2–1 mm.
N II; $\times 10$.
Cristalloblaste de disthène partiellement opacifiés. Secteur Poiana Finetului. Classe
2–1 mm. N//; $\times 10$.
Cristalloblaste de disthène partiellement opacifiés. Secteur Poiana Finetului. Classe
2–1 mm. N//; $\times 10$.
- Fig. 4. — Cristaloblast de disten foarte puțin opacitizat. Sector Poiana Finetului. Clasa 1–0,5
mm. N II; $\times 10$.
Cristalloblaste de disthène très faiblement opacifiés. Secteur Poiana Finetului. Classe
1–0,5 mm. N//; $\times 10$.





1



2



3

4

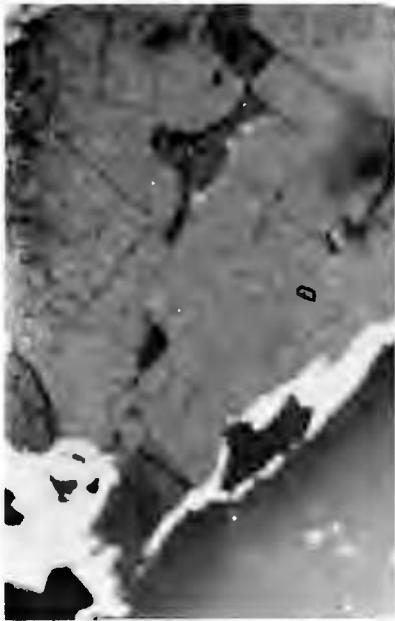
PLANŞA IV

- Fig. 1.** — Disten (D) netransformat, cu incluziuni de cuarț (Q). Sector Poiana Lindenfeld.
N + ; $\times 70$.
Disthène (D) non-transformé, à inclusions de quartz (Q). Secteur Poiana Lindenfeld
N + ; $\times 70$.
- Fig. 2.** — Stadiu incipient de transformare a distenului (D). Sericitul începe să se formeze la periferia cristaloblastului de disten ; incluziuni de rutil (R). Sector Poiana-Lindenfeld.
N II ; $\times 10$.
Stade initial de transformation du disthène (D). La séricite commence à se former à la périphérie du cristallobaste du disthène ; inclusions de rutile (R). Secteur Poiana Lindenfeld. N// ; $\times 10$.
- Fig. 3.** — Disten (D) cu începuturi de formare de sericit (S) și cuarț (Q). Sector Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
Disthène (D) à commencements de formation de la séricite (S) et du quartz (Q).
Sect. Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
- Fig. 4.** — Stadiu avansat de sericitizare (S) a distenului (D). Sector Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
Stade avancé de séricitisation (S) du disthène (D). Secteur Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.

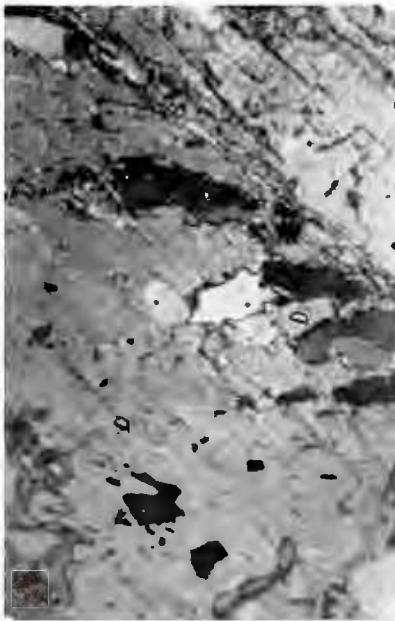


C. PАНДЕЛЕСКУ et al. Micașisturile cu disten din nordul munților Semenic.

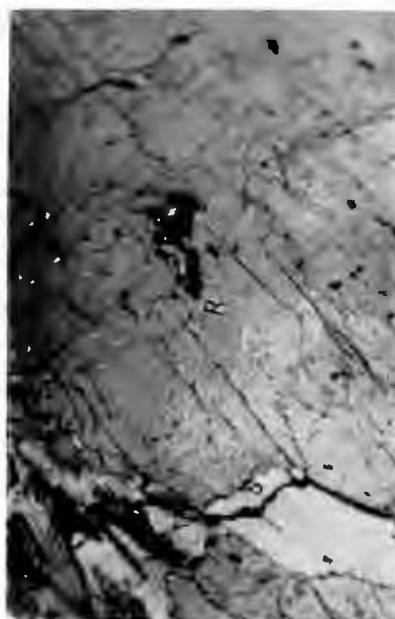
Pl. IV.



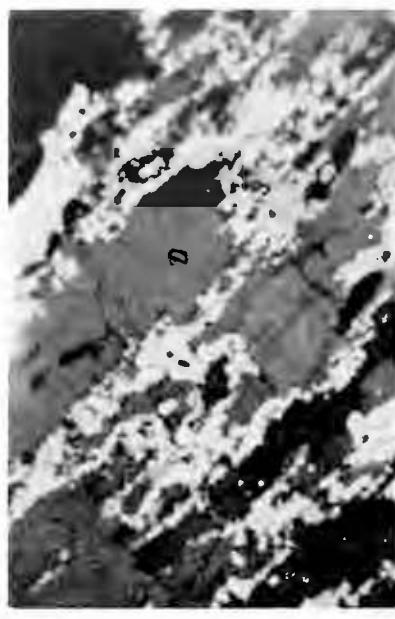
1



3



2



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

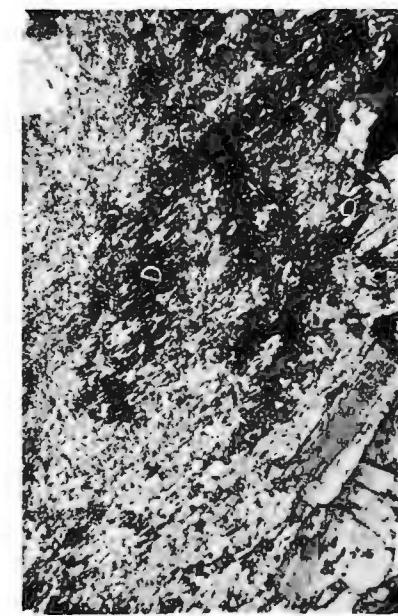
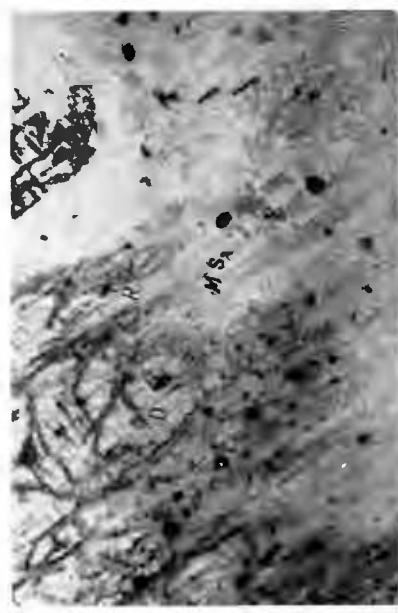
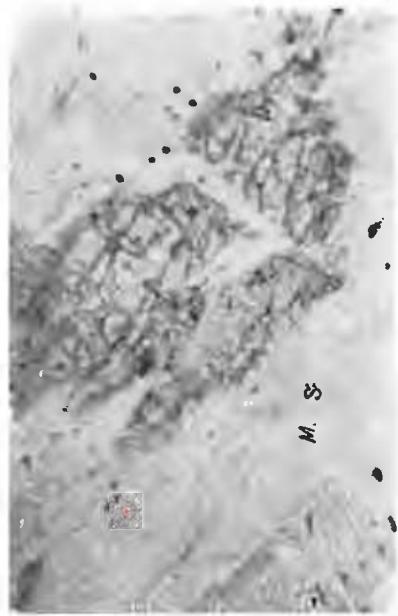
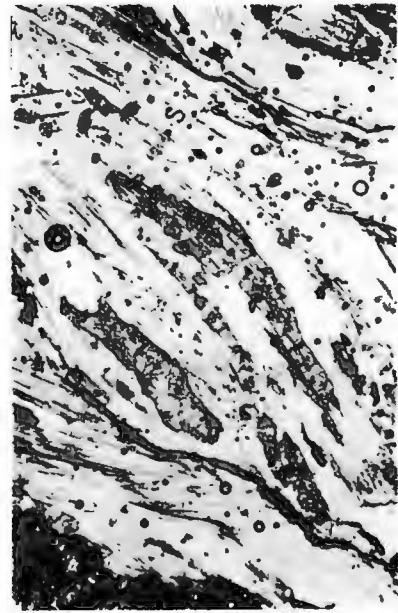
PLANŞA V

- Fig. 1. — Stadiu mai avansat de sericitizare (S) a distenului (D) care se prezintă ușor curbat
Sector Poiana Finetului N II; $\times 10$.
Stade plus avancé de séricitisation (S) du disthène (D), qui présente une forme faiblement courbée. Secteur Poiana Finetului. N//; $\times 10$.
- Fig. 2. — Procesul de muscovitizare (sericitizare) (M, S) se propagă de la periferia cristalului,
înaintând pe clivaje. Sector Rugi. N II; $\times 10$.
Processus de muscovitisation (séricitisation) (M, S) se propagant de la périphérie du cristal, avançant sur les clivages. Secteur Rugi. N//; $\times 10$.
- Fig. 3. — Detaliu din fig. 2. N II; $\times 70$.
Détail de la fig. 2. N//; $\times 70$.
- Fig. 4. — Proces foarte avansat de transformare a distenului (D) din care rămân lamele fine.
Sector Poiana Finetului. N +; $\times 10$.
Processus très avancé de transformation du disthène (D), dont sont conservées des lamelles fines. Secteur Poiana Finetului. N +; $\times 10$.



C. PANDELESCU et al. Micașurile cu disten din nordul munților Semenic.

Pl. V.

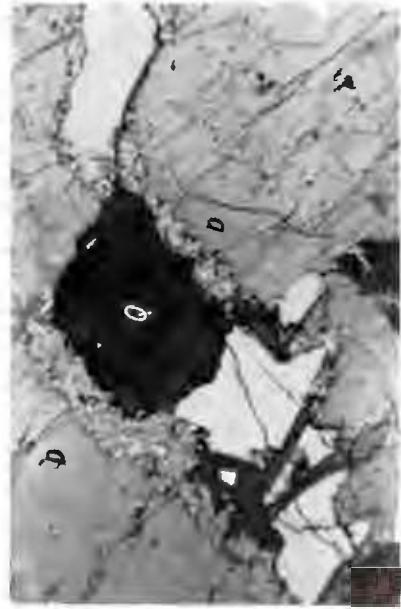


Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.

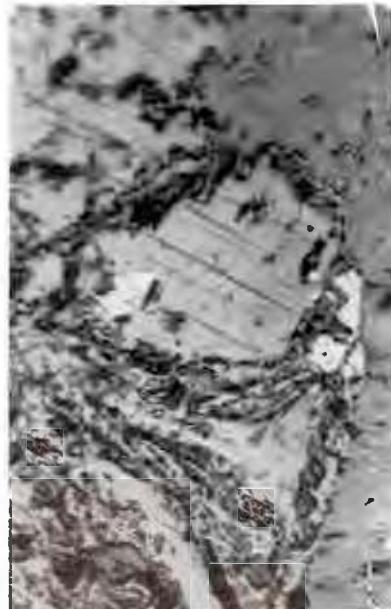
PLANŞA VI

- Fig. 1.** — Cristaloblast de disten rupt și deplasat, fisura fiind pe margini sericitizată (S) și umplută cu cuarț (Q). Sector Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
Cristalloblaste de disthène cassé et déplacé, la fissure étant séricitisée (S) et remplie à quartz (Q) sur les bords. Secteur Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
- Fig. 2.** — Ilmenit (alb) inclus în disten. Sector Rugi. Secțiune lustruită. N II; $\times 70$.
Ilménite (blanc) coincé dans le disthène. Secteur Rugi. Section mince. N//; $\times 70$.
- Fig. 3.** — Hematit (alb) inclus în disten (D) Sector Poiana Finetului. Secțiune lustruită. N II; $\times 100$.
Hématite (blanc) coincé dans le disthène (D). Secteur Poiana Finetului. Section mince N II; $\times 100$.
- Fig. 4.** — Incluziuni de ilmenit (negru) într-un cristaloblast de disten. Material magnetic rezultat la separarea magnetică ($I = 2,5$ A) a materialului greu de la separarea în mediu dens ($\delta = 3,04$ g/cm³) a clasei 2–0,3 mm. Sector Rugi. N II; $\times 70$.
Inclusions d'ilménite (noir) dans un cristaloblaste de disthène. Matériel magnétique résulté à la séparation magnétique ($I = 2,5$ A) du matériel lourd de la séparation en milieu dense ($\delta = 3,04$ g/cm³) de la classe 2–0,3 mm. Secteur Rugi. N//; $\times 70$.





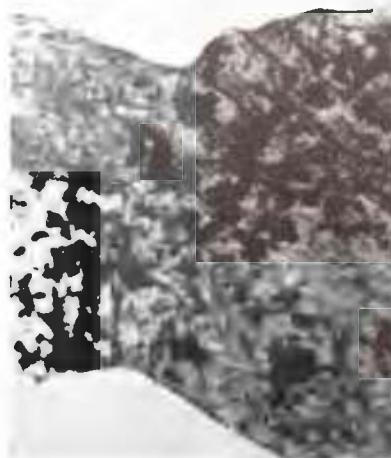
1



3



2



4

PLANŞA VII

Fig. 1. — Stadiu incipient de transformare (sericitizare) (S) al staurolitului (St) care conține cuarț (Q) și rutil (R) inclus. Zircon (Zr) cu aureole pleocroice în biotit (B). Sector Poiana Lindenfeld. N II; $\times 10$.

Stade initial de transformation (séricitisation) (S) du staurotide (St) renfermant du quartz (Q) et du rutile (R) inclus. Zirkone (Zr) à aurooles pléochroïques en biotite (B). Secteur Poiana Lindenfeld. N//; $\times 10$.

Fig. 2. — Transformare (S) avansată a staurolitului (St). Sector Poiana-Lindenfeld. N +; $\times 10$.

Transformation (S) avancée du staurotide (St). Secteur Poiana Lindenfeld. N +; $\times 10$.

Fig. 3. — Granat cu clorit. Sector Poiana-Lindenfeld. N II; $\times 10$.

Grenat à chlorite. Secteur Poiana-Lindenfeld. N//; $\times 10$.

Fig. 4. — Granat (G) cloritizat (Cl). Sector Poiana Finetului. N II; $\times 10$.

Grenat (G) chloritisé (Cl). Secteur Poiana Finetului. N//; $\times 10$.

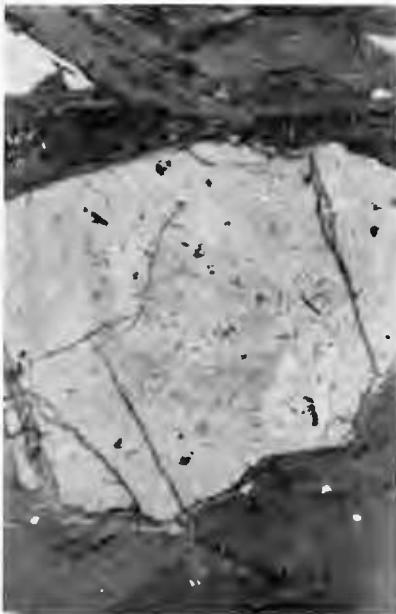


C. PANDELESCU et al. Micașisturile cu disten din nordul munților Semenic.

Pl. VII.



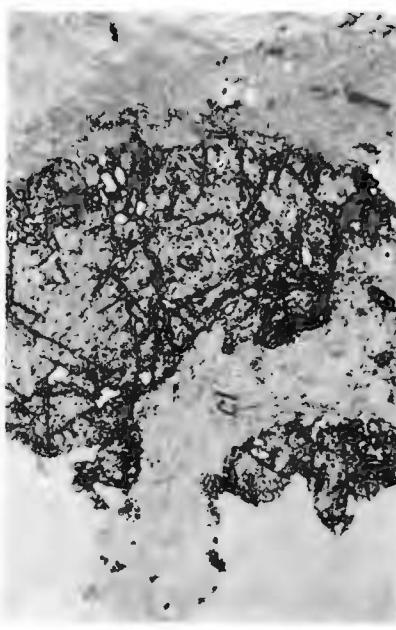
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49,



Institutul Geologic al României

PLANŞA VIII

- Fig. 1. — Stadiu avansat de cloritizare (penninizare) (Cl) al granatului(G). Muscovit (M) și biotit (B) inclus. Sector Poiana-Lindenfeld. N//; $\times 70$.
Stade avancé de chloritisation (penninzation) (Cl) du grenat (G). Muscovite (M) et biotite (B) inclus. Secteur Poiana-Lindenfeld. N//; $\times 70$.
- Fig. 2. — Granat sericitizat (S) în întregime cu staurolit (S) inclus. Sector Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
Grenat séricitisé (S) entièrement à staurotide (S) inclus. Secteur Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
- Fig. 3. — Granat (G) poikiloblastic ; incluziuni de : cuart (Q), biotit (B), clorit (Cl), muscovit (M) pe fisuri sericit (S). Sector Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
Grenat (G) poikiloblastique ; inclusions de : quartz (Q), biotite (B), chlorite (Cl), muscovite (M) sur les fissures séricite (S). Secteur Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
- Fig. 4. — Granat (G) scheletic, substituit de cuart (Q) hidrotermal-metamorfic. Sector Poiana-Lindenfeld. N II; $\times 70$.
Grenat (G) squelettique, substitué par le quartz (Q) hydrométamorphique. Secteur Poiana-Lindenfeld. N//; + 70.

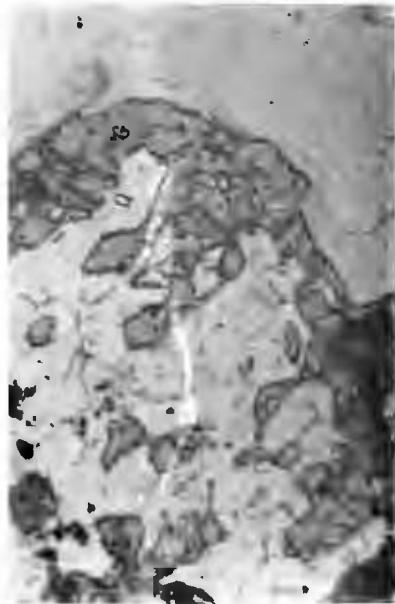




1



3



2

4



1

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.

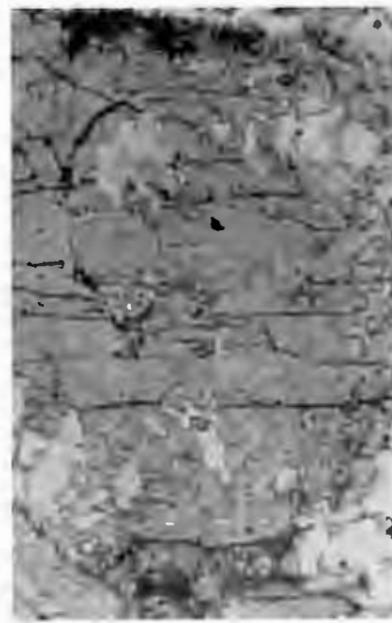
PLANŞA IX

- Fig. 1.** — Granat cu structură helicitică. Incluziunile de cuarț (Q) cresc ca dimensiuni la periferia granatului. Sector Poiana Finetului. N II; $\times 10$.
Grenat à structure hélicitique. Inclusions de quartz (Q) dont les dimensions augmentent à la périphérie du grenat. Secteur Poiana Finetului. N//; $\times 10$.
- Fig. 2.** — Relații între disten (D) și cloritoid (Ct); incluziuni de rutil (R). Sector Rugi. N II; $\times 100$.
Relations entre le disthène (D) et le chloritoïde (Ct); inclusions de rutile (R).
Relations entre le disthène (D) et le chloritoïde (Ct); inclusions de rutile (R). Secteur Rugi. N//; $\times 100$.
- Fig. 3.** — Relații între granat (G) și cloritoid (Ct). Sector Poiana Finetului. N +; $\times 10$.
Relations entre le grenat (G) et le chloritoïde (Ct). Secteur Poiana Finetului. N +; $\times 10$.
- Fig. 4.** — Cloritoid maclat polisintetic și în formă de cruce. Sector Poiana Finetului. N +; $\times 10$.
Chloritoïde maclé polysynthétique et à forme de croix. Secteur Poiana Finetului. N; $\times 0$.



C. PANDELESU et al. Micăștiurile cu disten din nordul munților Semenic.

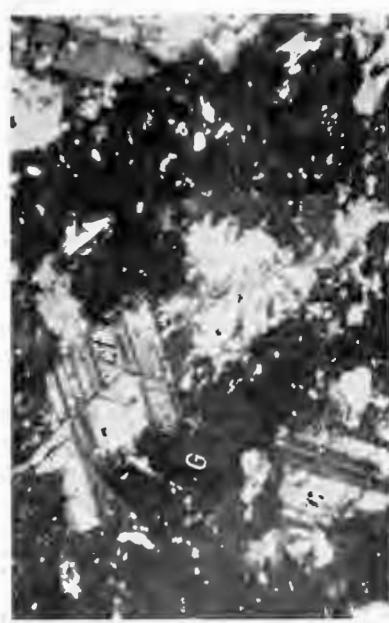
Pl. IX.



1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.

PLANŞA X

- Fig. 1. — Plagiociaz (Pl), limonitizat (L) pe planele de maciă. Sector Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 70$.
Plagioclase (Pl), limonitisé (L) sur les planes de macle. Secteur Poiana-Lindenfeld.
N + ; $\times 70$.
- Fig. 2. — Biotit alterat, cu formare de sagenit (S). Sector Poiana Finetului. N II; $\times 70$.
Biotite altéré, avec formation de sagénite (S). Secteur Poiana Finetului. N//; $\times 70$.
- Fig. 3. — Biotit crescut postcinematic, oblic pe șistozitatea rocii (querbiotit). Sector Poiana, Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
Biotite formé dans le stade post-cinétique, obliquement sur la schistosité de la roche (querbiotite). Secteur Poiana-Lindenfeld. N + ; $\times 10$.
- Fig. 4. — Depuneri de limonit (negru) pe clivajele biotitului (B) peste care crește transversal muscovit (M). Rugi. N II; $\times 70$.
Dépositions de limonite (noir) sur les clivages de la biotite (B), surmontées transversalement par le muscovite (M). Rugi. N//; $\times 70$.



C. PANDELESCU et al. Micașisturile cu disten din nordul munților Semenic.

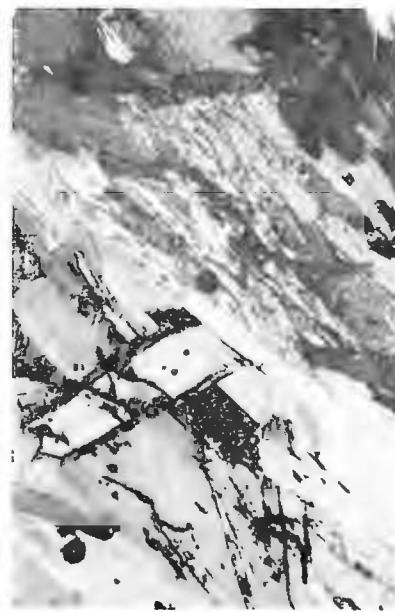
Pl. X.



1



2



3



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.

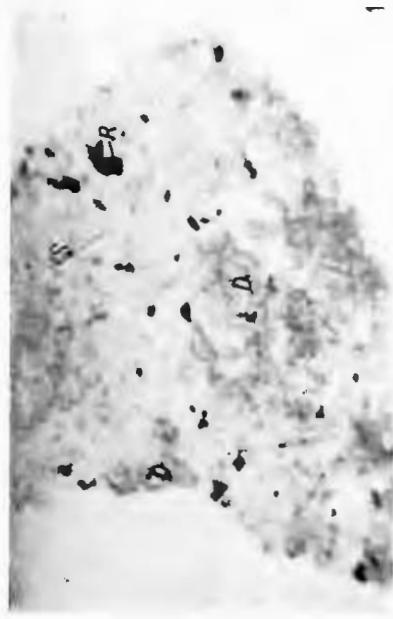


Institutul Geologic al României

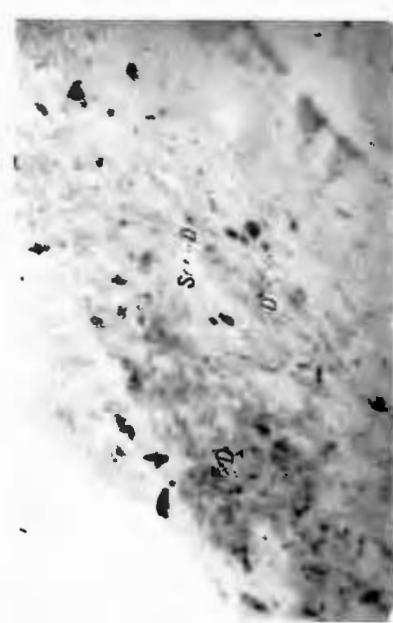
PLANŞA XI

- Fig. 1. — Cristalloblast de disten (D) transformat în cea mai mare parte în sericit (S). Incluziuni de rutil (R). Material ușor rezultat la separarea clasei 2—0,3 mm, la $\delta = 3,04 \text{ g/cm}^3$. Sector Rugi. N II; $\times 10$.
- Cristalloblaste de disthène (D) transformé presque entièrement en séricite (S). Inclusions de rutile (R). Matériel léger, résulté de la séparation de la classe 2—0,3 mm, à $\delta = 3,04 \text{ g/cm}^3$. Secteur Rugi. N//; $\times 10$.
- Fig. 2. — Cristalloblast de disten (D) transformat în cea mai mare parte în sericit (S). Incluziuni de rutil (R). Material ușor rezultat la separarea clasei 3—0,3 mm, la $\delta = 3,04 \text{ g/cm}^3$. Sector Rugi. N II; $\times 10$.
- Cristalloblaste de disthène (D) transformé presque entièrement en séricite (S). Inclusions de rutile (R). Matériel léger résulté de la séparation de la classe 3—0,3 mm, à $\delta = 3,04 \text{ g/cm}^3$. Secteur Rugi. N//; $\times 10$.
- Fig. 3. — Cristalloblast de disten, prezintând un stadiu incipient de transformare (S). Material ușor rezultat la separarea clasei 2—0,3 mm la $\delta = 3,33 \text{ g/cm}^3$. Sector Rugi. NII; $\times 10$.
- Cristalloblaste de disthène, présentant un stade initial de transformation (S). Matériel léger résulté de la séparation de la classe 2—0,3 mm à $\delta = 3,33 \text{ g/cm}^3$. Secteur Rugi. N//; $\times 10$.
- Fig. 4. — Cristalloblast de disten prezintând un stadiu incipient de transformare (S). Incluziuni de rutil (R) și cuarț (Q). Material ușor rezultat la separarea clasei 3—0,3 mm, la $\delta = 3,33 \text{ g/cm}^3$. Sector Rugi. N II; $\times 10$.
- Cristalloblaste de disthène présentant un stade initial de transformation (S). Inclusions de rutile (R) et quartz (Q). Matériel léger résulté de la séparation de la classe 3—0,3 mm, à $\delta = 3,33 \text{ g/cm}^3$. Secteur Rugi. N//; $\times 10$.

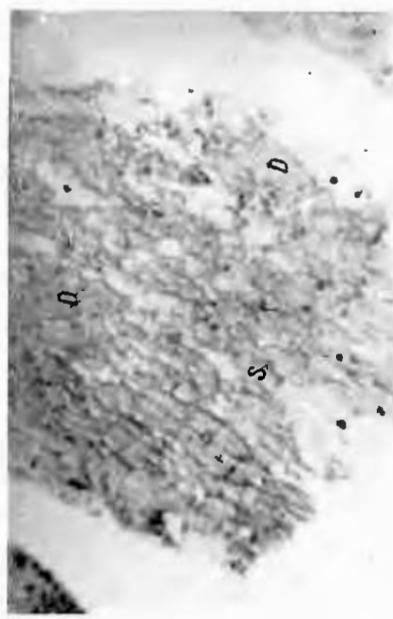




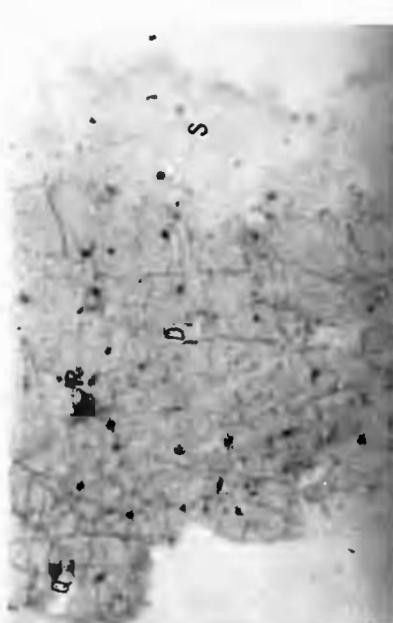
1



2



3



4

CERCETĂRI ASUPRA POSIBILITĂȚILOR DE VALORIZARE A MICAȘISTURILOR CU DISTEN DIN MUNȚII LOTRULUI¹

DE

CORNELIU PANDELESCU, IOAN ENE, ADELA DRĂGULESCU²

Abstract

Researches on the Beneficiation Possibilities of the Kyanite-bearing Micaschists from the Lotru Mountains. The results of the dressing researches carried out on a kyanite-bearing micaschists sample from the Lotru Mts are presented. The examined sample contained : 25.58 per cent Al_2O_3 ; 11.51 per cent Fe_2O_3 ; 51.25 per cent SiO_2 ; 1.12 per cent TiO_2 ; 1.24 per cent CaO ; 1.99 per cent MgO ; 0.97 per cent Na_2O ; 2.40 per cent K_2O . The researches had shown that the best results may be obtained through the gravity concentration in a heavy medium (preceded by the selective crushing of the material) followed by the magnetic concentration of the heavy product (see the diagram of the Fig. 1): kyanite concentrate with 58.69 per cent Al_2O_3 ; 0.8 per cent Fe_2O_3 ; 34.4 per cent SiO_2 ; 0.97 per cent TiO_2 (the weight recovery : 5.7 per cent). The table concentration followed by the magnetic separation (or vice versa) after the previous selective crushing of the material (the diagrams of the Fig. 2—7), leads only to the obtaining of a kyanite concentrate of a medium quality; in this case, the application of flotation as a final concentration stage is necessary (diagram of Fig. 10).

A) INTRODUCERE

Conținutul ridicat de Al_2O_3 ($\sim 63\%$) al mineralelor din grupa distenului (disten, andaluzit și sillimanit), ca și proprietatea lor de a forma prin încălzire la temperaturi ridicate (1400 — 1550°C), mullit, le fac proprii utilizări în industria materialelor refractare, ceramicei, sticlei (mullitul se caracterizează prin proprietăți refractare deosebite, stabilitate termică, stabilitate chimică la acizi și baze, rezistență mecanică). Aceasta face ca rocile cu conținut de minerale din grupa distenului să reprezinte materii prime valoroase pentru fabricarea materialelor refractare cu proprietăți superioare, precum și a siluminului, aliaj de siliciu și aluminiu, utilizat în industria construcției de motoare.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 12 mai 1972

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



Cum zăcămintele industriale de sillimanit și andaluzit sunt în general reduse atât ca număr, cât și ca ampoloare, o atenție deosebită se dă valorificării zăcămintelor de roci cu disten, în general mai răspândite și de ampoloare mai mare.

Cele mai cunoscute zăcăminte de roci distenice din lume sunt situate în India, S. U. A., Kenia, U. R. S. S., etc. Zăcăminte de valoare mai mică se întâlnesc în Europa, în Austria, Franța, etc., și, recent puse în evidență, în Bulgaria și România.

În scopul obținerii unor concentrate de disten de calitate corespunzătoare utilizării lor la fabricarea refractarelor aluminoase, rocile distenice sunt supuse operațiilor de preparare. Condițiile de calitate impuse concentratelor de disten se referă la conținuturi cât mai ridicate de Al_2O_3 și cât mai reduse de oxizi de fier, titan, alcalini și mică; industria materialelor refractare din țara noastră cere pentru concentratele de disten următoarele condiții;

Componenți	Cal. I-a	Cal. II-a	Cal. III-a
Al_2O_3 , % minim	58	52	46
Fe_2O_3 , % maxim	1,5	2	2,5
Total oxizi fondanți, % maxim	5	8	8

Cercetări geologice efectuate în ultimii ani în țara noastră au pus în evidență existența unor rezerve însemnante de roci cu conținut de disten în Carpații Meridionali, pe valea Sadului, în zona Negovanu. Mineralizația se prezintă sub forma unui micașist cu disten, muscovit, biotit, granați, cuarț, staurolit, cu intercalații de pegmatite și de gnaisuri, conținutul mediu de disten în rocă fiind de 6,5–7%.

Asupra unor probe medii colectate din această zonă au fost executate de către ICEMIN (S t o i a n et al., 1963) cercetări de laborator și la scară pilot care au dus la stabilirea unui flux tehnologic pentru obținerea unor concentrate de disten de calitate corespunzătoare.

Pe baza cercetărilor efectuate s-a recomandat un flux tehnologic ce include în linii mari: sfărimarea selectivă la 10 mm; clasarea la 1 mm a materialului sfărimat, cu eliminarea fracțiunii < 1 mm; măcinarea la 1 mm a materialului 10–1 mm; separarea magnetică în cîmp puternic; concentrarea prin zetaj de frecvență medie a produsului nemagnetic; măcinarea la 0,2 mm a concentratului de la zetaj și flotația acestuia. Prin aplicarea acestei tehnologii s-au putut obține concentrate de disten de



bună calitate, cu circa 58% Al_2O_3 și 1,6–1,8% Fe_2O_3 ; fluxul tehnologic propus — dat fiind complexitatea sa — duce însă la costuri destul de ridicate ale concentratelor, impunându-se studierea posibilității simplificării sale.

O tehnologie mai simplificată a propus — pe baza cercetărilor de laborator — firma VENOT-PIC (Franța) (Stoian, Vicol, 1968)³. Tehnologia propusă cuprinde; sfărîmarea selectivă la 10 mm; clasarea la 1 mm a materialului sfărîmat, cu eliminarea fracțiunii < 1 mm; sfărîmarea la 2 mm a materialului 10–1 mm; clasarea la 0,3 mm a materialului 2–0 mm, cu eliminarea fracțiunii < 0,3 mm separarea densimetrică în mediu dens (densitatea 3,33 g/cm³) a materialului 2–0,3 mm; separarea magnetică a produsului greu de la separarea densimetrică. Aplicând această tehnologie s-a obținut, în laborator, un concentrat de disten de calitate foarte bună, având 59,5% Al_2O_3 și 1,1% Fe_2O_3 . Se impune studierea la scară pilot a acestei tehnologii, cu atit mai mult cu cît ea include un procedeu încă neaplicat în țara noastră: separarea în mediu dens a materialului mărunt (2–0,3 mm), care se efectuează utilizând hidrocicloane.

La cererea IFLGS-București, în cadrul sectorului de preparare a minereurilor din Institutul Geologic a fost efectuat în anul 1971 un nou studiu de preparare asupra unei probe colectată din zona Negovanu inferior, cariera Negovanu, galeriile 4 și 6.

B) CERCETĂRI MINERALOGICE

1. Considerații geologice

Regiunea din care a fost colectată proba tehnologică este situată în munții Cibinului, în zona de obîrșie a râului Sadu.

Munții Cibinului sunt constituți din șisturile cristaline ale seriei de Sebeș reprezentată prin: cuarțite biotitice, amfibolite, micașisturi biotitice cu granați, micașisturi cu disten, micașisturi faneroblastice cu granați, paragnaise micacee, gnaisăe rubanate și gnaisăe lenticulare. În aceste roci apar, în mod constant, lentile concordante de pegmatite, prezintând contacte nete cu șisturile înconjurătoare și mai rar, filoane discordante (Desila-Codarcă, Stanca, 1968).

Prin lucrările miniere și de foraj executate s-a observat că rocile cu disten se prezintă sub forma unor lentile foarte mult dezvoltate pe direcție, având lungimi mai mari de 500 m și grosimi de 25–50 m. Ele prezintă

³ A. Stoian, C. Vicol. Verificarea tehnologiei simplificate de concentrare a micașisturilor cu disten, conform propunerii firmei VENOT-PIC. 1968 Arh. ICEMIN. București.



tendință de efilare spre adâncime îndințindu-se în masa gnaiseelor sub formă de ramificații. În masa rocilor cu disten s-au întlnit intercalații de gnaise biotice, amfibolice, paragnaise cu granați, gnaise pegmatitice, pegmatite. Aceste intercalații au de obicei grosimi ce variază între 5—20 m și lungimi cuprinse între 5 și 200 m. În general lentilele de roci cu disten au direcții EW și înclinări spre N cu $15-35^\circ$ ⁴.

2. Prezentarea probei

Proba cercetată a fost constituită preponderent din micașisturi și cu totul subordonat din paragnaise, între acești doi termeni extremi, existând o cantitate apreciabilă de roci de tranziție care reprezintă o trecere gradată de la un termen la celălalt. Cu totul sporadic s-au întlnit gnaise mixte.

Gradul de cristalinitate al rocii este ridicat, principalele minerale constituente — miclele, cuarțul, feldspatul, distenul, granatul, staurolitul — prezintă dimensiuni medii de 1 cm, ajungînd pînă la 3 cm.

Structura rocilor este granoblastică-porfiroblastică, textura șistoasă sau masivă.

Analiza chimică generală efectuată asupra probei tehnologice a indicat următoarele conținuturi :

	%
Al_2O_3	25,58
Fe_2O_3	11,51
SiO_2	51,25
TiO_2	1,12
P_2O_5	0,06
CaO	1,24
MgO	1,99
Na_2O	0,97
K_2O	2,40
S	0,26
P.C.	1,50

Analiza chimică a unui cristaloblast de disten (de cca 1 cm³) ales din proba brută după sfărîmare cu ciocanul, a arătat următoarele conținuturi :

	%
Al_2O_3	57,66
Fe_2O_3	5,62
SiO_2	32,28
TiO_2	1,27
P_2O_5	0,16

⁴ TPEM. Raport de sinteză asupra rocilor cu disten Sectorul Lotru-Sebeș. 1958—1962, Arh. M.M.P.G.



Compoziția mineralogică a probei cercetate, este prezentată în tabelul 1.

TABELUL 1

Compoziția mineralogică

Minerale	Dimensiuni mm	Conținut aproximativ %
Cuarț	0,05–2,70	38
Feldspat	0,02–1,70	8
Muscovit (sericit)	0,01–2,90	18
Biotit (clorit)	0,04–3,40	10
Disten	0,02 /0,08–8/30	6,5–7
Granat	0,03–8,00	7
Staurolit	0,10–4,00	4
Accesorii	Apatit	0,05–1,15
	Rutil	0,01–0,30
	Turmalină	0,02–0,80
	Zircon	0,06–0,10
	Magnetit	0,02–0,40
	Ilmenit	0,01–0,20
	Pirită + marcasită	0,20–0,60
	Pirotină	0,02–0,08
	Calcopirită	0,10–0,20

Determinarea conținutului de disten al probei s-a făcut pe clase granulometrice, prin alegerea — cu ochiul liber și la lupa binoculară — a cristaloblastelor de disten, după sfârșirea prealabilă a rocii la 10 mm și clasarea pe sitele de 5 ; 3 ; 2 și 1 mm, recalculindu-se apoi conținutul de disten al întregului material.

TABELUL 2

Repartiția cristaloblastelor de disten pe clase granulometrice

Clase granulometrice mm	Greutate %	Conținut disten %			Repartizarea distenului %
		liber	asociat	total	
10–5	47,2	—	100	16,5	78,8
5–3	10,1	70	30	6,8	7,0
3–2	4,5	75	25	9,8	4,4
2–1	10	90	10	5,4	5,4
<1	28,2	95	5	1,0	4,4
10–0	100,0	46,2	53,8	9,9	100,0



Conținutul de disten al probei, astfel determinat (9,9%), include cristaloblastele de disten așa cum apar ele în diferitele clase granulometrice, inclusiv incluziunile de alte minerale, ca rutil, magnetit, ilmenit și cuart.

Analiza chimică a cristaloblastelor de disten astfel alese a indicat următoarele conținuturi :

Al_2O_3	55,34 %
Fe_2O_3	6,19 %
SiO_2	34,59 %

Pentru o mai bună edificare s-a efectuat o determinare a conținutului de disten pe o probă medie de material sfărîmat la 2 mm (cînd deci asociațiile sănt în mare parte desfăcute;) în acest scop au fost luate în considerare produsele obținute la tratarea materialului după o schemă tehnologică incluzind sfărîmarea prealabilă la 10 mm, cu eliminarea clasei <1 mm, urmată de sfărîmarea la 2 mm a materialului 10—1 mm și apoi de separarea în mediu dens ($\delta = 3,3 \text{ g/cm}^3$) a acestuia, după eliminarea clasei <0,3 mm, și de separarea magnetică a produsului greu de la separarea densimetrică.

Rezultatele obținute, pe baza căror s-a făcut apoi recalcularea conținutului de disten al întregului material, sănt arătate în tabelul 3.

TABELUL 3

Conținuturile de disten ale produselor unei operații de preparare

Produse	Greutate %	Conținut disten %	Repartizarea distenului %
< 1 mm	28,2	1,0	4,1
<0,3 mm	18,5	1,0	2,7
Prod. ușor ($\delta = 3,3 \text{ g/cm}^3$)	34,2	1,0	5,0
Magnetic I	14,3	10,1	21,0
„ II	0,7	81,0	8,3
Nemagnetic	4,1	98,6	58,9
Total	100,0	6,9	100,0

Analiza chimică a cristaloblastelor de disten rezultate la această determinare a indicat următoarele conținuturi :

Al_2O_3	57,85 %
Fe_2O_3	3,88 %
SiO_2	32,05 %

Față de rezultatele determinărilor efectuate se poate aprecia că proba cercetată are un conținut de 6,5—7% disten.



3. Descrierea microscopică

La microscop roca apare constituită din benzi micacee ce alternează cu benzi constituite din cuarț, asociat cu foarte puțin feldspat plagioclaz în micașisturi; cantitatea de feldspat crește în tipurile intermediare, pînă se ajunge la fișii cuarțo-feldspatice, în paragnaise. Pe acest fond se detașează porfiroblaste de disten, granat și staurolit.

Distenul este prezent în toate tipurile de roci menționate. El formează cristaloblaste larg dezvoltate, alungite după axul c, cu dimensiuni ce variază între 0,02–8 mm grosime și lungimi de la 0,08 mm la 30 mm; dimensiunile cele mai frecvent întâlnite fiind de 6/18 mm. Adesea prezintă macle lamelare. Distenul este în mare parte proaspăt, nealterat (Pl. I, fig. 1), dar constant, el include numeroase acicule și cristale mai mari de rutil (Pl. I, fig. 2, 3, 4). De asemenea distenul conține incluse numeroase alte minerale: magnetit, ilmenit, hematit, cuarț, turmalină, pirită, marcasită dispuse în general pe liniile de clivaj și pe fisurile din cristal (Pl. II, fig. 1, 2, 3 și 4). Uneori incluziunile de cuarț sunt dispuse în șiruri paralele, perpendicularare pe alungirea cristaloblastului de disten, ceea ce denotă o rotire a acestuia în timpul creșterii sale (Pl. III, fig. 1).

Asociația distenului cu mineralele menționate ca incluziuni este strinsă (în medie, pînă la 0,2 mm), cea mai frecventă asociație fiind cu rutilul. Distenul este asociat de asemenea cu mineralele micacee, el nu este asociat cu granatul.

Granatul formează porfiroblaste conținînd și el incluziuni de cuarț mai frecvent, de rutil și magnetit. Adesea întregul cristal este ciuruit, alteori incluziunile sunt mai frecvente în zona marginală, indicînd o accelerare a creșterii mineralului (R a s t, 1965). Uneori se observă creșterea dimensiunilor incluziunilor de cuarț de la centru spre periferie, ceea ce presupune o dezvoltare succesivă a granatului care devine mai rapidă în stadiul final al cristalizării (H a r r i s , R a s t, 1960). Adesea se observă în porfiroblastele de granat structuri helicitice (Pl. III, fig. 2). Granatul este frecvent asociat cu cuarțul, staurolitul și mineralele micacee.

Staurolitul formează de asemenea cristale dezvoltate, adesea idiomorfe, conține și el frecvențe incluziuni de cuarț, rutil și magnetit (Pl. III, fig. 3). Staurolitul este asociat cu granatul, cuarțul, magnetitul și mineralele micacee.

Cuarțul este mineralul predominant al rocii, prezentînd conture neregulate și evidente extincții ondulatorii.

Feldspatul plagioclaz este obișnuit maclat polisintetic și conține adesea cuarț inclus.



Într-o singură acțiune s-a identificat un gnais mixt cu muscovit și biotit în care, pe lingă feldspatul plagioclaz, mai apare microclinul, sub formă de xenoblaste cu foarte fine structuri cadrilate.

Muscovitul apare de obicei în asociere cu lamelele de biotit constituind fișii. Unele lamele de muscovit prezintă local, aglomerări de solzi fini de sericit. În biotit se întâlnesc frecvent granule de zircon cu aureole pleocroice. Foișe de muscovit și biotit se găsesc incluse în porfiroblaste de disten, granat și staurolit.

Oxizii de fier, magnetitul, hematitul și ilmenitul, formează cristale prismatice idiomorfe sau granule cu contur neregulat, fie incluse în cristaloblastele de disten — cind sunt dispuse pe clivajele acestuia — fie în celealte minerale componente (Pl. II, fig. 1, 2, 3 și 4).

Limonitul umple fisurile rocii sau se insinuează de-a lungul clivajelor muscovitului și biotitului.

Dintre sulfurile de fier, pirlita este mai frecventă umplind fisurile rocii sau constituind granule izolate (Pl. III, fig. 4).

C) CERCETĂRI DE PREPARARE

Observațiile mineralogice efectuate asupra rocii cercetate au arătat că deși majoritatea mineralelor care o compun sunt în general dure, totuși roca în ansamblu este friabilă la soc, ca urmare a texturii rocii și prezenței în cantitate destul de mare a mineralelor micacee, foioase, orientate paralel cu șistozitatea (acestea, prin suprafetele lor de clivaj, constituie suprafete de slabă rezistență la sfărîmarea rocii).

Pentru a vedea modul de comportare a rocii la sfărîmare, o cantitate de cîteva kilograme de material (< 30 mm) a fost sfărîmată la 10 mm (operăția de sfărîmare, efectuată într-un granulator cu valț, a fost condusă cu deosebită grijă, deoarece s-a urmărit îndeosebi desfacerea mineralelor prezente în rocă, cu evitarea sfărîmării prea avansate a cristelor de disten). Materialul sfărîmat a fost clasat pe sitele de 5 ; 3 ; 2 și 1 mm, determinîndu-se apoi mineralologic conținutul de disten în clasele respective.

Rezultatele acestor determinări, prezentate în tabelul 2, arată că peste 95% din disten se concentreză în clasele >1 mm, faptul că materialul < 1 mm, care reprezintă circa 28% din produsul brut sfărîmat la 10 mm, este practic lipsit de disten, indică posibilitatea realizării unei preconcentrări prin sfărîmare selectivă (sfărîmare la 10 mm, în utilaje adecvate, urmată de eliminarea clasei < 1 mm).



Luînd în considerare caracteristicile chimico-mineralogice ale rocii, precum și condițiile de calitate cerute concentratelor de disten, rezultă că în afara sfărîmării selective trebuie avute în vedere următoarele metode de concentrare :

concentrarea gravitațională, pentru separarea mineralelor ușoare (cuart, mice, feldspați) ;

concentrarea magnetică pentru separarea mineralelor purtătoare de fier (biotit, granați, magnetit, ilmenit, rutil, etc.).

De asemenea, ținînd seama de faptul că distenul este destul de intim asociat cu majoritatea mineralelor prezente în rocă (cu excepția granatului), va trebui avută în vedere și flotația probabil singura metodă capabilă să ducă în final la obținerea de concentrate de calitate superioară.

În cadrul cercetărilor de preparare efectuate, în scopul realizării unor concentrate finale de calitate, la un preț de cost mai scăzut, s-a avut în vedere aplicarea unor fluxuri tehnologice care să includă în primele etape metode de preparare mai ieftine, prin care să se obțină concentrări succesive, și numai într-o etapă finală, în măsură în care nu s-a obținut o calitate corespunzătoare a concentratului de disten, să fie aplicată flotația, pe o cantitate cît mai redusă de material.

Schemele de preparare aplicate au cuprins în prima etapă operația de sfărîmare selectivă la 10 mm, urmată de clasarea la 1 mm și eliminarea materialului < 1 mm.

Menționăm că întrucât nu am dispus de un utilaj special pentru realizarea sfărîmării selective, această operație a fost executată într-un granulator cu valț, fiind condusă însă cu multă grijă (în 4—5 trepte, la primele 2—3 trepte distanța dintre elementele de sfărîmare ale granulatorului fiind reglată la peste 10 mm).

În continuare, experimentările de concentrare cu material 10—1 mm de la sfărîmarea selectivă au fost executate — determinat într-o anumită măsură și de tipul de utilaje de care s-a dispus — cu aplicarea următorului flux : concentrarea gravitațională (pe mese sau în mediu dens), urmată de concentrarea magnetică a produsului conținând mineralele grele ; în unele cazuri s-a aplicat în prima etapă separarea magnetică și apoi în etapa următoare concentrarea pe mese a produsului nemagnetic. În scopul obținerii unor concentrate de disten de calitate superioară, s-a aplicat flotația ca fază finală.

În cele ce urmează sint prezentate rezultatele obținute la experimentările de preparare efectuate cu aplicarea următoarelor linii de concentrare :



concentrarea gravitațională în mediu dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu;

concentrarea gravitațională pe mese urmată de separarea magnetică a concentratului gravitațional sau invers;

flotația ca fază finală de concentrare.

1. Concentrarea în mediu dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu

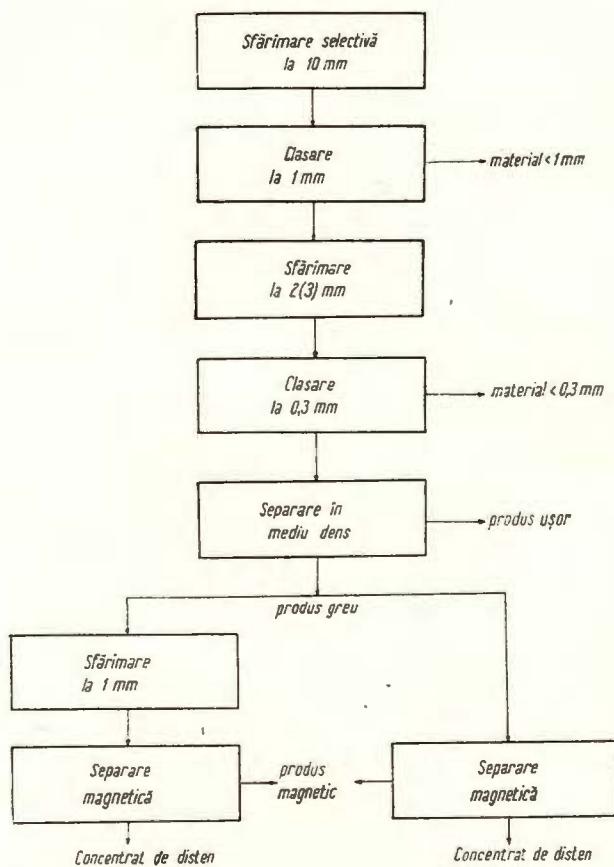


Fig. 1. — Concentrarea în mediu dens urmată de concentrarea magnetică a produsului greu.

Concentration en milieu dense suivie de concentration magnétique du produit lourd.

Experimentările au fost efectuate — conform schemei din fig. 1 — cu material 10—1 mm sfârîmat la 2 și 3 mm (operația de sfârîmare executa-

tă în granulator cu valț, de laborator, a fost făcută în trei trepte pentru a evita sfărîmarea prea avansată a granulelor de disten). Materialul sfărîmat a fost apoi clasat la 0,3 mm, clasa < 0,3 mm eliminîndu-se ca steril (determinările mineralogice efectuate au arătat că această clasă are un conținut de maximum 1% disten, ceea ce reprezintă 2,7% din distenul prezent în roca brută). Materialul < 0,3 mm (clasele 2–0,3 mm și respectiv 3–0,3 mm) a fost supus separării în lichid greu; au fost folosite lichide grele avînd densitatea de 3,04 g/cm³ (amestec de iodură de mercur și iodură de potasiu) și 3,33 g/cm³ (amestec de iodură de mercur și iodură de bariu). Produsul greu obținut la separarea densimetrică a fost supus — după spălare și uscare — separării magnetice (tratare în trepte cu creșterea succesivă a cîmpului); în acest scop a fost utilizat un separator magnetic cu rolă, cu inducție (intensitatea maximă a cîmpului 10–12.000 Öe), la care pentru

TABELUL 4

Rezultatele obținute la concentrarea în mediu dens următoare concentrarea magnetică a produsului greu

Mărimea materialului supus separării densimetrice mm	Densitatea lichidului greu gr/cm ³	Mărimea materialului supus separării magnetice mm	Greutatea concentratului de disten %	Conținut de disten %	Conținuturi %					
					Recuperarea de disten * %	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂	P ₂ O ₅
2–0,3	3,04	2–0,3	4,9	92	65,40	56,36	0,88	36,97	0,90	0,36
	3,33	2–0,3	4,5	96	62,70	57,95	0,90	35,60	0,78	0,12
	1	5,7	95	75,80	58,69	0,80	34,40	0,97	0,07	
3–0,3	3,04	3–0,3	4,5	85	55,40	52,70	1,30	38,42	1,04	0,25
	3,33	3–0,3	3,9	86	48,70	55,90	1,10	35,12	0,70	0,80
	1	6,1	89	78,75	56,26	0,88	37,0	0,82	0,08	

* Recuperarea de disten (m) a fost determinată cu relația $m = v \frac{c}{a}$, în care v este greutatea (%) a concentratului de disten; c, conținutul de disten al concentratului, iar a, conținutul de disten al materialului brut (conform datelor din tabelul 3, a = 6,9%).

obținerea de cîmpuri din ce în ce mai intense s-a mărit succesiv intensitatea curentului electric de la 2,5 A pînă la 9 A. Produsul greu obținut la separarea în lichid greu cu densitatea 3,33 g/cm³ a fost supus separării magnetice fie ca atare, fie după o prealabilă măcinare la 1 mm (în granulatorul cu valț).



Rezultatele finale obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelul 4. Examinarea acestuia arată că rezultatele cele mai bune — atât calitativ cât și cantitativ — se realizează prin prelucrarea clasei 2 — 0,3 mm, la o densitate de separare de $3,33 \text{ g/cm}^3$. Se constată că măcinarea la 1 mm a produsului greu obținut la separarea densimetrică duce la o apreciabilă îmbunătățire a indicilor calitativi și cantitativi; aceasta ca urmare a faptului că prin măcinarea mai înaintată a materialului supus separării magnetice se realizează în condiții mai bune îndepărarea incluziunilor, îndeosebi de minerale purtătoare de fier — uneori destul de fine — pe care le prezintă granulele de disten.

Concentratul de disten astfel obținut ($58,69\% \text{ Al}_2\text{O}_3$; $0,8\% \text{ Fe}_2\text{O}_3$; $34,4\% \text{ SiO}_2$; $0,97\% \text{ TiO}_2$) — reprezentând 5,7% din întreg materialul — are un indice pirometric de 195, iar culoarea după ardere: alb-cenușiu, deci o calitate corespunzătoare utilizării lui în industria materialelor refractare.

2. Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică (sau invers)

Experimentările efectuate au urmărit stabilirea posibilității obținerii unui concentrat final de disten, de calitate corespunzătoare, prin aplicarea unei scheme tehnologice inclusiv, după sfărîmarea selectivă la 10 mm și clasarea la 1 mm, sfărîmarea la 1 (0,5) mm urmată de concentrarea pe mese și separarea magnetică, sau invers.

a) **Experimentări cu material sfărîmat la 1 mm.** După sfărîmarea la 1 mm, materialul a fost clasat la 0,5 mm și apoi tratat pe clase: $1 - 0,5$ și $< 0,5$ mm, conform schemelor din figurile 2—5 și respectiv 6 și 7.

Condițiile de lucru în care s-au obținut rezultatele cele mai favorabile la concentrarea pe mese sunt prezentate în tabelul 5.

TABELUL 5

Condițiile de lucru la concentrarea pe mese

Condiții de lucru	La tratarea clasei	
	$1 - 0,5 \text{ mm}$	$< 0,5 \text{ mm}$
Lungimea cursei, mm	8	8
Frecvența cursei, curse/min.	450	450
Înclinarea mesei, °	2	1



Separarea magnetică a fost efectuată cu un separator magnetic cu rolă cu inducție (cîmp maxim : 10—12.000 Oe), materialul fiind supus unei tratări în trepte, cu creșterea succesivă a intensității cîmpului magnetic (realizată prin mărirea succesivă a intensității curentului electric de la 2,5 A pînă la 9 A).

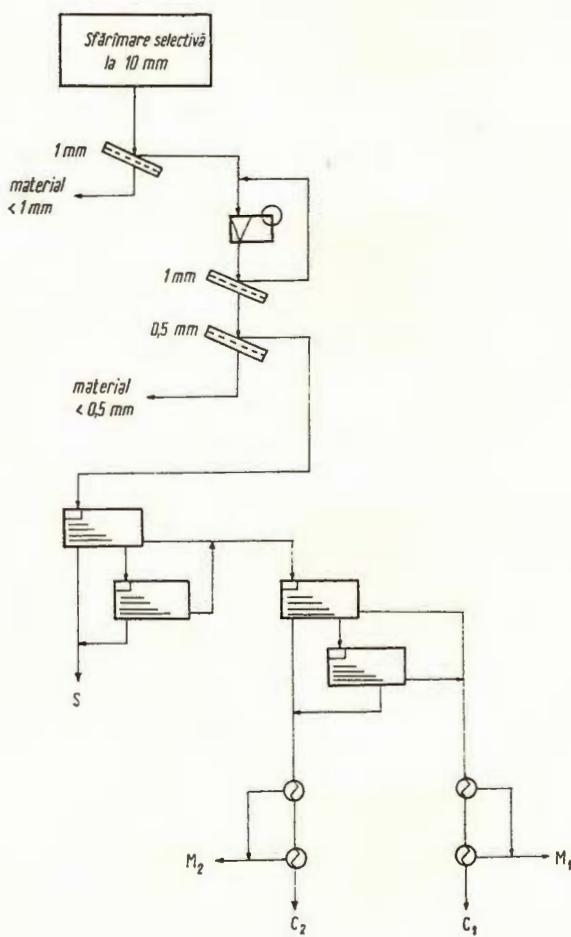


Fig. 2. — Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică (clasa 1—0,5 mm din materialul sfârșimat la 1 mm).

Concentration à tables suivie de la séparation magnétique (classe 1—0,5 mm du matériel broyé à 1 mm).

După cum se vede din schemele prezentate, tratarea materialului s-a executat fie aplicînd în prima etapă concentrarea pe mese și apoi



separarea magnetică a concentratului gravitațional, fie invers, mai întâi separarea magnetică și apoi concentrarea pe mese a produsului nemagnetic. În unele cazuri (clasa 1—0,5 mm), după un prim tratament pe masa de concentrare, s-a executat o sfărîmare a materialului înainte de tratamentul

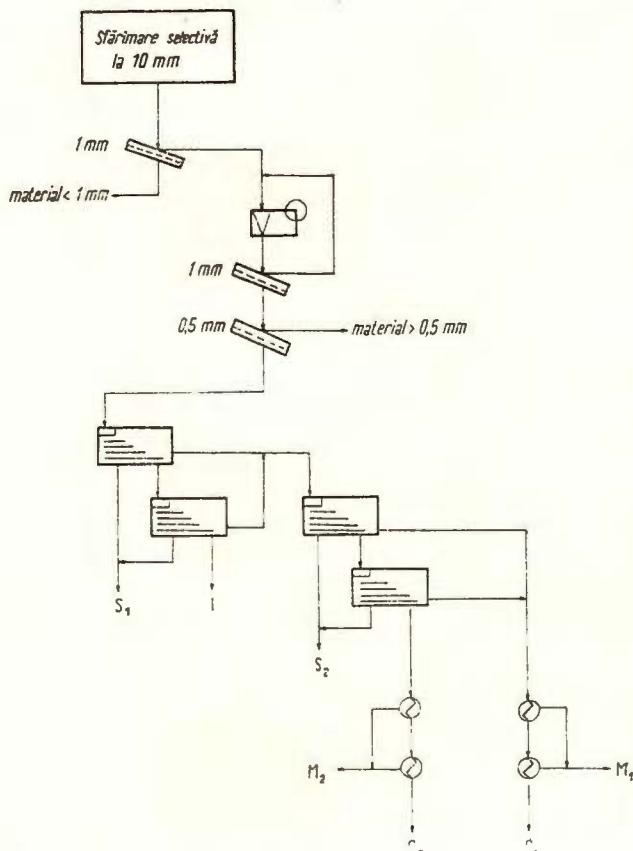


Fig. 3. — Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică (clasa 1—0,5 mm din materialul sfărîmat la 1 mm).

Concentration à tables suivie de séparation magnétique (classe 1—0,5 mm du matériel broyé à 1 mm).

ulterior (fig. 5); în alte cazuri (cl. < 0,5 mm), înainte de tratarea materialului (separarea magnetică + mese de concentrare) s-a efectuat o clasare mai strânsă a sa (fig. 6).

Rezultatele obținute la experimentările efectuate cu material sfărîmat la 1 mm sunt prezentate în tabelul 6.

Se constată că rezultatele cele mai bune au fost obținute prin aplicarea schemei din fig. 5 b, în cazul materialului 1—0,5 mm, și a celei din fig. 7, în cazul materialului < 0,5 mm ; în acest fel s-a realizat în final un concentrat cu 70—72% disten, care reprezintă circa 7% din întreg materialul, recuperarea de disten fiind de circa 75%.

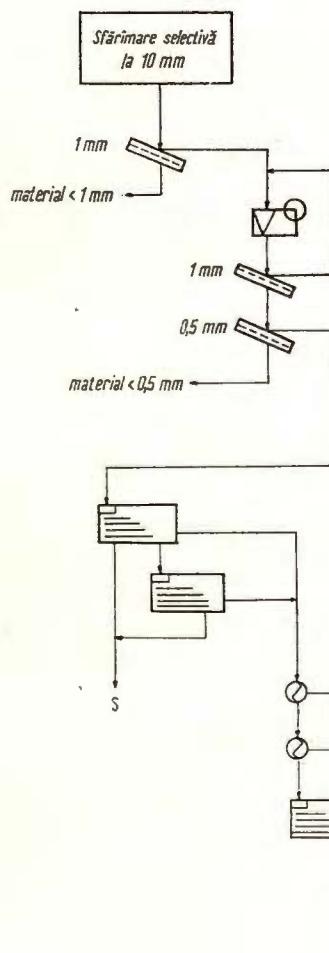


Fig. 4. — Concentrare pe mese și separare magnetică (clasa 1—0,5 mm din materialul sfârșimat la 1 mm).
Concentration à tables et séparation magnétique (classe 1—0,5 mm du matériel broyé à 1 mm).

Rezultă deci că prin aplicarea unor scheme incluzînd numai concentrarea gravitațională pe mese și separarea magnetică, nu se poate realiza decît un concentrat de disten de calitate medie (avînd 50—51% Al_2O_3 ; circa 0,9% Fe_2O_3 ; 40—41% SiO_2 ; circa 0,8% TiO_2).



Săriinare selectivă la 10 mm

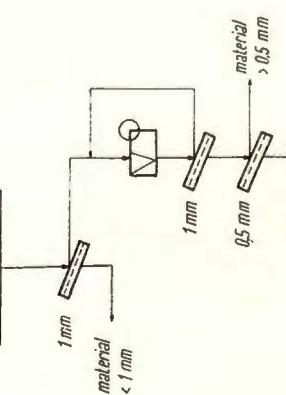


Fig. 5. — Concentrarea pe mese a clasei 1—0,5 mm din materialul sfârmat la 1 mm, urmată de refărmare la 0,5 mm a concentratului gravitational și apoi retratarea acestuia pe mese de concentrare și separare magnetică (variantă b) sau invers (variantă a).

Concentration à tables de la classe 1—0,5 mm du matériel broyé à 1 mm, suivie du rebroyage à 0,5 mm du concentré gravitationnel et ensuite son traitement à tables de concentration et de séparation magnétique(variante b) ou bien inversement (variante a).

Săriinare selectivă la 10 mm

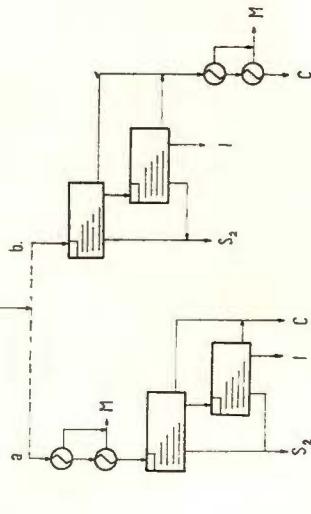
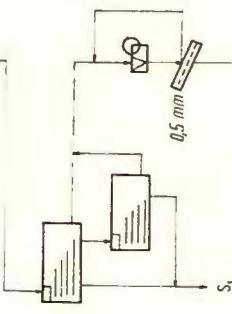
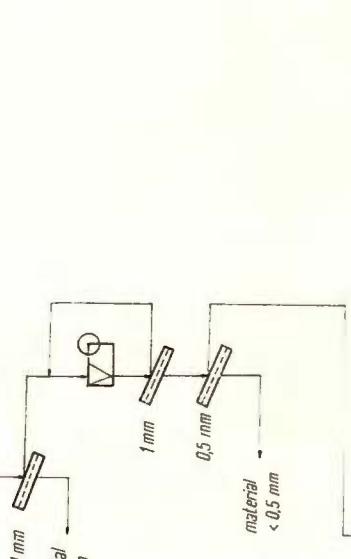
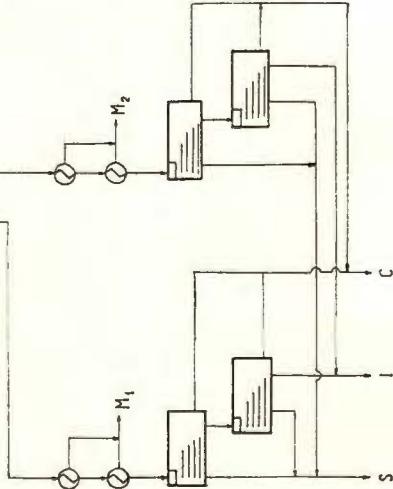


Fig. 6. — Separarea magnetnică urmată de concentrare pe mese (clasele < 0,5 mm din materialul sfârmat la 1 mm). Séparation magnétique suivie de concentration à tables (classes < 0,5 du matériel broyé à 1 mm).



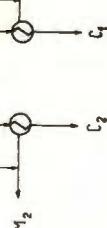
TABELUL 6

Rezultatele obținute cu materialul sfărmat la 1 mm

Clasa de material tratat mm	Schema de lucru	Producător	Greutate %	Conținut disien %	Concențuri %					
					C ₁	C ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	
1 - 0,5	Fig. 2	C ₁ C ₂	4,1 6,0	62,0 16,5	36,85 14,35	49,6	1,12	41,71	0,92	0,21
	Fig. 3	C ₁ C ₂	2,5 1,5	65,5 64,5	23,75 14,00	50,1 49,4	0,78 0,81	40,77 41,2	0,81 1,11	0,19 0,25
		C ₁ + C ₂	4,0	65,0	37,75	49,8	0,79	40,93	0,92	0,21
	Fig. 4	C I	3,0 7,0	75,0 25,0	32,6 25,4	51,15	1,30	37,67	0,87	0,20
	Fig. 5 a	C I	3,8 4,2	70,0 25,0	38,5 13,2	50,87	1,11	38,72	0,85	0,17
	Fig. 5 b	C	4,2	70,0	42,5	50,72	0,91	41,26	0,78	0,19
	Fig. 6	C I	3,0 7,0	70,0	30,2	51,74	0,91	41,26	0,78	0,19
1 - 0,5	Fig. 7	C ₁ C ₂ C ₁ + C ₂	3,0 1,2 4,2	72,5 50,0 68,0	32,6 8,7 41,3	50,61 45,10 49,0	0,97 1,31 1,06	40,62 44,71 41,8	40,83 0,97 0,87	0,21 0,17 0,19

 $M_1 \leftarrow M_1$ - Fig. 7. - Concentrarea pe mese următoare de separarea magnetică (clasele < 0,5 mm din materialul sfărmat la 1 mm).

Concentration à tables suivie de séparation magnétique (classes < 0,5 mm du matériel broyé à 1 mm).



b) Experimentări cu material sfărîmat 0,5 mm. Materialul a fost tratat conform schemelor din figurile 8 și 9. În prima etapă s-a aplicat, într-un caz, concentrarea pe masă, care a fost urmată de separarea magnetică a produselor cu conținut de disten, iar în celălalt caz separarea

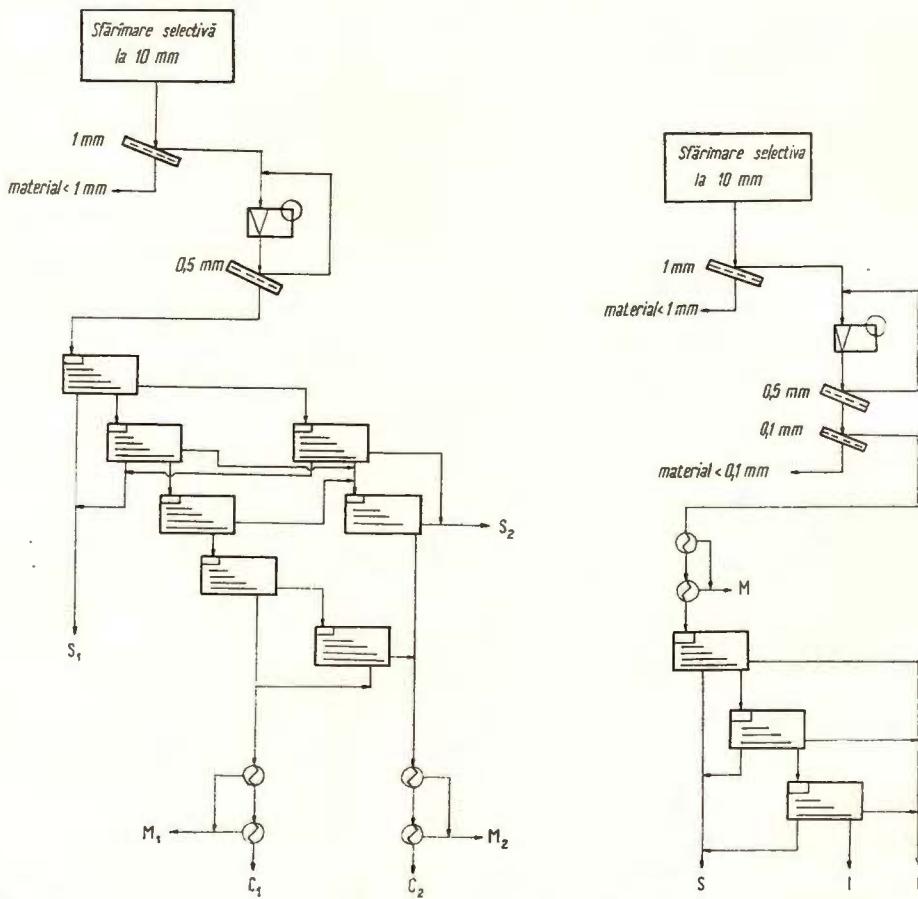


Fig. 8. — Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică (material < 0,5 mm).

Concentration à tables suivie de séparation magnétique (classes < matériel 0,5mm).

Fig. 9. — Separarea magnetică urmată de concentrarea pe mese (material < 0,5 mm).

Séparation magnétique suivie de concentration à tables (matériel < 0,5 mm)

magnetică (precedată de clasarea materialului la 0,1 mm), urmată de concentrarea pe masă a produsului nemagnetic.

Rezultatele obținute la aceste experimentări sint arătate în tabelul 7. Se constată că în ambele cazuri — ca și la tratarea materialului sfărîmat

la 1 mm — concentrațele finale realizate, care reprezintă 8,7—8,8% din întreg materialul, sunt de calitate medie : 50—51% Al_2O_3 ; 0,87—0,88% Fe_2O_3 ; 40,3—40,5% SiO_2 ; 0,71—0,78% TiO_2 .

TABELUL 7

Rezultatele obținute cu materialul sfărmat la 0,5 mm

Schema de lucru	Produse	Greutate %	Conținuturi %				
			Al_2O_3	Fe_2O_3	SiO_2	TiO_2	P_2O_5
Fig. 8	C_1	5,7	50,67	0,87	40,32	0,78	0,09
	C_2	3,1	49,88	0,98	41,83	0,84	0,12
	C_1+C_2	8,8	50,4	0,9	40,85	0,80	0,10
Fig. 9	C	8,7	51,10	0,88	40,51	0,71	0,19
	I	4,9	32,19	1,11	47,32	0,96	0,23

3. Flotația ca fază finală de concentrare

Experimentările prezentate în capitolul anterior au arătat că prin aplicarea unor scheme incluzând numai concentrarea gravitațională pe mese și separarea magnetică, în diferite variante, nu pare posibilă realizarea unui concentrat final de disten de calitate superioară, în limitele unor indici tehnico-economiți acceptabili ; în acest scop se impune aplicarea flotației, ca fază finală.

Au fost executate experimentări cu material sfărmat la 0,5 mm, care a fost supus mai înainte unui tratament după o schemă incluzând concentrarea pe masă și separarea magnetică ; produsul îmbogățit în disten, astfel obținut, a fost supus apoi flotației în 2 etape, după o prelabilă măcinare la 0,2 mm, urmată de deșlamarea la 40 μm (fig. 10). Măcinarea a fost executată, uscat sau umed, în moară nemetalică cu bile de portelan, în 3—4 trepte, cu scopul evitării supramăcinării granulelor de disten. Îndepărțarea materialului $< 40 \mu\text{m}$ s-a executat fie uscat, cu ajutorul sitei, fie umed, utilizând un con-clasor.

La experimentările de flotație au fost folosiți ca reactivi colectori oleat de sodiu sau aeropromotori (colectori anionici de tip sulfonat de fabricație Cyanamid), iar ca modificatori acid citric și respectiv acid sulfuric.

Rezultatele cele mai favorabile, precum și condițiile de lucru în care au fost obținute, sunt prezentate în tabelul 8.



Se constată că prin aplicarea flotației se pot obține, în condițiile menționate, concentrate de disten, reprezentind 5—5,1% din întreg materialul, având o calitate corespunzătoare utilizării lor în industria

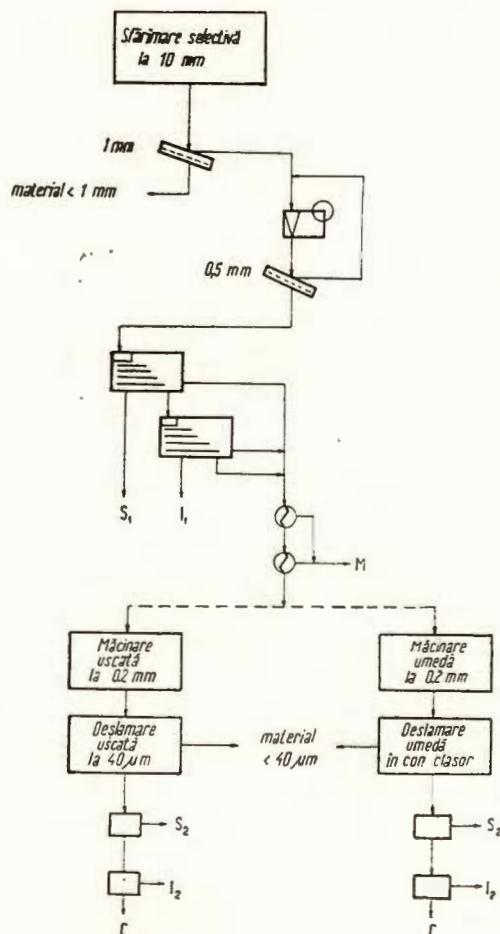


Fig. 10. — Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică (material < 0,5 mm) și apoi de flotație (material < 0,2 mm). Concentration à tables suivie de séparation magnétique (matériel < 0,5 mm) et ensuite de flottation (matériel < 0,2 mm).

materialelor refractare (57,8—58% Al_2O_3 ; 0,7—0,8% Fe_2O_3 ; 35,7—37,2% SiO_2 ; 0,71—0,78% TiO_2 ; indice pirometric: 188—192: culoarea după ardere: alb-cenușiu).

TABLEUL 8
Rezultatele obținute prin flotare ca fază finală de concentrare

Condiții de lucru	Producție	Greutate %	Conținuturi %				Caracteristici refractare
			Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	TiO ₂	
a La flotarea primară diluția (L/S) reactivi acid sulfuric aeropromotor (801 + 825 timp condiționar ^o timp flotare pH La refloatarea concentratului primar reactivi aeropromotor (801 + 825) timp condiționare timp flotare pH	5/1 4 kg/t 0,38 kg/t 12 min. 5 min. 0,38 kg/t 5 min. 3 min. 6,5						— indice pirometric : 188 — culoarea după ardere : alb-cenușiu
b La flotarea primară diluție (L/S) reactivi acid citric oleat de sodiu condiționare în moară. timp flotare pH La refloatarea concentratului primar reactivi acid citric timp condiționare timp flotare pH	5/1 0,4 kg/t 0,825 kg/t 7 min. 6–6,5 0,125 kg/t 5 min. 2 min. 6–6,5		Concentrat disten	5,1 58,00 0,80	37,20 0,71	0,19	— indice pirometric : 192 — culoarea după ardere : alb-cenușiu



D) CONCLUZII

În lucrare sînt prezentate rezultatele cercetărilor de preparare efectuate asupra unei probe de micașisturi cu conținut de disten din munții Lotrului (zona Negovanu inferior, cariera Negovanu, galerile 4 și 6).

Analiza chimică generală a indicat următoarele conținuturi principale ale probei tehnologice: 25,58% Al_2O_3 ; 11,51% Fe_2O_3 ; 51,25% SiO_2 ; 1,12% TiO_2 ; 1,24% CaO ; 1,99% MgO ; 0,97% Na_2O ; 2,40% K_2O .

Determinările mineralogice efectuate au permis stabilirea următoarei compoziții mineralogice: 38% cuarț, 28% mice; 8% feldspat; 7% granat; 6,5–7% disten; 4% staurolit; 8% minerale accesori (rutil, ilmenit, magnetit, turmalină, apatit, etc.).

Distenul, principalul mineral util din probă, constituie cristale ce ajung la 30 mm lungime și 8 mm grosime, dimensiunile medii fiind de 6/18 mm. El este în general proaspăt, nealterat, prezintind uneori o ușoară brunificare; conține aproape constant incluziuni de rutil (cele mai frecvente), magnetit, ilmenit, hematit, cuarț etc. dispuse în general pe liniile de clivaj. Asociația distenului cu mineralele menționate este frecventă la dimensiuni de 0,2 mm. Asociația cu mineralele micacee apare la dimensiuni >1 mm. Distenul nu este asociat cu granatul, luând în considerare caracteristicile chimico-mineralogice ale probei, precum și condițiile de calitate cerute concentratelor de disten, cercetările de preparare au fost executate pe următoarele linii:

1. Concentrarea gravitațională în mediu dens (precedată de sfârșirea selectivă a materialului), urmată de concentrarea magnetică a produsului greu (conform schemei din fig. 1)

Rezultatele obținute, sintetizate în tabelul 4, arată că prin tratarea clasei 2–0,3 mm la o densitate de separare de 3,3 g/cm³, urmată de concentrarea magnetică a produsului greu, după prealabilă lui măcinare la 1 mm, se poate realiza în final un concentrat de disten – reprezentând 5,7% din întreg materialul – de bună calitate, având 58,69% Al_2O_3 ; 0,8% Fe_2O_3 ; 34,4% SiO_2 ; 0,97% TiO_2 ; indicele pirometric este 195, iar culoarea după ardere alb-cenușiu.

2. Concentrarea pe mese urmată de separarea magnetică (sau invers), după prealabilă sfârșirea selectivă a materialului (schemele din fig. 2–7)

Experimentările efectuate pe această linie, ale căror rezultate sunt prezentate în tabelele 6 și 7, au arătat că prin aplicarea unor scheme incluzând numai concentrarea gravitațională pe mese și separarea magnetică,



în diferite variante, nu pare posibilă realizarea unui concentrat final de disten de calitate superioară, în limitele unor indici tehnico-economiți acceptabili.

Concentratul de disten obținut în aceste condiții este de calitate medie, având 50–51% Al_2O_3 ; 0,87–0,9% Fe_2O_3 ; 40–41% SiO_2 ; 0,71–0,8% TiO_2 .

3. Flotația ca fază finală de concentrare

Experimentările efectuate au arătat (tab. 8) că prin aplicarea flotației ca fază finală de concentrare (după ce materialul a fost supus mai întâi unui tratament incluzind sfărimarea selectivă, concentrarea pe masă și separarea magnetică), se pot obține concentrate de disten, reprezentând 5–5,1% din întreg materialul, de calitate corespunzătoare utilizării lor în industria materialelor refractare (cu 57,8–58% Al_2O_3 ; 0,7–0,8% Fe_2O_3 ; 35,7–37,2% SiO_2 ; 0,71–0,78% TiO_2 ; indice pirometric: 188–192; culoarea după ardere: alb-cenușiu).

În concluzie, rezultă că din punct de vedere tehnologic, micașisturile cu conținut de disten din munții Lotrului — reprezentate prin probă cercetată — pot fi valorificate în bune condiții. Dată fiind însă complexitatea fluxului tehnologic de preparare, precum și conținutul de disten nu prea ridicat (6,5–7%) al rocii cercetate, este evident că oportunitatea exploatarii zăcământului respectiv nu ar putea intra în discuție decât după efectuarea unui studiu tehnico-economic, care să aibă în vedere pe lîngă elementele menționate, rezervele geologice și condițiile de exploatare.

La o primă apreciere rezultă că numai aplicarea unei tehnologii mai simplificate (care să excludă flotația) și anume concentrarea în mediu dens urmată de separarea magnetică a produsului greu, ar putea duce la realizarea unui preț de cost pe tonă de concentrat, acceptabil.

BIBLIOGRAFIE

- Dessila-Codarcea Marcela, Stancu Josefina. (1968) Text explicativ la harta geologică a Republicii Socialiste România, scara 1:200.000, foaia Sibiu. Inst. Geol. București.
- Harris A.L., Rast N. (1960) Oriented quartz inclusions in garnets. *Nature*, 185, London.
- Rast N. A965) Nucleation and growth of metamorphic minerals. In Controls of Metamorphism. W.S. Pitcher and G.W. Flinn edit. Edinburgh and London.



Savu H. (1970) Stratigrafia și izogradele de metamorfism din provincia prebalcanică din munții Semenic. *An. Inst. Geol.* XXXVIII, 223–311. București.

Stoian A., Rohr Ludmila, Vintilăescu V. (1963) Cercetări privind tehnologia de preparare a rocilor cu disten din munții Lotrului. *Cercul. Min.* 6, 187–192. I.C.E.M.I.N. București.

RECHERCHES SUR LES POSSIBILITÉS DE VALORISATION DES MICASCHISTES À DISTHÈNE DES MONTS LOTRU

(Résumé)

Ce travail présente les résultats des recherches minéralurgiques effectuées sur un échantillon de micaschiste à disthène des Monts Lotru (zone de Negovanu inférieure, carrière de Negovanu, galeries 4 et 6).

L'analyse chimique générale a indiqué les principales teneurs de l'échantillon technologique qui sont : 25,58 % Al_2O_3 ; 11,51 % Fe_2O_3 ; 51,25 % SiO_2 ; 1,12 % TiO_2 ; 1,24 % CaO ; 1,99 % MgO ; 0,97 % Na_2O ; 2,40 % K_2O .

Les déterminations minéralogiques effectuées ont permis d'établir les compositions minéralogiques suivantes : 38 % quartz; 28 % micas; 8 % feldspath; 7 % grenat; 6,5 % disthène; 4 % staurolite 8 % minéraux accessoires (rutile, ilménite, magnétite, tourmaline, apatite etc.).

Le disthème, le principal minéral de l'échantillon constitue des cristaux longs jusqu'à 30 mm et gros jusqu'à 8 mm, les dimensions moyennes étant de 6/18 mm. Il est généralement à l'état frais, non-alittéré, tirant parfois légèrement vers le brun; il contient presque constamment des inclusions de rutile (les plus fréquentes), de magnétite, d'ilménite, d'hématite, de quartz etc. ordonnées généralement le long des lignes de clivage. L'association du disthème avec les minéraux mentionnés est fréquente aux dimensions de 2 mm. L'association avec des minéraux micacés apparaît à des dimensions > 1 mm. Le disthène ne s'associe pas au grenat. Vu les caractéristiques chimico-minéralogiques de l'échantillon et les qualités que l'on réclame aux concentrés de disthène, les recherches de préparation ont été exécutées comme il suit :

1. Concentration gravimétrique en milieu dense (précédé du broyage sélectif du matériel), suivie de la concentration magnétique du produit lourd (conformément au schéma de la fig. 1).

Les résultats obtenus consignés dans le tableau 4 montrent qu'en traitant la classe 2–03 mm à une densité de séparation de 3,3 g/cm³, suivie de la concentration magnétique du produit lourd, après broyage à 1 mm, on aboutit à un concentré de disthène — représentant 5,7% du total — de bonne qualité contenant : 58,69 % Al_2O_3 ; 0,8 % Fe_2O_3 ; 34,4 % SiO_2 ; 0,97 % TiO_2 ; l'indice pyrométrique étant 195 et la couleur après calcination blanc-gris.

2. Concentration à tables à secousses suivie de la concentration magnétique (ou inversion), après broyage sélectif du matériel (schéma 2–7).

Les résultats obtenus consignés dans les tableaux 5 et 6 montrent qu'en appliquant des schémas qui n'incluent que la concentration gravimétrique à tables et la concentration magnétique (différentes variantes), selon toute vraisemblance on n'aboutit pas à un concentré final de disthène de qualité supérieure dans les limites des indices technico-économiques acceptables.



Le concentré de disthène obtenu ainsi est de qualité moyenne, contenant : 50—51 % Al_2O_3 ; 0,87—0,9 % Fe_2O_3 ; 40—41 % SiO_2 ; 0,71—0,8 % TiO_2 .

3. Flottation, comme phase finale de concentration (schéma fig. 10). Les expériences effectuées ont montré (tableau 1) qu'en appliquant la flottation comme phase finale de concentration (après broyage sélectif, concentration à tables et concentration magnétique), on aboutit à des concentrés de disthène, représentant 5—5,1% du total, de qualité acceptable pour être utilisés dans l'industrie des matériaux réfractaires (à 57,8—58 % Al_2O_3 ; 0,7—0,8 % Fe_2O_3 ; 35,7—37,2 % SiO_2 ; 0,71—0,78 % TiO_2 ; l'indice pyrométrique étant 188—192; la couleur après calcination blanc-gris).

Il s'ensuit qu'au point de vue technologique les micaschistes à disthène des Monts Lotru — représentés par l'échantillon examiné — peuvent être mis en valeurs en bonnes conditions. Cependant vu la complexité du flux technologique de préparation et la proportion en disthène peu élevée (6,5—7%) de la roche examinée il est évident que l'exploitation du gisement respectif ne saurait faire objet de discussions que avant une étude technico-économique qui devra tenir compte en dehors des éléments mentionnés aussi des réserves géologiques et des conditions d'exploitation.

Seule l'application d'une technique simplifiée (sans flottation) du type présenté antérieurement au chapitre C.1 pourrait conduire à un prix de revenu acceptable par tonne de concentré.





Institutul Geologic al României

PLANŞA I



Institutul Geologic al României

PLANŞA I

- Fig. 1. -- Disten proaspăt, nealterat (cenușiu deschis) cu mici incluziuni de rutil și minerale opace (negre) N//; $\times 10$.
Disthène frais, non-altéré (gris clair) avec petites inclusions de rutile et minéraux opaques (noirs). N//; $\times 10$.
- Fig. 2. -- Disten (d) cu incluziuni de rutil (r) și minerale opace. N//; $\times 10$. m. muscovit ; b. biotit.
Disthène (d) avec inclusions de rutile (r) et minéraux opaques. N//; $\times 10$, m. muscovite ; b. biotite.
- Fig. 3. -- Disten ușor alterat, prezintind macle polisintetice, cu foarte numeroase incluziuni de rutil. N//; $\times 10$.
Disthène légèrement altéré, présentant des macles polysynthétiques et de très nombreuses inclusions de rutile. N//; $\times 10$.
- Fig. 4. -- Disten ușor alterat, prezintind macle polisintetice, cu foarte numeroase incluziuni de rutil (r). Detaliu. N//; $\times 10$.
Disthène légèrement altéré, présentant des macles polysynthétiques et de très nombreuses inclusions de rutile (r). Détail. N//; $\times 10$.



C. PANDELESCU et al. Micașurile cu disten din munții Lotrului.



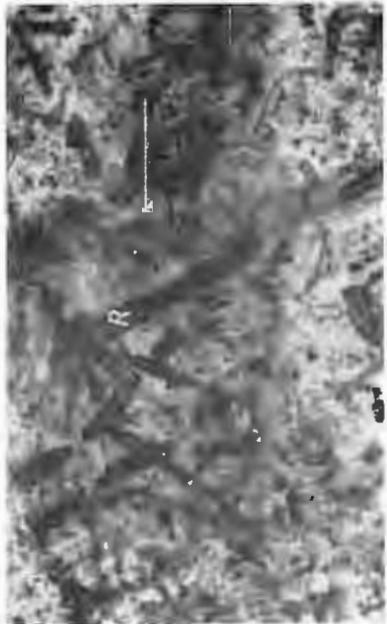
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.

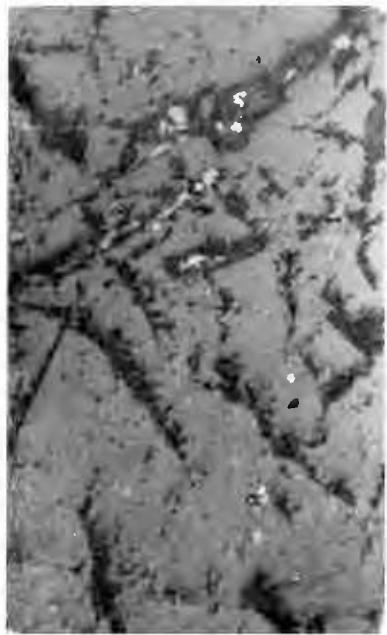
PLANŞA II

- Fig. 1. — Cristolablast de disten (d) conținând pe fisuri magnetit (m), pirită (p) și ilmenit (i). Secțiune lustruită. N//; $\times 70$.
Cristalloblastes de disthène (d) présentant des fissures remplies de magnétite (m), de pyrite (p) et d'ilménite (i). Lame mince polie. N//; $\times 70$.
- Fig. 2. — Idem. Hematit (h), marcasită (m), ilmenit (i). Secțiune lustruită. N//; $\times 70$.
Idem. Hématite (h), marcasite (m), ilménite (i). Lame mince polie. N//; $\times 70$.
- Fig. 3. — Incluziuni de magnetit (alb) într-un cristolblast de disten (cenușiu). Secțiune lustruită. N//; $\times 70$.
Inclusions de magnétite (blanche) dans un cristalloblaste de disthène (gris). Lame mince polie. N//; $\times 70$.
- Fig. 4. — Cristolblast de disten (d) proaspăt, nealterat, cu incluziuni de magnetit și ilmenit (negre). N//; $\times 70$.
Cristalloblaste de disthène (d) frais, non-altéré, avec inclusions de magnétite et d'ilménite (noires). N//; $\times 70$.

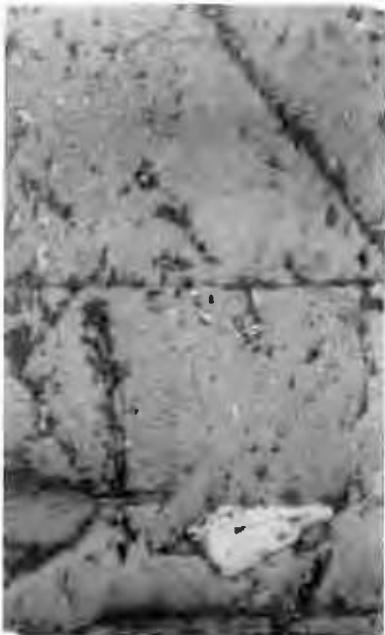


C. PANDELESCU et al. Micășturiile cu disten din munții Lotrului.

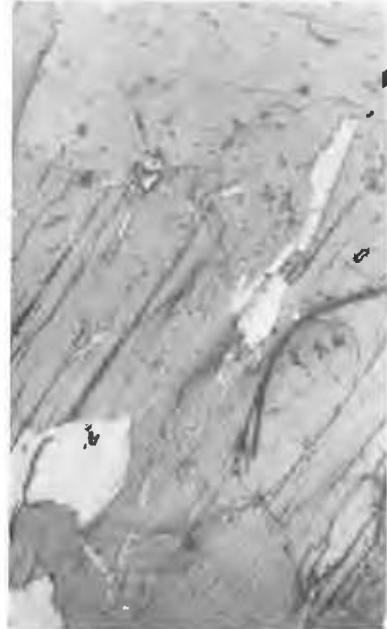
Pl. II.



1



3



2



4

Studii tehnice și economice, serie B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

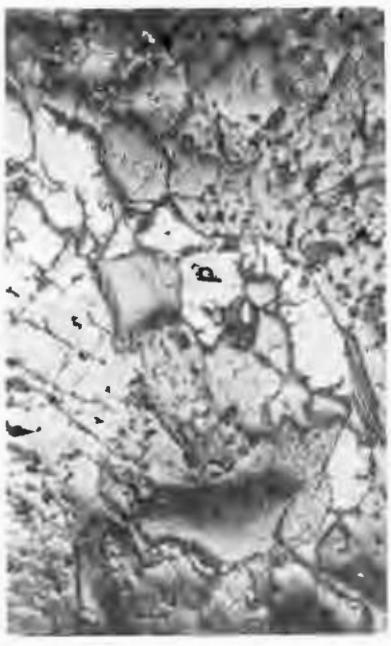
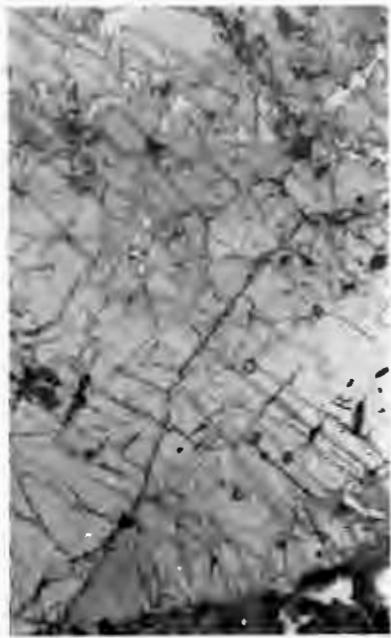
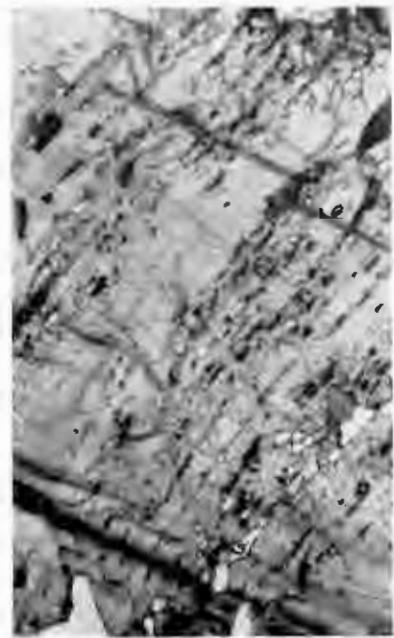
PLANŞA III

- Fig. 1. — Incluziuni de cuarț (q) dispuse în șiruri paralele, perpendiculare pe alungirea cristaloblastului de disten (d). N//; $\times 10$.
Inclusions de quartz (q) ordonnées en rangées parallèles, perpendiculaires à l'allongement du cristalloblaste de disthène (d). N//; $\times 10$.
- Fig. 2. — Granat cu structură helicitică; cuarț (q). N//; $\times 10$.
Grenat montrant une structure hélicitique ; quartz (q). N//; $\times 10$.
- Fig. 3. — Staurolit (s) cu incluziuni de cuarț (q), rutil (r) și magnetit (m). N//; $\times 10$.
Staurolide (s) avec inclusions de quartz (q), de rutile (r) et de magnétite (m). N//; $\times 10$.
- Fig. 4. — Fisură umplută cu pirită (p). Secțiune lustruită. N//; $\times 10$.
Fissure remplie de pyrite (p). lame mince polie. N//; $\times 10$.



C. PANDELESCU et al. Micașisturile cu disten din munții Lotrului.

Pl. III.



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA MINEREULUI DE FIER
DIN ZONELE ÎN EXTINDERE ALE ZĂCĂMÎNTULUI IULIA¹
DE
GEORGETA POLICI, ADELA DRĂGULESCU²

Abstract

Research relating to Iron Ore Dressing from Extension Zones of the Iulia Ore Deposit. In this paper the results of the research concerning the iron ore dressing of the Iulia deposit are presented. The technological sample contained 21.60 per cent Fe from which about 79 per cent in oxides and the rest in silicates; 29.36 per cent SiO₂; 16.50 per cent CaO; 5.58 per cent MgO; 4.64 per cent Al₂O₃; 0.33 per cent S. This research showed that, technologically, the best results may be obtained by applying a flowsheet consisting either of a magnetic concentration of raw ore, followed by a new magnetic concentration of tailings, which previously were roasted, or by the direct roasting of raw material, followed by the magnetic concentration of the material roasted. The magnetic concentrates contained 47.3—49.9 per cent Fe. The Fe recovery in concentrates reported to the iron contents from oxides has reached 85—86 per cent.

În scopul cunoașterii posibilităților de valorificare tehnologică a minereului de fier provenit din unele zone mai recent cercetate de IFLGS, din zona zăcămîntului Iulia-Dobrogea, au fost efectuate de către sectorul de preparare a minereurilor din Institutul Geologic, cercetări de preparare asupra unei probe colectată de secția Tulcea-IFLGS din forajele executate în perioada 1969—1970.

Studii petrografice asupra forajelor din șantierul Iulia au fost executate de Codarcea³ și Crudu⁴.

¹ Susținută în ședința de comunicări științifice ale Institutului Geologic din 12 mai 1972.

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

³ Venera Codarcea. Raport privind documentarea petrografică a lucrărilor de explorare executate de ISEM în șantierele Iulia-Islam-Geaferca. 1965. Arh. Inst. Geol. București.

⁴ Elena Crudu. Documentarea petrografică privind mineralizația de fier din șantierul Iulia. 1971. Arh. IFLGS. București.



CERCETĂRI MINERALOGICE

Proba tehnologică are o compoziție eterogenă, fiind constituită preponderent (60–65%) din roci de contact (skarne) și subordonate șisturi cristalofiliene epizonale și roci sedimentare slab metamorfozate. Toate aceste tipuri de roci sunt mai mult sau mai puțin mineralizate cu oxizi de fier și sporadic cu sulfuri.

O caracteristică importantă a acestei mineralizații este friabilitatea accentuată.

Analiza chimică generală efectuată asupra probei tehnologice a indicat conținuturile prezentate în tabelul 1.

TABELUL 1

Conținutul probei tehnologice

	%		%
SiO ₂	29,36	Mn ₂ O ₃	1,46
FeO	2,72	S	0,33
Fe(tot)	21,60	P ₂ O ₅	0,03
CaO	16,50	Cu	0,01
MgO	5,58	Pb	0,01
Na ₂ O	0,27	Zn	0,01
K ₂ O	0,66	H ₂ O	1,12
Al ₂ O ₃	4,64	P.C	9,71

Compoziția mineralogică a probei tehnologice este redată în tabelul 2.

Prin studiul petrografic și mineralologic s-au deosebit: în cadrul șisturilor cristalofiliene, șisturi cloritoase, șisturi cuarțitice cloritoase, și cuarțite; în cadrul rocilor sedimentare slab metamorfozate mai multe tipuri de gresii mai fine sau mai grozile, slab metamorfozate; în cadrul rocilor de contact, skarne granatifere, carbonatice, epidotice, cu diopsid.

Șisturi cristalofiliene epizonale.

Șisturile cloritoase au cea mai mare pondere în cadrul șisturilor cristalofiliene din proba tehnologică. Microstructura acestora este lepidoblastică, iar textura este șistoasă. Aceste roci sunt constituite preponderent din clorit, la care se adaugă sericit, cuarț, feldspat și epidot. Acesta din urmă este uneori atât de abundant încit să devină un șist cloritos cu epidot. În general, aceste roci sunt slab impregnate cu magnetit și străbătute de fisuri umplute cu calcit. Uneori, se identifică o masă cloritică fundamentală.



TABELUL 2

Compoziția mineralogică a probei tehnologice

		Minerale	cca %
Oxizi și hidroxizi		Magnetit (+ martit + muschetovit)	14
		Hematit (oligist)	9
		Limonit (goethit)	1
Carbonați		Spinel	sporadic
		Calcit + dolomit	19
Silicați	tecto	Siderit	sporadic
	phillo	Malachit + azutit	sporadic
		Cuarț	7
		Feldspați	1
		Clorit	9
		Biotit	1
		Sericit	1
		Talc	sporadic
Sulfuri	neso	Granați (grosular-andradit)	32
		Sfen	0,5
		Pirită	
		Calcopirită	
		Galenă	
		Blendă	
		Pirotină	0,6

cu numeroase insule de magnetit sau care impregnează ca granule fine întreaga masă (Pl. I, fig. 1). Este probabil o rocă argiloasă metamorfozată ce amintește de șisturile verzi, cu care se aseamănă și prin aspectul biotitului, care deși transformat în clorit își păstrează birefringența. Roca mai conține granule de cuarț. Pe fisuri este depus oligist în baghete cu dispoziție radiară, însoțită de pirită, de origine hidrotermală (Pl. I, fig. 2).

Șisturile cu cuarțite cloritoase au fost foarte rar întâlnite; ele au microstructură granolepidoblastică și textură șistoasă; sunt constituite din benzi cuarțitice și pături fine cloritoase.

Cuarțitele sunt de asemenea foarte rar întâlnite, prezintă microstructură granolepidoblastică și textură șistoasă imprimată de lamele de clorit cu dispoziții orientate în mase de cuarț.

Roci sedimentare slab metamorfozate

Blastoarenite (metacuarțite) ce se caracterizează printr-o granuloclasare foarte caracteristică. Feldspatul este prezent și în fractia fină, dar se găsește în cantitate foarte mare și în zonele grosiere. Acestea din urmă sunt caracterizate și prin prezența calcitului alături de clorit. În unele secțiuni se văd vechile minerale feromagneziene cloritizate. În procesul de cloritizare, fierul se elimină la periferie sub formă de oxid



pulverulent granular (Pl. I, fig. 3). Uneori se observă zone de supracreștere a cuarțului apărute diagenetic, care au continuat în acest metamorfism incipient. În aceste roci apar mici cristale idiomorfe de pirită, magnetit, granule de galenă și plaje de calcopirită.

Bla sto sil t i te caracterizate printr-o oarecare granuloclasare; zone mai grosiere care merg probabil către microgresii, intercalate cu orizonturile silitice — aceasta fiind stratificația primară. Cloritul și cuarțul sunt compoziții principali ai rocii. Pe fisuri s-au depus calcit, cuarț, pirită și oligist.

Gresii feldspatice calcaroase constituie din fragmente angulare și subangulare de cuarț și subordonat feldspați, biotit, insule de epidot și sfen. Feldspații sunt reprezentați prin pertit și prin albit-oligoclaz care își păstrează oarecum conturul inițial. Unele roci se caracterizează prin recristalizarea largă a calcitului care devine poikiloblastic, înglobând granule de cuarț (Pl. I, fig. 4). Biotitul este alterat sau neutralizat; el își păstrează culorile naturale și uneori și birefringența alteori birefringența scade.

Rocile de contact sunt reprezentate prin skarne. Skarnele din regiunea Iulia s-au format la contactul dintre rocile carbonatate și rocile consanguine porfirelor cuarțifere de la suprafață.

Skarnele studiate prezintă cel mai frecvent texturi rubanate ce se evidențiază atât macroscopic cât și microscopic.

Texturile rubanate rezultate în procesele de difuzie au fost semnalate prima oară în 1864 de către v. Cotta în descrierea skarnului de la Ocna-de-Fier din Banat. Acest autor nu emite însă o ipoteză de formare a acestor texturi, dar le situează la limita mineralizației spre calcar.

Explicarea modului de formare a acestor texturi a fost dată pentru prima dată de Liesegang (1913) în lucrarea „Geologische Diffusionen”, în care dovedește analogia care există între fenomenul precipitării ritmice în medii coloide sau poroase și texturile ritmice ale unor minerale și roci ca: agatul, roci cu texturi concreționare, minereuri tigrate, sedimente cu texturi rubanate. Acest fenomen a fost denumit ulterior fenomenul Liesegang. Kissling (1967) face un studiu amănunțit asupra acestui fenomen la Ocna-de-Fier.

Dispoziția granațiilor în plane paralele în skarnele studiate de noi, în zăcământul Iulia, o explicăm prin fenomenul Liesegang și nu „conformă cu stratificația inițială a rocii” cum a fost considerată.

La constituția skarnelor iau parte minerale specifice de skarn: granați, diopsid, epidot, alături de care mai apar cuarț, clorit, etc., la care se adaugă o bogată mineralizație de oxizi de fier.



Examensul microscopic pune în evidență unele particularități ale granațiilor cum ar fi structura zonară și birefringența.

Structura zonară, evidențiată în nicoli paraleli prin zone alternative de refrigență ridicată și cobarită, corespunde unor zone alternate de compoziție mai andraditică cu zone de compoziție mai grosularică. Limitele dintre zone sunt sesizabile datorită nuanțărilor în galben deosebite pentru fiecare zonă. În nicolii încrucișați, granații prezintă zone izotrope și zone anizotrope (Pl. II, fig. 1).

Această anomalie optică, frecventă la granații din seria grosular-andradit a fost semnalată pentru prima dată în anul 1840 de Brewster. În anul 1911, Goldschmidt, distinge două categorii de anomalii optice: a) anizotropie secundară, produsă în timpul răcirii, ca urmare a tensiunilor provocate în rețea și, b) anizotropie primară, ca urmare a marii sensibilități a rețelei granatului la substituții. Același autor constată că în seria grosular-andraditică termenii extremi sunt izotropi, pe cind cei intermediari sunt birefringenți.

Dimensiunile granațiilor sunt cuprinse între 0,02 mm și 0,13 mm, frecvent 0,04 mm. Granații sunt asociați foarte frecvent atât cu epidotul, calcitul, cuarțul, cât și cu magnetitul și oligistul.

Epidotul prezintă pleocroism pronunțat și culori vii de birefringență.

Cloritul este sferulitic. În unele sectoare ele este înlocuit de calcit.

În unele secțiuni se observă un mineral fibros, violaceu roșcat, cu relief $> 1,54$, delesit?

Diopsidul apare în cantități mici, de obicei idiomorf.

M i n e r a l i z a t i a .

Magnetitul formează numeroase parageneze metasomaticice, în care substituie mineralul cu care este asociat: magnetit-granat, magnetit-calcit, magnetit-epidot, magnetit-diopsid, magnetit-hematit. În parageneza magnetit-pirită el este substituit. Parageneze asemănătoare au fost descrise de Kissling (1967), la Oca-de-Fier.

Magnetitul se prezintă în cea mai mare parte cu texturi Liesegang în skarne și granule fin diseminate în rocile sedimentare slab metamorfozate. Dimensiunile sunt cuprinse între submicronice și 1 mm, ceea mai mare parte fiind sub 0,07 mm.

În parageneza magnetit-granat, magnetitul substituie granatul după mecanismul precipitațiilor ritmice, dând texturi Liesegang (Pl. II, fig. 2).

În secțiuni subțiri cristalele de magnetit apar omogene: în secțiuni lustruite însă se poate constata că procesul de dezvoltare al fiecărui cristal decurge tot ritmic (Pl. II, fig. 3).



Adesea se observă fenomene de martitizare ale magnetitului (pseudo-morfoza hematitului după magnetit — Pl. II, fig. 4).

Oligistul formează ace fine și lamele cu dimensiuni foarte variate, de la submicronice pînă la cîțiva mm, cea mai mare parte nedepășind 50—60 microni. Aceste ace fine, distribuite neuniform în gangă, se unesc formînd rozete, snopi și rețele pînă la mase compacte (Pl. III, fig. 1, 2 și 3).

Se observă și fenomenul invers martitizării, acela de muschetovitzare (pseudomorfoze de magnetit după oligist) în care oligistul rămîne relict în noile benzi de magnetit formate (Pl. III, fig. 4).

Asociația între oxizii de fier este deci foarte avansată.

Limonitul se întâlneste foarte rar.

În ceea ce privește gradul de asociere al oxizilor de fier cu restul mineralelor componente, acesta este relativ înaintat, aproximativ jumătate din aceștia fiind asociați la dimensiuni de cca 70 microni, iar o parte redusă (cca 10%) sub 40 microni. De asemenea majoritatea granaților nu depășesc granulația de 0,04 mm.

Peltingă oxizii de fier, care constituie compoziția principali ai mineralizației de la Iulia, se întâlnesc în cantități neglijabile și sulfuri.

Pirita este cea mai frecventă sulfură întâlnită (0,58%). Pirita substituie frecvent magnetitul și apare pe fisuri împreună cu oligist, cuarț și foarte rar siderită. Uneori conține incluse mici baghete de pirotină (Pl. IV, fig. 1). Dimensiunile granulelor variază de la submicronice pînă la 2—3 mm.

Galenă participă în procente scăzute (0,011%) și formează plaje alotriomorfe de dimensiuni reduse, de regulă mulcate de calcopirită (Pl. IV, fig. 2).

Bleunda apare de asemenea în cantități neglijabile (0,014%) prezintind inclusiuni submicronice de calcopirită.

Calcopirita în proporții reduse (0,088%) cimentează adesea cristale de pirită (Pl. IV, fig. 3).

Cu totul excepțional, s-au întîlnit mici fisuri cu malachit (Pl. IV, fig. 4).

Relativ la ordinea succesiunii mineralelor în zone de skarn Bergéat (1910) este de părere că din diopsid se formează întîi grosular care, concomitent cu punerea în loc a mineralizației de fier se transformă în andradit. În cadrul procesului metasomatic, aportul de fier este ulterior formării skarnului (Bergéat, 1910; Codarcăea, 1930; Kojinskij, 1952). Magnetitul este anterior piritei care îl substituie. Asupra succesiunii



mineralizației de oxizi, K i s s l i n g , (1967) este de părere că hematitul s-a format înaintea magnetitului.

B) CERCETĂRI DE PREPARARE

Așa cum s-a arătat în capitolul anterior, minereul conține ca element util fierul, sub formă de oxizi și sub formă de silicați. Conținutul de fier este destul de redus și totodată numai parțial legat de minerale recuperabile, iar asociațiile dintre mineralele componente sunt foarte avansate.

Din conținutul de fier total al probei (22%), circa 79% reprezintă fierul legat de elementele valorificabile din minereu (magnetit, oligist, muschetovit, martit) iar restul de cca 29% este legat de silicați (granat, epidot, amfibol, clorit).

Cercetările de preparare efectuate au urmărit obținerea unor concentrate de fier care să se încadreze, din punct de vedere calitativ, în limitele valorilor prevăzute de norme și în același timp să se realizeze extracții de fier satisfăcătoare. Ca urmare, experimentările de preparare s-au axat pe următoarele procedee : concentrarea magnetică, prăjirea magnetizantă, concentrarea gravitațională.

În scopul realizării unor indici de preparare superiori și ținând seama de caracteristicile chimico-mineralogice ale minereului, s-a considerat că este necesar să se aplique scheme combinate constind din :

concentrarea magnetică a minereului brut, urmată de prăjirea sterilelor și apoi de concentrarea magnetică a acestora ;

prăjirea directă a minereului brut, urmată de concentrarea magnetică a materialului prăjit ;

concentrarea gravitațională, pe masă, a minereului brut, urmată de concentrarea magnetică a produselor intermediare de la masă.

Analiza granulometrică a minereului sfărîmat la diferite dimensiuni (tab. 3) a indicat o mare friabilitate a acestuia. Astfel în cazul sfărîmării la 3 mm, clasa —0,10 mm reprezintă 31,6% din minereu. În cazul sfărîmării minereului la 0,25 mm (această finețe de măcinare s-a utilizat la cea mai mare parte din experimentări) a rezultat o cantitate de material fin (sub 40 microni) în proporție de 57,8%, cu toate că măcinarea s-a executat în mai multe trepte cu durete scurte (1 — 2 minute).

Conținutul de fier pe clase, nu prezintă diferențe semnificative, valorile fiind, în general, apropiate de conținutul minereului brut.

TABELUL 3

Analiza granulometrică a minereului brut sfărimat

Sfărimat la 3 mm			Sfărimat la 0,25 mm					
Clasa mm	Extracția în greutate %	Fe %		Clasa mm	Extracția în greutate %	Fe %		
		Conținut	Repartizare			Conținut	Repartiz.	
3-1	37,6	23,62	41,1	0,25-0,10	26,5	22,61	27,5	
1-0,25	21,2	21,59	21,2	0,10-0,07	6,1	25,00	7,0	
0,25-0,10	9,6	22,33	9,9	0,07-0,04	9,6	27,00	11,9	
-0,10	31,6	19,00	27,8	-0,04	57,8	20,20	53,6	
3-0	100,0	21,61	100,0	0,25-0	100,0	21,78	100,0	

1. Experimentări de concentrare magnetică

Experimentările au fost executate asupra minereului brut, sfărimat la 3 ; 1 ; 0,5 ; 0,25 ; 0,10 și 0,07 mm, la un separator magnetic cu disc, de laborator, de tip APAL (cîmp maxim 9000 — 9500 Öe).

Concentrarea magnetică s-a făcut pe cale umedă, în trepte, cu creșterea succesivă a intensității cîmpului magnetic.

Produsele rezultate la tratarea primară au fost retratate în aceleași condiții, așa cum rezultă din schema dată în fig. 1. Au rezultat trei produse magnetice, separate la trei intensități ale cîmpului magnetic (1900 Öe ; 5400 Öe ; 7600 Öe) și un produs nemagnetic. Rezultatele experimentărilor sunt prezentate în tabelul 4.

Analizînd datele din tabel se constată următoarele : extracțiile în greutate ale concentratelor magnetice obținute la intensitatea cea mai mică a cîmpului magnetic (cca 1900 Öe) au valori cuprinse între 30,8%, în cazul măcinării la 3 mm și 16,6%, în cazul măcinării la 0,07 mm ; conținutul de fier este cu atît mai ridicat cu cît materialul este mai fin măcinat, valorile sale situîndu-se între 36,4% (măcinare la 3 mm) și 57% (măcinare la 0,07 mm) ; cea mai ridicată extracție de fier în concentrat și anume 50,6%, s-a obținut în cazul tratării materialului sfărimat la 3 mm, în timp ce la măcinării mai fine, pe măsură ce conținutul de fier se îmbunătăște, extracția de fier scade pînă la 40% ; produsele intermediare separate în cîmp de intensitate medie au conținuturi de Fe sub 29—30%, în cazul măcinărilor mai grobe (1 ; 3 mm), iar în cazul măcinărilor fine aceste conținuturi sint cuprinse între 29 și 45% ; sterilele au conținuturi de fier de



cca 15%, indiferent de finețea măcinării; pierderile de fier în sterile sunt de 38,5%, în cazul sfărîmării la 3 mm și de 56,9%, în cazul măcinării la 0,10 mm.

Rezultatele experimentărilor au arătat că supunind minereul brut concentrării magnetice, deși se pot obține concentrate de fier cu conținut

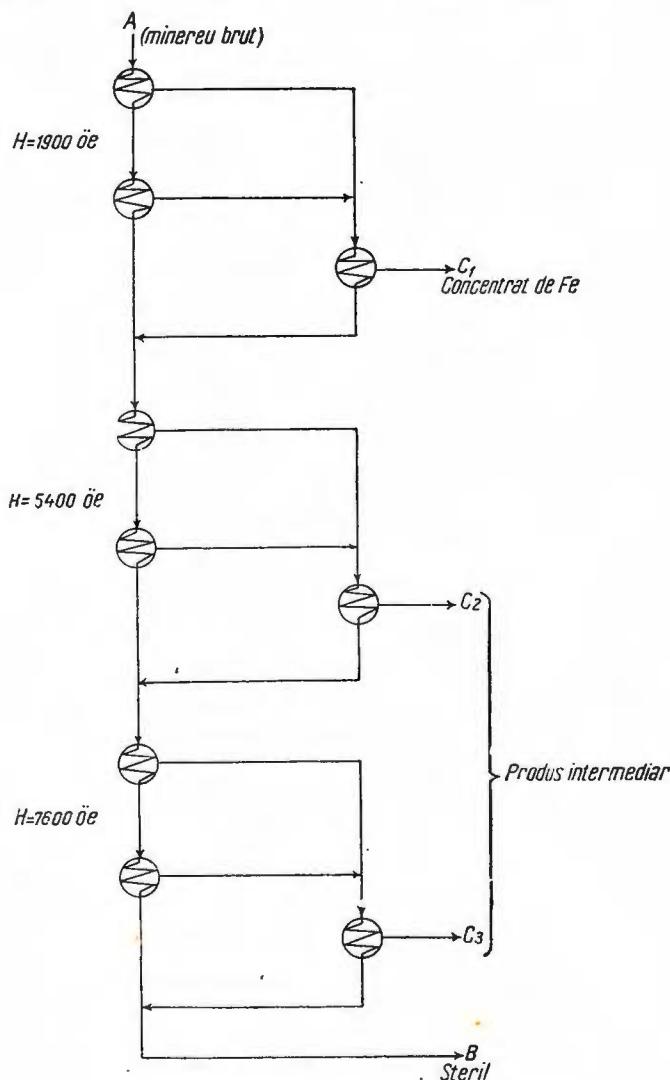


Fig. 1—. Concentrarea magnetică a minereului brut.
Concentration magnétique du minerai brut.



TABELUL 4

Concentrarea magnetică a minereului brut sfărmat la diferite dimensiuni

Sfărmat la mm	Produse	Extracția în greutate %	Fe %	
			Conținut	Extracție
3	Concentrat	30,8	36,40	50,6
	Produs intermediar	12,4	19,48	10,9
	Steril	56,8	15,01	38,5
	Alimentare	100,0	22,15	100,0
1	Concentrat	22,6	43,18	45,0
	Produs intermediar	7,9	19,33	7,1
	Steril	69,5	14,76	57,6
	Alimentare	100,0	21,55	100,0
0,5	Concentrat	20,0	47,57	43,2
	Produs intermediar	3,8	28,77	4,9
	Steril	77,6	15,01	51,9
	Alimentare	100,0	22,04	100,0
0,25	Concentrat	18,4	50,75	42,6
	Produs intermediar	3,3	29,12	4,4
	Steril	78,3	14,84	53,0
	Alimentare	100,0	21,92	100,0
0,10	Concentrat	15,8	55,75	40,2
	Produs intermediar	1,4	45,00	2,9
	Steril	82,8	15,05	56,9
	Alimentare	100,0	21,90	100,0
0,07	Concentrat	16,6	56,97	43,1
	Produs intermediar	1,2	39,17	2,2
	Steril	82,2	14,59	54,7
	Alimentare	100,0	21,92	100,0

nuturi de peste 50% Fe, la măcinări sub 0,25 mm extracțiile de metal în acest caz sunt nesatisfăcătoare. Pierderile de metal în steril sunt reprezentate, parțial, de fierul legat de oligist, care nu a putut fi separat magnetic, nici chiar la un cimp de 7.600 Öe (produsele magnetice obținute la această intensitate sunt impure, având conținuturi de fier mai mici decât cel al minereului brut și sunt foarte reduse cantitativ); aceste pierderi sunt determinante, de asemenea, și de fierul conținut în silicati (andradit, clorit).

Se impune, deci, aplicarea unor tehnologii care să includă, pe lângă concentrarea magnetică, metode de preparare care să permită și recuperarea oligistului.



2. Experimentări de prăjire urmată de concentrarea magnetică

Experimentările de prăjire au fost executate atât cu steril rezultat la concentrarea magnetică a minereului brut, cât și direct cu minereu brut. În vederea stabilirii condițiilor optime de prăjire, s-au variat o serie de parametri ca : adaosul de cocs, temperatura de prăjire, durata prăjirii, grosimea stratului de material supus prăjinii, etc. Materialul prăjit a fost răcit în aer.

Sterilul rezultat la concentrarea magnetică a minereului brut, sfărînat la 0,25 mm, avînd un conținut de fier de cca 15%, a fost prăjit cu adao de 4—6% cocs, la temperaturi de 750—870°C, timp de 30 minute. Prăjirea s-a efectuat într-un cuptor electric de laborator, cu mufă. Materialul prăjit a fost supus analizei magnetice, la analizorul Davis. Întrucît rezultatele analizelor magnetice nu au fost satisfăcătoare, în continuare s-au efectuat prăjiri, cu același steril, în atmosferă de gaz metan. În acest scop s-a utilizat un cuptor tubular de tip R. O. (R. D. G.), a cărui construcție permite trecerea continuă a unui curent de gaz prin zona în care are loc prăjirea. Sterilul a fost amestecat cu cocs, în proporție de 4%.

TABELUL 5
Concentrarea magnetică a sterilului prăjit

Condiții de lucru la prăjire	Producție	Extracția în greutate %	Fe %	
			Conținut	Extracție
Finețea materialului — 0,25 mm	Concentrat	11,8	51,72	39,0
Temperatura 800°C	Steril	88,2	10,81	61,0
Timp de prăjire 30 minute	Alimentare	100,0	14,65	100,0
Cocs 4% ; gaz metan				

Temperatura de prăjire a fost de 800°C iar durata prăjirii la temperatură respectivă, 30 — 60 minute. Rezultatele concentrării magnetice a materialului prăjit au arătat că prin prăjirea sterilului, în atmosferă de gaz metan, cu un adao de 4% cocs, la temperatura de 800°C timp de 30 minute (tab. 5) se obține un concentrat cu 51,72% fier, avînd extracția în greutate de 11,8% și extracția de metal de 39% — raportate la materialul prăjit — sau, 9,3% extracție în greutate și 21,6 extracție de metal — raportate la minereul brut.

Sterilul conține 10,81% Fe. Bilanțul total al operațiilor de concentrare magnetică a minereului brut, urmată de prăjirea sterilului și apoi



concentrarea magnetică a sterilului prăjit, execute după schema din figura 2, este dată în tabelul 6.

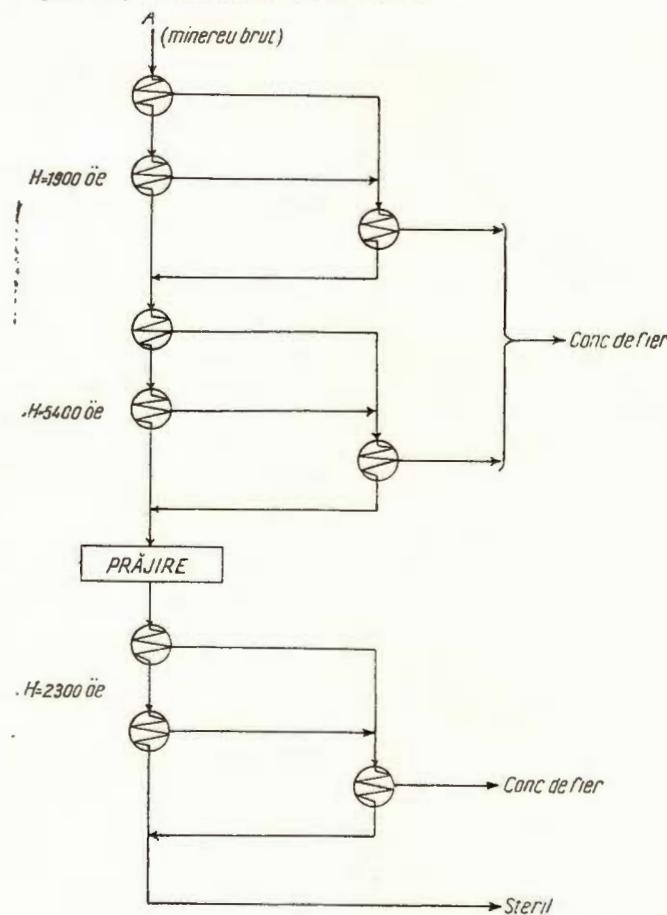


Fig. 2. — Concentrarea magnetică a minereului brut urmată de o nouă concentrare magnetică a sterilului după o prealabilă prăjire.

Concentration magnétique du minerai brut suivie d'une nouvelle concentration magnétique du terril grillé au préalable.

TABELUL 6

Concentrarea magnetică a minereului crud + concentrarea magnetică a sterilului prăjit

Produse	Extracția în greutate %	Fe %	
		Conținut	Extracție
Concentrat de Fe (crud)	20,2	48,98	44,6
Concentrat de Fe (prăjit)	9,3	51,72	21,6
Concentrat de Fe (total)	29,5	49,85	66,2
Steril	69,5	10,81	33,8
Pierderi la prăjire	1,0	—	—
Alimentare	100,0	22,22	100,0

Se constată că prin aplicarea unei astfel de scheme se obține un concentrat de fier total, cu un conținut mediu de fier de 49,85%. Extrația în greutate a concentratului este de 29,5% iar extractia de fier, 66,2%.

Analiza chimică a acestui concentrat a indicat următoarele conținuturi mai importante : 12,87% SiO_2 ; 3,27% Al_2O_3 ; 7,90% CaO ; 3,76% MgO ; 0,15% S.

Indicele de bazicitate este 0,7.

S-au efectuat, de asemenea, experimentări de prăjire asupra minereului brut, fără să se separe, mai întii, prin concentrare magnetică, oxizii puternic magnetici.

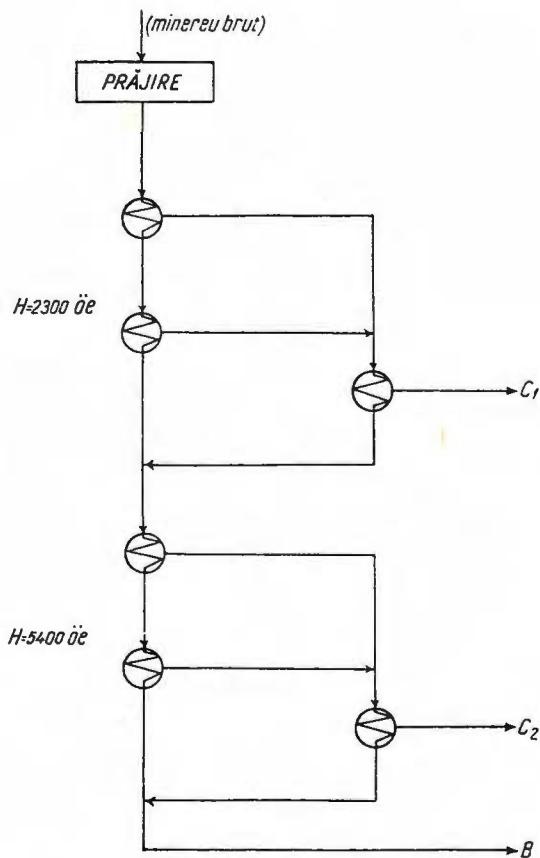


Fig. 3. — Prăjirea minereului brut urmată de concentrare magnetică a materialului prăjit.

Grillage du minerai brut suivi de la concentration magnétique du matériau grillé.

Minereul supus prăjirii a fost măcinat la 0,25 mm. Prăjirile în atmosferă normală s-au făcut în cuptorul cu mufă, iar cele în atmosferă de gaz metan, în cuptorul tubular.

Materialul a fost răcit în aer, apoi a fost supus separării magnetice la separatorul cu disc (fig. 3). Rezultatele mai importante obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelul 7.

TABELUL 7
Concentrarea magnetică a minereului brut după prăjire

Condiții de lucru la prăjire	Produse	Extracție în greutate %	Fe %	
			Conținut	Extracție
Temperatura 800°C	Concentrat ($C_1 + C_2 + C_3$)	20,7	48,12	45,8
Timpul de prăjire 30 minute	Steril ₃	79,3	14,87	54,2
Cocs 6 %	Alimentare	100,0	21,75	100,0
Temperatura 800°C	Concentrat ($C_1 + C_2 + C_3$)	21,1	47,23	45,4
Timpul de prăjire 30 minute	Steril	78,9	15,20	54,6
Cocs 4 %	Alimentare	100,0	21,96	100,0
Temperatura 800°C	Concentrat ($C_1 + C_2$)	32,0	47,30	68,8
Timpul de prăjire 30 minute	Steril	68,0	10,08	31,2
Cocs 4 % gaz metan	Alimentare	100,0	21,99	100,0
Temperatura 870°C	Concentrat ($C_1 + C_2 + C_3$)	32,2	43,94	61,7
Timpul de prăjire 30 minute	Steril	68,8	12,92	39,3
Cocs 4 %	Alimentare	100,0	22,59	100,0
Temperatura 870°C	Concentrat ($C_1 + C_2 + C_3$)	29,2	44,99	59,5
Timpul de prăjire 45 minute	Steril	70,8	12,58	40,5
Cocs 4 %	Alimentare	100,0	22,04	100,0

Se vede că în cazul prăjirii minereului, la 800°C, cu adaos de 4–6% cocs, în atmosferă normală rezultă concentrații magnetice cu conținuturi de fier satisfăcătoare, însă extracțiile în greutate și extracțiile de metal sunt mici ($v = 20,7 - 21,1\%$; $m = 45,4 - 45,8\%$).

Prăjind minereul la temperatura de 800°C, în prezența gazului metan și cu adaos de 4% cocs, se realizează o creștere a extracției în greutate de cca 9 puncte ($v = 32\%$) și o creștere a extracției de fier de cca 23 puncte ($m = 68,8\%$), față de prăjirea în atmosferă normală, la aceeași temperatură.

Conținuturile de fier ale concentratelor sunt practic aceleșii în ambele cazuri.

Ridicarea temperaturii la 870°C, la prăjirea în atmosferă normală, a condus la creșterea extracției în greutate a concentratelor magnetice



($v = 31,2\%$) și a extracției de metal ($m = 61,7\%$), în schimb conținutul de fier a scăzut la cca 44%.

Este evident că prăjirea în atmosferă de gaz metan, asigură realizarea unor indici tehnologici superiori, față de prăjirea în atmosferă normală. Concentratul magnetic obținut în condițiile de prăjire mai susmenționate (temperatura, 800°C ; timpul de prăjire 30 minute, coeș 4%) conține 47,3% Fe; 15,16% SiO_2 ; 5,01% Al_2O_3 ; 7,45% CaO; 2,82% MgO; 0,24% S. Extracția în greutate este de 32%, iar extracția de metal 68,8%.

Sterilul are un conținut de fier de 10,08%.

3. Experimentări de concentrare gravitațională urmată de concentrare magnetică

Experimentările de concentrare gravitațională au urmărit obținerea unui concentrat de fier în care să se poată recupera toți oxizii de fier din minereu, date fiind greutățile lor specifice foarte apropiate și în același timp, mai mari decât greutățile specifice ale celorlalte minerale care intră în compoziția minereului.

Pentru experimentări s-a utilizat o masă oscilantă de laborator.

Minereul a fost măcinat la 0,25 mm și clasat la 0,10 mm. Tratarea materialului s-a făcut pe clase (0,25 – 0,10 mm și respectiv – 0,10 mm); parametrii de funcționare ai mesei fiind cei menționați mai jos :

Caracteristici	Clasa	min.
	0,25 – 0,10	– 0,10
Lungimea cursei mm	7	5
Numărul de oscilații, curse/min.	235	280
Inclinarea mesei°,	5	3

Procesul separării a fost condus în aşa fel încit să se obțină concentrate bogate în oxizi de fier și cu conținut mic de silicati (în funcție de gradul de eliberare al acestor minerale realizat prin măcinare). Schema după care s-au executat experimentările este dată în fig. 4. La prima tratare a materialului (0,25 – 0,10 mm și – 0,10 mm) au rezultat concentrate de fier suficient de curate dar cantitativ reduse și produse intermediare care au fost retratate. După trei retratări ale produselor intermediare din clasa 0,25 – 0,10 mm și două retratări ale celor din clasa – 0,10 mm s-a obținut, în final, un concentrat total (0,25 mm), reprezentând 13,8% din alimentare,

cu 46,25% Fe și o extracție de metal de 28,6%, și un produs intermediu, având un conținut de fier de 18,45%, cu o extracție în greutate de 86,2% și o extracție de fier de 71,4%.

TABELUL 8

Concentrarea pe masă a minereului brut sfărmat la 0,25 mm

Clasa mm	Produse	Extracție în greutate %		Fe %		
		Clasa	Total	Conținut	Extracție	
					Clasă	Total
0,25–0,10	C ₁	4,2	1,8	55,90	9,7	4,5
	C ₂	2,5	1,1	56,50	5,8	2,8
	C ₃	5,9	2,6	46,04	11,3	5,4
	C ₄	3,7	1,6	45,48	6,9	3,3
	Σ C	16,3	7,1	50,05	33,7	16,0
	I	83,7	36,2	19,19	66,3	31,0
	A	100,0	43,3	24,24	100,0	47,0
0,10	C ₁	1,9	1,1	55,44	5,0	2,7
	C ₂	1,6	0,9	57,07	4,4	2,3
	C ₃	8,4	4,7	36,33	14,7	7,6
	Σ C	11,9	6,7	42,22	24,1	12,6
	I	88,1	50,0	17,93	75,9	40,4
	A	100,0	56,7	20,80	100,0	53,0
	Concentrat		13,8	46,25		28,6
0,25–0	Produs intermediu		86,2	18,45		71,4
	Alimentare		100,0	22,29		100,0

Examinind rezultatele prezentate în tabelul 8 se vede că prin concentrarea pe masă a minereului brut se pot obține concentrate de fier de calitate corespunzătoare, însă cu extracții în greutate și respectiv extracții de fier scăzute. Deși e posibil ca printr-un număr mai mare de retrătări a produselor intermedii să se îmbunătățească indicii, din punct de vedere cantitativ, acest lucru nu este recomandabil întrucât se complică mult procesul iar calitatea concentratului se înrăutățește.

Produsele intermedii rezultate la concentrarea pe masă, având un conținut de fier de 18,45%, au fost supuse concentrării magnetice



pentru a se recupera oxizii de fier puternic magnetici, rămași în aceste produse. S-au tratat separat clasele 0,25 – 0,10 mm, respectiv – 0,10 mm, în mediu umed, la separatorul cu disc de tip APAL, după schema din fig. 4.

În tabelul 9, în care sînt prezentate rezultatele concentrării magnetice, se vede că prin tratarea produselor intermediare de la masă pe această cale, s-a mai extras un concentrat magnetic total (din ambele clase), cu o extracție în greutate de 12,5% și un conținut de fier de 48,12%. În acest concentrat s-a mai recuperat 27% fier, raportat la materialul inițial.

TABELUL 9
Concentrarea magnetică a produselor intermediare de la masă

Clasa mm	Produse	Extracția în greutate %		Fe %		
		Clasa	Total	Conținut	Extracție	Clasă
0,25 – 0,10	C ₁	19,1	6,9	43,79	43,6	13,5
	C ₂	2,8	1,0	27,00	4,0	1,1
	C ₁ + C ₂	21,9	7,9	41,70	47,0	14,6
	B	78,1	28,3	12,90	52,4	16,4
	A	100,0	36,2	19,20	100,0	31,0
0,10 – 0	C ₁	7,2	3,8	61,16	24,6	9,8
	C ₂	1,6	0,8	57,12	5,1	2,4
	C ₃	0,4	0,2	31,00	0,7	0,2
	C ₁ + C ₂ + C ₃	9,2	4,6	59,15	30,4	12,4
	B	90,8	45,4	13,75	69,6	28,0
	A	100,0	50,0	17,93	100,0	40,4
0,25 – 0	Concentrat		12,5	48,12	37,5	27,0
	Steril		73,7	13,42	62,0	44,4
	Alimentare		86,2	18,45	1,000	71,4

Cumulind concentratele de fier obținute la tratarea pe masă și la tratarea magnetică rezultă un concentrat final (tab. 10) care reprezintă

TABELUL 10
Concentrarea pe masă + concentrarea magnetică

Produse	Extracția în greutate %	Fe %	
		Conținut	Extracție
Concentrat de la masă	13,8	46,25	28,6
Concentrat magnetic	12,5	48,12	29,0
Concentrat total	26,3	47,14	55,6
Steril	73,7	13,42	44,4
Alimentare	100,0	22,29	100,0



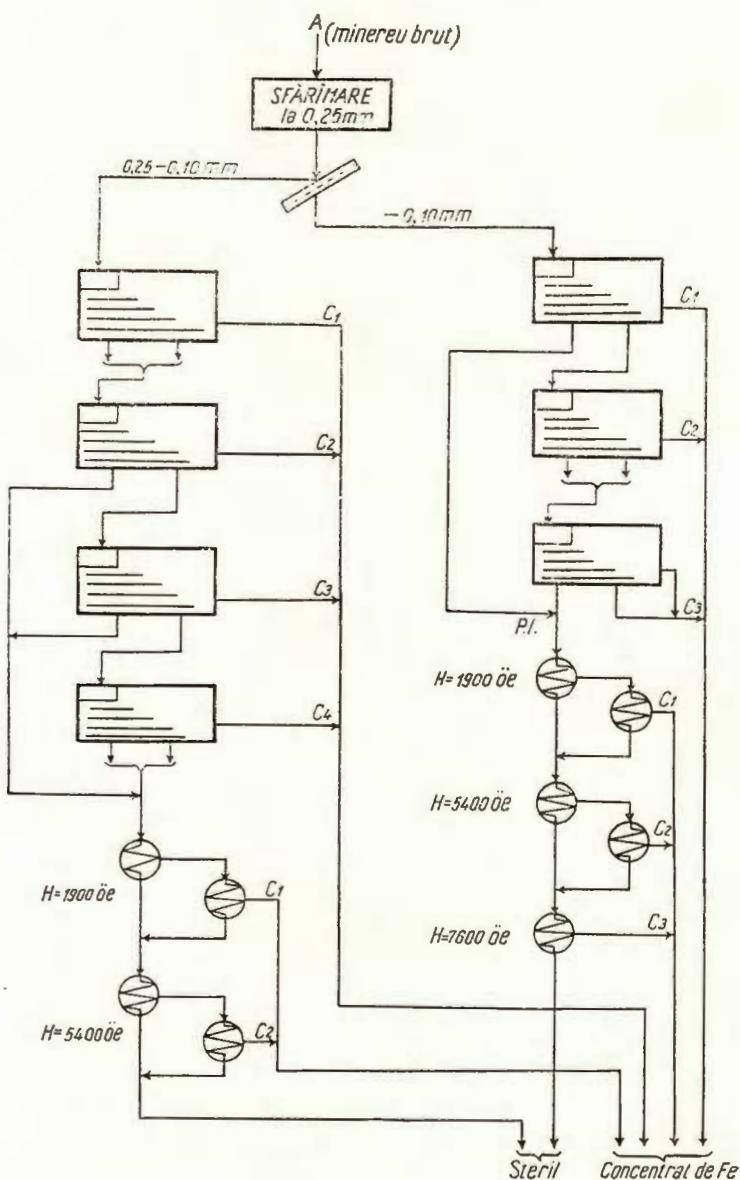


Fig. 4. — Concentrarea pe masă a minereului brut urmată de concentrare magnetică a produselor intermediare.

Concentration à tables du minerai brut suivie de la concentration magnétique des produits intermédiaires.

26,3% din întregul material și care are un conținut mediu de fier de 47,14% extracția totală de fier în acest concentrat este de 55,6%.

Conținuturile elementelor mai importante ce intră în compoziția concentratului sunt următoarele : 13,97% SiO_2 ; 4,11% Al_2O_3 ; 9,57% CaO ; 2,43% MgO ; 0,54% S.

Sterilul final în proporție de 73,7% mai conține 13,42% Fe.

C) CONCLUZII

Obiectul studiului a fost cercetarea unei probe tehnologice colectate din forajele executate în perioada 1969-1970, de către I.F.L.G.S. Tulcea, în zona zăcământului Iulia, în vederea stabilirii posibilităților de preparare a acestui minereu.

Analiza chimică generală efectuată asupra probei de minereu brut supusă cercetării a indicat următoarele conținuturi mai importante : 21,60% Fe; 29,36% SiO_2 ; 16,50% CaO ; 5,58% MgO ; 4,64% Al_2O_3 ; 1,46% Mn_2O_3 ; 0,33% S.

Indicele de bazicitate al minereului, calculat cu formula $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}$ este 0,65 iar raportul $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$ este 0,55.

Proba este constituită din skarne (60–65% din material), roci sedimentare slab metamorfozate și sisturi, mineralizate cu oxizi de fier (magнетit, hematit, muschetovit, martit care reprezintă cca 24% din minereu).

Analiza microscopică a pus în evidență existența unor asociații foarte avansate ale mineralelor componente. Se remarcă asociația intimă a oxizilor de fier cu granații, carbonații și cu celelalte minerale de gangă. Asociațiile sunt frecvente la dimensiuni sub 70 microni.

Prin urmare proba de minereu de la Iulia este caracterizată printr-o compoziție mineralologică heterogenă, o asociație foarte avansată a mineralelor componente, având un conținut scăzut de fier — care parțial este recuperabil — și un conținut ridicat de silice, legat în cea mai mare parte de silicații ce conțin fier.

Având în vedere caracteristicile chimico-mineralogice ale minereului, cercetările de preparare au fost efectuate după scheme ce au cuprins : concentrarea magnetică, prăjire magnetizantă, concentrare gravitațională.

Cercetările de preparare efectuate au arătat că cele mai bune rezultate, din punct de vedere tehnologic, se obțin prin aplicarea schemei cuprindînd concentrarea magnetică a minereului brut, urmată de concentrarea magnetică a sterilului prăjit magnetizant. Analiza chimică a elemen-



telor mai importante ce intră în compoziția concentratului final de fier astfel obținut a indicat următoarele conținuturi: 49,85% Fe; 12,87% SiO₂; 3,27% Al₂O₃; 7,90% CaO; 3,76% MgO; 0,15% S.

Indicele de bazicitate, calculat pe baza conținuturilor de mai sus este 0,7.

Rezultate asemănătoare s-au obținut și prin aplicarea unei scheme incluzind prăjirea directă a minereului brut urmată de concentrarea magnetică a materialului prăjit. În acest caz concentratul magnetic rezultat conține: 47,30% Fe; 15,16% SiO₂; 5,01% Al₂O₃; 7,45% CaO; 2,82% MgO; 0,24% S.

Raportindu-se la fierul legat de oxizii din minereu, recuperarea acestora, în concentratele magnetice obținute reprezintă 85—86%.

BIBLIOGRAFIE

- B e r g e a t E. (1910) Beobachtungen über den Diorit Banatit von Vaskö im Banat und seine endogene und exogene Kontaktmetamorphose, *N. Jb. Min. B. B.* XXX, 549—574, Stuttgart.
- C o d a r c e a A. (1931) Studii geologice și petrografice a regiunii Ocna de Fier—Boeșa Montană (Jud. Caraș—Banat). *An. Inst. Geol. Rom.*, XV (1930) 1—242, București.
- G o l d s c h m i d t V.M. (1911) Die Kontaktmetamorphose im Kristianiagebiet. 1 — 253, Kristiania.
- G u b i n G.V., I z m a l k o v A.Z., M a r g u l i s V.S., R u k a s o v a E.N., Y u r k o v P.P., K a r m a z i n V.I., D e r k a t c h V.G., J e v s i o v i t c h S.G., D o l g a l l o, G.N., M a l y i V.M. (1968) Magnetic roasting and magnetic separation of oxidized iron ores. *VIII International Mineral Processing Congres*, Leningrad.
- K i s s l i n g A. (1967) Studii mineralogice și petrografice în zona de exoskarn de la Ocna de Fier (Banat). 1—172, Edit. Acad. RSR București.
- K o r j i n s k i D.S. (1952) Zonalitatea de infiltratie metasomatică și formarea siloanelor. *An. Rom.-Sov., seria Geol.-Geogr.* 8. Edit. Acad. RSR. București.
- L i e s s e g a n g E.R. (1913) Geologische Diffusionen, Th. Steinkopff Verlag, Jena.
- T a g g a r t A. (1960) Handbook of Mineral Dressing, Sec 2, 134 New-York—London.

RECHERCHES CONCERNANT LA PREPARATION DU MINERAIS DE FER DES ZONES D'EXTENSION DU GISEMENT DE IULIA

(Résumé)

L'objet de cette étude a été l'examen d'un échantillon technologique prélevé des forages exécutés en 1969—1970 par l'I.F.L.G.S. - Tulcea, dans la zone du gisement de fer de Iulia, en vue d'établir les possibilités de préparation de ce minerai.



L'analyse chimique générale effectuée sur l'échantillon de minerai brut indique les teneurs suivantes : 21,60 % Fe; 29,36 % SiO₂; 16,50 % CaO; 5,58 % MgO; 4,64 % Al₂O₃; 1,46 % Mn₂O₃; 0,33 % S.

L'indice de basicité du minerai, calculé d'après la formule $\frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}$ est de 0,65

et le rapport $\frac{\text{CaO}}{\text{SiO}_2}$ est de 0,55.

L'échantillon présente une composition hétérogène ; il est constitué de schistes cristallophylliens épizonaux (schistes chloriteux ± epidote, schistes quartzitiques chloriteux, quartzites), roches sédimentaires faiblement métamorphosées (blastoarénites-métaquartzites, blastosiltites, grès feldspathiques calcaires et roches de contact — skarns — (granatifères, carbonatés, à diopside). Les skarns présentent le poids le plus élevé de l'échantillon examiné, renfermant, par ailleurs, la plus grande partie de la minéralisation de magnétite et d'oligiste payante. Les skarns étudiés présentent fréquemment des structures rubanées visibles à l'œil nu. La disposition des grenats en plans parallèles aux skarns examinés nous l'expliquons par le „phénomène Liessegang” décrit en Roumanie par Kissling en 1967 à Ocea de Fier, et non pas „conforme à la stratification initiale de la roche” comme elle a été considérée jusqu'à présent. À la constitution des skarns participent les minéraux spécifiques suivants : grenats, diopside, epidote accompagnés de quartz, chlorite etc. et une minéralisation abondant en oxydes de fer. Les grenats présentent des anomalies optiques notamment des biréfringences et des structures zonées (zones isotropes et anisotropes).

La magnétite constitue de nombreuses paragenèses métasomatiques où elle substitue le minerai avec lequel elle s'associe : magnétite-grenat, magnétite-calcite, magnétite-épidote, magnétite-diopside, magnétite-hématite. Dans la paragenèse magnétite-grenat, la magnétite substitue le grenat suivant le mécanisme des précipitations rythmiques, conduisant à des textures Liessegang, le processus de développement de chaque cristal étant toujours rythmique. Dans la paragenèse magnétite-pyrite c'est la magnétite qui est substituée. Pareilles paragenèses furent décrites par Kissling en 1967 à Ocea de Fier. La magnétite a été sujette à des phénomènes de martitisation et l'oligiste à des phénomènes de muskétovitisation. La succession des minéraux serait : calcite, dolomie, talc, diopside, andradite, hématite, magnétite ce qui correspondrait à la phase d'augmentation de la température, le plus haut degré correspondant à la substitution du skarn andratitique par la magnétite, suivis du dépôt des sulfures au cours de la phase de refroidissement dans la zone de contact.

Les oxydes de fer représentent environ 24 % du minerai.

Au microscope apparaissent des associations intimes des minéraux composants, telle celle des oxydes de fer avec les grenats, carbonates et les autres minéraux de la gangue. Ces associations sont fréquentes à des dimensions inférieures à 70 μ.

Tenant compte des caractéristiques chimiques et minéralogiques du minerai, les recherches de préparation ont été effectuées suivant un schéma qui comporte : concentration magnétique, grillage magnétisant, concentration gravimétrique.

En appliquant un schéma qui ne comprend que la concentration magnétique, avec accroissement successif de l'intensité du champ magnétique jusqu'à environ 5400 Œ on obtient, au cas du broyage du matériel sous 0,25 mm, des concentrés qui représentent 16,6—18,4 % en poids avec des teneurs en fer supérieures à 50 %, mais en ce cas les extractions en fer ne dépassent pas 43 %.

En appliquant le procédé combiné de concentration magnétique du minerai brut broyé à 0,25 mm, suivie d'une nouvelle concentration magnétique du terril soumis au grillage



magnétisant à 800 °C, en ajoutant du coke, en atmosphère de gaz méthane, on obtient finalement des concentrés à 29,5% étant l'extraction en fer d'environ 66%.

Du grillage direct du minerai brut (dans les conditions susmentionnées) suivi d'une concentration magnétique du matériel grillé, résulte un concentré de 47,30% fer, l'extraction en poids étant de 32% et en métal de 68,8%.

Les essais de concentration gravimétrique à tables de concentration, suivie d'une concentration magnétique des produits intermédiaires des tables ont porté à obtenir un concentré total à teneur en fer de 47,11%, l'extraction en poids étant de 26,5% et la récupération en fer de 55,6%.

Les recherches de préparation effectuées ont montré que les meilleurs résultats, au point de vue technologique, sont obtenus en appliquant un schéma qui comprend la concentration magnétique du minerai brut, suivie de la concentration magnétique du terril soumis au grillage magnétisant. L'analyse chimique des éléments importants qui participent à la composition du concentré final de fer ainsi obtenu indique les teneurs suivantes : 49,85% fer; 2,87% SiO₂; 3,27% Al₂O₃; 7,90% CaO; 3,76% MgO; 0,15% S, l'extraction en poids étant de 29,5% et en métal de 66,2%.

L'indice de basicité calculé à partir des teneurs ci-dessus est de 0,7.

On a obtenu des résultats similaires en appliquant un schéma qui comprend : le grillage direct du minerai brut suivi de la concentration magnétique. En ce cas le concentré magnétique résulté contient 47,3% fer; 15,16% SiO₂; 5,01% Al₂O₃; 7,45% CaO; 2,82% MgO; 0,24% S, l'extraction en poids étant de 32% et en métal de 68,8%.

Nous rapportant au fer rattaché aux oxydes du minerai sa récupération dans les concentrés obtenus est de 85–86%.

PLANŞA I

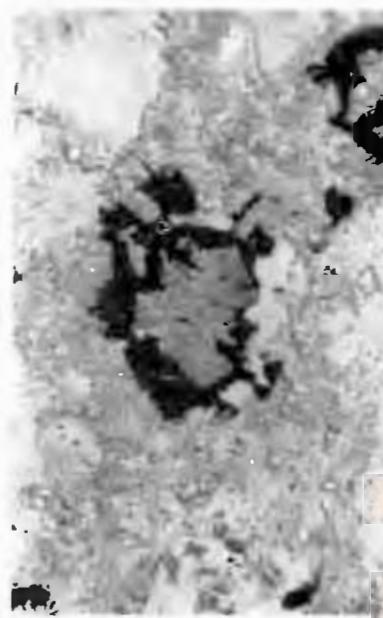
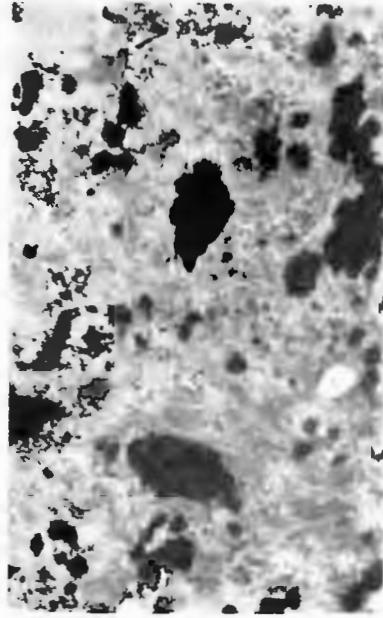
Fig. 1. — Masă cloritică (cenușie), cu insule de magnetit (negru). N II; $\times 70$.
Masse chloritique (grise), avec îlots de magnétite (noir). N//; $\times 70$.

Fig. 2. — Olistig in baghete cu dispoziții radiare (cenușiu-deschis) și pirită (alb).
Olistige en baguettes à disposition radiaire (gris-clair) et pyrite (blanc).

Fig. 3. — Minerale fero-magneziene cloritizate (Cl), cu eliminare de oxizi de fier (negru) la periferie. N II; $\times 10$.
Minéraux ferro-manganésifères chloritisés (Cl), avec élimination d'oxydes de fer (noir) à la périphérie. N II; $\times 100$.

Fig. 4. — Calcit (cenușiu deschis) recristalizat, poikiloblastic, înglobind granule de cuarț (Q)
N II; $\times 70$.
Calcite (gris clair) recristallisé, pœcilitique, enrobant des grains de quartz (Q)
N II; $\times 70$.



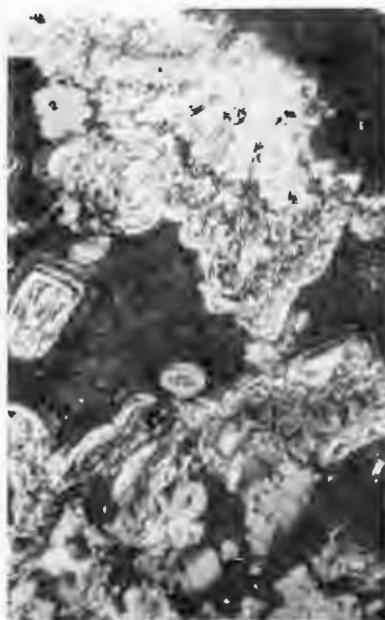


Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.

PLANŞA II

- Fig. 1. — Granați cu zone izotrope și zone anizotrope. N +; $\times 100$.
Grenats montrant des zones isotropiques et anisotropiques. N +; $\times 100$.
- Fig. 2. — Magnetitul substituie granatul după mecanismul precipitațiilor ritmice. N II; $\times 70$.
La magnétite substitue le grenat suivant le mécanisme des précipitations rythmiques.
N II; $\times 70$.
- Fig. 3. — Perimorfoze ritmice de magnetit. Secțiune lustruită. N II; $\times 70$.
Périmorphoses rythmiques de magnétite. Lame mince polie. N II; $\times 70$.
- Fig. 4. — Magnetit martitizat. Secțiune lustruită. N II; $\times 100$.
Magnetite martitisée. Lame mince polie. N II; $\times 100$.

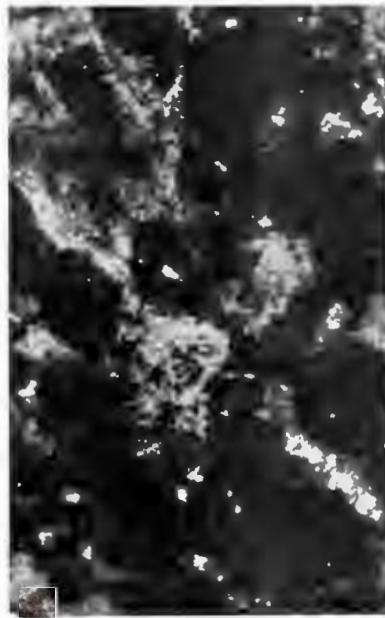




1



2



1



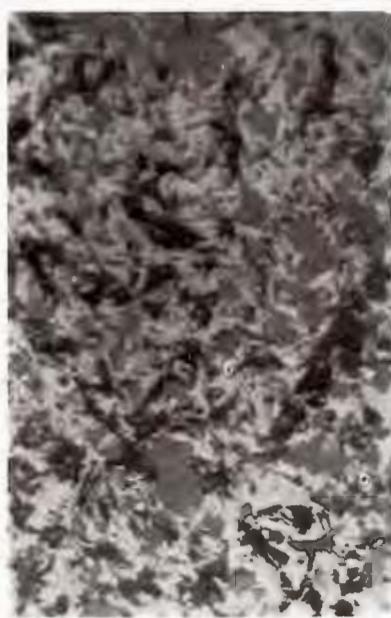
3

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.

PLANŞA III

- Fig. 1. — Asociaţie avansată oligist-gangă. Ace fine de oligist (alb) și granule de pirită (P). Secțiune lustruită. N II; $\times 100$.
Association intime oligiste-gangue. Aiguilles fines d'oligiste (blanc) et grains de pyrite (P). Lame mince polie. N II; $\times 100$.
- Fig. 2. — Oligist (alb) mai larg cristalizat în gangă. Secțiune lustruită. N II; $\times 100$.
Oligiste (blanc) plus largement cristallisé dans la gangue. Lame mince polie. N II; $\times 100$.
- Fig. 3. — Lamele de oligist (alb) cu tendință de a forma mase compacte. Secțiune lustruită. N II; $\times 70$.
Lamelles d'oligiste (blanc) tendant à se transformer en masses compactes. Lame mince polie. N II; $\times 70$.
- Fig. 4. — Pseudomorfoze de magnetit (cenușiu inchis) după oligist (alb). N II; $\times 70$.
Pseudomorphoses de magnétite (gris foncé) après l'oligiste (blanc). N II; $\times 70$.





1



3



4

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 49.

PLANŞA IV

- Fig. 1. — Oligist (Ol), pirită (P) cu pirotină (Pt). Secțiune lustruită. N II; $\times 70$.
Oligiste (Ol), pyrite (P) à pyrrhotine (Pt). Lame mince polie. N II; $\times 70$.
- Fig. 2. — Galenă (G) cu goluri triunghiulare caracteristice, mulată de calcopirită. Secțiune lustruită. N II; $\times 70$.
Galené (G) avec des creux triangulaires caractéristiques, moulée de chalcopyrite. Lame mince polie. N II; $\times 70$.
- Fig. 3. — Asociația pirită (P) — calcopirită (C) — oligist (Ol). Secțiune lustruită. N II; $\times 70$.
Association de pyrite (P) — chalcopyrite (C) — oligiste (Ol). Lame mince polie. N II; $\times 70$.
- Fig. 4. — Fisuri cu malachit. Secțiune lustruită. N II; $\times 100$.
Fissures remplies de malachite. Lame mince polie. N II; $\times 100$.





1



2



3



4

CONSIDERAȚII CU PRIVIRE LA DISTRIBUȚIA ELEMENTELOR RADIOACTIVE ÎN ȘISTURILE CU GRAFIT DIN SERIA DE TULIȘA

de

OLIVIA ROMANESCU, MARIOARA-MIA LEMNE¹

Abstract

This paper presents the distribution of the radioactive elements within the Tulișa Series. An increase of the content in uranium, as a function of the graphite content, the uranium not exceeding the clark limits in the case of a high content in graphite (2.3 ppm – 5.05 ppm uranium for 0.1 – 23% graphic), is pointed out. The distribution of uranium and thorium within the Tulișa schists follows the laws imposed by the basis composition of the rock type when the graphite is in a small amount or it is lacking.

Cercetările efectuate în ultimii ani în formațiunile cristalofiliene din Carpații Orientali privind distribuția elementelor radioactive, în variate tipuri de roci cu conținut de grafit (Iancovici, Pitulea, Lemne 1967; Pitulea-Lemne 1970), au condus la unele concluzii de ordin teoretic și practic privind cercetarea geologică a formațiunilor susamintite.

Pentru a lărgi aria de cercetare a gradului de concentrare a uraniului în șisturile cu grafit, a corelării distribuției elementelor radioactive cu natura petrografică și poziția în scara stratigrafică, s-a efectuat un studiu asupra seriei de Tulișa, serie în care abundă șisturi grafitoase cu variate conținuturi în grafit.

¹ Institutul Geologic, Șoseaua Kiseleff nr. 55, București.



Deserierea sumară a geologiei seriei de Tulișa

Seria de Tulișa face parte din învelișul sedimentar al autohtonului și este alcătuită dintr-o succesiune de strate sedimentare paleozoice (Devonian, eventual Silurian-Carbonifer superior) metamorfozate în timpul orogenezei hercinice.

Probele analizate au fost colectate din zona de dezvoltare maximă a lor, versantul nordic al munților Vulcan de la masivul Oslea, în vest, spre dreapta văii Jiului Românesc, pînă la est de valea Jiului, valea Jiețului și apariția de la Rafaila (P a v e l e s c u ² 1965; S o l o m o n 1966³, 1967⁴).

După ultimele cercetări (L. P a v e l e s c u și M a r i a P a v e l e s c u 1964, 1966), reprezentarea schematică a orizonturilor care intră în constituția seriei de Tulișa arată, de jos în sus, următorii termeni: conglomerate, calcare negre și cenușii în plăci, arcoze, gresii arcoziene, gresii cuarțitice, sisturi filitoase cu intercalații de cipolinuri, sisturi clorito-sericitice, filite negre grafitoase.

Dintre aceștia, cea mai mare dezvoltare o au sisturile și filitele grafitoase care încheie succesiunea stratigrafică. În cuprinsul lor, ca intercalații de mică amploare se pot întîlni: sisturi cu cloritoid \pm grafit, sisturi cuarțitice sericito-cloritoase sau epidotice, gresii cuarțitice sericitoase \pm grafit.

Compoziția mineralologică este relativ simplă — sericit, grafit, cuarț, cloritoid \pm biotit \pm muscovit — și minerale accesori — zircon, turmalină, rutil, apatit, titanit, pirită. Grafitul apare în strătulete sau întrețesut cu lamele sericitoase. O estimare cantitativ-relativă a grafitului arată conținuturi variabile — 0—23% pentru majoritatea probelor — un număr infim depășind această valoare. În anumite zone, cu importanță locală, se găsesc cuiburi de grafit în care acesta se distinge printr-un pronunțat luciu metalic. Concentrația în grafit variază de la aproximativ 18 la 25%.

² M a r i a P a v e l e s c u. Cercetări geologice și petrografice în regiunea cuprinsă între bazinul Petroșani și Sadu (munții Vulcan—Parâng). 1965. Arh. Inst. Geol.

³ I. S o l o m o n. Raport asupra prospectiunilor geologice pentru minereuri de fier și minereuri neferoase pe versantul nordic al munților Vulcan (Lupeni—Uricani). 1966. Arh. Inst. Geol.

⁴ I. S o l o m o n. Raport asupra prospectiunilor geologice pentru minereuri de fier și minereuri neferoase pe versantul nordic al munților Vulcan (Iscrioni—Lupeni). 1967. Arh. Inst. Geol.



Rezultate radiometrice

Un prim obiectiv al cercetării a fost verificarea afinității uraniului pentru grafit și în șisturile grafitoase ale seriei de Tulișa, afinitate menționată în multe lucrări similare.

Fig. 1. — Curba de frecvență a conținutului de uraniu în șisturile cu grafit abundant.

Courbe de fréquence de la teneur en uranium dans les schistes abondant en graphite.

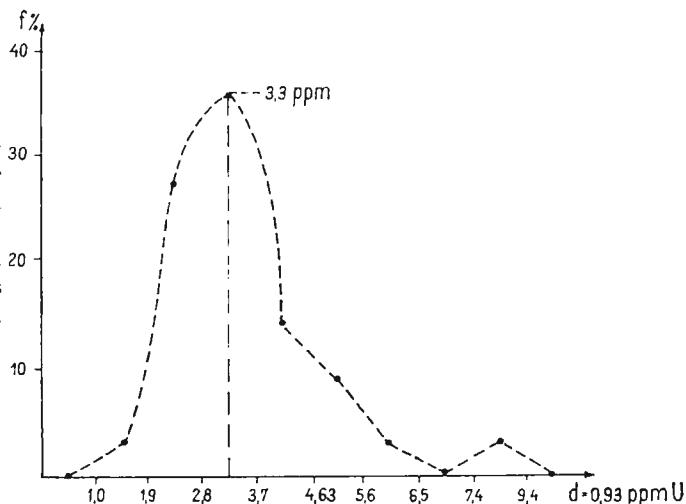
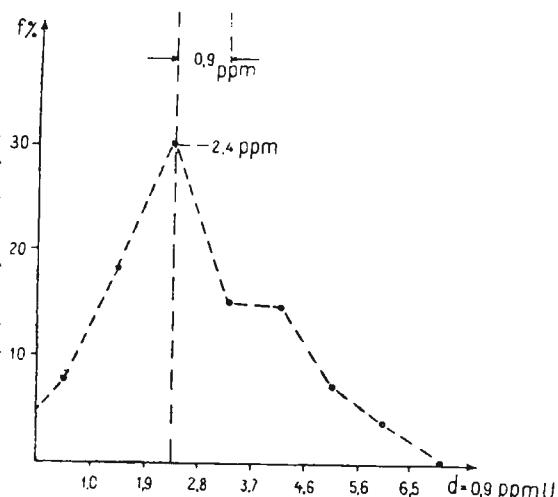


Fig. 2. — Curba de frecvență a conținutului de uraniu în șisturile cu grafit puțin sau fără grafit.

Courbe de fréquence de la teneur en uranium dans les schistes faiblement graphiteux ou dépourvus de graphite.



Pentru aceasta, probele recolțate au fost grupate în funcție de cantitatea de grafit, apreciată microscopic, în 1) șisturi și filite cu grafit abundant și 2) șisturi și filite în care grafitul este prezent în cantități mult mai mici sau lipsește. Pentru ambele grupe au fost reprezentate curbele de frecvență (fig. 1 și 2) a conținutului în uraniu.

Modul curbei de frecvență pentru primul grup (fig. 1) este de 3,3 ppm, mai mare decât modul obținut pentru al doilea grup, care este de 2,4 ppm. Creșterea conținutului în uraniu în funcție de creșterea conținutului în

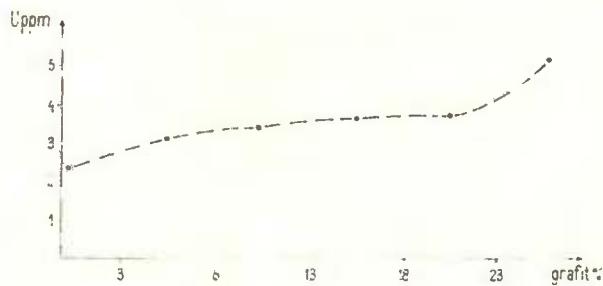


Fig. 3. — Curba conținuturilor medii de uraniu pe grupe de conținuturi în grafit.

Courbe des teneurs moyennes en uranium suivant les groupes des teneurs en graphite.

grafit, este bine pusă în evidență în fig. 3, care reprezintă curba conținuturilor medii de uraniu pe grupări de sisturi grafitoase efectuate conform tabelului.

TABEL

Conținuturi medii de uraniu pentru grupe de sisturi grafitoase

Concentrația în grafit %	ppm (Medie)	Număr de probe
0–3	2,3	38
3–8	3,04	14
8–13	3,33	11
13–18	3,57	16
18–23	3,63	4
> 23	5,05	6

Deși este evidentă creșterea conținutului de uraniu în funcție de conținutul în grafit, sisturile grafitoase de Tulișa, rămân cu conținuturile în uraniu, în limita clarkului. Nu s-au pus în evidență concentrări care să depășească clarkul.



Trebuie menționat că nici cuiburile de grafit din seria de Tulișa nu reprezintă valori mai ridicate în uraniu, mai mult chiar, cuiburile de grafit prezintă concentrații mici și foarte mici în acest element. Explicația

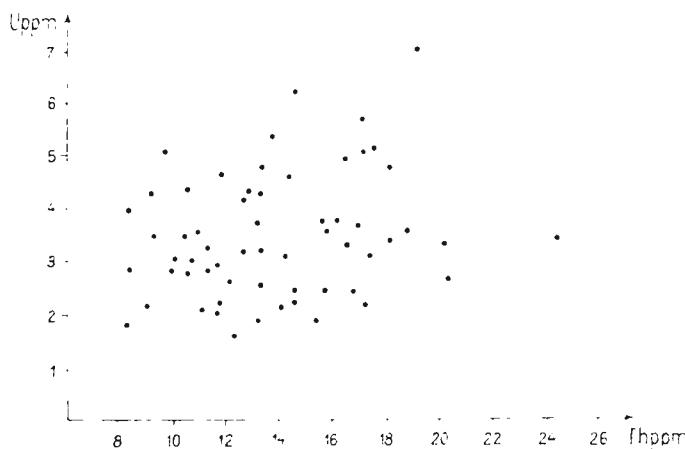


Fig. 4. — Corelarea conținuturilor de uraniu și thoriu în șisturile și filitele de Tulișa cu grafit abundant.

Corrélation des teneurs en uranium et thorium des schistes et des phyllites de Tulișa abondant en graphite.

Poate fi legată de faptul că grafitul din aceste probe are tendință de purificare și în desfășurarea acestui proces a avut loc levigarea progresivă a impurităților și o dată cu ele și a agențiilor purtători de uraniu.

Un alt obiectiv al studiului de față a fost corelarea distribuției elementelor radioactive cu natură petrografică a rocilor analizate din seria de Tulișa.

O imagine sugestivă a repartiției elementelor radioactive în diferitele tipuri petrografice din seria de Tulișa, s-a obținut prin reprezentarea norului corelativ U-Th și a norului corelativ U-K. În figura 4 și în figura 5 sunt reprezentate corelările conținuturilor de uraniu și thoriu și corelările conținuturilor de uraniu și potasiu pentru șisturile și filitele grafitoase. Din aceste reprezentări nu rezultă o dependență între U - Th - K.

Inexistența unei dependențe între aceste elemente poate fi explicată prin procesele care au dus la acumularea uraniului de către grafit, dependență rămânând numai între aceste două elemente din urmă.

Un argument pentru această constatare, ar fi corelarea care începe să apară în șisturile și filitele cu grafit mai puțin sau deloc (fig. 6 și 7).

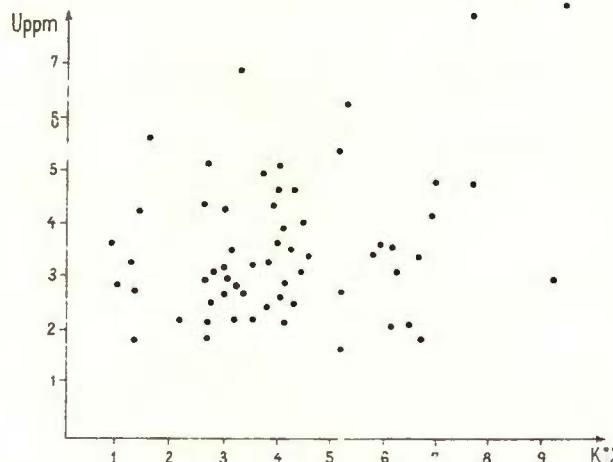


Fig. 5. — Corelarea conținuturilor de uraniu și potasiu în șisturile și filitele de Tulișa cu grafit abundant.

Corrélation des teneurs en uranium et en potassium des schistes et des phyllites de Tulișa abondant en graphite.

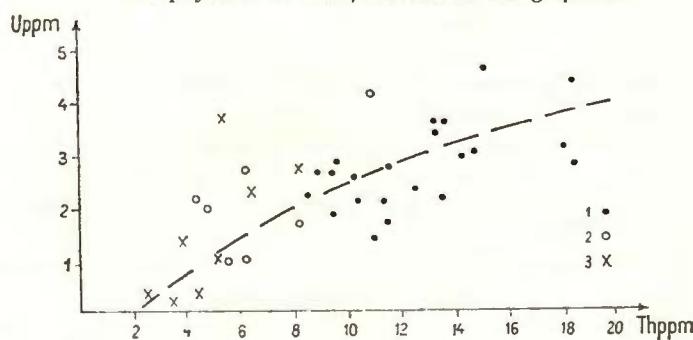


Fig. 6. — Corelarea conținuturilor de uraniu și thoriu în șisturile și filitele de Tulișa fără grafit.

1. șisturi sericitico-cuartíticas; 2. șisturi sericitico-quartzicas cu epidot; 3. șisturi quartzito-sericiticas cu cloritoide

Corrélation des teneurs en uranium et en thorium des schistes et des phyllites de Tulișa dépourvus de graphite.

1. schistes sérichtico-quartziteux; 2. schistes sérichtico-quartziteux à épi-dote; 3. schistes quartzito-sérichtiteux à cloritoïde

Se poate spune că atunci când cantitatea de grafit este mică sau lipsește, distribuția uraniului și thoriului în șisturile de Tulișa urmează legile impuse de compoziția de bază a tipului de rocă respectiv.

Cit privește prezența cloritoidului și epidotului și conținutul în elemente radioactive se poate aprecia că epidotul contribuie mai puțin la scăderea conținutului în elemente radioactive decât cloritoidul.

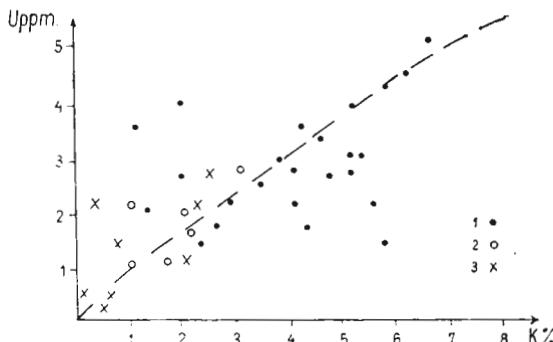


Fig. 7. — Corelarea conținutelor de uraniu și potasiu în șisturi și filite fără grafit sau cu grafit puțin.

1. șisturi sericito-quarțitice; 2. șisturi sericito-quarțitice cu epidot; 3. șisturi quarțito-sericitești cu cloritoid.

Corrélation des teneurs en uranium et en potassium des schistes et des phyllites dépourvus de graphite ou faiblement graphitiques.

1. schistes sérécito-quartzitens; 2. schistes sérécito-quartziteux à épidoze; 3. schistes quartzito-séréciteux à cloritoïde.

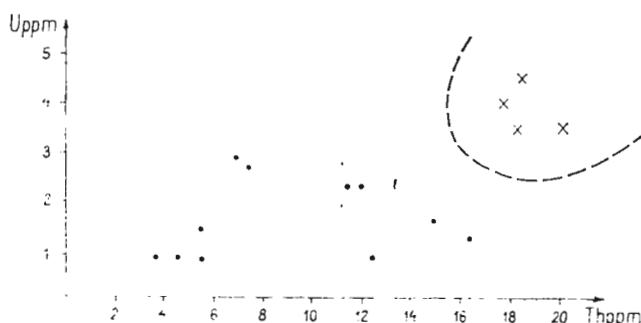


Fig. 8. — Corelarea conținutelor de uraniu și thoriu în gresii de Tulișa.

1. cu grafit; 2. fără grafit.

Corrélation des teneurs en uranium et en thorium des grès de Tulișa.

1. à graphite; 2. dépourvus de graphit.

În norul corelativ al conținutelor uraniu-thoriu și uraniu-potasiu pentru gresiile de Tulișa, (fig. 8 și 9) se constată detașarea grupului de gresii cu conținut de grafit spre valorile mai ridicate ale conținutelor în uraniu, thoriu și potasiu.

În legătură cu al treilea obiectiv al cercetării, corelarea distribuției elementelor radioactive în funcție de poziția rocilor analizate în scara stratigrafică, nu pot fi trase concluzii certe.

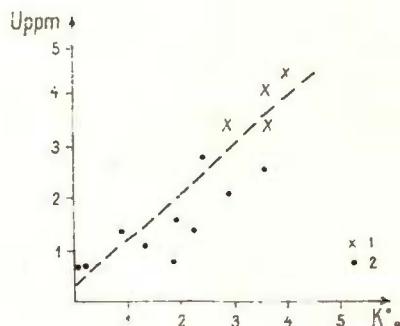


Fig. 9. — Corelarea conținuturilor de uraniu și potasiu în gresii de Tulișa.
1, cu grafit, 2, fără grafit.

Corrélation des teneurs en uranium et en potassium des grès de Tulișa.
1, à graphite 2, dépourvus de graphite.

După Pavelescu șisturile purtătoare de grafit constituie orizontul superior al coloanei stratigrafice a seriei de Tulișa.

În partea sa inferioară acest orizont cuprinde intercalări de șisturi cuarțitice sericito-cloritoase sau epidotice, iar în porțiunea superioară șisturi cu cloritoid și gresii. Aceste nivele ies în evidență prin conținutul scăzut în elemente radioactive, însă nu datorită poziției stratigrafice ci mai mult naturii petrografice.

Cit privește rocile de bază ale orizontului, s-a observat că concentrația în elemente radioactive este legată în primul rînd de prezența cantitativă a grafitului, iar conținutul acestuia variind atât pe verticală cât și pe orizontală, valorile radiometrice reflectă fidel această situație. Întîuicit această variație nu este constantă nu a fost posibilă separarea unor nivele care să poată fi caracterizate prin valori radiometrice reprezentative.

Concluzii

Studiul șisturilor cu grafit a seriei de Tulișa relevă interdependența dintre grafit și uraniu, însă cu conținuturi de U ce nu depășesc limita clarkului.

Repartiția elementelor radioactive pe tipuri petrografice cu grafit abundent arată dependență numai în cazul Th-K și nu se menține pentru reprezentarea U-Th-K.

Distribuția elementelor radioactive pe nivele stratigrafice nu a permis concluzii nete datorită variației inconsecvente a conținutului în grafit, cu care acumularea în elemente radioactive este în directă dependență.

BIBLIOGRAFIE

- Ianovici V., Pitulea G., Lemne Marioara (1967) Contribuții la studiul răspândirii elementelor radioactive în formațiunile cristalofoiene din Carpații Orientali. *Stud. Cerc. Geol., Geogr., Geof. Ser. Geol.*, 2, 12, 268–282. București.
- Lemne Marioara (1968) Dozarea elementelor radioactive naturale folosind selectorul de amplitudini multicanal. *Rev. Metr. Apl.* 15, 5, 30–34. București.
- Manolescu G. (1937) Studiu geologic și petrografic al regiunii văii Jiului. *Ac. Rom. Mem. Secf. St. Ser. III. XII. Mem. 6.* București.
- Pavelescu L. (1953) Studiu geologic și petrografic al regiunii centrale și de sud-est a munților Retezat. *An. Com. Geol.* XXV, 181–184. București.
- Pavelescu Maria (1961) Geologia și petrografia văii Jiului Românesc între Oslea și Petroșeni. *An. Com. Geol.* XXXIII, 47–85. București.
 - Pavelescu Maria (1966) Cercetări geologice și petrografice în bazinul văii Jiului transilvănean și al văii Ieșului. *Stud. Cerc. Geol., Geogr., Geof., Ser. Geol.* 11, 1, 151–169. București.
- Pitulea G., Lemne Marioara (1970) Contribuții privind distribuția elementelor radioactive în șisturile cu grafit din Carpații Orientali. *Stud. Cerc. Geol., Geogr¹, Geof., Ser. Geol.* 2, 15, 341–350. București.
- Williams H., Turner F.J., Gilbert C.M. (1958) Petrography 214–215. București.
- Yule G.U., Kendall M.C. (1869) Introduceri în teoria statistică. 92–140. Edit. St. București.

CONTRIBUTIONS CONCERNANT LA DISTRIBUTION DES ELEMENTS RADIOACTIFS DANS LES SCHISTES A GRAPHITE DE LA SÉRIE DE TULIȘA

(Résumé)

L'étude a pour l'objet la distribution des éléments radioactifs dans la série de Tulișa (le versant septentrional des Monts Vulcan), tout spécialement la corrélation de la distribution de l'Uranium avec la teneur en graphite, et la corrélation de la distribution des éléments radioactifs avec la nature pétrographique des roches de la série de Tulișa.

Pour la corrélation uranium-graphite, les types des roches ont été groupés en : schistes et phyllites abondant en graphite, schistes et phyllites faiblement graphiteux au dépourvu de graphite.

L'étude présente aussi les courbes de fréquence de la teneur en uranium de ces groupes tout en déterminant la valeur la plus fréquente de la teneur en uranium : 3,3 ppm, respectivement 2,4 ppm uranium.

Pour une corrélation plus suggestive on a établi des groupements de la teneur en graphite (6 groupes), suivant des intervalles plus restreints on a calculé les moyennes arithmétiques des teneurs en uranium de ces groupements et on a tracé la courbe des teneurs moyennes en uranium. Ainsi, on a pu constater que pour les teneurs supérieures à 23% graphite, la



teneur moyenne en uranium est de 5,05 ppm. Bien que l'accroissement de la teneur en uranium en fonction de la teneur en graphite soit bien mise en évidence par cette représentation, les schistes de Tulișa maintiennent leur contenu en uranium entre les limites du clark (2,3 ppm — 5,05 ppm). Les nids mêmes de graphite présentent de faibles teneurs en uranium.

Pour l'étude de la distribution des éléments radioactifs en fonction de la nature pétrographique des roches analysées, on a représenté les corrélations U-Th, U-K. De ces corrélations ne résulte pas une dépendance U-Th-K dans les schistes et les phyllites abondant en graphite. Cette dépendance apparaît aux schistes et aux phyllites à faible teneur en graphite ou dépourvus de graphite.

On peut donc suggérer que la distribution de l'uranium et du thorium dans les schistes de Tulișa suivent les lois imposées par la composition de base (principale) du type de roche si le graphite est en faibles quantités ou fait défaut.



Redactori: MARGARETA PEITZ, OVIDIU RIFAAȚ
Traducători: MARIA BORCOS, MARIANA SAULEA,
MONICA TOPOR, ADRIANA VASILESCU
Illustrația: VIRGIL NITU

*Dat la cules: ianie 1973. Bun de tipar feb. 1974 Tîrtoj: 999 ex. Hărte
seria IA Format 70×100/56 g. Coli de tipar: 10³/4. Comanda 745 Pentru
biblioteci îndicele de clasificare: 55(058).*

Intreprinderea poligrafică „Informația”, str. Brezoianu 23–25 București
România



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

Responsabilitatea asupra conținutului articolelor
revine în exclusivitate autorilor



Institutul Geologic al României