

**INSTITUTUL GEOLOGIC  
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE**

---

SERIA B

*Chimie*

Nr. 45

---

**STUDII DE CHIMIE—  
PREPARAREA MINEREURILOR**

**BUCUREŞTI**  
1970



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

**I N S T I T U T G É O L O G I Q U E**  
**ÉTUDES TECHNIQUES ET ÉCONOMIQUES**

---

SÉRIE B

*Chimie*

No. 45

**ÉTUDES DE CHIMIE —  
PRÉPARATION DES MINERAIS**

BUCAREST  
1970



Institutul Geologic al României

**INSTITUTUL GEOLOGIC  
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE**

---

SERIA B

*Chimie*

Nr. 45

**STUDII DE CHIMIE —  
PREPARAREA MINEREURILOR**

BUCUREŞTI  
1970



Institutul Geologic al României

## CONTENU (Résumés)

### **Chimie**

	<u>Page</u>
J. Ionescu, C. Udreescu, A.I. Dimitriu, C. Vasiliu, A.I. Medesan. Granite de Highiș et basalte de Racoș, roches-étalon pour l'analyse spectrochimique . . . . .	19
A. Kizyk. Dosage colorimétrique du molibdène à phényl-fluoron . . . . .	27
A. Ștefănescu, M. Anușca. Contributions à la détermination spectrochimique des traces d'or dans des roches et sols . . . . .	33

### **Préparation des minéraux**

B. Georgescu, Cr. Mușăteanu. Recherches sur le traitement de la pyrite cuprifère de Moldova Nouă — Florimunda (horizon intermédiaire). . .	37
B. Georgescu, Cr. Mușăteanu, M. Borcea. Recherches sur la préparation du minerai complexe de Tarna Mare (filon Mihai). . . . .	61
B. Georgescu, A. Oprescu, G. Polici. Recherches concernant l'établissement de la technologie de préparation du minerai cuprifère de Vărad.	107
I. Huber-Panu, B. Georgescu, A. Oprescu. Recherches technologiques pour la détermination des possibilités de valorisation des roches à graphite de la zone Ungurelaș-Polovragi . . . . .	132
C. Pandeleescu, M. Dumitrescu, M. Borcea. Recherches sur la préparation du minerai de Sasca Montană (Puits 8 Mai—Stinăpari) . .	150
C. Pandeleescu, G. Polici, M. Borcea. Recherches sur les possibilités de valorisation technologique du gisement manganésifère de Dadu—Cirlibaba . . . . .	173



## CUPRINS

### Chimie

	<u>Pag.</u>
J. Ionescu, C. Udrescu, Al. Dimitriu, C. Vasiliu, Al. Medesan. Granitul de la Highiș și bazaltul de la Racoș, roci etalon pentru analiza spectrochimică . . . . .	9
A. Kizyk. Dozarea colorimetrică a molibdenului cu fenil-fluoron. . . . .	21
A. Ștefănescu, M. Anusca. Contribuții la determinarea spectrochimică a urmelor de aur în roci și soluri . . . . .	29

### Prepararea minereurilor

B. Georgescu, Cr. Mușăteanu. Cercetări privind prepararea piritei cuprifere de la Moldova Nouă — Florimunda (orizontul intermediu). . . . .	37
B. Georgescu, Cr. Mușăteanu, M. Borcea. Cercetări privind prepararea minereului complex de la Tarna Mare (filonul Mihai) . . . . .	61
B. Georgescu, A. Oprescu, G. Polici. Cercetări pentru stabilirea tehnologiei de preparare a minereului cuprifer de la Vărăd . . . . .	83
I. Huber-Panu, B. Georgescu, A. Oprescu. Cercetări tehnologice pentru determinarea posibilităților de valorificare a rocilor cu grafit din zona Ungurelaș-Polovragi . . . . .	109
C. Pandeleșcu, M. Dumitrescu, M. Borcea. Cercetări privind prepararea minereului de la Sasca Montană (puțul 8 mai — Stînăpari). . . . .	135
C. Pandeleșcu, G. Polici, M. Borcea. Cercetări privind posibilitățile de valorificare tehnologică a zăcământului manganifer de la Dadu — Cîrlibaba . . . . .	153





Institutul Geologic al României

# **CHIMIE**



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

# GRANITUL DE LA HIGHIȘ ȘI BAZALTUL DE LA RACOS, ROCI ETALON PENTRU ANALIZA SPECTROCHIMICĂ<sup>1</sup>

DE

JEANA IONESCU<sup>2</sup> CONstanța UDRESCU<sup>3</sup> ALEXANDRU DIMITRIU<sup>3</sup> MARIETA  
BREABĂN<sup>4</sup>, CECILIA VASILIU<sup>3</sup> ALEXANDRINA MEDEȘAN<sup>3</sup>

## Abstract

Highiș Granite and Racoș Basalt, Standard Rocks for Spectrochemical Analysis. Laboratory research work which led to the choice of Highiș granite and Racoș basalt as standard rocks is presented. The methods used and the results obtained as regards the contents of trace elements (Ba, Be, Co, Cr, Cu, Ga, Li, Mn, Mo, Ni, Pb, Sn, Sr, Ti, V, Zn, Zr) determined both spectrographically and chemically, as well as the contents of the major elements determined chemically, are accompanied by a brief discussion.

Un caracter remarcabil în evoluția generală a științelor geologice în ultimii treizeci de ani îl constituie nu numai tendința de a acumula un bogat material faptic prin analizarea unui număr foarte mare de probe, dar și preocuparea de a găsi explicația teoretică a fenomenelor care de-a lungul istoriei pământului au generat modificări în compoziția chimică a rocilor și a acumulării de substanțe minerale utile.

Cercetările de pretutindeni privind caracterele fizico-chimice ale scoarței terestre și ale celoralte geosfere își îmbogățesc caracterul comprehensiv, metodele specifice de investigație se largesc și se perfecționează permanent.

<sup>1</sup> Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 14 aprilie 1967.

<sup>2</sup> Institutul de geologie și geografie al Academiei R.S.R., str. Dr. Burghel nr. 1, București.

<sup>3</sup> Institutul Geologic, Șos. Kiseleff, nr. 55, București.

<sup>4</sup> Institutul de cercetări chimice, Spl. Independenței nr. 202, București.



Dintre metodele de analiză instrumentală moderne, analiza spectrochimică și-a dobîndit o aplicabilitate notorie, găsindu-și variate și multiple utilizări în cercetarea geologică datorită calităților sale deosebite de a fi rapidă, de sensibilitate ridicată, de precizie satisfăcătoare și de mare randament în determinarea simultană a unui mare număr de elemente și a posibilității decelării unor elemente nesuspectate.

Studiile de distribuție a elementelor chimice în roci, minerale, minereuri și urmărirea modificărilor produse în conținutul inițial al acestora prin procese geochemice, folosesc în măsură tot mai mare datele obținute cu ajutorul analizei spectrale.

Aplicarea metodei spectrochimice la analizarea mineralelor și rocilor a constituit pentru Institutul de geologie-geografie al Academiei R.S.R. și Institutul Geologic al Comitetului de Stat al Geologiei o preocupare care răspunde sarcinilor actuale ale cercetării geologice din țara noastră.

Metoda elaborată are la bază rezultatul multor ani de experiență în analiza spectrochimică a unei largi varietăți de materiale pe care o au sări cu tradiție în asemenea cercetări.

Una din dificultățile întâmpinate în aplicarea metodei spectrochimice la analiza rocilor silicatace pentru obținerea unei precizii satisfăcătoare, o constituie lipsa standardelor naturale.

Folosirea standardelor sintetice introduce erori sistematice importante, datorate deosebirii în proprietățile fizice și uneori a compoziției chimice diterite. Totodată etaloanele naturale prezintă interes deosebit și pentru compararea calității unor noi metode analitice de dozare.

În lucrare sunt prezentate primele rezultate asupra compoziției chimice a două standarde naturale pentru rocile silicatiche.

### Alegerea rocilor etalon

Practica specialiștilor din domeniul spectrochimiei atestă faptul că metodele spectrochimice cantitative sunt susceptibile de erori sistematice prin aceea că intensitatea liniei spectrale emise de un element la o concentrație dată este dependentă de compoziția chimică și proprietățile fizice ale matricei. De aceea în determinările spectrale cantitative, efectul de matrice trebuie să fie pe cît posibil înălțurat prin folosirea de standarde cît mai apropiate compozițional și fizic de probele necunoscute; dacă aceste cerințe nu sunt îndeplinite, trebuie avut în vedere compensarea prin utilizarea de tampoane spectrale (A h r e n s , T a y l o r , 1961). Aceste considerente au constituit punctul de plecare în alegerea a două



roci etalon — un granit și un bazalt — de compoziții chimice asemănătoare rocilor cu largă răspindire în masivele eruptive din R.S. România.

Cele două roci silicatice naturale reprezintă tipuri compozitionale distincte și amestecuri ale acestora pot servi ca standarde pentru analiza spectrală a unei largi varietăți de roci eruptive (granite, sienite, diorite, bazalte, diabaze, gabbrouri) și roci metamorfice.

Pentru selecționarea rocilor etalon s-au analizat o serie de roci acide (granitul de la Pricopan, granitul de la Highiș, granitul de la Iacobdeal și cel de la Săvîrşin) și roci bazice (bazaltul de la Racoș și de la Branișca), ale căror analize calitative privind elementele urmă sint redate în tabelul 1.

TABELUL 1  
*Analiza spectrală calitativă*

Element	granite				bazalte	
	Săvîrşin	Highiș	Iacobdeal	Pricopan	Racoș	Branișca
Ba	3	2*	1	4	1	2
Be	1	3	4	2	1	—
Co	4	—	—	—	1	2
Cr	4	2	3	1	1	2
Cu	1	4	3	2	1	1
Ga	3	2	4	1	1	2
Ge	—	—	—	—	—	—
Mn	3	1	4	2	2	1
Ni	4	—	—	—	1	2
Pb	1	2	3	4	1	1
Sn	—	1	3	1	—	—
Ti	4	1	3	2	1	2
V	4	3	?	?	1	1
Zn	—	?	?	?	?	?
Zr	2	3	4	1	1	1

Încercările efectuate au condus la alegerea granitului de la Highiș și a bazaltului de la Racoș pentru standarde spectrochimice.

Proba de granit de Highiș provine din masa intrusivă de granite hercinice situată în partea de SW a masivului cu același nume din Munții Apuseni.

Roca prezintă textură gneisică și este alcătuită din cuarț, feldspat alcalin uneori sericitizat și biotit.

Proba de bazalt de la Racoș aparține produselor vulcanice din Neogenul depresiunii Transilvaniei, de vîrstă Pliocen superior sau mai tinere.

\* ) Cifrele reprezintă valori convenționale în ordinea crescîndă a concentrației.



Roca prezintă o structură porfirică și este constituită din asocierea de plagioclaz bazic, augit și olivină, alături de cristale de magnetit fin diseminat în întreaga masă.

### Pregătirea rocilor standard

Din loturi de aproximativ 200 kg rocă au fost selecționate eșanțioane reprezentative, sfărimate în fragmente de 4-5 cm, sfertuite și concasate succesiv pînă la dimensiunea de 2-3 mm. Cîte o probă medie de 25 kg a fost măcinată la moara cu bile de portelan pînă la finețea de 0,088 mm (sita de 4900 ochiuri/cm<sup>2</sup>). Aducerea materialului sub formă de pulbere s-a condus astfel încît să fie evitată contaminarea; eventualele impurificări cu urme de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> și SiO<sub>2</sub> din moara cu bile nu influențează calitatea probelor, deoarece reprezintă constituenți majori în rocile standard.

### Procedee analitice și rezultate

Compoziția chimică a granitului de la Hîghiș (GH) și a bazaltului de la Racoș (BR) a fost determinată prin metode chimice clasice, spectrofotometrice și fotometrie cu flacără pentru compoziții majori (SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, TiO<sub>2</sub>, MnO, MgO, CaO, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O). Metode spectrografice, spectrofotometrice și fotometrie cu flacără au servit la determinarea elementelor urmă Ba, Be, Co, Cr, Cu, Ga, Ge, Li, Mg, Ni, Pb, Sn, Sr, Ti, V, Zn, Zr.

TABELUL 2

*Granitul de Hîghiș (GH)  
(rezultatele analizei chimice — constituenții majori)*

Proba	1	2	3	4	Media (valori recomandate)
	%	%	%	%	%
SiO <sub>2</sub>	73,70	73,61	73,51	73,48	73,57
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	14,24	14,05	14,09	14,15	14,13
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	0,89	0,84	0,86	0,75	0,84
FeO	1,12	1,12	1,20	1,20	1,16
TiO <sub>2</sub>	0,33	0,33	0,33	0,33	0,33
MnO	0,03	0,02	0,03	0,03	0,03
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,06	0,06	0,06	0,06	0,06
CaO	0,76	0,74	0,72	0,68	0,72
MgO	0,32	0,39	0,30	0,34	0,34
Na <sub>2</sub> O	3,96	4,02	3,95	3,95	3,97
K <sub>2</sub> O	4,45	4,57	4,36	4,36	4,43
H <sub>2</sub> O+	0,39	0,39	0,41	0,41	0,40
Total	100,25	100,14	99,82	99,74	99,98



Tabelul 2 redă rezultatele analizelor chimice pentru constituenții majori în GH, iar tabelul 3 aceleași determinări pentru BR. Fiecare analiză a fost efectuată în dublu de analiști diferiți.

**TABELUL 3**  
*Bazallul de Racoș (BR)*  
*(rezultatele analizei chimice – constituenți majori)*

Proba	1	2	3	4	Media (valori recomandate)
	%	%	%	%	%
SiO <sub>2</sub>	47,34	47,55	47,71	47,84	47,61
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	16,39	16,31	16,21	16,12	16,26
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	2,06	2,03	2,20	2,26	2,14
FeO	6,49	6,52	6,47	6,42	6,48
TiO <sub>2</sub>	1,61	1,60	1,63	1,64	1,62
MnO	0,15	0,15	0,16	0,16	0,15
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,34	0,35	0,36	0,33	0,35
CaO	10,10	10,05	10,27	10,21	10,16
MgO	10,49	10,47	10,57	10,60	10,53
Na <sub>2</sub> O	3,16	3,12	3,128	3,20	3,19
K <sub>2</sub> O	1,40	1,35	1,38	1,38	1,38
H <sub>2</sub> O +	0,23	0,23	0,25	0,25	0,24
Total :	99,76	99,73	100,49	100,41	100,11

Constituenții majori au fost dozați prin următoarele procedee :<sup>5</sup>

SiO<sub>2</sub> — dezagregare cu Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> și determinare gravimetrică prin dublă insolubilizare cu HCl; R<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — determinare gravimetrică prin dublă precipitare cu NH<sub>4</sub>OH; Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> — determinat prin diferență din suma sesqui-oxizilor; Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> (total) — determinat prin titrare cu KMnO<sub>4</sub> (metoda Zimmerman-Reinhardt); TiO<sub>2</sub> — determinat spectrofotometric ( $\lambda = 428 \text{ m}\mu$ ) cu H<sub>2</sub>O<sub>2</sub>; MnO — determinat spectrofotometric ( $\lambda = 525 \text{ m}\mu$ ) cu KIO<sub>4</sub>; CaO — precipitat ca oxalat și determinat prin titrare cu KMnO<sub>4</sub>; MgO — a) precipitat ca fosfat de magneziu-amoniu și determinat gravimetric ca Mg<sub>2</sub>P<sub>2</sub>O<sub>7</sub> (probele 1 și 2); b) precipitat cu oxichinolat și determinat gravimetric (probele 3 și 4); FeO — dezagregare cu H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> + HF și determinat prin titrare cu KMnO<sub>4</sub>; P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> — dezagregare cu H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> și HNO<sub>3</sub>: a) precipitare cu fosfomolibdat și determinat prin titrarea cu HCl a precipitatului dizolvat în NaOH N/10 (probele 1 și 2); b) determinat spectrofotometric ( $\lambda = 820 \text{ m}\mu$ ) prin reducerea fosfomolibdatului

<sup>5</sup> Cecilia Vasiliu, Alexandrina Medeșan. Analiza rapidă a silicătilor 1962. Arh. Inst. Geol. București.



cu acid ascorbic (probele 3 și 4);  $K_2O$  și  $Na_2O$  — dezaggregare după Lawrence-Smith ; a) determinarea gravimetrică a sumei clorurilor —  $K_2O$  — prin precipitare cu hexanitrocobaltiat de sodiu și titrare cu  $KMnO_4$ ;  $Na_2O$  — este calculat prin diferență din suma clorurilor (probele 1 și 2); b) determinarea prin fotometrie cu flacără (probele 3 și 4);  $H_2O^+$  — determinat prin metoda Penfield.

Valorile conținuturilor de elemente urmă dozate pe cale chimică sunt trecute în tabelul 4.

În scopul verificării preciziei determinărilor s-a folosit procedeul adaosului de etalon; pentru evaluarea reproductibilității au fost efectuate mai multe determinări pentru fiecare element<sup>6</sup>. Următoarele procedee au fost utilizate pentru dozarea elemente urmă: Bariu, dezaggregarea rocii cu  $H_2SO_4$ -HF, separarea Ba ca oxalat în prezența unui agent de colectare și determinare prin fotometrie cu flacără (F a b r i k o v a, I s a e v a, 1963). Cobalt, dezaggregarea rocii cu  $H_2SO_4$ - $HNO_3$ -HF și spectrofotometrarea ( $\lambda=530\text{ m}\mu$ ) compusului format cu R-nitrozosare. Interferența unor elemente (Fe, Cu, Ti, Ni) a fost eliminată prin separarea cobaltului ca ditizonat la  $pH \sim 8$  în mediu tampon citrat (V o g e l et al., 1960). Crom, dezaggregarea rocii prin topire cu  $Na_2CO_3$  și determinarea spectrofotometrică ( $\lambda=540\text{ m}\mu$ ) a complexului Cr-difenilcarbazidă. Vanadiul interferă și a fost îndepărtat ca oxichinolat în mediu de cloroform (S a n d e l l, 1960). Cupru, dezaggregarea rocii cu  $HClO_4$ -HF și determinarea spectrofotometrică ( $\lambda=545\text{ m}\mu$ ) ca ditizonat în mediu de tetraclorură (S a n d e l l 1960). Zinc, dezaggregarea rocii cu  $HClO_4$ -HF și determinarea spectrofotometrică ( $\lambda=520-540\text{ m}\mu$ ) ca ditizonat în mediu de tetraclorură. Interferența unor elemente (Cu, Ag, Hg, Au, Bi, Cd, Pd) a fost prevenită prin complexare cu tiosulfat (S a n d e l l, 1960). Plumb, determinare spectrofotometrică ca ditizonat ( $\lambda=520\text{ m}\mu$ ) în soluția clorhidrică obținută la determinarea zincului. Interferența zincului a fost eliminată prin adăos de KCN (S a n d e l l, 1960). Molibden, dezaggregarea rocii cu HF- $H_2SO_4$  și determinare spectrofotometrică ( $\lambda=475\text{ m}\mu$ ) ca tiocianat în prezență de clorură stanoasă în mediu de eter izopropilic (D o b r i t k a i a, 1958). Nichel, dezaggregarea rocii cu  $H_2SO_4$ -HF și determinarea spectrofotometrică ( $\lambda=465\text{ m}\mu$ ) ca Ni-dimetilgioximă. Interferența unor elemente (Ca, Fe, Al, Mn, Co, Cu) a fost eliminată prin extractia din mediu alcalin tamponat cu citrat a complexului de Ni-dime-

<sup>6</sup> A.I. Dimitriu, Marieta Breabă, Cecilia Vasiliu, Alexandrina Medeșan. Analiza rocilor etalon (granit de Highiș și bazalt de Racos) — Dozarea elementelor majore și a elementelor minore. 1962. Arh. Inst. Geol. București.



TABELUL 4

Conținutul în elemente urmă al rocilor GH și BR determinat prin metode chimice și spectrografice

Element	GH			Valoare recomandată	BR			Valoare recomandată
	Chimic		Spectral		Chimic		Spectral	
	p.p.m.				p.p.m.			
Ba	540	530	670	670			474	474
Be			2,8 3,3 3,5 4,6 3,6	3,7			1	1
Co	1,3 2,3 2,4 2,3	2,0 3,2 2,5 2,4		2,4	20 34 19 20 26 30 29	51,5 50 63 60 44		60
Cr	1,9 2,0	<10		2,0	252 210 252 276 321		282	277
Cu	22 22 19 22 21	19,5 20,5 20,5 18,8		20	58 49 56 55 58	87 59 68		68
Ga		19,5 22 17 27 27 25		27		18 14 16		16
Ge		<10					<10	
Li		15 15 17,5 16 19 19		17		5,1 7 8,5		7
Mn	230			230	1160			1160
Mo	3,8 3,7	3,5 3,7 3,8		3,7	1,2 1,5		1,3	1,3
Ni	5,2 6,6 6,3 5,8 8,6	2,6 3,5 2,9		3	212 206 224 208 220 196 200 190 200 191	260 251 200 208 230 214		220
Pb	25 23 20	22 15 18 23 19 20		22	12 9 10,5		8 10	10
Sn		12 9 12 7 8		10				
Sr		230 255					2800 2400	
Ti	1980			1980	9720			9720
V	6 6	7,0 8,0 6,0 6,5 13,0		8	186 192 170 198	187 160 135 142		182
Zn	35 38 40	40 40 28		40	70 62 67			67
Zr		126		126			74,5	74,5



tilgioximă în cloroform (Sandell, 1960). Vanadiu, dezagregarea rocii prin topire cu  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  și determinarea spectrofotometrică ( $\lambda=400 \text{ m}\mu$ ) ca acid fosfowolframovanadic prin extracția vanadiului cu 8 hidroxichinolină în mediu de cloroform (Sandell, 1960).

Metoda spectrografică a servit la determinarea elementelor urmădozate chimic, la care se adaugă Ba (în bazalt), Be, Ga, Ge, Li, Sn, Sr, Zr.

Analiza spectrală calitativă (tab. 1) a scos în evidență faptul că în rocile standard GH și BR, unele elemente urmă se află în cantități care depășesc conținuturile ce pot fi dozate prin metoda adaosurilor (Katkenev, 1957) folosită pentru determinarea elementelor Co, Cu, Ga, Mo, Ni, Pb, Sn, V, Zn.

Dozarea celorlalte elemente a necesitat etaloane sintetice preparate în laborator, de compoziție chimică asemănătoare probelor naturale și conținuturi cunoscute de elemente urmă. S-au preparat trei matrice sintetice de compoziție: 68% albit + 32%  $\text{SiO}_2$  sinterizat la  $1000^\circ\text{C}$ ; silicat de sodiu; amestec 65%  $\text{SiO}_2$  + 15%  $\text{Na}_2\text{O}$  + 20%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , din substanțe chimice de puritate p. a., testate spectral în prealabil.

Cu aceste baze s-au preparat etaloane prin adăugare de cantități cunoscute de elemente urmă, sub formă de oxizi sau săruri ale acestora, de puritate spectrală; prin diluții succesive s-au obținut etaloane în domeniul de concentrații  $0,1\dots 0,0001\%$ . S-au efectuat încercări cu fiecare serie de etaloane sintetice variind condițiile de lucru (tamponul spectral și proporția acestuia, standardul intern, forma electrozilor, intensitatea curentului de arc în curent continuu și în curent alternativ, durata de ardere), luând drept criteriu gradul de volatilitate al elementelor urmă cercate; efectul de matrice a fost testat prin curbe de volatilizare (Arens, Taylor, 1961).

Încercările de laborator au arătat că cele mai corecte grafice de etalonare se obțin cu amestecul sintetic ( $65\% \text{SiO}_2 + 15\% \text{Na}_2\text{O} + 20\% \text{Al}_2\text{O}_3$ ) față de care s-au dozat elementele Ba, Co, Cr, Li, Ni, Sr, V, Zr din standardele naturale GH și BR.

S-a lucrat la spectrograful de dispersie medie Q24 cu optica de quart, fanta  $7\mu$ , fanta intermediară 1,2 mm, distanța între electrozi 2mm, sursa de excitație arcul de curent alternativ furnizat de generatorul DG 2. Inegririle liniilor analitice au fost citite la microfotometrul Zeiss și transformate în intensități prin curba de calibrare (Scheller, 1953); curbele de lucru au fost construite în coordonate log. I/log. C.

Elementele volatile (Cu, Pb, Zn, Ga, Sn, Ge) au fost dozate din amestecul probă: cărbune (1:1), electrozi baghete de cărbune spectral



pur cu  $\varnothing$  exterior 5 mm, electrodul superior cu vîrf conic, electrodul inferior avînd crater de  $\varnothing$  interior 3 mm, adîncime 4 mm, grosimea peretelui 0,5 mm; intensitatea currentului de arc 10 A, timp de expunere 80 sec.

Elementele greu volatile Ba, Be, Co, Cr, Ni, V, Zr au fost dozate folosind amestecul (probă : NaCl : cărbune) în proporția (1 :1 :1) electrodul inferior de forma indicată în figură; intensitatea currentului de arc 12 A, timp de expunere pînă la ardere totală.

Etaloanele au fost înregistrate în condiții identice, specifice fiecărei grupe de volatilitate.

Înregistrările s-au efectuat pe plăci spectrale Agfa U.V., 9×24 mm, developare în revelator metol hidrochinonă, 2 minute la 20°C.

Litiul s-a determinat la spectrograful I.S.P. 51 utilizînd ca tampon KCl, intensitatea currentului de arc 7 A, timp de expunere 4 min; înregistrările s-au efectuat pe plăci Agfa, rot extra-hardt, condiții de developare similare celorlalte determinări.

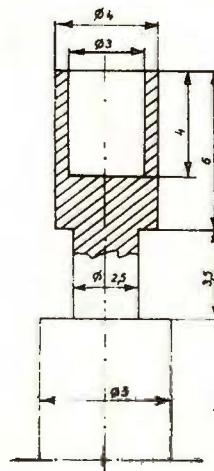
Molibdenul s-a determinat la spectrograful Q 24, folosind tampon AgCl care formează cu Mo o halogenură volatilă, astfel încît după 1 minut de ardere molibdenul se volatilizează în arcul voltaic la 10 A. Deoarece sensibilitatea spectrală a Mo este slabă, se înregistrează pe același loc 3 cărbuni pentru fiecare determinare; celelalte condiții sunt aceleași ca în cazul elementelor volatile.

Stronțiu s-a dozat la spectrograful KSA-1 cu optica de sticlă, folosind tampon CaCO<sub>3</sub>, intensitatea currentului de arc 15 A, timp de expunere pînă la ardere totală. Forma electrozilor, plăcile și condițiile de developare au fost menținute aceleasi ca pentru elementele volatile.

Rezultatele determinărilor spectrografice sunt trecute în tabelul 4, fiecare valoare reprezentînd media a 3 determinări.

Liniiile analitice și sensibilitățile spectrale (în ppm) ale elementelor determinate sunt trecute în tabelul 5.

Eroarea determinărilor efectuate pe cale chimică este de 1% pentru elementele dozate gravimetric, de 1-2% pentru cele dozate volumetric



Electrod utilizat la determinarea elementelor greu volatile. × 5.

Electrode employé pour la détermination des éléments lourdement volatils. × 5.

TABELUL 5

*Linii analitice folosite și sensibilitatea spectrală în arc de curenț alternativ (după Indenko, 1960)*

Element	Linii analitice Å	Sensibilitate ppm	Element	Linii analitice Å	Sensibilitate ppm
Ba	2335,27	~200	Mo	3170,35	1
Be	2348,61	1	Ni	3414,78	<10
Co	3453,50	10	Pb	2833,07	<10
Cr	4274,80	10	Sn	3034,12	<10
Cu	3273,96	3	Sr	4607,33	10
Ga	2943,64	10	V	3185,40	10
Ge	2651,81	10	Zn	3345,02	100
Li	6707,80	3	Zr	3438,23	30

și de 2-5% pentru elementele dozate prin metoda fotometriei cu flacără și spectrofotometrică.

Eroarea determinărilor spectrografice este  $\pm 15\%$ .

### Concluzii

Cîteva din valori sînt rezultatul unui număr redus de determinări pe amestecuri sintetice, cu toate acestea erori mari nu sînt probabile.

Valoarea recomandată pentru fiecare element a fost obținută în mod selectiv luînd sau media aritmetică sau valoarea cea mai frecventă, preferînd pentru unele elemente urmă valorile spectrografice.

În general se remarcă o concordanță satisfăcătoare între determinările chimice și spectrografice îndeosebi pentru elementele Co, Cu, Mo, Ni, Pb, V, Zn. În unele cazuri apar nepotríviri între metode ca de exemplu în cazul determinării Co în bazalt, după cum se poate remarca din tabelul 4.

Diferențele de conținut pot fi explicate pe seama erorilor introduse de procedeul de lucru utilizat. În asemenea situații este necesară verificarea prin alte metode.

Numărul elementelor dozate în aceste roci standard și într-o serie de alte tipuri de roci (eruptive, metamorfice, sedimentare) va trebui completat pe măsură ce va apărea necesitatea unor noi studii geochimice.

Datele prezentate constituie un prim rezultat al cercetărilor întreprinse cu scopul de a introduce în practica spectrografică standarde de roci naturale.

Considerăm că analizarea standardelor de roci naturale, este o acțiune ce merită toată atenția, de care depinde valoarea rezultatelor cercetărilor geochimice întreprinse și posibilitățile de comparare cu datele



din literatură. Problema asigurării acurateșii rezultatelor reclamă un efort comun; de unde necesitatea ca analiști din diferite laboratoare, folosind o largă varietate de metode analitice să colaboreze la obținerea unui număr mare de determinări, care interpretează statistic să dea valoarea cît mai reală a compoziției rocilor standard.

## BIBLIOGRAFIE

- Ahrens L. H., Taylor S. R. (1961) *Spectrochem. anal.* Addisson Weseley, London.  
 Dobritskaja Iu. I., (1958), Met. anal. min. elem v pociv. i porod. Moskva.  
 Fabrikova E. A., Isaeva A. G., (1963) Opredelenie baria fotometriei s plamenem v prirodnih materialah. *Jurn. anal. him.*, 18(3). Moskva.  
 Katenkov S. M., (1957) Spektralnii analiz gornih porod. Gostoptehizdat, Leningrad.  
 Indicenko L. N., (1960) Spektralnii analiz mineralnih vescestv. Izd. Akad. Nauk SSSR. Moskva.  
 Sandell E. B., (1960) Colorimetric determination of traces of metals. New York.  
 Scheller H., (1953) Einführung in die Angewandte Spektrochemische Analyse. Verlag Technik, Berlin.  
 Vogel I., Monnier D., Haerdi W., (1960) Macro et micro détermination des traces de cobalt. VII. Déterminations des microquantités de cobalt dans les aciers par polarographie, spectrométrie et activation de neutrons. Étude comparative. *Helv. Chim. Acta*. 43 (5). Genève.

## GRANITE DE HIGHIȘ ET BASALTE DE RACOȘ, ROCHES-ÉTALON POUR L'ANALYSE SPECTROCHIMIQUE

### (Résumé)

On présente les recherches de laboratoire qui ont conduit au choix du granite de Highiș et du basalte de Racoș comme roches étalon.

Les méthodes utilisées et les résultats obtenus concernant les teneurs en micro-éléments (Ba, Be, Co, Cr, Cu, Ga, Ge, Li, Mn, Mo, Ni, Pb, Sn, Sr, Ti, V, Zn, Zr) déterminés par l'analyse spectrographique et chimique ainsi que les teneurs en éléments majeurs déterminés par l'analyse chimique, sont accompagnés d'une discussion sommaire.





Institutul Geologic al României

Consequently, the measured values were used to calculate the standard deviation of the measured values, which was 0.00015 g/cm<sup>3</sup>. The relative standard deviation was calculated as 0.1 per cent.

i prin  
tin-  
parte  
ibden,  
lorat.  
cător,  
Men-  
inează  
limer-  
istabi-  
ru se-  
in ve-  
agenti

reducători. Astfel (M a j u m d a r și S a v a r i a r, 1960) studiază folosirea reactivului 9-Methyl-2, 3, 7-Trihydroxy-6-Fluoron pentru dozarea spectrofotometrică a molibdenului și stabilește condițiile pentru această reacție, care are o sensibilitate de circa  $0,4 \gamma \text{ Mo}/50 \text{ ml}$  soluție, intensitatea colorației este vizibilă pe intervalul  $0,4 - 6 \gamma \text{ Mo}/50 \text{ ml}$  și se caracterizează printr-o bună stabilitate.

În lucrarea de față s-a studiat comportarea unui alt derivat al fluoronei față de molibden și anume a derivatului fenilic. S-au stabilit condițiile pentru efectuarea reacției colorimetricice, modul de separare a molibdenului și obținerea lui într-o soluție în care să se poată efectua reacția colorimetrică. Acest procedeu analitic a fost apoi aplicat la dozarea molibdenului din serpentinele de la Săvărșin și în concentratele acestora.

#### A) PARTEA EXPERIMENTALĂ

##### a) Stabilirea condițiilor pentru reacția colorimetrică a molibdenului cu fenil-fluoron

Ca etalon de molibden s-a folosit o soluție alcalină de molibdat de sodiu cu un conținut de  $2,5 \gamma \text{ Mo}/\text{ml}$ .

Ca aparatură s-a folosit un fotocolorimetru FEK-M cu filtre de culoare.

**Evoluția în timp a reacției colorimetricice.** În baloane cotate de 50 ml s-au introdus cîte 10,0 și 20,0 ml din soluția etalon de molibden și s-a adăugat apoi HCl 5 N în prezența indicatorului fenolftaleină, mai întîi pînă la decolorarea soluției și apoi încă 2 ml HCl 5 N în exces. S-au adăugat apoi 2 ml soluție de gelatină 2% și s-a diluat cu apă pînă la circa 45 ml. După omogenizare, s-au adăugat 2,0 ml soluție fenil-fluoron 0,1%, s-a omogenizat, s-a completat cu apă la semn și s-a omogenizat din nou. S-a măsurat extincția după 5' precum și după anumite intervale de timp.

Pentru soluția de referință s-a neutralizat o soluție slabă de hidroxid de sodiu cu HCl 5 N și s-a efectuat apoi aceeași reacție ca mai înainte.

TABELUL 1

*Evoluția în timp a reacției colorimetricice (filtru verde, cuva 20 mm deschidere)*

$\gamma \text{ Mo}/50 \text{ ml}$	Timp	5'	10'	20'	30'	1 h	2 h	5 h	10 h
25	E	0,29	0,29	0,30	0,30	0,30	0,30	0,30	0,31
50	E	0,54	0,54	0,55	0,55	0,55	0,55	0,56	0,58



Din aceste date rezultă că intensitatea maximă a culorii este atinsă după circa 20' și rămîne stabilă cel puțin 3 ore. După un timp mai îndelungat, soluțiile încep să se altereze din cauza formării unei slabe tulburări.

**Influența concentrației de HCl asupra reacției colorimetrice.** Influența concentrației de HCl s-a urmărit prin efectuarea de reacții colorimetrice asupra unor probe etalon cu 25,50 și 75 γ Mo, la care s-a mărit concentrația de HCl 5 N de la 1,0—5,0 ml, pentru 50 ml volum total de reacție.

TABELUL 2

*Evoluția reacției colorimetrice la diferite concentrații cu HCl (filtru verde, cuva 20 mm deschidere)*

Mo	ml HCl 5 N	Timp	20'	1 h	3 h
25	1,0	E	0,30	0,30	0,30
25	3,0	"	0,25	0,26	0,27
25	5,0	"	0,23	0,24	0,25
50	1,0	"	0,56	0,56	0,57
50	3,0	"	0,52	0,53	0,54
50	5,0	"	0,47	0,49	0,51
75	1,0	"	0,79	0,79	0,81
75	3,0	"	0,72	0,74	0,75
75	5,0	"	0,66	0,68	0,70

Din datele cuprinse în tabel se constată că intensitatea colorației scade pe măsură ce concentrația în HCl crește. Din acest motiv, s-a fixat pentru efectuarea reacției în experimentările ulterioare o acidulare a soluției cu 2,0 ml HCl 5 N, pentru 50 ml volum total de soluție.

### b) Întocmirea curbelor colorimetrice

*Reactivi :*

Soluție etalon de Mo. 0,1875 g MoO<sub>3</sub> se dizolvă în circa 20 ml soluție NaOH 20% și apoi soluția este introdusă într-un balon cotat de 500 ml, completând cu apă pînă la semn. Această soluție conține 250 γ Mo/ml. Prinț-o diluare corespunzătoare, se prepară apoi o soluție cu un conținut de 10 γ Mo/ml.

Soluție de fenil-fluoron 0,10%.

Într-un pahar de laborator se adaugă la 0,1 g fenil-fluoron circa 70 ml alcool, se acidulează cu 1—2 ml HCl conc., și se încălzește totul pe



o baie de apă pînă la dizolvare. Soluția se introduce apoi într-un balon eotat de 100 ml și se completează la semn cu alcoolul cu care s-a spălat paharul în cîteva rînduri.

Soluție de HCl 5 N. În baloane de 50 ml se introduc cote din soluția etalon conținind 10, 20, 30... 100 γ Mo și se neutralizează exact cu HCl 5 N în prezența fenolftaleinei, adăugîndu-se apoi un exces de 2,0 ml HCl 5 N. Se diluează cu apă pînă la circa 40 ml, se adaugă 2 ml soluție de gelatină 2% proaspăt preparată și se omogenizează. Se adaugă apoi 2,0 ml soluție de fenil-fluoron, se omogenizează, se completează cu apă pînă la semn și se omogenizează din nou. Se măsoară extincția după 30' față de soluția de referință preparată cu reactivii folosiți.

TABELUL 3

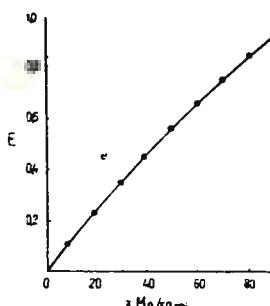
*Datele experimentale pentru intervalul 0–100 γ Mo/50 ml (filtru verde, cuva 20 mm deschidere)*

γ Mo/50ml	E 20'	E 2 h	E media
10	0,11	0,11	0,11
20	0,23	0,24	0,23
30	0,35	0,35	0,35
40	0,45	0,47	0,46
50	0,56	0,57	0,565
60	0,65	0,67	0,66
70	0,74	0,76	0,75
80	0,83	0,85	0,84
90	0,92	0,95	0,93

Avînd în vedere că la un conținut de 100 γ Mo/50 ml volum total de soluție nu se atinge încă saturarea culorii, s-a întocmit și curba colori-

Fig. 1. — Curba colorimetrică pentru intervalul 0–100 γ Mo/50 ml.

Courbe colorimétrique pour l'intervalle 0–100 γ Mo/50 ml.



metrică pentru intervalul 50–300 γ Mo/50 ml, în modul arătat mai înainte. Extincția s-a măsurat folosindu-se un filtru de culoare galbenă și cuva de 10 mm deschidere.



Cu ajutorul curbei colorimetrice construită pe baza datelor din tabelul 4 se obțin valori mai exacte numai pînă la un conținut de 250  $\gamma$

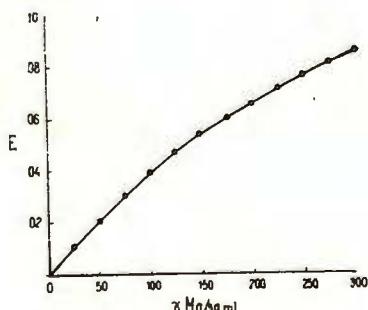
TABELUL 4

*Datele experimentale pentru intervalul 50–300  $\gamma$  Mo/50 ml (filtru galben, cuva 10 mm deschidere)*

$\gamma$ Mo/50 ml	E 30'	E 2 h	E media
50	0,21	0,21	0,21
75	0,30	0,31	0,305
100	0,39	0,40	0,395
125	0,46	0,48	0,47
150	0,53	0,55	0,54
175	0,60	0,60	0,60
200	0,65	0,67	0,66
225	0,71	0,72	0,715
250	0,75	0,77	0,76
275	0,80	0,82	0,81
300	0,84	0,86	0,85

Fig. 2. — Curba colorimetrică pentru intervalul 50–300  $\gamma$  Mo/50 ml.

Courbe colorimétrique pour l'intervalle  
50–300  $\gamma$  Mo/50 ml.



Mo/ml. Peste această concentrație, colorația complexului tinde spre saturatie, ceea ce influențează asupra exactității determinării colorimetrice.

#### c) Verificarea metodei colorimetrice studiate pe probe sintetice cu Mo

Ca material analitic de bază s-a folosit un minereu de fier cu următorul conținut în compuși principali:  $\text{SiO}_2$  38,20%;  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  21,25%;  $\text{Al}_2\text{O}_3$  25,45%;  $\text{TiO}_2$  1,20%;  $\text{CaO}$  9,30%;  $\text{MgO}$  0,70%.

1,40 g din minereul de mai sus s-a amestecat cu 0,60 g  $\text{MoO}_3$ , obținindu-se astfel o probă sintetică cu un conținut de 20% Mo. Din această probă s-au pregătit, prin diluări corespunzătoare cu materialul de bază, diferite probe cu un conținut de 0,1...10% Mo.



Pentru dezaggregarea materialului de analizat s-a experimentat procedeul prin topire alcalină-oxidantă. S-a constatat că prin această dezaggregare molibdenul obținut în soluție alcalină este însoțit de mari cantități de silice, fapt care provoacă tulburarea soluțiilor la acidulare cu HCl pentru efectuarea reacției colorimetrice. În afară de aceasta, în cazul prezenței cromului în materialul de analizat (serpentine) acesta trece în soluție alături de molibden la topirea alcalină oxidantă și influențează negativ asupra reacției colorimetrice.

Din aceste motive s-a experimentat și metoda de dezaggregare acidă oxidantă, prin tratarea materialului cu  $\text{NO}_3\text{H}$  și evaporare la sec. Prin încălzirea reziduului cu o soluție slabă de NaOH, molibdenul trece în soluție alcalină, liber de silice și crom.

APLICIND întregul procedeu analitic asupra probelor sintetice s-au obținut rezultatele din tabelul 5.

TABELUL 5  
*Rezultatele determinării de Mo în probe sintetice*

Mo % în probe sintetice	g luat la anal.	Vol. soluției ml	Diluția	Cotă pentru colorimetru ml	E filtru verde	E filtru galben	Mo	Mo % găsit	Dif.	Eroare %
0,10	1,00	100	—	5	0,55	—	49	0,098	-0,002	-2,00
0,50	1,00	250	—	10	—	0,64	190	0,48	-0,02	-4,00
2,00	0,50	250	50/250 la 250	20	—	0,58	165	2,06	+0,06	-3,00
5,00	0,30	250	25/250 la 250	25	—	0,53	145	4,83	-0,17	-3,40
10,00	0,20	250	25/250 la 250	25	—	0,67	205	10,25	+0,25	+2,50
20,00	0,25	250	25/250 la 250	10	—	0,66	195	19,50	-0,50	-2,50
30,00	0,15	250	25/250 la 250	15	—	0,80	265	29,26	-0,74	-2,40

#### B) DESCRIEREA METODEI

În urma experimentărilor făcute și a rezultatelor obținute, s-a stabilit următorul procedeu analitic :

În funcție de conținutul în molibden, se cintăresc 0,1—1,0 g material de analizat, care se tratează într-un pahar cu circa 20 ml  $\text{NO}_3\text{H}$  concentrat și se evaporă la sec pe o baie de nisip. Reziduul se umectează cu 2—3 ml HCl concentrat, se adaugă circa 25 ml apă și se încalzește la



70–80°. Se adaugă soluția de NaOH 30–40% pînă la reacția alcalină față de turnesol. După răcire, soluția se filtrează într-un balon cotat de 100 sau 250 ml (după cantitatea presupusă de Mo) și precipitatul se spală o singură dată cu apă. Precipitatul se reduce apoi în pahar cu puțină apă, se adaugă la cald HCl atît cît este necesar pentru dizolvarea lui și se repetă precipitarea cu soluție de NaOH. Se filtrează prin aceeași hîrtie de filtru folosită anterior, culegind filtratul în același balon cotat. Se spală precipitatul în cîteva rînduri cu apă, se completează cu apă la semn și se omogenizează.

În scopul folosirii curbelor colorimetrice fig. I și II, este necesar ca mai întîi să se execute 1–2 colorimetrii orientative, în vederea stabilirii cotei optime care să fie supusă analizei, astfel ca valoarea la extincție să fie cuprinsă într-o din curbele de mai sus.

În cazul că valoarea pentru extincție nu se situează pe una din curbele de mai sus, se repetă reacția colorimetrică cu o cotă mai mare sau mai mică, după caz.

Durata unei analize este de circa 1 oră timp efectiv de lucru.

## BIBLIOGRAFIE

- Clark L. I., Axley I. H. (1955) Molybdenum Determination in Soils and Rocks with Dithiol. *Anal. Chem.* 27, Washington.  
 Majumdar A. K., Savariar C. P. (1960) Spectrophotometric Determination of Molybdenum with 9-methyl-2,3,7-trihydroxy-6-fluoron. *Anal. Chem. Acta* 22, Amsterdam.  
 Mrkle G. E., Boltz D. F. (1953) Ultraviolet Absorption Spectrum of Molybdenum Thiocyanate Complex. *Anal. Chem.* 25, Washington.  
 Ward F. N. (1951) Determination of Molybdenum in Soils and Rocks. *Anal. Chem.* 23, Washington.

## DOSAGE COLORIMÉTRIQUE DU MOLIBDÈNE À PHÉNYL-FLUORON

(Résumé)

La désagrégation du matériel étudié est faite par traitement avec  $\text{NO}_3\text{H}$  et évaporation à sec. Le résidu est chauffé avec du HCl dilué et on sépare le Mo par l'alcalisation avec du NaOH. Un quote-part du matériel filtré est introduit dans un ballon jaugé de 50 ml. Il est neutralisé avec du HCl 5 N en présence de la phénophthaléine et on ajoute encore 2,0 ml HCl



metodă de analiză. Cea mai cunoscută metodă este analiza diferențială, care se bazează pe faptul că într-o zonă de cavități, unde se concentrează gazele, presiunea este redusă și următoarea invadare va fi mai ușoară. În ceea ce privește analiza diferențială, există două tipuri de invadări: analiza diferențială cu invadare și analiza diferențială fără invadare.

Analiza diferențială cu invadare se realizează în următoarele trepte:

1. Se efectuează o invadare la presiunea inițială și se măsoară volumul gazelor invadate.

2. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

3. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

4. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

5. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

6. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

7. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

8. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

9. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

10. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

11. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

12. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

13. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

14. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

15. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

16. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

17. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

18. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

19. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

20. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

21. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

22. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

23. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

24. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

25. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

26. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

27. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

28. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

29. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

30. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

31. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

32. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

33. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

34. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

35. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

36. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

37. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

38. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

39. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

40. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

41. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

42. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

43. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

44. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

45. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

46. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

47. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

48. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

49. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

50. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.

51. Se aplică presiunea de invadare și se măsoară volumul gazelor invadate.



Institutul Geologic al României

# CONTRIBUȚII LA DETERMINAREA SPECTROCHIMICĂ A URME- LOR DE AUR ÎN ROCI ȘI SOLURI<sup>1</sup>

DE

ALEXANDRINA ȘTEFĂNESCU, MELANIA ANUȘCA<sup>2</sup>

## Abstract

**C**ontributions to the Semiquantitative Spectrochemical Determination of Traces of Gold in Rocks and Soils. A semiquantitative spectrochemical method for determining Au in view of geochemical prospecting is presented. The enrichment method by means of recovery with ethylic ether is used; its residuum after evaporation is burnt in the arc of alternating current at the U.V.Q-24 spectrograph. Au may be determined as ranging from 0.01 to 3 p.m.m., whereas, in case when quantities of 40 gr of analysis material or even larger ones are introduced, its sensibility rises.

Începînd cu anul 1966, s-a aplicat în Întreprinderea geologică de prospecțiuni studierea aureolelor de dispersie primară la zăcămintele polimetalice cunoscute. Pentru un studiu complet, s-a impus punerea la punct a unei metode de determinare a cantităților mici de aur în roci și soluri.

În literatura de specialitate sunt citate o serie de metode fizico-chimice de diferite sensibilități pentru determinarea aurului în materialele geologice : roci, soluri, aluviuni (Sandell, 1959).

După cum arată autorii Grigorieva și Kviatkovski (1963), sensibilitatea de  $1 \times 10^{-6}$  g Au este satisfăcătoare pentru studiul geochimic al aurului. Pentru a atinge această sensibilitate ne-am orientat spre metodele spectroscopice de emisie care au la bază o concentrare prealabilă a aurului din cantități mari de material.

<sup>1</sup> Susținută în ședința de comunicări științifice a Întreprinderii geologice de prospecțiuni din 7 Martie 1968.

<sup>2</sup> Întreprinderea geologică de prospecțiuni București. Cal. Griviței, nr. 64.



Dintre metodele de concentrare a aurului din materialele geologice cele mai larg utilizate sunt : concentrarea aurului pe materiale absorbante (S a f r o n o v, 1960); coprecipitarea cu metale (V o s c r e s e n s k a i a et al., 1965); extracție cu diferiți solvenți (S a n d e l l, 1959).

Inițial s-au studiat și experimentat primele două metode folosind cărbunele activ ca material absorbant și telurul pentru coprecipitare, pe etaloane și probe cu conținut cunoscut, constatăndu-se :

cărbunele activ nu poate extrage întreaga cantitate de aur din proba analizată, conducind la rezultate nereproductibile. Cercetările în variate condiții de lucru în ceea ce privește dezagregarea probei, pH-ul soluției finale, temperatura de lucru, cantitatea de cărbune activ, granulația cărbunelui activ și timpul de contact al soluției probei de analizat cu cărbunele activ, au arătat în toate cazurile că aurul rămîne în reziduul și soluția probei după separarea cărbunelui activ ;

coprecipitarea cu telur este o operațiune foarte laborioasă, iar în final nu s-a putut separa complet silicea, care deranjează în analiza spectroscopică de emisie, deoarece benzile siliciului interferă cu linia Au 2676 Å.

Pentru eliminarea acestor dificultăți autorii L a k i n și N a k a g a w a (1965) propun o metodă spectrofotometrică de dozare a aurului în care folosesc pentru concentrarea aurului metoda extracției cu eter etilic.

Bazați pe rezultatele publicate de acești autori, s-au reluat cercetările stabilind că eterul etilic în condițiile date de autori, extrage complet aurul din probă.

Din metoda stabilită de L a k i n și N a k a g a w a s-a adoptat numai procedeul de dezagregare și concentrare al aurului, iar pentru estimare finală s-a elaborat o metodă spectroscopică de emisie.

**Reactivi și materiale necesare.** Soluție etalon I de aur = 0,1% Au. Se disolvă 0,1 gr aur în 10 ml acid bromhidric 48% + 2 gr bromat de sodiu și se încălzește ușor pentru îndepărtarea excesului de brom. Se răcește și se diluează la 100 ml cu acid bromhidric concentrat 48%.

Din această soluție, 1 ml = 1000 γ aur.

Soluția etalon II de aur = 10γ aur/ml. Se prepară : 1 ml soluție etalon I, se diluează la 100 ml cu HBr 1,5 N. Din această soluție 1 ml = 10 γ aur.

Acid bromhidric concentrat 48% p. a.

Bromat de sodiu p. a.

Eter etilic p. a.



Cărbune spectral pulbere.

Electrozi de cărbune Ø exterior 6 mm, cu Ø interior 4 mm, I = 4 mm.

Plăci spectrale sensibile în ultraviolet.

*Metoda de lucru.* 5 gr probă pulverizată fin în mojar de agat, se calcinează timp de 1 oră la 450°. Se trece într-un pahar de 150 ml, se amestecă cu 2 gr bromat de sodiu, se umezește cu apă și se adaugă 40 ml de HBr 48%. Amestecul se încălzește pe baia de apă timp de 1 oră, apoi se trece pe plită electrică și se evaporă la un volum final de 20-25 ml.

*Extracția.* Se trece întregul conținut al paharului (soluție+restul nedizolvat) într-o pîlnie de separare, folosind 40 ml apă distilată pentru spălarea paharului. Prin adăugarea acestei cantități de apă se ajunge la o concentrație a HBr din pîlnie de cca 3 N. Se adaugă 50 ml eter etilic, se agită timp de 3 minute. După decantare se trece faza apoasă cu reziduul în altă pîlnie. Se adaugă la faza apoasă din nou o porțiune de eter etilic – 25 ml – și se agită 3 minute. După decantare și separarea fazelor se reunesc extrasele eterice și se spală cu o porțiune de apă distilată, după care extrasul eteric se trece într-o capsulă în care se adaugă o cantitate cunoscută de cărbune spectral (0,1-0,2 gr) și se evaporă eterul pe baie de apă în mod lent în care timp se amestecă.

*Estimarea.* Materialul din capsulă pregătit astfel, se încarcă în electrod de cărbune și este ars în arc electric de curent alternativ la spectrograful U.V.Q.-24. Expunerea este de 3 minute pe placă sensibilă în ultraviolet, cu o deschidere a fantei spectrografului de 7 microni; blenda intermedieră = 3,2.

Linia spectrală analitică folosită este Au 2676 Å.

Se compară valoarea inegririi liniei Au cu curba etalon ca să se determine conținutul în Au în micrograme și se convertește în părți la milion.

Pregătirea curbei etalon. În 8 capsule se pun 0γ; 0,2γ; 0,5γ; 1γ; 1,5γ; 2γ; 2,5; 3γ Au la care se adaugă 0,1 gr cărbune spectral și 2-3 ml eter etilic și se amestecă pentru omogenizare pînă la evaporarea eterului.

În tabelul anexat se arată reproductibilitatea probelor executate în dublu.

Metoda este indicată pentru determinarea aurului în limitele de 0,01 ppm-3 ppm.



## TABEL

*Date comparative ale rezultatelor obținute prin metoda spectrochimică și metoda docimazică*

Proba	Conținut aur		
	Metoda docimazică gr./tonă	Metoda spectrochimică	
	Determ. I gr./tonă	Determ. II gr./tonă	
129 H	14,00	11,00	9,00
29 H	1,60	1,75	1,50
B 30	1,60	0,90	1,00
51 H	4,00	3,80	4,20
19 H	38,00	>20,00	>20,00
52 H	8,00	6,50	6,80
0 20	0,60	0,04	0,04
0 50	0,60	0,04	0,04
0 10 B	urme	urme	urme
118 H	2,40	3,00	3,00

Plecind de la 20 gr material de probă, limita de detecție este de 0,01 ppm aur. Sensibilitatea poate fi mărită dacă se pleacă de la 40 gr probă sau mai mult.

Față de metoda publicată de autorii Lakin și Nakagawa (1965) prezenta metodă are avantajul că prin determinarea conținutului de aur, după concentrarea lui, prin metoda spectrală de emisie, se înlătură interferența elementelor ce se extrag odată cu aurul, se elimină consumul de reactivi pentru pregătirea extrasului eteric pentru faza de spectrofometrie, timpul de lucru este redus și același extras eteric poate fi



folosit prin intermediul suportului (cărbunele spectral) la mai multe arderi fără a fi necesară repetarea operațiunii de dezagregare a probei și concentrare a aurului.

### BIBLIOGRAFIE

- Grigorieva O. A., Kviatkovich F. M. (1963) Visokociustvitelnin Dvudugovoi : metod spectralnogo analiza na zoloto nekotorie rasseiannie element. Leningrad.
- Lakin H. W., Nagagawa H. M. (1965) A spectrofotometric method for the determination of traces of gold in geologic materials. *Geological Survey Research* 525 Washington.
- Safronov N. I., Polikarpochkin V. V., Utgof A. A. (1960) Spectrozolotometrichescaia siomka kak metod poiskov zolotorudnih mestorojenii ne coprovodjaemih mehaniceskimi oreolami (raccipiemi). *Trudi vitra*, seria „Obmen Optom”. Moskva.
- Sandell F. B. (1959) Colorimetric determination of traces of Metals. *Interscience Publishers* New York.
- Vosresenskaia N. T., Zverev N. F., Rivkina L. L. (1965) Spectrohimichescaia opredelenie zolota v silicatnih porodah i mineralah. *Jurn. anal. him. Acad. Nauc soiuza S.S.R. Moskva.*

### CONTRIBUTIONS À LA DÉTERMINATION SPECTROCHIMIQUE SÉMI-QUANTITATIVE DES TRACES D'OR DANS DES ROCHES ET DES SOLS

(Résumé)

Le travail présente une méthode sémi-quantitative spectrochimique pour la détermination des traces d'or dans des roches et des sols.

La méthode utilise l'enrichissement de la teneur en Au de l'échantillon à analyser par récupération d'une solution bromhydrique avec éther éthylique.

On provoque l'évaporation de l'extrait éthétré par son mélange préalable avec une quantité connue de charbon spectral en poudre dont on charge puis les électrodes de charbon à Ø 6 mm ext., Ø 4 mm int. et H = 4 mm.

L'échantillon est brûlé dans un arc de courant alternatif. Le spectrographe employé a été U.V.Q. 24.

L'exposition est de 3 minutes sur une plaque sensible en ultra-violet.

La méthode est indiquée pour déterminer l'or entre les limites 0,01 en 3 p.p.m.

La sensibilité peut être augmentée si l'on analyse un échantillon de 40 gr ou plus grand que 40 gr.



Institutul Geologic al României

# **PREPARAREA MINEREURILOR**



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

# CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA PIRITEI CUPRIFERE DE LA MOLDOVA NOUĂ—FLORIMUNDA (ORIZONTUL INTERMEDIAR)<sup>1</sup>

DE

BUJOR GEORGESCU, CRISTIAN MUŞĂTEANU<sup>2</sup>

## Abstract

Research Concerning Copper-Bearing Pyrite Ore Dressing Moldova Nouă — Florimunda (Intermediate Horizon). Possibilities as regards the beneficiation of calcopyrite and pyrite by differential flotation, as well as of the copper-bearing pyrite with a mean content of 0.72 per cent Cu and 16.5 per cent S, have been studied. Following products which may be beneficiated were obtained: a concentrate with 17 per cent Cu, the recovery of Cu representing 81 per cent and a pyrite concentrate with 43 per cent S, the total recovery of sulphur amounting to 85 per cent.

## I. CONSIDERAȚII GENERALE

Cercetările geologice întreprinse de unitățile Comitetului de Stat al Geologiei încă din anii 1950, au dus la punerea în exploatare, în 1963, a zăcămintelor din zonele Valea Mare și Suvorov. Concomitent au continuat lucrările de explorare în noi sectoare (Florimunda, Vărad). În legătură cu lucrările de explorare din sectorul Florimunda, în anul 1967, s-au executat cercetări de laborator pe o probă medie colectată din orizontul minus 15, din zona cu pirită prăfoasă.

În anul 1965, în cadrul secției de preparare și valorificare a substanțelor minerale, din Institutul Geologic, s-au făcut cercetări de preparare (Georgescu, Mușăteanu, 1967) pe o probă colectată din mineralizația cupriferă — identificată prin lucrări geologice de explorare, din sectorul Florimunda, corpul III.

<sup>1</sup> Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 24 aprilie 1968.

<sup>2</sup> Institutul Geologic, Șos. Kiseleff nr. 55, București.



Conținuturile mai importante au fost : 1,3 % Cu ; 0,8 % Zn ; 10,25 % S ; 27,65 % Fe (din care circa 45 % legat de magnetit).

Cercetările de preparare au arătat că prin aplicarea unei scheme tehnologice care cuprinde flotația diferențială urmată de separarea magnetică, s-au putut obține următoarele produse :

Concentrate de calcopirită cu 22% Cu și 2% Zn, extracția de Cu a fost de 88% iar extractia de concentrat de 4%; concentrate de blendă cu 41% Zn, extracția de Zn a fost de 50% iar extracția de concentrat de 1%; concentrate de pirită cu 43% S; corespunzător unei extracții de sulf totale de 80%, extracția de concentrat fiind de 16%; concentrate de magnetit cu 60% Fe, corespunzător unei extracții de Fe de circa 60%, extracția de concentrat fiind de cca 20% raportată la minererul original.

Proba tehnologică-1967, care face obiectul prezentului studiu, a fost colectată prin brazdă continuă din oriz.-15 m — gal. II F — din lateralele transversale pe grosime și din galeria direcțională pe corp.

Analiza chimică generală a indicat următoarele conținuturi :

	%		%
Cu	0,72	SiO <sub>2</sub>	12,26
Pb	urme	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,31
Zn	0,04	Mo	0,003
S	16,50	As	0,1
Fe	19,10	CaO	15,10

În afara acestor elemente analizate chimic, analiza spectrală a mai indicat prezența, în cantitate foarte mică, a următoarelor elemente :

	%		%
In	0,003—0,01	V	0,001
Ce	0,01—0,03	W	0,01—0,03
La	0,01	Co	0,03
Ni	0,001	Ag	0,3 g/t

Mineralele utile prezente în probă sunt : pirlita (cca 30%), calcopirita (cca 2%) și magnetitul (3,5...4%).

Din datele mineralogice<sup>4</sup> rezultă că zona Florimunda, ca și celelalte zone (Valea Mare, Suvorov, Vărad) din zăcămîntul de la Moldova Nouă, este legată de intruziunile de roci eruptive din această regiune, care la contactul cu rocile sedimentare, predominant calcaroase, au dat naștere unor serii de roci de contact însotite de mineralizații metalice. La orizon-

<sup>4</sup> Vasilica Pieptea. Raport mineralologic privind mineralizația cupriferă de la Moldova Nouă — Florimunda, la nord de Apele Albe. 1963. Arh. I.G.P. București.



tul — 15 m, mineralizația pulvulentă este larg răspândită și este constituită predominant din pirită, aceasta fiind legată de celelalte minerale.

Comparînd caracteristicile probei care face obiectul prezentului studiu, cu proba cercetată de noi în 1965, constatăm că proba are conținutul de cupru mai mic decît proba cercetată anterior dar apropiată de conținutul probelor din celelalte sectoare cercetate (Vărăd—1964, 1965, 1966; Suvorov-Valea Mare, etc). În ce privește conținutul de S, acesta este de 2...3 ori mai mare decît în celelalte sectoare cercetate tehnologic anterior — sau decît în porțiunile din zăcămînt intrate în exploatare.

Luînd în considerație analiza chimică generală și ținînd seama de mineralele prezente în probă, s-a apreciat că proporțiile în care intervin elementele Cu, Fe, S în aceste minerale, sint următoarele:

Cu : 0,7—0,75% probabil în întregime legat de calcopirită

S : 16,5 %	$\left\{ \begin{array}{l} 0,7-0,8\% \text{ — legat de calcoperită} \\ 15,0\% \text{ — legat de pirită} \\ 0,5\% \text{ — legat de alte sulfuri} \end{array} \right.$
Fe : 19,10 %	$\left\{ \begin{array}{l} 0,7-0,8\% \text{ — legat de calcopirită} \\ 15,0\% \text{ — legat de pirită} \\ 3,5\% \text{ — legat de oxizi de fier și minerale de gangă} \end{array} \right.$

Proba prezintă interes pentru valorificarea conținutului de calcopirită și pirită. Magnetitul va prezenta interes numai în măsura în care, prin lucrările de exploatare, vor apărea porțiuni cu conținuturi mai interesante.

## II. CERCETĂRI DE PREPARARE

Caracteristicile chimico-mineralogice ale probei, diferite de probele cercetate anterior în ce privește conținutul de S, dar asemănătoare în privința celorlalte conținuturi metalice, au orientat cercetările pe linia unui flux tehnologic cuprinzînd flotația pentru recuperarea calcopiritei și piritei, combinată eventual cu separarea magnetică pentru recuperarea magnetitului din sterilele de la flotație.

S-a urmărit mai întîi obținerea, prin flotație primară, a unor concentrate separate de calcopirită respectiv pirită cu recuperări cît mai bune și eliminarea unui steril cît mai sărac în aceste minerale, care să poată fi prelucrat eventual în continuare pentru recuperarea magnetică a cantității reduse de magnetit.



În etapa II-a, s-a urmărit stabilirea condițiilor (schemă, reactivi, etc.) de reflotare a concentratelor primare de calcopirită în vederea obținerii unui produs final valorificabil, de calitate mai bună.

### 1. Flotația calcopiritei

a) Încercări de flotație primară. S-a urmărit determinarea influenței cantității de xantat etil de Na, a variației pH-ului și a fineții de măcinare, asupra flotației calcopiritei.

Pentru depresarea piritei și pentru realizarea mediului alcalin favorabil flotației calcopiritei, s-a introdus var (3000 g/t) în circuitul măcinării, iar pentru depresarea mineralelor de gangă, silicat de sodiu (1500 g/t), variația pH-ului 9,5 – 11 s-a realizat prin dozarea – în celulă – de cantități suplimentare de CaO. Spumantul utilizat a fost flotanol Hoechst (cca 20 g/t).

Rezultatele încercărilor au arătat că pentru o depresare satisfăcătoare a piritei este necesar în celulă un pH mai mare ca 10,5. Încercările efectuate cu cantități de CaO mai mici, corespunzător unui pH de cca 9,5 au arătat că cele mai curate fracțiuni nu au mai mult de 5–7% Cu cu recuperări corespunzătoare de 70–75%.

În cazul încercărilor la care pH-ul s-a păstrat mai mare ca 10,5 și la care s-a mărit cantitatea de xantat adăugată (tab. 1), se constată că pe măsura creșterii cantității de colector, conținutul celei mai curate fracțiuni de calcopirită crește de la 8 la 16–17% Cu iar extractiile corespunzătoare de la 30 la 42,2%.

Pentru un consum total de 145 g/t xantat, conținutul mediu al concentratului de calcopirită este de 8,2% Cu corespunzător unei recuperări de 80,3%.

La unele încercări, pentru depresarea mai eficientă a piritei, s-a adăugat cianură de potasiu (100 g/t); s-a constat că conținutul de Cu al primei fracțiuni (colectată numai 1/2 min) scade la 4,8% iar extractia de metal nu depășește 27–28%.

Pentru a vedea cum influențează finețea minereului asupra rezultatelor flotației, s-au executat experimentări cu minereu măcinat la 0,15; 0,09 și 0,075 mm.

Condițiile de lucru, consumurile de reactivi și indicii realizați la 3 încercări cu măcinări diferite, sunt arătate în tabelul 2. Se constată astfel că pe măsura creșterii fineții de măcinare, conținutul de Cu al celei mai curate fracțiuni, flotată 1/2 min, scade de la 16,8% Cu în cazul măcinării la 0,15 mm, la 9,4% Cu în cazul măcinării la 0,075 mm.



TABELUL 1

*Incercări de flotație cu variația xantatului*

Nr. incer- cării	Cantita- tea de xantat etilic	Timp de flotație min.	Produse	Extracție de concentrat		Conținut de cupru		Extracție de cupru	
				v. % %	v cumul. %	c % %	c med. %	m % %	m cumul. %
56	72	1/2 1 1/2 3 3	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,8	5,0	7,9	7,2	31,0	50,5
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,2	6,3	6,3	6,1	19,5	58,2
			C <sub>3</sub> Cone. Cu <sub>3</sub>	1,8	6,8	3,1	5,7	7,7	60,0
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	0,7	7,5	1,8		1,8	
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	23,0	30,5	0,49		15,7	
			B-Steril	69,5	100,0	0,25		24,3	
			A-Minereu brut	100,0		0,72		100,0	
94	145	1/2 1 1/2 3 3 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,9	3,5	16,8	23,9	42,2	64,1
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	1,6	4,9	10,4	11,3	21,9	73,0
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,4	7,0	4,8	8,7	8,9	80,3
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,1	7,0	2,6		7,3	
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	29,0	36,0	0,25		9,5	
			B-Steril	64,0	100,0	0,12		10,2	
			A-Minereu brut	100,0		0,75		100,0	
90	186	1/2 1 1/2 3 3 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,3	3,4	16,3	11,6	29,2	54,2
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,1	5,3	8,7	8,9	25,0	65,5
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,9	8,6	4,4	6,2	13,4	79,0
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	3,3	30,8	2,9		7,0	
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	22,2	30,8	0,23		14,0	
			B-Steril	69,2	100,0	0,15			
			A-Minereu brut	100,0		0,73		100,0	

Condiții de lucru :

Măcinare : 0,15 mm

Diluția (S/L) : 1/3

Debit de aer : cca 150 l/h

Regim de reactivi :

în moară :

CaO 3000 g/t

Silicat de Na 1500 g/t

în celulă :

a) La flotația calcopiritei :

CaO 1700 g/t

pH = 10,5–11

Xantat etilic — cantități variabile

Flotanol Hoechst 12 g/t

Timp de condiționare : 20 min

b) Flotația piritei :

Acid sulfuric 300 g/t

Xantat etilic 45 g/t

Flotanol Hoechst 19 g/t

pH = 7

Timp de condiționare : 15 min

Paralel cu scăderea conținutului scade și recuperarea corespunzătoare de la 42,2% la 25,7%, deci și viteza de flotație a calcopiritei în raport cu viteza de flotație a celoralte minerale.



TABELUL 2

*Incercări de flotație cu xantat etilic și cu măcinării diferite (flotația calcopiritei la pH = 10,5–11)*

Nr. incer- cării	Finețea măcină- rii mi- nereului	Timp de flotație min	Produse	Extractia de concentrat		Conținut de cupru		Extractia de cupru	
				v. % v. cumul. %	v. % c. med.	m. % m. cumul. %	m. % 100,0		
94	0,15 mm	1/2 1 1/2 3 3 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,9	16,8	42,2			
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	1,6	10,4	21,9			64,1
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,4	4,9	8,9			73,0
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,1	7,0	7,3			80,3
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	29,0	36,0	9,5			
			B-Steril	64,0	100,0	10,2			
			A-Minereu brut	100,0	0,75	100,0			
93	0,09 mm	1 1/2 3 3 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,9	13,0	35,7			
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,3	4,2	29,0			64,7
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	2,0	6,2	11,1			75,8
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	4,1	10,3	5,6			82,7
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	22,7	33,0	6,2			
			B-Steril	67,0	100,0	11,1			
			A-Minereu brut	100,0	0,69	100,0			
102	0,075 mm	1/2 1 1/2 3 3 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,9	9,4	25,7			
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,5	4,4	30,8			56,5
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	2,3	6,7	16,9			73,7
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,4	9,1	8,8			82,2
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	23,5	32,6	8,1			
			B-Steril	67,4	100,0	9,7			
			A-Minereu brut	100,0	0,70	100,0			

Condiții de lucru :

Măcinarea – variabilă

Diluția S/L : 1/3

Debit de aer : cca 150 l/h

Regim de reactivi :

în moară :

CaO 3000 g/t

Silicat de Na 1500 g/t

În celulă :

a) La flotația calcopiritei :

CaO 1700 g/t

pH = 10,5–11

Xantat etilic : 145 g/t

Flotanol Hoechst 12 g/t

Timp de condiționare : 20 min

b) Flotația piritei :

Acid sulfuric 300 g/t

Xantat etilic 130 g/t

Flotanol Hoechst 10 g/t

pH = 7–7,5

Timp de condiționare : 15 min

În ce privește conținutul de Cu din sterile, deci pierderile de Cu, se constată că acestea rămân în limitele 0,10–0,12% Cu corespunzător unor pierderi de 10–11%.

Pentru mărirea vitezei de flotație a calcopiritei, s-a mărit consumul de xantat, la prima fracțiune și la următoarele. Rezultatele obținute n-au fost edificatoare.



**TABELUL 3**  
*Încercări de flotație cu diferiți colectori*

Nr. Încer- cării	Colectorul folosit și con- sumul	Produs central	Extracție de concentrat		Conținut de cupru		Extracție de cupru	
			v. % v. cumul. %	c. %	c. med. %	m. % m. cumul. %		
59	Xantat etilic ICEMIN 66 g/t	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,8	1,8	11,6		27,0	
		C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	1,5	3,3	10,5	11,1	20,1	47,1
		C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	2,5	5,8	5,6	8,8	18,2	65,3
		C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	1,5	7,3	2,6	7,5	4,9	70,2
		C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	23,6	30,9	0,4	—	12,7	
		B-Steril	69,1	100,0	0,19	—	17,1	
		A-Minereu brut	100,0	—	0,78		100,0	
65	Aerofloat 243 65 g/t	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,0		12,7		17,3	
		C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	3,6	4,6	6,2	7,8	31,2	
		C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	3,3	7,9	4,3	6,3	19,6	
		C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,3	10,2	2,2	5,4	6,9	48,5
		C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	26,6	36,8	0,3	—	11,2	68,1
		B-Steril	63,2	100,0	0,16	—	13,8	75,0
		A-Minereu brut	100,0	—	0,73	—	100,0	
82	Aerofloat 31 130 g/t	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,9		5,4		20,9	
		C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	3,4	6,3	6,5	6,0	29,4	
		C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	6,7	13,0	2,6	4,2	23,3	
		C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	4,6	17,6	1,1	3,4	6,8	50,3
		B+Py—Steril+Py	82,4	100,0	0,18	—	19,6	73,6
		A-Minereu brut	100,0	—	0,75	—	100,0	80,4
84	Aerofloat 241 130 g/t	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,9		5,2		13,4	
		C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	3,6	5,5	6,1	5,8	30,3	
		C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	5,8	11,3	2,6	4,2	20,2	
		C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	4,5	15,8	1,5	3,5	9,4	43,7
		B+Py—Steril+pirită	84,2	100,0	0,23	—	26,7	63,9
		A-Minereu brut	100,0	—	0,73	—	100,0	73,3
85	Aerofloat 242 130+42 g/t	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,9		4,5		17,7	
		C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	5,5	8,4	4,2	4,3	31,7	
		C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	8,1	16,5	2,2	4,2	24,0	
		C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	4,2	20,7	1,2	2,8	6,8	
		C <sub>5</sub> Conc. Cu <sub>5</sub>	2,3	23,0	0,9	2,7	2,9	80,2
		B+Py—Steril+pirită	77,0	100,0	0,16	—	16,7	83,1
		A-Minereu brut	100,0	—	0,73	—		
86	Aerofloat 25 130 g/t	C <sub>1</sub> Con c.Cu <sub>1</sub>	2,7		3,8		14,4	
		C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	6,0	8,7	3,7	3,7	29,0	
		C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	5,1	13,8	2,9	3,4	20,4	43,4
								63,8



1	2	3	4	5	6	7	8	9
86	Aerofloat 25 130 g/t	C <sub>4</sub> Conc. C <sub>4</sub> B+Py-Steril+ pirită A-Minereu brut	4,4 81,8 100,0	18,2 100,0 0,72	1,7 0,23 0,72	3,0	10,2 26,0 100,0	74,0

Condiții de lucru :

Măcinare : 0,09 mm

Diluția (raport S/L) : 1/3

Debit de aer : cca 150 l/h

Regim de reactivi :

În moară : CaO      3000 g/t  
Silicat      1500 g/t

În celulă :

La flotația calcopiritei :

CaO      1000 g/t

pH = 9,5

Flotanol      66 g/t

Timp de condiționare : 20 min

Timp de flotare : 8 min

La flotația piritei :

pH = 7

Acid sulfuric      300 g/t

Xantat etilic      45 g/t

Flotanol      19 g/t

Timp de condiționare : 15 min

Timp de flotare : 10 min

S-au executat de asemenea o serie de încercări în condițiile unei măcinări la 0,09 mm și la un pH = 9,5, la care s-au utilizat alți colectori : Aerofloați (25, 31, 241, 242, 243), amestec TT singur sau împreună cu xantat etilic, amestec TT și diferite cantități de cianură și încercări cu activare prealabilă a calcopiritei cu sulfat de cupru.

În tabelul 3 sunt arătate condițiile de lucru și rezultatele obținute la 5 încercări de flotație la care s-au utilizat drept colectori mai mulți Aerofloați în comparație cu altă experiență la care s-a adăugat numai xantat.

Se constată că se obțin unele rezultate mai bune, privind recuperarea totală de Cu (cca 80%) în cazul folosirii aerofloaților 242 și 25.

Cele mai favorabile rezultate s-au obținut la experimentările de flotație cu amestec TT singur sau împreună cu xantat (fig. 1).

În tabelele 4 și 5 sunt arătate condițiile de lucru și rezultatele obținute la o serie de încercări la care proporția între amestecul TT și xantat a fost diferită.

S-a ajuns la concluzia că în cazul folosirii unui amestec de colectori (300 g/t amestec TT și 145 g/t xantat) se obțin rezultate mai bune. Astfel, după 5 minute de flotație, s-au obținut concentrate de calcopirită cu 8% Cu, corespunzător unor extracții de cca 81%.

Pentru același timp de flotație în cazul folosirii xantatului singur (tab. 4), se obțin concentrate cu cca 11% Cu corespunzător unei recu-



perări de cca 73%. După 10 minute de flotație, concentratele au, în primul caz cca 6% Cu cu recuperare de 87,5% respectiv 8,7% Cu la o recuperare de 80,3%.

Pierderea de Cu în pirită și steril este de cca 11% în primul caz și cca 20% în cazul folosirii xantatului singur.

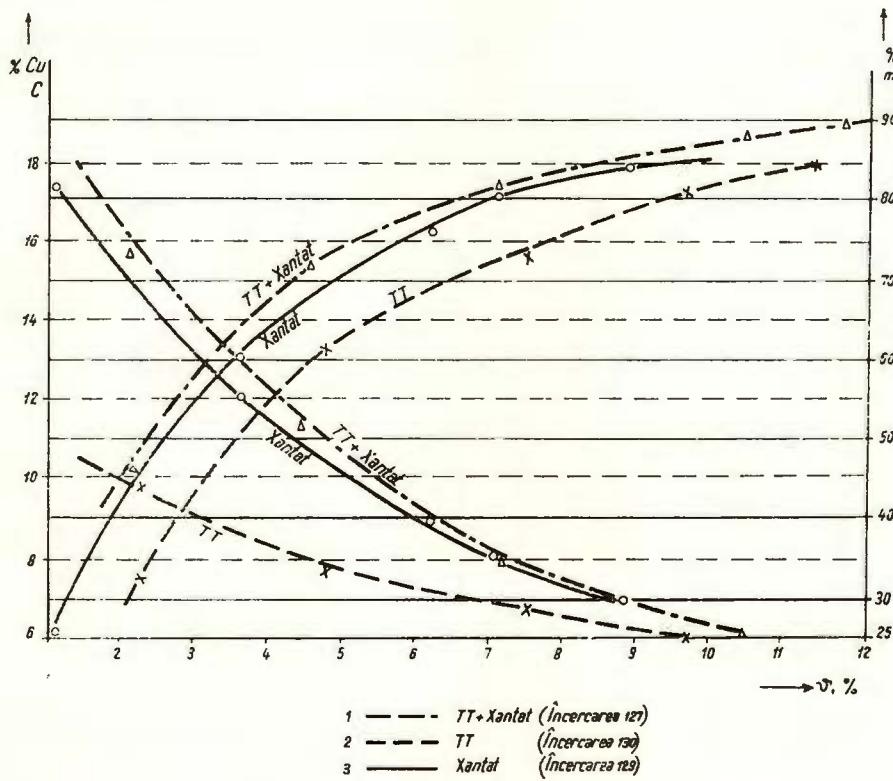


Fig. 1. — Influența tipului de colector asupra rezultatelor flotației.

Influence du type de collecteur sur les résultats de la flottation.

În scopul obținerii unor rezultate mai bune s-au executat o serie de încercări de flotație cu amestec TT la care s-au adăugat cantități variabile (150–300 g/t) de cianură de potasiu pentru depresarea mai puternică a piritei. Rezultatele obținute au fost însă nesatisfăcătoare. La fel au fost și rezultatele unor încercări la care s-a adăugat sulfat de Cu (200...400 g/t).

Pentru clarificarea influenței legate de finețea măcinării minereului, în condițiile de lucru la care s-au obținut rezultate mai bune (încercările

**TABELUL 4**  
*Incer cări de flotărie cu amestec de Xantat etilic și amestec TT*

Nr. Incer- cării	Cantit. de colectori	Timp de flo- tare min.	Producție	Extracție de concentrat		Conținut de cupru		Extracție de cupru	
				v. %	Σv. %	c. %	c. med. %	m. %	Σm. %
94	Xantat etilic 145 g/t	1/2 1 1/2 3 5 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,9		16,8		42,2	
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	1,6	3,5	10,4	13,9	21,9	64,1
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,4	4,9	4,8	11,3	8,9	73,0
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,1	7,0	2,6	8,7	7,3	9,5
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	29,0	36,0	0,25		10,2	80,3
			B-Steril	64,0		0,12			
			A-Mineral brut	100,0		0,75		100,0	
96	Xantat etilic 145 g/t amestec TT	1/2 1 1/2 3 5 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,7		17,7		39,5	
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,0	3,7	8,7	12,8	22,3	61,8
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,3	5,0	7,0	11,3	11,9	73,7
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,2	7,2	2,6	8,6	7,5	81,2
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	28,2	35,4	0,28		10,3	
			B-Steril	64,6	100,0	0,10		8,5	
			A-Minereu brut	100,0		0,77		100,0	
98	Xantat etilic și amestec UU 180 g/t	1/2 1 1/2 3 5 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,0		14,2		39,5	
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,0	0,4	8,2	11,3	22,3	61,3
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,2	5,2	4,4	9,7	7,4	68,7
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,4	7,6	2,2	7,3	7,3	76,0
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	25,5	33,1	0,35		12,3	
			B-Steril	66,9	100,0	0,13		11,7	
			A-Minereu brut	100,0		0,73		100,0	
105	Xantat etilic 80 g/t și amestec TT 300 g/t	1/2 1 1/2 3 5 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,0		14,9		39,0	
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,3	4,3	8,3	11,4	24,6	63,6
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,5	5,8	4,2	10,0	11,3	74,9
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,8	8,6	1,9	7,3	7,0	81,9
			C <sub>5</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	24,5	33,1	0,17		5,4	
			B-Steril	66,9	100,0	0,15		12,7	
			A-Minereu brut	100,0	—	0,77		100,0	

Condiții de lucru :

Măcinare : 0,15 mm

Diluția (S : L) : 1/3

Debit de aer : cca 150 l/h

Regim de reactivi :

În moară : CaO 3000 g/t  
Silicat 1500 g/t

În celulă :

La flotărie calcopiritei :

CaO 1700 g/t

pH = 10,5–11

Xantat etilic și amestec TT în cantitate  
variabile

Timp de condiționare : 20 min

La flotărie piritei :

Acid sulfuric 300 g/t

pH = 7–7,5

Xantat etilic 130 g/t

Flotanol Hoechst 10 g/t

Timp de condiționare : 15 min

La încercarea Nr. 105 xantat amil 150 g/t



TABELUL 5

*Incer cări de flotație comparative cu amestec TT singur sau împreună cu xantat etilic*

Nr. Incer- cării	Colector utilizat	Timp flo- tare min	Produse	Extracție de concentrat		Conținut de cupru		Extracție de cupru	
				v. % %	Σv. %	c. % %	c. med. %	m. % %	Σm. %
127	Amestec TT 300 g/t și xantat etilic 145 g/t	1/2 1 1/2 3 5 4	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,1	15,9			46,2	
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,4	4,5	7,6	11,4	25,8	72,0
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	2,7	7,2	2,3	8,0	8,9	80,9
			C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub> Conc. Cu <sub>4+5</sub>	3,3	10,5	1,4	5,9	6,6	87,5
			C <sub>6</sub> Conc. Cu <sub>6</sub>	1,3	11,8	0,9	5,4	1,7	89,2
			C <sub>7</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	22,3	34,0	0,07		2,4	
			B-Steril	66,0	100,0	0,09		8,4	
			A-Mineral brut	100,0		0,71		100,0	
	Amestec TT 300 g/t	1 1/2 3 2 3	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,3	9,7			32,2	
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,5	4,8	7,8	7,7	28,4	60,6
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	2,7	7,5	3,2	6,7	12,3	72,9
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	2,3	9,8	2,4	5,7	7,9	80,8
			C <sub>5</sub> Conc. Cu <sub>5</sub>	1,7	11,5	1,7	5,1	4,2	85,0
			C Conc. Py <sub>1</sub>	16,4	27,9	0,2		4,8	
			B-Steril	72,1	100,0	0,10		10,2	
			A-Minereu brut	100,0		0,692		100,0	

Condiții de lucru :

Măcinare : 0,09 mm

Diluție : S/L = 1/3

Debit de aer = 150 l/h

Regim de reactivi :

În moară : CaO 3000 g/t  
Silicat 1500 g/t

În celulă :

La flotația calcopiritei :

CaO 1700 g/t

pH = 10,5-11

Colector : Amestec TT singur sau cu  
xantat etilic

Timp de condiționare : 20 min

La flotația piritelui : pH=8,5-9

Xantat amilic 200 g/t

Flotanol Hoechst 10 g/t

Timp de condiționare : 10 min

cu amestec de colectori) s-au executat din nou o serie de experimentări comparative de flotație cu minereu măcinat la 0,15, 0,09 și 0,075 mm.

În tabelul 6 este arătată pentru o serie de încercări variația diferenților indici funcție de finețea măcinării.

Se constată că pierderile de Cu în pirită și steril rămîn apropiate (cca 10%) în cazul măcinărilor la 0,09 și 0,075 mm.

Din acest motiv s-a considerat mai potrivită măcinarea la 0,09 mm.

În privința calității concentratelor se constată că cele mai curate produse în cazul măcinării la 0,075 mm sunt calitativ mai slabe (11% Cu) decât



TABELUL 6

*Încercări de flotație cu amestec de colectori (xantat etil și amestec TT) și cu măcinării diferite*

Nr. Incer- cării	Fine- țea măci- nării mm	Timp de flotare min	Produse	Extracția de concentrat		Conținut de cupru		Extracția de cupru			
				v. % %	v. cumul. %	c. % med %	m. % m. cumul %				
103	0,15	1/2 1 1/2 3 2 3 6	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	1,9	15,1		38,9				
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,2	4,1	9,3	27,6	66,5			
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	1,4	5,5	4,5	10,1	8,6	75,1		
			C <sub>4</sub> Conc. Cu <sub>4</sub>	1,3	6,8	2,7	8,7	4,9	80,0		
			C <sub>5</sub> Conc. Cu <sub>5</sub>	1,0	7,8	1,9	7,9	2,5	82,5		
			C <sub>6</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	24,7	32,5	0,20		6,6			
			B-Steril	67,5	100,0	0,12		10,9			
			A-Min. brut	100,0		0,74		100,0			
127	0,09	1/2 1 1/2 3 5 4 10	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,1	15,9		46,2				
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	2,4	4,5	7,6	25,8	72,0			
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	2,7	7,2	2,3	8,0	8,9	80,9		
			C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub> Conc. Cu <sub>4+5</sub>	3,3	10,5	1,4	5,9	6,6	87,5		
			C <sub>6</sub> Conc. Cu <sub>6</sub>	1,3	11,8	0,9	5,4	1,7	89,2		
			C <sub>7</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	22,2	34,0	0,07		2,4			
			B-Steril	66,0	100,0	0,09		8,4			
			A-Min. brut	100,0		0,71		100,0			
126	0,075	1/2 1 1/2 3 5 4 20	C <sub>1</sub> Conc. Cu <sub>1</sub>	2,7	11,3		45,1				
			C <sub>2</sub> Conc. Cu <sub>2</sub>	1,9	4,6	9,5	26,6	71,7			
			C <sub>3</sub> Conc. Cu <sub>3</sub>	2,2	6,8	3,1	8,2	9,8	81,5		
			C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub> Conc. Cu <sub>4+5</sub>	3,6	10,4	1,3	5,8	6,7	88,2		
			C <sub>6</sub> Conc. Cu <sub>6</sub>	1,3	11,7	0,74	7,3	1,4	89,6		
			C <sub>6</sub> Conc. Py <sub>1</sub>	27,1	38,8	0,08		3,3			
			B-Steril	61,2	100,0	0,08		7,1			
			A-Min. brut	100,0		0,69		100,0			
<b>Condițiile de lucru :</b>				<b>La flotația calcopiritei :</b>							
Măcinare : diferită				CaO 1700 g/t							
Diluție (S/L) : 1/3				pH = 10,5–11							
Debit de aer : cca 150 l/h				Xantat etilic 145 g/t							
Regim de reactivi :				Amestec TT 300 g/t							
În moară : CaO 3000 g/t				Timp de condiționare : 20 min							
Silicat 1500 g/t				La flotația piritei :							
În celulă :				pH = 9							
				Xantat amilic 200 g/t							
				Flotanol H 10 g/t							
				Timp de condiționare : 10 min							



produsele similare obținute la măcinări la 0,09 mm (16% Cu) sau 0,15 mm (17% Cu), pentru recuperări corespunzătoare de 45—46%. Deci din acest punct de vedere se consideră mai potrivite măcinările la 0,15 mm și 0,09 mm.

*b) Încercări de reflotare a concentratelor primare de calcopirită.* În scopul obținerii unui concentrat de calcopirită de calitate mai bună, s-au executat o serie de experimentări de reflotare a produselor primare obținute în condițiile optime, stabilite anterior.

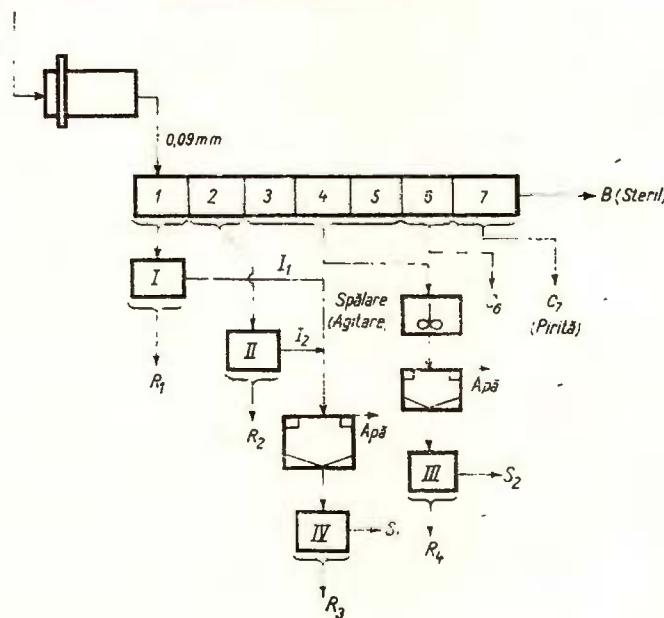


Fig. 2. — Schema experimentărilor de reflotare cu spălarea produselor intermedieare.

Schema des expérimentations de reflootation avec le lessivage des produits intermédiaires.

Reactivii utilizati la aceste incercări au fost: silicatul de sodiu, pentru depresarea mineralelor de gangă și CaO pentru depresarea piritei. Schemele folosite la efectuarea acestor încercări sunt arătate în fig. 2, 3 și 4.

Schema 2 a constat dintr-o singură operație de reflotare, în scopul obținerii unor produse finale ( $R_1$ ,  $R_2$ ) și a unor produse intermedieare ( $I_1$ ,  $I_2$ ) care s-au supus, după o îngroșare prealabilă, unei operații de reflotare, cu obținerea unui produs final ( $R_3$ ) și a unui produs intermedier ( $S_2$ ). Produsele intermedieare primare ( $C_3 + C_4 + C_5$ ) se supun unei ope-

rații de spălare prin agitare, cu apă proaspătă timp de 20 min., în scopul îndepărțării reactivilor adsorbiți anterior.

În continuare produsul îngroșat pînă la o diluție convenabilă (5 : 1), este supus la o singură reflotare (III). Rezultă un produs final și un produs intermediar.

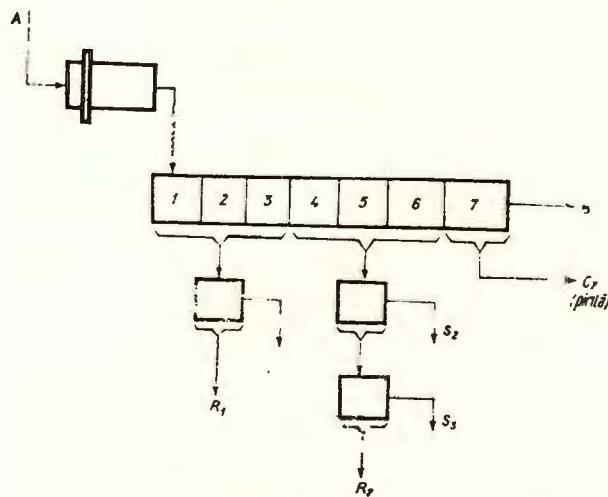


Fig. 3. — Schema experimentărilor cu reflotare repetată a produsului intermediar.

Schéma des expérimentations à reflotation répétée du produit intermédiaire.

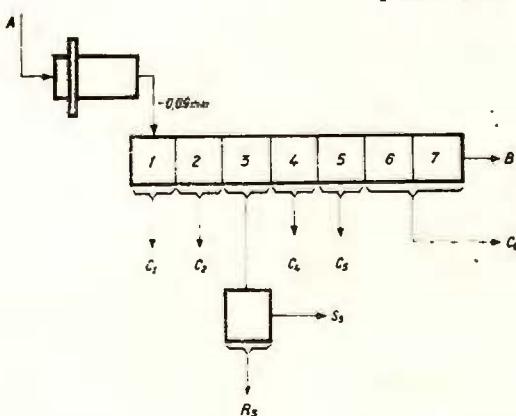


Fig. 4. — Schema experimentărilor cu reflotarea numai a produsului intermediar.

Schéma des expérimentations avec la reflotation du produit intermédiaire seulement.

Cele mai interesante rezultate obținute prin aplicarea acestei scheme, precum și condițiile de lucru și regimul de reactivi, sănt date în tabelul 7. Se vede că se poate obține un produs final cu 17% Cu, extractia de Cu



TABELUL 7

*Încercări de reflotare a concentratelor primare de calcopirită*

Nr. încer- cării	Sche- ma de lucru	Timp de reflo- tare min.	Produse	Extracție de concen- trat v. %	Conținut de cupru c. %	Extracție de cupru m %
125	Fig. 3	1 1/2	R <sub>1</sub> Conc. 1 Cu	0,92	20,4	27,0
		2 1/2	R <sub>2</sub> Conc. 2 Cu	0,70	21,1	21,2
		3	R <sub>3</sub> Conc. 3 Cu	0,51	21,9	16,2
		3	R <sub>4</sub> Conc. 4 Cu	0,90	7,6	9,9
		10	R <sub>1</sub> + R <sub>2</sub> + R <sub>3</sub> + R <sub>4</sub>	3,03	17,0	74,3
		—	S <sub>1</sub> Pr. interm. 1 Cu	2,42	0,93	3,3
		—	S <sub>2</sub> Pr. interm. 2 Cu	3,25	1,30	6,1
		4	C <sub>6</sub> Pr. control Cu	1,10	1,26	2,0
		4	S <sub>1</sub> + S <sub>2</sub> + C <sub>6</sub>	6,77	1,17	11,4
			C Conc. Py B-Steril final A-Minereu brut	21,2 69,0 100,0	0,14 0,10 0,692	4,3 10,0 100,0

Condiții de lucru :

Măcinare : 0,09 mm

Diluie (S : L) = 1 : 3

Reactivi în moară :

CaO 3000 g/t

Silicat 1500 g/t

Flotația primară a calcopiritel :

CaO 1700 g/t

pH = 10,5–11

Xantat etilic ICEMIN 80 g/t

Amestec TT 300 g/t

Timp de condiționare : 20 min

La flotația piritei :

Acid sulfuric 50 g/t

pH = 7,5–8

Xantat amilic 150 g/t

Flotanol Hoechst 10 g/t

Reactivi la reflotarea Concentratului de Cu :

a) Reflotarea produsului C<sub>1</sub>

CaO 150 g/t

Silicat 100 g/t

pH = 10

Timp de condiționare : 5 min

b) Reflotarea produsului C<sub>2</sub>

CaO 150 g/t

Silicat 100 g/t

Condiționare 5 min

La flotația piritel :

c) Reflotare pr. I<sub>1</sub> + I<sub>2</sub>

Îngroșare pînă la raport S ; L = 1,6

CaO 100 g/t

Silicat 150 g/t

Amestec TT 20 g/t

Condiționare 8 min

d) Reflotare pr. (C<sub>3</sub> + C<sub>4</sub> + C<sub>5</sub>)

Spălare de reactivi prin agitare în celulă timp de 20 min

Îngroșare pînă la raport : S : L = 1 : 6

CaO 150 g/t

Silicat 150 g/t

Amestec TT 20 g/t

Condiționare 8 min



în acest produs fiind de cca 74,3%, iar extractia de concentrat de 3%. Rezultă și un produs intermediu care mai conține cca 1,2% Cu, extractia de Cu în acest produs fiind de 11,4%, iar extractia de concentrat de 6,8%.

TABELUL 8

*Incercări de reflotare a concentratului de calcopirită*

Nr. incercării	Schemă de lucru	Timp de reflot. min.	Produse	Extractie de concentrat v. %	Conținut de cupru c. %	Extractie de cupru m. %	
128	Fig. 4	4	R <sub>1</sub> Conc. 1 Cu	2,0	23,1	64,4	
		9	R <sub>2</sub> Conc. 2 Cu S <sub>1</sub> Pr. Intermed. 1	0,52 2,5	6,6 3,2	4,7 11,2	
		9	(R <sub>2</sub> +S <sub>1</sub> )	3,02	3,8	15,9	
			S <sub>2</sub> Pr. intermed. 2 S <sub>3</sub> Pr. intermed. 3	3,1 1,35	1,2 1,0	5,0 1,9	
			(S <sub>2</sub> +S <sub>3</sub> )	4,45	1,1	6,9	
			C <sub>1</sub> Conc. 1 Py B — Steril final A — Minereu brut	25,2 65,33 100,0	0,07 0,114 0,718	2,4 10,4 100,0	
Condiții de lucru :							
Măcinare :			0,09 mm				
Diluție (S:L) = 1:3							
Reactivi în moară :							
CaO			3 000 g/s				
Silicat			1 500 g/t				
Flotația primară a calcopiritiei :							
CaO			1 700 g/t				
pH = 10,5—11							
Xantat etilic			80 g/t				
Amestec TT			300 g/t				
Timp condiționare			5 min				
La flotația piritei :							
Acid sulfuric			50 g/t				
pH = 8,5 — 9							
Xantat amilic			150 g/t				
Flotanol Hoechst			10 g/t				
Reactivi la reflotarea concentratului de Cu :							
a) Reflotarea produsului (C <sub>1</sub> +C <sub>2</sub> +C <sub>3</sub> )							
Îngroșare pînă la un raport S:L = 1:5							
CaO			100 g/t				
Silicat			150 g/t				
Condiționare :			5 min				
b) Reflotare conc. (C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub> +C <sub>6</sub> )							
Agitare :			5 min				
CaO			250 g/t				
Silicat			300 g/t				
Amestec TT			20 g/t				
Condiționare :			15 min				

Folosirea schemei din fig. 3, cu 2 reflotări ale produsului intermediu primar (C<sub>4</sub> + C<sub>5</sub> + C<sub>6</sub>), arată posibilitatea obținerii unui produs final cu cca 23% Cu (tab. 8), la o extractie în metal de cca 64,4%, extractia



de concentrat fiind de 2,0%. Totodată rezultă un produs intermedian cu 3,8% Cu, extractia de Cu în acest produs fiind de cca 16% iar cea de concentrat de cca 3%.

Folosirea schemei din fig. 4, la care flotația primară s-a efectuat cu xantat și cuprinde o singură reflotare a produsului intermedian  $C_3$ , indică posibilitatea obținerii unor produse finale cu 12,2% Cu (tab. 9)

TABELUL 9

*Încercări de reflotare a conc. de calcopirită – colectorul utilizat la flotația primară : xantat etilic*

Nr. încer- cări	Sche- ma de lucru	Timp de frot. min	Produse	Extracție de concentrat v, %	Conținut de cupru c, %	Extracție de cupru m, %
129	Fig. 4	1/2	$C_1$ Conc. 1 Cu	1,1	17,4	25,3
		1 1/2	$C_2$ Conc. 2 Cu	2,5	10,0	35,2
		2	$R_3$ Conc. 3 Cu	0,6	13,6	11,5
		4	( $C_1 + C_2 + R_3$ )	4,25	12,2	72,0
		2	$S_3$ Pr. interm. 1	2,0	1,7	4,6
		3	$C_4$ Pr. interm. 2	0,9	2,7	3,4
		3	$C_5$ Pr. interm. 3	1,7	1,8	4,3
		5	( $S_3 + C_4 + C_5$ )	3,5	2,5	12,3
		14	( $C_6 + C_7$ ) Conc. Py 1	19,6	0,15	4,0
			B – Steril	71,6	0,12	11,7
			A – Minereu brut	100,0	0,72	100,0

Condiții de lucru :		Flotația piritei :	
Măcinare :	0,09 mm	Xantat amilic	200 g/t
Diluția (S : L) = 1/3		Flotanol H	10 g/t
Debit de aer = 150 l/h		pH = 8–8,5	
Regim de reactivi :		Timp de condiționare	7 min
În moară : CaO	3 000 g/t	Reflotarea conc. $C_3$	
	Silicat 1 500 g/t	CaO	100 g/t
În celulă :		Silicat	150 g/t
a) Flotația primară :		Flotanol	4 g/t
CaO	1 700 g/t	Timp condiționare	10 min
pH = 10,5–11			
Xantat etilic	145 g/t		
Flotanol H	12 g/t		
Timp condiționare	20 min		

la o extracție de metal de cca 72% și extracție de concentrat de 4,25%. Rezultă totodată și un produs intermedian cu 2,5% Cu, având o extracție în metal corespunzătoare de 12,3%.



## 2. Flotația piritei

La încercările de flotație a piritei, depresate în prealabil cu CaO (4–4,5 kg/t), s-a încercat să se stabilească condițiile de lucru pentru o recuperare cît mai bună a acesteia.

S-au executat unele experimentări, la care pirita a fost activată în prealabil cu acid sulfuric; drept colector s-a folosit xantat etilic și xantat amilic.

În tabelul 10 este arătată, la o serie de încercări, variația diferenților indicii tehnologici în diferitele condiții de lucru.

În general s-a constatat că, flotația piritei nu prezintă dificultăți — conținutul de S al concentratelor fiind cuprins între 42 și 47% — suficient de mare pentru valorificarea directă.

Cele mai curate sterile mai conțin cca 3% S reprezentând pierderi de S de cca 10%.

Considerăm că indicii tehnici mai pot fi îmbunătățiți, cei realizați de noi fiind în orice caz minimi. În cazul concentratelor de pirită cu 42–43% S, recuperările de S coresponzătoare sunt de 76%. Finețea măcinării minereului, la experimentările la care s-a încercat flotarea piritei a fost de 0,15 și 0,09 mm.

Din acest punct de vedere nu s-au observat diferențe semnificative la indicii ce s-au putut realiza, dar în orice caz o măcinare mai grobă (0, 15 mm), influențează defavorabil indicii ce se obțin la flotarea cal-copiritei.

## 3. Încercări de separare a unui concentrat de magnetit

Din analiza chimică generală și indicațiile mineralogice a reiesit că din conținutul de 19% Fe rămîn cca 3% care ar putea să fie legate de magnetit sau alte minerale purtătoare de Fe (afară de pirită).

Deși conținutul de magnetit este foarte mic s-au făcut unele experimentări informative de separare a magnetitului din sterilul de la flotație, pentru a vedea în ce măsură trecind materialul printr-un separator magnetic s-ar putea obține un produs al cărui conținut de Fe și elemente însoțitoare, să permită valorificarea lui directă.

Ca urmare, sterilul flotației măcinat sub 0,15 mm respectiv 0,09 mm a fost supus unor operații de separare magnetică umedă în cîmp slab.

Sterilele flotației au avut un conținut de 9,6–10,9% Fe.



**TABELUL 10**  
*Incercări de flotație a piritei*

Nr. Incer- cării	Măcinare reactivi	Timp de flo- tare min	Produse	Extracția de concentrat v %	Conținut de sulf c, %	Extracția de sulf m, %
5	0,15 mm Xantat etilic 54 g/t Flotanol H 50 g/t	— 5 9	C <sub>1</sub> Conc. de Cu C <sub>2</sub> Conc. Py 1 C <sub>3</sub> Conc. Py 2 B — Steril A — Minereu brut	9,4 26,2 6,1 58,3 100,0	19,0 41,6 20,3 3,8 16,2	11,0 67,5 7,6 13,9 100,0
87	0,15 mm Acid sulf. 300 g/t Xantat etilic 100 g/t Flotanol H 10 g/t	8	C <sub>1</sub> Conc. de Cu C <sub>2</sub> Conc. de Py B — Steril A — Minereu brut	8,4 23,5 68,1 100,0	12,5 47,0 5,5 15,8	6,3 70,0 23,7 100,0
89	0,15 mm Acid sulf. 320 g/t Xantat etilic 80 g/t Flotanol 10 g/t	5	C <sub>1</sub> Conc. de Cu C <sub>2</sub> Conc. Py B — Steril A — Minereu brut	9,7 25,8 64,5 100,0	19,0 46,3 2,59 15,6	11,7 77,5 10,8 100,0
105	0,15 mm Acid sulf. 250 g/t Xantat amilic 150 g/t Flotanol 10 g/t	10	C <sub>1</sub> Conc. de Cu C <sub>2</sub> Conc. Py 1 B — Steril A — Minereu brut	8,6 24,5 66,9 100,0	18,0 47,20 3,4 15,4	10,0 75,0 15,0 100,0
106	0,09 mm Acid sulf. 250 g/t Xantat amilic 150 g/t Flotanol 10 g/t	10	C <sub>1</sub> Conc. de Cu C <sub>2</sub> Conc. Py 1 B — Steril A — Minereu brut	12,9 29,4 57,7 100,0	17,0 42,6 2,9 16,4	13,4 76,0 10,6 100,0
127	0,09 mm Xantat amilic 200 g/t pH=9	10	C <sub>1</sub> Conc. de Cu C <sub>2</sub> Conc. Py 1 B — Steril A — Minereu brut	22,2 66,0 100,0	14,5 45,9 6,5 16,3	11,0 62,5 26,5 100,0



Condițiile de lucru și indicii realizări la aceste încercări sunt arătate în tabelul 11.

TABELUL 11

*Încercări de separare magnetică a sterilului de la flotajie*

## a) Măcinarea minereului la 0,15 mm

Nr. Incer- cării	Produsul	Extracția de concentrat		Conținutul de :					Extracții de Fe %	
		pe ope- rație %	față de orig. (kg/t)	Fe %	S %	Cu %	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	Ti %	pe ope- rație %	față de orig. %
7	Magnetic Nemagnetic Steril flot.	9,0 91,0 100,0	53,0 530,0 583,0	45,0 6,1 9,6	5,62 3,59 3,84	0,30 0,145 0,16	— —	urme urme	42,2 57,8 100,0	12,3 16,7 29,0
103	Magnetic Nemagnetic Steril flot.	9,9 90,1 100,0	67,0 608,0 675,0	41,0 7,7 10,9	3,08 4,20 3,9	0,39 0,1 0,13	— —	— —	36,7 63,3 100,0	13,0 22,8 35,8

Condiții de lucru :

Măcinarea minereului : 0,15 mm

Separator magnetic de laborator APAL — 1958

Separare magnetică umedă — cimp slab — cca 600 Oe

Între fier cca 13 mm

Debit de apă cca 40 cm<sup>3</sup>/sec.

## b) Măcinarea minereului la 0,09 mm

Nr. Incer- cării	Produsul	Extracția de concentrat		Conținutul de :			Extracție de Fe %	
		pe ope- rație %	raportat la original (kg/t)	Fe %	S %	Cu %	pe ope- rație %	raportat la original %
106	Magnetic Nemagnetic Steril flot.	10,80 89,20 100,0	62,0 515,0 577,0	45,7 6,0 10,4	3,8 1,8 2,8	0,25 0,10 0,116	48,0 52,0 100,0	13,2 18,5 31,7

Rezultatele obținute arată că dintr-o tonă de minereu se pot obține 53—67 kg produse cu 46—41% Fe, care au un conținut de sulf de 3—5,6%, datorat în parte piritei asociate cu magnetit precum și prezenței pirotinei.

Calitatea concentratului nu este corespunzătoare pentru utilizarea directă ca minereu de fier, dar nu este exclusă posibilitatea îmbunătățirii



calității prin retratarea magnetică, o dată sau de mai multe ori, completată eventual cu o flotație pentru eliminarea sulfurilor. Acest flux mai complex care implică mărirea prețului de cost al operației de recuperare a magnetitului nu este justificat de cantitatea redusă de concentrat de magnetit care s-ar obține (maximum 35 kg/t), a cărui valoare nu depășește 7...8 lei.

Problema obținerii unui concentrat de magnetit va trebui avută în vedere numai în măsura în care în cursul exploatarii se vor întîlni în zăcămînt zone cu conținut de magnetit mai ridicat.

### III. CONCLUZII GENERALE

Scopul prezentei lucrări a fost acela de a studia condițiile de valorificare a minereului piritos cuprifer din orizontul intermediar — 15 m, de la Moldova Nouă, sectorul Florimunda.

Analiza chimică și observațiile mineralogice au arătat că minereul prezintă interes, în principal pentru conținuturile de calcopirite și pirită (0,7 – 0,75% Cu, 16,5 S). Conținutul de magnetit este redus fiind de ordinul a 3%. Conținutul foarte redus de molibden (0,002...0,003%) al probei nu a justificat cercetări pentru valorificarea acestui metal.

În cazul când minereul care se va exploata va prezenta zone cu conținuturi mai ridicate de Mo, valorificarea acestuia se va putea face din concentratele de cupru, după procedeele studiate pentru minereurile de la Moldova Nouă, cu conținut de Mo mai ridicat.

Cercetările de preparare au arătat că prin aplicarea unei scheme care cuprinde flotația diferențială a minereurilor măcinate la — 0,09 mm, se pot obține concentrate valorificabile de calcopirite respectiv pirită.

Extractiona de cupru a fost de cca 75% în concentrate cu peste 17% Cu, reprezentând în greutate aproximativ 3%. De asemenea s-au obținut produse intermediare cu 1—3% Cu. Considerind că din acestea se mai poate recupera 50%, prin reintroducerea lor în circuit, extractiona de cupru crește la 80%.

Concentratele de pirită, reprezentând în greutate 29,4% au avut peste 43% S, extractionile corespunzătoare de S fiind de minimum 76%.

Încercările de a recupera magnetitul din sterilele de la flotație, folosind o schemă simplă de separare magnetică au dus la obținerea unor concentrate calitativ slabe (41—46% Fe, 3—5,6% S).

Conținutul redus de magnetit (3%) al probei nu justifică de altfel operații de recuperare, folosind scheme mai complicate. Recuperarea magnetitului va prezenta interes numai în măsura în care se vor întîlni zone cu conținut mai ridicat.



Schema de principiu a fluxului industrial bazată pe rezultatele cercetărilor de laborator este arătată în fig. 5.

Aceasta constă dintr-un circuit de flotație a calcopiritei, cu 2 operații de reflotare a concentratelor primare și o reflotare a produselor inter-

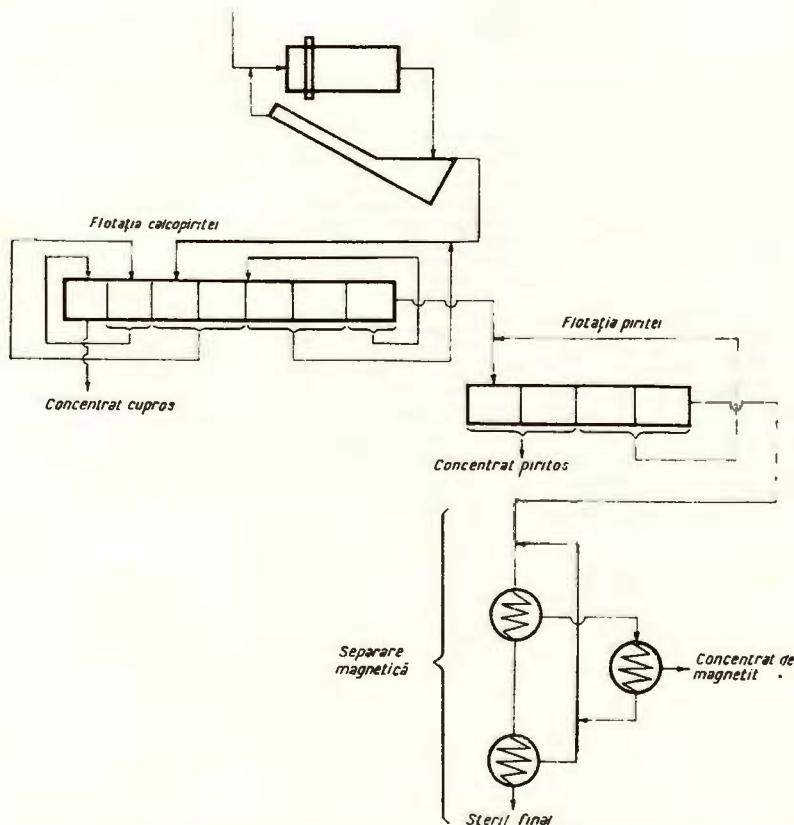


Fig. 5. — Schema principală pentru fluxul tehnologic.  
Schéma principal pour le flux industriel.

mediare primare. Sterilul de la flotația calcopiritei alimentează circuitul de flotație al piritei, ce constă dintr-o flotație primară și o reflotare a produselor intermediare, cu obținerea directă a unui concentrat piroto. Schema cuprinde și circuitul de recuperare a magnetitului, în eventualitatea că se prepară zone cu conținuturi mai interesante.

## BIBLIOGRAFIE

Georgescu B., Mușăteanu Cr. (1967) Cercetări pentru stabilirea posibilităților de concentrare a minereului cuprifer de la Moldova Nouă, Sectorul Florimunda. D.S. Com. Stat Geol., LIII/2.

## RECHERCHES SUR LE TRAITEMENT DE LA PYRITE CUPRIFÈRE DE MOLDOVA NOUĂ — FLORIMUNDA (HORIZON INTERMÉDIAIRE)

### (Résumé)

Ce travail a eu pour but d'étudier les conditions de valorisation du minerai de pyrite cuprifère de l'horizon intermédiaire — 15 m, de Moldova Nouă, secteur Florimunda.

L'analyse chimique et les observations minéralogiques ont démontré que le minerai présentait intérêt, surtout par les teneurs en chalcopyrite et en pyrite (0,7 à 0,75 % Cu, 16,5 % S). La teneur en magnétite est réduite (3%). La teneur très réduite en molibdène (0,002 à 0,003 %) du minerai n'a pas justifié des recherches pour la valorisation de ce métal.

Dans le cas où le minerai exploité présentera de plus grandes teneurs en Mo, on pourra le valoriser dans les concentrés de cuivre, conformément aux procédés étudiés pour les minerais de Moldova Nouă avec une assez grande teneur en Mo.

Les recherches sur le traitement ont démontré qu'on pouvait obtenir des concentrés de chalcopyrite, respectivement de pyrite, en faisant appel à un schéma qui comprenne la flottation différentielle des minerais broyés à — 0,09 mm. La récupération de cuivre a été d'environ 75 % dans des concentrés à plus de 17 % Cu, représentant à peu près 3 % du poids. On a aussi obtenu des produits intermédiaires contenant de 1 à 3 % Cu. En tenant compte qu'on peut encore récupérer 50 % de ceux-ci par leur retraitement, la récupération de cuivre augmente à 80%.

Les concentrés de pyrite, représentant 29,4 % du poids ont eu plus de 43 % S, les récupérations correspondantes de S étant de minimum 76 %.

Les essais ayant pour but la récupération de la magnétite des stériles de la flottation, en utilisant un schéma simple de séparation magnétique ont conduit à l'obtention de certains concentrés faibles du point de vue qualitatif (41 à 46 % Fe, 3 à 5,6 % S).

D'ailleurs, la teneur réduite en magnétite (3%) du minerai ne justifie pas d'opérations de récupération. La récupération de la magnétite ne présentera intérêt que si l'on rencontre des zones à une teneur plus élevée.

Le schéma fondamental du flux industriel basé sur les résultats des recherches de laboratoire est montré dans la fig. 6

Il est constitué d'un circuit de flottation de la chalcopyrite, à deux opérations de réflotation des concentrés primaires et une réflotation des produits intermédiaires primaires. Le stérile résulté à la suite de la flottation de la chalcopyrite alimente le circuit de flottation de la pyrite. Celui-ci consiste dans une flottation primaire et une réflotation des produits intermédiaires avec l'obtention directe d'un concentré pyriteux. Le schéma comprend aussi le circuit de récupération de la magnétite, dans l'éventualité qu'on prépare des zones avec des teneurs plus intéressantes.





Institutul Geologic al României

# CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA MINEREULUI COMPLEX DE LA TARNA MARE (FILONUL MIHAI)<sup>1</sup>

DE

BUJOR GEORGESCU, CRISTIAN MUŞĂTEANU, MARIA BORCEA<sup>2</sup>

## Abstract

Research Work on the Complex Ore Dressing of the Tarna Mare (Mihai Vein). Possibilities as regards the dressing of Pb-Zn by differential flotation and by the collective one of a complex sulphide ore with 3.3—3.5 per cent Pb, 4.4—4.7 per cent Zn and 12 per cent S, were studied. By differential flotation there were obtained: a concentrate with 60 per cent Pb, 5 per cent Zn, the recovery of Pb being of 85 per cent; a concentrate with 55 per cent Zn, 1 per cent Pb; the recovery of Zn being of 80 per cent and a pyrite concentrate with 40 per cent the recovery of S being of 65 per cent. By collective flotation there was obtained a collective concentrate with 24 per cent Pb and 31 per cent Zn, product which may be beneficiated through the ISP proceedings at a recovery of 87 per cent for Pb and 92 per cent for Zn.

În zona Tarna Mare, IGEX execută de mai mulți ani lucrări de explorare pentru conturarea unor filoane de sulfuri complexe, localizate în apropierea contactului cu erupțiunile andezitice neogene, filoane cantonate atât în rocile sedimentare cât și în andezite caolinizate, în zona de fracturi <sup>3</sup>.

Filonul principal de la Tarna Mare, numit filonul Mihai a fost explorat în 1960 - 1961 cu galeria I.

În anul 1960 a fost executat, un studiu informativ de preparare <sup>4</sup>, pe o probă colectată din galeria I, cu rezultate favorabile.

<sup>1</sup> Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 24 aprilie 1968.

<sup>2</sup> Institutul Geologic Sos. Kiseleff nr. 55, București.

<sup>3</sup> Olga Drăghici. Raport privind documentarea petrografică-mineralologică a lucrărilor de explorare din sănțierul Tarna Mare ISEM. 1962. Arh. I.G.P. București.

<sup>4</sup> C. Mușăteanu. Studiu privind posibilitățile de preparare a minereului complex Tarna Mare. 1960. Arh. I.G.P. București.



Spre deosebire de proba din 1967, această probă a avut un conținut redus de pirită, prezentând interes numai pentru Pb și Zn.

Pentru cercetarea în adîncime a filonului Mihai, a fost săpată în 1966 galeria XX care a interceptat filonul la un nivel inferior cu 70 m față de galeria I.

Proba care a făcut obiectul cercetărilor din 1967 a fost recoltată din galeria XX și din lateralele de la m 760 și m 790.

## I. CARACTERISTICILE CHIMICE ȘI MINERALOGICE ALE PROBEI

### A) Compoziția chimică

Analizele chimice generale executate pe probe obținute prin reducere din proba integrală au dat rezultatele arătate în tabelul 1, în care pentru comparație s-a arătat și compoziția chimică a probei informative colectată din galeria I și cercetată în 1960.

TABELUL 1

*Compoziția chimică a probelor cercetate în 1960 și 1970*

Elemente	Proba 1967 Galeria XX %	Proba informativă 1960 %
Pb	3,31	3
Zn	4,43	5,2
Cu	0,06	0,14
S	12,22-12,44	8
Fe	9,46-10,06	5,6
SiO <sub>2</sub>	54,76	52,0
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	0,12	
MgO	0,48-0,96	0,83
TiO <sub>2</sub>	urme	—
Ni	urme	—
Mo	urme	urme

Conținuturile de plumb și zinc recalculate pe baza bilanțurilor încercărilor au variat între 3,15 % și 3,79 % pentru plumb și între 4,23 % și 4,95 % pentru zinc, mediile fiind de 3,40 % Pb respectiv 4,64 % Zn.

Elementele care prezintă interes pentru recuperare sunt plumbul, zincul, sulful — datorate sulfurilor de plumb — zinc și fier. Conținutul de cupru nu prezintă interes.



### B) Caracteristici mineralogice

Proba care a făcut obiectul cercetărilor de preparare colectată din galeria XX, este formată din fragmente de filon cuarțitic, cantonat în brecii cu fragmente de 0,1-5 cm, în genere silicificate și argilizate. Mineralizația se prezintă ca depunerile sub formă de benzi, cuiburi, druze sau impregnații în masa filonului propriu-zis și mai puțin în roca din jur. Se întâlnesc deseori fissii compacte cu minerale metalice cu grosimi de 1-3 cm, mai rar pînă la 10 cm.

Parageneza minerală este formată din blendă, galenă, calcopirită, marcasită și ca minerale de gangă, cuartul secundar present în cantitate foarte ridicată și într-o proporție mult mai redusă, roca gazdă constituită din formațiuni sedimentare (gresii, tufuri) intens brecificate, silicificate și argilizate, fiind localizate în apropierea contactului cu rocile andezitice neogene.

Dimensiunile granulelor de minerale metalice sunt cuprinse între 0,01-5 mm; cristalele de blendă sunt în genere cele mai dezvoltate și numai rareori cele de pirită și galenă; calcopirita se prezintă întotdeauna în granule foarte mărunte.

Avînd în vedere observațiile macro și microscopice făcute pe proba tehnologică și ținînd seamă de rezultatul analizei chimice globale, compoziția mineralogică este aproximativ următoarea :

	%		%
Pirită	cca 15,3	Calcopirită	cca 0,2
Marcasită	,, 2,0	Cuarț liber	,, 50,0
Blendă	,, 6,6	Roca gazdă (gresii,	
Galenă	,, 3,9	tufuri brecificate)	,, 22,0

a) *Pirita*. De obicei pira se prezintă în cristale xenomorfe, rar idiomorfe, cu dimensiuni de 0,05—2 mm, frecvent sub 1 mm, formînd aglomerări singură sau cu celealte minerale metalice. S-au observat două generații de pirită.

Împreună cu pirita din generația II apare uneori marcasita, sub formă de cristale neregulate, echigranulare sau lamelare de 0,05 - 0,5 mm.

**A s o c i a t i a p i r i t ă - g a n g ă**. Se observă frecvent insinuarea piritei în gangă și a mineralelor de gangă în pirită, această asociație fiind foarte obișnuită din cauza depunerilor succesive de silice secundară și pirită. Dimensiunile ajung pînă la 0,02 mm, frecvent 0,05-0,3 mm.

**A s o c i a t i a p i r i t ă - g a l e n ă** se observă rar, deoarece o cantitate redusă de galenă este depusă în ochiurile libere ale plajelor de



pirită, avînd forme foarte diferite și dimensiuni de 0,03-0,1 mm. În jurul cristalelor mai dezvoltate de galenă apar uneori cristale mărunte de pirită și marcasită de 0,01-0,3 mm  $\varnothing$ , depuse pe anumite zone.

Rareori cristale mari de galenă apar ciuruite de marcasită macro-granulară (pl., fig. 1).

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - b l e n d ă** este frecventă dar nu și avansată, cristalele de blendă din pirită avînd dimensiuni de 0,1-1 mm, rar sub 0,1 mm. Apar însă și în jurul blendei depunerii de pirită și marcasită măruntă de 0,03-0,25 mm, înconjuriind total sau parțial cristalul de blendă (pl., fig. 2).

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - c a l c o p i r i t ă** se întâlnește rar și cu dimensiuni cuprinse între 0,05-0,1 mm.

b) *Blenda* se prezintă în granule cu dimensiuni în genere peste 0,1 mm. Cristalele mari ating pînă la 5 mm. Se observă deseori zone filoniene de cîțiva centimetri, ocupate preponderent de blendă, cu mici ochiuri sau druze de cuarț secundar.

Cristalele au forme neregulate, cu conture rotunjite, mai rar dințate. Culoarea blendei este brun-cenușie.

**A s o c i a ț i a b l e n d ă - g a n g ă** este frecvent întîlnită fără a fi vorba de o asociație avansată. Uneori se observă însă incluziuni mărunte (sub 0,1 mm) de blendă în gangă.

**A s o c i a ț i a b l e n d ă - g a l e n ă** este frecventă și avansată. O mare parte din cristalele de galenă sunt insinuate în cristalele mari de blendă, în spații reduse și foarte neregulate, cînd galena ia forme arborescente pînă la scheletice, cu dimensiuni cuprinse între 0,03-0,1 mm, rar pînă la 1 mm. În cazul unei insinuări avansate, blenda apare fărîmîțată de depunerile de galenă.

Deseori granule mărunte de galenă bordează cristalele mari de blendă (pl., fig. 3).

**A s o c i a ț i a b l e n d ă - c a l c o p i r i t ă** este observată rareori, cînd granule mici de calcopirită apar în interiorul cristalelor de blendă, libere ori depuse pe cristalele de galenă. Incluziunile punctiforme de calcopirită în blendă sub forma structurilor de dezamestec sunt rare și au dimensiuni de 0,01-0,08 mm.

c) *Galena* se prezintă în majoritatea cazurilor în granule mici sau cu forme arborescente, intim asociate cu blenda, cu marcasita și calcopirita și mai puțin cu ganga (pl., fig. 4).

Dimensiunile cristalelor de galenă sunt cuprinse între 0,015 - 1 mm, foarte rar ajung la 3 mm (frecvent 0,03-0,1 mm).



**A s o c i a t i a g a l e n ă - c a l c o p i r i t ă** este observată des; fiind ultimele minerale depuse, apar de multe ori împreună în gangă sau în interiorul cristalelor de blendă.

Dimensiunile sunt reduse, de obicei sunt cuprinse între 0,03 - 0,15 mm.

*d) Calcopirita* apare în proporție foarte redusă (0,20%) și întotdeauna intim asociată cu galena, mai puțin cu blenda și pirita. Formează cristale mici și foarte neregulate, de dimensiuni cuprinse între 0,01-0,5 mm.

Ordinea de depunere a mineralelor metalice stabilită în urma studiului calcografic, este următoarea :

pirită, blendă, galenă, calcopirită, pirită generația II, marcasită.

*e) Cuarțul* constituie ganga filonului și este dispus sub formă de fișii compacte; are structură microgranulară sau amorfă și culoare cenușie sau albă. Fișile cuarțitice cuprind în interiorul lor sau de o parte și de alta, siruri sau benzi de minerale metalice.

Cuarțul apare și în cristale mai dezvoltate (0,3-5 mm) în druze sau cuiburi dispuse în zonele preponderent metalice.

*f) Roca gazdă*, respectiv breciile în care este cantonat filonul metalifer, prezintă un grad avansat de metamorfism hidrotermal, astfel încât cu greu se mai poate recunoaște natura lor inițială. Sunt gresii și tufuri brecificate și înlocuite în mare parte de silice și mai puțin de minerale argiloase, fiind mai mult sau mai puțin impregnate cu minerale metalice.

### C) Concluzii asupra mineralizației

Proba tehnologică cu minereu de sulfuri complexe de la Tarna Mare cuprinde minerale metalice în proporție de aproximativ 30%.

Blenda se prezintă în cea mai mare parte cu dimensiuni superioare și cu un grad redus de asociere cu celelalte minerale, în timp ce galena apare în cristale mărunte foarte neregulate intim asociată cu blenda și calcopirita.

În ceea ce privește geneza, aceasta este de natură hidrotermală de tip epitermal, fiind legată de ultimele soluții ale eruptivului andezitic neogen.

## II. CERCETĂRI DE PREPARARE

Tinând seama de compoziția chimico-mineralologică a probei — componente utili fiind galena, blenda și pirita — cercetările au fost axate în special pe flotația diferențială cu scopul obținerii unor concentrate separate

de galenă, respectiv blendă și pirită. Dat fiind faptul că în prezent există în țara noastră posibilitatea prelucrării unor concentrate colective Pb-Zn prin proceful ISP, s-au făcut și unele experimentări de obținere directă a unui concentrat colectiv Pb-Zn.

#### A) Cercetări de flotație diferențială

a) *Flotația galenei.* S-au executat experimentări folosind ca reactivi colectori, xantatul etilic de sodiu, amestec TT și aerofloat 242. Pentru depresarea blendei s-au folosit cianura de sodiu și sulfatul de zinc iar pentru pirită, varul și cianura. Pentru alcalinizarea tulburelui s-a folosit varul, soda calcinată sau hidratul de sodiu.

Ca spumant, atunci cînd a fost cazul, s-a folosit flotanol „Hoechst”.

**E x p e r i m e n t ā r i c u d i f e r i ţ i c o l e c t o r i.** Flotaţia galenei cu xantat etil de sodiu nu a dat rezultate satisfăcătoare. La cantităţi mici de xantat extractia este insuficientă (60-65% în concentrate cu max. 33% Pb) şi conţinutul de fier destul de mare (peste 25% Fe). La cantităţi mai mari de xantat (peste 60-70 g/t) flotează atât de multă pirită încit extractia de concentrat ajunge la 15-20%. Pentru ilustrare, în tabelul 2 sint arătate rezultatele uneia dintre cele mai bune încercări folosind xantat la flotatia galenei.

TABELLUL 2

Rezultatele obținute la o încercare de flotatie cu xantăl elitic de sodiu

Produse	Greutate %	Plumb			Zinc	Fier
		Conținut %	Extracție %	Conținut %	Conținut %	Conținut %
Concentrate plumboase	C <sub>1</sub>	3,7	38,4	42,0	2,8	28,9
	C <sub>2</sub>	2,9	26,7	22,7	4,5	32,5
Steril + blendă + pirită	93,0	1,3	35,3		5,0	9,1
Alimentare	100,0	3,4	100,0		4,9	10,5



As the first step, we have to identify the main components of the system. The system consists of the following components:

the first time in 1996, and the second time in 1997. The third time was in 1998, and the fourth time in 1999. The fifth time was in 2000, and the sixth time was in 2001. The seventh time was in 2002, and the eighth time was in 2003. The ninth time was in 2004, and the tenth time was in 2005. The eleventh time was in 2006, and the twelfth time was in 2007. The thirteenth time was in 2008, and the fourteenth time was in 2009. The fifteenth time was in 2010, and the sixteenth time was in 2011. The seventeenth time was in 2012, and the eighteenth time was in 2013. The nineteenth time was in 2014, and the twentieth time was in 2015. The twenty-first time was in 2016, and the twenty-second time was in 2017. The twenty-third time was in 2018, and the twenty-fourth time was in 2019. The twenty-fifth time was in 2020, and the twenty-sixth time was in 2021. The twenty-seventh time was in 2022, and the twenty-eighth time was in 2023. The twenty-ninth time was in 2024, and the thirty-first time was in 2025.

“*It is the same with all who have the Spirit; they bear witness that God lives in them.*”

“...the most important thing is to have a clear idea of what you want to do, and then to go after it with all your might.”

decrease in the number of  $\beta$ -adrenergic receptors in the heart, which may contribute to the observed decrease in heart rate. The decrease in heart rate may also be due to the increase in the number of  $\alpha_1$ -adrenergic receptors in the heart, which may contribute to the observed decrease in heart rate.

10. *Constitutive elements of the system*. The following are the main elements of the system:

त्रिविक्रीलाल नाथ द्वारा लिखी गई यह कविता एक अद्भुत रूप से विश्वास और उम्मीद का विनाशक है। इसका अधिकांश अंश अपनी विश्वास की विपक्षीता को विवरित करता है, जिसमें विश्वास का अस्तित्व का विवरण दिया गया है।

TABELUL 3

Rezultatele obținute la încercările de filataje cu amestec TT și cu xantat și amestec TT

Nr. Incer- cării	Condiții de lucru principale	Producție	Greutate %	Plumb		Zinc	
				Continut %	Extracție %	Continut %	Extracție %
1	Măcinare: -0,15 mm Var: 0,25 kg/t Sodă: 2 kg/t TT: 112+56 g/t Cianură: 150 g/t	Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> 3,7 C <sub>2</sub> 2,0	5,7 27,4	53,6 44,4	63,2 80,6 17,4	4,4 6,6
		Blendă+pirlită+steril Alimentare	94,3 100,0	0,6 3,2	19,4 100,0	4,6 4,6	3,5 93,7 100,0
	Măcinare: -0,15 mm Var: 0,25 kg/t Sodă: 3 kg/t Cianură: 200 g/t TT: 168+112 g/t	Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> 4,5 C <sub>2</sub> 3,0	7,5 18,7	48,2 34,6	67,5 81,0 13,5	3,6 9,2
		Blendă+pirlită+steril Alimentare	92,5 100,0	0,9 3,5	19,0 100,0	4,4 4,5	4,7 91,8 100,0
2	Măcinare: -0,09 mm Var: 0,25 kg/t Sodă: 2 kg/t Cianură: 150 g/t TT: 168+112 g/t	Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> 6,4 C <sub>2</sub> 2,2	8,6 35,5	39,6 38,4	66,6 87,2 20,6	7,7 6,1
		Blendă+pirlită+steril Alimentare	91,4 100,0	0,6 3,8	12,8 100,0	4,3 4,6	2,9 86,2 100,0
	Măcinare: 0,15 mm Var: 0,5 kg/t Sodă: 1 kg/t Cianură: 300 g/t Sulfat de zinc: 0,9 kg/t TT: 168+56 g/t Xantat: 10 g/t	Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> 3,3 C <sub>2</sub> 3,7	7,0 25,2	55,3 39,4	52,9 80,1 27,2	4,9 7,6
		Blendă+pirlită+steril Alimentare	93,0 100,0	0,7 3,4	19,9 100,0	4,3 4,4	3,7 6,5 89,8 100,0



În cazul aerofloatului 242, cele mai bune rezultate s-au obținut folosind 0,5 kg var, 1 kg sodă și 1,5 kg NaOH la 1 t minereu, realizându-se, la flotația primei fracțiuni de galenă, un mediu cu pH = 8...8,5.

**E x p e r i m e n t a r i c u măc inări d i f e r i t e.** Pentru a stabili cum influențează finețea minereului asupra rezultatelor flotației s-au făcut experimentări cu măcinări la -0,25 mm, -0,15 mm și -0,09 mm mai ales în cazul utilizării reactivului TT și a aerofloatului 242. La flotația primară, sunt diferențe semnificative mai ales între măcinarea la -0,25 mm pe de o parte și măcinările la -0,15 respectiv -0,09 pe de altă parte, în sensul că, deși se obțin fracțiuni calitativ asemănătoare, extractiile de plumb sunt sensibil mai mici la măcinarea de -0,25, după cum se poate vedea și din rezultatele comparative prezentate în tabelul 5.

Între măcinările la -0,15 și -0,09 diferențele nu sunt mari la flotația primară; produsele au calități asemănătoare, extractiile fiind, în general, ceva mai mari la -0,09 mm. Totuși, la flotațiile cu aerofloat s-au obținut, chiar în cazul măcinării la -0,15 mm, extractii de 90% (tab. 4).

Calitatea concentratelor este sensibil diferită.

În cazul măcinării la -0,09 se obțin separări mai nete între concentratul final și produsele intermediare (a se vedea: „experimentările cu reflotare”). Ca urmare, se poate considera că este necesară măcinarea la -0,09 mm, fie a minereului brut, fie a concentratelor primare, înainte de reflotare.

**E x p e r i m e n t a r i d e r e f l o t a r e a c o n c e n t r a t e l o r p r i m a r e d e g a l e n ă.** La flotația primară s-a reușit să se obțină — așa cum s-a arătat mai înainte — mai multe fracțiuni de galenă însumind extractii de plumb de 90-92%, la conținuturi medii de peste 35% Pb. Cele mai curate fracțiuni au avut 50...55% Pb, iar fracțiunile următoare 30...15% Pb. Pentru îmbunătățirea calității concentratelor primare s-au făcut încercări de reflotare a acestora. Cantitățile mici de concentrate obținute la flotația primară, au limitat numărul reflotărilor unui produs la o singură reflotare. Într-un singur caz s-au făcut două reflotări. Rezultatele obținute sunt însă concluzioane în ceea ce privește posibilitatea de a îmbunătăți substanțial prin reflotare calitatea concentratelor.



TABEUL 4  
Condițiile de lucru și rezultatele obținute la încercările de floatare cu aerofloat 242 și ameslec TT

Nr. Încer- cării	Condiții principale la flotația galenei	Producție		Greutate %	Continut %	Extracție %	Zinc				
		3	4								
1	Măcinare : 0,15 mm Var : 1,25 kg/t Sodă : 2 kg/t Clanură : 0,2 kg/t TT : 112 g/t Aerofloat : 36 g/t	Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub>	5,9 6,0	41,9 10,4	72,5 18,1	4,5 10,1				
		Concentrate zinoase	C <sub>3</sub> C <sub>4</sub>	6,7 3,1	1,2 1,9	2,4 1,7	46,8 19,4				
		Pirită + steril		78,3	0,23	5,3	0,25				
		Alimentare		100,0	3,4	100,0	4,8				
		Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub> C <sub>3</sub>	4,4 1,4 2,3	51,4 25,5 20,4	62,8 10,0 12,9	4,2 8,0 7,5				
		Concentrate zinoase	C <sub>4</sub> C <sub>5</sub>	7,1 3,5	1,4 2,0	2,8 1,9	47,1 23,6				
2	Măcinare : 0,15 mm Var : 0,5 kg/t Sodă : 2 kg/t Clanură : 0,3 kg/t TT : 112 g/t Aerofloat 242 : 36 g/t	Pirită + steril		81,3	0,4	9,6	0,3				
		Alimentare		100,0	3,6	100,0	4,9				
		Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub>	5,1 4,9	52,8 13,5	73,4 18,3	4,2 5,8				
		Concentrate zinoase	C <sub>3</sub> C <sub>4</sub>	7,7 4,3	1,4 1,3	2,9 1,5	46,1 14,1				
		Pirită + steril		78,0	0,19	3,9	0,22				
		Alimentare		100,0	3,7	100,0	4,8				
3	Măcinare : 0,15 mm Var : 0,5 kg/t Sodă : 1 kg/t Clanură : 0,3 kg/t NaOH : 1,5 kg/t TT : 112 g/t Aerofloat 242 : 36 g/t	Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub>	5,1 4,9	33,6 13,5	91,7 18,3	4,4 5,9				
		Concentrate zinoase	C <sub>3</sub> C <sub>4</sub>	7,7 4,3	1,4 1,3	2,9 1,5	46,1 14,1				
		Pirită + steril		78,0	0,19	3,9	0,22				
		Alimentare		100,0	3,7	100,0	4,8				
							100,0				



1	2	3	4	5	6	7	8
4	Conform nr. 3 dar fără TT Aerofloat 242 : 54 g/t	Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub> C <sub>3</sub> 3,7 1,3 2,4	57,2 24,6 25,1	63,0 9,6 18,3	4,1 6,9 7,1	3,1 1,9 3,6
		Concentrate zincoase	C <sub>5</sub> C <sub>6</sub> 7,5 5,1	1,6 1,2	3,6 1,8	45,2 14,6	71,4 15,7
		Pirită+steril		0,15	3,7	0,27	4,3
		Alimentare	A 100,0	3,4	100,0	4,7	100,0
		Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub> 4,9 2,5	50,9 30,8	72,0 22,3	4,5 6,9	4,9 3,8
5	Conform nr. 4 dar cu macinare la -0,09 mm	Concentrate zincoase	C <sub>3</sub> C <sub>4</sub> 7,5 3,0	0,8 0,7	1,7 0,6	45,8 14,5	76,7 36,8
		Pirită	C <sub>5</sub> B 9,6	0,3	0,7	0,6	84,6 9,9
		Steril		0,13	2,7	0,14	1,3
		Alimentare	A 100,0	3,5	100,0	4,5	100,0
		Concentrate plumboase	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub> 5,0 3,6	51,3 36,9 18,9	71,9 90,9 19,0	4,9 6,3 6,1	5,2 11,3
6	Macinare : -0,09 mm Var : 0,5 kg/t Soda : 1 kg/t Clamură : 0,2 kg/t Silicat : 1 kg/t NaOH : 1,5 kg/t Aerofloat 242 : 54 g/t	Concentrate zincoase	C <sub>3</sub> C <sub>4</sub> 7,5 3,1	1,2 1,5	2,5 1,3	48,4 11,7	78,3 7,9
		Pirită	C <sub>5</sub> B 15,5	0,6	2,5	0,4	1,3
		Steril		0,15	2,8	0,1	1,2
		Alimentare	A 100,0	3,6	100,0	4,6	100,0



TABELUL 5  
Rezultatele încercărilor de flotație cu măcinări diferite

Nr. Încercării	Produse	Greutate %	Plumb				Zinc	
			Conținut %	Extracție %	Conținut %	Extracție %	Conținut %	Extracție %
1 Măcinare -0,25mm	Concentrate plumboase C <sub>1</sub>	2,8	53,4	47,0	47,3	64,7	4,1	2,6
		C <sub>2</sub>	1,5	36,2	17,4		6,5	2,2
	Blendă + pirită + steril	95,7	1,2		35,3		4,5	95,2
	Alimentare A	100,0	3,2		100,0		4,5	100,0
2 Măcinare -0,15mm	Concentrate plumboase C <sub>1</sub>	3,7	53,6	44,4	63,2	80,6	4,4	3,5
		C <sub>2</sub>	2,0	27,4	17,4		6,6	2,8
	Blendă + pirită + steril	94,3	0,6	19,4	19,4		4,6	93,7
	Alimentare A	100,0	3,2		100,0		4,6	100,0
3 Măcinare -0,09mm	Concentrate plumboase C <sub>1</sub>	6,4	39,6	38,4	66,6	87,2	7,7	10,9
		C <sub>2</sub>	8,6 2,2	35,5	20,6		6,1	2,9
	Blendă + pirită + steril	91,4	0,6		12,8		4,3	86,2
	Alimentare A	100,0	3,8		100,0		4,6	100,0

În tabelul 6 sunt date rezultatele mai multor încercări de reflotare făcute cu concentrate obținute în diferite condiții de lucru.

Se poate vedea că în general, printr-o reflotare, calitatea concentratorilor cu 37...50% Pb poate fi ridicată pînă la 55-60%.

Reflotarea a două oară a unui produs cu 55% Pb (înainte de prima reflotare cu 37,50 % Pb) a dus la obținerea unui produs cu 64,6% Pb.

Rezultatele reflotării sunt mai bune în cazul măcinării la -0,09 mm față de măcinarea la -0,15 mm.

Diferența dintre calitatea concentratului obținut prin reflotare și produsul intermedian rămas în celulă este sensibil mai netă în cazul măcinării la 0,09 mm. De asemenea, în cazul măcinării la -0,09 mm peste 90% din plumbul din produsul supus reflotării, trece în concentratul final, în timp ce la măcinarea de -0,15 mm proporția este de numai 82-87%.



**TABELUL 6**  
*Rezultatele obținute la refloarea concentratelor primare*

Nr. incărării	Condiții principale la flotarea primară	Produse	Greutate %		Plumb	Repartizare %	Zn %	S %	Fe %
			Fată de mineru	Fată de concentrat					
1	Măcinare : 0,15 mm TT : 112 g/t Cianură : 150 g/t	Concentrat final	3,0	63,0	59,2	87,6	4,0		
		Intermediar	1,8	37,0	13,7	12,4	5,2		
	Măcinare : 0,15 mm TT : 112 g/t Cianură : 150 g/t	Concentrat primar	4,8	100,0	42,1	100,0	4,5		
		Intermediar	3,8	63,5	58,2	82,3	4,7		
2	Măcinare : 0,15 mm TT : 112 g/t Cianură : 150 g/t	Concentrat final	2,2	36,5	16,3	17,7	6,5		
		Intermediar	6,0	100,0	43,0	100,0	5,4		
	Măcinare : 0,15 mm TT : 168 g/t Cianură : 200 g/t	Concentrat primar	1,3	23,2	64,6	41,3	4,5		
		Concentrat final (2 refloări)	1,2	21,5	41,7	24,0	4,5		
3	Măcinare : 0,15 mm TT : 168 g/t Cianură : 200 g/t	Intermediate I	3,1	55,3	23,5	34,7	5,2		
		Intermediate II	5,6	100,0	37,5	100,0	4,8		
	Măcinare : -0,09 mm NaOH : 1,5 kg/t Cianură : 200 g/t Aerofloat 242 : 72 g/t	Concentrat final	4,1	84,0	60,1	97,5	4,4	16,8	6,0
		Intermediate	0,8	16,0	7,9	2,5	6,6	15,6	11,8
4	Concentrat primar C <sub>1</sub> Intermediate II*)	Concentrat primar C <sub>1</sub>	4,9	100,0	51,0	100,0	4,8	16,6	6,9
		Intermediate II*)	1,9	53,0	27,0	86,0	5,9	19,3	13,7
	Concentrat primar C <sub>2</sub>	Intermediate III*)	1,7	47,0	4,8	14,0	9,0	13,5	12,2
		Concentrat primar C <sub>2</sub>	3,6	100,0	16,5	100,0	7,3	16,5	13,0

\*) Obținute la refloarea concentratului C<sub>1</sub>



Compoziția unui concentrat cu 60,1% Pb, obținut prin reflotare a fost aproximativ următoarea :

60,1% Pb ; 4,4% Zn ; 6% Fe ; 0,6% Cu ; 16,84% S ; 2,9% SiO<sub>2</sub> ; 4,0% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> ; 8...11,4 g/t Au ; 257...346 g/t Ag

Concluzii privind flotația galenei. Cele mai bune rezultate s-au obținut folosind ca reactiv colector aerofloatul 242 și ca reactivi alcalinizatori, varul în cantitate mică, împreună cu soda calcinată și hidratul de sodiu. Măcinarea necesară a fost de -0,09 mm. Rezultatele complete (inclusiv conținuturile de sulf și fier) ale uneia din încercările reprezentative executate în condițiile considerate cele mai bune, la care s-au făcut și reflotarea produselor, sunt date în tabelul 7.

La flotația primară s-au obținut fracțiuni cu 51,5% și cu 16,5% Pb însuțind o extracție de 91,7%. Prin reflotarea fracțiunii cu 51,5% Pb s-a obținut un concentrat cu 60% Pb, iar din fracțiunea cu 16,5% Pb un concentrat cu 27,0% Pb.

În cazul datelor din tabelul 7, se observă că produsul R<sub>1</sub>, cu 60% Pb poate fi considerat produs final (deși, probabil printr-o nouă reflotare conținutul ar mai putea fi ridicat), produsul R<sub>2</sub> cu 27,0% Pb este un produs care mai trebuie reflotat, iar produsele S<sub>1</sub> și S<sub>2</sub> sunt produse care pot fi reintroduse în circuitul primar. Se poate aprecia că într-o schemă cu flux continuu se va mai recupera într-un produs de calitate, cel puțin 75% din plumbul produsului cu 27% Pb și 40–50% din plumbul din produsele cu 5...8% Pb, astfel că se poate conta pe o recuperare totală într-un produs cu 60% Pb, de cel puțin 85%.

b) *Flotația blendei*. Flotația blendei s-a experimentat, în diferite condiții de lucru, după o prealabilă activare cu sulfat de cupru (0,8 ... 1,2 kg/t). Tulbureala a fost alcalinizată pînă la pH = 9–10,5 utilizându-se 0,75...2 kg/t var (La sfîrșitul flotației galenei, pH-ul scade la 7...7,5).

Ca reactivi colectori au fost încercați mai întîi xantatul etilic de sodiu și apoi exclusiv aerofloatul 243.

Cu xantatul etilic de sodiu se obțin extracții satisfăcătoare, dar calitatea concentratelor este slabă (16...20% Zn) în concentrare flotind și multă pirită, chiar dacă se adaugă 2...2,5 kg var/t înainte de flotația blendei. Pentru ilustrare, în tabelul 8 sunt date rezultatele a două încercări la care s-a folosit xantatul etilic pentru flotația blendei. Flotația galenei a fost făcută cu TT.



For the first time, we have shown that the *liver* is a major site of *in vivo* synthesis of *de novo* synthesized *lipoproteins*.

in  
r-o  
mb  
nä  
te,  
ge  
rge  
mai  
na  
da.  
raz

Die Befreiung der Arbeitnehmer aus dem Dienstvertrag ist eine der wichtigsten Rechte des Arbeitnehmers. Sie kann durch die Verhandlung und Einigung zwischen den Parteien bestimmt werden. Die Befreiung kann auf verschiedene Weise erfolgen:

and the other two are the same as the first. The first is the most important, because it is the one that is used in the most common situations. The second is the one that is used in the most difficult situations. The third is the one that is used in the most difficult situations.

## T ABE

Condițiile de lucru și

Produse obținute	Greutate %		Plumb							
	Față de minereu %	Față de concentrat %	Conținut %	Repartizare %						
	Față de conc. primar	Față de minereu		Față de conc. primar	Față de minereu					
Conc. primar de galenă din care s-a obținut :	C <sub>1</sub>	4,9	100,0	51,5	100,0					
Conc. reflotat	R <sub>1</sub>	4,1	84,0	60,07	97,5					
Produs intermediar	S <sub>1</sub>	0,8	16,0	7,96	2,5					
Conc. primar de galenă din care s-a obținut :	C <sub>2</sub>	3,6	100,0	16,50	100,0					
Produs intermediar	R <sub>2</sub>	1,9	53,0	26,97	86,0					
Produs intermediar	S <sub>2</sub>	1,7	47,0	4,77	14,0					
Conc. primar de blendă din care s-a obținut :	C <sub>3</sub>	8,0	100,0	1,04	100,0					
Conc. reflotat	R <sub>3</sub>	6,0	75,0	1,10	79,0					
Produs intermediar	S <sub>3</sub>	2,0	25,0	0,85	21,0					
Conc. primar de blendă din care s-a obținut :	C <sub>4</sub>	3,6	100,0	1,19	100,0					
Produs intermediar	R <sub>4</sub>	1,4	39,0	1,96	62,0					
Produs intermediar	S <sub>4</sub>	2,2	61,0	0,73	38,0					
Conc. de pirită	C <sub>5</sub>	17,8	100,0	0,22	—					
Steril	B	62,1	—	0,19	—					
Minereu brut	A	100,0	—	3,40	—					
<b>Condiții de lucru :</b>										
Măcinare : —0,09 mm	La concentratele plumboase :									
Reactivi în moară :	Silicat de sodiu 11 kg/t									
Var 0,5 kg/t	NaOH 1,8 kg/t									
Sodă 1 kg/t	Cianură 0,1 kg/t									
Cianură 0,1 kg/t	Sulfat de zinc 0,6 kg/t									
Aerofloat 242 54 g/t	Aerofloat 242 18 g/t									
<b>Timp de condiționare : 15 min</b>										
<b>Timp de refloare : 9 min</b>										
<b>pH = 8,5–9</b>										
<b>La refloare :</b>										
<b>Timpul de refloare : 15 min</b>										



## LUL

rezultatele obținute la refloare

Zinc			Sulf		Fier
Conținut %	Repartizare %		Conținut %	Repartizare % față de minereu	Conținut %
	Față de conc. primar	Față de minereu			
4,80	100,0	5,3	16,6	6,7	6,9
4,43 6,65	77,0 23,0	4,1 1,2	16,84 15,63	5,7 1,0	6,01 11,79
7,30	100,0	5,9	16,50	4,9	13,0
5,90 9,04	42,0 58,0	2,5 3,4	19,28 13,50	3,0 1,9	13,67 12,21
42,30	100,0	76,7	18,7	16,0	7,8
55,28 7,02	96,5 3,5	73,6 3,1	29,14 10,50	14,3 1,7	7,07 9,89
9,90	100,0	7,9	9,8	2,8	9,7
20,90 2,80	82,0 18,0	6,5 1,4	17,52 4,78	2,0 0,8	9,99 9,50
0,54	—	2,0	41,02	60,5	38,01
0,16	—	2,2	1,79	9,1	3,9
4,50	—	100,0	12,17	100,0	10,96
La concentratele zincoase			La concentratele de pirită		
Var	1	kg/t	Acid sulfuric	2	kg/t
Sulfat de cupru	1,1	kg/t	Xantat amilic	80	g/t
Aerofloat 243	51	g/t	Flotanol Hoechst	4...5	g/t
pH = 10,5...11			Timp de condiționare	13	min
Timp de condiționare	13	min	Timp de flotare	5	min
Timp ce flotare:	5	min	pH = 6,5-7		
La refloare:					
Aerofloat 243	17	g/t brut			
Timp de condiționare	5	min			
Timp de flotație	7	min			



În cazul unor produse cu cca 10% Zn, s-a ajuns printr-o singură reflotare la 20...21% Zn, iar în cazul unor produse cu 25% Zn, la produse cu 43%.

Luând în considerare rezultatele încercării din tabelul 7, se vede că în urma reflotării s-au obținut: un produs cu 55,3% Zn, un produs cu 20,90% Zn și două produse cu 7 respectiv 2% Zn. În primul produs se recuperează cca 74% din zinc. În cazul unui flux continuu, produsul cu 20,90% Zn este refloatat, iar produsele cu 7 și 2% sunt reintroduse în flux, astfel că o parte din zincul conținut în ele (minimum 50%) se va recuperă în produsul de calitate. Se poate aprecia, că în acest caz extracția finală de zinc va ajunge la 79...80%, într-un produs cu minimum 55% Zn. Compoziția chimică a unui astfel de concentrat de blendă a fost aproximativ următoarea: 0,6...1,1% Pb; 7,4% Fe; 28% S; 0,43% Cu; 2,13%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 3,19%  $\text{SiO}_2$ ; 3 g/t Au; 69 g/t Ag.

c) *Flotația piritei.* Cercetările experimentale au arătat că, în general, pirita rămasă în sterilele de la flotația blendei, flotează relativ ușor cu xantat amilic. În funcție de pH-ul tulburelui, după flotația blendei, și de intensitatea depresării inițiale a fost uneori nevoie să se adauge acid sulfuric ca activant pentru pirită (0...2 kg  $\text{H}_2\text{SO}_4/\text{t}$ ). Cantitatea de xantat amilic necesară a fost de cca 70 g/t. Pentru spumare s-a folosit flotanol Hoechst, 5...10 g/t.

Concentratele primare de pirită obținute, au avut în general peste 40% S, aproximativ 60...62% din sulful din minereu se recuperă în concentratele pirotoase, 26...28% în concentratele de galenă și blendă și 9...12% se pierde în steril (tab. 7).

Prin reflotare, conținutul de sulf al concentratelor de pirită a putut fi ridicat la peste 48%, aproximativ 94% din sulful existent în concentratul supus reflotării trecind în concentratul final. Compoziția chimică a unui concentrat de pirită ar fi aproximativ următoarea: 41...48%; 0,22% Pb; 38...44% Fe; 0,54% Zn; 0,6% Cu; 2,15%  $\text{SiO}_2$ ; 3%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 4 g/t Au; 28 g/t Ag.

### B) Cercetări de flotație colectivă

Experimentările s-au făcut cu minereu măcinat la -0,15 mm, folosind diferite regimuri de reactivi.

Pentru depresarea piritei, la unele experimentări s-a folosit exclusiv varul, eliminându-se cianura care ar fi putut depresa și blenda. Rezultatele au fost însă slabe, în concentratul colectiv flotând foarte multă



pirită. Conținuturile de Pb + Zn nu au depășit 25...30%, iar conținutul de fier a fost de peste 15%.

Rezultate mai bune s-au obținut folosind 250...300 g/t cianură pentru depresarea piritei și numai 0,5 kg/t var. Alcalinizarea s-a făcut în acest caz cu adăos de sodă calcinată și de hidrat de sodiu.

S-au experimentat diversi colectori (xantat etilic de sodiu, amestec TT, aerofloat 242, aerofloat 243) separat sau în amestec. Cele mai bune rezultate s-au obținut folosind aerofloat 242 împreună cu aerofloat 243.

Rezultatele unei încercări reprezentative din seria încercărilor la care depresarea piritei s-a făcut cu cianură, iar ca reactivi colectori s-au folosit aerofloat 242 și aerofloat 243, sunt arătate în tabelul 8.

TABELUL 8

*Rezultatele obținute la flotarea repetată a concentratului colectiv de Pb – Zn*

Produse	Greutate %	Plumb			Zinc			Fe %	S %	
		Conținut %	Repartizare %	Conținut %	Repartizare %					
Flotația primară										
Concentrat colectiv	C <sub>1</sub>	8,9	24,1	64,3	92,4	34,9	63,6	96,2	7,4	23,8
"	C <sub>2</sub>	9,9	9,5	28,1		16,1	32,6		9,2	16,6
Concentrat de pirită	C <sub>3</sub>	23,1	0,5	3,8		0,4	1,7		28,7	29,4
Steril	B	58,1	0,2	3,8		0,2	2,1		3,8	2,5
Alimentare	A	100,0	3,3	100,0		4,9	100,0		10,9	12,1
Reflotarea concentratului C <sub>2</sub>										
Concentrat	C <sub>f</sub>	4,9	15,4	22,8		28,5	28,5		9,2	22,9
Reziduu	R	5,0	3,5	5,3		5,1	4,1		9,3	10,1
Alimentare (conc. C <sub>2</sub> )		9,9	9,5	28,1		16,1	32,6		9,2	16,6
Însumarea produselor C <sub>1</sub> și C <sub>f</sub>										
Suma C <sub>1</sub> și C <sub>f</sub>		13,8	21,0	87,1		32,6	92,1		7,9	23,4

Prima fracțiune de concentrat C<sub>1</sub> a avut 24,1% Pb și 34,9% Zn (Pb + Zn = 58,0%); fracțiunea două C<sub>2</sub> a avut 9,5% Pb și 16,1% Zn și a fost reflotată obținându-se un produs R<sub>1</sub> cu 15,44% Pb și 28,5% Zn și un rezidiu S<sub>1</sub> cu 3,5% Pb și 4% Zn.

Prin însumarea produselor C<sub>1</sub> și R<sub>1</sub> se obține un concentrat final cu 21% Pb și 32,6% Zn, recuperările de metale fiind de 87,1% pentru plumb și 92,1% pentru zinc. Concentratul final a avut aproximativ



următoarea compozitie chimică : 7,9% Fe; 0,65% Cu; 20% S; 20%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ; 6,5%  $\text{SiO}_2$ . Calitativ, concentratul îndeplinește condițiile principale cerute pentru prelucrare în instalația ISP ( $\text{Pb} + \text{Zn}$  50%, Fe 10%, Cu 1%).

### C) Concluzii

Cercetările au urmărit stabilirea posibilităților de preparere a minerului complex din zăcămîntul Tarna Mare, în vederea obținerii unor concentrate valorificabile de galenă, blendă, pirită.

Proba cercetată a fost colectată din galeria XX, orizontul Mihai și a avut 3,3-3,5% Pb, 4,4-4,7% Zn, 12,2-12,4% S.

Cercetările au fost axate în special pe flotație diferențială directă. S-au făcut însă și cercetări pentru obținerea unui concentrat colectiv de  $\text{Pb} + \text{Zn}$ .

Analizele chimice de Au și Ag, pe minereul brut, primite după terminarea lucrărilor de cercetare au indicat : 3,6 g/t Au și 60 g/t Ag.

Cercetările de flotație diferențială au arătat că la flotația primară se pot obține :

Concentrate de galenă cu 45-50% extracția fiind de peste 70% și produse intermediare cu 15-25% Pb în care se mai extrage 15...20% din plumb.

Concentrate de blendă cu peste 40% Zn și extracție de 65-75% și produse intermediare cu 12-20% și extracția de 8-17%.

Concentrate pirotoase cu 30...35% S și extracția de cca 65%. Parte din sulf este extras în concentratele de galenă și blendă.

Prin reflotare, conținuturile concentratelor primare au putut fi simțitor îmbunătățite ajungînd la peste 60% Pb în concentratul plumbos și peste 55% Zn în concentratul zincos. Ținînd seama de posibilitatea retratării tuturor produselor intermediare, în cazul unui flux continuu se va putea conta pe obținerea prin flotație diferențială a următoarelor produse :

Concentrate de galenă cu minim 60% Pb și maxim 5% Zn, 6% Fe, 0,7% Cu, extracția de plumb depășind 85%.

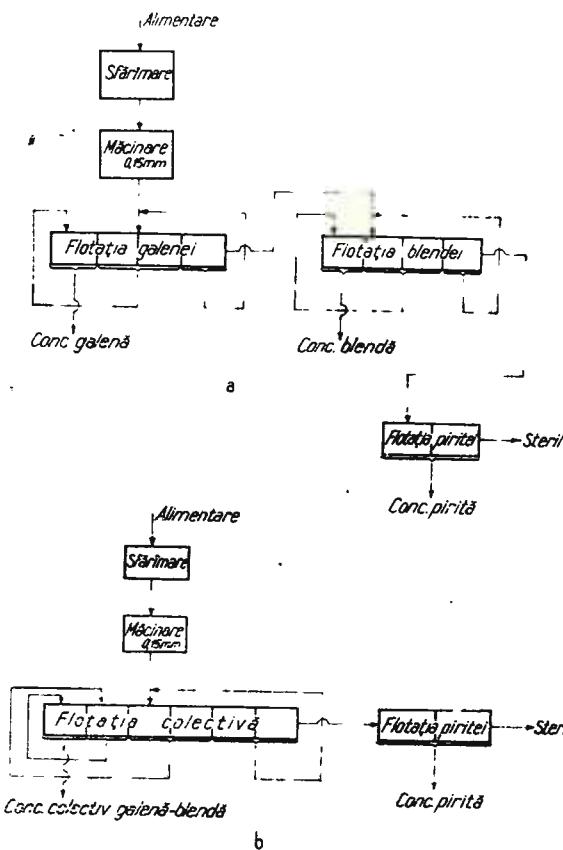
Concentrate de blendă cu 55% Zn, 1-1,5% Pb, 7% Fe, 29% S, extracția de zinc ajungînd la 80%.

Concentrate de pirită cu minim 40% S și Cu 0,2-0,3% Pb, 0,5-0,7% Zn. Cca 10% din sulf se pierde în steril, iar cca 25% trece în concentratele plumbos și zincos.



Cercetările de flotație colectivă Pb + Zn au arătat că se pot obține concentrate colective cu cca 21% Pb, 32-33% Zn, 7...8% Fe și 0,6...0,7% Cu, extracțiile de metale fiind de 87% pentru plumb și 92% pentru zinc. Concentratele sunt bune pentru proceful ISP.

Rezultatele cercetărilor au arătat deci că este posibilă fie concentrarea prin flotație diferențială cu obținerea unor concentrate separate de galenă, blendă, pirită, fie concentrarea colectiv-diferențială cu obținerea unui concentrat colectiv de Pb + Zn și a unui concentrat de pirită. Calitatea concentratelor și recuperărilor sunt destul de bune în ambele cazuri. În cazul flotației colective recuperările în concentrate par ceva mai bune.



a. Schemă pentru flotație industrială diferențială. b, Schemă pentru flotație industrială colectivă. a, Schema pour la flotation industrielle différentielle. b, Schéma pour la flotation industrielle collective.

Fluxurile tehnologice industriale (fig. a și b) după care ar urma să se facă prelucrarea, fie într-un caz fie în celălalt, sunt fluxuri clasice realizabile după necesitate, cu aceeași instalație industrială. Alegerea între o soluție sau cealaltă, urmează să se facă în funcție de cerințele industriei metalurgice, după punerea în exploatare a zăcământului.

## RECHERCHES SUR LA PRÉPARATION DU MINERAIS COMPLEXE DE TARNA MARE (FILON MIHAI)

(Résumé)

Le but des recherches effectuées a été d'établir les possibilités de préparation d'un échantillon de minerai complexe de Tarna Mare.

En ce qui concerne la valorisation, le minerai présente intérêt pour les suivants éléments : 3,3 à 3,5% Pb ; 4,4 à 4,7% Zn ; 12% S. Les minéraux métalliques se trouvent dans une proportion d'environ 30% ; de tous ces minéraux seulement la blende présente, pour la plupart, des dimensions supérieures et n'apparaît qu'intimement associée aux minéraux métalliques ou à la gangue. La galène se présente sous forme de menus cristaux, très irréguliers et elle est intimement associée à la blende et à la chalcopyrite.

La genèse de la minéralisation est de nature hydrothermale de type épithermal, se rattachant aux dernières solutions de l'éruptif andésitique néogène. Les recherches de concentration ont été axées surtout sur la flottation différentielle Pb-Zn. Toutefois on a aussi étudié les possibilités d'obtenir un concentré collectif Pb+Zn, propre au procédé I.S.P.

A la suite de la flottation différentielle on a obtenu : un concentré de galène à 60% Pb ; 5% Zn et 0,7% Cu, avec une récupération en poids de 4,1% et une récupération de Pb d'environ 85% ; un concentré de blende à 55% Zn ; 1 à 1,5% Pb et 7% Fe, à récupération en poids de 6% et à récupération de Zn d'environ 80% ; un concentré de pyrite à 40% S ; 0,2% Pb et 0,6% Zn qui représente 18% de tout le matériel, la récupération de soufre dans ce concentré est d'environ 65%.

A l'aide de la flottation collective, on a obtenu : un concentré de Pb + Zn à 24% Pb ; 31% Zn ; 10% Fe et 0,6% Cu, propre au procédé I.S.P. Les récupérations de métaux dans ce concentré sont d'environ 86% pour le Pb et 92% pour le Zn. Les résultats obtenus ont démontré que les réserves de minerai complexe identifiées à Tarna Mare, présentaient un intérêt économique.



## EXPLICАȚIA PLANȘEI



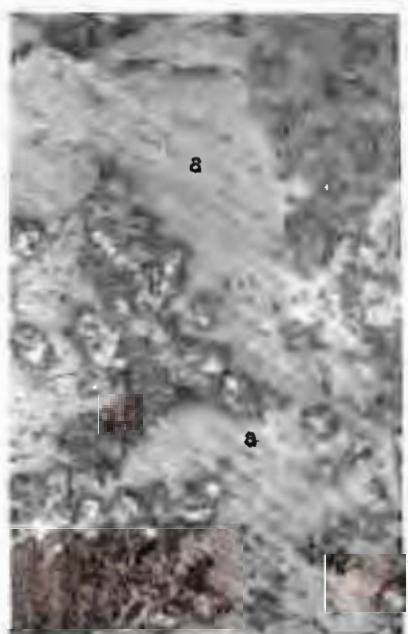
Institutul Geologic al României

## EXPLICATIA PLANSEI

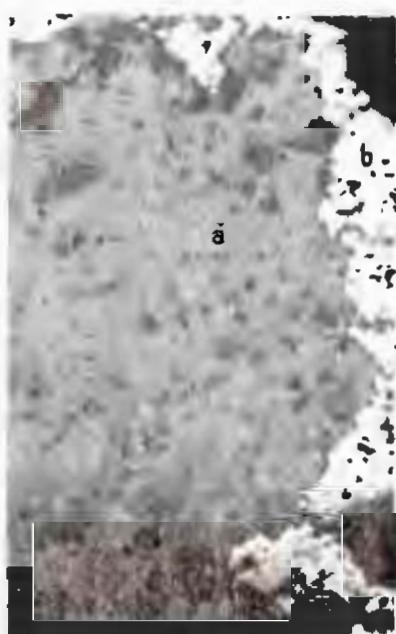
- Fig. 1. Cristal mare de galenă înrauit de marcasiită.  
 $N/z = 70$ , a) galenă; b) marcasiită.
- Grand cristal de galène pără de marcasiită.  
 $N/z = 70$ , a) galène; b) marcasiită.
- Fig. 2. Cristal de blende înconjurat de pirita.  $N/z \approx 70$ , a) blende; b) pirita.
- Cristal de blende revătu de pyrite.  $N/z = 70$ , a) blende; b) pyrite.
- Fig. 3. Cristale de galenă cu forme arborescente într-un cristal mare de blende.  $N/z = 70$ , a) galenă; b) blende.
- Cristale de galenă în forme arborescente dans un grand cristal de blende.  
 $N/z = 70$ , a) galène; b) blende.
- Fig. 4. Cristale neorganizate de galenă asociată cu blende și gangă.  $N/z = 10$ ,  
a) galenă; b) blende; c) gangă.
- Cristaux irréguliers de galène associés avec de la blende et de la gangue.  
 $N/z = 10$ , a) galène; b) blende; c) gangue.



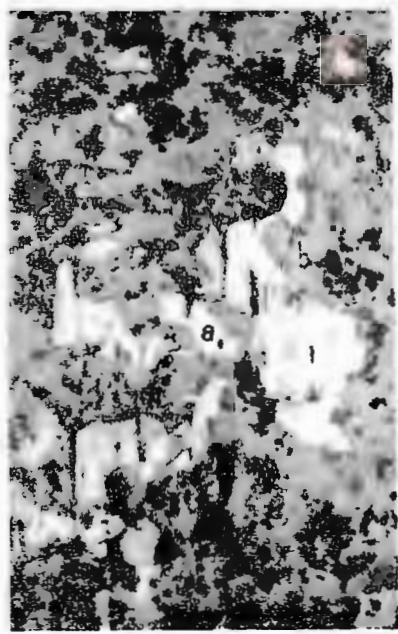
B. GEORGESCU et al minereul complex de la Tarna Mare



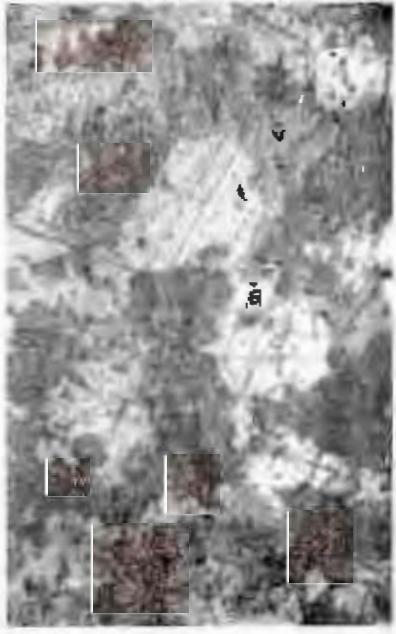
1



2



3



4

1996-1997 学年第一学期期中考试高二物理试题

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Hwang at (319) 356-4530 or via email at [mhwang@uiowa.edu](mailto:mhwang@uiowa.edu).

Journal of Health Politics, Policy and Law, Vol. 35, No. 4, December 2010  
DOI 10.1215/03616878-35-4 © 2010 by The University of Chicago

<sup>1</sup> See, e.g., *United States v. Babbitt*, 100 F.3d 1401, 1406 (10th Cir. 1996) (“[T]he [Bald Eagle] Act does not require the government to prove that it caused the bald eagle to become an endangered species.”).

Digitized by srujanika@gmail.com

תודה לך על השגחתך ותודה לך על מילוי חלוםך. תודה לך על כל מה שפֶּתַח לך.

www.ijerph.org | ISSN: 1660-4601 | DOI: 10.3390/ijerph17030894

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#) | [Print](#)

<sup>1</sup> See also the discussion of the relationship between the two concepts in the section on "The concept of 'cultural capital'".

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Hwang at (310) 794-3030 or via email at [mhwang@ucla.edu](mailto:mhwang@ucla.edu).

For more information about the National Science Foundation's role in science and engineering research and education, see the NSF website at [www.nsf.gov](http://www.nsf.gov).

Digitized by srujanika@gmail.com

General References in the History of Communication Theory, 1945-1995

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#)

Digitized by srujanika@gmail.com

Figure 10. The effect of the number of hidden neurons on the performance of the proposed model.

www.ijerph.org | ISSN: 1660-4601 | DOI: 10.3390/ijerph17030894

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#) | [Print](#)

[View more](#) [View less](#) [View all](#) [View recent](#) [View oldest](#) [View by author](#) [View by date](#)

10. The following table shows the number of hours worked by each employee.

The following table summarizes the results of the experiments. The columns are organized by the type of model used.

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Koenig at (412) 248-1000 or via email at [koenig@cmu.edu](mailto:koenig@cmu.edu).

[Home](#) | [About Us](#) | [Services](#) | [Contact Us](#)

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Hwang at (319) 356-4530 or via email at [mhwang@uiowa.edu](mailto:mhwang@uiowa.edu).



În această lucrare sunt prezentate principalele rezultate ale cercetărilor din 1966 și 1967.

### I. LOCUL DE COLECTARE ȘI CARACTERISTICILE PROBELOR TEHNOLOGICE

Zăcămîntul de la Vărad, ca și celealte zăcăminte de la Moldova Nouă (Valea Mare, Suvorov, Florimunda) este legat de intruziunile de roci eruptive din această regiune, care au generat la contactul cu rocile sedimentare, predominant calcaroase, o serie de roci de contact, însoțite de mineralizații metalifere (în special de cupru) interesante din punct de vedere economic.

Mineralizația cupriferă de la Vărad se prezintă sub forma unor corpuri alungite cu numeroase apofize, de forme și dimensiuni variabile, localizate la contactul porfirelor granodioritice cu calcarele jurasice superioare.

Grosimea aparentă a corpurilor de minereu cuprifer este cuprinsă între 2 și 32 m, pe direcție ele extinzîndu-se de-a lungul contactului bazaltit-calcare pe o distanță de 700 m.

Probele din zona Vărad, cercetate pentru posibilitățile de preparare au fost colectate după cum urmează: probele cercetate în 1966 au fost colectate din lucrările miniere de la nivelele galeriilor XVIII și XIX, separat pe fiecare galerie; proba cercetată în 1967, a fost colectată din toate zonele cu mineralizații cuprifere, conturate de lucrările de explorare executate la nivelele galeriilor VI, XVIII, XIX și XXVI.

Analizele chimice generale ale probelor au indicat conținuturile prezentate în tabelul 1.

Studiul mineralologic<sup>3</sup>, macro și microscopic, efectuat pe eșantioane din proba tehnologică 1967, a arătat următoarea parageneză a mineralizației cuprifere: pirită, calcopirită, subordonat magnetit, calcozină, bornită, covelină, tetraedrit, toate mineralele fiind impregnate într-o gangă formată din scarne cu granați și epidot, calcare cristaline, precum și din silice și calcit secundar.

Pirita, mineralul metalic predominant, se prezintă cu cristale larg dezvoltate, adesea idiomorfe, cu marginile corodate. Dimensiunile granulelor sunt cuprinse între 0,05 și 4 mm, majoritatea fiind cuprinse între 0,2-1 mm. Asociațiile cu alte minerale metalice sunt reduse, predominând în general asociațiile pirită-gangă. La microscop se observă plaje de cal-

<sup>3</sup> Studiu executat de Maria Borcea, Institutul Geologic, București.





Institutul Geologic al României

Magnetitul apare foarte rar, sub formă de plaje neregulate sau în varietatea oligist, cu structura aciculară.

Calcozina, covelina, s-au întîlnit în cantități foarte mici, asociate mai ales cu calcopirita sau cu bornitul.

În funcție de conținuturile medii de cupru și sulf ale probelor, în tabelul 1 au fost date și proporțiile de calcopirită și pirită corespunzătoare.

Din aceste date rezultă că, probele au fost asemănătoare în privința mineralelor prezente și a compoziției chimice, existând mici diferențe în ceea ce privește proporția în care apar mineralele constitutive, astfel că și conținuturile de elemente utile au diferit într-o oarecare măsură de la o probă la alta.

Caracteristicile mineralogice și conținuturile de Cu și S ale probelor cercetate din minereul de la Vărăd sunt asemănătoare cu ale minereului din corpul Suvorov care se prelucrează în prezent în uzina de flotație de la Moldova Nouă. Spre deosebire de zăcământul Suvorov, minereul de la Vărăd are conținuturi foarte mici de molibdenit ( $< 0,003\% \text{ Mo}$ ) și magnetit (fierul — 17-21% — fiind legat în special de sulfuri și minerale de gangă purtătoare de fier și numai sporadic de oxizi).

Prin urmare pentru valorificare prezintă importanță economică calcopirita (2,2-2,8%) și pirita (21-32%). Celelalte minerale intervin în concentrații reduse și nu prezintă interes practic.

## II. CERCETĂRI DE PREPARARE

Cercetările de preparare executate au urmărit să stabilească elemente de apreciere a posibilităților de valorificare a minereului cuprifer din zona Vărăd, înțelegind prin aceasta stabilirea tehnologiei de prelucrare a minereului respectiv, rezultatele privind indicii principali ai procesului industrial de valorificare, regimul de reactivi și alte condiții de lucru.

Pe baza caracteristicilor chimico-mineralogice ale probelor și având în vedere conținuturile reduse de magnetit și molibdenit, cercetările au fost axate pe posibilitatea obținerii prin flotație selectivă a unor concentrate separate de calcopirită și pirită.

Cercetările pentru recuperarea calcopiritei, principalul mineral util din minereu, au avut dezvoltarea cea mai mare și au urmărit să stabilească mai amănunțit factorii care influențează separarea calcopiritei de pirită (regim de reactivi, finețea măcinării, pH-ul, aeratarea tulburelui etc.).



La experimentările efectuate s-au folosit următorii reactivi: xantatul etilic, aerofloatăi, amestec TT, flotanol Hoechst, ulei de pin, var și silicat de sodiu.

La unele dintre încercările executate s-a combinat acțiunea xantatului cu aceea a aerofloatului sau a amestecului TT, folosirea amestecurilor de colectori, dind uneori rezultate mai bune.

Pentru fiecare serie de încercări cu diversi colectori s-a urmărit atât influența variației pH-ului, cât și a depresării piritei, asupra recuperării de cupru și purității concentratului de calcopirită.

Liniile de cercetare au fost asemănătoare pentru fiecare din probe.

Întrucît cercetările executate pe fiecare probă arată nu numai rezultatele ce se pot obține prin prepararea minereului din proba respectivă dar completează și confirmă rezultatele obținute cu proba generală, am considerat că este util să prezentăm pe scurt și rezultatele cercetărilor din 1964. Prezentarea detaliată a acestor cercetări a făcut obiectul unei comunicări separate (Oprescu, 1965).

Cercetările efectuate în 1964 pe poba de la Vârad colectată din foraje și galeria VI conținând 0,68% Cu și cca 11% S, au arătat că recuperarea piritei și calcopiritei din minereul reprezentat de proba respectivă este posibilă. Prin flotație s-au obținut concentrate de cupru cu 20% Cu, corespunzînd unor extracții de cupru de 90% și concentrate de pirită cu 48% S cu extracții de 87%.

#### A) Cercetări cu probele din galeria XVIII și XIX

Cercetările au fost executate separat pe fiecare probă, pentru a se putea stabili dacă în aceleași condiții de lucru, probele provenind din puncte diferite ale zăcămîntului se comportă diferit sau asemănător, în ultimul caz fiind posibilă prelucrarea în amestec în orice proporții.

Cele mai multe experimentări s-au executat pe proba din galeria XVIII, folosindu-se apoi la proba din galeria XIX, schemele de lucru pentru care s-au obținut cele mai bune rezultate la proba din galeria XVIII.

Înîțial încercările au fost executate cu material măcinat la 0,16 mm și ulterior la 0,10 mm.

a). Cercetări cu proba din galeria XVIII. Primele cercetări s-au făcut folosind xantatul etilic de potasiu pentru colectarea calcopiritei. S-au variat cantitatea de colector, pH-ul, adaosul de silicat, măcinarea.



În tabelul 2 sunt arătate rezultatele unor încercări făcute cu xantat. La măcinarea de 0,10 mm s-a realizat o extracție acceptabilă (81%) dar concentrațele au numai 9% Cu.

**TABELUL 2**  
*Încercări cu xantat etilic — proba din galeria XVIII*

Nr. încer- cării	Măcinare	Produse	Extracția în greutate		Conținut de cupru		Extracția de cupru		
			v %	Σv %	c %	c med %	m %	Σm %	
		Concentrat de calcopirită	$\left\{ \begin{array}{l} C_1 \\ C_2 \\ C_3 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 1,7 \\ 1,4 \\ 2,1 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 1,7 \\ 3,1 \\ 5,2 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 18,23 \\ 13,77 \\ 4,48 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 18,23 \\ 16,20 \\ 11,50 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 37,8 \\ 23,4 \\ 11,5 \end{array} \right.$	
15	0,16 mm	Concentrat de pirită	$\left\{ \begin{array}{l} C_4 \\ C_5 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 25,9 \\ 8,7 \end{array} \right.$	34,6	$\left\{ \begin{array}{l} 0,37 \\ 0,53 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 0,41 \\ 11,8 \\ 5,6 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 17,4 \\ 11,8 \\ 5,6 \end{array} \right.$	
		Steril	B	60,2	60,2	0,14	0,14	9,9	
		Alimentare	A	100,0	100,0	0,82	0,82	100,0	
31	0,10 mm	Concenmtrat de calcopirită	$\left\{ \begin{array}{l} C_1 \\ C_2 \\ C_3 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 2,5 \\ 2,3 \\ 2,3 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 2,5 \\ 4,8 \\ 7,1 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 16,15 \\ 8,40 \\ 1,35 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 16,15 \\ 12,40 \\ 8,80 \end{array} \right.$	$\left\{ \begin{array}{l} 52,0 \\ 24,9 \\ 4,0 \end{array} \right.$	
		Pirită + steril	B	92,9	92,9	0,16	0,16	19,1	
		Alimentare	A	100,0	100,0	0,78	0,78	100,0	
<b>La flotația calcopiritei :</b> var 400 gr/t — pH = 11 xantat etilic de potasiu 132 gr/t ulei de pin 18 gr/t									
<b>În moară :</b> var 4 000 gr/t silicat de sodiu 2 000 gr/t									
<b>La flotația piritei :</b> acid sulfuric 400 gr/t — pH = 7 xantat etilic de potasiu 132 gr/t ulei de pin 18 gr/t									

La experimentările cu TT, s-au obținut, în general, comparativ cu experimentările cu xantat, la aceleași conținuturi de cupru în concentrate, extracții mai mari, după cum se poate vedea din tabelul 3.

Variația pH-ului a arătat că rezultate mai bune se obțin, în cazul amestecului TT, la pH = 9 : concentrate primare cu 18% Cu corespunzând unei extracții de 61% sau concentrate cu 12,8% Cu corespunzind



TABELUL 3  
Incercări cu amestec TT — proba din galeria XVIII

Nr. incer- cării	Măci- nare		Produse	Extracția în greutate		Conținut de cupru		Extracția de cupru	
				v %	$\Sigma v$ %	c %	c med %	m %	$\Sigma m$ %
8	0,16 mm	Flota- ție simplă	Concentrat calcopiritic $\left\{ \begin{array}{l} C_1 \\ C_2 \end{array} \right.$	2,4 2,1	2,4 4,5	18,10 6,90	18,10 12,80	60,8 20,4	60,8 81,2
			Pirita + steril B	95,5	95,5	0,14	0,14	18,8	18,8
			Alimentare A	100,0	100,0	0,71	0,71	100,0	100,0
			Concentrat calcopiritic $\left\{ \begin{array}{l} C_1 \\ C_2 \\ C_3 \end{array} \right.$	3,0 1,4 0,8	3,0 4,4 5,2	19,46 5,13 2,37	19,46 13,90 13,00	74,0 9,2 2,4	74,0 83,2 85,6
			Pirita + steril B	94,8	94,8	0,12	0,12	14,4	14,4
			Alimentare A	100,0	100,0	0,79	0,79	100,0	100,0
20	0,10 mm	Flota- ție simplă	Concentrat calcopiritic reflotat $\left\{ \begin{array}{l} R_1 \\ R_2 \end{array} \right.$	2,5 0,3	2,5 2,8	21,50 9,48	21,50 20,20	69,9 3,6	69,9 73,5
			Produs intermed. de la refloatare P	0,2	3,0	1,90	19,00	0,5	74,0
			Produs intermed. de la flotația primară $\left\{ \begin{array}{l} C_4 \\ C_5 \end{array} \right.$	2,5	5,5	3,30	11,90	10,7	84,7
			Concentrat piritic $\left\{ C_6 \right\}$	33,4	33,4	0,19	0,19	8,2	8,2
			Steril B	61,1	61,1	0,09	0,09	7,1	7,1
			Alimentare A	100,0	100,0	0,77	0,77	100,0	100,0
36	0,10 mm	Flota- ție cu reflo- tări	La flotația piritelui : acid sulfuric      400 gr/t — pH = 6,5—7 xantat etilic de potasiu            132 gr/t ulei de pin        18 gr/t						
			La refloatarea ca'copiritei Var:                100 gr/t Silicat de sodiu:   140 gr/t Amestec TT:        54 gr/t						
			La flotația calcopiritei var                 400 gr/t — pH = 9 amestec TT        270 gr/t xantat etilic de potasiu            8 gr/t						

Reactivi :

În moară :

var                 3 000 gr/t  
silicat de sodiu 2 000 gr/t

La flotația calcopiritei

var                 400 gr/t — pH = 9  
amestec TT        270 gr/t

xantat etilic de  
potasiu            8 gr/t

La flotația piritelui :

acid sulfuric      400 gr/t — pH = 6,5—7

xantat etilic de

potasiu            132 gr/t

ulei de pin        18 gr/t

La refloatarea ca'copiritei

Var:                100 gr/t

Silicat de sodiu: 140 gr/t

Amestec TT:       54 gr/t



unor extracții de 81%. Creșterea pH-ului pînă la 11 micșorează sensibil calitatea concentratului de calcopirită.

Efectul măcinării mai avansate ( $-0,10$  mm față de  $-0,16$  mm) se observă în special la prima fracțiune colectată, la care se înregis-

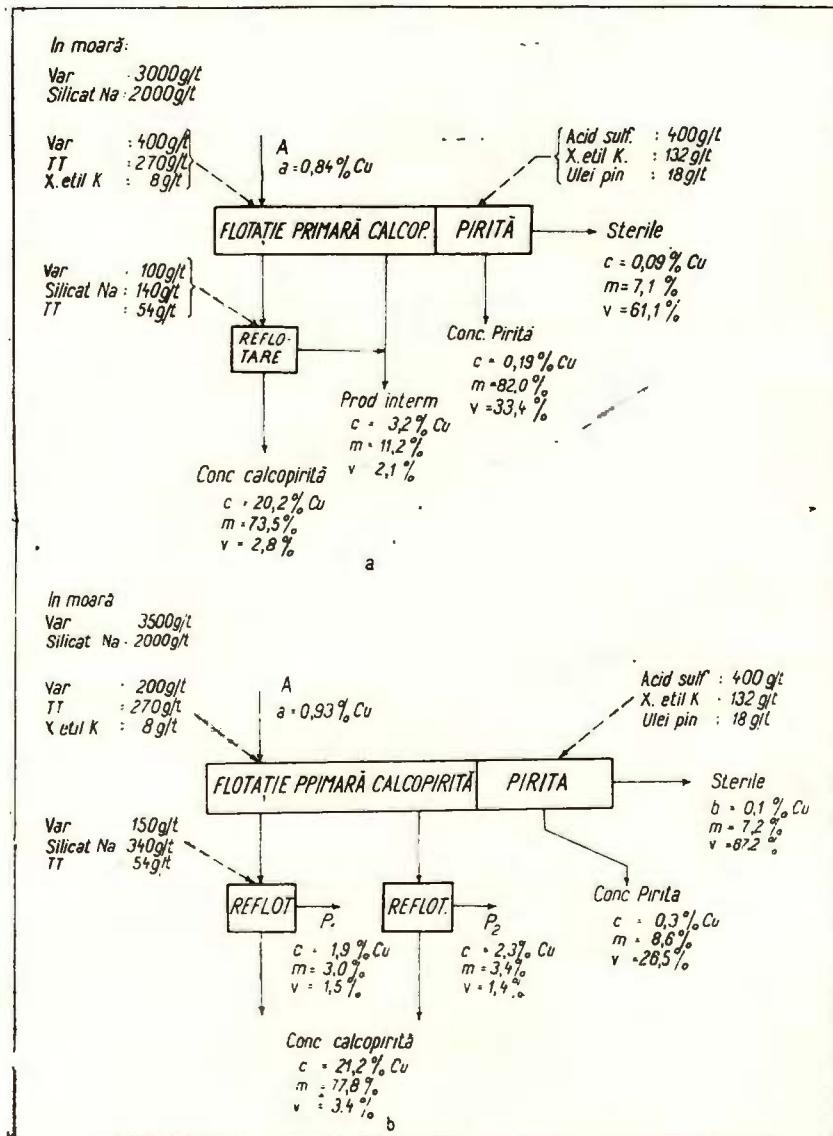


Fig. 1a și 1b. — Schemele reflotării concentratelor de calcopirită.  
Schémas de la reflootation des concentrés de la chalcopyrite.



trează o mărire a extracției de metal (recuperarea totală ajunge la 85,6% într-un concentrat cu 13% Cu față de 81% într-un concentrat cu 12,8%).

Prin reflotarea concentratelor primare (fig. 1a) s-a reușit să se obțină concentrate cu 20,2% Cu corespunzînd unor extractii de 73,5% și produse intermediare cu 3,3% Cu, conținînd încă 10,7% din metal, care într-un flux continuu se reintroduc în circuit, mărindu-se extracția în concentratul final (tab. 3).

TABELUL 4  
*Încercări cu amestec TT — proba din galeria XIX*

Nr. încer- cării	Măci- nare		Produse	Extracția în greutate		Conținut de cupru		Extracția de cupru	
				v %	Σ v %	c %	c med %	m %	Σ m %
21	0,10 mm	Flota- ție simplă	Concentrat $\begin{cases} C_1 \\ C_2 \\ C_3 \\ C_4 + C_5 \end{cases}$	5,6 1,2 0,9 0,8	5,6 6,8 7,7 8,5	13,70 2,90 1,85 1,00	13,70 11,80 10,60 9,70	89,9 4,1 2,0 0,9	89,9 93,8 95,9 96,8
34	0,10 mm	Flota- ție cu reflo- tări	Pirită + steril   B	91,5	91,5	0,03	0,03	3,2	3,2
			Alimentare   A	100,0	100,0	0,85	0,85	100,0	100,0
			Concentrat calcopirită reflotat $\begin{cases} R_1 \\ R_2 \\ R_3 \end{cases}$	2,8 0,4 0,2	2,8 3,2 3,4	22,85 18,13 7,97	22,85 22,20 21,20	68,4 7,7 1,7	68,4 76,1 77,8
			Produs intermediar $\begin{cases} P_1, 2 \\ P_3 \end{cases}$	1,5 1,4	2,9	1,90 2,30	2,00	3,0 3,4	6,4
			Concentrat pirită $\begin{cases} C_6 + C_7 \end{cases}$	26,5	26,5	0,30	0,3	8,6	8,6
			Steril   B	67,2	67,2	0,10	0,10	7,2	7,2
			Alimentare   A	100,0	100,0	0,93	0,93	100,0	100,0
<b>Reactivi :</b>				<b>La flotația piritei :</b>					
În moară :				acid sulfuric      400 gr/t					
var                  3 500 gr/t				xantat etilic de					
silicat de sodiu    2 000 gr/t				potasiu            132 gr/t					
La flotația calcopiritei :				ulei de pin        18 gr/t					
var                  200 gr/t — pH = 9				La reflotarea calcopiritei :					
amestec TT        270 gr/t				var                  150 gr/t — pH = 9					
xantat etilic de				silicat de sodiu    340 gr/t					
potasiu            8 gr/t				amestec TT        54 gr/t					



După flotația calcopiritei s-a flotat pirita, folosindu-se xantatul etilic de potasiu și uleiul de pin, adaosul unei mici cantități de acid sulfuric pentru aducerea pH-ului la o valoare convenabilă (pH = 6,5–7).

S-au obținut concentrate de pirită cu peste 47% sulf și extracții de peste 90% S indiferent de finețea măcinării.

*b) Cercetări cu proba din galeria XIX.* Flotația probei din galeria XIX a fost efectuată în condițiile flotației probei din galeria XVIII, pentru care s-au obținut cele mai bune rezultate.

În cazul folosirii xantatului etilic de potasiu, rezultatele au fost apropiate de acelea obținute la flotația minereului din galeria XVIII. La o extracție de metal de 77%, concentratele au avut cca 10% Cu. La conținuturi de cupru mai mari, extracțiile au fost sensibil mai mici (43,2% la un conținut de 16,7% Cu).

Experimentările cu amestec TT s-au executat în condiții de măcinare la  $-0,10$  mm și pH = 9. Rezultatele uneia din încercări, în aceste condiții, sint date în tabelul 4.

Se vede că s-au putut obține concentrate primare cu 13,7% Cu, corespunzînd unor extracții de peste 89%. La conținuturi mai mici extracțiile depășesc 93% (93,9% la un conținut de 11,8% Cu).

Prin reflotare (fig. 1b), și în cazul probei din galeria XIX, calitatea concentratelor primare a putut fi ridicată la peste 20% Cu.

Concentratul de pirită obținut prin flotație cu xantat etilic și ulei de pin în condiții asemănătoare probei din galeria XVIII (după un adaos de acid sulfuric) a fost de asemenea bun calitativ (48% S) la o extracție de peste 87%.

#### *B) Cercetări cu proba medie din toate luerările (Galeriile VI, XVIII, XIX și XXVI).*

*a) Flotația caleopiritei.* Ca și în cazul probelor anterioare, cercetările pe această probă au fost axate pe recuperarea calcopiritei și piritei prin flotație selectivă.

Colectorii experimentați au fost: xantatul etilic de sodiu de proveniență ICEMIN, amestecul TT soluție originală sau preparat în laborator și aerofloații.

La încercările cu xantat s-a studiat influența cantității de colector și influența pH-ului asupra recuperării calcopiritei. Rezultatele obținute la aceste încercări pot fi urmărite în tabelele 5 și 6. Se constată că variația



de m a	16,8
III	5,1
II	7,5
I	6,3
	6,0
	5,5
	8,4
	5,4
	5,2
	9,8
	9,9
	6,2
	9,4
	5,8
	0,1
	2,3
	7,1
	0,8
	7,5
	4,7
	6,1
	2,4



Nr. încercării	Cantitatea de var gr/t	pH	Produse	Extracția în greutate		Conținut de cupru		Extracția de cupru	
				v %	$\Sigma v$ %	c %	c med %	m %	$\Sigma m$ %
8	5 200	11	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub> C <sub>3</sub> C <sub>4</sub> C <sub>5</sub> + C <sub>6</sub> C <sub>7</sub> + C <sub>8</sub> + C <sub>9</sub> B A	2,5 2,2 1,4 1,3 2,0 26,3 64,3 100,0	2,5 4,7 6,1 7,4 9,4 - 0,35 0,11 0,91	13,22 11,84 5,00 3,47 2,08 7,95 7,8 100,0	13,22 12,57 10,83 9,54 4,9 4,6 7,8 100,0	36,3 28,6 7,7 77,5 4,6 10,1 7,8 100,0	36,3 64,6 72,6 77,5 82,1
Condiții de lucru :				Reactivi :					
Măcinare : 100% < 0,09 mm și 80% < 0,7 mm				În moară :					
Diluția (Raportul S/L) : 1/3,5				var					
Debit de aer : 150 l/h				silicat de sodiu					
Turația rotorului : 2000 rot/min.				La flotația calcopiritei :					
				var					
				xantat etilic ICEMIN					
				flotanol Hoechst					
				variabil					
				3000 gr/t					
				2000 gr/t					
				La flotația piritei :					
				var					
				xantat etilic ICEMIN					
				-foltanol Hoechst					
				90 gr/t					
				20 gr/t					
				La flotația piritei :					
				var					
				270 gr/t					
				12 gr/t					

pH-ului între valorile 8—8,5 și 11, are influență asupra extracției de cupru care crește de la 36 la 47% numai în prima parte a flotației.

Pentru un concentrat cu conținut mediu de cca 10% Cu, recuperarea a fost de 75-77% indiferent de valoarea pH-ului (tab. 5).

Rezultatele încercărilor la care xantatul s-a adăugat treptat în mai multe etape (tab. 6) au arătat că pe măsura creșterii cantității de colector, conținutul fracțiunii celei mai curate a crescut puțin de la 13-14% Cu la 16,5% Cu în timp ce extractiile corespunzătoare au crescut de la 36% la 68%. Pentru cantități mari extracția totală ajunge la 85...86% dar conținutul scade la 8—9% Cu.

Pentru mărirea vitezei de flotație a calcopiritei s-a acționat fie asupra cantității de colector dată în prima etapă, fie asupra agitației tulburelui. În primul caz s-a constatat că mărirea cantității de xantat la 90 și 140 gr/t conduce la scăderea apreciabilă a conținutului concentratului care ajunge la 10-3% Cu fără ca extractiile să se îmbunătățească.

Prin intensificarea agitației tulburelui s-a obținut o îmbunătățire a vitezei de flotație a calcopiritei care se traduce prin securarea duratei de



TABELUL 6

*Încercări de flotajie cu variația cantității de xantat — proba medie*

Nr. încer- cării	Cantita- tea de xantat gr/t	pH	Timp de flotare	Produse	Extracția în greutate		Conținutul de cupru		Extracția de cupru	
					v %	Σ v %	c %	c med %	m %	Σ m %
2	45	8-8,5	5'	C <sub>1</sub>	2,3	2,3	14,26	14,26	36,8	36,8
			5'	C <sub>2</sub>	1,5	3,8	10,89	21,92	18,3	55,1
			5'	C <sub>3</sub>	1,3	5,1	8,52	11,80	12,4	67,5
			10'	C <sub>4</sub> + C <sub>5</sub>	1,8	6,9	4,33	9,85	8,8	76,3
			24'	C <sub>6</sub> + C <sub>7</sub> + C <sub>8</sub>	26,3	0,52			15,4	
				B	66,8	0,11			8,3	
				A	100,0	0,89			100,0	
3	90	8,5	5'	C <sub>1</sub>	2,3	2,3	14,15	14,15	36,0	36,0
			5'	C <sub>2</sub>	1,1	3,4	7,81	12,09	9,5	45,5
			10'	C <sub>3</sub> + C <sub>4</sub>	2,2	5,6	9,42	11,04	22,9	68,4
			5'	C <sub>5</sub>	1,1	6,7	5,78	10,18	7,0	75,4
			28'	C <sub>6</sub> + C <sub>7</sub> + C <sub>8</sub>	25,8	0,47			13,4	
				B	67,5	0,15			11,2	
				A	100,0	0,90			100,0	
9	162	8,5	5'	C <sub>1</sub>	3,7	3,7	12,89	12,89	53,9	53,9
			5'	C <sub>2</sub>	1,9	5,6	6,63	10,76	14,2	68,1
			5'	C <sub>3</sub>	1,3	6,9	4,68	9,61	6,9	75,0
			15'	C <sub>4</sub> + C <sub>5</sub> + C <sub>6</sub>	3,5	10,4	2,16	7,10	8,6	83,6
			28'	C <sub>7</sub> + C <sub>8</sub> + C <sub>9</sub>	25,5	0,32			9,2	
				B	64,1	0,10			7,2	
				A	100,0	0,88			100,0	
10	216	8,5	5'	C <sub>1</sub>	3,7	3,7	13,84	13,84	51,0	51,0
			5'	C <sub>2</sub>	3,8	7,5	6,94	10,34	26,2	77,2
			5'	C <sub>3</sub>	1,4	8,9	4,05	9,35	5,7	82,9
			15'	C <sub>4</sub> + C <sub>5</sub> + C <sub>6</sub>	3,2	12,1	1,50	7,27	4,7	87,6
			28'	C <sub>7</sub> + C <sub>8</sub> + C <sub>9</sub>	25,2	0,27			6,8	
				B	62,7	0,09			5,6	
				A	100,0	1,00			100,0	
11	270	8,5	5'	C <sub>1</sub>	3,8	3,8	15,18	15,18	64,2	64,2
			5'	C <sub>2</sub>	1,8	5,6	5,92	12,20	11,8	76,0
			5'	C <sub>3</sub>	1,2	6,8	2,82	10,54	3,8	79,8
			15'	C <sub>4</sub> + C <sub>5</sub> + C <sub>6</sub>	3,3	10,1	1,26	7,51	4,6	84,4
			28'	C <sub>7</sub> + C <sub>8</sub> + C <sub>9</sub>	24,0	0,28			7,5	
				B	65,9	0,11			8,1	
				A	100,0	0,89			100,0	
13	324	8,5	5'	C <sub>1</sub>	3,1	3,1	16,05	16,05	59,5	59,5
			5'	C <sub>2</sub>	1,7	4,8	7,89	13,16	16,1	75,6
			5'	C <sub>3</sub>	1,3	6,1	3,50	11,10	5,5	81,1
			10'	C <sub>4</sub> + C <sub>5</sub>	1,8	7,9	2,24	9,08	4,8	85,9
			33'	+ C <sub>9</sub>	24,0		0,26		7,6	
				B	68,1		0,08		6,5	
				A	100,0		0,83			



TABELUL 2 (continuare)

Nr. încercării	Cantitatea de xantat gr/t	pH	Timp de fiotare	Produse	Extracția în greutate		Conținutul de cupru		Extracția de cupru	
					v %	$\Sigma v$ %	c %	c med %	m %	$\Sigma m$ %
14	378	8,5	43'	$C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8 + C_9$	3,6	3,6	16,57	16,57	68,0	68,0
					2,1	5,7	6,00	12,30	12,0	80,0
					3,7	9,4	1,26	7,95	5,3	85,3
					22,2		0,33		8,5	
					B	68,4	0,08		6,2	
					A	100,0	0,87		100,0	
12	315	8,5	10'	$C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8 + C_9$	5,5	5,5	10,52	10,52	66,4	66,4
					2,4	7,9	4,77	8,77	13,1	79,5
					1,5	9,4	2,71	7,80	4,7	84,2
					3,1	12,5	1,07	6,13	3,9	88,1
					20,6		0,27		6,5	
					B	66,9	0,07		5,4	
19	315	9	1'	$C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8 + C_9 + C_{10}$	14,2	14,2	3,15		52,8	.
					3,4	17,6	2,44		9,8	
					1,7	19,3	2,36		4,7	
					2,2	21,5	2,15		5,6	
					3,0	24,5	1,85		6,5	
					3,9	28,4	1,34		6,2	
24	126	9	15'	$C_1 + C_2 + C_3 + C_4 + C_5 + C_6 + C_7 + C_8 + C_9$	71,6	100,0	0,17		14,4	
					100,0		0,84		100,0	

## Condiții de lucru :

Măcinare : 100 % < 0,09 mm și  
80 % < 0,07 mm

Diluția (raport S/L) : 1/3,5

Debit de aer : cca 150 l/h

Turata rotorului : 2000 rot/min.

## Recalitivi :

În moară : var 3 000 gr/t  
silicat de sodiu 2 000 gr/t

La flotația calcopiritei :

var 700 gr/t  
xantat etilic ICEMIN .....

flotanol Hoechst 24 gr/t

La flotația piritei :

xantat etilic ICEMIN 270 gr/t  
flotanol Hoechst 12 gr/t



flotație, indicii tehnologici fiind în acest caz comparabili cu aceia realizati în condiții obișnuite și anume: concentrate de calcopirită cu conținut mediu de 10% Cu, extractii corespunzătoare de cupru de cca 82%, concentrate de pirită cu 0,25% Cu și sterile finale cu 0,08% Cu (tab. 6 inc. 24).

La încercările la care s-a dat împreună xantat cu amestec TT, în general, nu s-a realizat o îmbunătățire a rezultatelor flotației. În cazul cantităților mai mari de xantat din amestecul de colectori, conținutul concentratului de calcopirită n-a depășit 6,8% Cu pentru extractii de cupru de cca 68%.

Rezultate mai bune s-au obținut în cazul utilizării amestecului TT singur, la consumuri mari, după cum se poate vedea din tabelul 7; concentrate de calcopirită cu conținut de 10,3% Cu, cu extractii corespunzătoare de 86...88%, concentrate de pirită cu 0,21...0,26% Cu și sterile finale cu conținut de 0,09...0,10% Cu.

Indici tehnologici foarte apropiati s-au obținut și în cazul folosirii unei soluții de amestec TT preparată în laborator: concentrate cu 10,7% Cu corespunzînd unei extractii de cupru de 83% sau concentrate cu 9,4% Cu și extractii de 87% (inc. 44, tab. 7). Avantajul în acest caz este acela că se reduce la jumătate consumul de amestec TT.

Comparind rezultatele mai bune obținute cu xantat etilic ICEMIN, cu acelea obținute cu amestec TT, se constată că pentru aceiași calitate a concentratului (cca 10% Cu) extractiile de cupru sunt cu 4-6% mai mari în cazul amestecului TT, după cum se poate vedea și din curbele prezentate în fig. 3.

La o altă serie de încercări au fost utilizați aerofloații: 25, 31, 241 și 242. Din rezultatele prezentate în tabelul 8 s-a constatat că pentru aceiași cantitate de colector funcție de aerofloatul încercat, calitatea concentratului variază puțin de la cca 16% Cu la 14,5% Cu în timp ce extractiile corespunzătoare au crescut de la 45% la 59% în ordinea 242, 25, 241.

Pentru ilustrarea rezultatelor obținute la flotația calcopiritei cu diferiți aerofloați s-au trasat curbele din fig. 2. Se vede că pentru aerofloații 25, 241 și 242 s-au obținut practic aceiași indici: concentrate cu cca 11% Cu și extractii corespunzătoare de 78%.

Cel mai eficient pare să fie aerofloatul 31 în cazul căruia s-au realizat extractii mai mari de ordinul a 85-87% în concentrate cu 9-10% Cu.

Pe baza indicațiilor mineralogice toate încercările de flotație primară prezentate anterior au fost făcute la măcinarea  $-0,09$  mm ( $100\% < 0,09$  mm și  $80\% < 0,07$  mm).

TABELUL 7

*Încercări de flotație cu amestec TT — proba medie*

Nr. incercării	Cantitate gr/t Amestec TT Flotanol Var	p H	Timp colectare min.	Produse	Extracția în greutate		Conținutul de cupru		Extracție de cupru	
					v %	Σv %	c %	c <sub>med</sub> %	m %	Σm %
41	TT : 1200	8,5—9	4'	C <sub>1</sub>	4,4	4,4	14,00	14,00	67,7	67,7
			5'	C <sub>2</sub>	1,2	5,6	5,76	12,23	7,6	75,3
			3,5'	C <sub>3</sub>	1,7	7,3	2,35	9,93	4,4	79,1
			5'	C <sub>4</sub>	10,4	17,7	0,65	4,47	7,4	87,8
			17'	C <sub>5</sub> +C <sub>6</sub> +C <sub>7</sub>	14,5		0,38		6,2	
				B	67,8		0,09		6,7	
				A	100,0		0,91		100,0	
47	TT : 1080	8,5—9	4'	C <sub>1</sub>	5,0	5,0	13,14	13,14	72,4	72,4
			2,5'	C <sub>2</sub>	1,1	6,1	5,61	11,78	6,8	79,2
			5'	C <sub>3</sub>	1,5	7,6	2,99	10,04	4,9	84,1
			12'	C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub>	23,2		0,36		9,2	
				B	69,2		0,09		6,7	
				A	100,0		0,9		100,0	
48	TT : 1080 V : 400	9	3'	C <sub>1</sub>	4,8	4,8	14,66	14,66	76,5	76,5
			2'	C <sub>2</sub>	1,5	6,3	4,19	12,16	6,8	83,3
			5'	C <sub>3</sub>	1,6	7,9	2,66	10,24	4,6	87,9
			12'	C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub>	23,8		0,21		5,4	
				B	68,3		0,09		6,7	
				A	100,0		0,92		100,0	
51	TT : 1080 F : 8	8,5—9	4'	C <sub>1</sub>	4,0	4,0	16,42	16,42	72,1	72,1
			2,5'	C <sub>2</sub>	1,3	5,3	5,62	13,77	8,0	80,1
			5'	C <sub>3</sub>	2,3	7,6	2,23	10,27	5,6	85,7
			12'	C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub>	22,7		0,26		6,6	
				B	69,7		0,10		7,7	
				A	100,0		0,91		100,0	
44	TT : 550 Soluție preparată în laborator	8,5—9	4'	C <sub>1</sub>	4,8	4,8	12,88	12,88	71,7	71,7
			5'	C <sub>2</sub>	1,9	6,7	5,14	10,68	11,3	83,0
			3,5'	C <sub>3</sub>	1,3	8,0	2,63	9,37	4,0	87,0
			5'	C <sub>4</sub>	1,3	9,3	1,74	8,30	2,6	89,6
				C <sub>5</sub> +C <sub>6</sub> +C <sub>7</sub>	23,9		0,17		4,9	
				B	66,8		0,07		5,5	
				A	100,0		0,86		100,0	

Condiții de lucru :

Măcinare : 100% <0,09 mm și  
80% <0,07 mm

Diluția (raport S/L) : 1/3,5

Debit de aer : cca 150 l/h

Turația rotorului : 2000 rot/min.

Reactivi :

În moară

var

silicat de sodiu

3000 gr/t

2000 gr/t

La flotația calcopiritei :

var

variabil

amestec TT

flotanol Hoechst

variabil

La flotația plăritei :

xantat etilic

270 gr/t

flotanol Hoechst

12 gr/t



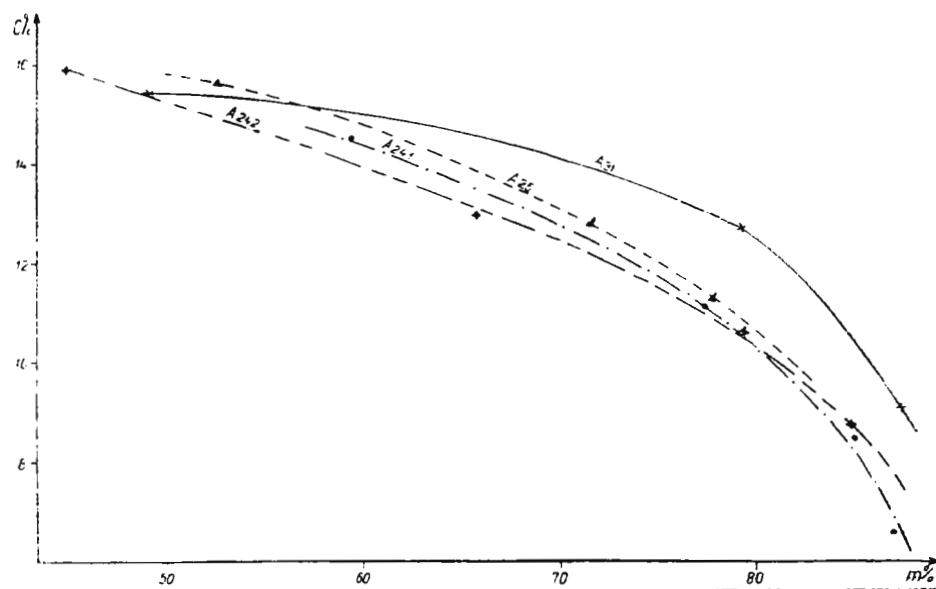


Fig. 2. — Flotația calcopiritei cu diferiți aerofloati (proba medie)  
Flottation de la chalcopyrite avec de différents aerofloats (échantillon moyen).

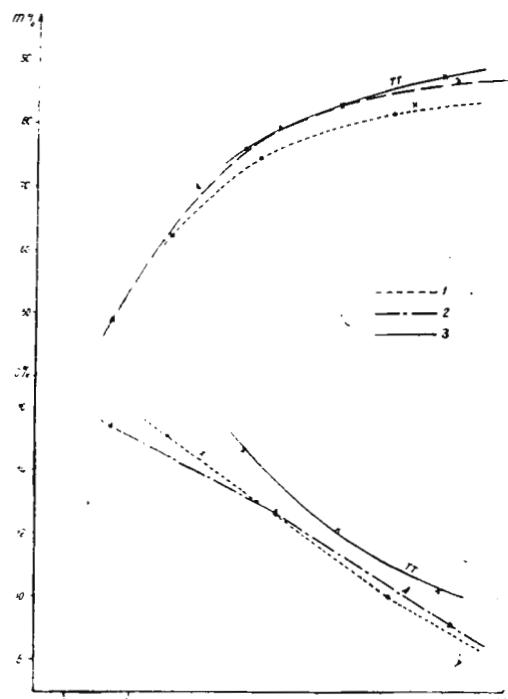


Fig. 3. — Comparație între xantat, aerofloat și amestec TT (proba medie).  
Comparaison entre xanthate, aerofloat et mélange TT (échantillon moyen).



TABELUL 8.  
*Increcări de flotație cu aerofloati — proba medie*

Nr. incercării	Cantitatea de aerofloat gr/l	pH	Timp colectare min.	Produse	Extracția în greutate		Conținutul de cupru		Extracția de cupru	
					v %	$\Sigma v$ %	c %	$c_{med}$ %	m %	$\Sigma m$ %
43	Aerofloat 25 50 gr/l	8,5-9	3,5'	C <sub>1</sub>	2,9	2,9	15,64	15,64	52,8	52,8
			5'	C	1,9	4,8	8,51	12,81	18,8	71,6
			3,5'	C <sub>3</sub>	1,1	5,9	4,95	11,35	6,4	78,0
			5'	C <sub>4</sub>	1,2	7,1	2,88	9,91	4,0	82,0
			12'	C <sub>5</sub> +C <sub>6</sub>	23,7		0,33		9,1	
				B	69,2		0,11		8,9	
				A	100,0		0,85		100,0	
42	Aerofloat 241 58 gr/l	8,5-9	3,5'	C <sub>1</sub>	3,6	3,6	14,50	14,50	59,4	59,4
			5'	C <sub>2</sub>	2,5	6,1	6,31	11,14	18,0	77,4
			3,5'	C <sub>3</sub>	2,7	8,8	2,43	8,47	7,5	84,9
			5'	C <sub>4</sub>	2,8	11,6	0,68	6,58	2,2	87,1
			12'	C <sub>5</sub> +C <sub>6</sub>	21,6		0,25		6,1	
				B	66,8		0,09		6,8	
				A	100,0		0,88		100,0	
45	Aerofloat 242 58 gr/l	8,5	2,5'	C <sub>1</sub>	2,5	2,5	15,95	15,95	44,9	44,9
			3'	C <sub>2</sub>	2,0	4,5	9,23	12,96	20,8	65,7
			4'	C <sub>3</sub>	2,1	6,6	5,81	10,68	13,7	79,4
			5'	C <sub>4</sub>	2,1	8,7	2,30	8,66	5,4	84,8
			10'	C <sub>5</sub>	21,0		0,24		5,7	
				B	70,3		0,12		9,5	
				A	100,0		0,89		100,0	
46	Aerofloat 242 115 gr/l	8,5	2,5'	C <sub>1</sub>	3,5	3,5	14,08	14,08	56,6	56,6
			3'	C <sub>2</sub>	2,5	6,0	7,52	11,34	21,6	78,2
			4'	C <sub>3</sub>	3,6	9,6	2,09	7,87	8,6	86,8
			12'	C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub>	22,0		0,21		5,3	
				B	68,4		0,10		7,9	
				A	100,0		0,87		100,0	
49	Aerofloat 31 120 gr/l	8,5	4'	C <sub>1</sub>	2,7	2,7	15,47	15,47	49,2	49,2
			3'	C <sub>2</sub>	2,6	5,3	9,86	12,71	30,2	79,4
			4'	C <sub>3</sub>	2,8	8,1	2,39	9,14	7,9	87,3
			12'	C <sub>4</sub> +C <sub>5</sub>	22,2		0,23		6,1	
				B	69,7		0,08		6,6	
				A	100,0		0,85		100,0	

Condiții de lucru :  
Măcinare : 100% <0,09 mm și  
80% <0,07 mm  
Diluția (raport S/L) : 1/3,5  
Debit de aer : cca 150 l/h  
Turația rotorului : 2000 rot/min.

Reactivi	
În moară	2000 gr/l
silicat de sodiu	3000 gr/l
var	
La flotația calcopiritei :	
În celulă :	
aerofloat	variabil
La flotația piritei :	
În celulă :	
xantat etilic	270 gr/t
flotanol Hoechst	12 gr/t



Pentru precizarea influenței fineții măcinării asupra indicilor tehnologici s-au executat încercări comparative cu măcinarea la  $-0,15$  mm (cca  $70\% > 0,07$  mm) cu regimul de reactivi stabilit în cazul utilizării amestecului TT sau xantatului etilic.

TABELUL 9

*Rezultatele încercărilor de flotație cu măcinare la  $-0,15$  mm*

Nr. incercării	Regim de reactivi Condiții de lucru	Timp de colect. min	Produse	Extracții în greutate		Conținut de cupru		Extracția de cupru	
				v %	$\Sigma v$ %	c %	$c_{med}$ %	m %	$\Sigma m$ %
62	Inc. 24 Tab. 10	1' 1' 3' 12'	C <sub>1</sub>	12,0	12,0	4,66	4,66	66,4	66,4
			C <sub>2</sub>	2,9	14,9	2,51	4,24	8,6	75,0
			C <sub>3</sub>	2,9	17,8	2,20	3,90	7,6	82,6
			C <sub>4</sub>	14,5		0,68		11,7	
			B	67,7		0,07		5,7	
			A	100,0		0,84		100,0	
61	Inc. 48 Tab. 13	3' 2' 5' 12'	C <sub>1</sub>	5,1	5,1	12,84	12,84	71,8	71,8
			C <sub>2</sub>	1,0	6,1	5,92	11,70	6,5	78,3
			C <sub>3</sub>	1,2	7,3	3,39	10,35	4,5	82,8
			C <sub>4</sub>	24,4		0,48		12,7	
			B	68,3		0,06		4,5	
			A	100,0		0,91		100,0	

Rezultatele cercetărilor privind finețea măcinării (tab. 9) au arătat că o măcinare mai grobă influențează net defavorabil calitatea concentratului în cazul variantei cu xantat iar în cazul variantei cu TT nu se obțin fracțiuni mai curate de 12,8% Cu.

b) Flotația piritei. În condițiile în care s-au obținut rezultate mai bune la flotația calcopiritei cu xantat (încercarea 24) sau cu amestec TT (încercarea 48) s-au executat încercări care au urmărit să stabilească parametrii principali ai flotației piritei (în special consumul de colector, spumant).

La flotația piritei s-au utilizat reactivi obișnuiți: xantat etilic ICEMIN (180...270 gr/t) și mici cantități de flotanol Hoechst (8...12 gr/t).

În general pirita n-a fost activată, pH-ul tulburelui la flotație având valoarea aproximativ 7,5-8.

Rezultatele acestor încercări prezentate în tabelul nr. 10 au arătat că în general flotația piritei s-a realizat ușor fără dificultăți, obținându-se



**TABELUL 10**  
*Rezultatele încercărilor de flotajie a piritei*

Nr. încr- cărri	Reactivi	Producție	Extracție în greutate %				Cupru				Sulf			
			V		v		Conținut %		Extracție %		Conținut %		Extracție %	
			v	v	c	c med	m	m	c	c med	m	m	c	m
24	FLOTAREA CALCOPIRITEI CU XANTAT ETILIC La flotajă piritei : Xantat etilic : 180 gr/t Flotanol F : 8 gr/t	Concentrat Calcopirite $C_1$ $C_2$ $C_3 + 4 \cdot 5$ $C_4 + 7$	3,6 1,4 5,0 2,1 7,1 5,3 12,4	3,6 1,4 5,0 2,1 7,1 5,3 12,4	15,10 7,74 13,04 2,80 10,01 6,8 6,16	15,10 7,74 13,04 2,80 10,01 6,8 6,16	62,4 12,4 74,8 81,6 11,87 87,8 87,8	62,4 12,4 74,8 81,6 11,87 87,8 87,8	21,84 18,72 16,51	16,51	6,1 1,9 1,8 5,6	15,4		
		Conc. pirite $C_{8+9}$	21,1		0,25		6,1		51,13		80,0			
		B	66,5		0,08		6,1		0,93		4,6			
		Steril												
		A	100,0		0,87		100,0		13,47		100,0			
		Concentrat Calcoperite $C_1$ $C_2$ $C_3$	4,8 1,5 6,3 1,6 7,9	4,8 1,5 6,3 1,6 7,9	14,66 4,19 12,16 2,66 10,24	14,66 4,19 12,16 2,66 10,24	76,5 6,8 83,3 4,6 87,9	76,5 6,8 83,3 4,6 87,9	20,35 13,00 23,81	19,64	7,1 1,6 2,8	11,5		
		Conc. pirite $C_{4+5}$	23,8		0,21		5,4		46,80		81,8			
		B	68,3		0,09		6,7		1,34		6,7			
		A	100,0		0,92		100,0		13,67		100,0			
		Alimentare												
48	FLOTAREA CALCOPIRITEI CU AMAESTEC TT La flotajă piritei : Xantat etilic : 270 gr/t Flotanol F : 12 gr/t	Concentrat Calcoperite $C_1$ $C_2$ $C_3$	4,8 1,5 6,3 1,6 7,9	4,8 1,5 6,3 1,6 7,9	14,66 4,19 12,16 2,66 10,24	14,66 4,19 12,16 2,66 10,24	76,5 6,8 83,3 4,6 87,9	76,5 6,8 83,3 4,6 87,9	20,35 13,00 23,81	19,64	7,1 1,6 2,8	11,5		
		Conc. pirite $C_{4+5}$	23,8		0,21		5,4		46,80		81,8			
		B	68,3		0,09		6,7		1,34		6,7			
		A	100,0		0,92		100,0		13,67		100,0			
48	FLOTAREA CALCOPIRITEI CU AMAESTEC TT La flotajă piritei : Xantat etilic : 270 gr/t Flotanol F : 12 gr/t	Alimentare												



“Любовь — это жизнь, а жизнь — это любовь.”

“It is the same with all who have been born into the world; they are sinners.”

10. *Constitutive* *transcriptional* *regulation* *in* *Escherichia* *coli* *is* *mediated* *by* *the* *Cpx* *two-component* *system*.

Flotația primară s-a făcut după varianta cu utilizarea amestecului TT, iar la reflotare s-au folosit mici cantități de var (cca 65...75 gr/t minereu brut) pentru menținerea pH-ului la valoarea 8,5...9.

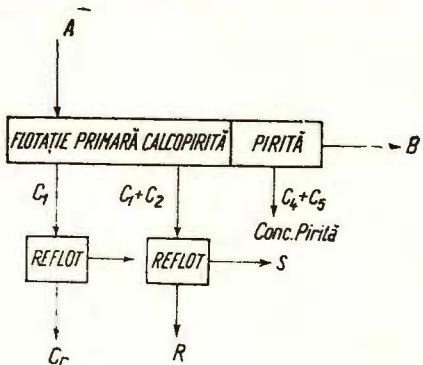


Fig. 4. — Schema de reflotare în circuit deschis (probă medie).

Schéma de reflootation en circuit ouvert (échantillon moyen).

Rezultatele obținute în aceste condiții la reflotarea în circuit deschis sunt prezentate în tabelul 11.

TABELUL. 11  
Rezultatele reflotării în circuit deschis

Nr. încercării	Timp de flotare minute	Produse	Extracția în greutate		Conținutul de cupru		Extracția de cupru	
			v %	v <sub>cum</sub> %	c %	c <sub>m ed</sub> %	m %	m <sub>cum</sub> %
59	1'	C <sub>1f</sub>	2,1	2,1	19,40	19,40	47,1	47,1
	1'	C <sub>2f</sub>	0,5	2,6	19,67	19,45	11,4	58,5
	4'	C <sub>3f</sub>	0,4	3,0	14,62	18,80	6,8	65,3
	2'	R <sub>1</sub>	0,7	3,7	9,59	17,06	7,7	73,0
	4'	R <sub>2</sub>	0,3	4,0	5,81	16,21	2,0	75,0
		S <sub>1</sub>	1,0		1,87		2,2	
		S <sub>2</sub>	1,0		1,43		1,6	
		Conc. pirită	23,2		0,44		11,8	
		Steril	70,8		0,114		9,4	
		Alimentare	100,0		0,86		100,0	

Pe baza încercării cu reflotare în circuit deschis, s-a efectuat și o încercare în flux continuu cu 9 alimentări succesive după schema



din fig. 5. Regimul de reactivi a fost același ca la încercările cu circuit deschis. În aceste condiții de lucru s-au obținut următoarele rezultate medii:

TABELUL 12

Produse	Extracția în greutate %	Conținut de cupru %	Extracția de cupru %
Concentrat calcopiritică	4,66	14,55	81,8
Concentrat piritică	22,00	0,32	8,5
Steril	73,34	0,11	9,7
Alimentare	100,00	0,83	100,0

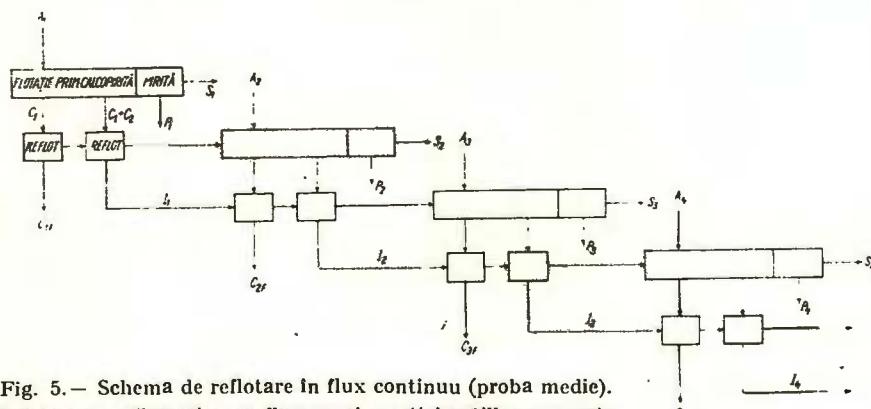


Fig. 5.— Schema de reflotare in flux continuu (proba medie).  
Schéma de reflootation en flux continuu (échantillon moyen).

Calitatea concentratelor de calcopirită și pirită obținute ca produse medii, la încercarea cu flux continuu cu alimentări succesive, poate fi apreciată pe baza analizelor chimice din tabelul 13.

**TABELUL 13**  
*Calitatea produselor*

Conținut %	Incerarea 60		
	Conc. calcopirită	Conc. pirită	Steril
Cu	15,21	0,33	0,10
Mo	0,03	urme	lipsă
As	0,30	0,10	0,02
Sb	0,06	0,01	lipsă
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	9,01	4,07	4,43
SiO <sub>2</sub>	5,33	2,95	28,55
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	29,94	58,68	14,77

### Concluzii

În 1967 s-au continuat cercetările începute în 1966 pe probe colectate din zăcămîntul Vărad-Moldova Nouă.

Cercetările din 1966 s-au efectuat pe 2 probe colectate separat din galerile XVIII și XIX iar în 1967 pe o probă medie colectată din toate lucrările miniere executate de I.G.E.X. la Vărad la nivelele galerilor VI, XVIII, XIX și XXVI.

Conținuturile de cupru și sulf ale probelor au fost:

	%Cu	%S
Proba din galeria XVIII	0,87	17,6
Proba din galeria XIX	0,95	14,2
Proba din toate lucrările	0,84 – 0,87	11,7 – 12,8

Caracteristicile mineralogice și conținuturile de Cu și S ale minereului de la Vărad reprezentat prin probele cercetate sunt asemănătoare cu ale minereului de la Suvorov care se prelucrează în prezent la uzina de flotație Moldova Nouă. Spre deosebire de zăcămîntul Suvorov, minereul de la Vărad are conținuturi foarte mici de molibdenit ( $<0,003\% \text{ Mo}$ ) și magnetit ( $<1\%$ ), astfel că încercări de valorificare a acestor minerale cu probele primite n-au fost justificate.

Liniile de cercetare au fost asemănătoare pentru toate probele, urmărind obținerea prin flotație selectivă a unor concentrate separate de calcopirită și pirită.

Ca reactivi colectori pentru calcopirită s-au încercat xantatul etilic, aerofloații și amestecul TT, singuri sau împreună, rezultatele fiind în mare măsură comparabile dar ceva mai bune în cazul amestecului TT.

Flotația piritei după extragerea calcopiritei se poate face în bune condiții cu xantat etilic, cu sau fără o prealabilă activare cu mici cantități de  $\text{H}_2\text{SO}_4$ .

Din punct de vedere tehnologic probele au avut comportări asemănătoare, cu rezultatele ceva mai bune la probele colectate separat din galeria XVIII și XIX, decât cu proba cuprinzînd materialul din toate lucrările, rezultatele fiind în mare măsură comparabile cu acelea obținute la flotația minereului din alte sectoare ale zăcămîntului Moldova Nouă (Suvorov, Valea Mare, Florimunda).

Prin flotație selectivă cu reflotare s-au obținut concentrate de calcopirită cu 15...21% Cu cu extracții în cupru de peste 80% și concentrate de pirită cu 47-51% S, extractia de sulf (pentru ambele concentrate) depășind 90%.



It is recommended that the following steps be taken to minimize the risk of infection:

Figure 10. The effect of the number of hidden neurons on the performance of the proposed model.

<http://www.ub.edu/estadistica/softwares/tarjetas/tarjeta1.htm> Consultar el tema de la tarjeta 1.

...and the first time I ever saw a real live black bear, I was so scared I almost peed my pants. I'm still not sure if it was a bear or a grizzly.

En el caso de la actividad de los agentes de la policía en el desarrollo de las investigaciones, se observó que el 70% de los agentes encuestados consideró que su trabajo es de tipo preventivo y solo el 30% consideró que es de tipo repressivo.

an important source of income for the household. The household also receives a small amount of remittance from the husband's parents and relatives who live in the city, and the wife's parents also receive some remittance from the husband's parents.

Les schémas d'investigation ont été ressemblantes pour tous les échantillons, en ayant pour but d'obtenir par flottation sélective certains concentrés séparés de chalcopyrite et de pyrite.

Comme réactifs collecteurs pour la chalcopyrite on a employé le xanthate éthyle, les aérofloats et le mélange TT, séparément ou ensemble, les résultats étant pour la plupart comparables, mais un peu meilleurs dans le cas du mélange TT.

La flottation de la pyrite après la récupération de la chalcopyrite, peut être faite en bonnes conditions, à l'aide du xanthate éthyle avec ou sans une activation préalable avec de petites quantités de  $H_2SO_4$ .

Du point de vue technologique, les échantillons se sont semblablement comportés, avec des résultats un peu meilleurs pour les échantillons prélevés séparément des galeries XVIII et XIX que pour l'échantillon comprenant le matériel de tous les travaux. Les résultats sont pour la plupart comparables à ceux obtenus à la suite de la flottation du minerai d'autres secteurs du gisements de Moldova Nouă (Suvorov, Valea Mare, Florimunda).

On a obtenu par flottation sélective à reflottation des concentrés de chalcopyrite à 15 jusqu'à 21 % Cu, avec des récupérations de cuivre de plus de 80% et des concentrés de pyrite à 47 jusqu'à 51 % S, la récupération de soufre (pour les deux concentrés) dépassant 90 %.

Les résultats des recherches ont démontré qu'il était possible à préparer le minerai de Vărăd suivant la même technologie que pour le minerai exploité à présent à Moldova Nouă. Ils contribuent aussi à mettre en exploitation d'importantes réserves de minerai cuprifère.



# CERCETĂRI TEHNOLOGICE PENTRU DETERMINAREA POSSIBILITĂȚILOR DE VALORIZARE A ROCILOR CU GRAFIT DIN ZONA UNGURELAȘ–POLOVRAGI<sup>1</sup>

DE

ION HUBER PANU, BUJOR GEORGESCU, ANGELA OPRESCU<sup>2</sup>

## Abstract

Technological Research for Determining the Possibilities of Beneficiation of Graphite-Bearing Rocks in the Ungurelaș-Polovragi Zone. The dressing research work was carried out on two samples collected in two main layers, and which have been investigated by mine works in the Ungurelaș zone. The samples had 36 per cent C and respectively 26 per cent C. Applying the primary flotation there were obtained for both samples concentrates with 58–59 per cent PC and recoveries of 94–95 per cent (calculated on the basis of calcination losses) for the sample from the first layer, and 89 per cent for the sample of the 2nd layer. The tailings show a content in PC lower than 6 per cent (1–2 per cent C). As a result of applying reflotations combined with regrindings, the quality of concentrates improved, fractions with various qualities characterized by contents ranging from 65 per cent to 92 per cent, with recoveries of Carbon corresponding to 86–90 per cent, having been obtained. Due to tentative experiments of chemical treatment, applied to flotation concentrates with HF or NaOH, a purified graphite exceeding 99 per cent C was obtained. The research work proved that graphite concentrates of a sensibly higher quality than those produced at present by the Baia de Fier flotation equipment (concentrates with a content of about 70 per cent C), and which can satisfy the requirements of more exacting customers, could be obtained even by flotation alone.

Lucrările sistematice de prospectare și explorare având ca obiectiv grafitul, executate în ultimii ani de unitățile Comitetului de Stat al Geologiei, au stabilit existența unor importante zăcăminte de roci grafitoase pe valea Oltețului.

<sup>1</sup> Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 24 aprilie 1968.

<sup>2</sup> Institutul Geologic, Sos. Kiseleff nr. 55, București.



În legătură cu aceste lucrări de explorare, secția de preparare a substanțelor minerale utile de la Institutul Geologic a cercetat, din punct de vedere al posibilităților de concentrare, o serie de probe colectate din diferitele zone explorate (în 1965 probe din zonele Cujba-Beleoaaia și Sivu, în 1966 probe din zonele Răbări și Ungurelu).

Obiectul prezentei comunicări îl constituie rezultatele cercetărilor executate în 1967 pe probe colectate din zona Ungurelaș.

#### I. PREZENTAREA PROBELOR ȘI COMPOZIȚIA CHIMICO-MINERALOGICĂ

Până la data colectării probelor, au fost puse în evidență în sectorul Ungurelaș trei strate lenticulare, prinse în masa șisturilor cristaline reprezentate prin paragnaise și calcare cristaline. Stratul 1 are importanța cea mai mare.

Probele colectate de I.G.E.X. din 26 lucrări diferite (galerii, dero cări, șanțuri) provin din toate cele 3 strate cunoscute.

Tinând seama de configurația zăcământului,  $\frac{1}{2}$  din fiecare din probele provenite din primele două strate au fost amestecate, realizindu-se două probe tehnologice medii, cîte una pe fiecare strat. Cercetările de preparare s-au executat pe aceste două probe.

Pentru stratul 3, dată fiind importanța lui redusă, nu s-au făcut cercetări de preparare ci s-au determinat numai conținuturile de cenușă.

Analizele chimice generale ale celor două probe medii tehnologice sunt prezentate în tabelul 1.

TABELUL 1  
Analizele chimice generale ale probelor

	Probe cercetate în 1967	
	Probă din stratul 1	Probă din stratul 2
C %	36,19-36,33	25,81-26,03
PC %	39,31	28,74-28,86
Cenușă %	60,69	71,26-71,14
S %	0,93-1,04	0,22-0,27
Fe %	4,45	3,79
P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> %	0,18	0,16
CaO %	0,98	1,26
SiO <sub>2</sub> %	34,06	40,92
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	13,37	14,17



"in consideration of the services rendered, and the expenses incurred, as well as the  
value of the services rendered by the author in writing the book, and the value of the  
book."

“It is the same with all the other members of the family.”

2022-2023 学年第二学期期中考试卷 七年级数学

и вспомнил, как вчера, на уроке физкультуры, он сидел на скамейке, смотрел в окно и думал о том, что же такое любовь.

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Hwang at (310) 206-6500 or via email at [mhwang@ucla.edu](mailto:mhwang@ucla.edu).

For more information about the National Institute of Child Health and Human Development, please visit the NICHD website at [www.nichd.nih.gov](http://www.nichd.nih.gov).

10. *Constitutive* *proteins* *involved* *in* *the* *regulation* *of* *cell* *cycle* *and* *cell* *division*

the first time in the history of the world, the people of the United States have been compelled to make a choice between two political parties.

minerale componente) am considerat că metoda de concentrare cea mai indicată pentru obținerea unor concentrate valorificabile este flotația, schemele tehnologice de lucru cuprinzind flotări și reflotări combinate cu remăcinări intermediare.

În general, cercetările au urmărit în prima fază a flotației obținerea unor concentrate primare cu recuperări cît mai mari și în faza două, îmbunătățirea calității concentratelor prin refloare.

#### A) Cercetări de flotație cu probă medie din stratul I

a) Încercări pentru determinarea condițiilor de lucru la flotația primară. Pentru determinarea condițiilor în care se vor putea obține rezultate mai bune — concentrate curate cu recuperări cît mai mari de grafit — s-au efectuat o serie de încercări de flotație primară la care parametrii principali urmăriți au fost : cantitățile de reactivi colectori, spumanți, depresanți, aeratarea tulburelui, etc.

Încercările au fost executate cu material sfărîmat uscat sub 0,25 mm, în mai multe trepte pentru a se evita distrugerea foișelor de grafit.

Ca reactivi colectori spumanți au fost încercați petroful și flotanolul Hoechst în amestec, în diferite cantități, raportul petrol/flotanol fiind aproximativ 1,6.

Pentru depresarea mineralelor de gangă s-a utilizat silicatul de sodiu.

Rezultatele încercărilor cu diferite cantități de amestec petrol + flotanol au arătat că la folosirea cantităților foarte mici de amestec date în mai multe etape succesive, conținutul celei mai curate fracțiuni de concentrat nu depășește 77...78% PC, extracțiile de grafit corespunzătoare fiind de numai 17...20%. Pentru cantități mari, extracția ajunge la 94—95% dar conținutul concentratului scade la cca 59% PC (tab. 2).

În cazul cînd întreaga cantitate de reactivi s-a dat la începutul flotației și apoi s-au colectat succesiv fracțiuni de concentrat la intervale foarte mici de timp (încercarea 10), s-a constatat că conținutul concentratului variază cu timpul în limite foarte strînse de la cca 71% PC la 60% PC realizîndu-se o separație netă între concentratul primar și sterilele finale.

În general fie că s-a dat o cantitate foarte mică de colector (cca 16 gr/t), fie că s-a colectat un interval foarte scurt (15 secunde) conținutul celei mai curate fracțiuni separate nu a depășit 78% PC.



TABELUL 2

*Rezultatele încercărilor de flotajie cu variația cantității  
de amestec petrol + flotanol  
(Proba medie din stratul 1)*

Nr. încer- cării	Reactivi :			Timp de flotare min.	Pro- duse	Extracția în greutate %		Conținut de P.C. %		Extracția de P.C. %	
	Cantitatea totală gr/t	Petrol gr/t	Flota- nol gr/t			v	$\Sigma v$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$
2	Petrol 100	10	6,3	8	$C_1$	8,1	8,1	77,85	77,85	15,9	15,9
		10	6,3	7	$C_2$	2,4	10,5	77,20	77,70	4,7	20,6
		10	6,3	7	$C_3$	2,5	13,0				
		20	12,6	7	$C_4$	3,3	16,3				
	Flotanol 63	20	12,6	7	$C_5$	3,7	20,0				
		30	18	7	$C_6$	14,1	34,1				
					B	65,9	100,0				
					A	100,0					
1	Petrol 150	10	6,3	8	$C_1$	5,3	5,3	78,41	78,41	10,5	10,5
		10	6,3	7	$C_2$	3,5	8,8	76,54	77,66	6,7	17,2
		10	6,3	7	$C_3$	3,5	12,3				
		20	12,6	7	$C_4$	2,0	14,3				
	Flotanol 95	20	12,6	7	$C_5$	3,8	17,1				
		30	18,9	7	$C_6$	12,2	30,3				
		50	31,5	8	$C_7$	10,6	40,9				
					B	59,1	100,0				
					A	100,0					
10	Petrol 200	200	125	0,25	$C_1$	9,9	9,9	71,78	71,78	18,0	18,0
					$C_2$	6,9	16,8	69,80	70,96	12,2	30,2
					$C_3$	4,9	21,7	69,99	70,74	8,7	38,9
					$C_4$	3,5	25,2	69,81	70,61	6,2	45,1
					$C_5$	4,5	29,7	69,22	70,40	7,9	53,0
					$C_6$	2,9	32,6	69,12	70,29	5,1	58,1
					$C_7$	3,1	35,7	68,77	70,15	5,4	63,5
					$C_8$	2,6	38,3	67,71	69,99	4,4	67,9
					$C_9$	4,2	42,5	60,36	69,04	6,4	74,3
					B	57,5	100,0	17,68	39,50	25,7	100,0
					A	100,0		39,50			
3	Petrol : 300	300	190	2	$C_1$	61,1	61,1	60,42	60,42	91,8	91,8
					$C_2$	3,0	64,1	36,50	59,02	2,7	94,5
					B	35,9	100,0	6,12	40,21	5,5	100,0
						100,0		40,21			
4	Petrol : 450	450	95	5	$C_1$	33,5	33,5	71,15	71,15	60,5	60,5
					$C_2$	21,4	54,9	51,89	63,64	28,2	88,7
					$C_3$	8,2	63,1	26,14	58,77	5,4	94,1
					B	36,9	100,0	6,35	39,42	5,9	100,0
					A	100,0		39,42			
	Flotanol : 285	150	95	6							
	Flotanol : 125	150	95	12							



TABELUL 2 continuare

Nr. încercării	Reactivi :			Timp de flotare min.	Producuse	Extracția în greutate %		Conținut de P.C. %		Extracția de P.C. %	
	Cantitatea totală gr/t	Petrol gr/t	Flotanol gr/t			v	Σv	c	c <sub>med</sub>	m	Σm
5	Petrol : 450 Flotanol : 285	300 150	190 95	8 12	C <sub>1</sub> C <sub>2</sub> B A	54,4 8,3 37,3 100,0	54,4 62,7 100,0 39,23	62,36 32,45 7,00 39,23	62,36 58,40 39,23 100,0	86,5 6,8 6,7 100,0	86,5 93,3
Condiții de lucru :						Reactivi :					
Măcinare uscată : sub 0,25 mm						Amestec					
Diluția (Raport S/L) : 1/4						Petrol	varoabil				
Debit de aer : cca 400 l/h						Flotanol	variabil				
Turația rotorului : cca 2000 rot/min.						Silicat de sodiu	1500 gr/t				
Timp de condiționare a reactivilor : 5 minute.						pH	6				

În privința aerăției tulburelui, încercările efectuate au arătat că intensificarea aerăției (viteza rotorului > 2000 rot/min debit de aer > 400 l/h) a avut o influență pozitivă, în special în prima parte a flotației (primele 2 minute) cind recuperarea de grafit crește de la 80% la cca 88%, după cum se poate vedea din datele prezentate în tabelul 3 (Huber Panu, Georgescu, 1961).

Cercetările au arătat că prin flotația primară a rocilor cu grafit din proba medie din stratul 1 cu 39% PC, se pot obține concentrate cu conținut mediu de 59% PC cu extracții calculate pe bază de pierderi la calcinare de 94—95% corespunzînd unor extracții în greutate de 64% iar sterilele finale separate sunt foarte curate având numai 6% PC. Condițiile de lucru și regimul de reactivi pentru care se obțin aceste rezultate sunt prezentate în tabelul 2, încercarea 3.

b) Încercări de reflotare a concentratelor primare. Pentru a determina posibilitatea obținerii unor produse de calitate mai bună s-au făcut în continuare încercări cu reflotări repetitive, ținând seama de observațiile făcute la flotația primară, cind se realizează o separare netă și relativ ușoară a sterilului față de concentrate cît și de modul de comportare în procesul tehnologic al rocilor grafitoase din alte zone (Cujba-Beleoaia, Sivu, Ribari, Ungurelu) cercetate anterior (Huber Panu, Georgescu, Oprescu 1965, 1966).

Reflotarea s-a făcut după diferite scheme care prevedeau în general fie reflotarea directă repetată (de 2 pînă la 12 ori) a concentratelor



“What is the Whole World With Which We Walk?”

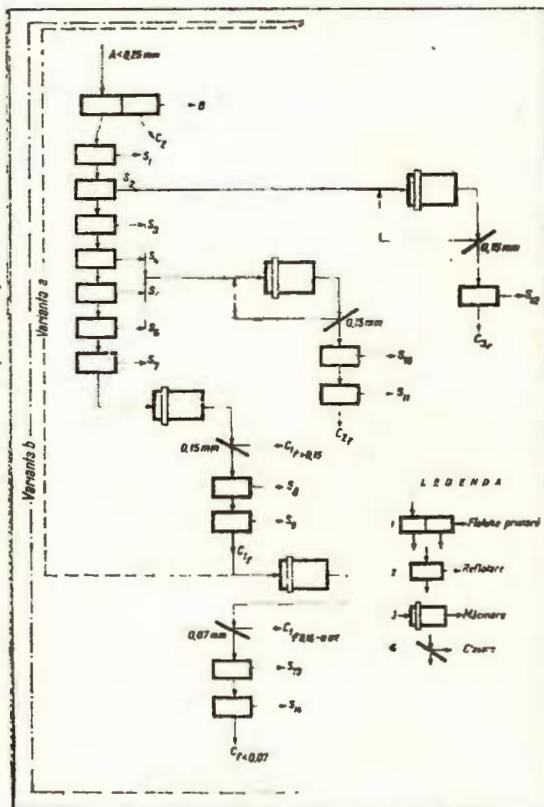


Fig. 1. — a, Schema de reflotare cu o singură măcinare intermediară la  $0,15 \text{ mm}$  (tab. 4).  
Schéma de reflootation avec un seul broyage intermédiaire à  $0,15 \text{ mm}$  (tableau 4).

b, Schema de reflotare cu 2 măcinări intermediare la  $0,15 \text{ mm}$  și  $0,07 \text{ mm}$  (tab. 5).  
Schéma de reflootation avec deux broyages intermédiaires à  $0,15 \text{ mm}$  et  $0,07 \text{ mm}$  (tableau 5).

Schéma de reflootation avec deux broyages intermédiaires à  $0,15 \text{ mm}$  et  $0,07 \text{ mm}$  (tableau 5).

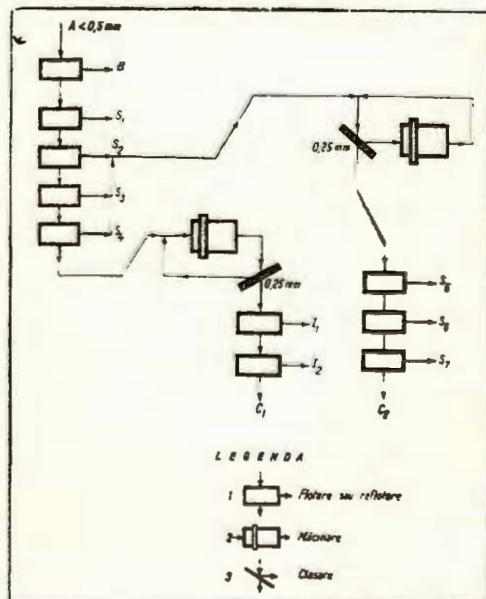


Fig. 2. — Schema de reflotare cu măcinare intermediară la  $0,25 \text{ mm}$  (tab. 6).  
Schéma de reflootation avec un broyage intermédiaire à  $0,25 \text{ mm}$  (tableau 6).



În general la aceste încercări au fost necesare mici cantități de colector și spumant la reflotarea produselor intermediare.

Rezultatele obținute la aplicarea acestor scheme și condițiile în care s-a lucrat sunt prezentate în tabelele 4, 5 și 6.

TABELUL 4

*Rezultatele încercării de reflotare cu o singură remăcinare intermediară (Proba medie din stratul 1)*

Nr. incercării	Schema de lucru	Produse	Extracția în greutate %		Conținut de PC %		Extracția de PC %	
			v	$\Sigma v$	c	$C_{mediu}$	m	$\Sigma m$
11	fig. 1 a	$C_1 > 0,15 \text{ mm}$ $C_{1f}$ $S_9$ $C_{2f}$ $S_{11}$ $S_7$ $S_8$ $C_2$ $S_{10}$ $S_{12}$ $S_1$ B A	21,6	21,6	86,86	86,86	48,4	48,4
			6,8	28,4	79,39	85,07	13,9	62,3
			2,2	30,6	79,35	84,66	4,5	66,8
			2,1	32,7	66,91	83,52	3,6	70,4
			1,3	34,0	65,85	82,84	2,2	72,6
			2,3	36,3	58,32	81,29	3,5	76,1
			2,2	38,5	56,96	79,90	3,2	79,3
			4,8	43,3	39,55	75,42	4,9	84,2
			2,8	46,1	27,33	72,50	2,0	86,2
			5,6	51,7	21,46	66,97	3,1	89,3
			4,4	56,1	15,56	62,94	1,8	91,1
			9,6	65,7	15,55	56,01	3,9	95,0
			31,3	100,0	5,70	38,75	5,0	100,0
			100,0		38,75		100,0	

Condiții de lucru :  
Flotația primară Tabelul 2- încercarea 3  
Reflotare :  
Măcinare intermediară la 0,15 mm  
Petrol 30 gr/t minereu brut  
Flotanol 19 gr/t minereu brut

Rezultatele cele mai bune s-au obținut la aplicarea schemei din fig. 1 b (tab. 5) unde s-au făcut două remăcinări intermediare a concentratelor la 0,15 mm și 0,07 mm, precedate și următe de reflotări. Prin acest sistem de reflotare s-a reușit să se ridice sensibil calitatea concentratului de grafit, obținându-se fracțiunile prezentate în tabelul 7. Fracțiunea cea mai curată cu 92%, C, s-a obținut prin sfărîmarea selectivă la 0,07 mm și ca produs final al reflotărilor.

Rezultate apropiate s-au obținut și cu celelalte scheme (fig. 1 a și 2, tab. 4 și 6) care prevăd o singură sfărîmare intermediară : concentrat cu conținut mediu de 75...80% PC și recuperări de grafit de 83-79%, separându-se și fracțiuni foarte curate cu 87...89% PC.



**TABELUL 5**  
**Rezultatele încercării de refloatare cu două măcinări intermedieare**

Nr. încer- căril	Sche- ma de lucru	Produse	Pierderi la calcinare, PC			Carbon, C			Contin- de sulf %	
			Continut %		Extractie %	Continut %		Extractie %		
			v	$\Sigma v$	c	c media	m	$\Sigma m$	m	$\Sigma m$
12 fig. 1 b	$C_f < 0,07$ mm	8,2	8,2	92,56	92,56	19,6	19,6	92,20	92,20	31,8
	$C_f 0,15 -$ $0,07$ mm	4,2	12,4	91,90	92,33	90,98	9,9	29,5	42,2	90,57
	$S_{14}$	5,6	18,0	88,00	90,98	12,7	42,2	86,97	90,57	13,6
	$C_f > 0,15$ mm	6,8	24,8	79,39	87,80	13,9	56,1	18,4	79,24	86,79
	$C_{12}$	2,2	27,0	9,0	79,35	87,11	79,38	4,5	60,6	79,24
	$S_{13}$	3,6	30,6	67,77	84,84	6,3	66,9	18,8	66,38	84,39
	$S_9$	2,1	32,7	66,91	83,69	3,6	70,5	2,2	65,61	82,51
	$C_{4b}$	1,3	34,0	11,5	65,85	83,00	63,53	3,5	76,2	55,52
	$S_{11}$	2,3	36,3	58,32	81,44	3,2	79,4	3,2	79,35	61,90
	$S_7$	2,2	38,5	56,96	80,04	4,9	84,3	2,0	61,90	6,2
	$S_8$	4,8	43,3	39,55	75,55	3,5	76,2	2,0	61,90	6,2
B	$C_1$	2,8	46,1	13,2	72,62	29,28	86,3	10,0	25,96	65,72
	$S_{10}$	5,6	51,7	21,46	67,08	3,1	89,4	3,1	89,4	25,96
	$S_{11}$	4,4	56,1	15,56	63,04	1,8	91,2	1,8	11,11	54,08
	$S_1$	9,6	65,7	48,3	15,55	56,10	95,0	10,6	4,07	35,94
	A	34,3	100,0	5,70	38,81	5,0	100,0	5,0	1,20	100,0
										35,94
										100,0
										1,34

Gondiții de lucru:

Floatajă primară; Tabelul 2, Încercarea 3

Măcinare intermedieară: 0,15 mm și 0,07

Refloatare: Petrol 30 g/r/l minereu brut

Flotană 19 g/r/l minereu brut



TABELUL 6

*Rezultatele încercării de refloare cu remăcinare intermedie la 0,25 mm. (Proba medie din stratul I)*

Nr. Încer- cării	Schema de lucru	Produse	Extracția în greutate %			Conținut de PC %			Extracția de PC %		
			v	$\Sigma v$	c	$c_{mediu}$	m	$\Sigma m$	m	$\Sigma m$	
8 <b>Fig. 2</b>	C <sub>1</sub>	22,5	22,5	88,84	88,84	50,0	50,9				
	C <sub>2</sub>	4,8	27,3	73,56	86,15	9,0	59,9				
	I <sub>2</sub>	5,0	32,3	68,86	83,47	60,5	68,7				
	I <sub>1</sub>	11,1	43,4	51,10	75,19	14,4	83,1				
	S <sub>6</sub> + S <sub>6</sub> + S <sub>7</sub>	18,3	61,7	20,62	59,00	9,6	92,7				
	S <sub>1</sub>	10,2	71,9	13,24	52,51	3,4	96,1				
	B	28,1	100,0	5,45	39,29	3,9	100,0				
	A		100,0	39,29		100,0					

Condiții de lucru :

Floataje primare ;

Măcinare :

Regim de reactivi : tab. 2, inc. 3

Refloatare :

Măcinare intermedie la 0,25 mm

Silicat 3.200 gr/t minereu brut.



TABELUL 7  
*Rezultatele reflotării (Proba medie din stratul 1)*

Frac- țiuni	Extractia în greutate	Pierderi la calcinare				Carbon			
		Conținut %		Extracții %		Conținut %		Extracții %	
		v	$\Sigma v$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$	e	$e_{me}$
I	12,4	18,0	12,4	92,3	92,3	29,5	29,5	92,2	92,2
II	5,6	18,0	18,0	88,0	91,0	12,7	42,2	42,2	45,4
III	9,0	27,0		79,4	87,1		87,0	90,6	13,6
IV	11,5	38,5		63,5	80,0		18,4	60,6	45,4
Suma		38,5			80,0		18,8	79,4	19,9
							79,4		65,5
								79,4	19,8
									85,1

Schema din fig. 2 prezintă avantajul față de celelalte că este mai simplă întrucât prevede flotația primară a unui material sfărmat la numai 0,5 mm și un număr de reflotări mai redus.

Se remarcă că în general din proba strat 1, prin oricare din schemele încercate la reflotare s-a recuperat cca 45–50% din grafit într-o fracțiune foarte curată, cu peste 88–92% PC.

Se poate afirma deci, că prin reflotare se reușește să se îmbunătățească sensibil calitatea concentratului de grafit, obținându-se concentrate finale cu conținut mediu de 79,4% C (80% PC) cu extracții corespunzătoare în carbon de 85% (extracția calculată pe bază de PC—79,4%) și care reprezintă o extracție în greutate de 38,5%, putindu-se separa o fracțiune foarte curată cu peste 92% C și 0,22% S.

Sterilele finale au conținuturi foarte scăzute : sub 1,5% C și 1,34% S și reprezintă pierderi de carbon de cca 1%.

Considerind că în cazul tratării în flux continuu industrial, prin readucerea produselor intermediare în circuitul flotației, se mai poate recupera o parte din grafitul conținut în ele, se poate aprecia că extracția totală în carbon va depăși 90%.

Calitatea unor concentrate cu conținut ridicat de carbon obținute prin flotație din proba medie din stratul 1, poate fi apreciată pe baza următoarei analize :

Conținuturi %						
C	S	Fe	$P_2O_5$	CaO	$SiO_2$	$Al_2O_3$
92,2	0,22	2,16	lipsă	1,47	3,78	1,15



### B) Cercetări de flotație cu proba medie din stratul 2

Proba din stratul 2 a avut un conținut de carbon sensibil mai mic (26% C), dar caracterele mineralogice generale au fost asemănătoare cu ale probei din stratul 1. Ca urmare, cercetările experimentale au fost axate tot pe flotația primară urmată de reflotări.

a) Încercări de flotație primară. La încercările (tab. 8) cu diferite cantități de amestec petrol + flotanol, s-a constatat că pe măsura creș-

TABELUL 8

*Rezultatele încercărilor de flotație primară (Proba medie din stratul 2)*

Nr. încer- cării	Reactivi gr/t	Pro- duse	Extracția în greutate %		Conținut de PC %		Extracția de PC %	
			v	$\Sigma v$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$
52	Petrol : 100 Flotanol : 63	$C_1$	45,7	45,7	54,43	54,43	84,1	84,1
		$C_2$	2,4	48,1	44,43	53,92	3,5	87,6
		B	51,9	100,0	7,06	29,60	12,4	100,0
		A	100,0		29,60		100,0	
51	Petrol : 200 Flotanol : 125	$C_1$	54,1	54,1	49,39	49,39	91,3	91,3
		$C_2$	2,7	56,8	24,44	48,20	2,2	93,5
		B	43,2	100,0	4,38	29,27	6,5	100,0
		A	100,0		29,27		100,0	
50	Petrol : 300 Flotanol : 19	$C_1$	59,1	59,1	47,12	47,12	93,1	93,1
		$C_2$	3,2	62,3	15,88	45,51	1,7	94,8
		B	37,7	100,0	4,10	29,90	5,2	100,0
		A	100,0		29,90		100,0	
53	Petrol : 150 Flotanol : 95	$C_1$	8,4	8,4	74,56	74,56	21,5	21,5
		$C_2$	4,5	12,9	72,82	73,95	11,2	32,7
		$C_3$	5,5	18,4	69,37	72,58	13,1	45,8
		$C_4$	7,7	26,1	61,19	63,22	16,2	62,0
		$C_5$	5,4	31,5	54,19	66,64	10,0	72,0
		$C_6$	12,8	44,3	37,98	58,36	16,7	88,7
		$C_7$	10,4	54,7	13,67	40,97	4,9	93,6
		B	45,3	100,0	4,08	29,12	6,4	100,0
		A	100,0		29,12		100,0	

Condiții de lucru :

Măcinare uscată : sub 0,25 mm

Diluția (Raport S/L) : 1/4

Aerație { Debit de aer : cca 400 l/h  
Turația rotorului ;  
cca 2000 rot/min.

Timp de condiționare a reactivilor : 5 minute

Timp de flotare : 11 minute

Reactivi

Amestec { Petrol variabil

Flotanol variabil

Silicat de sodiu 1500 gr/t

pH aprox. 6



terii cantității de amestec, conținutul concentratului scade de la cca 54% PC la 47% PC, în timp ce extractiile corespunzătoare cresc de la 84% la 93%. În cazul în care se dă cantități mici de reactivi în etape, este posibil să se separe și fracțiuni mai curate cu 74% PC.

Rezultă că din proba medie din stratul 2-Ungurelaș se pot obține concentrate globale cu 58% PC, corespunzând unei extractii de 89% (cal-

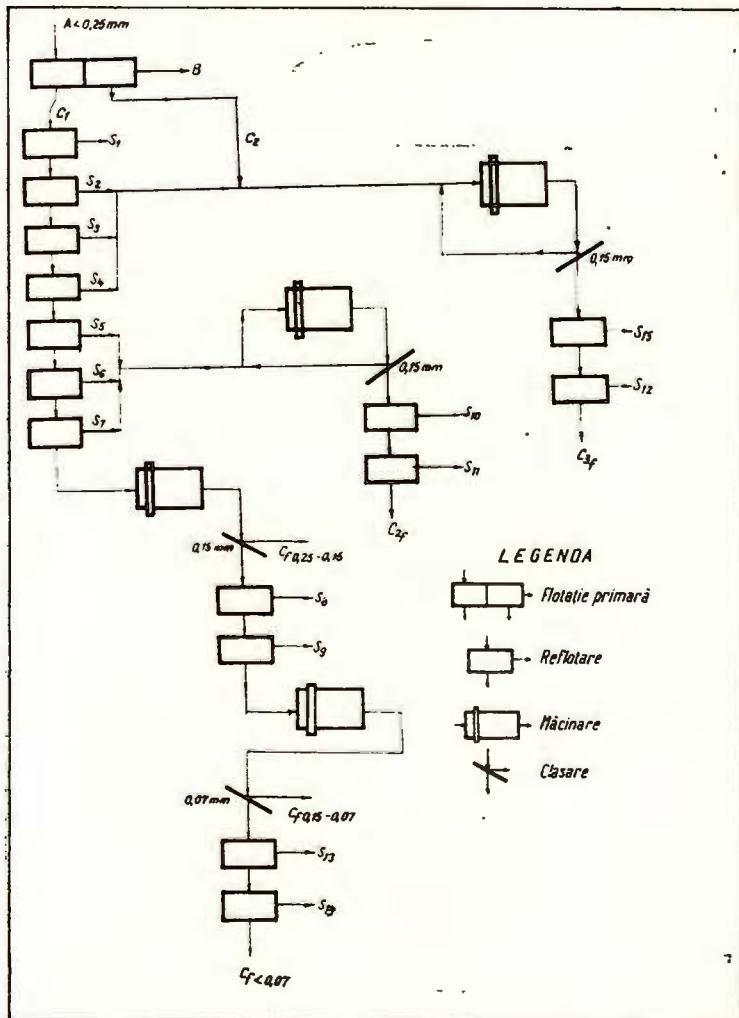


Fig. 3. — Schema de reflotare cu 2 măcinări intermediare la 0,15 mm și 0,07 mm (proba medie din stratul 2).

Schéma de reflottation avec deux broyages intermédiaires à 0,15 mm et 0,07 mm (échantillon moyen de la deuxième couche).





**TABELUL 9**  
**Rezultatul înce cărător de reflotare cu 2 măcinări intermedie**  
*(Proba medie din stratul 2)*

Increcături Schema de lucru	Produse	Extracția de concentrat %	Pierderi la calcinare			Carbon			Continut % de sulf %					
			Continut %		m	Continut %		m						
			v	$\Sigma v$		c	c mediu							
		$C_f < 0,07$ mm	3,0	3,0	89,68	89,68	9,3	89,37	89,37	0,11				
		$C_f 0,15 - 0,07$ mm	7,3	10,3	9,0	86,30	87,28	21,8	85,75	86,65	0,09			
	$S_{14}$	$C_f 0,25 -$ $0,15$ mm	1,77	12,0	85,83	87,07	5,0	31,1	36,1	29,1	39,2			
			4,0	16,0	78,30	84,45	10,8	46,9	10,8	77,68	84,41			
	$S_{13}$	$C_f 1,5$	2,1	18,1	69,57	83,10	5,0	51,9	55,5	11,7	50,9			
	$C_{ar}$	$C_f 1,5$	1,5	19,6	68,89	82,01	67,05	3,6	66,00	73,86	28,9			
	$S_9$	$C_f 3,3$	3,3	22,9	64,62	79,51	7,4	62,9		17,2	68,1			
55	Fig.3													
	$C_{ar}$	3,1	26,0	4,9	55,74	76,77	53,86	6,0	68,9	9,1	52,10	74,15	9,7	77,8
	$S_{11}$	1,8	27,8		50,63	74,99		3,1	72,0					
	$S_8$	8,1	35,9		40,72	67,25		11,4	83,4					
	$S_{12}$	3,1	39,0	13,8	31,08	64,38	34,33	3,3	86,7	16,3				
	$S_{10}$	2,6	41,6		18,31	61,50		1,6	88,3					
	$S_{18}$	9,5	51,1	18,9	10,10	51,94	9,31	3,3	91,6	6,1				
	$S_1$	9,4	60,5		8,53	45,20		2,8	94,4					
	B	39,5	100,0	39,5	4,08	28,95	4,08	5,6	100,0	5,6				
	A	100,0			28,95									

Condiții de lucru : Tabelul 8, încercarea 50  
 Flotajie primată : Tabelul 8, încercarea 50  
 Reflotaj :  
 Măcinare intermediară la 0,15 mm și 0,07 mm  
 Petrol 85 gr/t  
 Floanol 54 gr/t



TABELUL 10

*Rezultatele încercării de refloare cu o măcinare intermedieră la 0,15 mm (Probă medie din stratul 2)*

Nr. Încer- carii	Sche- ma de lucru	Produse	Extracția în greutate %		c	cmin d.ii	Continut de PC %		m	Em	Extracția de PC %
			v	$\Sigma v$			87,10	87,10}			
56	Fig. 4	C <sub>1f</sub>	4,3	4,3}	85,13	86,27	9,1	12,9	12,9	12,9}	12,9%
		S <sub>4</sub>	3,1	7,4	83,65	85,83	4,3	22,0	22,0	22,0	22,0%
		C' <sub>1</sub>	1,5	8,9	83,07	85,06	9,4	26,3	26,3	26,3	22,8
		C' <sub>2f</sub>	3,3	12,2			9,4	35,7	35,7		
		S <sub>7</sub>	4,3	16,5	76,73	82,90	11,3	47,0	47,0		
		S <sub>3</sub>	5,3	21,8	74,91	80,96	13,6	60,6	60,6		
		C' <sub>2</sub>	1,2	23,0	73,77	80,58	3,0	63,6	63,6		
		S <sub>6</sub>	1,9	24,9	68,05	79,63	4,4	68,0	68,0		
		C' <sub>3f</sub>	2,9	27,8	59,83	77,56	6,0	74,0	74,0		
		S <sub>9</sub>	3,1	30,9	37,76	73,57	4,0	78,0	78,0		
		S <sub>6</sub>	9,7	40,6	29,99	63,16	10,0	88,0	88,0		
		S <sub>8</sub>	9,3	49,9	11,79	53,58	3,8	91,8	91,8		
		B	50,1	100,0	4,76	29,12	8,2	100,0	100,0		
		A	100,0			29,12					
							100,0				

Condiții de lucru:  
Flotația primară : Tabelul 8, Încercarea 53.

Refloare :  
Măcinare intermedieră la 0,15 cm  
Petrol 175 gr/t  
Flotanol 103 gr/t



TABELUL 11  
*Rezultatele reflotării (Proba medie din stratul 2)*

Frac- țiuni	Extracția în greutate %		Pierderi la calcinare				Carbo n			
			Conținut %		Extracții %		Conținut %		Extrac- ții %	
	v	$\Sigma v$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$
I	3,0	3,0	89,7	89,7	9,3	9,3	89,4	89,4	10,1	10,1
II	9,0	12,0	86,2	87,1	26,8	36,1	85,8	87,7	29,1	39,2
III	4,0	16,0	78,3	84,5	10,8	46,9	77,7	84,4	11,7	50,9
IV	6,9	15,8	22,9	67,1	65,8	79,5	16,0	35,9	62,9	66,0
V	4,9	27,8	53,9	75,0	9,1	72,0	52,1	64,6	78,9	17,2
Suma		27,8		75,0		72,0		74,2		77,8

dați în etape, care are avantajul de a fi mult mai simplă cuprindând o singură treaptă de măcinare intermediaрă la 0,15 mm, precedată și urmată de cîte 2 reflotări. La aplicarea acestei scheme s-au obținut următoarele fracțiuni:

Frac- țiunea	Extracția în greutate		Pierderi la calcinare				
			Conținut %		Extrac- ție %		
	v	$\Sigma v$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$	
I	4,3	4,3	87,1	87,1	12,9	12,9	
II	7,9	12,2	84,0	85,1	22,8	35,7	
III	10,8	23,0	75,5	80,6	27,9	63,6	
IV	4,8	18,7	63,1	66,0	77,6	10,4	42,3
V	3,1	30,9	37,8	73,6	4,0		74,0
Suma		30,9		73,6			78,0

Lucrînd după diferite sisteme de reflotare, s-a reușit să se ridice calitatea concentratelor primare, obținîndu-se fracțiuni cu conținuturi cuprinse între 89 și 66 % carbon, care totalizează o extracție de carbon de cca 86 % avînd în vedere că prin retratarea în flux continuu industrial a produselor intermediare cu cca 30% C, este posibil să se recupereze o parte din carbonul conținut în ele.



rm&top-

[www.ijerph.com](http://www.ijerph.com) | [www.sciencedirect.com](http://www.sciencedirect.com) | [www.elsevier.com](http://www.elsevier.com)

stabilitatea termică

industria, la cui produzione è stata ridotta al minimo, mentre l'industria norvegese,

importanță deosebită și în ceea ce privește obținerea unor rezultate precum topirea

**Concluzie** În cadrul proiectului "Institutul de cercetări și dezvoltare a resurselor genetice ale plantelor" se au realizat următoarele rezultate:

În cazul tratării cu HF, în laborator solubilizarea s-a făcut pe probe de cîteva grame în creuzet de platină, cu soluție diluată de HF în prezență de  $H_2SO_4$  încălzind amestecul la  $100^\circ C$ .

Pentru îndepărtarea fierului și a altor impurități, produsul obținut s-a spălat cu apă fierbinte și soluție de HCl 1 : 3. S-a solubilizat practic tot sterilul ajungindu-se la un produs final cu peste 99% C.

Metoda cu  $Na_2CO_3$  a constat din dezagregarea silicătilor din ganga grafitului prin topire cu  $Na_2CO_3$  și tratare ulterioară cu HCl pentru îndepărtarea celorlalte impurități de Fe, Ca, Mg, etc. sub formă de cloruri solubile.

În acest sens s-au executat o serie de încercări la care s-a variat raportul carbonat de sodiu : concentrat de grafit, de la 0,83 : 1, pînă la 10 : 1, temperatura cuptorului între  $800^\circ$  și  $1000^\circ C$  și durata de la 0,75h la 2 h.

La unele încercări s-a folosit pentru topire amestec de  $Na_2CO_3$  și  $K_2CO_3$ .

Rezultate mai bune s-au obținut în cazul topirii la  $1000^\circ C$  timp de 2 h a amestecului cu raportul carbonat de sodiu : grafit de 1 : 1, cînd în final grafitul purificat conține 95...97% C.

Metoda de prelucrare cu NaOH a constat în tratarea concentrătului de grafit cu soluție de NaOH în vederea solubilizării silicei și aluminei existente în cenușa grafitului.

În laborator tratarea alcalină s-a făcut în 2 trepte. La prima treaptă s-a variat concentrația soluției de NaOH (25%-50%) și durata tratării alcaline (1-2 h) menținîndu-se constante temperatura de încălzire a amestecului la  $250^\circ C$  și raportul NaOH : cenușe = 2 : 1. La treapta a doua, cantitatea de NaOH s-a calculat în funcție de cenușa produsului rezultat după prima treaptă de tratare.

După fiecare treaptă de tratare alcalină a urmat tratarea acidă cu HCl pentru leșierea impuritătilor care formează cloruri solubile (Fe, Mg, Ca).

Tratarea acidă s-a făcut la rece cu soluție HCl 1 : 10 prin agitare timp de 0,5 h și la cald cu soluție HCl 1 : 5 la temperatura de 80-85°C timp de 1 h.

După prima treaptă de tratare chimică s-au obținut produse de grafit cu 95-98,5% C, grafitul mai pur obținîndu-se în cazul în care s-a plecat de la concentrate de flotație mai curate (92% C).

În final după cele 2 trepte de tratare s-a obținut grafit purificat cu peste 99% C.



Deși încercările de tratare chimică au avut un caracter informativ, ele au arătat că este posibilă obținerea pe această cale a unor produse de grafit foarte curate (cu mai mult de 99% C). Acestea sunt echivalente calitativ cu produse care astăzi se importă.

### III. CONCLUZII

În continuarea cercetărilor de preparare privind punerea în valoare a rocilor cu grafit explorate pe valea Oltețului, în anul 1967 s-au executat cercetări în fază laborator cu 2 probe colectate din cele două strate principale explorate prin lucrările din zona Ungurelaș-Piscul Boierului. Probele au avut 36% C respectiv 26% C.

În general, probele medii cercetate, asemănătoare din punct de vedere mineralologic și al caracterelor specifice grafitului, au fost constituite din aceleași fragmente de roci purtătoare de grafit: micașisturi cu grafit, paragnaise grafitoase și sisturi sericito-cuarțo-grafitoase.

Probele au diferit între ele prin proporția mai mare sau mai mică dintr-un anumit tip de rocă (în proba din stratul 1 predomină micașisturile pe cind în proba din stratul 2 paragnaisele și sisturile grafitoase) cît și prin conținutul de carbon.

Cercetările de preparare s-au executat după diferite scheme tehnologice cuprinzând flotări și reflotări combinate cu remăcinări intermediare.

Cercetările au arătat că la flotația primară se pot obține concentrate cu conținuturi medii de 58...59% PC corespunzînd unor extracții (calculate pe bază de pierderi la calcinare) de 94...95% pentru proba din stratul 1 și de 89% pentru proba din stratul 2 și unor extracții în greutate de cca 64% și respectiv 44%. Sterilele separate au mai puțin de 6% PC (1...2% C).

Prin reflotare combinată cu remăcinare și clasare selectivă, s-au putut obține concentrate finale cu calități sensibil îmbunătățite, așa cum se vede în tabelele nr. 12 și 13 în care se dău principalele rezultate ale reflotărilor inclusiv extracțiile corespunzătoare.

Se vede că pentru ambele probe s-au putut obține fracțiuni cu conținuturi diferite, cele mai bune ajungînd în cazul probei din stratul 1 la 92% C și în cazul probei din stratul 2 la 89% C.

Prin cumularea potrivită a diferitelor fracțiuni în funcție de cererile consumatorilor, se pot obține produse cu conținuturi variate începînd de la 62-65% C care satisfac calitativ diferitele cereri.

In tabelul 12 și 13 nu s-au luat în considerare și produsele intermediare.



**TABELUL 12**  
*Refolarea concentratelor primare. (Proba medie din stratul 1)*

Produse	Extractia in greutate %			Pierderi la calcinare			Carbon			
	v	$\Sigma v$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$
Concentrat final I	12,4	18,0	12,4	92,3	92,3	29,5	29,5	92,2	92,2	31,8
Concentrat final II	5,6	8,0	8,0	88,0	91,0	12,7	42,2	42,2	90,6	13,6
Concentrat final III	9,0	27,0	79,4	87,1	18,4	60,6	79,2	86,8	19,9	45,4
Concentrat final Produse intermediare	11,5	38,5	63,5	80,04	18,8	79,4	61,9	79,4	19,8	65,3
	13,2		29,3		10,0		26,0		9,5	85,1

**TABELUL 13**  
*Refolarea concentratelor primare (Proba medie din stratul 2)*

Produse	Extractia in greutate %			Pierderi la calcinare			Carbon			
	v	$\Sigma v$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$	c	$c_{med}$	m	$\Sigma m$
Concentrat final I	3,0	3,0	89,7	89,7	9,3	9,3	89,4	89,4	10,1	10,1
Concentrat final II	9,0	12,0	86,2	87,1	26,8	36,1	85,8	86,7	29,1	39,2
Concentrat final III	4,0	16,0	78,3	84,5	10,8	46,9	77,7	84,4	11,7	50,9
Concentrat final IV	6,9	15,8	22,9	67,1	16,0	35,9	62,9	66,0	78,9	68,1
Concentrat final V	4,9	27,8	53,9	34,3	9,1	16,3	52,1	74,2	9,7	77,8
Produse intermediare	13,8						32,3			16,8



Dacă se iau în considerare și aceste produse cu 25-30% C care intr-un flux continuu industrial se reintroduc în circuit recuperindu-se o parte din grafitul pe care îl conțin, se poate aprecia că extracțiile de carbon totale în produsele comercializabile vor ajunge la cca 90%.

Încercările orientative de îndepărțare a silicei din concentratele obținute la flotație, prin tratarea chimică cu HF sau soluție de NaOH,

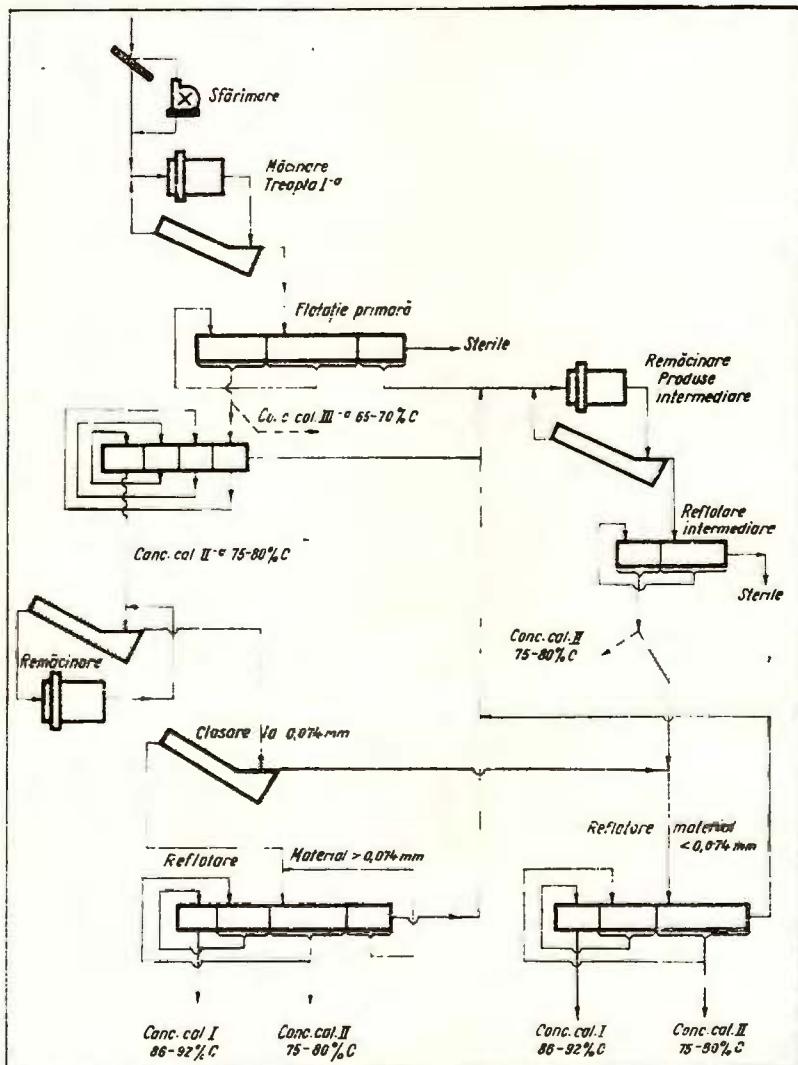


Fig. 5. -- Fluxul tehnologic propus.

Flux technologique proposé.



au arătat posibilitatea obținerii pe această cale a unor produse de grafit foarte curate (cu mai mult de 99% C). Acestea sunt echivalente cu produse care astăzi se importă.

În comparație cu indicii obținuți în prezent la instalația industrială de flotație Baia de Fier care produce un singur fel de concentrate cu cca 70% PC, extracțiile fiind de cca 80%, rezultă că indicii tehnologici care se obțin în cazul probelor din zona Ungurelaș sunt sensibil superiori.

Pe baza cercetărilor experimentale și a rezultatelor obținute s-a propus o schemă a fluxului tehnologic după care se vor putea prelucra rocile cu grafit din zona Ungurelaș, obținându-se după necesități, concentrate de diferite calități. Ea cuprinde flotația primară după o măcinare inițială a materialului la 0,25 mm sau 0,5 mm, urmată de refloatare combinate cu remăcinări intermediare.

Principial această schemă nu se deosebește de schema propusă pe baza cercetărilor executate anterior pe alte sorturi de grafit din regiunea Polovragi, arătind că este posibilă prelucrarea rocilor grafitoase din zona Ungurelaș după aceeași tehnologie.

## BIBLIOGRAFIE

- Huber Panu I., Georgescu B. (1961) Cercetări privind influența aerăiei asupra cineticii flotației. *St. cerc. metal. Acad. R.S.R.*, 6, 1, București.  
 Huber Panu I., Georgescu B., Oprescu Angela (1968) Cercetări privind prepararea unor roci cu grafit de la Polovragi, *D.S. Inst. Geol.*, LIII/3 (1965–1966), București.

## RECHERCHES TECHNOLOGIQUES POUR LA DÉTERMINATION DES POSSIBILITÉS DE VALORISATION DES ROCHE À GRAPHITE DE LA ZONE UNGURELAŞ-POLOVRAGI

(Résumé)

Dans le cadre des recherches de préparation sur la mise en valeur des roches à graphite, explorées en 1967 dans la vallée de l'Olteț, on a executé des recherches (phase de laboratoire) sur 2 échantillons. Ces échantillons ont été prélevés des deux couches principales explorées par les travaux de la zone Ungurelaș-Piscul Boierului. Ils ont eu une teneur en Cde 36 %, respectivement 26 %.



Les échantillons moyens étudiés, semblables du point de vue minéralogique et des caractères spécifiques au graphite, ont été généralement constitués de mêmes fragments de roches graphiteuses : micaschistes à graphite, paragneiss graphiteux et schistes sériciteux-quartzéux-graphiteux.

Les échantillons ont été différents par la proportion plus grande ou plus petite d'un certain type de roche (dans l'échantillon de la première couche se sont les micaschistes qui prédominent pendant que dans l'échantillon de la seconde couche c'est aux paragneiss et aux schistes graphiteux de jouer le principal rôle) ainsi que par la teneur en carbone.

Les recherches de préparation ont été exécutées suivant de divers schémas technologiques, comprenant des flottations et des réflottations combinées avec des rebroyages intermédiaires.

Les recherches ont démontré que pendant la flottation primaire, on pouvait obtenir des concentrés avec des teneurs moyennes de 58 ou 59 % CP (pertes à la calcination) correspondantes à des récupérations (calculées en tenant compte des pertes à la calcination) de 94 ou 95 % pour l'échantillon de la première couche et de 89 % pour l'échantillon de la seconde couche et aussi à des récupérations en poids d'environ 64 % et respectivement de 44 %. Les stériles contiennent moins que 6 % PC (1 ou 2 % C).

La qualité des concentrés a été améliorée par des réflottations combinées avec des rebroyages, en obtenant des fractions à diverses qualités, caractéristiques par des teneurs comprises entre 65 et 92 % C, avec des récupérations de carbone correspondantes de 80 à 85 %.

Pour tous les deux échantillons, on a pu obtenir des fractions à teneurs différentes, les meilleures étant de 92 % C pour la première couche et de 89 % C pour la seconde couche.

Par le cumul adéquat des différentes fractions, on peut obtenir des produits à teneurs variées (de 62 à 65 % C) qui satisfassent les demandes des consommateurs.

Si l'on prends aussi en considération les produits intermédiaires à 25 jusqu'à 30 % C qui dans un flux industriel continu sont introduits de nouveau dans le circuit, en récupérant une partie du graphite qu'ils contiennent, on peut apprécier que les récupérations totales de carbone dans les produits destinés à être commercialisés arriveront à environ 90 %.

Les essais orientatifs faits pour séparer la silice des concentrés obtenus par la flottation, par le traitement chimique avec de HF ou avec solution de NaOH, ont montré la possibilité d'obtenir par ce moyen de très purs produits de graphite (avec plus de 99 % C). Ceux-ci sont équivalents aux certains produits, importés à présent.

Il résulte de la comparaison avec les indices obtenus à présent à l'installation de flottation Baia de Fier qui produit un seul type de concentrés d'environ 70 % PC, les récupérations étant d'environ 80 %, que les indices technologiques que l'on obtient dans le cas des échantillons de la zone Ungurelaș sont sensiblement supérieurs.

Conformément aux recherches expérimentales et aux résultats obtenus, on a proposé un schéma du flux technologique selon lequel on pourra préparer les roches à graphite de la zone Ungurelaș en obtenant, selon les nécessités, des concentrés de diverses qualités. Ce schéma comprend la flottation primaire après un broyage initial du matériel à 0,25 mm ou 0,5 mm, suivie de réflottations combinées avec de rebroyages intermédiaires.

Ce schéma ne diffère pas principalement du schéma proposé conformément aux recherches exécutées antérieurement sur d'autres graphites de la région Polovragi ; il démontre que la préparation des roches graphiteuses de la zone Ungurelaș est possible selon la même technologie





Institutul Geologic al României

# CERCETĂRI PRIVIND PREPARAREA MINEREULUI DE LA SASCA MONTANĂ (PUTUL 8 MAI STÎNĂPARI)<sup>1</sup>

DE

CORNELIU PANDELESCU, MARIA DUMITRESCU, MARIA BORCEA<sup>2</sup>

## Abstract

Research Concerning the Beneficiation of the Sasca Montana Ore (8 Mai-Stinăpari Well). The possibilities to turn to account, from the technological standpoint, the ore proceeding from the district of the 8 Mai - Stinăpari well within the Sasca Montana ore deposit, have been followed up; it includes: 2.004—2.1 per cent Cu, 35 per cent S, 38.4 per cent Fe, 17.2 per cent SiO<sub>2</sub>, 7 per cent CaO. The ore studied includes 60—65 per cent pyrite, whereas the content in copper is particularly supplied by oxide copper-bearing minerals and, to a lesser extent, by copper sulphides. By means of collective flotation pyrite — copper-bearing sulphurous minerals followed by the flotation of oxide copper-bearing minerals, one may obtain a collective concentrate representing 72—75 per cent of the total amount of the material including 44 per cent S and 2—2.2 per cent Cu, and a copper concentrate with about 15 per cent Cu representing 2.9 per cent of the whole amount of material. Copper of the collective concentrate may be recovered by leaching with a sulphuric acid solution (5 per cent) of ashes resulted from roasting for the recovery of sulphur. By applying this schema a total recovery of copper amounting to about 80 per cent is reached. Applying the hydrometallurgical treatment to crude ore — subsequently to the roasting for recovery of sulphur—approximately 95 per cent of copper included in the ore may be recovered.

În anul 1966 au fost executate cercetări privind valorificarea minereului cuprifer de la Sasca Montană<sup>3</sup> asupra unei probe alcătuită prin comasarea probelor martor din sondajele de pe platoul Stinăpari-Sasca Montană. Această probă a prezentat interes pentru conținutul de Cu (1,2%), conținutul de pirită fiind redus (circa 6%). Cercetările efectuate au arătat că prin flotație se pot obține concentrate cuprifere, valorificabile

<sup>1</sup> Susținută în ședința de comunicări științifice a Institutului Geologic din 24 aprilie 1968.

<sup>2</sup> Institutul Geologic, Sos. Kiseleff 55, București.

<sup>3</sup> I. Slabu. Raport geologic asupra lucrărilor de explorări de la Sasca Montană, sectorul Gărbunari-Stinăpari. 1964-1966. Arh. IGEX.



metalurgic, cu conținuturi de 14-22% Cu (funcție de numărul de reflo-tări) și extraeții de metal de 80-83,5%.

În anul 1967 s-au executat cercetări de preparare asupra unei probe de la Sasca Montană colectată din zăcămîntul „puț 8 mai-Stînăpari”.

După datele IGEX<sup>4</sup> mineralizația de la puțul 8 mai este localizată la contactul banatitelor cu calcarele cristaline și se prezintă sub forma unor benzi de minereu compact (lentile sau filoane) cu pirită, calcopirită, pirotină, magnetit, bornit, calcozină și rareori cuprit.

#### A) OBSERVAȚII MINERALOGICE

Observații preliminare, macroscopice și microscopice asupra probei tehnologice, au permis deosebirea următoarelor trei sorturi de minereu, funcție de compozită mineralologică :

Sortul de minereu piritos compact care cuprinde pirită de granulație sub 1 mm în cantitate foarte ridicată (60—70%) și o proporție redusă de material cuprifer de oxidație, intim asociat cu pirita; ganga, sub formă de fisuri înguste sau ochiuri foarte mici de silice, este prezentă în cantitate mică.

Sortul de minereu cu pirită cupriferă, alcătuit din pirită (40—60%) cu o granulație mai dezvoltată, cimentată cu material cuprifer de oxidație; ganga, prezentă în proporție mai ridicată decât la sortul precedent, este constituită din silice, calcit și relicte din roca gazdă — calcarele cristaline.

Sortul de minereu de cupru cuprinde minerale cuprifere de oxidație și pirită (30-40%); pirita apare sub formă de granule mari, sparte, fisurate și cimentate cu minerale secundare de cupru. Acestea din urmă se prezintă ca o masă negru violacee, compactă, cu o duritate medie și spărtură

TABELUL 1

*Rezultatele determinărilor cantitative și analizelor chimice ale sorturilor de minereu*

Sortul de minereu	Greutatea %	Conținuturi %			Repartizarea Cu %
		Cu	Fe	S	
I	46	1,38	31,36	39,64	25,8
II	34	2,45	36,83	31,50	33,5
III	20	5,07	38,01	18,20	40,7

<sup>4</sup> Op. cil., pct. 3.



așchioasă; ele formează cuiburi cu diametrul de cîțiva cm, sau pătrund pe fisurile din pirită. Ganga, constituită din silice, calcit secundar și resturi din roca înconjurătoare, apare în cantitate mai mare decit în celelalte sorturi.

Se observă că sortul de minereu piroz reprezintă cea mai mare cantitate din proba cercetată, în timp ce cea mai mare parte din cupru este dată de sortul de minereu cu minerale cuprifere de oxidatie, care participă cu numai 20 de procente la alcătuirea probei.

Analiza chimică generală executată asupra unei probe medii luată din proba tehnologică a indicat următoarele conținuturi :

	%		%
$\text{SiO}_2$	17,24	Mg	0,75
Fe	38,47	S	35,05
$\text{Al}_2\text{O}_3$	lipsă	Mo	0,005
$\text{TiO}_2$	urme	$\text{P}_2\text{O}_5$	0,18
Mn	1,88	Cu	2,04
CaO	7,00	P.c.	24,15

După cum s-a arătat, caracterul mineralologic determinant al probei este prezența în cantitate foarte ridicată a piritei care apare sub două forme : în granule fine ce nu depășesc 1 mm Ø și în cristale dezvoltate care ajung pînă la 10 mm Ø, însă întotdeauna sparte, fisurate și lamine.

În afară de pirită s-a putut identifica sub microscop și prezența următoarelor minerale : magnetit, minerale cuprifere secundare (cuprit, calcozină, covelină, bornit, cupru nativ, carbonați de cupru), calcopirită, marcasită și oxizi de fier (limonit, hematit); ganga este constituită din silice, calcit și relicte din roca gazdă (calcare cristaline, scarne). Determinările efectuate au permis stabilirea următoarei compozиїi mineralogice medii :

Pirită ( $\text{Fe S}_2$ )	60-65 %	Marcasită ( $\text{Fe}_2 \text{S}_3$ )	sub 1 %
Cuprit ( $\text{Cu}_2\text{O}$ ).	1-2 %	Malahit $\text{Cu}_3 (\text{CO}_3)_2 (\text{OH})_2$	,, 1 %
Cupru nativ	1 %	Azurit $\text{Cu}_3 (\text{CO}_3)_2 (\text{OH})_2$	,, 1 %
Magnetit ( $\text{Fe}_3 \text{O}_4$ )	1-2 %	Oxizi de fier (limonit, hematit)	1-2 %
Calcopirită ( $\text{Cu Fe S}_2$ )			
Calcozină ( $\text{Cu}_2 \text{S}$ )	sub 1 %		
Covelină ( $\text{Cu S}$ )		Silice, calcit secundar	cca 15 %
Bornit ( $\text{Cu}_5 \text{Fe S}_4$ )		Calcare cristalie, scarne	,, 15 %



### a) Descrierea mineralelor

*Pirita* este mineralul metalic predominant al mineralizației. Formează cristale mici de 0,03-1 mm, individualizate, dar cu coroziuni intense (Pl. I, fig. 1) și cristale mari de 2-10 mm sparte, brecificate și cimentate cu gangă și mai puțin cu material cuprifer de oxidație (pl. I, fig. 2).

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - g a n g ă** este întilnitară în mod obișnuit; fiind în prezență unei mineralizații de impregnație, ganga constituie cimentul care leagă granulele mineralelor metalice acestea fiind în mică măsură asociate între ele. Pirita mai prezintă și numeroase incluziuni și coroziuni avansate produse de mineralele de gangă.

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - c a l c o p i r i t ă**. Granulele foarte rare, mărunte și neregulate de calcopirită sunt incluse întotdeauna în pirită.

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - m a g n e t i t** este prezentă la dimensiuni de 0,01-0,3 mm, pirită fiind insinuată în cristalele de magnetit, pe fisuri foarte reduse sau bordează cristalele de magnetit.

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - c u p r i t** se întâlnește mai rar deoarece plajele cu minerale cuprifere de oxidație sunt prinse de obicei în gangă. Cuprit în granule de 0,01—0,3 mm se observă uneori pe fisurile ce străbat pirită.

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - c u p r u n a t i v** este sporadică, lamelele de cupru fiind în mare majoritate prinse în plajele de cuprit.

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - c a l c o z i n ă , p i r i t ă - c o v e l i n ă , p i r i t ă - b o r n i t** sunt asociații cu totul subordonate, fiind vorba de minerale prezente în proporții foarte reduse.

**A s o c i a ț i a p i r i t ă - m a r c a s i t ă** se observă uneori, marcasita fiind formată pe seama piritei (pl. I, fig. 3).

*Cupritul* este principalul mineral de cupru identificat în probă; fiind dispersat în masa de gangă cenușie, este greu de identificat macroscopic. Când apare o concentrație mai mare de cuprit, se observă o culoare cenușiu-violacee-neagră pentru zone reduse, compacte, cu luciu mat, prinse într-o masă de pirită spartă, brecificată.

Microscopic apar plaje neregulate, uneori dendriforme, cu dimensiuni foarte variate, de la 3-4 mm Ø la 0,01-0,03 mm, mai frecvent 0,2-0,8 mm, care cuprind aproape întotdeauna lamele de cupru nativ în zona centrală.

**A s o c i a ț i a c u p r i t - c u p r u n a t i v** este frecventă și foarte avansată; aproape tot cuprul din probă este prins în cuprit;



lamelele de cupru ajung pînă la 0,01 mm și au forme foarte neregulate, fiind intim legate de cuprit (pl. I, fig. 4 ; pl. II, fig. 1).

**A s o c i a ț i a c u p r i t - g a n g ă** este obișnuită dar nu și avansată. Cupritul apare în cea mai mare parte în gangă, însă plajele de cuprit au în genere dimensiuni mari. Granulele mărunte ajung pînă la 0,03 mm și se găsesc în proporție redusă.

**A s o c i a ț i a c u p r i t - m a g n e t i t** apare uneori, cînd se observă pe fisurile din magnetită granule de cuprit de 0,02-0,03 mm.

**A s o c i a ț i a c u p r i t - c a l c o z i n ă** se observă rareori cînd plaje mărunte (0,01-0,05 mm) și neregulate de calcozină sunt prinse în cuprit (pl. II, fig. 2).

**A s o c i a ț i a c u p r i t - b o r n i t , c u p r i t - c o v e l i n ă , c u p r i t - m a l a h i t , a z u r i t** sunt asociații foarte rar întâlnite.

**A s o c i a ț i a c u p r i t - c a l c o p i r i t ă .** În jurul cristalelor sporadice de calcopirită se observă uneori pelicule fine de cuprit.

*Cupru nativ* apare sub forma unor lamele plasate în interiorul plajelor de cuprit. Se prezintă cu un habitus foarte neregulat, ajungînd uneori pînă la forme scheletice cu prelungiri filamentare ce se efilează pe fisurile fine din masa cupritului. Dimensiunile obișnuite sunt cuprinse între 0,05-0,3 mm, rareori atingînd 1 mm Ø. Puncte sau filamente fine ajungînd la 0,01 mm, apar relativ frecvent în plajele de cuprit.

**A s o c i a ț i a c u p r u - g a n g ă** este foarte rar întâlnită.

**A s o c i a ț i a c u p r u - c a l c o z i n ă , c u p r u - c o v e l i n ă** este o asociație sporadică. Foarte rar în jurul unor lamele de cupru se observă pelicule de calcozină (pl. II, fig. 3).

*Magnetitul* a fost identificat în cîteva puncte ca aglomerări de granule neregulate, întrepătrunse, cu multe crăpături și incluziuni mărunte de gangă.

Formează cuiburi de 0,5-2 cm cu cristale de 0,03–3 mm Ø.

**A s o c i a ț i a m a g n e t i t - g a n g ă** este întâlnită într-o măsură redusă deoarece rămîne liberă o mică parte din suprafața cristalelor de magnetit neocupată de pirită sau cuprit.

*Calcozina, covelina, bornitul* sunt minerale secundare de cupru ce apar în cantitate foarte redusă. S-au observat rareori granule foarte mărunte în gangă, în interiorul plajelor de cuprit și sporadic asociate cu calcopirită. Dimensiunile lor sunt cuprinse între 0,006-0,05 mm, foarte rar 0,1 mm.



*Calcopirita* este singurul mineral primar de cupru. Apare cu totul sporadic sub forma unor granule neregulate de 0,02-0,2 mm Ø incluse în pirită.

*Marcasita* formează cuiburi rare cu cristale aciculare în gangă sau în masa piritei. Este de natură supergenă formată pe seama piritei și are dimensiuni cuprinse între 0,05-0,3 mm lungime 0,01-0,1 mm lățime.

*Malahitul* și *azuritul* apar ca pojghițe superficiale, foarte rar cuiburi mici de cristale fibroase de 1-1,5 mm lungime cu luciu mătăsos și structură radiară (malahitul) sau cristale prismatice și sticloase (azuritul). Microscopic se observă plaje foarte fine, ce nu depășesc 0,01 mm, pe fisurile ce străbat materialul sortului III de minereu cuprifer, aceste minerale fiind formate și în timpul actual.

*Oxizii de fier* — limonitul și hematitul apar ca pulberi brun-gălbui sau roșcate în golarile și în crăpăturile rocii, în special în sortul III de minereu cuprifer.

*Silicea* reprezintă mineralul de gangă predominant. Apare în genere sub formă de cuarț în cristale neregulate de 0,03-0,02 mm, sau ca silice criptocristalină (calcedonie). Silicea prezintă în rocă este de natură hidrotermală; ea s-a format o dată cu mineralele metalice primare și constituie liantul acestor minerale.

*Calcitul* secundar apare într-o proporție redusă față de silice, formând ochiuri sau pătrunzind pe fisuri fine și se prezintă în stare criptocristalină, foarte rar în cristale mărunte.

*Calcarele cristaline* și mai puțin *scarnele* reprezintă roca gazdă pentru mineralizația cupriferă din acest sector. Macroscopic se disting cu greu în probă aceste roci; microscopic, din cauza intensei impregnări cu minerale metalice primare și secundare, precum și cu mineralele secundare de gangă, se observă numai ochiuri mici dar frecvente din aceste roci transformate hidrotermal.

### b) Concluzii privind mineralizația cupriferă

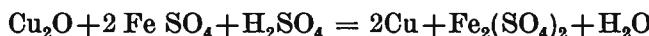
Spre deosebire de restul zăcămîntului de la Sasca Montană, unde cuprul apare legat de mineralele primare, respectiv de calcopirită, genetic mineralizația fiind formată pe cale metasomatic-pneumatolitică și prin



depuneri hidrotermale<sup>5</sup> în sectorul Stînăpari-puțul 8 mai sintem în prezență unei zone de oxidație în care parageneza cupriferă este constituită din cuprit și cupru nativ, foarte puțin din sulfuri de cupru secundare (calcozină, covelină) și carbonați de cupru.

Caracteristic pentru acest sector este participarea masivă a piritei.

Procesul de formare a mineralelor secundare de cupru este un proces evolutiv arătat de felul de prezentare al principalelor minerale cuprifere din probă: plajele de cuprit cu conture neregulate cuprind întotdeauna, pe fisurile din zona centrală, cristale de cupru nativ cu forme diferite, de la puncte și filamente foarte fine, la dendride, apoi lamele mai dezvoltate, cu virfuri ascuțite și prelungite. Această situație ilustrează foarte bine formarea cuprului nativ din cuprit, printr-un proces de reducere a oxidului de cupru:



Cupritul presupunem că s-a format anterior, prin oxidarea sulfurilor de cupru din zona de cimentație (calcozină, covelină, bornit), fapt ilustrat însă, într-o măsură mai mică (rareori se observă cristale de calcozină ca relicte în plajele de cuprit), deoarece aproape întreaga cantitate de sulfit a fost transformată în cuprit.

În concluzie acest zăcămînt este datorat reglării potențialului de oxido-reducere și cîmpul său de stabilitate se situează în zona de oxidație, la limita acesteia cu zona de cimentație. Condițiile de formare a mineralelor cuprifere de oxidație, prezența abundantă a piritei și ganga calcaroasă sint îndeplinite în cazul de față.

În urma procesului prezentat mai sus, s-a ajuns la îmbogățirea zăcămîntului din acest sector în minerale secundare de cupru, ceea ce a permis separarea unui sort de minereu cuprifer din proba tehnologică, cu un conținut în Cu de 5,07%.

#### B) CERCETĂRI DE PREPARARE

Tinînd seama de caracterul mineralologic al probei, s-a studiat posibilitatea valorificării tehnologice a minereului după una din schemele prezentate în continuare. Astfel, s-a cercetat mai întii posibilitatea obținerii prin flotație a unor concentrate separate de minerale de Cu și de pirită (fig. 1); rezultatele obținute pe această linie au fost slabe. În continuare s-a experimentat posibilitatea separării prin flotație mai întii a unui

<sup>5</sup> Angela Rafalea. Studii petrografice asupra zăcămîntului de la Sasca Montană. 1962–1966. Arh. IGP.



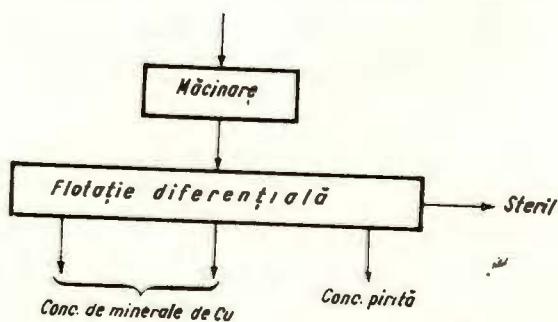


Fig. 1. — Flotația diferențială.  
Flottation différentielle.

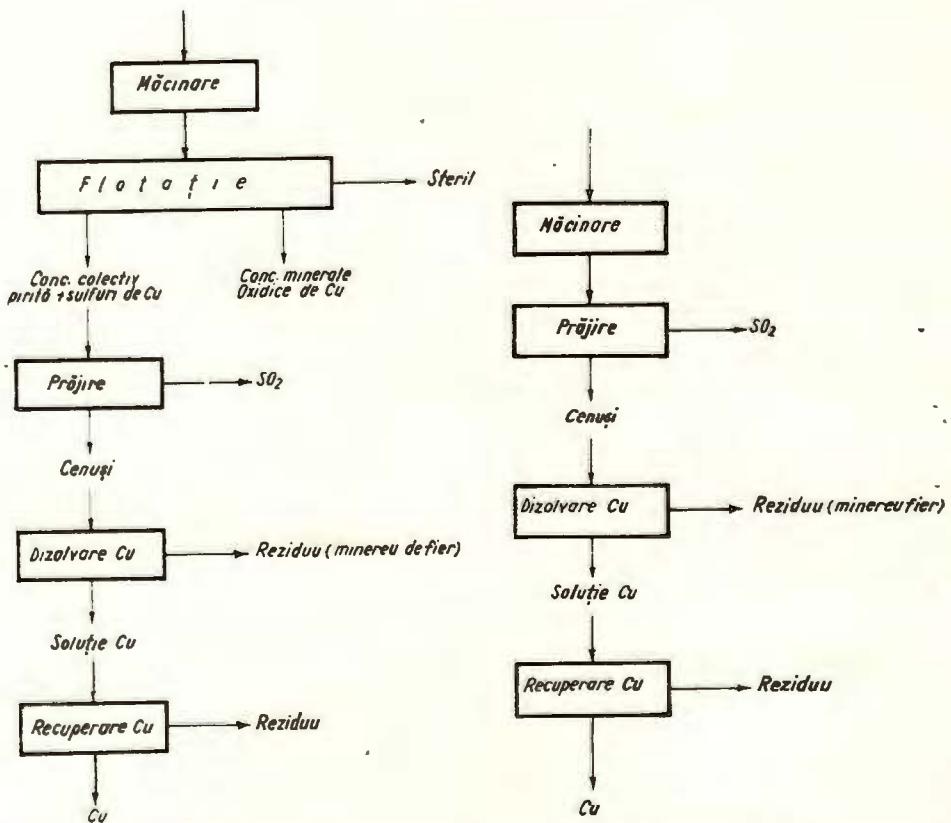


Fig. 2. — Flotație + tratare hidrometalurgică.  
Flottation + traitement hydrométallurgique.

Fig. 3. — Tratare hidrometalurgică după prăjire desulfurantă.  
Traitement hydrométallurgique après grilage désulfurant.



concentrat colectiv de pirită + minerale sulfuroase de cupru — din care să se separe cuprul prin tratare hidrometalurgică — și apoi a unui concentrat de minerale oxidice de cupru (fig. 2). Deoarece nici rezultatele obținute pe această linie nu au fost mulțumitoare, s-a experimentat tratarea hidrometalurgică a minereului după o prealabilă prăjire desulfurantă (fig. 3).

### a) Experimentări de flotație

Prezența unei cantități ridicate de pirită ca și a mineralelor cuprifere de oxidație a făcut ca flotația diferențială a mineralelor de cupru față de pirită să fie dificilă, practic nerealizabilă.

La experimentările de flotație diferențială efectuate în prima etapă s-au variat o serie de parametri ca : finețea de măcinare, reactivii colectori, depresanții, pH-ul etc. Pentru depresarea piritei s-a utilizat îndeosebi varul 3000-7000 g/t ; la unele experimentări au fost utilizate de asemenea și cantități reduse de cianură de sodiu (60-100 g/t). Ca depresant pentru gangă s-a folosit silicat de sodiu (1000-2000 g/t). Colectorii experimentați au fost : xantat etilic de potasiu, xantat izobutilic de sodiu, amestec TT, aerofloat 15, aerofloat 25, care au fost adăugați în celulă, în diferite cantități și uneori în combinații diferite (xantat etilic în combinație cu xantat izobutilic, xantat izobutilic în combinație cu aerofloat etc). Pentru activarea mineralelor de cupru s-a utilizat la unele experimentări sulfat de cupru (600-1000 g/t). Ca spumant s-a folosit flotanolul Hoechst.

Experimentările astfel efectuate, cu minereu măcinat la diferite grade de finețe (cuprinse între 0,25 și 0,06 mm), au dus la rezultate total nesatisfăcătoare nereușindu-se realizarea unei separări selective a mineralelor de cupru față de pirită ; deși s-au folosit cantități mari de var (pînă la 7 kg/t) pentru depresarea piritei, totuși aceasta a continuat să floteze în cantitate destul de mare. Ținind seama de faptul că parte din mineralele cuprifere prezente în probă sănătățile de oxidație, s-au efectuat și experimentări de flotație cu o prealabilă sulfurare a mineralelor oxidice. În acest scop s-a utilizat sulfură de Na, în diferite cantități (500-4000 g/t) care s-a adăugat în tulbureală fie la începutul flotației, fie după flotația sulfurilor de cupru.

Ceilalți reactivi utilizați au fost cei menționați anterior.

Nici aceste experimentări nu au dus la obținerea de rezultate satisfăcătoare, atât în ceea ce privește separarea selectivă a mineralelor de cupru față de pirită, cât și în ceea ce privește realizarea unor pierderi de cupru cit mai reduse în steril.



Deoarece experimentările de flotație diferențială au arătat că nu este posibilă realizarea unei separări selective între pirită și mineralele de cupru, au fost executate în continuare experimentări de flotație la care s-a urmărit obținerea mai întâi a unui concentrat colectiv de pirită și minerale sulfuroase de cupru — din care să se recupereze cuprul pe cale hidrometalurgică — și apoi, după o prealabilă sulfurare, a unui concentrat de minerale oxidice de cupru, tratabil pirometalurgic. Flotația colectivă a putut fi realizată în condiții bune cu etil xantat de potasiu (250 g/t) și flotanol Hoechst (100 g/t); ca depresant pentru gangă s-a utilizat silicat de sodiu (2500 g/t). Flotația mineralelor oxidice de cupru s-a realizat după prealabila sulfurare cu sulfură de sodiu (4000 g/t). În scopul obținerii unor indici optimi la această flotație, s-au efectuat experimentări la care s-au variat principalii parametri: finetea de măcinare, felul și consumul de colector. Astfel, s-au încercat următorii colectori: xantat etilic de potasiu, xantat amilic de potasiu, amestec TT, aerofloat 15,

TABELUL 1

*Rezultatele flotației funcție de gradul de măcinare al minereului*

Grad de măcinare mm	Produse	Extracția în greu- tate %	Conținuturi %		Extracții de metal %	
			Cu	S	Cu	S
0,15	Conc. colectiv	74,4	2,20	44,45	65,6	93,81
	Conc. cupru	5,4	9,58	19,89	20,8	3,05
	Steril	20,2	1,68	5,48	13,6	3,14
	Alimentare	100,0	2,40	35,26	100,0	100,00
0,09	Conc. colectiv	79,00	2,15	40,42	76,8	95,66
	Conc. cupru	2,1	7,96	19,35	7,4	0,57
	Steril	18,9	1,83	6,63	15,8	3,77
	Alimentare	100,0	2,30	33,41	100,0	100,00
0,06	Conc. colectiv	76,5	2,49	41,03	77,6	92,12
	Conc. cupru	3,2	6,83	15,12	8,9	1,42
	Steril	20,3	1,64	10,84	13,5	6,46
	Alimentare	100,0	2,40	34,07	100,0	100,00

**Condiții de lucru :**

măcinare . . . . .

diluția (L/S) : 3,5/1

reactivi

la flot. colectivă :

silicat de sodiu : 2500 g/t

xantat etilic de potasiu : 250 g/t

flotanol Hoechst : 100 g/t

timp de condiționare : 45 min

timp flotație : 11 min

la flot. mineralelor oxidice de cupru :

var 2500 g/t (pH : 8,5)

sulfură de sodiu : 4000 g/t

amestec TT 425 g/t

timp condiționare : 15 min

timp flotație : 2 min



**Condiții  
măcinare**

Institutul Geologic al României



de circa 65 %. În continuare, după sulfurare cu sulfură de sodiu, folosind drept colector amestec TT (425 g/t), care a dat rezultatele cele mai bune, se poate obține un concentrat de minerale oxidice de cupru cu circa 9,5% Cu ; extractia în greutate a acestui concentrat este de 5,4 % iar extractia de cupru de 20,8 % ; sterilul rămas mai conține 1,68% Cu, pierderile de cupru fiind de 13,6 %.

Cuprul din concentratul colectiv va putea fi recuperat, aşa cum se va arăta mai departe, prin tratarea hidrometalurgică a cenușilor rezultate de la prăjirea pentru recuperarea sulfului.

În scopul îmbunătățirii calității concentratului de cupru obținut, s-au executat mai multe experimentări de reflotare a acestuia ; rezultatele cele mai bune (tab. 3) s-au obținut prin reflotarea de două ori a concentratului primar.

TABELUL 3

*Rezultatele flotației primare urmată de reflotare*

Produse	Extractia în greutate %	Conținut de Cu %	Extractia de Cu %
Conc. colectiv	72,28	2,06	63,00
Conc. Cu	2,94	15,33	18,95
Prod. intermed.	2,56	5,02	5,15
Steril	22,22	1,37	12,90
Alimentare	100,00	2,37	100,00

Condiții de lucru la reflotare  
 Silicat de sodiu 700 g/t de conc. primar  
 Timp condiționare 5 min  
 Timp flotație 6 min  
 pH 8,5

Observăm că în final, prin reflotarea de două ori a concentratului primar, se obține un concentrat de cupru cu circa 15% Cu — tratabil pirometalurgic — care reprezintă 2,9% din întregul material.

Luând în considerare și cuprul din concentratul colectiv — recuperabil hidrometalurgic — extractia totală de cupru realizată este de 83-85%.

*b) Experimentări privind recuperarea hidrometalurgică a cuprului*

Deoarece — aşa cum au arătat experimentările efectuate — prin aplicarea flotației nu se poate realiza decât parțial recuperarea cuprului din minereul studiat, s-a cercetat posibilitatea recuperării lui pe cale hidrometalurgică.



— 1 —

[View Details](#) [Edit](#) [Delete](#)

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#)

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#) | [View Log](#)

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Hwang at (319) 356-4000 or email at [mhwang@uiowa.edu](mailto:mhwang@uiowa.edu).

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#)

ISSN 1062-1024 • 100 • 100 • 100 • 100 • 100 • 100 • 100 • 100 • 100 • 100



Prin cementare pe pulbere de fier s-a putut recuperă practic întreaga cantitate de cupru din soluție (soluția finală a avut 0,01% Cu).

În continuare — în condițiile stabilite ca optime mai sus — s-a executat o încercare cu concentrat colectiv. Rezultatele sunt prezentate în tabelul 5.

TABELUL 5

*Rezultatele tratării hidrometalurgice a concentratului colectiv*

Produse	Greutatea		Conținut de Cu, %	Recuperarea de Cu, %
	Raportată la produsul supus tratării pe fază	Raportată la conc. colectiv		
<i>Prăjire desulfurantă</i>				
Concentrat colectiv	100	100	1,90	100
Cenușă desulfurată	93	93	2,28	100
<i>Solubilizare</i>				
Cenușă desulfurată	100	93	2,08*	100
Reziduu	75	69,8	0,1	3,4
Cupru în soluție			2,01**	96,6

\*) Recalculat pe baza cuprului din soluție și reziduu  
\*\*) Cupru în g provenit din 100 g material solid

Se constată că în condițiile aplicate, peste 96% din cuprul aflat în cenușă trece în soluție. Prin cementare pe pulbere de fier, tot cuprul din soluție a putut fi practic recuperat (soluția finală a avut urme de Cu).

Experimentările efectuate au arătat deci că prin prăjire desulfurantă urmată de leziere cu soluție de 5% acid sulfuric se poate recuperă peste 95% din cuprul aflat în minereul brut sau concentratul colectiv.

## C) CONCLUZII

Studiul efectuat a urmărit stabilirea posibilităților de valorificare tehnologică a minereului de la Sasca Montană, sectorul „puț 8 mai-Stinăpari”.

Analiza chimică generală a probei cercetate a indicat următoarele conținuturi mai importante: 2,04-2,1% Cu; 35,05% S; 38,47% Fe; 17,24% SiO<sub>2</sub>; 7,0% CaO.

Caracterul mineralogic determinant al probei este prezența în cantitate foarte ridicată a piritei (60—70%), precum și faptul că conținutul



и вспомнил о том, что отец умер, и что это было неизвестно никому из родственников, кроме матери и сестры Елены.

“*It is the same with the body. If you do not let go of the body, you will not be able to let go of the mind.*”

**B12:** *Die Geschäftsführer der Unternehmen haben die Wirtschaftswelt verstanden und können sie auf Basis ihrer Erfahrung und ihres Wissens bestmöglich nutzen.*



Concurrent experiments have been conducted to evaluate the potential for enhanced efficiency of the *in vitro* production of recombinant proteins by using a combination of two different expression systems.

...and the other side of the coin is that the more you know about your audience, the better you can target them.

ज्ञानोदय विद्यालय के अधीन संचालित है। इसका उद्देश्य ज्ञान का विकास है।

Digitized by srujanika@gmail.com

bioRxiv preprint doi: <https://doi.org/10.1101/2023.09.21.570333>; this version posted September 21, 2023. The copyright holder for this preprint (which was not certified by peer review) is the author/funder, who has granted bioRxiv a license to display the preprint in perpetuity. It is made available under a [CC-BY-ND 4.0 International license](https://creativecommons.org/licenses/by-nd/4.0/).

[View all posts](#) | [View all comments](#)



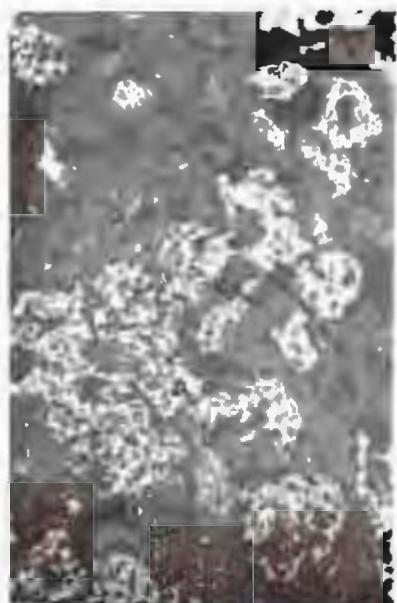
При этом вспомогательные функции, как правило, не являются первичными, а являются производными от основных функций.



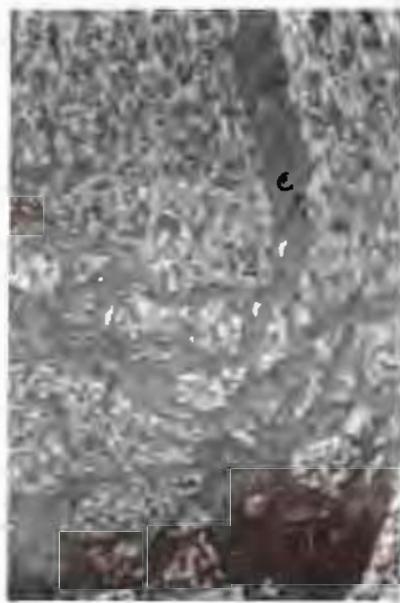


Institutul Geologic al României

C. PANDELESCU et al. Prepararea minereului de la Sasca Montană



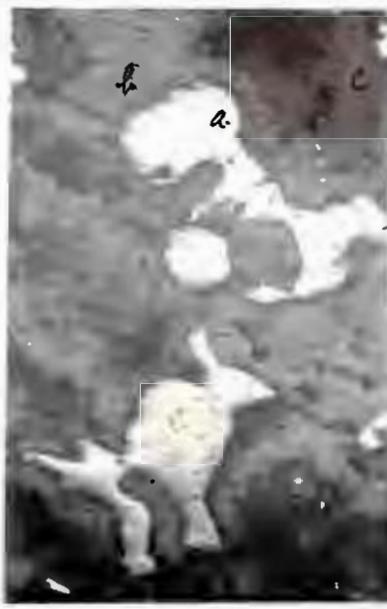
1



2



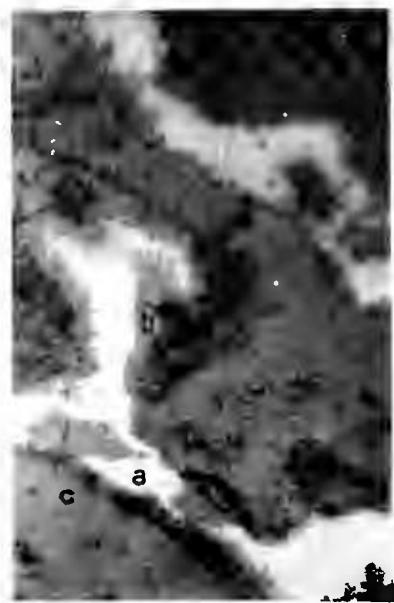
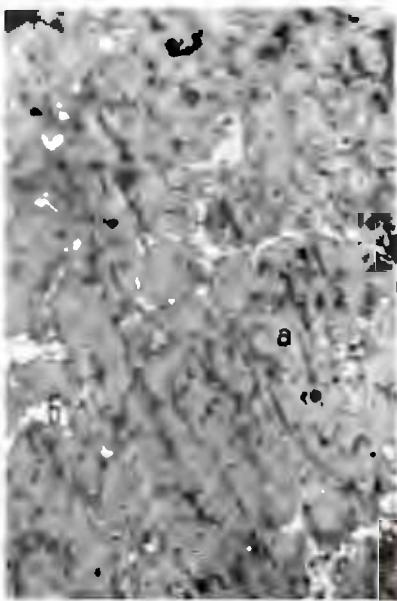
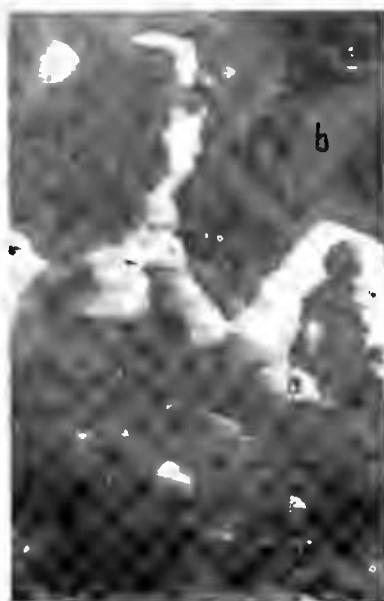
3



4



Institutul Geologic al României



3

# PROBLEMELE DE INTEGRARE A DOCUMENTAȚIEI GEOLOGICE

## ÎN PROIECTELE DE EXPLOATARE A MINERALELOR

În cadrul proiectelor de exploatare a mineralor, documentația geologică este o componentă esențială care să susțină procesul de decizie și de implementare. Această documentație poate fi prezentată sub formă de rapoarte, planuri, schițe sau imagini. În ceea ce privește integrarea documentației geologice în proiecte, există mai multe aspecte de luat în considerare:

- 1. Coordonare și structură:** Este important să se stabilească o structură coerentă și logică pentru documentația geologică, care să reflecte natura și complexitatea resursei minereale. Aceasta poate include descrierea geologică, analiza chimică, rezultatele cercetărilor geofizice și informații despre resurse și resurse potențiale.
- 2. Accesibilitate:** Documentația trebuie să fie disponibilă și ușor de accesat pentru toți participanții la proiect, inclusiv pentru consiliul de administrație, personalul tehnic și angajații.
- 3. Precizie și credibilitate:** În ceea ce privește datele și analizele, trebuie să se respecte standardele profesionale și să se demonstreze că rezultatele sunt precise și credibile.
- 4. Utilitate:** Documentația trebuie să fie relevanță și să susțină obiectivele proiectului, cum ar fi dezvoltarea unei resurse minereale și optimizarea operațiunilor.
- 5. Legalitate:** În unele țări, există legi și reguli care impun cerințe specifice privind documentația geologică. Este important să se respecte aceste reglementări.

În ceea ce privește integrarea documentației geologice în proiecte, există mai multe aspecte de luat în considerare:

- 1. Coordonare și structură:** Este important să se stabilească o structură coerentă și logică pentru documentația geologică, care să reflecte natura și complexitatea resursei minereale. Aceasta poate include descrierea geologică, analiza chimică, rezultatele cercetărilor geofizice și informații despre resurse și resurse potențiale.
- 2. Accesibilitate:** Documentația trebuie să fie disponibilă și ușor de accesat pentru toți participanții la proiect, inclusiv pentru consiliul de administrație, personalul tehnic și angajații.
- 3. Precizie și credibilitate:** În ceea ce privește datele și analizele, trebuie să se respecte standardele profesionale și să se demonstreze că rezultatele sunt precise și credibile.
- 4. Utilitate:** Documentația trebuie să fie relevanță și să susțină obiectivele proiectului, cum ar fi dezvoltarea unei resurse minereale și optimizarea operațiunilor.
- 5. Legalitate:** În unele țări, există legi și reguli care impun cerințe specifice privind documentația geologică. Este important să se respecte aceste reglementări.



For more information about the National Institute of Child Health and Human Development, please visit the NICHD website at [www.nichd.nih.gov](http://www.nichd.nih.gov).

“*Люблю я вас, я люблю вас, я люблю вас,*  
—*и вы любите меня, вы любите меня, вы любите меня.*

the first time in the history of the world that a nation has been born in the last century.

www.ijerph.org | ISSN: 1660-4601 | DOI: 10.3390/ijerph17103660

Figure 1. A schematic diagram of the experimental setup for the measurement of the absorption coefficient of the sample.

[View all posts](#) | [View all categories](#)

www.english-test.net

Digitized by srujanika@gmail.com

«Родственники» — это «дружеские отношения» между родственниками, а не «личные отношения» между родственниками.

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Hwang at (310) 794-3000 or via email at [mhwang@ucla.edu](mailto:mhwang@ucla.edu).



efectuate de ICEMIN mai multe studii de preparare asupra acestui minereu, în scopul obținerii unor concentratice de calitate corespunzătoare, îndeosebi pentru siderurgie.

Studiile efectuate neducind însă la obținerea unor rezultate satisfăcătoare, ICEMIN a studiat posibilitatea preparării acestui minereu pe cale chimică; pornind de la un minereu recoltat din zăcămîntul respectiv, cu circa 23% Mn și aplicînd procedeul de tratare cu acid sulfuric și pîrîtă s-a putut obține un concentrat cu circa 55% Mn, extracția de Mn fiind de 81–82%<sup>4</sup>. Deoarece concentratul obținut revine la un preț ridicat, folosirea acestui procedeu la fabricarea feromanganului nu este acceptată din punct de vedere economic; se pare însă că poate fi folosit economic la obținerea piroluzitei pentru baterii electrice, precum și a sulfatului de Mn.

#### B) PREZENTAREA PROBEI

În vederea studierii posibilităților de valorificare a zăcămîntului manganifer de la Dadu, s-a studiat sub aspectul tehnologiei preparării o probă de minereu din acest zăcămînt.

Zăcămîntul manganifer de la Dadu se încadrează în zona mineralizației de la Cîrlibaba-Iacobeni și prezintă caracterele generale mineralogice și genetice ale acestei zone.

Rocile ce găzduiesc mineralizația de mangan din cristalinul Văii Bistriței, respectiv din zona Muntelui Dadu, sunt reprezentate prin șisturi cristaline mezo- și epimetamorfice: șisturi cuarțitice micacee, șisturi cuarțitice feldspatice, șisturi micacee grafitoase, șisturi calcaroase cuarțitice, cuarțite grafitoase și cuarțite manganifere (I a n o v i c i et al., 1966).

Mineralizația manganiferă este constituită din impregnații massive de minerale primare (silicați de mangan) și minerale secundare (oxizi de mangan și fier și carbonați de mangan) și se prezintă sub forma a două lentile, concordante în formațiunile cristaline sus menționate. Aceste lentile sunt flancate și uneori intrerupte de orizontul cuarțitelor manganifere, roci ce au fost incluse în partea utilă a zăcămîntului, fiind mai mult sau mai puțin impregnate cu oxizi de mangan<sup>5</sup>.

Proba care a stat la baza cercetărilor de preparare a fost colectată din materialul rezultat din lucrările care au interceptat și traversat zăcămîntul de mangan excluzîndu-se zonele sărace, zone ce într-o viitoare

<sup>4</sup> Op. cit., pct 3

<sup>5</sup> Silvia Iliescu Raport privind documentarea petrografică a zăcămîntului de Mn. de la Dadu-Cîrlibaba. 1964. Arh Com. Stat Geol. București.



de la 1960 până în prezent, se observă o creștere constantă a numărului de români care au emigrat din țară. Această tendință este deosebit de accentuată în ultimii ani, fiind determinată de criza economică și socială care se manifestă în România. În plus, există și un factor demografic, deoarece populația totală a țării crește în mod lent, ceea ce rezultă într-o scădere a ratei de natalitate. În urma acestor cauze, România a devenit o țară cu o emigratie semnificativă, care afectează economia națională și dezvoltarea socială.



În zăcăminte manganifere din lumea întreagă se observă deseori formarea piroluzitului pe seama hidroxizilor de mangan (manganitul, psilomelanul etc.) prin pierderea moleculelor de apă (R a m d o h r, 1960). În zăcămîntul de la Dadu-Cîrlibaba avem această situație de pseudomorfozare a plajelor de psilomelan de către piroluzit; acesta din urmă apare sub forma granulelor disperse sau ca agrgeate reniforme reprezentînd ~~di~~ferite stadii de formare a piroluzitului din psilomelan (pl. I, fig. 2).

**A s o c i a ț i a o x i z i d e m a n g a n - o x i z i d e f i e r** este avansată și frecventă (pl. I, fig. 4). Aceste două grupe de minerale apar deseori sub formă de plaje întrepătrunse, granule incluse unele în celealte sau benzi fine alterne, ondulate și contorsionate împreună, fapt ce demonstrează depunerea concomitentă a oxizilor de mangan, cu hematitul și limonitul. Asociația ajunge pînă la dimensiuni de 0,015 mm. O cantitate redusă de piroluzit sau psilomelan este asociată cu oligistul.

**A s o c i a ț i a o x i z i d e m a n g a n - e u a r t** este de asemenea frecventă și înaintată (pl. I, fig. 3). Silcea secundară s-a insinuat foarte intim în plajele criptocristaline ale oxizilor de mangan, ajungînd pînă la dimensiuni de 0,02 mm. În masa quartitelor negre manganifere, ace fine de piroluzit sunt orientate paralel sau divergent și au dimensiuni foarte reduse, pînă la 0,01 mm (pl. II, fig. 3).

**A s o c i a ț i a o x i z i d e m a n g a n - c a r b o n a ț i d e m a n g a n** prezintă într-o proporție mai redusă, apare sub forma unor granule opace, disperse sau depuse pe crăpăturile din masa carbonațiilor. Uneori apar și relicte de carbonați în interiorul plajelor de oxizi de mangan, ca rezultat al procesului de transformare a carbonațiilor în oxizi.

**A s o c i a ț i a o x i z i d e m a n g a n - s i l i c a ț i d e m a n g a n** rezultă din procesul de oxidare a mineralelor primare de mangan și apare mai rar; pe fisurile sau planele de clivaj din silicati, se observă cristale fine de oxizi de mangan de 0,01–0,03 mm, împreună cu pulberi feruginoase (pl. II, fig. 1).

*Carbonații de mangan* prezenti în probă reprezintă o serie izomorfă în care participă și o proporție oarecare de carbonat de fier și calciu. Cristale pure de rodocroxit par să fie rare.

Cristalele de carbonați sunt de obicei izometrice, uneori idiomorfe și cu dimensiuni de 0,03–1 mm. Apar și agregate criptocristaline ce se insinuează în celealte minerale.

**A s o c i a ț i a c a r b o n a ț i d e m a n g a n - s i l i c a ț i d e m a n g a n**, se întînște frecvent și uneori în stare foarte avansată, atingînd dimensiuni de 0,03 mm. În acest caz rămîn insule mici și neregulate



и вспоминает, как я сидел на скамейке в парке и писал эти строки. И я не знал, что это будет последней моей статьей. И я не знал, что это будет последней моей статьей.

Следует отметить, что в ходе обсуждения проекта бюджета на 2018 год в Госдуме было высказано мнение о том, что в будущем необходимо уточнить критерии отбора организаций, которые получают поддержку из бюджета.

“*What is the best way to learn?*”



### b) Concluzii asupra compozitiei mineralogice

Mineralizația de mangan de la Dadu este alcătuită din trei grupe de minerale manganifere: 1. oxizi de mangan; 2. carbonați de mangan; 3. silicați de mangan.

Silicații de mangan și probabil o parte din carbonați sunt minerale primare, iar oxizii de mangan și cea mai mare parte din carbonați s-au format secundar, pe seama silicațiilor.

Ponderea cea mai mare o au silicații de mangan (cca 22%), urmează apoi oxizii de mangan (cca 18%) și carbonații de mangan (cca 18%).

Este de subliniat gradul avansat de asociere în special al oxizilor de mangan cu oxizii de fier și cuarțul și mai puțin al carbonaților de mangan cu silicații, oxizii de fier și cuarțul.

### D) CERCETĂRI DE PREPARARE

Cercetările de preparare efectuate au urmărit stabilirea posibilităților de obținere a unor concentrate cu un conținut cît mai ridicat de mangan, eventual de calitate corespunzătoare utilizării lor la fabricarea fer-aliajelor cu mangan. În acest scop s-au executat experimentări de: separare magnetică, concentrare pe mese, flotație, preconcentrare densimetrică, precum și experimentări după scheme combinate. Menționăm că din lipsă de aparatură nu au putut fi executate și experimentări de zetaj, zetajul fiind o metodă de concentrare utilizată în mod obișnuit la prepararea minereurilor de mangan.

Dat fiind că — așa cum au arătat observațiile mineralogice efectuate — există o asociatie avansată între oxizii de mangan și oxizii de fier, neputind fi vorba deci de o reducere a conținutului de fier în concentratele de mangan, prin experimentările de preparare efectuate s-a urmărit îndeosebi obținerea unor concentrate de mangan cu un conținut cît mai ridicat de Mn și cît mai scăzut în  $\text{Si O}_2$ .

#### a) Experimentări de separare magnetică

Aceste experimentări au fost executate atât cu material sfărîmat la 2 mm; 1 mm și 0,5 mm, clasat în clasele granulometrice 2—1; 1—0,5; 0,5—0,25; 0,25—0,09 și  $<0,09$  mm, care au fost tratate separat, cît și cu material sfărîmat la aceleași dimensiuni și tratat integral sau după îndepărtarea clasei  $<0,09$  mm.

Au fost efectuate experimentări de separare magnetică atât în cîmp puternic, utilizînd în acest scop un separator magnetic de laborator cu



TABELUL 2

*Separarea magnetică*

Sfârșime la mm	Tratare pe clasele pe mm	Clasa mm	Pro- duse	Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracția de Mn %
					Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	
2	2-1 ; 1-0,05 ; 0,5-0,25 ; 0,25-0,09	2-0,09	C	60,7	32,94	10,29	20,30	83,3
			B	28,3	6,90	6,03	74,50	8,1
			A	89,0	24,66	8,83	37,50	91,4
	-0,09			11,0	18,70	13,00	35,60	8,6
			A <sub>tot</sub>	100,0	24,00	9,38	37,30	100,0
2	2-0	2-0	C	58,9	32,26	11,20	20,92	78,8
			B	41,1	12,50	7,02	58,66	21,2
			A	100,0	24,14	9,03	36,46	100,0
1	1-0,5 ; 0,5-0,25 0,25-0,09	1-0,09	C	51,1	32,40	9,80	19,32	70,5
			B	34,7	11,14	5,15	62,70	16,5
			A	85,8	23,84	7,91	36,80	87,0
	-0,09			14,2	21,65	11,11	36,16	13,0
			A <sub>tot</sub>	100,0	23,52	8,37	36,74	100,0
1	1-0,09	1-0,09	C	53,5	31,80	11,82	18,45	73,2
			B	32,8	9,98	8,20	67,75	14,0
			A	86,3	23,45	10,42	37,20	87,2
	-0,09			13,7	21,17	11,41	35,25	12,8
			A <sub>tot</sub>	100,0	23,26	10,56	35,91	100,0
0,5	0,5-0,25 ; 0,25-0,09	0,5-0,09	C	41,9	32,80	10,75	18,62	58,3
			B	24,7	8,14	5,60	70,90	9,2
			A	66,6	23,75	8,84	37,95	67,5
	-0,09			33,4	22,84	9,63	36,70	32,5
			A <sub>tot</sub>	100,0	23,44	9,11	37,55	100,0
0,5	0,5-0,09	0,5-0,09	C	40,8	31,70	10,58	17,92	56,6
			B	21,3	6,54	5,18	75,73	6,1
			A	62,1	23,01	8,81	37,72	62,7
	-0,09			37,9	22,46	9,85	37,40	37,3
			A <sub>tot</sub>	100,0	22,84	9,14	37,60	100,0



inductie (cimp maxim 10.000 Œ), cît și în cimp slab, utilizind un separator magnetic de laborator, cu disc (cimp maxim — 2500 Œ).

Rezultatele cele mai bune — prezentate în tabelul 2 — s-au obținut prin separarea magnetică într-un cimp relativ slab (max. 2500 Œ), utilizând separatorul magnetic cu disc ; materialul a fost tratat după o schemă

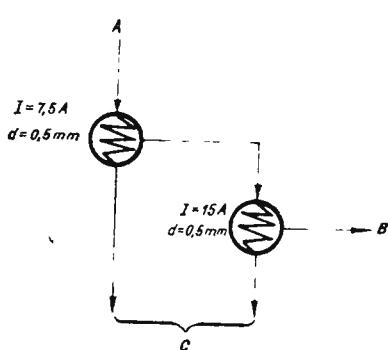


Fig. 1. — Separarea magnetică.  
Concentration magnétique.

(fig. 1) ce constă dintr-o primă separare la o intensitate a curentului de 7,5 A, cu distanța între fierul reglată la 0,5 mm, în urma căreia se obține un concentrat și un produs intermediar care se retragează la o intensitate a curentului de 15 A, distanța întrefierului fiind de 0,5 mm.

Separarea magnetică a clasei < 0,09 mm nu s-a soldat cu rezultate mulțumitoare, astfel încit în calculele de indici făcute s-au luat în considerare numai rezultatele obținute la separarea claselor > 0,09 mm.

Examinind rezultatele prezentate în tabelul 2 se constată că în toate cazurile s-au obținut în medie concentrate de Mn cu 32-33% Mn, 9,5-11,5% Fe și 18,5-21% SiO<sub>2</sub>. Din punct de vedere al extracției de metal însă, rezultatele cele mai favorabile s-au obținut la tratarea materialului sfărîmat la 2 mm, cind extracția de Mn a fost de 83,3%.

### b) Experimentări de concentrare pe mese

Acste experimentări au fost executate cu materialul sfărîmat la 1 mm ; 0,5 mm și 0,25 mm și clasat în clasele granulometrice 1-0,5 ; 0,5-0,25 ; 0,25-0,09 și <0,09 mm, care au fost tratate separat.

S-a utilizat o masă de concentrare de laborator, oscilantă, pe picioare elastice inclinate, acționată cu mecanism bielă-excentric.

Rezultatele obținute în urma unei singure tratări pe masă sunt prezentate în tabelul 3. Examinarea acestora ne permite să tragem concluzia că printr-o singură tratare pe masa de concentrare se pot obține concentrate de mangan de o calitate mulțumitoare, cu 38-42% Mn ; 7-7,5% Fe și 12-17% SiO<sub>2</sub> însă la extracții de Mn foarte mici, de 7,5-19%. Așa cum se poate vedea din acest tabel, creșterea extracției de Mn este în dauna calității concentratelor obținute.



TABELUL 3  
Concentrarea pe mese

Sfârîmare la : mm	Produse	Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracția de metal %
			Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	
1	C <sub>1</sub>	12,3	37,96	7,45	17,05	19,1
	C <sub>2</sub>	37,7	28,20	9,08	32,40	43,7
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	50,0	30,50	8,68	28,70	62,8
	C <sub>3</sub>	34,4	16,68	9,45	49,90	23,5
	C <sub>4</sub>	15,6	21,73	11,79	40,40	13,7
	A	100,0	24,36	9,41	37,80	100,0
0,5	C <sub>1</sub>	4,7	42,25	7,13	13,40	7,8
	C <sub>2</sub>	23,9	33,80	9,55	25,12	31,8
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	28,6	35,20	9,15	23,20	39,6
	C <sub>3</sub>	39,2	22,88	8,85	42,00	35,2
	C <sub>4</sub>	32,2	19,95	10,30	38,36	25,2
	A	100,0	25,45	9,40	35,43	100,0
0,25	C <sub>1</sub>	4,2	41,30	7,60	11,82	7,5
	C <sub>2</sub>	31,3	29,02	8,20	29,38	38,8
	C <sub>1</sub> + C <sub>2</sub>	35,5	30,46	8,17	27,28	46,3
	C <sub>3</sub>	23,5	18,80	9,37	43,20	18,9
	C <sub>4</sub>	41,0	19,95	11,80	40,70	34,8
	A	100,0	23,44	9,55	36,54	100,0

În continuare au fost efectuate experimentări cu retratarea produsului intermediu de la tratarea primară (fig. 2). Aceste experimentări au fost executate — ca și cele precedente — cu tratarea separată pe clase granulometrice.

Rezultatele obținute sint sintetizate în tabelul 4. Se constată că prin concentrarea pe mese — cu retratarea produselor intermediiare de la tratarea primară — a minereului sfârîmat la 1; 0,5 și 0,25 mm se pot obține concentrate cu 37,3-43,5% Mn; circa 7,5% Fe și 11-16,7% SiO<sub>2</sub>, cu extracții în greutate de 5,4-21,5% și extracții de Mn de 10-32,25%. Se observă că conținutul în mangan al concentratelor obținute crește, iar conținutul în SiO<sub>2</sub> al acestora scade cu micșorarea dimensiunii la care s-a făcut sfârîmarea materialului tratat; conținutul în fier al acestor concentrate se menține practic constant, la circa 7,5%. În schimb,

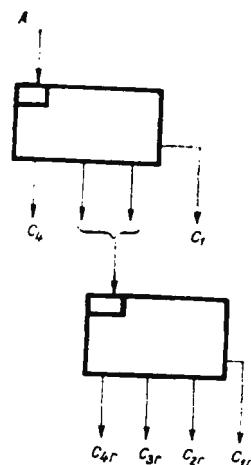


Fig. 2. — Concentrare pe mese  
Concentration sur tables.



extracția de Mn din concentrate scade cu micșorarea dimensiunii materialului tratat, de la 32,25% cît s-a obținut în cazul tratării materialului sfărîmat la 1 mm, la 10% cît s-a realizat prin tratarea materialului sfărîmat la 0,25 mm. Extracția în greutate a concentratului scade în același sens de la 21,5% la 5,4%.

Prin retratarea în continuare a celorlalte produse ( $C_{2r}$  și  $C_{3r} + C_{4r} + C_4$  obținute în urma aplicării schemei din figura 2, se va putea mări extracția finală de Mn.

TABELUL 4

*Concentrarea pe masă (cu retratarea produselor intermedie de la tratarea primară) a minereuluș sfărîmat la 1; 0,5 și 0,25 mm*

Clasa mm	Produse	Extracția în greutate %	Conținuturi %			Extracția de Mn %
			Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	
1-0	$C_1$	11,3	38,21	7,12	14,12	17,35
	$C_{1r}$	10,2	36,37	7,83	19,51	14,90
	$C_{2r}$	19,1	28,67	9,65	30,76	22,00
	$C_{3r}$	27,9	19,16	9,97	44,40	21,45
	$C_{4r}$	15,0	20,18	10,71	45,71	12,20
	$C_4$	16,5	18,21	10,11	45,83	12,10
	A	100,0	24,88	9,50	36,37	100,00
	$C_1 + C_{1r}$	21,5	37,30	7,46	16,70	32,15
	$C_{2r}$	19,1	28,67	9,65	30,76	22,00
	$C_{3r} + C_{4r} + C_4$	59,4	19,20	10,20	45,20	45,75
0,5-0	$C_1$	5,3	41,90	7,13	9,80	9,0
	$C_{1r}$	4,9	37,59	7,94	18,24	7,5
	$C_{2r}$	20,3	29,74	8,51	29,60	24,2
	$C_{3r}$	48,3	21,80	10,32	43,15	42,5
	$C_{4r}$	8,2	21,74	10,55	40,40	7,1
	$C_4$	13,0	18,44	9,97	42,90	9,7
	A	100,0	24,57	9,63	36,82	100,0
	$C_1 + C_{1r}$	10,2	39,80	7,52	13,85	16,5
	$C_{2r}$	20,3	29,74	8,51	29,60	24,2
	$C_{3r} + C_{4r} + C_4$	69,5	20,97	10,30	42,73	59,3
0,25-0	$C_1$	3,2	43,50	7,32	9,64	5,9
	$C_{1r}$	2,2	41,25	7,36	13,00	3,9
	$C_{2r}$	21,0	30,75	9,15	26,07	27,2
	$C_{3r}$	4,8	26,55	8,39	38,45	5,4
	$C_{4r}$	15,8	20,60	8,25	42,30	13,7
	$C_4$	53,0	19,57	9,38	42,24	43,9
	A	100,0	23,67	8,91	37,00	100,0
	$C_1 + C_{2r}$	5,4	42,60	7,34	11,02	9,8
	$C_2$	21,0	30,75	9,15	26,07	27,2
	$C_{3r} + C_{4r} + C_4$	73,6	20,26	9,08	42,00	63,0



प्राप्ति विद्या की विवरणीयता अवधारणा की विवरणीयता से अलग है। विद्या की विवरणीयता विद्या की विवरणीयता की विवरणीयता से अलग है।

«...и, пожалуйста, не забывайте о нас». «...и, пожалуйста, не забывайте о нас»,  
стремясь облегчить вину перед родителями, которые не могут помочь им в воспитании.  
Но это не помогает, ибо родители не винят их в этом.

Agreement was reached on the following recommendations:

Figure 1. The effect of the number of hidden neurons on the performance of the proposed model.

Figure 10. The effect of the number of hidden neurons on the performance of the proposed model.

Figure 1. The effect of the number of training samples on the performance of the proposed model.

[www.ijerph.org](http://www.ijerph.org) | [www.sciencedirect.com](http://www.sciencedirect.com) | [www.elsevier.com](http://www.elsevier.com)

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#) | [Print](#)

Georgian culture and its contributions to the world, and the importance of the arts in the development of the nation.

<http://www.industrydocuments.ucsf.edu/docs/lnqz0001>

“**கால்பாதா**” என்று கூறிய பாதா என்பதை விட்டு விட்டு வரும் நிலையை கால்பாதா என்று அழைகின்றன.

[View more details](#) | [View all products](#)

the thermal energy of the atmosphere is now greater than it was during the last century.

*Journal of Health Politics, Policy and Law*, Vol. 35, No. 1, January 2010  
DOI 10.1215/03616878-980000 © 2010 by The University of Chicago

www.sciencedirect.com



1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
31	32	33	34	35	36	37	38	39	40
41	42	43	44	45	46	47	48	49	50
51	52	53	54	55	56	57	58	59	60
61	62	63	64	65	66	67	68	69	70
71	72	73	74	75	76	77	78	79	80
81	82	83	84	85	86	87	88	89	90
91	92	93	94	95	96	97	98	99	100



Institutul Geologic al României



concentratelor și o ușoară scădere a conținutului de silice al acestora, cu micșorarea dimensiunii materialului tratat (de la 1 mm la 0,5 mm). Extrația în greutate a concentratului este de 21,5% în cazul tratării materialului sfărîmat la 1 mm, scăzind pînă la 10% la tratarea materialului sfărîmat la 0,5 mm; un concentrat de la separarea magnetică cu 32–32,5% Mn, 10–11% Fe și 20–20,2% SiO<sub>2</sub>, care reprezintă circa 22% din întregul material, în cazul tratării minereului sfărîmat la 1 mm și circa 28% din întregul material, în cazul tratării minereului sfărîmat la 0,5 mm.

TABELUL 8

*Concentrarea pe mese a minereului sfărîmat la 1 mm + separarea magnetică a produselor intermediare de la mese*

Produse	Extrația în greutate %	Conținuturi %			Extrația de Mn %
		Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	
C <sub>1</sub>	11,3	38,21	7,12	14,12	17,35
C <sub>1r</sub>	10,2	36,37	7,83	19,51	14,90
C <sub>1</sub> + C <sub>1r</sub>	21,5	37,30	7,46	16,70	32,35
P.I.	19,1	28,67	9,65	30,76	22,00
C <sub>2</sub>	22,3	32,16	10,12	20,18	28,85
B	37,1	11,35	10,26	60,26	16,90
	100,0	24,88	9,50	36,27	100,0

TABELUL 9

*Concentrarea pe mese a minereului sfărîmat la 0,5 mm + separarea magnetică a produselor intermediare de la mese*

Produse	Extrația îngreutate %	Conținuturi %			Extractia de Mn %
		Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	
C <sub>1</sub>	5,3	41,90	7,13	9,80	9,0
C <sub>1r</sub>	4,9	37,59	7,94	18,24	7,5
C <sub>1</sub> + C <sub>1r</sub>	10,2	39,80	7,52	13,85	16,5
P.I.	20,3	29,74	8,51	29,60	24,2
C <sub>2</sub>	28,2	32,50	10,90	20,26	37,4
B	41,3	13,09	9,88	58,10	21,9
A	100,0	24,57	9,40	35,43	100,0

Extrația totală de mangan este de circa 61% în cazul tratării materialului sfărîmat la 1 mm și de circa 54% în cazul tratării materialului sfărîmat la 0,5 mm. Apreciind că prin retratarea produsului intermediu-



For more information about the study, contact Dr. Michael J. Hwang at (319) 356-4550 or email at [mhwang@uiowa.edu](mailto:mhwang@uiowa.edu).

[View Details](#) [Edit](#) [Delete](#)

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#)

Digitized by srujanika@gmail.com

— 1 —

Digitized by srujanika@gmail.com

For more information about the study, please contact Dr. Michael J. Hwang at (310) 206-6500 or via email at [mhwang@ucla.edu](mailto:mhwang@ucla.edu).

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#)

（三）在本办法施行前，已经取得的有关资质、资格，继续有效。

\_\_\_\_\_

<sup>1</sup> See, for example, the discussion of the relationship between the two concepts in the introduction to the present volume.

[View Details](#) | [Edit](#) | [Delete](#)

---

---

---

www.scholarworks.iit.edu

לעומת הכתובים במקרא, שפה זו לא הייתה בשימושם של יהודים.

Digitized by srujanika@gmail.com

Digitized by srujanika@gmail.com

Digitized by srujanika@gmail.com

לעומת הכתובים במקרא, מילויים נאמרים כבנין של מילים או של מילים ושורשים.

卷之三十一

ANSWER

Digitized by srujanika@gmail.com

10. The following table shows the number of hours worked by each employee in a company.

10. The following table shows the number of hours worked by each employee in a company.



centratului obținut, precum și de separarea magnetică a materialului mai mic de 1 mm de la clasarea inițială.

Experimentările de separare magnetică au fost executate în condițiile de lucru stabilite ca optime în cadrul experimentărilor anterioare;

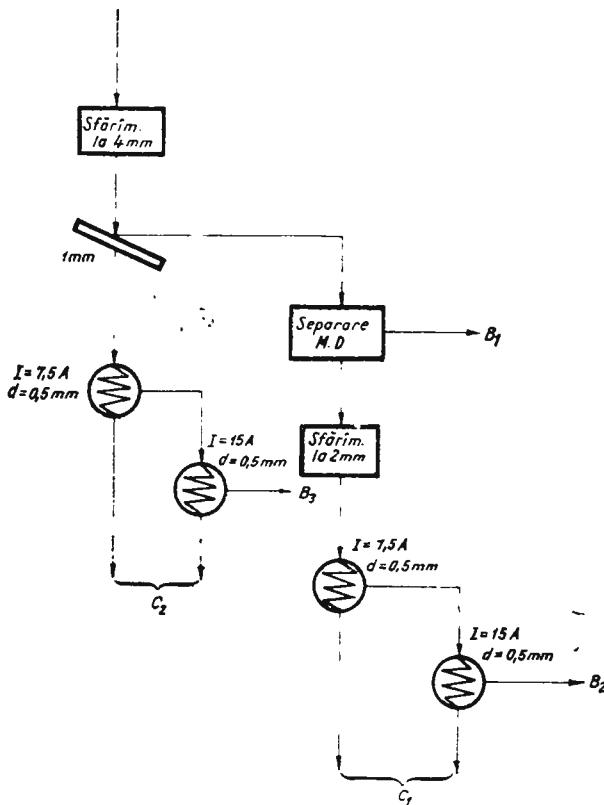
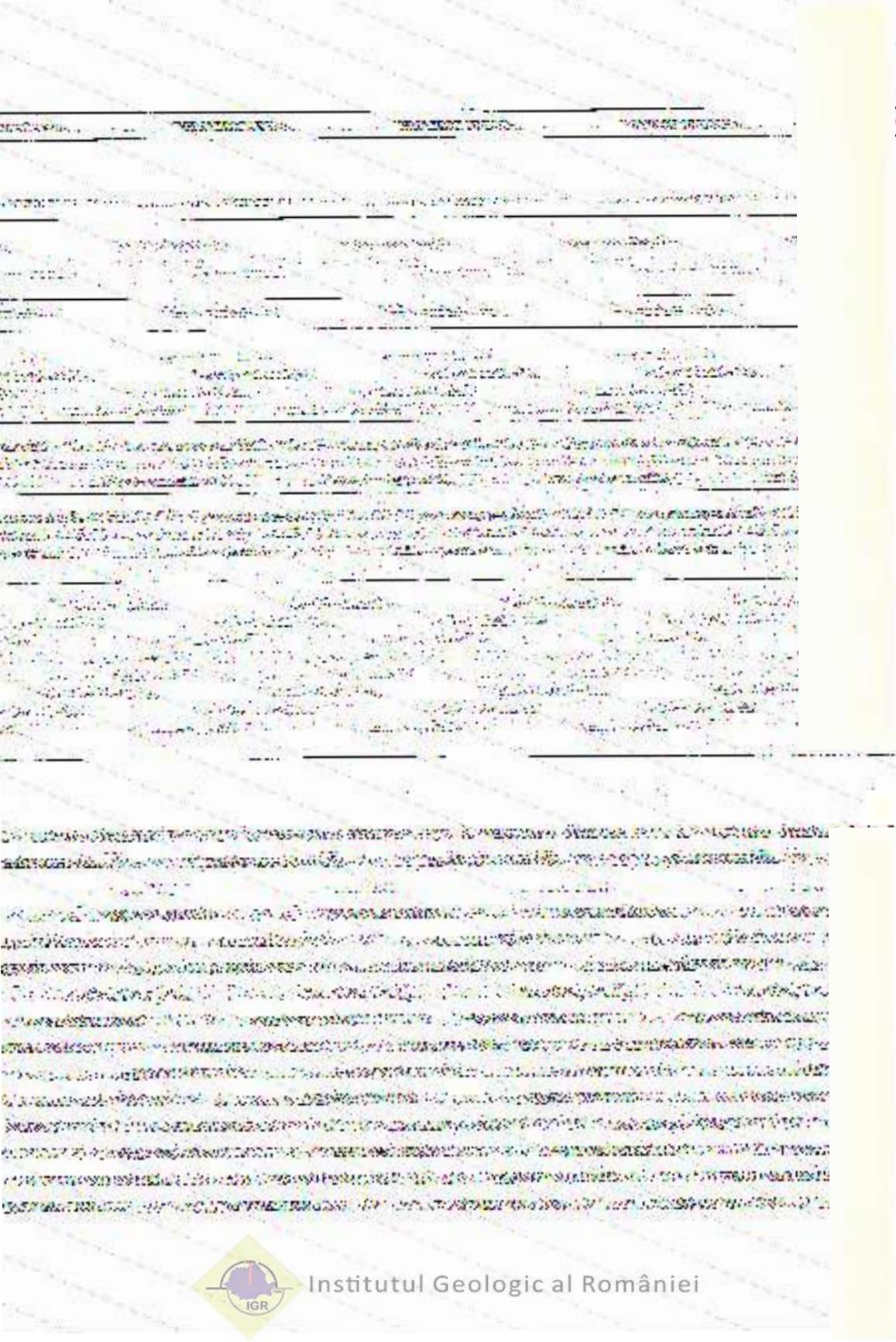


Fig. 4. — Preconcentrare densimetrică + separare magnetică.  
Préconcentration densimétrique + concentration magnétique.

materialul a fost tratat după clasarea prealabilă; deoarece determinările efectuate au arătat că în acest caz clasa <0,09 mm reprezintă o cantitate redusă (circa 5%), nu s-a mai făcut și o clasare la 0,09 mm, materialul respectiv fiind inclus în clasa <0,25 mm.

Rezultatele obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelul 11. Constatăm că prin aplicarea schemei menționate se poate obține în final un concentrat cu 32,6% Mn, 10,5 % Fe și 21,2% SiO<sub>2</sub>, la o extracție de Mn de circa 85%.





Rezultatele principale obținute la aceste experimentări sunt prezentate în tabelul 12.

TABELUL 12  
*Recapitularea rezultatelor*

Tehnologia	Produse obținute	Extracția în greutate %	Conținuturi %				Extracția de Mn %
			Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
Separare magnetică în cimp slab	Concentrat	60	33	10,3	20,3	0,30	83,3
Concentrare pe mese + separare magnetică	Concentrat 1	21,5	37,3	7,4	16,7	0,16	72,2
	Concentrat 2	22,3	32,1	10,1	20,2	0,30	
Preconcentrare densimetrică + separare magnetică	Concentrat	60	32,6	10,5	21,2	0,31	84,8
Flotație	Concentrat 1	16,6	38,25	6,6	15,1	0,26	39,5
	Concentrat 2	10,0	30,1	10,8	24,0	0,30	

Se poate considera că rezultatele cele mai favorabile obținute prin cercetările efectuate, s-au realizat prin aplicarea unei scheme combinate (fig. 10), constând din concentrarea pe mese a materialului sfârîmat la 1 mm și separarea magnetică în cimp slab a produselor intermediare de la mese. În acest fel se poate obține :

un concentrat de la mese cu 37,3% Mn; 7,4% Fe; 16,7% SiO<sub>2</sub> și 0,16% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, la o extracție în greutate de 21,5%;

un concentrat de la separarea magnetică cu 32,1% Mn; 10,1% Fe; 20,2% SiO<sub>2</sub> și 0,3% P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, care reprezintă 22,3% din întreg materialul.

Apreciind că prin retratarea produsului intermediu obținut la aplicarea schemei respective se poate recupera circa 50% din manganul conținut, extracția totală de mangan ajunge la circa 72%.

Cunoșcind și rezultatele obținute în urma volumului mare de cercetări efectuate în țara noastră în ultimii 10-12 ani asupra minereurilor de Mn din regiunea Vatra Dornei-Iacobeni — minereuri de tip asemănător celui studiat în prezenta lucrare — apreciem că prin metodele clasice ale preparării nu se pot obține rezultate superioare celor prezentate.

Desigur că ar putea fi luată în considerare eventualitatea aplicării unor metode chimice de valorificare tehnologică, care — aşa cum au arătat cercetările efectuate pe mai multe minereuri manganifere din țara noastră, între care și cele din regiunea Vatra Dornei-Iacobeni — pot



duce la obținerea de produse de calitate superioară ; aceste metode însă, dat fiind prețul de revenire ridicat al produsului final, nu pot fi acceptate în prezent, din punct de vedere economic.

Cele două concentrate ce se pot obține — așa cum au arătat cercetările noastre asupra minereului de la Dadu-Cîrlibaba — pot fi utilizate în industria siderurgică : primul, la fabricarea feromanganului, ca atare (pentru feromangan de calitate mai slabă), sau în amestec cu minereu din import de calitate superioară ; al doilea, ca adaos la topirea obișnuită în furnale a minereurilor de fier, sau la fabricarea feromanganului, în amestec cu minereu din import de calitate superioară.

Înînd seama de rezultatele obținute prin cercetările de preparare efectuate, se apreciază că zăcămîntul manganifer de la Dadu-Cîrlibaba prezintă interes, urmînd ca studiul tehnico-economic ce va fi efectuat să aprecieze oportunitatea punerii lui în exploatare.

## BIBLIOGRAFIE

- Ianovici V., Dimitriu A., Ionescu C. (1966) Studiul geologic și geochemical al zăcămintelor de mangan Dadu și Coșna (Carpații Orientali), *St. și cerc. geol., geof., geogr., seria Geol.* 11, 1. București.
- Ramdohr P. (1960). Die Erzmineralien — Akademie Verlag, Berlin.
- Socolescu Gr. (1967) Procedee de prelucrare a minereurilor silicioase de mangan. *Rev. chim.* 1, București.
- Stănciulescu Gh., Landes V., Hiută I., Flexer S. (1962) Contribuții la stabilirea posibilităților de fabricare a feromanganului și a silicomanganului din minereuri sărace de mangan, silicioase și fosforoase. *Metal. constr. maș.* 6. București.
- Taggart A. (1960). Handbook of mineral dressing, John Wiley et Sons, Inc., New York.
- Wottgen E. (1962). Flotationsmittel für oxydische Eisen und Manganerze, Neue Hütte, 4. Berlin.
- \* \* \* (1962). Froth Flotation, 50-th Anniversary Volume, AIMME, New York.

## RECHERCHES SUR LES POSSIBILITÉS DE VALORISATION TECHNOLOGIQUE DU GISEMENT MANGANÉSIFÈRE DE DADU- CÎRLIBABA

(Résumé)

L'étude a eu pour but d'examiner, du point de vue de la préparation, les possibilités de valorisation du gisement manganésifère de Dadu-Cîrlibaba.

L'échantillon technologique, soumis aux recherches de préparation, a été prélevé des haldes à matériel utile des travaux géologiques qui ont traversé le gisement. Il a présenté



les suivantes teneurs plus importantes : 23,5 à 24 % Mn ; 8,8 % Fe ; 38,2 % SiO<sub>2</sub> ; 0,46 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>. Conformément aux observations minéralogiques effectuées, on est arrivé à la conclusion que la composition minéralogique de l'échantillon étudié est à peu près la suivante : 18% oxydes de manganèse, 18% carbonates de manganèse, 22% silicates de manganèse, 6% oxydes de fer, 28% quartz et 8% séricite et chlorite.

Les recherches de préparation exécutées ont consisté dans des expérimentations de séparation magnétique, des concentrations sur table, de la préconcentration densimétrique, de la flottation ainsi que dans des expérimentations selon des schémas combinés.

Les observations minéralogiques effectuées ont démontré l'existence d'une association avancée entre les oxydes de manganèse et les oxydes de fer ; on ne peut pas donc parler d'une réduction de la teneur en fer dans les concentrés de manganèse. Comme suite, par les expérimentations de préparation effectuées on a surtout poursuivi d'obtenir des concentrés de manganèse ayant la plus réduite teneur possible en SiO<sub>2</sub>.

Les principaux résultats obtenus pendant ces expérimentations sont présentés dans le tableau suivant :

#### RÉCAPITULATION DES RÉSULTATS

Technologie	Produits obtenus	Récupération en poids %	Teneurs en pour-cent				Récupération de Mn %
			Mn	Fe	SiO <sub>2</sub>	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	
Séparation magnétique en champs faible	concentré	60	33	10,3	20,3	0,30	83,3
Concentration sur tables + + séparation magnétique	concentré 1	21,5	37,3	7,4	16,7	0,16	72,2
	concentré 2	22,3	32,1	10,1	20,2	0,30	
Préconcentration densimétrique + séparation magnétique	concentré	60	32,6	10,5	21,2	0,31	84,8
Flottation	concentré 1	16,6	38,25	6,6	15,1	0,26	39,5
	concentré 2	10,0	30,1	10,8	24,0	0,30	

On peut considérer que les résultats les plus favorables, obtenus à la suite des études effectuées, ont été réalisés en appliquant un schéma combiné (fig. 3).

De cette manière, on peut obtenir : un concentré, résultat de la concentration sur tables à 37,3 % Mn ; 7,4 % Fe ; 16,7 % SiO<sub>2</sub> ; et 0,16 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, à une récupération en poids de 21,5 % ; un concentré résulté de la séparation magnétique à 32,1 % Mn ; 10,1 % Fe ; 20,2 % SiO<sub>2</sub> et 0,3 % P<sub>2</sub>O<sub>5</sub> qui représente 22,3 % de tout le matériel.

En tenant compte que par le retraitement du produit intermédiaire obtenu à l'application du schéma respectif on peut récupérer environ 50 % du manganèse contenu, la récupération totale de manganèse arrivera à environs 72 %.

En considérant aussi les résultats obtenus à la suite de la multitude des recherches effectuées dans notre pays pendant les 10 ou 12 dernières années, sur les minéraux de manganèse de la région Vatra Dornei-Iacobeni (minéraux ressemblants à celui étudié dans ce travail)





## PLANŞA I

Fig. 1. — Piroluzit format pe psilomelan. N //;  $\times 100$ . a) piroluzit ; b) psilomelan.

Pyrolusite formée sur de la psilmélane. N //;  $\times 100$ . a) pyrolusite ; b) psilmélane.

Fig. 2. — Piroluzit format în jurul unei fisuri cu gangă, pe seama psilomelanului. N //;  $\times 100$ . a) piroluzit ; b) psilomelan ; c) gangă.

Pyrolusite formée sur le compte de la psilmélane autour d'une fissure à gangue. N //;  $\times 100$ . a) pyrolusite ; b) psilmélane ; c) gangue.

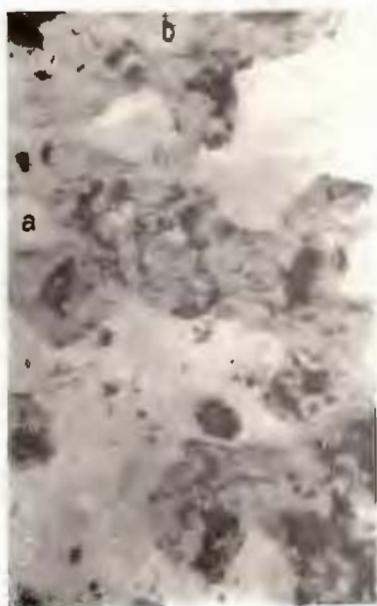
Fig. 3. — Oxizi de mangan intens asociați cu ganga cuarțitică. N //;  $\times 100$ . a) oxizi de mangan ; b) cuart.

Oxides de manganèse intensément associés avec la gangue quartzeuse. N //;  $\times 100$ . a) oxides de manganèse ; b) quartz.

Fig. 4. — Oxizi de mangan în strînsă asociatie cu oxizi de fier N //;  $\times 100$ . a) oxizi de mangan ; b) hematit ; c) gangă.

Oxides de magnanèse en étroite association avec les oxides de fer. N //;  $\times 100$ . a) oxides de magnanèse ; b) hématite ; c) gangue.





1



2



3



4

## PLANŞA II

Fig. 1. — Oxizi de mangan înconjoară granulele de silicati de mangan sau pătrund în masa lor pe crăpături și plane de clivaj. N<sub>1</sub>; X 100.

Oxides de manganèse revêtent les granules de silicates de manganèse ou pénètrent dans leur masse par les fissures et les plans de clivage. N<sub>1</sub>; < 100.

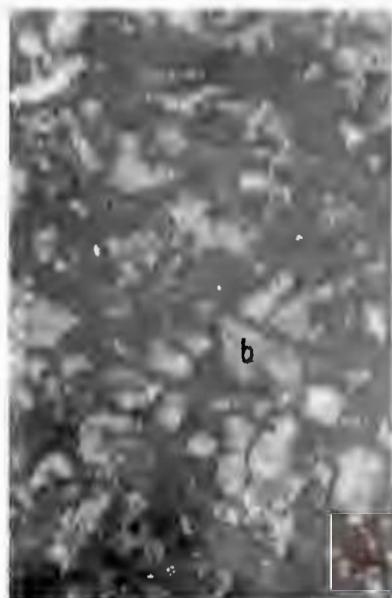
Fig. 2. — Carbonați de mangan ea mase criptocristaline asociați cu siliceți de mangan. N<sub>1/1</sub>; X 100. a) rodocrozit; b) rodonit; c) spesartin.

Carbonates de manganèse comme masses criptocristallines associés avec des silicates de manganèse. N<sub>1/1</sub>; < 100. a) rhodocrosite; b) rhodonite; c) spessartine.

Fig. 3. — Cuarțit manganifer. Asociație înaintată între oxizi de mangan și cuarț. N<sub>1</sub>; X 70. a) cuarț; b) oxizi de mangan.

Quartzite manganésifère. Association avancée entre les oxides de manganèse et du quartz. N<sub>1/1</sub>; > 70. a) quartz; b) oxides de manganèse.

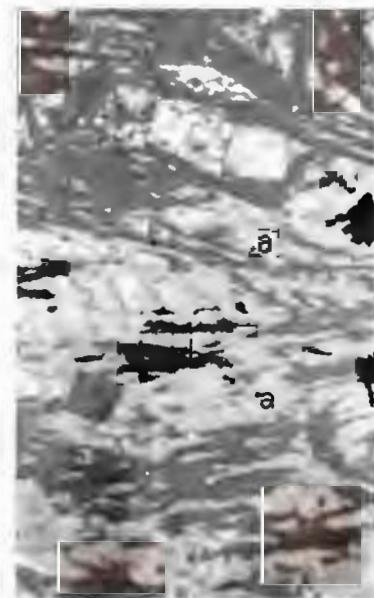




1



2



3



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României