

INSTITUTUL DE GEOLOGIE ȘI GEOFIZICĂ
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA B

Chimie

Nr. 52

B I.G.

12885

STUDII DE CHIMIE
ȘI PREPARAREA MINEREURILOR



BUCUREŞTI
1980



Institutul Geologic al României

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

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

**INSTITUTUL GEOLOGIC AL ROMÂNIEI
COMITETUL GEOLOGIC
COMITETUL DE STAT AL GEOLOGIEI
INSTITUTUL GEOLOGIC
INSTITUTUL DE GEOLOGIE ȘI GEOFIZICĂ**



Institutul Geologic al României

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

SERIA B

Chimie

Nr. 52

**STUDII DE CHIMIE
ȘI PREPARAREA MINEREURILOR**



128885

**BUCUREŞTI
1980**



Institutul Geologic al României

CONTENU

(Résumés)

Maria Borcea, I. Ene. Recherches concernant la minéralogie et l'établissement des possibilités de valorisation des minéraux en vue de l'introduction dans le circuit économique du quartzite de la zone de Priopcea-Piatra Cernei	10
I. Ene, Adela Drăgulescu, Elena Grigorescu. Recherches concernant la valorisation de la minéralisation de fer de Rusai	30
I. Ene, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Elena Grigorescu. Recherches concernant l'établissement des possibilités d'obtenir des concentrés de feldspath potassique (avec 9-10% K ₂ O) des migmatites de la vallée du Vilsan	56
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Sabină Mitu, Mihaela Pop. Recherches préliminaires pour l'établissement du flux technologique de principe pour la valorisation d'un minéral complexe avec Pb, Zn, Cu et Sn	74
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Ecaterina Vătulescu. Recherches pour la valorisation des schistes talqueux de Ruginosu (Poiana Ruscă)	97
I. Nițulescu, Paula Spiroiu. Considérations concernant la méthodologie d'étude de la composition et de la structure des minéraux de fer pauvres pour apprécier leur valeur économique	120
C. Pandeleșcu, Paula Spiroiu. Considérations concernant les possibilités de valorisation des schistes à magnétite de la série cristalline de Sibiesel	131
C. Pandeleșcu, I. Ene, C. Mina, Maria Borcea, Maria Dumitrescu. Quelques aspects concernant les possibilités d'obtenir l'alumine des schistes pyrophylitiques de Viezuroiu-Gorj	151
P. Vlad, I. Radu Pascal, Maria-Lucia Ilie. La détermination de la variabilité de la récupération du métal pour la valorisation des minéraux, corrélée avec les indicateurs techniques-économiques, en employant les méthodes statistiques mathématiques	167



CUPRINS

Pag.

Maria Borcea, I. Ene. Cercetări privind mineralogia și stabilirea posibilităților de preparare în vederea introducerii în circuitul economic a cuarțitului din zona Priopcea-Piatra Cernei	5
I. Ene, Adela Drăgulescu, Elena Grigorescu. Cercetări privind valorificarea mineralizației de fier de la Rusia	17
I. Ene, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Elena Grigorescu. Cercetări privind stabilirea posibilităților de obținere a unor concentrate de feldspat potasic (cu 9-10% K ₂ O) din migmatitele de la valea Vărsanului	33
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Sabina Mitu Mihaela Pop. Cercetări preliminare pentru stabilirea fluxului tehnologic de principiu pentru prepararea unui minereu complex cu Pb, Zn, Cu și Sn	61
B. Georgescu, Maria Dumitrescu, Maria Borcea, Ecaterina Vătușescu. Cercetări pentru valorificarea șisturilor talcoase de la Ruginosu (Poiana Ruscăl)	77
I. Nițulescu, Paula Spiroiu. Considerații privind metodologia de cercetare a compoziției și structurii unor minereuri de fier sărace	101
C. Păndelescu, Paula Spiroiu. Considerații asupra posibilităților de valorificare a șisturilor cu magnetit din seria cristalină de Sibișel	123
C. Păndelescu, I. Ene, C. Mina, Maria Borcea, Maria Dumitrescu. Unele aspecte privind posibilitățile de obținere a aluminei din șisturile pirofilitice de la Viezuroiu-Gorj	135
P. Vlad, I. Radu Pascal, Maria Lucia Ilie. Determinarea variației extracției de metal la prepararea minereurilor, corelată cu indicatorii tehnico-economici, folosind metodele statisticii matematice	157





Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PRIVIND MINERALOGIA ȘI STABILIREA
POSIBILITĂȚILOR DE PREPARARE ÎN VEDERE
INTRODUCERII ÎN CIRCUITUL ECONOMIC A CUARTITULUI
DIN ZONA PRIOPCEA-PIATRA CERNEI¹

DE
MARIA BORCEA, ION ENE²

Processing researches. Complex Beneficiation of rocks. Quartzit. Mineralogical study. Wet classification. Crushing. Măcin Mountains.

Abstract

Researches Relating to the Mineralogy and Dressing Possibilities with a View to Introduce the Quartzite from the Priopcea-Piatra Cernei Zone into the Economical Circuit. This quartzite shows a high degree of purity being formed almost in its totality (96-97%) of quartz; the sizes of quartz particles are ranging from 0.03 to 7 mm, fact favouring the transformation by heating of quartz into cristobalite. The impurities which are represented by clay minerals, micas and iron hydroxides, displaying a very low content, do not perceptibly influence the behaviour of quartz in the heating process. Using a very simple dressing flow-sheet involving only crushing and wet classification operations it is possible to obtain from this quartzite two final products which may be used to produce ferrosilicon (+20 mm material) as well as silica fireproof brick (-20 mm material). The second product, after a previous dressing (communition, classification and washing), may be utilized to produce glass including high quality products.

Dezvoltarea în ritm susținut, și din punct de vedere industrial, a R. S. România a pus problema producării, pentru prima dată în țară, a feroalialajelor. Dintre acestea, printre cele mai importante este ferosili-ciul, aliaj al fierului cu siliciul, utilizat, printre altele, ca dezoxidant la

¹ Predată la 17.XI.1975, acceptată pentru publicare la 3.II.1976, comunicată în ședința din 20.II.1976.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1 București.



elaborarea oțelurilor, precum și la obținerea atât a oțelurilor speciale cu conținut de siliciu cît și a fontelor antiacide.

Una din materiile prime importante la obținerea ferosiliciului este cuarțitul care, pentru a putea fi utilizat în acest scop, trebuie să îndeplinească anumite condiții de calitate. Prin complexitatea lor și prin valorile înalte ale caracteristicilor pe care trebuie să le aibă un astfel de cuarțit, fac ca aceste condiții de calitate, considerate ca foarte exigente, să pună probleme dificile atât celor care se ocupă cu găsirea unor astfel de zăcăminte, cît și celor care stabilește tehnologiile de preparare în vederea obținerii materiei prime de calitate corespunzătoare.

Pe baza normelor existente în țări producătoare de ferosiliciu, s-a stabilit că pentru a fi utilizat la fabricarea ferosiliciului, un cuarțit trebuie să conțină minimum 96% SiO_2 , maximum 1% $\text{CaO} + \text{MgO}$; 0,02 P_2O_5 ; 1% Al_2O_3 ; fierul fiind un element util nu este limitat restrictiv — în contextul respectării conținutului prescris pentru SiO_2 . Din punct de vedere granulometric, materialul trebuie să aibă dimensiuni cuprinse între 20 și 120 mm, predominând (70-80%) materialul cu dimensiuni cuprinse între 50-100 mm; materialul cu dimensiuni sub 20 mm îngreuiază funcționarea cuptoarelor electrice în care se produce ferosiliciul și, în plus, conține cea mai mare parte din oxizii nedoriți (Al_2O_3 , CaO , MgO , P_2O_5). De asemenea, aceste cuarțite trebuie să fie lipsite, pe cît posibil, de fisuri și să aibă o structură compactă microcristalină formată din cristale izometrice de cuarț. În ceea ce privește comportarea în procesul de încălzire, este necesar ca prin încălzirea cuarțitului la 1300°C, mărunțirea materialului prin decrepitare să fie cît mai neînsemnată; adică, în produsul obținut după încălzire proporția de material sub 5 și sub 20 mm să fie de 5%, respectiv 10%. Ca aspect cuarțitul trebuie să se prezinte ca fragmente de culoare alb-gălbui sau cenușie, avînd în spărtură o suprafață în general mată, cu o structură microcristalină. În sfîrșit, ultima condiție de calitate pe care trebuie să o îndeplinească un astfel de cuarțit se referă la capacitatea de absorbție a apei care nu trebuie să fie mai mare de 3%. În ceea ce privește consumul specific de cuarțit, din rezultatele obținute de țările producătoare, rezultă că la elaborarea prin procedeul electrotermic a feroalajelor pe bază de siliciu, consumul specific de cuarțit este de 1,9 t pe tonă de FeSi 75 sau SiCa 28.

În ceea ce privește cercetările geologice anterioare asupra cuarțitelor din Zona Priopcea-Piatra Cernei, din lucrările existente pînă în prezent se constată numai o prezentare stratigrafică și litologică făcută în cadrul descrierilor generale ale formațiunilor paleozoice din Dobrogea de nord (Mirăuță, 1966) și unele observații mineralogice sumare prezentate în rapoartele de prospecționi geologice³ și în cele de explorare privind documentații cu calculul rezervelor de cuarțite de la Piatra Cernei⁴ și

³ A. Vlădescu, Magdalena Radu, V. Stefanuț. 1971 Arh. I.G.P.S.M.S. București.

⁴ M. Biloiu, O. Gologan. 1954, 1971—1973. Arh. I.F.L.G.S. București.

Priopcea⁵. Având în vedere importanța economică a acestui zăcămînt, la căruia cunoaștere și punere în valoare au contribuit și cercetările efectuate de noi, considerăm utilă prezentarea rezultatelor cercetărilor mineralogice și de preparare efectuate de noi asupra unor probe reprezentative pentru zăcămîntul de cuartit din zona Priopcea-Piatra Cernei.

Din punct de vedere geologic, zăcămîntul de cuartit este localizat în Dobrogea de nord, zona munților Măcin. Formațiunile geologice din această zonă sunt de vîrstă proterozoică și paleozoică și sunt constituite din sisturi cristaline în care s-au separat: seria rocilor bazice verzi metamorfozate și seria filito-cuarțitică. În cadrul seriei filito-cuarțitice se conturăt, în creasta Priopcea și în dealul Piatra Cernei, un orizont gros de peste 200 m, caracterizat prin predominanța cuarțitelor față de filite; acest orizont are direcția NV-SE și este alcătuit din bancuri de cuartit albe-oenușii cu grosimi de mai mulți metri, separate prin intercalării subțiri de filite și sisturi cuarțito-sericitoase. Cuarțitul de Priopcea și Piatra Cernei, considerat de vîrstă ordoviciană, este flancat în partea vestică de un orizont de calcare și cuarțite negre, grafitoase, siluriene. Genetic, cuarțitul pare să provină, parțial, din silicolite (jaspuri) metamorfozate și recristalizate (Mirăuță, 1966).

Cele două corpuri de cuartit sunt situate unul (Priopcea) la NV și altul (Piatra Cernei) la SE de satul Cerna, pe aceeași direcție, la distanță de aproximativ 3 km unul de celălalt.

Corpul de cuartit Priopcea⁵ este constituit dintr-o lentilă puternic reliefată morfologic, cu o lungime totală de aproximativ 7 km și o grosime maximă de 100 m, fracturată în cîteva puncte, ușor decrosată și cu intercalații longitudinale de filite cuarțito-sericitoase de 2-50 m grosime. Lucrările de explorare au conturat, în cadrul corpului de zăcămînt, patru benzi cuarțitice prinse în sisturi cuarțito-sericitoase. Poziția și structura acestor benzi de cuartit permit exploatarea lor în carieră, fără dificultate.

Corpul de cuartit din dealul Piatra Cernei⁴ este constituit din opt lentile principale, individualizate, apropiate și prinse în masa sistemelor cuarțito-sericitoase. Lungimea lentilelor este cuprinsă între 50-550 m, iar grosimea lor între 20-110 m. Lungimea totală a corpului este de aproximativ 2 km. Lentilele ce alcătuiesc corpul de cuartit din dealul Piatra Cernei sunt suficient de distanțate între ele ca exploatarea să se facă în carieră, concomitent la mai multe lentile.

Probele cercetate de noi au fost colectate de I.F.L.G.S. atât din corpul de cuartit din dealul Piatra Cernei (probă studiată în anul 1972), cât și din corpul de cuartit din culmea Priopcea (probă studiată în anul 1974). Din corpul de cuartit din dealul Piatra Cernei s-au colectat două probe, una din galeriile 4 și 7, alta numai din galeria 4. Granulometria probelor a fost oca rezultată la săparea galeriei de explorare. Din cuarțitul din masivul Priopcea s-a colectat o probă medie care a cuprins material atât din partea de sud (dealul Para Bair) cât și din partea de nord (dealul Chervante). S-a considerat că probele sunt reprezentative pentru zăcămînt,

⁵ M. Bîloiu. 1975. Arh. I.F.L.G.S., București.

întrucit sint constituite proporțional din utilul interceptat de totalitatea lucărărilor miniere.

Observate macroscopic, probele de cuarțit au fost asemănătoare; în cea mai mare parte ele au fost alcătuite din fragmente compacte, dure, de culoare albicioasă cu nuanțe gălbui-brune sau cenușiu-deschise (date de impregnații slabe și difuze feruginoase sau argiloase) și mai puțin din fragmente fisurate și brecificate; acestea din urmă cuprind în masa lor fisuri și pelicule milimetrice și submilimetrice de minerale argiloase, hidroxizi de fier și rare dendrite grafitoase. Structura cuarțitului este microgranooblastică iar textura masivă, uneori cu tendință slabă de orientare, evidențiată mai ales de peliculele de infiltrație cu hidroxizi de fier.

În proba de la Priopcea a mai fost prezentă o proporție foarte scăzută (cca 7%) de cuarț negru-cenușiu, avind o textură orientată și o impregnație grafitoasă care îi dă culoarea închisă; acestea provin probabil, din orizontul de cuarțite negre siluriene care flancohează zăcământul în partea lui vestică. Se mai menționează și o cantitate redusă de cuarțite pure, cu structură granoblastică și culoare albă curată, fiind lipsite practic de impurități. O caracteristică comună a tuturor fragmentelor de cuarțit o constituie compactitatea și rezistența lor mare la sfârșire, dată atât de compoziția mineralogică (cuarțul constituie întotdeauna fondul granoblastic exclusiv al rocii), cât și de microstructura lor și în special de suprafețele neregulate de contact dintre cristalele de cuarț, care de obicei, sunt fin dințate și intim întrepătrunse.

Analizele chimice generale⁶ ale probelor cercetate, ale căror rezultate sint prezentate în tabelul 1, au arătat că toate probele sint constituite aproape în totalitate din SiO_2 , conținutul în alte elemente chimice fiind practic foarte mic.

Observațiile microscopice corelate cu datele analizelor chimice generale au dus la stabilirea unor compozitii mineralogice (tab. 2) care sint asemănătoare pentru cele două corpuri de cuarțite (din dealul Piatra Cernei și din culmea Priopcea). Deosebirile constau numai în mici diferențe la proporțiile de cuarț, minerale argiloase și hidroxizi de fier.

Sub microscop, cuarțitul din ambele corpuri ale zăcământului (Priopcea și Piatra Cernei) se prezintă asemănător și este constituit dintr-o masă granoblastică de cuarț în care sint dispuse, mai mult sau mai puțin orientat și în proporție redusă, paie fine micaee, precum și fisuri subțiri și neregulate cu minerale argiloase intim asociate cu hidroxizi de fier. Aspectele structurale generale ale cuarțitului sint variate și sint reprezentate în mod obișnuit prin cristale de cuarț hipidiomorfe mărunte, echigranulare sau alungite (aplatizate) (pl. I, fig. 1, 2) și mai puțin prin cristale mari, brecificate, fisurate sau sparte și uneori înconjurate de cristale mici (pl. I, fig. 3). Conturul cristalelor este în cea mai mare parte fin dințat (pl. I, fig. 4), din care cauză granulele de cuarț apar foarte bine sudate între ele, ceea ce duce la compactitatea și rezistența foarte avansată a

⁶ Toate analizele chimice prezentate în această comunicare au fost executate de ing. Elena Rețezeanu, chimist principal la IGPSMS – București.

TABELUL 1

Compoziția chimică a probelor cercetate

Element	%	
	Probele de la Piatra Cernei	Proba de la Priopcea
SiO ₂	97,37	97,74
Al ₂ O ₃	1,22	1,08
Fe ₂ O ₃	0,33	0,26
CaO	0,28	0,33
TiO ₂	0,14	0,11
K ₂ O	0,13	0,10
MgO	0,08	0,04
Na ₂ O	0,05	0,03
P.C.	0,40	0,31

Analizele chimice au indicat că în probe nu au existat următoarele elemente : Mn, P, S.

TABELUL 2

Compoziția mineralologică a probelor cercetate

Mineralul	%	
	Piatra Cernei	Priopcea
Cuarț	cca 96	cca 97
Minerale argiloase	cca 2-3	cca 1
Biotit		
Sericit, muscovit}	cca 1	cca 1
Clorit		
Hidroxizi de fier	sub 0,5	cca 0,5-1
Grafit	urme	urme
Calcit	urme	urme
Sfen	urme	urme
Zircon	urme	urme
Minerale opace (magnetit, pirită)	urme	urme
Feldspat	urme	urme

rocii la sfârșire. Dimensiunile cristalelor de cuarț variază de la cîțiva microni pînă la 1 mm, obîșnuit fiind cuprinse între 0,03-0,7 mm. O parte foarte redusă din granulele de cuarț prezintă dimensiuni mai ridicate, de 1-3 mm și apar dispuse în mici cuiburi în masa cuarțitelor mărunt granulare (pl. II, fig. 1). Din cercetările efectuate de I.C.E.M.⁷ a reieșit

⁷ I.C.E.M. Cercetări de laborator asupra cuarțitelor din masivul Priopcea. 1974. Arh. I.C.E.M. București.



că în procesul de ardere granulele mari de cuarț se comportă diferit de granulele mici de cuarț. Astfel, marea majoritate a cuarțului fiind mărunt (sub 1 mm), datorită structurii cristaline omogene, se transformă în cristobalit și rămîne compact; procesul de transformare se petrece lent și cuprinde uniform toată masa cuarțitului fără a produce sfârșimarea acestuia. Granulele de cuarț larg dezvoltate (peste 1 mm), după ardere, apar puternic fisurate, iar procesul de cristobilizare se petrece pe fisuri, ceea ce duce la sfârșimarea cuarțitului și la sporirea cantității rebutului la produsele refractare finite. Cantitatea de cristale mari de cuarț fiind însă foarte redusă, ea nu influențează calitatea corespunzătoare a cuarțitului pentru fabricarea cărămidilor refractare.

Din cauza presiunilor de natură tectonică, unele granule de cuarț prezintă recristalizări și extincții ondulatorii (pl. II, fig. 2), precum și pori sau microfisuri pe care s-a insinuat o pulbere argilitică; impregnațiile cu minerale argiloase au fost observate ceva mai frecvent pe cîteva fragmente de cuarț din dealul Piatra Cernei; acestea au o dispoziție dezordonată sau se prezintă în săruri paralele cu direcția orientării stressului (pl. II, fig. 3). Mineralele argiloase sunt prezente și pe rare fisuri sau cuiburi cu dimensiuni de 0,02-0,1 mm, întotdeauna asociate cu hidroxizi de fier (pl. II, fig. 3).

Micile, reprezentate în ordinea frecvenței prin sericit, biotit parțial limonitizat, muscovit și clorit, se prezintă în general în paiete fine de 0,03-0,1 mm lung/0,01-0,02 mm grosime sau cuiburi și agregate de 0,03-0,05 mm dispuse în jurul granulelor de cuarț (pl. III, fig. 1).

Hidroxizii de fier au o răspândire relativ largă în masa cuarțitului, însă datorită modului lor de prezentare — sub formă de pelicule sau impregnații foarte fine — apar cantitativ subordonat (0,5-1%). Fisurile cu hidroxizi de fier sunt foarte răsfrilate și prezintă îngrosări și subțieri neregulate. Grosimea lor variază de la cîțiva microni pînă la 0,5 mm (pl. II, fig. 3, 4).

Grafitul apare numai ca pelicule rare și fine (0,005-0,02 mm) sau ca dendrite pe fisuri în masa de cuarț. În fragmentele de cuarțite negre de la Priopcea grafitul apare în proporții variind de la 1-3% și se prezintă în particule micronice depuse pe suprafețele de contact ale cristalelor de cuarț, constituind uneori o rețea foarte fină (pl. III, fig. 2) sau săruri care accentuează textura orientată a rocii (pl. III, fig. 3).

Celelalte minerale menționate apar ca granule sporadice, cu dimensiuni sub 0,05 mm.

În ceea ce privește compoziția chimică sunt de reținut următoarele observații: — silicea (SiO_2) este reprezentată aproape exclusiv prin cuarț și numai o proporție foarte redusă (cca 1%) este legată sub formă de mice și minerale argiloase; — Al_2O_3 revine micelor și mineralelor argiloase; — alcaliile, în special K_2O , revin micelor; — fierul este legat în majoritate sub formă de hidroxizi și cu totul subordonat de biotit și clorit.

În ansamblu, impuritățile minerale din masa cuarțitului sunt reprezentate prin mice (sericit, biotit, muscovit, clorit), minerale argiloase și hidroxizi de fier și cu totul subordonat, grafit, calcit, sfen etc. Modul

lor de prezentare este în strictă corelație cu formarea lor și anume : 1 — mineralele singeneticice (micoele și grafitul) apar fin dispersate printre cristalele de cuart și nu pot fi îndepărtați decât în urma unei măcinări foarte avansate și anume sub 0,05 mm ; 2 — mineralele hipergene (hidroxizii de fier și mineralele argiloase) apar sub formă de pelicule și filonașe depuse pe fisuri, subordonat ca impregnații fine ; îndepărtarea lor este posibilă numai parțial prin operații de sfârîmare, clasare, spălare.

Avind în vedere condițiile de calitate cerute unui cuarț utilizat ca materie primă la fabricarea ferosiliciului și îndeosebi cele referitoare la granulometrie — care trebuie să fie cuprinsă între 20-120 mm — la elaborarea schemelor de preparare trebuie să se aibă în vedere numai metode de preparare mecanică care nu necesită sfârîmarea materialului sub limitele impuse (Revnivt, 1970). Cercetările de preparare efectuate de noi cu probe de cuarț din zona Priopcea-Piatra Cernei au cuprins numai operații de sfârîmare, clasare uscată și umedă, spălări — după o prealabilă înmuiere — pe clase granulometrice sau cu materialul 100-20 mm. La operațiile de înmuiere s-a variat atât timpul de înmuiere cât și diluția (raportul apă : solid). Pe baza rezultatelor obținute s-a ajuns la concluzia că cea mai simplă și eficace schemă de preparare a cuarțitului din zona Priopcea-Piatra Cernei ar cuprinde o clasare umedă a materialului brut la 100 (120) mm și 20 mm, urmată de sfârîmarea la 100 (120) mm a materialului mai mare de 100 (120) mm cu reintroducerea materialului sfârîmat pe același ciur. În tabelul 3 este prezentată granulometria materialului rezultat, iar în tabelul 4 compoziția chimică a produsului 20-100 mm rezultat la prepararea probelor cercetate după schema mai sus amintită.

TABELUL 3

Compoziția granulometrică a produselor obținute prin preparare

Clase mm	Greutate %	
	Probele de la Piatra Cernei	Proba de la Priopcea
100 – 80	35,4	35,2
80 – 60	80,4	96,6
60 – 40	22,7	34,0
40 – 20	22,3	7,6
– 20	19,6	3,4
Total	100,0	100,0

Se constată că prin prepararea probelor după schema prezentată mai sus, cca 80-84 % din materialul probei de la Piatra Cernei și cca 96 % din materialul probei de la Priopcea îndeplinește atât condiția de granulometrie, cât și condițiile de compoziție chimică pentru a putea constitui o materie primă pentru fabricarea ferosiliciului.



În ceea ce privește comportarea la încălzire a materialului 20-100 mm s-a constatat⁸ că acesta are o comportare la cald satisfăcătoare — atât fisurarea cât și măruntirea este maximă la 800°C, dar sub limitele impuse — și deci materialul astfel obținut poate fi utilizat ca materie primă la fabricarea ferosiliciului în cuptoare electrice.

Materialul mai mic de 20 mm, care a reprezentat cca 20% din probele de la Piatra Cernei și cca 3-4% din proba de la Priopcea, nu poate fi

TABELUL 4

Compoziția chimică a produsului 20-100 mm obținut prin preparare

Clasa mm	% SIO ₂ Al ₂ O ₃ Fe ₂ O ₃ CaO TiO ₂ K ₂ O MgO Na ₂ O P.C.								
	<u>Probă de la Piatra Cernei</u>								
100-60	97,58	0,92	0,32	0,39	0,17	0,24	0,08	0,06	0,24
60-40	97,21	1,13	0,40	0,42	0,18	0,24	0,05	0,05	0,32
40-20	97,63	1,02	0,29	0,33	0,18	0,15	0,04	0,04	0,32
Total	97,45	1,03	0,35	0,39	0,18	0,20	0,06	0,05	0,29
<u>Probă de la Piatra Cernei</u>									
100-60	97,71	1,00	0,11	0,40	0,17	0,21	0,06	0,05	0,29
60-40	97,52	0,97	0,30	0,43	0,17	0,20	0,04	0,05	0,32
40-20	97,50	1,17	0,26	0,41	0,13	0,21	0,03	0,04	0,25
Total	97,55	1,03	0,25	0,41	0,17	0,21	0,05	0,05	0,28
<u>Probă de la Priopcea</u>									
100-80	98,00	0,59	0,43	0,40	0,05	0,17	0,04	0,11	0,21
80-60	98,05	0,56	0,44	0,40	0,05	0,22	0,06	0,12	0,11
60-40	98,09	0,64	0,28	0,44	0,07	0,19	0,06	0,08	0,15
40-20	98,30	0,52	0,32	0,41	0,05	0,12	0,04	0,08	0,16
Total	98,04	0,58	0,40	0,42	0,06	0,19	0,05	0,10	0,16

Aceleași analize chimice au arătat că în toate clasele lipsesc : P, S, Mn.

⁸ I.C.E.M. Cercetări privind comportarea la cald a cuarțitelor din masivul Priopcea, jud. Tulcea. Studiu final pentru probele I-V. 1974. Arh. I.C.E.M. București.



utilizat la fabricarea ferosiliciului, deși corespunde din punctul de vedere al compoziției chimice, din cauza dimensiunilor prea mici ale fragmentelor.

Având un conținut de SiO_2 foarte ridicat, acest material poate constitui o materie primă de foarte bună calitate pentru industria materialelor refractare sau a sticlei. În R.S.R. produsele refractare silica se fabrică la întreprinderea „9 Mai”-Turda din cuartitul de Piatra Riioasă, care are următoarele caracteristici: conținut de SiO_2 peste 97%, conținut de Al_2O_3 sub 1,5%, viteza lentă de transformare. În cazul cînd cuartitul se utili-

TABELUL 5

Compoziția chimică a materialului brut – 20 mm din probele cercate

	%		Proba de la Priopcea
	Probele de la Piatra Cernei		
SiO_2	97,30	97,17.	96,86
Al_2O_3	1,40	1,22	1,12
Fe_2O_3	0,42	0,33	0,61
CaO	0,10	0,41	0,57
TiO_2	0,13	0,11	0,05
K_2O	0,14	0,10	0,25
MgO	0,07	0,09	0,08
Na_2O	0,05	0,12	0,08
P.C.	0,39	0,45	0,38

Aceleași analize chimice au arătat că din toate probele au lipsit: P, S, Mn.

zează la fabricarea cărămizilor refractare, materialul trebuie să aibă dimensiuni sub 3 mm. Încercările industriale efectuate de I.C.E.M.⁷ au arătat că cuartitul de Priopcea poate fi utilizat ca materie primă la fabricarea de cărămizi refractare silica.

În cazul cînd schema de preparare prezentată se completează cu alte operații (măcinare, olasare, spălare) din materialul sub 20 mm, rezultat la prepararea cuartitului din zona Priopcea-Piatra Cernei în vederea utilizării lui la fabricarea ferosiliciului, se poate obține un material foarte bun pentru fabricarea sticlei, chiar și a aceleia cu calități deosebite.

În concluzie, cuartitul din zona Priopcea-Piatra Cernei prezintă un grad avansat de puritate, mineralogic fiind alcătuit aproape în totalitate (96-97%) din cuart; dimensiunile granulelor de cuart sunt cuprinse în mareea majoritate, între 0,03 și 0,7 mm ceea ce favorizează transformarea cuartitului prin încălzire în cristobalit. Impuritățile — reprezentate în special prin minerale argiloase, mice și hidroxizi de fier — fiind în proporție foarte redusă (3-4%), nu influențează, în mod vizibil, comportarea cuartu-



lui în procesul de încălzire. Condițiile de zăcămînt permit exploatarea în carieră a acestui cuarțit. Prin prepararea după o schemă de flux simplă, care cuprinde clasare umedă la 100 (120) mm și 20 mm și sfârșimarea materialului mai mare de 100 (120) mm, se obțin două produse : primul, care cuprinde materialul mai mare de 20 mm și reprezintă 80-97 % din probă, poate fi utilizat la fabricarea ferosilicelui, al doilea, care cuprinde materialul sub 20 mm și reprezintă 3-20 % din probă, poate fi utilizat la fabricarea cărmizilor refractare silica. În cazul cînd materialul sub 20 mm este supus și altor operații de preparare simple (măcinare, olasare, spălare) este posibil să se obțină produse care să fie utilizate la fabricarea sticlei, inclusiv a celei cu caracteristici superioare.

BIBLIOGRAFIE

- Mirăuță O. (1966) Contribuții la cunoașterea formațiunilor paleozoice din partea sudică a munților Măcin. *Stud. cerc. geol. geofiz. geogr. seria geol.* 11, 2, București.
 Revnivtsev V. I. (1970) Obogașenia polevih špatov i kvarța. Ed. Nedra. Moskva.

RECHERCHES CONCERNANT LA MINÉRALOGIE ET L'ETABLISSEMENT DES POSSIBILITÉS DE VALORISATION DES MINERAIS EN VUE DE L'INTRODUCTION DANS LE CIRCUIT ÉCONOMIQUE DU QUARTZITE DE LA ZONE DE PRIOPCEA-PIATRA CERNEI

(Résumé)

L'étude présente les résultats des recherches minéralogiques et de préparation effectuées sur des échantillons moyens collectés du gisement de quartzite de la zone Priopcea-Piatra Cernei (la partie de sud des Monts Măcin).

Du point de vue chimique, (tab. 1) les échantillons ont été constitués presque en totalité (plus de 97%) de SiO_2 , les autres éléments présents étant Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , K_2O , TiO_2 . Du point de vue minéralogique, l'échantillon a été constitué en proportion de 96–97 % de quartz (tab. 2); on a trouvé aussi des minéraux argileux en proportion réduite, des traces de biotite, séricite, hydroxydes de fer, graphite etc. Le quartzite est constitué d'une masse granoblastique de quartz avec de rares paillettes fines micacées et des fissures minces et irrégulières avec des minéraux argileux intimement associés avec des hydroxydes de fer.

Les aspects structuraux du quartzite sont variés, mais d'habitude ils sont représentés par quartz en cristaux fins hypidiomorphes et plus rarement par cristaux grands, bréchifiés. Les dimensions des cristaux de quartz varient de quelques microns jusqu'à 1 mm environ, en prédominant ceux à dimensions entre 0,03 et 0,7 mm. On a constaté que pendant le processus de combustion, quand le quartz se transforme en cristobalithe, seulement les granules sous

1 mm se transforment lentement et uniformement sans se casser ; les granules plus grandes que 1 mm, après la combustion, sont fortement fissurées, la cristobalisation étant produite sur les fissures, ce qui conduit au cassage du quartz et à l'apparition des rebuts pendant le processus industriel où on utilise un tel quartz. Les impuretés minérales de la masse du quartzite (micas, minéraux argileux, hydroxydes de fer), étant en proportion très réduite, n'influencent pas visiblement le comportement du quartz pendant le processus de chauffage.

Les recherches de préparation ont conduit à la conclusion que la préparation d'après un schéma de flux simple, qui comprendrait le classement humide à 120 mm et à 20 mm, suivi par le concassage en circuit fermé du matériel plus grand que 120 mm, du quartzite de la zone de Priopcea-Piatra Cernei, on obtient deux produits : le premier — le matériel plus grand que 20 mm, qui a représenté 80-97 % de l'échantillon — peut être employé à la fabrication du ferrosilice, et le deuxième — le matériel sous 20 mm, qui a représenté 3-20 % de l'échantillon — peut être employé à la fabrication des briques réfractaires silica. Quand le matériel sous 20 mm est soumis aussi aux autres opérations simples de préparation (broyage, classement, lavage), il est possible d'obtenir des produits qui soient utilisés à la fabrication du verre, inclusivement de celui avec des caractéristiques supérieures.

EXPLICATIA PLANSELOR

PLANŞA I

Fig. 1. — Cuarț în cristale mărunte, hipidiomorfe. N + ; × 70.

Quartz en cristaux fins hypidiomorphes. N + ; × 70.

Fig. 2. — Cristale de cuarț aplatisate cu contur fin dințat. N + ; × 70.

Cristaux de quartz aplatisés à contour finement dentelé. N + ; × 70.

Fig. 3. — Cuarț în granule mari înconjurate de granule fine. N + ; × 70.

Quartz en granules grandes entourées de granules fines. N + ; × 70.

Fig. 4. — Granule neregulate de cuarț cu contur fin dințat. N + ; × 70.

Granules irrégulières de quartz à contour finement dentelé. N + ; × 70.

PLANŞA II

Fig. 1. — Cristal mare de cuarț (1-3 mm) cu macle mecanice. N + ; × 70.

Cristal grand de quartz (1-3 mm) à macles mécaniques. N + ; × 70.

Fig. 2. — Cuarț recristalizat, cu extincții ondulatorii. N + ; × 70.

Quartz récristallisé, à extinctions ondulatoires. N + ; × 70.

Fig. 3. — Impregnații fine de minerale argiloase dispuse paralel în masa cuarțitului ; ochiuri cu hidroxizi de fier asociați cu minerale argiloase. N // ; × 70.

Imprégnations fines de minéraux argileux disposés parallèlement dans la masse de quartzite ; des yeux à hydroxydes de fer associés avec des minéraux argileux. N // ; × 70.



PLANŞA III

Fig. 1. — Paiete fine de mice în jurul granulelor de cuarț N + ; $\times 70$.

Paillettes fines de micas autour des granules de quartz N + ; $\times 70$.

Fig. 2. — Pelicule de grafit pe suprafețele de contact ale cristalelor de cuarț N //; $\times 70$.

Pelicules de graphite sur les surfaces de contact des cristaux de quartz N //; $\times 70$.

Fig. 3. — Grafit în șiruri orientate paralel N //; $\times 70$.

Graphite en fils orientés parallèlement N //; $\times 70$.



CERCETĂRI PRIVIND VALORIZAREA MINERALIZAȚIEI DE FIER DE LA RUSAIA¹

DE

ION. ENE, ADELA DRĂGULESCU, ELENA GRIGORESCU²

Research on the beneficiation of useful mineral substances. Iron (oxides). Beneficiation of the Fe-bearing ores. Mineralogical study. Magnetite. Hematite. Magnetic separation. Flotation. Bistriței Mountains.

Abstract

Research on the beneficiation of the Fe-bearing mineralization from Rusăia. A sample from the Fe-bearing mineralization of Rusăia, assaying 15,84% Fe (19% magnetite, 3% hematite), was tested for the possibilities to recover the magnetite. By wet magnetic separation, a magnetite concentrate containing 66% Fe, 1,6% SiO₂, 4,1% Al₂O₃, 0,9% CaO, and 0,2% MgO was obtained; the Fe recovery was 71%. The concentrate obtained by inverse flotation was of lower quality, but the results have proved this method good enough in the case when the future samples contain much more hematite.

Mineralizația de fier de la Rusăia (Munții Bistriței) este cantonată la partea superioară a seriei de Brețila, constituită din formațiuni mezometamorfice reprezentate printr-o varietate largă de micașisturi, cuarțite muscovito-biotitice și amfibolite³ (T. h. Krăutner, 1938; H. Krăutner, 1966). Din punct de vedere metalogenetic, mineralizațiile de la Rusăia au fost încadrate în „Provincia concentrațiilor asociate magmatismului inițial din seriile epimetamorfice paleozoice”, „Subprovincia Carpații Orientali”, „Districtul cu acumulații hidrotermale metamorfozate de sideroză și sulfuri polimetalice Cîrlibaba-Rodna”, „Cîmpul cu acumulații vulcanogen sedimentare metamorfozate de magnetit și hematit Rusăia” (H. Krăutner, 1969).

¹ Predată la 15.XII.1978, acceptată pentru publicare la 13.I.1979, comunicată în ședința din 24.V.1979.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1, București.

³ M. Savul (1951) Arh. Com. Stat. Geol.

Zona Rusiaia a constituit obiectul unor cercetări geologice cu scopul determinării unui volum de rezerve de minereu de fier, fără însă a fi efectuate și cercetări de preparare în vederea valorificării acestei mineralizații.

Lucrările miniere executate de ISEM au pus în evidență faptul că ivirile cunoscute la suprafață constituie lentile stratiforme dispuse la același nivel stratigrafic.

Lucrările de prospecție executate de IPEG Suceava-Gura Humorului, prin galerii de coastă, puțuri, sănături, și foraje de mică adâncime, au urmărit această mineralizație pe o distanță de 900 m NS, cu grosime medie de 5-8 m. Din galeria 42 (nișă 1 V) s-a colectat o probă tehnologică care a constituit obiectul unor cercetări mineralogice și de preparare, efectuate de către IGG — București, în anul 1976.

În lucrare sunt prezentate rezultatele ceroetărilor efectuate pe această probă tehnologică.

CONSIDERAȚII CHIMICO-MINERALOGICE ASUPRA PROBEI

După cum se vede din tabelul 1, conținutul de fier total al probei cercetată a fost de 15,8%, el fiind deținut în majoritate de magnetit, principalul mineral util din probă (19%). Alături de magnetit, ca minerale purtătoare de fier, în probă participă, în proporție scăzută, hematit (3%)

TABELUL 1

Analiza chimică generală a probei

Element	%
Fe total	15,84
Fe ₂ O ₃	22,31
FeO	10,68
TiO ₂	1,20
SiO ₂	51,80
Al ₂ O ₃	12,73
MgO	1,42
CaO	3,15
Na ₂ O	2,68
K ₂ O	1,90
P ₂ O ₅	0,165
MnO	0,30
S	0,039
Cu	0,0015
Pb	0,065
Zn	0,013
CO ₂	1,90
P.C.	3,10
H ₂ O	1,70

TABELUL 2

Element	p.p.m.
Ti	3400
Mn	1400
Ba	420
V	200
Zr	160
Cu	92
Cr	70
Ni	64
Li	42
Y	36
Pb	27
Ga	20,5
Co	19
Sc	10
Sn	4
Yb	3,2
Be	2,5

și ilmenit (1,5%). O proporție foarte mică din fierul prezent în probă cercetată este conținut de unii carbonați și unele sulfuri, precum și de clorit (tab. 3). În consecință, cercetările de preparare în vederea valorificării mineralizației de la Rusiaia au avut ca scop obținerea unui concentrat de oxizi de fier format în majoritate din magnetit. Prezintă interes, însă,



și problema recuperării hematitului în acest concentrat, mai ales în cazul cind alte probe colectate ulterior vor avea un conținut mai ridicat de hematit.

Ganga a fost constituită, preponderent, din clorit (22%), cuart (18%) și muscovit + sericit (7%).

TABELUL 3

Compoziția mineralogică a probei

	minerale	%			minerale	%
oxizi :	magnetit	19	fosfați	tecto :	apatit	0,5
	hematit	3			cuart	18
	ilmenit	1,5			feldspat plagioclaz	22
carbonați	siderit		silicați	phillo :	clorit	22
	ankerit				muscovit	
	calcit	1,5			sericit	7
sulfuri	pirotină			cyclo :	turmalină	sporadic
	pirită				neso :	
	calcopirită				zircon	sporadic
	blendă					
	galenă	5				
	sub 1					

Procentele mineralelor au fost calculate pe baza rezultatelor analizei chimice generale.

CERCETĂRI MINERALOGICE

Proba a fost constituită din fragmente de culoare predominant verzuie, impregnate mai mult sau mai puțin cu magnetit foarte fin diseminat și într-o proporție redusă din fragmente de minereu propriu-zis (minereu compact).

Studiul microscopio al probei cercetate pune în evidență o gamă restrinsă de roci în care este cantonată mineralizația și anume:—gnaise în diferite stadii de retromorfism aparținând „seriei de Bretila” și—conglomerate cu elemente de cuart și calcare cu benzi cuartitice sericitoase aparținând „seriei de Rusaia”. Desigur, există variate tipuri de trecere de la o rocă la alta, precum și o distribuție foarte variată a mineralizației. Conglomeratele și calcarele sunt în general slab impregnate (pl. I, fig. 1). În gnaisurile retromorfozate, care de altfel sunt în cantitate mai mare în probă tehnologică, mineralizația are o distribuție neuniformă, de la mineralizații slabe, (pl. I, fig. 2) la o mineralizație bogată; o parte din fragmentele care au constituit proba sunt reprezentate de minereu compact constituit preponderent din magnetit și subordonat clorit slab ferifer, cuart, carbonat etc. Deseori minereul prezintă o evidentă stratificație relictă.

Magnetitul, principalul mineral de fier (cca 19%) din proba cercetată, apare cu dimensiuni foarte variate, de la cristalite foarte fine (0,01 mm)



pînă la porfiroblaste ce ating 2 mm diametru. Distribuția acestui mineral este, după cum s-a văzut, foarte neuniformă, de la slabe impregnări la aglomerări masive care cresc uneori pînă la formare de mase, în care începe să cristalizeze magnetit microgranular (pl. II, fig. 1). În minereu au fost conservate relict structuri inițiale ovoidale și reniforme datorită intensității reduse a metamorfismului regional hercinoic (K r à u t n e r, 1966). Aceste structuri relicte se pot observa și în porfiroblastele de magnetit în care neomogenitatea materialului inițial se manifestă prin exfolierile ovoidale caracteristice care apar în timpul slefuirii (pl. II, fig. 2 ; pl. III, fig. 1). Porfiroblastele de magnetit înglobează clorit, cuarț, carbonat (pl. III, fig. 2).

Hematitul apare în proporție redusă (cca 2 %) în pulbere fină (micronică și submicronică), rareori formând oristale tabulare mici (pînă la maximum 0,5 mm) cînd este de regulă transformat în magnetit.

Ilmenitul este întinut în granule neregulate, asociat magnetitului și hematitului.

Atît sideritul cît și ankeritul apar în cantități neglijabile.

Dintre sulfuri calcopirita a fost identificată cel mai frecvent, constituind plaje cu dimensiuni mici (sub 0,15 mm) fie singulare în gangă, fie asociate magnetitului.

Pirotina apare de obicei asociată magnetitului sub formă de granule fine (maximum 0,10 mm).

Magnetitul formează asociații foarte intime cu mineralele de gangă datorită : — dimensiunilor reduse (submicronice și micronice) ale dispersiei oxidice și respectiv ale cristalitelor provenite prin recristalizarea acesteia (pl. I, fig. 1 și 2); — creșterii blastice a magnetitului care înglobează minerale de gangă (cuarț, clorit, carbonat) (pl. III, fig. 1); — cataclazării porfiroblastelor de magnetit, fisurile create fiind umplute „vindecate” prin recristalizarea acelorași minerale de gangă (cuarț, clorit, carbonat).

Magnetitul formează asociații intime atît cu ceilalți oxizi de fier (hematit, ilmenit) cît și cu celelalte minerale metalice (calcopirită, pirită, pirotină etc.) datorită dimensiunilor reduse ale acestora.

Cloritul apare în foite și plaje de dimensiuni variate, asociate cu magnetitul. Feldspatul plagioclaz (albit) constituie de obicei porfiroblaste poikiloblastice și este în parte sericitizat. Cuarțul apare în xenoblaste orientate. Muscovitul constituie de regulă porfiroblaste. Sericitul apare pe seama feldspațiilor.

Mineralele accesoriei, apatitul (0,25-0,85 mm), turmalina (0,22-0,90 mm) și zirconul apar sporadic.

În concluzie, proba tehnologică de la Rusaia reprezintă un minereu oxidic în care magnetitul este preponderent (cca 19 %), hematitul și ilmenitul fiind cu totul subordonați (cca 4 %).

Atît sulfurile de fier (pirotina și pirita) cît și celelalte sulfuri de Pb, Zn, Cu, apar în proporții neînsemnante (sub 1 % în total). Mineralele de gangă insumează 80 %.

CERCETĂRI DE PREPARARE

Cercetările mineralogice au relevat faptul că principalul mineral util din proba cercetată a fost magnetitul. Au mai fost prezente și alte minerale utile (hematitul și ilmenitul) dar în proporție scăzută. Celelalte minerale purtătoare de Fe nu prezintă interes economic deoarece fie că sunt în proporție foarte mică (sideritul) sau conțin Fe sub formă de silicați (cloritul) din care nu se extrage industrial fierul.

Acstea constatări au condus la concluzia că cea mai indicată metodă de preparare este separarea magnetică. Prezența hematitului, care este un mineral cu susceptibilitate magnetică foarte mică, a impus efectuarea unor experimentări de flotație cu caracter informativ, pentru a se stabili dacă este posibilă obținerea unui concentrat de oxizi de fier (magnetit + hematit) din mineralizația de la Rusaia. Deși proporția de hematit în proba studiată a fost scăzută, s-a considerat că constatările făcute pe această probă pot fi utile pentru cercetările ce se vor efectua pe alte probe colectate din această mineralizație, în cazul cînd în aceste probe conținutul de hematit (sau alți oxizi nemagneticii) va fi mai mare.

Experimentări de separare magnetică

Experimentările au fost efectuate cu material brut sfărîmat la diferite dimensiuni. S-a urmărit comportarea materialului în cîmp magnetic de diferite intensități prin determinarea caracteristicilor produsului magnetic obținut (conținut de Fe, greutate, extracție de Fe).

TABELUL 4

Compoziția chimico-granulometrică a materialului brut sfărîmat la 3 mm

Clasa granulometrică, mm	Greutate %	Conținut de Fe, %	Repartiția Fe %
-0,04	10,2	12,67	8,3
0,04-0,10	7,1	26,60	12,2
0,10-0,15	2,6	34,52	5,8
0,15-0,25	4,5	28,86	8,4
0,25-0,5	0,7	16,89	7,3
0,5-1	13,6	12,20	10,7
1-2	19,6	12,90	16,3
2-3	35,7	13,46	31,0
Total	100,0	15,50	100,0

Materialul brut sfărîmat la 3 mm a avut compozиția chimico-granulometrică redată în tabelul 4. Din datele prezentate în acest tabel se constată că materialul brut sfărîmat la 3 mm poate fi împărțit, după conținutul de Fe al claselor granulometrice, în două fracții. Prima fracție este



constituită din materialul cu dimensiuni cuprinse între 0,04 și 0,25 mm, iar a doua, din materialul ce formează restul claselor granulometrice.

Conținutul de Fe al claselor din prima fracțiune a fost cuprins între 26 și 34,5 % (conținutul mediu 28,8 %), iar cel al claselor din a doua fracțiune a variat între 12,2 % și 16,9 % (conținutul mediu 13,4 %). De remarcat că prima fracțiune a avut un conținut în Fe de peste două ori mai mare decât a doua. Conținutul de Fe al fracțiunilor are o importanță deosebită în procesul de separare magnetică. Se va vedea mai departe că în cazul claselor care constituie prima fracțiune s-au realizat extracții de Fe de peste 86 % (și chiar de 92,5 %), în timp ce în cazul claselor din a doua fracțiune s-au realizat extracții de Fe sub 79 %. Așadar, este posibil ca printr-o operație de clasare să se obțină, din materialul brut sfărîmat la 3 mm, un produs cu un conținut de Fe mult mai mare decât cel al materialului brut. Dar, acest produs conține numai 26,4 % din fierul total conținut în probă. Este deci necesar ca întregul material să fie supus operației de separare magnetică.

În figura 1 este reprezentată grafic variația, cu dimensiunea maximă a materialului brut, atât a conținutului (cumulat) de Fe cît și greutatea

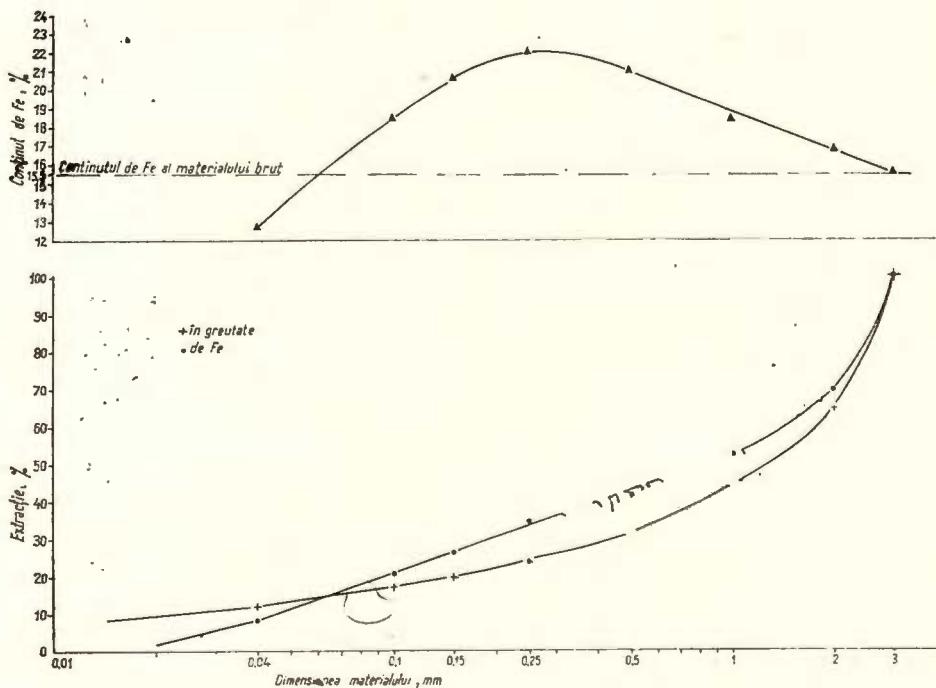


Fig. 1. — Variația cu dimensiunea a conținutului de Fe și a extracțiilor pentru material brut sfărîmat la 3 mm.

Variation avec la dimension du contenu de Fe et des récupérations pour le matériel brut cassé à 3 mm.

TABELUL 5

*Rezultatele obținute la separarea magnetică, pe clase granulometrice,
a materialului brut sfărmat la 3 mm*

Clasa granulometrică, mm	Produs	Greutate, %	Conținut Fe, %	Extracție, Fe, %
-0,04	M ₁	7,8	70,76	43,5
	M ₂	1,7	67,75	9,1
	M ₃	0,7	61,02	3,4
	N	89,8	6,21	44,0
total		100,0	12,67	100,0
0,04 - 0,1	M ₁ + M ₂	32,8	69,49	85,7
	M ₃	0,4	20,34	0,1
	N	66,8	6,65	14,2
	total		26,60	100,0
0,1 - 0,15	M ₁ + M ₂ + M ₃	47,5	67,23	92,5
	N	52,5	4,94	7,5
	total		34,52	100,0
0,15 - 0,25	M ₁ + M ₂	41,7	62,15	89,8
	M ₃	0,7	15,11	0,4
	N	57,6	4,94	9,8
	total		28,86	100,0
0,25 - 0,5	M ₁ + M ₂	28,4	47,13	79,2
	M ₃	4,3	8,61	2,2
	N	67,3	4,66	18,6
	total		16,89	100,0
0,5 - 1	M ₁ + M ₂	26,3	33,61	72,4
	M ₃	12,5	6,92	7,1
	N	61,2	4,09	20,5
	total		12,20	100,0
1 - 2	M ₁ + M ₂	27,8	34,60	74,5
	M ₃	19,6	6,19	9,4
	N	52,6	3,95	16,1
	total		12,90	100,0
2 - 3	M ₁ + M ₂	25,1	39,55	73,7
	M ₃	22,4	6,19	10,3
	N	52,5	4,09	16,0
	total		13,46	100,0



și extracția de Fe. Se constată că conținutul maxim de Fe (circa 22%) se realizează la dimensiuni cuprinse între 0,25–0,3 mm.

Separarea magnetică, pe clase granulometrice, a materialului brut sfărîmat la 3 mm s-a realizat cu un analizor magnetic Davis, la diferite intensități de cîmp magnetic (fig. 2 și tab. 5).

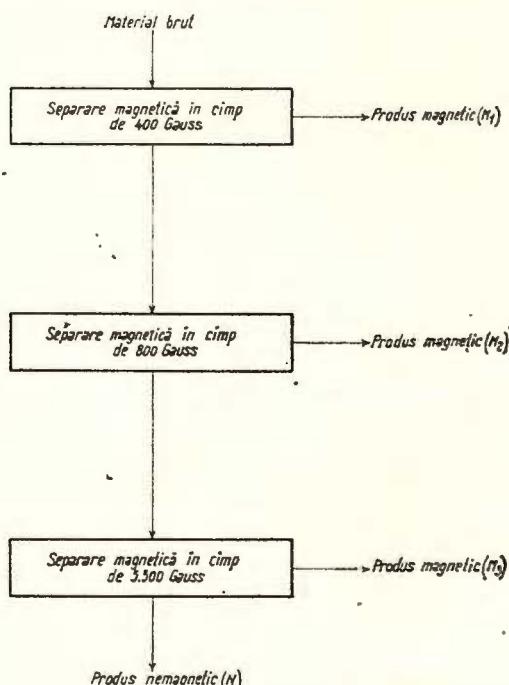


Fig. 2. — Schema de lucru a separării magnetice pe clase granulometrice a materialului brut sfărîmat la 3 mm.
Schéma de travail de la séparation magnétique en classes granulométriques du matériel brut cassé à 3 mm.

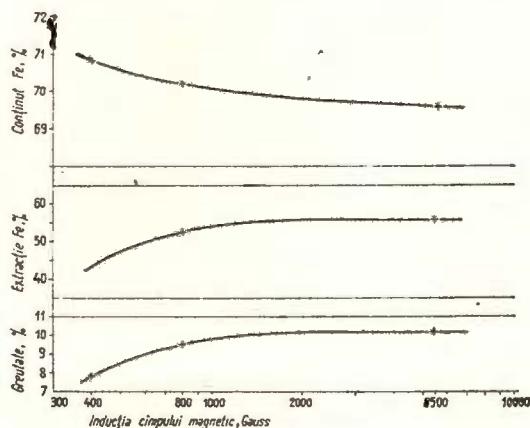
Influența intensității cîmpului magnetic asupra rezultatelor separării magnetice a materialului sub 0,04 mm este reprezentată grafic în figura 3. Se constată că intensitatea cîmpului magnetic are o influență mai mare numai pînă la circa 1000 Gauss, după care — între 1000 și 2000 Gauss — influența este mică ; în cîmp cu intensități mai mari de 2000 Gauss extractia de Fe în produsul magnetic și extractia în greutate a acestui produs rămîn constante, numai conținutul de Fe al produsului magnetic mai variază. Rezultă că separarea magnetică a materialului mai mic de 0,04 mm trebuie efectuată în cîmp magnetic de 2000 Gauss, cînd se obține un produs magnetic, reprezentînd 10,5% din acest material, cu un conținut de Fe de 69,8% ; extractia de Fe în acest produs este de 56%. Produsul nemagnetic are un conținut de Fe de circa 6%. În concluzie, separarea magnetică a materialului sub 0,04 mm se realizează cu obținerea unui produs magnetic de excelentă calitate (conținut de Fe de cca 70%) dar în care se recuperează o proporție prea mică din fierul conținut în acest material (foarte probabil

datorită faptului că hematitul prezent în proba cercetată a trecut în majoritate în clasa granulometrică — 0,04 mm).

În ceea ce privește materialul cu dimensiuni cuprinse între 0,04 și 0,25 mm, din datele prezentate în tabelul 5 se constată că separarea magnetică, pe clase, se poate realiza într-un cîmp de 800 Gauss; în cîmpuri magnetice mai puternice nu se obține o creștere cantitativă sau calitativă a produsului magnetic. Produsele magnetice astfel obținute

Fig. 3. — Influența intensității cîmpului magnetic asupra rezultatelor separării magnetice a materialului sub 0,04 mm.

Influence de l'intensité du champ magnétique sur les résultats de la séparation magnétique du matériel sous 0,04 mm.



au fost de calitate excelentă (conținuturi de Fe peste 62%), extracțiile de Fe în aceste produse fiind de peste 79%, atingând chiar 92,5% în cazul materialului din clasa granulometrică 0,1-0,15 mm. Produsele nemagnetice au avut conținutul de Fe în jurul valorii de 5%.

Separarea magnetică, pe clase granulometrice, a materialului mai mare de 0,25 mm, a condus la obținerea unor produse magnetice cu conținut mai scăzut de Fe (între 33,6% și 47,1%) chiar și în cîmp magnetic de 800 Gauss. Extracția de Fe realizată în produsele magnetice a avut valori acceptabile variind între 72,4% și 79,2%. În cazul acestui material, creșterea intensității cîmpului magnetic de la 800 la 5 500 Gauss a condus la obținerea unui produs magnetic a cărui greutate crește cu dimensiunea materialului și al cărui conținut de Fe scade cu dimensiunea materialului. Acest conținut este însă foarte scăzut (sub 15%) ceea ce face ca produsul respectiv să nu poată fi considerat un concentrat de magnetit. În consecință, separarea magnetică a materialului mai mare de 0,25 mm nu este indicat să se facă în cîmpuri magnetice mai mari de 800 Gauss.

Din cele de mai sus rezultă că în cazul materialului brut sfărîmat la 3 mm este indicat ca separarea magnetică, pe clase granulometrice, să se facă în cîmp de maxim 800 Gauss. Reunind produsele obținute prin separarea în cîmp de 800 Gauss s-ar obține rezultatele prezentate în tabelul 6. Se constată că produsul magnetic obținut în aceste condiții de lucru, ar reprezenta 26,4% din cantitatea de material inițial și ar avea un conținut de Fe de circa 45%, extracția de Fe în acest produs ar fi

TABELUL 6

Rezultatele obținute prin separarea magnetică în cimp de 800 Gauss a materialului sfărmat la 3 mm

Clasa granulometrică, mm	Greutate, %		Conținut de Fe, %	Extracția Fe, %	
	în raport cu clasa granulometrică	în raport cu tot materialul		în raport cu clasa granulometrică	în raport cu tot materialul
Produs magnetic					
-0,04	9,5	0,9	70,2	52,6	4,4
0,04-0,1	32,8	2,3	69,5	85,7	10,5
0,1-0,15	47,5	1,2	67,2	92,5	5,4
0,15-0,25	41,7	1,0	62,2	89,8	7,6
0,25-0,5	28,4	1,9	47,1	79,2	5,8
0,5-1	26,3	3,6	33,6	72,4	7,7
1-2	27,8	5,5	34,6	74,5	12,2
2-3	25,1	9,0	39,6	74,7	22,8
Total	—	26,3	44,8	—	76,4
Produs nemagnetic					
-0,04	90,5	9,3	6,6	47,4	3,9
0,04-0,1	67,2	4,8	5,7	14,3	1,7
0,1-0,15	52,5	1,4	4,9	7,5	0,4
0,15-0,25	58,4	2,6	5,1	10,2	0,8
0,25-0,5	71,6	4,8	4,7	20,8	1,5
0,5-1	74,7	10,0	4,6	27,6	3,0
1-2	72,2	14,1	4,6	25,5	4,1
2-3	74,9	26,7	4,7	26,3	8,2
Total	—	73,7	5,0	—	23,6

de 76,4%. De remarcat că din materialul cu dimensiuni mai mari de 0,25 mm se obține un produs magnetic care nu corespunde calitativ cerințelor impuse de industria siderurgică. În figura 4 sunt reprezentate grafic variațiile cu dimensiunea conținutului de Fe al produsului magnetic, a extracției de Fe în produsul magnetic și a extracției în greutate a acestui produs. Din această figură rezultă că în condițiile de lucru arătate mai sus se poate obține un produs magnetic cu circa 60% Fe (extracția în greutate fiind de cca 9%), iar extracția de Fe fiind de circa 35%) numai din materialul mai mic de 0,6 mm, sau un produs magnetic cu circa 55% Fe (extracția în greutate circa 11%, extracția de Fe circa 41%) numai din materialul mai mic de 0,9 mm. Din materialul cu dimensiuni mai mari de 0,6 (0,9) mm se obține un produs magnetic de calitate necorespunzătoare din cauza



nedezasocierii complete dintre oxizii de fier și celelalte minerale. Așadar, prin separare magnetică este posibil să se obțină un concentrat de oxizi de fier de foarte bună calitate cu condiția ca materialul să fie sfărîmat în totalitate sub 0,6 mm.

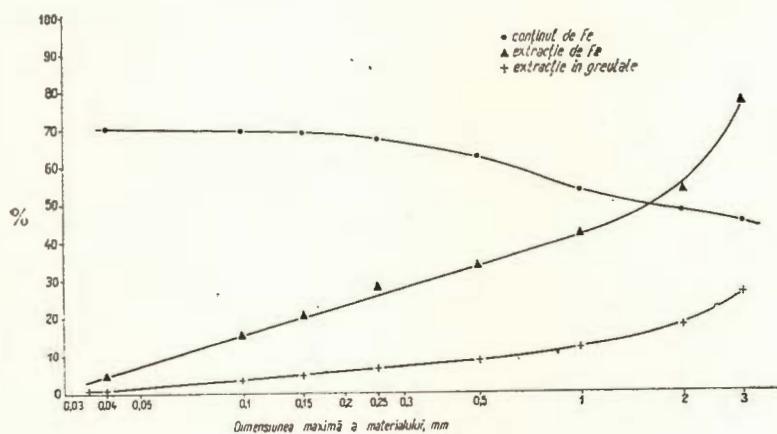


Fig. 4. — Variația cu dimensiunea a caracteristicilor produsului magnetic obținut din materialul brut (intensitatea cimpului magnetic 800 Gauss).
Variation avec la dimension des caractéristiques du produit magnétique obtenu du matériel brut (l'intensité du champ magnétique = 800 Gauss).

Pe baza acestor constatări, s-au efectuat experimentări de separare magnetică umedă cu material brut sfărîmat fie la 0,5 mm, fie la 0,25 mm sau la 0,1 mm. S-a utilizat un separator cu disc. Deoarece construcția acestui separator diferă de cea a separatorului cu care s-a făcut separarea magnetică a materialului sfărîmat la 3 mm, în cazul separatorului cu disc s-a aplicat un cimp de 1300 Gauss. Rezultatele obținute sunt prezentate în tabelul 7 și reprezentate grafic în figura 5. Din această figură rezultă că extracția maximă de Fe (cca 77,4%) se poate obține pentru material sfărîmat la 0,25-0,3 mm concentratul având un conținut de Fe de 58-59%. Din aceeași figură rezultă că un concentrat de foarte bună calitate (conținut de Fe de 66,4%, extracție de Fe de 71,1% extracție în greutate de 19,6%) s-a obținut din materialul măcinat la 0,1 mm. Acest concentrat a mai conținut: 0,12% Mn, 1,59% SiO₂, 4,08% Al₂O₃, 0,90 CaO, 0,20% MgO. Indicele de bazicitate al concentratului a fost de 0,236. Valoarea metalurgică a concentratului a fost de 65,55. Această valoare este superioară valorii metalurgice maxime (65) existentă în catalogul editat de MMPG (1974), conform căruia, prețul de livrare al unui concentrat de fier cu valoarea metalurgică de 65 este de 487 lei/t iar prețul de producție este de 949,2 lei/t. Evident, prețurile concentratului obținut în experimentările prezentate mai sus vor fi mai mari.

TABELUL 7

*Rezultatele obținute prin separarea magnetică
în cimp de 1300 Gauss*

Dimensiunea maximă a materialului mm	Produs	Greutate, %	Conținut de Fe, %	Extracție de Fe, %
0,1	Concentrat	19,7	66,38	76,1
	Steril	80,3	5,1	23,9
0,25	Alimentare	100,0	17,2	100,0
	Concentrat	21,4	58,90	77,4
0,5	Steril	78,6	4,68	22,6
	Alimentare	100,0	16,29	100,0
	Concentrat	23,0	54,52	76,2
	Steril	77,0	5,1	24,0
	Alimentare	100,0	16,45	100,0

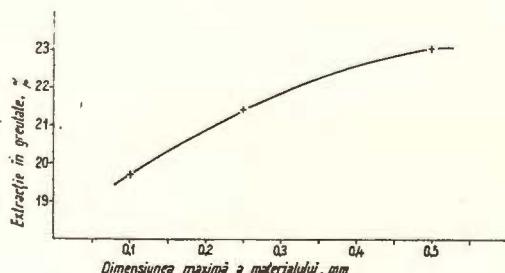
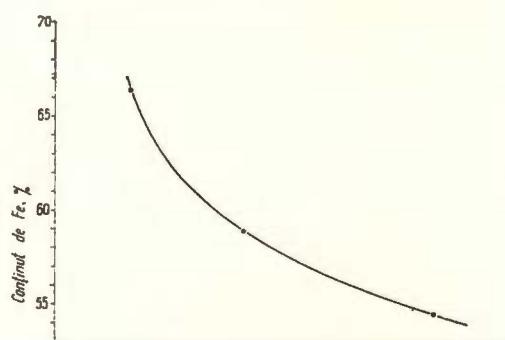
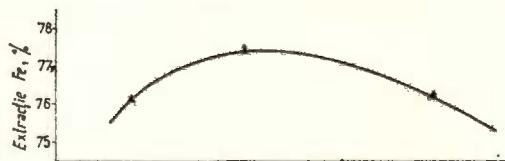


Fig. 5. — Influența dimensiunii materialului asupra caracteristicilor produsului magnetic (intensitatea cimpului magnetic = 1300 Gauss).

Influence de la dimension du matériel sur les caractéristiques du produit magnétique (l'intensité du champ magnétique = 1300 Gauss).

Experimentări de flotație

S-a urmărit obținerea unor informații privind comportarea mineralizației de la Rusia în procesul de flotație. Aceste informații ar putea fi utile pentru cercetări ulterioare asupra acestei mineralizații, mai ales în cazul cînd se va constata o creștere a proporției de hematit (mineral care nu poate fi separat prin concentrare magnetică).

S-a aplicat procedeul flotației inverse, oxizii de fier rămînind în celula de flotare după separarea în spumă a mineralelor sterile. Flotația s-a realizat în mediu slab acid (pH-6) realizat cu H_2SO_4 . Pentru depresarea oxizilor de fier s-a utilizat amidonul. Dintre combinațiile de reactivi încercate, cele mai bune rezultate au fost obținute în cazul cînd s-a utilizat drept colector acetatul de alchil amină. Rezultatele obținute în acest caz sunt prezentate în tabelul 8. Calitatea concentratului astfel obținut, după

TABELUL 8

Rezultatele obținute prin flotația minereului brut măcinat la 0,1 mm

Produs	greutate, %	conținut de Fe, %	extracție de Fe, %
Concentrat	12,7	55,51	44,1
Produs intermediar	18,2	26,85	27,5
Steril	69,1	5,85	25,4
Alimentare	100,0	16,00	100,0

cum rezultă din datele prezentate în acest tabel, corespunde cerințelor impuse de industria siderurgică, dar extracția de Fe în concentrat este prea mică. Se apreciază că în flux continuu, care permite retratarea produselor intermediare, extracția de Fe ar putea crește pînă la 60 %. Important este însă faptul că acest tip de mineralizație se pretează, în principiu, la separarea oxizilor de fier prin procedeul flotației inverse. În cazul cînd probe ulterioare vor conține hematit în proporție mai mare, cercetările de preparare care se vor efectua vor urmări îndeosebi aplicarea flotației. Rezultatele obținute cu proba cercetată permit să se tragă concluzia că va fi posibil să se obțină extracții de fier de peste 70 %.

Comparînd rezultatele obținute prin aplicarea separării magnetice sau flotației se poate trage concluzia că în cazul probei studiate cea mai indicată metodă de preparare este separarea magnetică.

CONCLUZII

În vederea valorificării mineralizației de la Rusia s-au efectuat cercetări mineralogice și de preparare în scopul obținerii unui concentrat de oxizi de fier.



Principalele conținuturi chimice ale probei au fost : 15,8 % Fe_{total}; 22,3 % Fe₂O₃; 10,7 % FeO; 1,2 % TiO₂; 0,3 % MnO. Mineralele utile din probă au fost magnetitul (19%) și hematitul (3%), acestea fiind însoțite, în proporție foarte mică, de ilmenit și hematit. Magnetitul a fost intim asociat cu celelalte minerale din probă, oeea ce a impus măcinarea avansată a materialului brut.

Pentru separarea oxizilor de fier din probă s-au utilizat separarea magnetică și flotația. Prin aplicarea separării magnetice umede în cimp slab, din materialul brut sfârmat la 0,25 mm s-a obținut un concentrat de foarte bună calitate (66,4% Fe), la o extracție de Fe de circa 76%, care constituie o excelentă materie primă pentru industria siderurgică. Rezultate bune, dar mai slabe decât în cazul aplicării separării magnetice, s-au obținut și în cazul aplicării flotației inverse. Acest procedeu de preparare poate fi luat în considerare în cercetările care se vor face pe probe ulterioare, în cazul cînd acestea vor avea un conținut mai mare de hematit.

În concluzie, mineralizația de la Rusaia poate fi valorificată, prin obținerea unor concentrate de fier utilizabile în industria siderurgică.

BIBLIOGRAFIE

- Kräutner Th. (1938) Das Kristalline massiv von Rodna (Ost Karpathen). *An. Inst. Geol. Rom.* XII, p. 161—292.
 Kräutner H. G. (1966) Zăcămintele de fier de la Rusaia și Iacobeni. *DDS ale ședințelor vol. LII/2* 1964—1965, p. 1—29.
 — (1969) Text explicativ la harta genetică a substanțelor minerale utile 1: 200000 — foaia Rădăuți București.

RECHERCHES CONCERNANT LA VALORISATION DE LA MINÉRALISATION DE FER DE RUSAIA

(Résumé)

On a effectué des recherches technologiques au but d'établir les conditions qui rendent possible la valorisation de la minéralisation de fer de Rusaia.

La composition chimique de l'échantillon a été la suivante : 15,84 % Fe_{total} (22,31 % Fe₂O₃; 10,68 % FeO); 51,80 % SiO₂; 12,73% Al₂O₃; 3,15 % CaO; 1,42 % MgO; 0,30 % Mn; 1,20 % TiO₂; 0,165 % P₂O₅; As — traces; 0,039 % S. L'analyse spectrale de l'échantillon n'a pas indiqué de contenus significatifs des autres éléments.

Les minéraux utiles de l'échantillon ont été le magnétite (19%) et le hématite. D'autres minéraux qui contiennent du fer et qui pourraient être de la matière première pour obtenir le fer (ilmenite, sidérite, ankérite) ont été trouvés en proportion réduite. Les minéraux de gan-



gue ont été : le chlorite (22 %), le feldspath (22 %), le quartz (8 %), le muscovite (7 %) et le calcite (5 %).

Les recherches minéralogiques ont évidencé que le magnétite forme des associations intimes tant avec les oxydes de fer, qu'avec les minéraux de gangue. On a relevé aussi le fait que le hématite était présent sous forme d'une poussière de dimensions microniques.

En partant des caractéristiques chimiques-minéralogiques, on a établi que la technologie de préparation indiquée est soit la séparation magnétique, soit la flottation.

Par l'application de la séparation magnétique humide en champ faible (800 Gauss) du matériel brut, broyé à 0,1 mm, on a obtenu un concentré de fer, représentant 16,6 % de l'alimentation, avec les contenus suivants : 68,04 % Fe ; 0,12 % Mn ; 1,59 % SiO₂ ; 4,08 % Al₂O₃ ; 0,90 % CaO ; 0,20 % MgO ; la récupération du Fe dans le concentré a été de 73,6 %. Le stérile obtenu a eu un contenu de fer de 5,1 %.

Par l'application du procédé de flottation inverse sur le minerai brut broyé à 0,1 mm on a obtenu un concentré de fer, représentant 12,7 % de l'alimentation, avec 55,51 % Fe, la récupération du Fe dans le concentré a été de 44,1 %. En flux continu, qui permet le re-traitement des produits intermédiaires, on a apprécié que la récupération de fer peut s'augmenter à plus de 60 %. Les résultats obtenus par la flottation sont inférieurs à ceux obtenus par la séparation magnétique. Les recherches effectuées ont relevé pourtant le fait que ce type de minéralisation est favorable pour la séparation par la flottation des oxydes de fer. Cette constatation sera utile au cas où d'autres échantillons collectés de cette minéralisation contiennent autre le magnétite, le hématite. En conclusion, de la minéralisation avec des oxydes de fer de Rusaia, représentée par l'échantillon étudié, on peut obtenir par la préparation d'après un schéma simple (la séparation magnétique en champ faible du minerai broyé à 0,1 mm) un concentré de fer d'excellente qualité pour l'industrie sidérurgique, à une bonne récupération du fer.

EXPLICATIA PLANSELOR

PLANSA I

Fig. 1. — Conglomerat basal slab impregnat. Minereu (negru). Secțiune subțire. N //; × 150. Conglomérat basal faiblement imprégné. Minerai (noir). Section mince. N //; × 150.

Fig. 2. — Gnais retromorfozat, slab impregnat. Minereu (negru) Secțiune subțire. N //; × 150. Gneiss rétro-morphisé, faiblement imprégné. Minerai (noir). Section mince. N//; × 150.

PLANSA II

Fig. 1. — Aglomerări cu oxizi de fier (negru) mărunt cristalizații. Secțiune subțire. N //; × 150. Agglomérations avec des oxydes de fer (noir) finement cristallisées. Section mince. N //; × 150.

Fig. 2. — Structuri ovoidale relicte. Secțiune subțire. N //; × 150. Structures ovoïdales rélicttes. Section mince. N //; × 150.



PLANŞA III

Fig. 1. — Exfolieri ovoidale în magnetit. Secțiune lustruită. N //; 150

Exfoliations ovoïdales en magnétite. Section polie. N //; $\times 150$.

Fig. 2. — Porfiroblastele de magnetit (negru) inglobează clorit (cenușiu), cuarț (alb). Secțiune subțire. N //; $\times 150$.

Porphyroblastes de magnétite (noir) contiennent du chlorite (gris), du quartz (blanc). Section mince. N //; $\times 150$.



CERCETĂRI PRIVIND STABILIREA POSIBILITĂȚILOR
DE OBTINERE A UNOR CONCENTRATE DE FELDSPAT POTASIC
(CU 9-10% K₂O) DIN MIGMATITELE DE LA VALEA
VILSANULUI¹

DE

ION ENE, MARIA DUMITRESCU, MARIA BORCEA, ELENA GRIGORESCU²

Complex Beneficiation of rocks. Migmatites. Potassic feldspar. Chemical-mineralogical study, Flotation. Magnetic separation. Făgăraș Mountains.

Abstract

Researches on the Establishment of the Possibilities for the Obtaining of some K-Feldspar Concentrates (with 9-10% K₂O) from the Vilsan Valley Migmatites. By means of flotation followed by high intensity magnetic separation a concentrate of K-feldspar, a concentrate of Na-feldspar, and secondary products of quartz and micas have been obtained, from two samples that have contained 48-50% feldspars (10% microcline, 24-25% microcline-micropertit, 14-15% oligoclase) 25-27% quartz, and 24% micas having 68-70% SiO₂; 2,8-3% Fe₂O₃; 5,5-6,4% K₂O; 3,2-3,6% Na₂O. The feldspar concentrates have contained: 10,9% K₂O; 4% Na₂O; 62,5% SiO₂; 0,15% Fe₂O₃ — in the case of K-feldspar concentrate which has represented 19% (by weight) from crude ore — and 7,4% Na₂O; 4% K₂O; 0,14% Fe₂O₃; 63% SiO₂ — in the case of Na-feldspar concentrate which represents 10% from crude ore. The quartz concentrate contained 99% SiO₂; 0,08% Fe₂O₃; and represented 22% from crude ore. The micas concentrate has contained 47,7% SiO₂; 3,9% Fe₂O₃; 30% Al₂O₃; and represented 19% from crude ore.

INTRODUCERE

Pe valea râului Vilsan, în amonte de satul Brădet (județul Argeș), au fost identificate în cadrul gnaiseelor migmatitice de Cozia mai multe intercalații de gnaise bogate în feldspat, denumite „gnaise oculare de tip Lespezi”. Aceste formațiuni au fost delimitate în zona văii Vilsanului cuprinsă între vîrful Seroafa și munții Lespezi.

¹ Predată la 16.V.1979, acceptată pentru publicare la 17.V.1979, comunicată în ședința din 21.V.1979.

² Institutul de geologie și geofizică din str. Caransebeș nr. 1 București.



În scopul determinării posibilităților de valorificare îndeosebi pentru feldspat, a acestor gnaise, anterior au fost efectuate cercetări de preparare pe o probă colectată din această zonă, care au condus la concluzia că este posibil să se obțină, printr-o tehnologie de preparare care include flotația și separarea magnetică, produse de calitate corespunzătoare în diverse scopuri industriale (Huber Panu et al. 1971).

Pe baza concluziilor cercetărilor de preparare efectuate s-a făcut recomandarea ca „în scopul unei delimitări mai precise a zonelor cu gnais ocular bogat în feldspat din regiunea văii Vilsanului, se impune executarea unor lucrări sistematice de prospectare în această regiune”.

Ulterior, IGPSMS a efectuat lucrări de prospecțiuni geologice în această zonă, cu care ocazie s-au colectat și două probe tehnologice.

Una dintre probe, denumită în comunicare „proba din derocare” a fost prelevată prin pușcare în versantul stâng al văii Vilsanului, la 270 m aval de confluența cu pârâul lui Preda. Ceaalătă probă, denumită „proba din galerie”, a fost colectată din galeria de coastă nr. 1, amplasată în malul stâng al văii Vilsanului la 50 m amonte de confluența cu pârâul lui Preda (320 m amonte de locul din care a fost colectată proba din derocare).

Pe aceste probe s-au efectuat cercetări de preparare în vederea stabilirii posibilităților de obținere a unui concentrat de feldspat potasic (cu 9-10% K₂O) precum și de valorificare complexă a rocii din care au fost constituite cele două probe cercetate. Rezultatele acestor cercetări constituie obiectul prezentei comunicări.

CERCETĂRI CHIMICO-MINERALOGICE

Compozițiile chimice și mineralogice

Compoziția chimică a probelor cercetate este redată în tabelul 1; în același tabel este prezentată și compoziția chimică a probei cercetate în anul 1967—1968.

TABELUL 1

Compoziția chimică a probelor de gnaise oculară de tip Lespezi

Element, %	Probele din 1977		Proba din 1967—68
	din derocare	din galerie	
SiO ₂	67,90	70,00	70,90
Fe ₂ O ₃	2,85	2,99	1,88
K ₂ O	5,50	6,44	4,82
Na ₂ O	3,60	3,20	2,77
K ₂ O+Na ₂ O	9,10	8,64	7,59
K ₂ O:Na ₂ O	1,53	1,70	1,07
Al ₂ O ₃	17,05	15,05	15,19
CaO	1,50	1,30	1,65
MgO	0,60	0,68	0,67
P.C.	0,92	0,93	2,16



Se constată că cele două probe cercetate în 1977 au avut compozițiile chimice foarte apropiate, suma de alcali fiind destul de mare, dar raportul $K_2O : Na_2O$ având valori apropiate de 1. În comparație cu proba din 1967-1968, probele din 1977 au avut conținuturi mai mari de alcali (și raportul $K_2O : Na_2O$) și de Fe_2O_3 dar P.C. mai mic.

Analiza spectrală a probelor din 1977 a dat următoarele conținuturi (în p.p.m.) :

	<i>Proba din derocare</i>	<i>Proba din galerie</i>
V	24	17
Zr	340	200
Cr	145	115
Ni	14,5	16
Co	6,5	5,5
Mo	7	5,5
Sc	5,5	3,5
Y	70	57
Yb	6,2	4,8
La	60	26
Nb	17	16
Be	3	3,8
Li	15	13
Pb	56	41
Cu	25	23
Zn	120	110
Ga	29,5	28
Sn	4,5	4
Te	5	5

Elementul minor conținut în cea mai mare proporție, în ambele probe, a fost Zr.

Compoziția mineralologică inclusiv cea a probei din 1967—1968, este prezentată în tabelul 2.

TABELUL 2

Compoziția mineralologică a probelor de gnais ocular de tip Lespezi

	<i>Probele din 1977</i>		<i>Proba din 1967—68</i>
	<i>din derocare</i>	<i>din galerie</i>	
Feldspat, %	50	48	40
— microclin	10	10	23
— microclin-micropertit	25	24	
— pertit			7
— oligoclaz	15	14	10
Cuarț, %	25	27	22
Mica, %	24	24	34
— muscovit (\pm paragonit)	11	8	18
— biotit	6	6	16
— clorit	7	10	
Minerale accesorii, %	1	1	4



Feldspații au fost minerale preponderente în fiecare din cele trei probe ceroetate, cu mențiunea că în probele ceroetate în 1977 conținutul de feldspăti a fost mai mare. În general, însă, compoziția mineralogică a celor trei probe este asemănătoare. În ceea ce privește tipurile de feldspați prezenti în cele trei probe, microclinul a fost feldspatul predominant în proba din 1967—1968, iar în probele cercetate în 1977 feldspatul predominant a fost microclinul-micropertitio. Acest fapt este foarte important dacă se are în vedere că scopul acestor cercetări a fost obținerea unui concentrat de feldspat cu 9-10 % K₂O.

Descrierea macroscopică

Fragmentele de rocă ce au constituit cele două probe cercetate în anul 1977 se asemănă în genere, cu cele din proba studiată în 1967—1968 din punct de vedere petrografic, mineralologic și structural; deosebirile constau într-o slabă tectonizare, observată în special la proba din galerie cît și în privința repartizării diferite a mineralelor constitutive.

Probele care fac obiectul acestui studiu sunt formate din fragmente de gnais care apar alcătuite din ochiuri de feldspat, cu o formă sferică sau ovoidală și dimensiuni obișnuite pînă la 1 cm, rar de 2-3 cm, și o masă micogranulară dispusă în fișii preponderent cuarțo-feldspatice și mai puțin micacee; aceste fișii au grosimi milimetrice pînă la 3-4 cm și sunt dispuse paralel, ceea ce imprimă rocii o structură ocular-lineară și o textură orientată; fișile cuarțo-feldspatice-micacee prezintă ramificații ce înaintează pe fisurile din masa feldspatului ocular sub forma unor filonașe cu dese îngroșări și efilări (submilimetrice pînă la cîțiva milimetri). În proba din galerie, unde pe alocuri tectonizarea este mai avansată, apar unele suprafețe contorsionate sau de fricțiune acoperite cu fișii micacee, preponderent cloritoase și slabe pelicule de hidroxizi de fier; de asemenea în această probă s-a mai observat, uneori o dispoziție haotică a pachetelor micacee cuprinse în fișile cuarțo-feldspatice.

Fragmentele de rocă, care au constituit probele, au avut în mare parte dimensiuni de 20-30 cm, rar pînă la 40-50 cm și mai puțin sub 10 cm pînă la praf. Duritatea lor a fost ridicată, iar la lovire au prezentat fie o spărtură paralelă pe direcțiile de orientare, fie o spărtură angulară, cînd ochiurile de feldspat au avut o dezvoltare mai mare. Spărtură neregulată au prezentat și unele fragmente din proba din galerie, care au suferit o tectonizare ceva mai avansată; aici s-a observat și o slabă alterare a rocii. În rest, fragmentele de gnais sunt proaspete și macroscopic se disting cu ușurință suprafețele de olivaj ale ochiurilor de feldspat alb sau ușor cenușiu.

Descrierea microscopică

Studiul microscopic efectuat asupra probelor tehnologice din valea Vilsanului a pus în evidență termenii feldspatici potasici și sodici prezenti în cele două probe de gnais oculare, unele concreșteri între acești termeni,



precum și asociațiile lor cu celelalte minerale; de asemenea, a apărut o lară repartizarea structurală a feldspătilor între cele două componente ale gnaiselor, delimitate net sub microscop sub forma ochiurilor feldspatice și a fișilor interoculare.

Ochiurile feldspatice apar alcătuite numai din microclin-micropertit, prezent în cristale de către milimetri pînă la 1-1,5 cm, de obicei cu incluziuni fine sau mai dezvoltate de cuart, oligoclaz sau mice (pl. I, fig. 1). Fișile interoculare, care mulează ochiurile de feldspat, au o structură microgranulară fiind formate din cristale neregulate și îndințate de 0,03-0,3 mm rar de 1-1,5 mm de cuart, microclin, oligoclaz și mice (pl. I, fig. 2).

Microclinul-micropertitic este feldspatul predominant și cu dimensiunile cele mai ridicate; se caracterizează prin maclarea specifică în grătar peste care se suprapun frecvente concreșteri avansate cu feldspatul calco-sodic, care apare ca incluziuni cu forme variate: granule mici rotunjite sau alungite, filamente, fire, scame imprăștiate sau aglomerate, dispuse dezordonat sau pe direcții paralele și cu dimensiuni de 0,001-0,05 mm, mai rar pînă la 0,15 mm; astfel în cadrul feldspatului ocular asociația între termenul potasic și cel calco-sodic devine în mare parte foarte avansată, unele cristale oculare fiind ciuruite de aceste incluziuni (pl. II, fig. 1, 2). Pe alocuri s-a mai observat și o asociație mai grobă între microclinul-micropertitic ocular și feldspatul plagioclaz, sub forma cristalelor de oligoclaz de 0,3-0,8 mm prinse în ochiurile microclinice (pl. III, fig. 1); menționăm filonașele ce se desprind din aceste cristale de oligoclaz și pătrund pe fisuri fine în microclin, fapt ce arată fenomenul de pertitizare.

O parte din cristalele microclinice oculare sunt străbătute de fisuri tectonice cu direcții diferite și grosimi cuprinse între 0,05-0,25 mm cu unele îngroșări ce ajung la 0,5-0,8-mm; sint umplute în special cu granule mărunte de cuart, mai puțin cu oligoclaz și mice (pl. III, fig. 2); în probă din galerie aceste crăpături prezintă și unele decroșări și aici sint dispuse de obicei pachete micacee (pl. IV, fig. 1).

Asociația microclinului-micropertitic cu micele este parțial foarte avansată; paiete fine de sericit și muscovit de 0,001-0,05 mm apar diseminate dezordonat sau sint dispuse pe două direcții în cristalul ocular, formind uneori o ploaie de mice în feldspat (pl. IV, fig. 2). În ceea ce privește asociația cu cloritul și biotitul, aceasta e mai rar întâlnită la dimensiuni reduse, deoarece micele melanocrate apar rareori în interiorul ochiurilor de feldspat; de obicei ele formează snopi și cuiburi ce mulează cristalul ocular.

Microclinul nepertitizat apare numai în fișile interoculare sub formă de cristale scurt prismatice, cu conture angulare, întrepătrunse cu granulele din jur și dimensiuni de 0,07-0,3 mm, rar 1 mm. Nu cuprinde incluziuni; se asociază cu toate mineralele din masa interoculară; cuart, oligoclaz, mice, la dimensiuni de 0,07-0,2 mm (pl. V, fig. 1).

Oligoclazul formează de obicei cristale mărunte de 0,05-0,3 mm în fișile interoculare și mai rar cristale lung prismatice de 0,3-1,5 mm, cu macle polisintetice, dispuse la contactul ochiurilor feldspatice cu masa microgranulară (pl. V, fig. 2) sau incluse în microclinul ocular (pl. VI,

fig. 1). Caracteristic pentru cristalele mari de oligoclaz sunt incluziunile mărunte, de 0,003-0,05 mm, uneori foarte numeroase de mice albe; este aici vorba de o mică sodică (paragonit).

Cuarțul este constituentul principal al fișilor interoculare și apare fie în ochiuri monominerale cu cristale mari, angulare, întrepătrunse de 0,1-1 mm (pl. VI, fig. 2), fie în cristale mărunte de 0,02-0,3 mm, în masa intergranulară asociate cu microclin și oligoclaz, mai puțin cu miclele (pl. V, fig. 1). Asociația cuarțului cu feldspatul potasic și sodic este în genere mai grobă peste 0,1 mm și o proporție redusă apare asociată sub 0,1 mm.

Miclele sunt reprezentate în ambele probe prin aceiași termeni, dar în proporții diferite; în proba din derocare predomină muscovitul, în timp ce în proba din galerie este predominant cloritul. Modul lor de prezentare este de asemenea diferit: muscovitul apare în lamele fine de 0,01-0,05 mm, rar pachete de 0,15 mm în zonele cuarțitice (pl. VII, fig. 1, 2) în timp ce miclele negre formează cuiburi de 0,2-0,7 mm în fișile interoculare sau la contactul acestora cu feldspatul ocular (pl. VIII, fig. 1, 2). O parte din miclele albe sunt fin diseminate în ochiurile de feldspat (pl. IV, fig. 2) ceea ce duce la o asociație parțial avansată între aceste două minerale. Caracteristic pentru mice, în general, este proprietatea lor de a se desface în foite extrem de fine, cu putere mare de aderare pe suprafața cristalelor de feldspat și cuarț; din această cauză, în concentratele rezultate prin experimentările de preparare se observă pietre micronice de mice pe suprafață unor granule de feldspat și cuarț.

Mineralele accesorie sunt reprezentate prin granule mici și rare de zircon, apatit, granați, sfen și magnetit de 0,03-0,1 mm prinși în fișile cuarțo-micacee.

În concluzie, cele două probe de gnaise de tip Lespezi din valea Vilsanului au un conținut ridicat în feldspat, de cca 50% respectiv 48%; cuarțul participă cu o proporție de 25%, respectiv 27% iar miclele cu cca 24%.

Feldspatul potasic predominant, microclinul-micropertitic (cca 25% și 24%) cuprinde în compoziția sa chimică un procent relativ ridicat de Na_2O ; analize chimice executate pe granule de feldspat ocular curat, alese sub lupă, din cele două probe, au dat următoarele rezultate:

	<i>Proba din derocare</i>	<i>Proba din galerie</i>
K_2O	10,50 %	11,00 %
Na_2O	2,60 %	2,50 %
CaO	1,00 %	0,80 %
Fe_2O_3	0,30 %	0,20 %

Deci din totalul oxizilor de alcali din compoziția chimică a microcliniului-micropertitic, aproximativ 75-77% este ocupat de K_2O , cca 17-18% de Na_2O și 6-7% de CaO ; proporția de Fe_2O_3 (0,2-0,3%) se datorează pietelor fine de mice negre prinse pe suprafața cristalelor de feldspat.

Gradul de dezvoltare al cristalelor de feldspat potasic este avansat: ochiurile feldspatiche au dimensiuni milimetrice pînă la 1-1,5 cm iar crista-



lele de microclin din fișile interoculare sunt frecvent cuprinse între 0,15-0,3 mm. În cadrul feldspatului potasic ocular se observă însă asociații avansate cu feldspatul sodic sub forma concreșterilor freevenți și uneori ploaia de incluziuni micacee (sericitice), ambele de ordinul micronilor; totuși, portiuni de 0,1-0,3 mm din feldspatul ocular apar neimpurificate, iar cristalele de microclin din fișile interoculare nu prezintă incluziuni.

În privința fenomenelor de alterare prezentate de feldspat menționăm sericitizările difuze observate pe unele cristale, însotite rareori și de slabe argilizări; de asemenea peliculele feruginoase semnalate sunt rare și neînsemnante.

Cercetări de preparare

Deoarece caracteristicile chimico-mineralogice ale probelor cercetate în 1977 au fost foarte apropiate de cele ale probei studiate anterior, cercetările de preparare au avut în vedere ca metodă de preparare-flotația, urmată de separarea magnetică. Întrucât flotabilitatea micelor este superioară flotabilității feldspașilor, care flotează numai după activarea lor, schema de flotare a cuprins ca primă etapă separarea micelor într-un concentrat separat. În vederea valorificării complexe a rocilor care au constituit probele cercetate, s-a urmărit ca concentratul de mice astfel obținut să aibă calități corespunzătoare cerințelor impuse de industria consumatoare de produse de mice.

Cercetările noastre anterioare (Huber Panu et al., 1971), ca și cele efectuate pe plan mondial (Bowning, et al., 1966; Evans, et al., 1969; Hill et al., 1972; Dy et al., 1972), au arătat că separarea mice-feldspat-cuarț se realizează cu bune rezultate numai după o prealabilă deșlamare a materialului brut măcinat. În vederea stabilirii condițiilor de realizare a deșlamării s-au făcut experimentări de deșlamare în curent ascendent de apă a materialului brut măcinat la diferite dimensiuni. Experimentările s-au realizat cu un con clasor, șlamul fiind eliminat de un curent ascendent de apă și colectat în preaplinul conului. Rezultatele obținute sunt reprezentate grafic în figura 1.

La stabilirea condițiilor optime de deșlamare s-a avut în vedere ca prin această operație să nu se eliminate cantitatea prea mare de material și, în același timp, în materialul rămas să nu existe granule foarte fine care să perturbe desfășurarea procesului de flotație. Totodată s-a avut în vedere și faptul că la stabilirea dimensiunii la care se va face măcinarea materialului brut trebuie să se țină cont de observațiile mineralogice privitoare la gradul de asociere al mineralelor prezente în proba cercetată.

Din curbele prezentate în figura 1 reiese că proporții acceptabile de șlam eliminat s-au realizat numai cu material măcinat sub 0,15 mm. Experimentări de flotatie cu material măcinat la diverse dimensiuni și deșlamat au arătat că dezassocierea mineralelor se realizează numai la măcinări sub 0,2 mm. Pe baza acestor constatări s-a stabilit ca măcinarea să se realizeze la 0,15 mm, iar deșlamarea să se realizeze cu un curent

ascendent de apă a cărui viteză să fie de 1,13 cm/min. În aceste condiții de măcinare și deșlamare, din materialul brut se elimină ca șlam cca 6%. Acestea au fost condițiile în care au fost realizate experimentările de preparare, ale căror rezultate sunt prezentate în cele ce urmează.

Experimentările de flotație au fost efectuate toate după aceeași metodologie, variindu-se de la o experiență la alta, reactivii, consumurile de reactivi, timpii de condiționare și de flotare. Majoritatea experimentări-

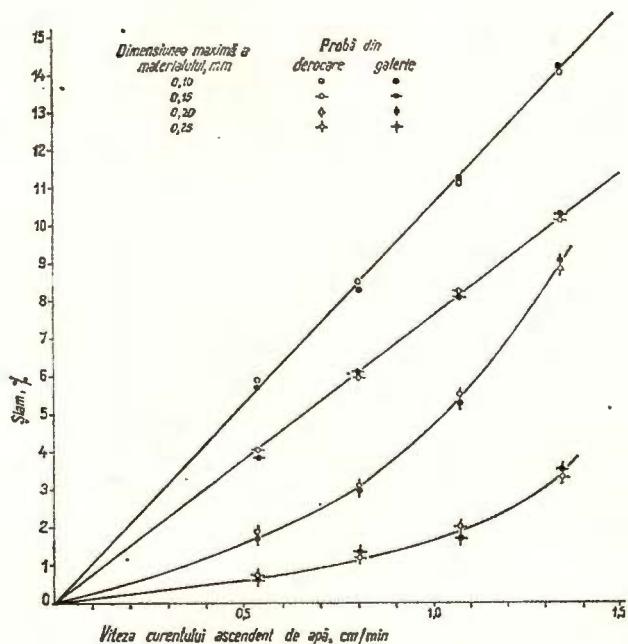


Fig. 1. — Variația cantității de șlam eliminat în funcție de viteza curentului ascendent de apă.

Variation de la quantité de chlalme éliminé en fonction de la vitesse du courant d'eau ascendant.

lor s-au efectuat cu material măcinat la 0,15 mm ; cu caracter informativ s-au efectuat și experimentări cu material măcinat mai fin sau mai grob, fără însă a se obține rezultate superioare celor obținute cu material măcinat la 0,15 mm. La toate experimentările de flotație diluția (raportul lichid : solid) în celulă a fost de 3 : 1. Fiecare experiență de flotație a cuprins două etape : în prima etapă s-a intenționat să se floteze micile și mineralele negre (cu eventuale retrătări), iar în a doua etapă s-a intenționat să se realizeze o flotație a feldspațiilor. Materialul rămas în celulă a constituit un produs bogat în quart. Mai departe se vor prezenta condițiile de lucru și rezultatele obținute pentru fiecare etapă în parte, inclusiv operațiile

ulterioare de retratare, aplicate în scopul imbunătățirii calității produselor obținute.

Obținerea concentratelor de mice

Deoarece separarea micelor este o etapă preliminară, absolut obligatorie, înainte de flotația feldspațiilor, s-a urmărit ca prin flotația micelor să se obțină unul sau mai multe produse de mice cu caracteristici corespunzătoare cerințelor impuse de diversi consumatori. Totodată, s-a avut în vedere că, pe cît posibil, o dată cu micele să floteze, în proporție cât mai mare și mineralele negre.

Experimentările de flotație ale micelor s-au realizat în mediul acid ($\text{pH} = 4-5$) realizat cu H_2SO_4 (1,6 kg/t). Colectorul utilizat a fost acetatul de alchil amină, singur sau în combinație cu alți reactivi colectori (Armac T ; amestec de Aeropromoter 801 cu Aeropromoter 825 în proporție 1 :1) pentru a mări proporția de minerale negre flotate împreună cu micele. Debitul de aer a fost de 200 l/h. Colectorul a fost adăugat fracționat, motiv pentru care și concentratul de mice a fost colectat fracționat. Această metodologie de lucru a permis să se constate că folosind numai acetatul de alchil amină, muscovitul flotează mai repede decât biotitul, fără însă a se putea stabili un moment anume în care să se poată face o flotație numai a uneia dintre mice. Dar, această diferență între vitezele de flotare ale muscovitului și biotitului creează posibilitatea ca prin refloțări repetitive a concentratului de mice să se obțină un produs de muscovit și unul de biotit. Rezultate asemănătoare s-au obținut și cu Armac T, însă acest colector s-a dovedit a fi mai puțin eficace.

Adăugarea de aeropromoteri (pe lîngă acetat sau Armac) face ca în fracțiunile de concentrat colectate după introducerea acestui colector, să floteze intens mineralele negre, îndeosebi cloritul. Experimental s-a constatat că dozarea amestecului de aeropromoteri trebuie să se facă cu mare atenție, deoarece acest colector pe lîngă intensificarea flotării mineralelor negre are și un efect nedorit — în concentratul de mice crește destul de mult proporția de feldspati și cuarț antrenați în spumă (de obicei feldspați și cuarțul nu flotează în aceste condiții). În acest caz, pentru a evita pierderile de feldspati și cuarț în concentratul de mice este necesar ca acest concentrat să fie reflotat.

În tabelul 3 sunt prezentate condițiile de lucru în plus față de cele arătate mai sus, în care au fost realizate unele experimentări de flotație a micei, precum și extracția de mică realizată.

Din datele prezentate în acest tabel reiese că, în general concentratul de mică obținut din proba din derocare a fost, cantitativ, ceva mai mare decât cel obținut din proba din galerie; această diferență nu depășește însă cîteva procente.

Prin observații microscopice efectuate asupra concentratelor de mice obținute la ambele probe, s-a constatat că în aceste concentratice conținutul de biotit a fost de cca 50 %, iar conținutul de feldspati și cuarț liber a fost de cca 15 %. Conform STAS 4733-70 aceste concentratice de mice pot fi încadrate în categoria a II-a — mică fulgi.

TABELUL 3

Condițiile de lucru în care au fost realizate unele experimentări de flotașie a micei și extracția în greutate a concentratului de mică

Dimensiunea maximă a materialului mm	Consum specific de reactivi g/t				Timp, min.		Concen-trat de mică, %
	Acetat de alchil amină	Aeropro-moter 801 + Aeropro-moter 825 (1 : 1)	Armac T	Ulei de pin	De condi-ționare	De flotare	
<i>Proba din derocare</i>							
0,15	100 225 75	— — 250	— —	45 90 90	26 26 33	8 7 9	28,6 30,0 27,3
0,10	150	350	—	120	33	11	39,4
0,15	—	300	350	120	33	12	26,3
0,10	—	350	450	120	33	11	28,4
<i>Proba din galerie</i>							
0,15	100 150 75	— — 250	— — —	45 60 90	26 19 33	8 5 9	25,6 23,0 24,3
0,10	150	200	—	90	26	7	30,7
0,15	150	350	—	120	33	10	36,2
0,15	—	400	350	150	33	12	27,5
0,10	—	450	450	150	37	16	24,2

Analizele chimice efectuate pe concentratul de mice au indicat următoarele conținuturi :

	<i>Proba din derocare</i>	<i>Proba din galerie</i>
SiO ₂	% 56,4	62,3
Fe ₂ O ₃	% 6,64	5,60
K ₂ O	% 5,6	6,0
Na ₂ O	% 3,07	2,7
K ₂ O + Na ₂ O	% 8,67	8,7
Al ₂ O ₃	% 21,1	19,7
Zr, p.p.m.	91,0	373,0

Comparind aceste conținuturi cu condițiile de calitate impuse pentru mica praf (STAS 4733-70), rezultă că concentratele astfel obținute nu îndeplinesc condițiile impuse îndeosebi pentru conținuturile de SiO₂ și Fe₂O₃, celelalte conținuturi au valori apropiate de cele prevăzute în acest STAS.

În scopul obținerii unor produse de mice care să îndeplinească condițiile prevăzute în acest STAS, concentratele primare de mice au fost refloatate de două ori fără adăug de reactivi. S-au obținut două produse finale : concentrat final de mice și produs intermedian de mice. Extracțiile



în greutate realizate după aceste refloțări, în raport cu cantitatea inițială de material brut, au fost următoarele :

	<i>Proba din derocare</i>	<i>Proba din galerie</i>
Concentrat final	20,3 %	15,8 %
Produs intermediar	7,0 %	8,5 %
Concentrat primar	27,3 %	24,3 %

Analizele chimice efectuate pe concentratele finale au indicat următoarele conținuturi :

	<i>Proba din derocare</i>	<i>Proba din galerie</i>
SiO ₂	%	47,6
Fe ₂ O ₃	%	3,9
Al ₂ O ₃	%	30,1
K ₂ O	%	7,2
Na ₂ O	%	2,0
K ₂ O + Na ₂ O	%	9,2

Comparind aceste conținuturi cu cele prevăzute în STAS 4733-70, se constată că aceste concentrate finale corespund condițiilor de admisibilitate pentru mica praf de calitatea I B și poate fi folosită în industria electrozilor, în construcții, pentru noroaie de foraj (în cazul cind conținutul de feldspat și cuarț liber este sub 10 %), în industria lacurilor și vopselelor.

În concluzie, operația de separare a micelor — absolut necesară pentru crearea condițiilor de flotare a feldspațiilor — poate fi astfel realizată încât produsele obținute prin flotația micelor să aibă utilizări industriale. Concentratul primar obținut din fiecare din probele cercetate, reprezentând 24-28 % din materialul brut, are caracteristici chimice corespunzătoare micei de calitatea a II-a obținută la Cataracte-Voineasa. Reflotind de două ori concentratul primar se obține un concentrat final, reprezentând 16-20 % din materialul brut și un produs intermediar reprezentând 7-8 % din materialul brut. Concentratul final obținut din oricare din cele două probe studiate are caracteristici chimice similare condițiilor impuse micei de Cataracte-Voineasa de calitatea I B. Produsul intermediar, obținut prin operațiile de refloțare a concentratului primar, în cazul funcționării în flux continuu (pilot sau industrial) se reintroduce în circuitul de flotare a micei, ceea ce va avea ca efect o creștere a extracției de mice.

Din punct de vedere tehnologic, în ceea ce privește flotația micelor, cele două probe cercetate nu au avut comportări diferite ; caracteristicile chimico-mineralogice ale produselor obținute au fost foarte apropiate. Mica diferență dintre extracțiile de mică realizate în cazul celor două probe poate fi cauzată și de factorii subiectivi care au intervenit în timpul efectuării experiențelor.

Obținerea concentratelor de feldspat

După separarea micelor și a unei părți însemnante din mineralele negre se poate trece la flotația feldspațiilor, principala etapă și scopul principal al cercetărilor de preparare. Pentru realizarea condițiilor de flotație a feldspațiilor s-a utilizat HF care este un activant, în mediu puternic acid, pentru feldspati, neavând aceeași acțiune și pentru cuarț.



Pentru obținerea unui concentrat de feldspat cu conținut ridicat de K_2O s-a aplicat fie flotația directă, selectivă a microclinului și microclin-micropertitului (minerale cu conținut ridicat de K_2O), fie flotația selectivă a tuturor feldspațiilor urmată de separarea feldspațiilor între ei prin flotație diferențială.

Intr-un studiu de sinteză asupra cercetărilor efectuate pe plan mondial privind flotația feldspațiilor (M a n s e r, 1975) se arată că dintre feldspați, cei mai importanți din punct de vedere comercial sunt microclinul și albital. Produsele de microclin sau de albital se obțin, de obicei, din roci feldspatice bogate în feldspatul respectiv, nefiind necesară flotația diferențială a lor. Unele cercetări efectuate pînă în prezent au scos în evidență că, în general, plagioclazii sunt mai refractari la flotație decît feldspații sodici sau potasici (K o v a l e n k o R e v n i v t e v, 1968, S t a r i k o v a, 1968, Y a n i s, 1967, Y a n i s, 1968). Pe de altă parte, s-au putut flota plagioclazii separîndu-i de feldspatul potasic prin depresarea acestuia din urmă cu ioni de Ba și K. În ceea ce privește separarea feldspatului potasic de cel sodic, la scară de laborator s-a reușit să se obțină produse de feldspat în care $K_2O + Na_2O = 12\%$ și $K_2O : Na_2O = 2,3$. Din aceste date se obțin pentru conținuturile de K_2O și Na_2O valorile 8,5, respectiv 3,5. Rezultă că s-a reușit, în cazul rocilor feldspatice respective, să se crească raportul $K_2O : Na_2O$ fără să se obțină însă un produs cu peste 9% K_2O .

Cercetările efectuate de noi au urmărit ca prin modificarea și completarea condițiilor de lucru să se obțină un concentrat de feldspat cu cel puțin 9% K_2O și, bineînțeles, cu respectarea condițiilor impuse pentru conținuturile celorlalte elemente.

1. Flotația selectivă

Experimentările de flotație selectivă a microclinului și microclin-micropertitului au fost efectuate în mediu puternic acid ($pH = 2-3$), realizat cu HF (1,6 kg/t) care a avut și rolul de activant pentru feldspat. Colectorul utilizat a fost, ca și în cazul micelor, acetatul de alchil amînă (150 g/t). Pentru depresarea feldspațiilor sodici s-a utilizat NaCl (15 g/l). Spuma a fost realizată cu ulei de pin (60 g/t) la un debit de aer de 200 l/h. Timpul de condiționare a fost de 24 min, iar cel de flotare de 2,5 min. Concentratul de feldspat obținut, reprezentind 44,3% din materialul brut, a avut următoarele conținuturi: 0,53% Fe_2O_3 ; 8,2% K_2O ; 4,58% Na_2O . Deoarece acest produs are un conținut de Fe_2O_3 prea mare și unul de K_2O mai mic decît cel cerut, a fost necesar ca acest produs să fie supus la operații suplimentare de preparare. Scăderea conținutului de Fe_2O_3 se poate realiza prin separare magnetică. Deoarece prin separare magnetică se presupune că nu se poate realiza o creștere accentuată a conținutului de K_2O , s-a încercat să se colecteze fracționat concentratul de feldspat obținut prin flotație și să se supună operației de separare magnetică, numai fracțiunea de concentrat cu cel mai mare conținut de K_2O . În acest scop s-a luat în considerație numai prima fracțiune de concentrat, colectată în prima jumătate de minut de colectare. Această fracțiune a repre-

zentat 37,6% din materialul brut și a avut următoarele conținuturi: 0,35% Fe_2O_3 ; 8,4% K_2O ; 4,54% Na_2O ($\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O} = 12,94\%$; $\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O} = 1,85$). Produsul neimagnetic obținut prin separarea magnetică uscată în cimp puternic a acestei fracțiuni de concentrat flotat a reprezentat 30,2% din materialul brut și a avut următoarele conținuturi: 0,18% Fe_2O_3 ; 8,9% K_2O ; 4,1% Na_2O ($\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O} = 13,0\%$; $\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O} = 2,17\%$).

2. Flotație colectivă

Experimentările de flotație colectivă a feldspațiilor au urmărit obținerea unui concentrat de feldspați pentru a se stabili dacă în cazul flotării tuturor feldspațiilor prezenti în probele cercetate se va obține un concentrat cu cel puțin 9% K_2O . Condițiile de lucru în care au fost realizate cele mai reprezentative experimentări de flotație de acest gen, sunt prezentate în tabelul 4.

TABELUL 4

Condițiile de lucru în care au fost efectuate experimentările de flotație colectivă a feldspațiilor

Dimensiunea maximă a materialului măcinat mm	pH	Consum specific g/t				Timp min.		Debit aer l/h	Cantitate concentrat feldspăti, %
		IIF	AAA	Ar	P	c	f		
<i>Proba din derocare</i>									
0,1	3 -3,5	1600	150	-	60	19	4	200	35,1
0,1	2,5	1600	-	300	30	12	2	250	41,2
0,15	2,5-3,5	2400	250	-	120	38	7	200	42,0
0,15	2,5-3,5	2400	276	-	120	38	8	200	40,2
0,15	2,5-3	1600	-	400	60	19	4	250	45,1
<i>Proba din galerie</i>									
0,2	2 -2,5	2000	100	-	30	21	6	200	28,1
0,2	2 -2,5	1600	150	-	90	19	6	200	40,9
0,15	2,5	1600	--	300	30	12	2	200	38,2
0,10	2,5-3	1600	150	--	60	19	4	200	40,4
0,15	2,5-3	1600	150	--	60	19	4	200	41,5
0,15	2,5-3,5	2400	275	--	120	36	8	200	43,2
0,15	2,5	1600	150	--	60	19	4	200	38,6
0,10	2,5	1600	--	300	30	12	2	250	40,3

IIF — acid fluorhidric

AAA — acetat de alchilamină

Ar — Armac T

P — ulei de pin

c — condiționare

f — flotare



Din datele prezentate în acest tabel se constată că atât în cazul probei din derocare cit și în cazul probei din galerie s-a obținut un concentrat colectiv de feldspați, reprezentind 38-41 % din materialul inițial. În cazul probei din derocare, valorile extracției în greutate sint în partea superioară a intervalului în care au variat valorile extracției.

Elementele mai importante din concentratul colectiv de feldspați au avut următoarele conținuturi : 0,25-1,00 % Fe_2O_3 ; 62,0-62,8 % SiO_2 ; 24,0-24,5 % Al_2O_3 ; 7,4-8,0 % K_2O ; 3,9-4,4 % Na_2O ($\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O} = 11,8 - 12,5\%$; $\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O} = 16,8 - 2,05$). Se constată că acest produs are un conținut prea mic de K_2O și un conținut prea mare de Fe_2O_3 .

În vederea micșorării conținutului de Fe_2O_3 , acest produs a fost supus operației de separare magnetică uscată în cimp puternic. Produsul nemagnetic astfel obținut a avut următoarele caracteristici :

	<i>Proba din derocare</i>	<i>Proba din galerie</i>
Cantitate, % în raport cu materia-		
lul inițial	29,2 – 33,6	30,0 – 32,2
Fe_2O_3 %	0,13 – 0,17	0,14 – 0,15
K_2O %	7,8 – 9,0	8,2 – 9,1
Na_2O %	4,75 – 5,45	4,7 – 4,8
$\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ %	13,25 – 13,75	13,0 – 13,8
$\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O}$ %	1,43 – 1,90	1,71 – 1,93
SiO_2 %	62,55 – 64,89	63,00 – 65,97
Al_2O_3 %	20,29 – 20,29	19,42 – 20,29
CaO %	1,35 – 1,37	1,35 – 1,54
MgO %	0,25 – 0,28	0,20 – 0,25

Se constată că produsul astfel obținut a avut un conținut de Fe_2O_3 destul de scăzut, dar conținutul de K_2O nu a avut valoarea cerută, deși a avut valoare apropiată de 9 %. Comportarea celor două probe în operațiile de preparare aplicate a fost similară, produsele obținute având caracteristici foarte apropiate.

3. Flotație colectiv-selectivă

Deoarece prin flotație colectivă urmată de separare magnetică nu se obține un produs de feldspat cu peste 9 % K_2O s-a aplicat o schemă de preparare care cuprinde flotația colectivă a feldspațiilor urmată de flotația diferențială a microclin-micropertitului și de separarea magnetică a produselor obținute.

Experimentările de flotație colectivă a feldspațiilor au fost realizate în condițiile prezentate în tabelul 4. Concentratul colectiv obținut a avut caracteristicile între limitele prezentate mai înainte.

Experimentările de flotație diferențială a feldspațiilor s-au realizat prin refloarea, în mediu puternic acid ($\text{pH} = 2 - 3$) realizat cu HF, a concentratului colectiv de feldspați. S-au realizat trei reflotări, de fiecare dată refloindu-se concentratul. Pentru depresarea feldspațiilor potasici s-a utilizat NaCl, iar pentru flotare, acetatul de alchil amină (tab. 5).



TABELUL 5

Condițiile de lucru în care au fost realizate operațiile de reflotare

Reflotarea	pH	HF g/t	Acetat de alchil amină g/t	NaCl g/l	Debit aer l/h	Timp. min.	
						Condi- ționare	Flotare
1	2	600	50	10	150	15	3
2	2,5	200	—	10	150	10	4
3	3	—	—	10	150	5	3
Total		800	50	30			

TABELUL 6

Rezultatele obținute prin reflotarea concentratului de feldspați

Produs	Can- titate, %	Conținuturi, %					
		SiO ₂	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O + Na ₂ O	K ₂ O : Na ₂ O
<i>Proba din derocare</i>							
Concentrat final	22,2	61,1	0,63	10,0	4,1	14,1	2,44
Intermediar 1	11,5	62,6	0,56	6,25	6,75	13,0	0,925
Intermediar 2	4,2	63,8	2,19	2,5	7,5	10,0	0,33
Intermediar 3	4,1	64,5	2,77	1,2	7,3	8,5	0,165
Total	42,0	62,8	0,98	7,4	4,4	11,8	1,68
<i>Proba din galerie</i>							
Concentrat final	19,9	61,7	0,75	10,0	4,0	14,0	2,5
Intermediar 1	9,0	62,1	0,57	8,0	5,5	13,5	1,46
Intermediar 2	10,0	62,7	0,67	5,3	7,3	12,6	0,73
Intermediar 3	2,6	63,8	1,58	1,3	7,8	9,1	0,167
Total	41,5	62,0	0,91	7,9	5,4	13,3	1,46

Din datele prezentate în tabelul 6 se constată că prin reflotarea concentratului colectiv de feldspați s-a obținut un concentrat de feldspat potasic al cărui conținut de K₂O îndeplinește condiția impusă, având chiar valoare apropiată de conținutul de K₂O al feldspatului potasic ales sub microscop (10,5% în cazul probei din derocare și 11,0% în cazul probei din galerie). Produsul „intermediar”, obținut ca steril la cea de-a treia reflotare, datorită conținutului ridicat de K₂O, poate fi reintrodus în circuitul de flotație, creându-se astfel posibilitatea creșterii extracției în greutate a concentratului de feldspat potasic. Produsele „intermediare 2 și 3” au avut un conținut de K₂O foarte mic, dar un conținut ridicat

de Na_2O , ceea ce face ca aceste produse să nu necesite operații de preparare ulterioare. Aceste produse pot fi însă considerate ca un concentrat de feldspat sodic. În cazul probei din derocare, acest produs, reprezentând 8,3 % din materialul inițial, ar avea următoarele conținuturi : 64,2 % SiO_2 ; 2,48 % Fe_2O_3 ; 1,9 % K_2O ; 7,4 % Na_2O ; 9,3 % ($\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$) ; $\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O} = 0,26$. În cazul probei din galerie acest produs, reprezentând 12,6 % din materialul inițial, ar avea următoarele conținuturi : 62,1 % SiO_2 ; 0,86 % Fe_2O_3 ; 4,47 % K_2O ; 7,4 % Na_2O ; 11,87 % ($\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$) ; $\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O} = 0,61$.

Comparind conținuturile în elemente ale concentratelor de feldspat potasic cu condițiile tehnice de calitate prevăzute în STAS 9278-76 pentru feldspatul utilizat în industria ceramicei fine, se constată că concentratul obținut îndeplinește condițiile cerute pentru sortul F_2 cu excepția conținutului de Fe_2O_3 care este prea mare. Pentru scăderea acestui conținut a fost necesar ca concentratul final de feldspat potasic, obținut prin flotația colectiv-selectivă a feldspațiilor, să fie supus unei operații de purificare prin separare magnetică uscată în cîmp puternic. Produsul nemagnetic astfel obținut a avut următoarele caracteristici :

Proba din derocare Proba din galerie

Cantitate, % din materialul inițial	19,1	15,9
SiO_2 %	62,4	62,6
Fe_2O_3 %	0,15	0,15
Al_2O_3 %	20,0	20,0
K_2O %	10,75	10,9
Na_2O %	4,25	3,5
$\text{K}_2\text{O} + \text{Na}_2\text{O}$ %	15,0	14,4
$\text{K}_2\text{O} : \text{Na}_2\text{O}$ %	2,53	3,1
CaO %	1,4	1,2
MgO %	0,1	0,1
P.C. %	0,39	
Punct de înmuiere, °C	1.160—1.265	1.160—1.265
Punct de topire, °C	1.200—1.300	1.20—1.300
Punct de curgere, °C	1.240—1.340	1.240—1.340
Grad de alb :		
— filtru alb	73,35	73,65
— filtru albastru	70,95	70,71
— filtru verde	73,45	74,10
— filtru rosu	74,80	75,50
Aspectul masei topite	fără puncte negre	

Comparind aceste date cu cele prevăzute în STAS 9278-76 se constată că cu excepția conținutului de CaO (1,2-1,4 % față de 0,5 % cît este prevăzut), produsul obținut poate fi încadrat în sortul F_2 și poate constitui materia primă pentru fabricarea glazurilor pentru porțelanul și faianța de menaj, a maselor pentru porțelanul de menaj și sanitar special.

Produsul îndepărtat prin separarea magnetică, reprezentând 3,1 % din proba din derocare sau 4,0 % din proba din galerie, nu are utilizare practică. Cantitativ, el poate fi micșorat prin efectuarea separării magnetice



pe cale umedă. Întrucât în cadrul laboratorului nostru nu am dispus de un asemenea separator magnetic, am efectuat separarea magnetică pe cale uscată. Deoarece există separatoare magnetice cu cimp puternic în care separarea magnetică se face umed, considerăm că este indicat ca în cercetările ulterioare, mai ales la scară pilot, operația de separare magnetică să se facă umed pentru că, în acest caz, produsul magnetic ar reprezenta mai puțin de 1% din materialul brut.

În concluzie, prin flotație se poate obține un concentrat de feldspat potasic fie prin flotație diferențială fie prin flotație colectiv-selectivă. În ambele cazuri este necesar ca flotația să fie urmată de purificarea prin separare magnetică a concentratului de feldspat în vederea reducerii conținutului de Fe_2O_3 . În cazul cînd flotația selectivă s-a realizat prin refloatarea de trei ori a concentratului colectiv (primar) de feldspați s-a obținut un concentrat final cu peste 10% K_2O reprezentind 16-19% din probă brută și un produs intermediar (9-12%) cu 6-8% K_2O care poate fi refloatat. Considerind că din acest produs intermediar se mai recuperează încă 40% ca produs de feldspat potasic și presupunind că separarea magnetică s-ar face umed, ceea ce ar conduce la creșterea extracției de concentrat cu încă 2-3 procente, rezultă că extracția în greutate de feldspat potasic ar ajunge la 25-27%. În același timp, s-ar mai obține un produs de feldspat sodic, reprezentind cca 10% din materialul inițial. Produsul magnetic rezultat la operația de separare magnetică, reprezentind 3-5% din materialul inițial ar constitui sterilul rămas după extracția concentratului de feldspat potasic și a produsului de feldspat sodic.

Obținerea concentratului de cuarț

În intenția valorificării complexe a materialului brut care a constituit cele două probe cercetate, experimentările de preparare au fost astfel realizate încît materialul rămas în celulă, după flotarea micelor și a feldspațiilor, să constituie un produs de cuarț care să poată fi utilizat în industrie.

Experimental s-a constatat că materialul rămas în celulă are aceleași caracteristici chimice indiferent de procedeul de flotație utilizat. Mai jos sunt prezentate caracteristicile produsului de cuarț obținut din cele două probe cercetate.

Proba din derocare Proba din galerie

Cantitate, % din materialul inițial		Proba din derocare	Proba din galerie
SiO_2	%	24,6 – 25,4 97,8 – 98,8	24,8 – 26,9 98,5 – 99,2
Fe_2O_3	%	0,17 – 0,30	0,15 – 0,25
Al_2O_3	%	1,2 – 1,8	1,2 – 1,6
CaO	%	0,2 – 0,3	0,24 – 0,33

Comparînd aceste valori cu cele prevăzute în STAS 9666-76 „Cuarț pentru industria ceramică fine de construcții” se constată că produsul de cuarț obținut are caracteristici foarte apropiate de cele prevăzute în acest STAS, fără însă a le îndeplini riguros pe toate.

În vederea îmbunătățirii acestor caracteristici, mai ales în ceea ce privește conținutul de Fe_2O_3 , produsul de cuarț a fost supus unei operații

de purificare prin separare magnetică uscată în cîmp puternic. Produsul nemagnetic obținut a avut următoarele caracteristici :

Cantitate, % din materialul inițial	<i>Proba din derocare</i>	<i>Proba din galerie</i>
SiO ₂	98,5 – 99,2	98,8 – 99,4
Fe ₂ O ₃	0,06 – 0,08	0,04 – 0,09
Al ₂ O ₃	0,70 – 0,75	0,72 – 0,78
CaO	0,18 – 0,21	0,19 – 0,20
K ₂ O	0,15 – 0,18	0,16 – 0,18
Na ₂ O	0,16 – 0,3	0,15 – 0,35
MgO	0,08 – 0,1	0,06 – 0,09

Examinînd aceste valori se constată că produsul de cuarț respectiv poate fi încadrat în sortul A₁, utilizat la obținerea glazurii pentru porțelan sanitar sau a masei pentru garnituri de tuburi.

Se poate considera că, în medie, acest produs reprezintă 21-23 % din materialul inițial.

Produsul magnetic, obținut la operația de separare magnetică, a reprezentat cca 4 % din materialul brut și a avut următoarele conținuturi : 93,0-96,7 % SiO₂; 1,10-1,82 % Fe₂O₃; 0,18-0,24 % Al₂O₃; 0,63-1,2 % K₂O; 0,47-0,6 % Na₂O. Menționăm că în cazul cînd separarea magnetică s-ar fi efectuat umed, proporția de material magnetic ar fi fost mai mică și ar fi crescut corespunzător proporția de material nemagnetic.

În concluzie, materialul rămas de la flotația feldspațiilor reprezintă un produs de cuarț care, după purificarea magnetică, corespunde cerințelor impuse sortului A₁ de cuarț pentru industria ceramicei fine de construcții (STAS 9666-76). Acest produs reprezintă cel puțin 21-23 % din materialul brut.

Concluzii

Cercetările de preparare efectuate pe cele două probe au condus la concluzia că în operațiile de preparare, materialul care a constituit probele se comportă fără diferențieri notabile. Aplicînd flotația ca metodă de preparare, mineralele constituente ale probelor pot fi separate în concentrate valorificabile industriale.

În cazul feldspațiilor se poate aplica fie flotația diferențială, fie flotația colectivă urmată de flotația selectivă pentru separarea feldspațiilor între ei. Concentrat de feldspat cu peste 9,0 % K₂O se obține numai prin aplicarea flotației colective urmată de flotația diferențială a feldspațiilor. În acest caz se obține un concentrat de feldspat potasic, un produs intermediar de feldspat potasic care se reintroduce în circuit și un concentrat de feldspat sodic. Sterilul rămas de la flotația feldspațiilor constituie un produs de cuarț de bună calitate. Pentru îmbunătățirea calității concentratelor de feldspati și a produsului de cuarț, este necesar ca acestea să fie purificate prin separare magnetică.

Schemă fluxului tehnologic de preparare a migmatitelor de la Valea Vilsanului este prezentată în principiu (fig. 2). În prima etapă, materialul



brut se macină la 0,15 mm și apoi se deșlamează. În etapa a doua, materialul deșlamat se supune operației de flotare. Se flotează, mai întii, micele și mineralele negre într-un concentrat separat. Acest produs are caracteristici chimice corespunzătoare micii de calitatea a doua obținută la Cataracte-Voineasa.

Prin reflotarea acestui produs se poate obține un concentrat de mici cu o calitate îmbunătățită, corespunzînd micii de calitatea I B obținută la Cataracte-Voineasa și un produs intermediar care se reintroduce în circuitul de flotare a micii. După flotația micii se realizează flotația

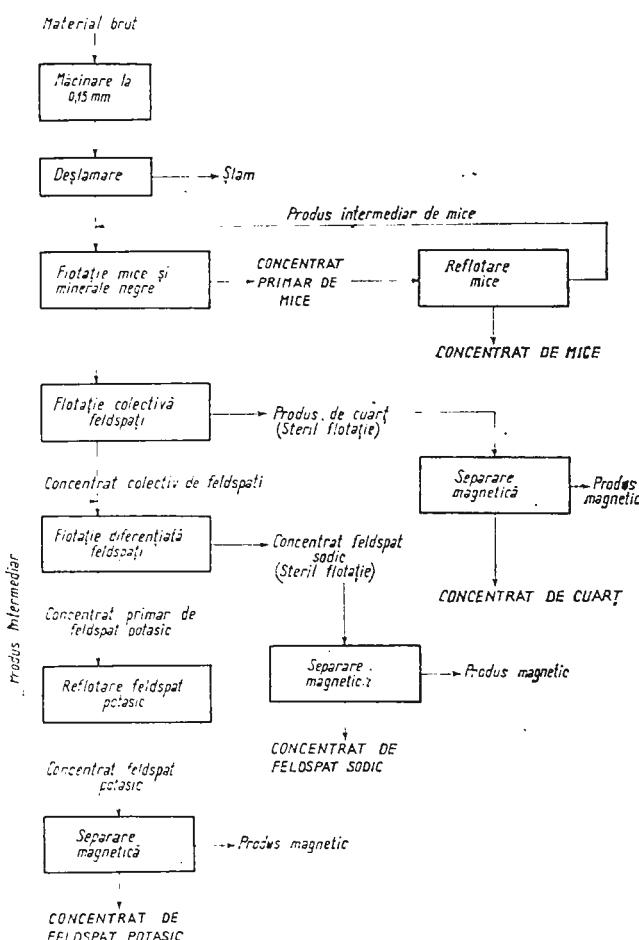


Fig. 2. — Schema fluxului tehnologic de preparare a migmatitelor de la Valea Vilsanului.

Schéma du flux technologique de préparation des migmatites de la vallée du Vilsan.

TABELUL 7

Condițile de lucru la flotare

Operația	pH	Consum specific reactiv, g/t					Timp min		Debit aer l/h
		H ₂ SO ₄	HF	AAA	P	NaCl g/t	c	f	
Flotare mică	4,5–5	1600	—	200	90	—	20	9	200
Reflootare mică	4,5–5	—	—	—	—	—	—	3	150
Flotare feldspat	2 – 3	—	1600	150	90	—	21	8	200
Reflootare 1 felds.	2 – 3	—	600	50	—	10	15	3	150
Reflootare 2 feldspat	2 – 3	—	200	—	—	10	10	4	150
Reflootare 3 feldspat	2 – 3	—	—	—	—	10	5	3	150
Total		1600	2400	400	180	30			

AAA — acetat de alchil amină

P — ulei de pin

c — condiționare

f — flotare

TABELUL 8

Bilanțul de material și caracteristicile chimice ale produselor obținute

	Greutate, %	Conținuturi, %								
		SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	K ₂ O	Na ₂ O	K ₂ O+ Na ₂ O	K ₂ O : Na ₂ O	CaO	MgO
Concentrat primar de mice	24–28	56–62	20–21	5,6– 6,6	5,6– 6,0	2,7– 3,1				
Concentrat de mice Produs intermediar de mice	16–20	48	30	3,9	7,4	2,0				
Concentrat de feldspat potasic	8									
Produs intermediar de feldspat potasic	25–27	62,5	20,0	0,15	10,8	4,0	14,8	2,7	1,3	0,1
Concentrat de feldspat sodic	9–12	63	21,5	0,5	6–8	5– 5,5	–11 13,5	1,2– 1,45		
Concentrat de quart	10	63	19,8	0,14	2–5	7,4	9,4– 12,4	0,27– 2,88		
Slam	21–23	98,5– 99,1	0,7– 0,8	0,04– 0,09	0,15– 0,18	0,15– 0,35			0,18– 0,20	0,06– 0,1
Produse magnetice	3–5	63,3	18,3	4,6	5,6	3,5	9,1	1,6		



feldspaților, materialul rămas neflotat constituind un produs de cuarț de calitate superioară. Concentratul de feldspăți este supus unor operații de reflotare pentru realizarea unei flotații diferențiale a feldspaților. Se obține un concentrat de feldspat potasic cu 9-10% K₂O, un concentrat de feldspat sodic și un produs intermediar care se reintroduce în circuitul de reflotare a feldspaților. Concentratele de feldspat potasic, sodic și de cuarț se supun, în ultima etapă, unei operații de purificare prin separare magnetică umedă în cimp puternic.

Condițiile de lucru în care se realizează operațiile de flotație sunt prezentate în tabelul 7.

Extractionile în greutate și caracteristicile chimice ale produselor, finale și intermediare, ce se obțin preparind migmatitele de la Valea Vilsanului după schema de flux tehnologic prezentată în figura 2, sunt prezentate în tabelul 8.

CONCLUZII GENERALE

În prezența comunicare sunt prezentate cercetările mineralogice și de preparare efectuate asupra a două probe colectate de IGPSMS din migmatitele de la Valea Vilsanului în scopul stabilirii posibilităților de obținere a unui concentrat de feldspat cu 9-10% K₂O.

Compoziția chimică a probelor cercetate a fost următoarea : 67,90 (70,00)% SiO₂; 2,85 (2,99)% F₂O₃; 5,50 (6,44)% K₂O; 3,60 (3,20)% Na₂O; 9,10 (8,64)% K₂O + Na₂O; 1,53 (1,70) K₂O : Na₂O ; 17,05 (15,05)% Al₂O₃; 1,50 (1,30)% CaO ; 0,60 (0,68)% MgO ; (înainte de paranteză sunt conținuturile probei din derocare iar în paranteză cele ale probei din galerie).

Compoziția mineralologică a probelor cercetate a fost următoarea : 50 (48)% feldspați, din care : 10 (10)% microclin, 25 (24)% microclin-micropertit, 15 (14)% oligoclaz, 25 (27)% cuart, 24 (24)% mice, din care : 11 (8)% muscovit, 6(6)% biotit 7 (10)% clorit, 1 (1)% minerale accesoriai.

Cele două probe au avut atât compoziția chimică cât și cea mineralogică similară.

Macroscopic, fragmentele de rocă care au constituit cele două probe cercetate au fost constituite din ochiuri de feldspat, cu o formă sferică sau ovoidală și dimensiuni pînă la 1 cm, și o masă microgranulară dispusă în fișii preponderent cuarț-feldspatice și mai puțin micacee (ceea ce împrimă roci și structură ocular-liniară și o textură orientată). În proba din galerie, unde tectonizarea este mai avansată, apar unele suprafețe contorsionate sau de fricțiune acoperite cu fișii micacee. În proba din derocare muscovitul a fost prezent în proporție ceva mai ridicată decît miciile negre, iar în proba din galerie cloritul și biotitul sunt net preponderente față de muscovit.

Prin studiu microscopic, în ambele probe s-au identificat : feldspatul potasic ca microclin, feldspatul calco-sodic ca oligoclaz și feldspatul microclin-micropertitic (termen ce reprezintă o concreștere a feldspatului potasic cu cel calco-sodic). Feldspatul calco-sodic este termenul feldspatic principal din gnais, el fiind constituentul ochiurilor mari de feldspat.



Fisiile interoculare sunt alcătuite din cristale mărunte, cu contur neregulat, întrepătrunse și asociate între ele, reprezentate prin cuarț, microclin și oligoclaz și o proporție redusă de mice. Constituentul principal al fisiilor interoculare este cuarțul.

Feldspatul potasic predominant, microclin-micropertitul, cuprinde în compoziția sa chimică, pe lîngă 10,5 % K_2O în proba din derocare sau 11,0 % K_2O în proba din galerie, un conținut relativ ridicat de Na_2O și anume : 2,60 % în proba din derocare sau 2,50 % în proba din galerie. Dintre asociațiile avansate ale feldspatului potasic, cele mai frecvente sunt concresările cu feldspatul sodic ; uneori sunt prezente foarte mărunte, dar foarte dese, incluziuni micacee (sericitice) de ordinul micronilor.

Microclinul nepertitizat apare numai în fisiile interoculare unde formează cristale întrepătrunse cu cristalele din jur. Nu cuprinde incluziuni dar se asociază cu toate mineralele din fisiile interoculare (cuarț, oligoclaz, mice).

Experimentările de preparare au arătat că cele două probe se comportă asemănător din punct de vedere tehnologic, indicii tehnologici și caracteristicile chimice fiind similare.

Cercetările de preparare efectuate au condus la concluzia că din migmatitele de la Valea Vîșanului este posibil să se obțină un concentrat de feldspat cu peste 10 % K_2O . Schema fluxului tehnologic de preparare, prezentată în figura 2, permite ca pe lîngă obținerea unui concentrat de feldspat potasic să se realizeze o valorificare complexă a materialului brut prin obținerea și a unor concentrate de mice, de feldspat sodic și de cuarț. Ca metode de preparare, după măcinarea la 0,15 mm și deșlamarea materialului măcinat, s-a aplicat flotația și separarea magnetică. În prima etapă se obține prin flotație directă un concentrat primar de mice, din care, prin refloare, se poate obține un concentrat de mice de calitate superioară. În etapa a doua se realizează flotația feldspațiilor care constă din obținerea, prin flotație colectivă, a unui concentrat colectiv de feldspați din care apoi, prin flotație diferențială, se obține un concentrat de feldspat potasic, un concentrat de feldspat sodic și un produs intermediar care se reintroduce în circuitul de flotație a feldspațiilor. Materialul rămas ca steril de la flotația feldspațiilor constituie un concentrat de cuarț de calitate superioară. Concentratele de feldspat potasic, de feldspat sodic și de cuarț se supun unei purificări prin separare magnetică.

Concentratul de feldspat potasic, reprezentând cca. 19 % din materialul inițial, are următoarele conținuturi : 10,9 % K_2O ; 4 % Na_2O ; 14 % ($K_2O + Na_2O$) ; $K_2O : Na_2O = 3$; 62,5 % SiO_2 ; 0,15 % Fe_2O_3 ; 20 % Al_2O_3 ; 1,3 % CaO ; 0,1 % MgO . Aceste concentrat îndeplinește condițiile corespunzătoare sortului F₂ din STAS 9278/76 și poate fi utilizat în industria ceramică fine la fabricarea glazurilor și maselor pentru porțelan de menaj și sanitar precum și la fabricarea faianței de menaj.

Concentratul de feldspat sodic, reprezentând cca 10 % din materialul inițial, are următoarele conținuturi : 4 % K_2O ; 7,4 % Na_2O ; 0,14 % Fe_2O_3 ; 63 % SiO_2 ; 19,8 % Al_2O_3 .

Concentratul de cuarț, reprezentind cca 22% din materialul brut, are următoarele conținuturi : 99% SiO_2 ; 0,08% F_2O_3 ; 0,8% Al_2O_3 ; 0,16% K_2O ; 0,25% Na_2O și corespunde condițiilor de calitate corespunzătoare sortului A₁ din STAS 9666/76. Acest produs poate fi utilizat în industria ceramicii fine de construcții la fabricarea glazurilor pentru porțelan sanitar și a maselor pentru garnituri de tuburi.

Concentratul de mice, reprezentind cca 19% din materialul inițial, are următoarele conținuturi : 47,7% SiO_2 ; 3,9% Fe_2O_3 ; 30% Al_2O_3 ; 7,4% K_2O ; 2% Na_2O și corespunde condițiilor de calitate corespunzătoare micii praf — calitatea I B din STAS 4733/70 și poate fi utilizat în industria electrozilor, în construcții, pentru noroaiele de foraj, în industria lacurilor și vopselelor.

În procesul de preparare se mai obțin două produse intermediare, unul de mice celălalt de feldspat potasic, care se reintroduc în fluxul tehnologic de preparare, ceea ce conduce la creșterea extracțiilor în greutate a concentratelor ce se obțin.

Sterilul final, constituit din materialul fin rezultat în urma operației de deșlamare și din produsele magnetice rezultate la operațiile de purificare prin separare magnetică a concentratelor de feldspat și de cuarț, nu depășește 15% din cantitatea de material brut.

În concluzie, cercetările de preparare au stabilit că din migmatitele de la Valea Vilsanului este posibil să se obțină un concentrat de feldspat cu peste 10% K_2O , aplicând o schemă de preparare care cuprinde flotația și separarea magnetică. Schema de preparare stabilită permite o valorificare complexă a acestor migmatite, concentratele obținute reprezentind 70% din materialul brut din alimentare.

BIBLIOGRAFIE

- B r o w n i n g J. S., A d a i r R. B. — Selective flotation of mica from Georgian pegmatites, *USBM Rept. Invest.*, 1966, 6830.
- E d d y W. H. et al., — Recovery of feldspar and glass sand from South Carolina granite fines, *USBM Rept. Invest.*, 1972, 7651.
- H i l l T. E. et al., — Separation of feldspar, quartz and mica from granite, *USBM Rept. Invest.*, 1972, 7245.
- H u b e r P a n u I., P a n d e l e s c u C., E n e I., B o r c e a M a r i a (1971). Cercetări privind posibilitățile de valorificare a gnaiselor oculare de pe valea Vilsanului (Munții Făgăraș) *S.T.E., Seria B*, nr. 46. *Inst. geol. geof.* București.
- K o v a l e n k o V. I. — Flotationnoe obogašenie polevihspatov, siria s primenenie hloridov kalia i natria, *Obogašenie rud*, 1967, no. 1.
- M a n s e r R. M. — Handbook of silicate flotation, *Warren Spring Laboratory*, 1975, p. 167.
- R e v n i v t z e v V. I. et al. — Flotation separation of minerals of the izomorphous, grup of feldspars, *Sith Inst. Min. Congr.* Leningrad, 1968.

- Putrin A. M. — Industrial flotation concentration of granite with the separation of microcline, plagioclase and quartz concentrates, *Steklo i keramika* 1969, 26 (1), pag. 29–31.
 - Starikova L. — Production of feldspar concentrate with a high $K_2O : Na_2O$ ratio, *Proekt, Inst Rudodobiv Obogat.* 1968, 7(7) 93–96.
 - Yanis N. A., Arhangelskaja S. I., Peskov V. V. — Metodi azdelenia kalievih i natrievih polevihspatov, *Obogascenie rud*, 1967 3.
 - Froth flotation procedure for separating potassium feldspar from sodium feldspar. *URSS Pat.* 227–234, 1968.
-

RECHERCHES CONCERNANT L'ETABLISSEMENT DES POSSIBILITÉS D'OBTENIR DES CONCENTRÉS DE FELDSPATH POTASSIQUE (AVEC 9-10 % K_2O) DES MIGMATITES DE LA VALLÉE DU VILSAN

(Résumé)

Cette étude présente les recherches minéralogiques et de préparation effectuées sur deux échantillons des migmatites de la vallée du Vilsan, afin d'obtenir un concentré de feldspath avec 9-10 % K_2O .

La composition chimique des échantillons étudiés a été la suivante : 67,90-70,00 % SiO_2 ; 2,85-2,99 % Fe_2O_3 ; 5,50-6,44 % K_2O ; 3,60-3,20 % Na_2O ; 9,10-8,64 % $K_2O + Na_2O$; 1,53-1,70 $K_2O : Na_2O$; 17,05-15,05 % Al_2O_3 ; 1,50-1,30 % CaO ; 0,60-0,68 % MgO .

La composition minéralogique des échantillons étudiés a été la suivante : 10 % microcline; 24-25 % microcline-micropertite; 14-15 % oligoclase; 25-27 % quartz; 24 % micas et 1 % minéraux accessoires.

Les deux échantillons ont eu tant la composition chimique, que celle minéralogique similaires.

Du point de vue macroscopique, les fragments de roche qui ont formé les deux échantillons étudiés, ont été constitués de nids de feldspath de forme ovoïdale et de dimensions jusqu'à 1 cm, et une masse micro-granulaire disposée en bandes surtout quartzo-feldspathiques et moins micacées (ce qui imprime à la roche une structure oculaire-liniare et une texture orientée). Dans l'échantillon de galerie, où la tectonisation est plus avancée, il y a quelques surfaces contorsionnées ou de friction couvertes de bandes micacées. Dans l'échantillon de dérochage, le muscovite a été présent dans une proportion un peu plus élevée que les micas noirs et pour l'échantillon de la galerie le chlorite et le biotite sont nettement prépondérants par rapport au muscovite.

Par l'étude microscopique, pour les deux échantillons on a identifié : le feldspath potassique comme microcline, le feldspath calco-sodique comme oligoclase et le feldspath microcline-micropertitique (terme qui représente une concroissance du feldspath potassique et calco-sodique). Le feldspath calco-sodique est le terme feldspathique principal des gneiss, étant le constituant de grands oculi de feldspath. Les bandes inter-oculaires sont formées de cristaux fins à contour irrégulier, interposés et associés entre eux représentés par quartz, microcline et oligoclase et une proportion réduite de micas. Le constituant principal des bandes interoculaires est le quartz.



Le feldspath potassique prédominant, le microcline-micropertite, comporte dans sa composition chimique, outre 10,5% K₂O dans l'échantillon de galerie, un contenu relativement élevé de Na₂O, à savoir : 2,60% dans l'échantillon de dérochage ou 2,50% dans l'échantillon de galerie. Des associations avancées du feldspath potassique les plus fréquentes sont les croissances avec le feldspath sodique ; parfois il y a très fines mais très fréquentes inclusions micaées (séricitisées) d'ordre des microns.

Le microcline non-pertitisé apparaît seulement dans les bandes inter-oculaires où il constitue des cristaux interposés avec les cristaux entourants. Il ne contient pas d'inclusions, mais il s'associe avec tous les minéraux des bandes inter-oculaires (quartz, oligoclase, micas).

Les expérimentations de préparation ont démontré que les deux échantillons se comportent presque de la même manière du point de vue technologique, les indices technologiques et les caractéristiques chimiques étant similaires.

Les recherches de préparation effectuées ont conduit à la conclusion que des migmatites de la vallée du Vilsan il est possible d'obtenir un concentré de feldspath avec plus de 10% K₂O. Le schéma du flux technologique de préparation, présenté dans la figure 2, permet non seulement d'obtenir un concentré de feldspath potassique, mais aussi de réaliser une valorisation complexe du matériel brut en obtenant aussi des concentrés de micas, de feldspath sodique et de quartz. Comme méthodes de préparation, après le broyage à 0,15 mm et le deschlammage du matériel broyé, on a appliqué la flottation et la séparation magnétique. Dans la première étape on obtient, par la flottation directe, un concentré primaire de micas dont, par la réflottation, on peut obtenir un concentré de micas de qualité supérieure. La deuxième étape comporte la réalisation de la flottation des feldspaths pendant laquelle on obtient, par la flottation collective, un concentré collectif de feldspaths dont puis, par la flottation différentielle, on obtient un concentré de feldspath potassique, un concentré de feldspath sodique et un produit intermédiaire qui est introduit de nouveau dans le circuit de flottation des feldspaths. Le matériel qui reste comme stérile de la flottation des feldspaths forme un concentré de quartz de qualité supérieure. Les concentrés de feldspath potassique, de feldspath sodique et de quartz sont soumis à une purification par la séparation magnétique.

Le concentré de feldspath potassique, représentant 19% environ du matériel initial a les contenus suivants : 10,9% K₂O ; 4% Na₂O ; 14% (K₂O + Na₂O) ; K₂O : Na₂O = 3 ; 62,5% SiO₂ ; 0,15% Fe₂O₃ ; 20% Al₂O₃ ; 1,3% CaO ; 0,1% MgO. Le concentré accomplit les conditions correspondantes au sorte Fe₂ du STAS 9278/76 et peut être employé dans l'industrie de la céramique fine pour la fabrication des émaux et des masses pour la porcelaine de ménage et sanitaire, tout comme pour les masses des garnitures de tubes.

Le concentré de micas, représentant 19% environ du matériel initial a les contenus suivants : 47,7% SiO₂ ; 3,9% Fe₂O₃ ; 30% Al₂O₃ ; 7,4% K₂O ; 2% Na₂O et correspond aux conditions de qualité rapportées au mica poussière-qualité I B du STAS 4733/70 et peut être employé dans l'industrie des électrodes, en constructions, pour les boues de forage, dans l'industrie des laques et des couleurs.

Pendant le processus de préparation on obtient aussi deux produits intermédiaires, l'un de micas et l'autre de feldspath potassique qui sont introduits de nouveau dans le flux technologique de préparation, ce qui conduit à l'augmentation des extractions en poids des concentrés obtenus.

Le stérile final, formé du matériel fin résulté après le deschlammage et des produits magnétiques résultés aux opérations de purification par la séparation magnétique des concentrés de feldspath et de quartz, ne dépasse pas 15% de la qualité de matériel brut.

En guise de conclusion, les recherches de préparation ont établi que des migmatites de la vallée du Vilsan il est possible d'obtenir un concentré de feldspath avec plus de 10% K₂O, en appliquant un schéma de préparation qui comprend la flottation de la séparation magnétique. Le schéma de préparation établi permet une valorisation complexe de ces migmatites, les concentrés obtenus représentant 70% du matériel brut de l'alimentation.

EXPLICATIA PLANSELOR

PLANSA I

Fig. 1. — Ochiurile feldspatice sunt alcătuite din microclin-micropertit cu dimensiuni milimetrice pînă la 1-1,5 cm. N + ; × 70. Proba din galerie.

Les oculures feldspathiques sont constitués de microcline-micropertite à dimensions millimétriques jusqu'à 1-1,5 cm. N + ; × 70. Échantillon de galerie.

Fig. 2. — Fișile interoculare sunt formate din cristale mărunte întrepătrunse de quart, oligoclaz, microclin și o proporție redusă de mice. N + ; × 70. Proba din galerie.

Les bandes inter-oculaires sont formées de cristaux fins interposés de quartz, oligoclase, microcline et une proportion réduite de micas. N + ; × 70. Échantillon de galerie.

PLANSA II

Fig. 1. — Microclinul-micropertitic este feldspatul potasic ocular care, în mare parte, prezintă concreșteri avansate cu feldspatul calco-sodic sub formă de granule foarte mici, rotunjite, alungite sau filamentare. N + ; × 70. Proba din derocare.

Le microcline-micropertitique est le feldspath potassique oculaire qui en majorité, présente des concroissances avancées avec le feldspath calco-sodique sous forme de granules très petites, arrondies, allongées ou filamenteuses. N + ; × 70. Échantillon de dérochage.

Fig. 2. — Pertitizarea microclinului ocular cu fire și scame de oligoclaz frecvenț dispersate în masa feldspatului ocular. N + ; × 70. Proba din derocare.

La pertitisation du microcline oculaire avec des fils et des charpies d'oligoclase fréquemment dispersées dans la masse du feldspath oculaire. N + ; × 70. Échantillon de dérochage.

PLANSA III

Fig. 1. — Asociație mai grobă între microclinul-micropertitic și feldspatul plagioclaz sub formă incluziunilor de oligoclaz în cristale prismatice, dezvoltate, din care pornesc filoane ce pătrund în masa feldspatului potasic. N + ; × 70. Proba din galerie.

Association plus grande entre le microcline-micropertitique et le feldspath plagioclase sous forme d'inclusions d'oligoclase dans les cristaux prismatiques, développés, d'où commencent de petits filons qui entrent dans la masse du feldspath potassique. N + ; × 70. Échantillon de galerie.



Fig. 2. — Fisuri tectonice străbat feldspatul ocular și sunt umplute cu cuarț, mai puțin oligoclaz și mice. N + ; × 70. Proba din derocare.

Les fissures tectoniques traversent le feldspath oculaire et sont remplies de quartz, moins oligoclase et mica. N + ; × 70. Echantillon de dérochage.

PLANŞA IV

Fig. 1. — Fisuri tectonice cu decroșări în microclinul ocular, pe care se dispun pachete micacee. N + ; × 70.

Fissures tectoniques avec des décrochements dans le microcline oculaire sur lesquelles il y a des paquets micacés. N + ; × 70.

Fig. 2. — Frecvențe lăinele micacee dispuse pe două direcții în feldspatul ocular. N + ; × 70. Proba din derocare.

Lamelles micacées fréquentes disposées sur deux directions dans le feldspath oculaire. N + ; × 70. Echantillon de dérochage.

PLANŞA V

Fig. 1. — Cristale mărunte și frecvențe de microclin, cu contururi angulare, se întrepătrund cu celelalte minerale prezente în fișile interoculare. N + ; × 70. Proba din derocare. Cristaux fins et fréquents de microcline, à contours angulaires, interposés avec les autres minéraux présents dans les bandes inter-oculaires. N + ; × 70. Echantillon de dérochage.

Fig. 2. — Cristal dezvoltat de oligoclaz cu numeroase incluziuni micacee (paragonit) pris la contactul feldspatului ocular cu masa interoculară. N + ; × 70. Proba din derocare. Cristal développé d'oligoclase avec de nombreuses inclusions micacées (paragonite) inclus au contact du feldspath oculaire avec la masse inter-oculaire. N + ; × 70. Echantillon de dérochage.

PLANŞA VI

Fig. 1. — Cristal prismatic de oligoclaz cu ineluziuni de paragonit și cu filonașe ce se insinuează în masa microcliniului-micropertitic. N + ; × 70. Proba din galerie.

Cristal prismatique d'oligoclase à inclusions de paragonite avec de petits filons insinué dans la masse du microcline-micropertitique. N + ; × 70. Echantillon de galerie.

Fig. 2. — Cub monomineral cu cristale de cuarț mari, neregulate, în fișia interoculară. N + ; × 50. Proba din galerie.

Nid monominéral à cristaux de quartz grands, irréguliers, dans la bande inter-oculaire. N + ; × 50. Echantillon de galerie.

PLANŞA VII

Fig. 1. — Cristale de cuarț aplatizate asociate cu lamele micacee în fișie interoculară. N + ; × 50. Proba din derocare.

Cristaux de quartz, aplatis, associés aux lamelles micacées dans la bande inter-oculaire. N + ; × 50. Echantillon de dérochage.



Fig. 2. — Masa interoculară alcătuită din cristale de cuarț, pachete micacee și oligoclaz. N + ; $\times 70$. Proba din derocare.

Masse inter-oculaire constituée de cristaux de quartz, paquets micacés et oligoclase. N + ; $\times 70$. Echantillon de dérochage.

PLANŞA VIII

Fig. 1. — Cuib de biotit cu cîteva lamele de muscovit la contactul dintre fișia interoculară și ochiul de feldspat. N //; $\times 70$. Proba din galerie.

Nid de biotite avec quelques lamelles de muscovite au contact entre la bande inter-oculaire et l'oeule de feldspath. N //; $\times 70$. Echantillon de galerie.

Fig. 2. — Clorit într-un cuib neregulat prins în fișia interoculară cuarțitică. N //; $\times 70$. Proba din derocare.

Chlorite dans un nid irrégulier attrapé dans la bande inter-oculaire quartzitique. N //; $\times 70$. Echantillon de dérochage.



CERCETĂRI PRELIMINARE PENTRU STABILIREA FLUXULUI
TEHNOLOGIC DE PRINCIPII PENTRU PREPARAREA UNUI
MINEREU COMPLEX CU Pb, Zn, Cu și Sn¹

DE

BUJOR GEORGESCU, MARIA DUMITRESCU, MARIA BORCEA, SABINA
MITU, MIHAELA POP²

Complex ore Beneficiation, Processing researches. Chemical-mineralogical study. Flotation. Gravitational concentration. Pb, Cu, Fe, Sn.

Abstract

Preliminary Research Work in Order to Establish the Dressing Flow Sheet for a Complex Ore Including Pb, Zn, Cu and Sn. The researches were carried out on a complex ore with 3.79% Pb; 0.28% Cu; 1.43% Zn; 40% Fe; 25% S; 1.06% Sn. They pointed out that through flotation there may be obtained metallurgical grade galena and pyrrhotite concentrates. The sphalerite concentrate shows a low content of zinc. By gravitational concentration the cassiterite may be recovered from the sterile of flotation.

Cercetările ale căror rezultate sunt prezentate în această comunicare au avut ca scop obținerea unor informații privind tehnologia posibilă de prelucrare a unui minereu complex cu Pb, Zn, Cu, Sn și rezultatele industriale probabile, pentru a se putea aprecia valoarea economică a minereului.

Minereul conține : Pb – 3,79%; Cu – 0,28%; Zn – 1,43%; Fe – 40%; S – 25%; Sn – 1,06%; SiO₂ – 8,35%; Al₂O₃ – 2,29%; MgO – 2,60%; CaO – 5,65%; MnO – 0,74%; Na₂O – 0,15%; K₂O – 0,24%; CO₂ – 7,31%; As – 0,16%; W – 0,02%; Cd – 0,31%; Au – 0,16 g/t; Ag – 17 g/t.

Macroscopic, materialul se prezintă ca un minereu compact de pirotină, de tip pneumatolitic de temperatură înaltă, cu numai 25-30% minerale de gangă.

¹ Predată la 21.XI.1975, acceptată pentru publicare la 2.II.1976, comunicată în ședința din 20.II.1976.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1, București.



Compoziția mineralologică aproximativă este următoarea :

Minerale	Compoziția chimică	%
Pirotină	Fe S	60-65
Galenă	Pb S	4-5
Blendă	ZnS	2-3
Calcopirită	CuFeS ₂	1
Casiterit	SnO ₂	1-1,5
Pirită	FeS ₂	subordonat
Stanină	Cu ₂ FeSnS ₄	subordonat
Minerale de gangă:		
Cuarț	SiO ₂	6-7
Calcit	CaCO ₃	8-9
Minerale de contact :		10-12
axinit	HCa ₂ (Mn, Fe)Al ₂ Si ₄ O ₁₀	
mice de litiu	K ₂ Li ₄ Al ₂ F ₄ Si ₈ O ₂₀	
fluorină	CaF ₂	
clorit	(MgFe) ₆ Al(AlSi ₃ O ₁₀)(OH) ₈	
serpentină	Mg ₆ (Si ₄ O ₁₀)(OH) ₈	
scheelit	CaWO ₄	
zircon	ZrSiO ₄	

Sub microscop sulfurile apar în mărimi variabile, de la cîțiva microni la cîțiva milimetri, parțial asociate între ele și cu mineralele de gangă.

Pirotina, mineralul principal, apare de obicei, ca mase mari compacțe, cu rare crăpături, ochiuri mici de gangă și pori (pl. I, fig. 1). Se observă numai puține cristale cu numeroase incluziuni de gangă sub formă de lamele și prisme de 0,005-2 mm (mice cu litiu, axinit etc.) (pl. I, fig. 2). În unele cazuri în cuiburile de gangă apar fisuri fine de 0,001-0,05 mm pe care a pătruns pirotina (pl. I, fig. 3).

Dintre sulfurile asociate cu pirotina, galena apare cel mai frecvent și în general la dimensiuni mari (pl. I, fig. 4). Asociația pirotinei cu blenda este la dimensiuni foarte mici, cu calcopirita se întâlnește rar, cu casiteritul este sporadic, iar cu stanina și pirita nu s-a observat.

Galena apare în general în cristale mari de 0,1-1,5 mm (pl. II, fig. 1) și mai puțin în granule mărunte de 0,005-0,1 mm, (pl. II, fig. 2), de obicei prinse în pirotină și mai rar în gangă. O cantitate mică de galenă este asociată cu blenda și calcopirita sub 0,1 mm.

Blenda formează cuiburi mari de cîțiva milimetri pînă la 1-2 cm, prinse în gangă și mai puțin în pirotină; cristalele de blendă sunt străbătute de unele crăpături cu gangă și cuprinde numeroase incluziuni mărunte de 0,003-0,1 mm de calcopirită și pirotină (pl. II, fig. 3, 4).

Calcopirita apare mai rar în cîmpul microscopului în comparație cu galena și blenda. Este prezentă atât în cuiburi mai mari (0,2-1 mm) cât și în granule mici de 0,03-0,1 mm dispuse pe fisuri în gangă și uneori asociate cu pirotina și foarte puțin cu galena și casiteritul (pl. III, fig. 1).



Cristale micronice de calcopirită apar frecvent dispersate împreună cu pirotina, în blendă (pl. II, fig. 3, 4).

Stanina a fost identificată sporadic în granule de 0,02-0,1 mm incluse în calcopirită sau în gangă.

Pirita formează cuiburi foarte rare cu cristale de 0,1-0,5 mm asociate cu ganga.

Casiteritul apare în general în granule izolate și mici, de 0,02-0,1 mm, rar pînă la 0,4 mm prinse între mineralele de gangă sau în interiorul lor (pl. III, fig. 2, 3). Foarte rar casiteritul este asociat cu o cantitate mică de minerale metalice (pl. III, fig. 1).

Mineralele de gangă sunt distribuite de obicei în cuiburi de 1-3 cm, mai puține apar în ochiuri mici, milimetrice și submilimetrice în masa mineralelor metalice.

Cuarțul și calcitul formează deseori cuiburi monominerale sau sunt asociate între ele și mai rar sunt asociate cu mineralele de contact. Cristalele mineralelor de gangă sunt în genere mari (0,5-3 mm). Dintre mineralele de contact mai frecvente sunt cristalele de axinit (pl. III, fig. 4), urmează cele de datolit (pl. III, fig. 2), fluorină (pl. III, fig. 3) și mice cu litiu (pl. III, fig. 3). Lamelele de mice litifere au dimensiuni de 0,01-0,05 mm grosime 0,05-0,5 mm lungime și apar în snopi mici sau ca lamele fine, dispersate printre și în interiorul celorlalte minerale. Cloritul, serpentina și o parte din calcit sunt produse rezultate prin transformarea celorlalte minerale de gangă și apar în cantitate redusă. Zirconul și scheelitul au fost identificate sporadic.

EXPERIMENTĂRI DE PREPARARE

Elementele utile care pot fi luate în considerare pentru extragerea lor în concentrate valorificabile, comune sau separate sunt : Pb, Cu, Zn, S, Sn, respectiv galena, calcopirita, blenda, pirotina, casiteritul.

Observațiile mineralogice ca și primele încercări de flotație au arătat că datorită conținutului mic și a modului de asociere cu celealte sulfuri va fi foarte greu, dacă nu imposibil, să se obțină un concentrat separat de calcopirită. Ca urmare, după primele încercări de flotație nu s-a mai luat în considerare recuperarea cuprului într-un concentrat separat. Așa cum se va vedea mai departe, 60-65 % din cupru se recuperează în concentratul de plumb.

Date fiind caracteristicile chimico-mineralogice ale materialului (prezența sulfurilor și a casiteritului, asociații destul de avansate care impun o măcinare destul de fină etc.) o schemă tehnologică de prelucrare va trebui să cuprindă : flotația pentru recuperarea (respectiv eliminarea) sulfurilor ; concentrarea gravitațională, pentru recuperarea casiteritului din sterilul flotației sulfurilor.

Ca urmare, încercările de preparare executate au urmărit schema indicată mai sus.

Pentru purificarea concentratelor — date fiind cantitatea mare de pirotină care ar putea fi antrenată în concentrate — s-a luat în considerare

și posibilitatea utilizării separării magnetice mai ales în cazul concentratului de casiterit.

Recuperarea sulfurilor

Cea mai mare parte a încercările a urmărit o schemă de flotație diferențială a sulfurilor, încercind să se obțină concentrate separate de galenă, respectiv blendă și pirotină, casiteritul răminând în sterul flotației. S-au făcut și cîteva încercări de flotație colectivă Pb-Zn, dar trebuie să spunem chiar de la început că nu au dat rezultate bune, deoarece conținutul de Pb-Zn al concentratelor a fost scăzut iar conținutul de fier foarte ridicat.

Cu scopul de a evita o măcinare prea fină a casiteritei, materialul a fost măcinat pentru cele mai multe încercări la — 0,15 mm, și numai în cîteva cazuri la — 0,09 mm, fără să se observe îmbunătățiri ale rezultatelor. Cîteva din flotațiile de curățire pentru îmbunătățirea concentratelor de galenă și mai ales de blendă, au fost făcute după remăcinarea concentratelor la — 0,09 sau — 0,06 mm.

1. Flotația galenei

Primul mineral flotat a fost galena. Flotația galenei s-a încercat în diverse condiții de lucru, în ceea ce privește tipul și cantitățile de colecțori, locul de adăugare, timpul de colectare etc. Ca reactivi colecțori au fost folosiți etil xantatul de sodiu, aerofloat 15, aerofloat 31 și aerofloat 242 asociat uneori cu aerofloat 243. Pentru depresarea blendei s-au folosit sulfatul de zinc și uneori mici cantități de cianură de sodiu, iar pentru depresarea sulfurilor de fier, varul. Pentru reglarea pH-ului s-au folosit cantități variabile de var, carbonat de sodiu și/sau hidroxid de sodiu adăugate în moară și/sau în celulă înaintea flotației primare sau de curățire. Cind s-a folosit numai xantatul etil, s-au adăugat și mici cantități de flotanol Hoechst ca spumant. Pentru depresarea mineralelor de gangă s-a utilizat silicatul de sodiu.

Condițiile de lucru și rezultatele mai bune obținute la unele încercări de flotație primară — folosind xantatul etil de sodiu — sunt arătate în tabelele 1 și 2.

Se poate vedea că este posibil să se recupereze peste 85 % din plumb (galenă) în concentrate primare cu conținuturi destul de ridicate de plumb, reprezentind în greutate 14-9 %. Concentratele globale au 18...39 % Pb, depinzind de condițiile de lucru, iar primele fracțiuni ajung pînă la 50 % Pb. Conținuturile de zinc și staniu sunt relativ scăzute. Datorită asociațiilor calcopiritei cu blenda și pirotina, recuperarea de cupru în concentratele de galenă este de numai 60-65 %, conținutul de cupru fiind de 2...3 %.

Pentru a explora posibilitățile de îmbunătățire a calității concentratelor primare de galenă s-au făcut încercări de reflotare pe concentratele globale, pe primele fracțiuni sau pe fracțiunile intermediare obținute la flotația primară a galenei.



TABELUL 1
Rezultatele flotașilor primare

Nr. încercării	Produse	pH	Timp colectare, minute	Greutate, %	Conținuturi, %		Distribuție, %		
					Pb	Zn	Pb	Zn	
41	Fractiuni concentrat galenă	C ₁	10,5	2	5,8	35,57	1,18	57,3	4,2
		C ₂	9,5	2	3,2	16,50	2,20	14,7	4,4
		C ₃	8,5	2	1,8	13,56	2,70	6,9	3,0
	Concentrat galenă global			6	10,8	26,29	1,74	78,9	11,6
	Concentrat blendă		10,5	2	13,6	3,16	9,28	11,9	78,1
	Concentrat pirotină		5	5	57,3	0,53	0,27	8,4	9,6
45	Steril				18,3	0,16	0,07	0,8	0,7
	Alimentare				100,0	3,60	1,62	100,0	100,0
	Fractiuni concentrat galenă	C ₁	10,5	2	7,1	39,42	1,20	76,4	4,8
		C ₂	9,5	2	1,5	19,00	3,00	7,8	2,6
		C ₃		4	8,6	35,86	1,51	84,2	7,4
	Concentrat global		10,5	2	19,4	1,21	7,91	6,5	87,5
	Concentrat blendă		5	5	47,9	0,58	0,20	7,5	5,0
	Concentrat pirotină				24,1	0,29	0,004	1,8	0,1
43	Steril				100,0	3,66	1,76	100,0	100,0
	Alimentare								
	Fractiuni concentrat galenă	C ₁	10,5	2	3,8	56,51	0,53	53,9	1,3
		C ₂	9,5	2	1,7	36,43	1,27	15,6	1,4
		C ₃	10	2	2,3	22,83	1,70	13,2	2,6
		C ₄	9	2	1,2	11,90	1,03	3,6	0,8
	Concentrat global			8	9,0	38,16	1,03	86,3	6,1
	Concentrat blendă + pirotină			7	67,0	0,76	2,11	12,9	93,1
	Steril				24,0	0,14	0,05	0,8	0,8
	Alimentare				100,0	3,98	1,52	100,0	100,0
55	Fractiuni concentrat galenă	C ₁	10	4	5,1	50,78	0,74	64,9	2,2
		C ₂	10,5	2	2,8	20,50	1,62	14,4	2,7
		C ₃	10	2	1,3	14,25	2,80	8,4	2,1
	Concentrat galenă global			8	9,2	38,00	1,30	87,7	7,0
	Fractiuni concentrat blendă	C ₄	10,5	1	5,5	2,28	15,02	3,1	48,6
		C ₅	10,5	1	10,0	1,17	6,56	2,9	38,5
		C ₆		2	15,5	1,56	9,56	6,0	87,1
	Concentrat blendă global				51,3	0,40	0,16	5,1	4,8
	Concentrat pirotină		5	5	24,0	0,20	0,08	1,2	1,1
	Steril				100,0	3,99	1,70	100,0	100,0
	Alimentare								

Produsele supuse reflotării au avut conținuturi de plumb între 14-50 %. Uneori s-a făcut o singură reflotare, alteori două reflotări succesive.

Rezultatele și condițiile de lucru ale unora din aceste încercări sunt arătate în tabelul 3.

În fiecare caz a fost posibil să se obțină un produs mai bun decât cel de la care s-a plecat și se poate vedea că este posibil să se obțină produse finale care îndeplinește normele pentru utilizare metalurgică. După o remăcinare la 0,06 mm și o dublă reflotare a unui produs cu 39 % Pb, a fost posibil să se obțină un concentrat final cu 62,5 % Pb, 0,95 % Zn, 18 % S, 14 % Fe, 4 % Cu.

TABELUL 2
Condiții de lucru utilizate la flotație

Nr. încercării și reactivi în moară	Reactivi în celulă		
	la flotația galenel	la flotația blendei	la flotația pirotinei
Încercarea nr. 41 Var 1700 g/t	Silicat de sodiu 1200 g/t Carbonat de sodiu 1000 g/t Hidroxid de sodiu 800 g/t Sulfat de zinc 500 g/t Xantat etil 36 g/t Var 700 g/t Flotanol 18 g/t	Var 1000 g/t Sulfat de cupru 600 g/t Aerofloat 243 43 g/t	Acid sulfuric 350 g/t Sulfat de cupru 600 Xantat amil 240 g/t Flotanol 18 g/t
Încercarea nr. 43 Var 1700 g/t Cianură de sodiu 40 g/t	Silicat de sodiu 1200 g/t Carbonat de sodiu 1000 g/t Hidroxid de sodiu 800 g/t Sulfat de zinc 500 g/t Xantat etil 36 g/t Flotanol 18 g/t	Var 600 g/t Cianură de sodiu 10 g/t Sulfat de cupru 600 g/t Aerofloat 243 30 g/t	Acid sulfuric 750 g/t Xantat amil 120 g/t Flotanol 10 g/t
Încercarea nr. 45 Car 1700 g/t Cianură de sodiu 40 g/t	Silicat de sodiu 1200 g/t Carbonat de sodiu 1000 g/t Hidroxid de sodiu 800 g/t Sulfat de zinc 500 g/t Xantat etil 36 g/t Flotanol 18 g/t	Var 600 g/t Cianură de sodiu 10 g/t Sulfat de cupru 400 g/t Aerofloat 243 30 g/t	Acid sulfuric 750 g/t Xantat amil 120 g/t Flotanol 10 g/t
Încercarea nr. 55 Var 1700 g/t Cianură de sodiu 40 g/t	Silicat de sodiu 1200 g/t Carbonat de sodiu 1000 g/t Hidroxid de sodiu 800 g/t Sulfat de zinc 500 g/t Xantat etil 36 g/t Flotanol 18 g/t	Var 600 g/t Cianură de sodiu 10 g/t Sulfat de cupru 400 g/t Aerofloat 243 30 g/t	Acid sulfuric 750 g/t Xantat amil 120 g/t Flotanol 10 g/t
Încercarea nr. 32 Var 1700 g/t Aerofloat 242 123 g/t	Silicat de sodiu 1200 g/t Hidroxid de sodiu 900 g/t Sulfat de zinc 500 g/t Var 150 g/t Aerofloat 242 123 g/t Aerofloat 243 43 g/t	Var 1000 g/t Sulfat de cupru 600 g/t Aerofloat 243 43 g/t	Acid sulfuric 350 g/t Sulfat de cupru 600 g/t Xantat amil 240 g/t Flotanol 18 g/t

Continuare tab. 2

Nr. încercării și reactivi în moară	Reactivi în celulă		
	la flotația galenei	la flotația blendei	la flotația pirotinel
Încercarea nr. 33 Var 1700 g/t Aerofloat 242 123 g/t	Silicat de sodiu 1200 g/t Hidroxid de sodiu 600 g/t Sulfat de zinc 500 g/t Aerofloat 242 123 g/t	Var 1000 g/t Sulfat de cupru 600 g/t Aerofloat 243 43 g/t	Acid sulfuric 350 g/t Sulfat de cupru 600 g/t Xantat amil 240 g/t Flotanol 18 g/t
Încercarea nr. 36 Var 1700 g/t Aerofloat 31 120 g/t	Silicat de sodiu 1200 g/t Carbonat de sodiu 1000 g/t	Var 1000 g/t Sulfat de cupru 600 g/t	Acid sulfuric 350 g/t Sulfat de cupru 600 g/t
	Sulfat de zinc 500 g/t Var 300 g/t Aerofloat 31 60 g/t	Aerofloat 243 43 g/t	Xantat amil 240 g/t Flotanol 18 g/t

Tinând seama de toate rezultatele experimentărilor de flotație a galenei, se poate trage concluzia că flotația galenei este posibilă cu rezultate bune.

Se poate lua ca foarte probabilă obținerea într-un proces industrial, a unui concentrat de galenă cu minim 60% Pb, cu o recuperare de plumb de cel puțin 80%, reprezentind în greutate 5,2-5,4% din minereul brut. Conținuturile de Cu, Zn, Fe, S sunt în limitele acceptabile pentru prelucrare metalurgică. În cazul în care concentratul primar nu este remăcinat, conținutul de plumb al concentratului final rămîne ceva mai scăzut: 55...58% Pn.

2. Flotația blendei

Extragerea blendei este de dorit în primul rînd pentru valorificarea ei într-un concentrat bun pentru metalurgie, în al doilea rînd pentru a îmbunătăți calitatea concentratului de pirotină, în cazul în care există perspectiva utilizării lui ca minereu de fier (după prăjire pentru recuperarea sulfului).

Pentru flotație, după colectarea concentratului de galenă, blenda a fost activată cu sulfat de cupru. Drept colector a fost folosit aerofloat 243, iar pentru reglarea pH-ului și menținerea depresată a sulfurii de fier, varul.

În speranța că ridicarea temperaturii ar putea îmbunătăți flotația blendei, multe din experimentări au fost făcute cu încălzirea apei la 30-35°, dar rezultatele nu au fost semnificativ mai bune.



TABELUL 3
Condițiile de lucru și rezultatele obținute la refloarea galenei

Nr. încercării	Condiții și reactivi	Producție	pH	Temp. refloare, minute	Greutate %	Distribuție, %		Con- tinut Zn %
						Concentrat primar	In raport cu minereul primar	
41	<i>O singură refloare</i> Var 150 g/t Aerofloat 243 20 g/t	Concentrat primar	8,5	1	100,0	35,57	100,0	57,3
		Concentrat refloat			51,7	51,60	75,0	43,0
		Steril refloare			48,3	18,40	25,0	14,3
45	<i>O singură refloare</i> Var 300 g/t	Concentrat primar	9,5	2	100,0	39,42	100,0	76,4
		Concentrat refloat			67,6	51,61	88,5	67,6
		Steril refloare			32,4	14,60	11,5	8,8
55	<i>Două refloări</i> Remâșcare la -0,06 mm Var 900 g/t	Concentrat primar	11	2	100,0	50,78	100,0	64,9
		Concentrat prima refloare			74,1	65,70	68,5	44,5
		Steril, prima refloare			25,9	34,0	31,5	20,4
36	<i>Refloare prima fracțiune</i> Var 300 g/t <i>Refloare fracțiune intermediară</i> Var 150 g/t	Concentrat final	10	2	39,2	68,75	53,1	34,5
		Steril, a doua refloare			34,9	57,0	15,4	10,0
		Prima fracțiune primă			100,0	23,16	100,0	83,7
		Concentrat refloat			57,6	36,29	90,2	75,5
		Steril refloare			42,4	5,35	9,8	8,2
		Fracțiune primă intermedie						2,14
		Concentrat refloat						2,63
		Steril refloare						1,48

Oricare au fost condițiile de lucru, concentratele primare au avut conținuturi scăzute de zinc și foarte mari de fier. Numai prima fracțiune colectată a avut 15...24% Zn, dar în medie concentratele primare au avut conținuturi de 8-10% Zn, extracțiile de zinc fiind de ordinul a 70-80%. Rezultatele obținute la unele încercări sunt arătate în tabelul¹⁴, care cuprinde rezultatele flotațiilor primare.

Prin reflotarea o dată de două ori sau de trei ori a concentratelor primare, eventual după remăcinare la 0,09 sau 0,06 mm conținutul de zinc a putut fi ridicat pînă la 30...40% Zn, dar conținutul de fier a rămas totuși foarte mare, de ordinul a 20%.

3. Flotația pirotinei

După ce a fost colectat concentratul de blendă, pirotina a putut fi relativ ușor flotată scăzînd mai întii pH-ul prin adăos de acid sulfuric. Concentratele primare obținute sunt destul de curate (cca 85% pirotină) avînd 31...33% S și 53...55% Fe și conținuturi relativ mici de Pb, Zn, Cu, Sn (tab. 1). În cazul în care se colectează un concentrat colectiv blendă + pirotină, conținutul de zinc este de ordinul a 1,7-2,1%. Pierderile de pirotină în steril sunt relativ mici, sterilele flotației rămînind cu 1,5...2,5% S și 5...8% Fe.

4. Cuprul, staniul și alte elemente în produsele flotației

În general produsele flotației au fost analizate în special pentru Pb și Zn și uneori Sn. Pentru parte din produse s-au făcut însă și determinări de Fe, Cu, S.

S-a putut constata astfel, că 60-65% din cupru poate fi recuperat în concentratul plumbos (conținutul de cupru în concentratele plumboase cu peste 60% Pb, ajunge la 4,0...4,2%) deși gradul de îmbogățire a cuprului este sensibil mai mic decit al plumbului. Restul de cupru se distribuie practic în celelalte concentrate de sulfuri, în sterilul flotației rămînind numai 3-4% (conținut sub 0,05).

Toate concentratele de sulfuri au conținuturi mici de staniu, probabil în parte datorită staninei care a fost semnalată în minereu. Sterilul se îmbogătește sensibil în staniu, putindu-se aprecia că 80...85% din staniu trece în sterilul flotației.

Recuperarea casiteritului

Așa cum s-a arătat, sterilele rămase de la flotația sulfurilor au avut conținuturi de staniu cuprinse între 3,7 și 6,4%, cele mai multe rezultate de analiză sau valori de bilanț situîndu-se în jurul mediei de 4,8%, reprezentînd 80-85% din casiterita existentă în minereu.

Determinarea conținuturilor de staniu în fracțiunile granulometrice 0-0,042 mm ; 0,042-0,074 mm ; 0,074-0,150 mm ale sterilului a arătat că staniul, respectiv casiteritul, nu se concentrează în niciuna din fracțiuni. Fracțiunea — 0,042 mm reprezintă aproximativ 52% din steril.

TABELUL 4
Condiții de lucru și rezultatele obținute la refloarea blendei

Nr. incr- cării	Condiții de lucru	Producse		pH	Timp de colectare, min	Greu- itate %	Contri- butie Zn, %	Distribuție, %		Contri- butie Pb %
		In report cu concentratul primar	In report cu minerul					In report cu concentratul primar	In report cu minerul	
43	<i>Două refloări</i> Remășinare la -0,09 mm Var 600 g/t	Concentrat primar		10	3	100,0 51,9	5,70 10,54	100,0 96,5	88,3 85,2	1,44 1,13
	Clanură de sodiu 20 g/t	Concentrat primar refloatare		10	2	48,1 17,3	0,41 28,00	3,5 85,4	3,1 11,1	1,71 1,37
	Sulfat de cupru 100 g/t	Steril, prima refloatare				34,6	1,81			1,02
	Aerofloat 243 10 g/t	Steril, a doua refloatare								
45	<i>Două refloări</i> Remășinare la -0,09 mm Var 600 g/t	Concentrat primar		10	3	100,0 39,7	7,91 19,73	100,0 99,0	87,5 86,4	1,21 1,49
	Aerofloat 243 10 g/t	Concentrat primar refloatare		10	2	60,3	0,14	1,0	1,1	1,03
		Steril, prima refloatare				21,6	30,60	83,8	73,1	1,02
		Concentrat final				18,1	6,70	15,2	13,3	2,07
52	<i>Trei refloări</i> Remășinare la -0,06 mm Var 400 g/t	Concentrat primar		10	3	100,0 49,7	8,39 15,94	100,0 94,5	89,5 84,6	2,36 2,41
	Aerofloat 243 20 g/t	Concentrat primar refloatare		10	2	50,3	0,92	5,5	4,9	0,1
		Steril, prima refloatare				18,6	37,76	83,6	75,0	2,29
		Concentrat, a doua refloatare				31,1	2,99	10,9	9,6	5,75
41	<i>O refloare</i> Remășinare la -0,09 mm Var 300 g/t	Concentrat final		10	1	16,1 2,5	41,20 15,80	78,8 4,8	70,8 4,2	2,50 7,00
	Aerofloat 243 20 g/t	Steril, a treia refloatare		10	3	100,0 24,3	9,28 32,95	100,0 75,7	78,1 59,1	3,16 2,98
		Concentrat primar				78,7	2,87	24,3	19,0	3,22
		Concentrat refloat								
55	<i>O refloare</i> Remășinare la -0,06 mm Var 300 g/t	Concentrat primar		10	3	100,0 35,5	15,02 24,9	100,0 93,6	48,6 45,5	2,28 2,2
	Aerofloat 243 12 g/t	Concentrat primar refloat		10	2	64,2	2,2	6,4	3,1	5,76
		Steril, refloatare								
		Concentrat final								
53	<i>Două refloări</i> Remășinare la -0,06 mm Var 300 g/t	Concentrat primar		10	3	100,0 33,9	18,0 36,0	100,0 72,2	aprox. 67,2	92,4
	Aerofloat 243 16 g/t	Concentrat, prima refloatare		10	2	66,1 21,1	7,0 44,8	27,8 55,9	25,2 51,5	1,62
		Steril, prima refloatare								
		Concentrat final								
		Steril, a doua refloatare								

În funcție de condițiile experimentărilor, sterilele au reprezentat 17-24 %. În situația în care concentratele de sulfuri sunt de bună calitate, deci au conținuturi mici de minerale de gangă, iar pierderile de sulfuri în steril sunt mici, sterilul flotației ar reprezenta 22...24 % din minereu.

Pentru recuperarea casiteritului din sterilul flotației s-au făcut cîteva experimentări nereușite de flotație, folosind acizi grași, și experimentări de concentrare pe mese care au dat rezultate bune.

S-a folosit o masă de laborator tip DENVER.

Cantitățile mici de sterile (cîteva zeci de grame de la fiecare încercare de flotație) nu au permis executarea unor încercări de concentrare foarte sistematice pe mese și nu a fost posibilă determinarea corectă a condițiilor de lucru și nici colectarea foarte corectă a produselor separate pe masă, la fiecare încercare.

Totuși rezultatele sunt bune arătînd că va fi posibil să se recupereze o bună parte din casiterit în concentrate cu peste 50 % Sn.

În tabelul 5 sunt date rezultatele a 5 încercări de concentrare pe masă, executate după scheme din figura 1.

Concentrarea pe mese s-a făcut fără o clasare prealabilă. Este posibil ca tratarea pe clase simptotice și pe mese special destinate pentru concentrarea materialului fin să asigure rezultate și mai bune, pierderile mai mari de casiterit producîndu-se la clasa foarte fină. Într-adevăr analiza pentru staniu a fracțiunilor +0,07 mm și -0,07 mm din sterilul final a arătat conținuturi de 0,56 % Sn în clasa mare și 1,1 % Sn în clasa mică.

Pentru a se vedea dacă nu este posibilă eliminarea prin hidrociclone a unei fracțiuni foarte fine de material steril, s-a făcut o încercare informativă de hidrocyclonare. În acest scop s-a trecut printr-un micro-hidrocyclon de 30 mm diametru fracțiunea -0,07 din sterilul provenit de la flotație, cu un conținut de aproximativ 4,8 % Sn.

Revîrsarea hidrocyclonului a avut 1,3 % Sn iar scurgerea 5,25 %, ceea ce arată că ar fi posibil să se eliminate, înainte de tratare pe masă, o parte din materialul foarte fin de densitate mică (15...20 %), prin hidrocyclonare.

Parte din materialul care impurifică concentratul de casiterit este constituit din pirotină. O parte din pirotină poate fi eliminată printr-o colectare judicioasă a produselor pe masă, pirotina avînd densitate mai mică decît casiteritul. În cazul în care concentratele industriale vor avea conținuturi supăratore de pirotină eliminarea ei se va putea face ușor prin separare magnetică.

CONCLUZII

Proba cercetată reprezintă un minereu compact de pirotină (peste 65 % pirotină) cu conținuturi interesante de Pb, Zn, Sn, S (3,6 % Pb ; 1,6 % Zn ; 1,2 % Sn și 26 % S).

Experimentările de laborator cu caracter preliminar au arătat că galena și pirotina se pot recupera, prin flotație, în concentrate care îndeplinește cerințele metalurgiei. Concentratul de blendă are conținuturi

TABELUL 5

Nr. încercări	Produse	Greutate, %	Conținuturi, %		Distribuție Sn %,
			Sn	Fe	
13	C_1 C_2 C_3 T	3,4	48,90	15,06	34,1
		12,2	12,69	16,48	31,8
		32,7	3,07	8,34	20,6
		51,7	1,28	6,10	13,5
		100,0	4,87	8,40	100,0
24	C_1 C_2 C_3 T	9,6	44,07	6,20	69,0
		45,9	3,08	3,80	23,1
		32,7	1,12	4,68	6,0
		11,8	1,01	11,40	1,9
		100,0	6,13	5,21	100,0
31	Magnetic Nemagnetic C_2 C_3 T	12,1	2,65	25,70	7,5
		17,7	14,50	3,76	58,0
		8,0	8,55		16,1
		28,9	1,83		12,3
		33,3	0,80		6,1
		100,0	4,30		100,0
40	C_1 C_2 C_3 C_4 C_5 T	2,5	46,07	2,24	26,5
		2,0	65,78	4,6	30,3
		11,8	7,68		20,9
		41,2	1,16		11,0
		11,5	0,68	3,8	1,8
		31,0	1,33		9,5
		100,0	4,34		100,0
50	C_1 C_2 C_3 C_4 T	4,8	53,89	4,9	57,3
		21,1	5,71	7,0	26,6
		22,4	2,90		1,5
		24,7	0,74		4,0
		47,0	1,02		10,6
		100,0	4,52		100,0

relativ scăzute de Zn (40...44%) și ridicate de Fe (peste 14%). Rămîne de apreciat dacă industrial merită să fie extras acest concentrat sau este mai simplu ca blenda să fie extrasă odată cu pirotina, dacă pirotina va fi utilizată numai ca sursă de sulf. Dacă pirotina va fi utilizată și ca mineru de fier, este necesar ca blenda să fie extrasă separat pentru a micșora conținutul de zinc al concentratului de pirotină. Oricum, pentru a recupera casiteritul este necesar ca mai întii să fie extrase toate sulfurile.

Casiteritul poate fi recuperat prin metode gravitaționale. Din datele recente din literatură rezultă că nu este exclusă posibilitatea flotării casiteritului dar sănătatea reactivi speciali, greu de procurat și trebuie multe experimentări pentru găsirea condițiilor de lucru. Folosind o masă de concentrare oscilantă de laborator de tip DENVER, obisnuită, s-au obținut rezultate bune care îndreptățesc afirmația că folosind industrial mese speciale pentru tratarea materialului fin se vor putea obține concentrate calitativ bune cu recuperări mari. În seama de rezultatele experimentărilor de laborator, o schemă de flux tehnologic industrial posibilă este arătată în figura 2. După sfârșitul, într-o treaptă sau două trepte și măcinare pînă la $-0,15$ mm într-o moară cu bile în circuit închis cu un clasor, evitîndu-se supramăcinarea, minereul este trecut la flotație. În schemă s-a prevăzut posibilitatea obținerii a 3 concentrații separate. Pentru galenă și blendă s-au prevăzut două, respectiv 3 refloatajuri; pentru pirotină numai o refloatajare.

Din sterilul flotației se poate elimina prin hidrocyclonare fractiunea foarte fină (sub $8\dots10\ \mu\text{m}$) iar recuperarea casiteritului se face hidrogravitațional. În schemă s-au prevăzut două posibilități: fie folosirea unor mese oscilante pentru materialul fin, fie folosirea unui concentrator hidrogravitațional Bartles Mozley, la care se obține un preconcentrat gravitațional care ar trebui îmbunătățit tot prin tratare pe o masă oscilantă sau într-un separator magnetic.

Plecind de la minereul cu 3,6% Pb, 1,6% Zn, 1,2% Sn, 26% S să se poate conta, cu destulă probabilitate, pe obținerea la scară industrială a următoarelor rezultate:

La flotație: concentrat de galenă cu minimum 60% Pb, 85% recuperare, extractie în greutate 5...5,1%; concentrat de blendă cu 42...44% Zn, 75% recuperare, 2,7-3% extractie în greutate; concentrat de pirotină cu 31-33% S, 52-54% Fe și 66-67% extractie în greutate; steril cu aproximativ 4,8% Sn reprezentînd în greutate cca 25% și o recuperare de Sn de 80-85%.

La tratarea sterilului flotației: concentrat de casiterit cu 50-60% Sn (62-75% SnO_2), cu o recuperare de aproximativ 80% față de sterilul flotației și cca 65% față de minereul brut și 1,6-1,3% extractie în greutate.

Informativ, compoziția concentratelor industriale poate fi apreciată pe baza rezultatelor obținute la analizarea mai completă a unor produse de bună calitate obținute în laborator și anume: concentrat de galenă: 62,5% Pb; 0,95% Zn; 4% Cu; 18,1% S; 14,2% Fe; 2% SiO_2 ; concentrat de blendă: 44,8% Zn; 1,6% Pb; 0,4% Cu; 28,1% S; 14,6% Fe; 0,4% SiO_2 ; concentrat de pirotină: 31,1% S; 54,4% Fe; 5,8% SiO_2 ; 0,4% Pb; 0,12% Zn; 0,03% Cu; concentrat de casiterit: 65,7% Sn; 0,03% Pb; 0,2% Zn; 0,02% Cu; 1,9% S; 2,8% Fe; 1,8% SiO_2 .

RECHERCHES PRÉLIMINAIRES POUR L'ÉTABLISSEMENT DU FLUX TECHNOLOGIQUE DE PRINCIPE POUR PRÉPARER UN MINERAU COMPLEXE AVEC Pb, Zn, Cu et Sn

(Résumé)

Le but de cette étude a été l'établissement de la technologie de préparation d'un minéral complexe avec 3,79 % Pb ; 0,28 % Cu ; 1,43 % Zn ; 40 % Fe ; 25 % S ; 1,06 % Sn. La composition minéralogique approximative est la suivante : 60-65 % pyrotine ; 4-5 % galène ; 2-3 % blonde ; 1 % calco-pyrite ; 1-1,5 % cassitérite.

Les recherches de préparation ont établi que par la flottation on peut récupérer 85 % Pb environ en concentrés de galène avec des contenus de 60 % Pb, 75 % Zn environ, en concentrés de blonde avec des contenus de 42-44 % Zn ; on obtient aussi des concentrés de pyrotine avec 52-54 % Fe.

Du stérile de la flottation, après l'élimination de la fraction fine (sous 8-10 mm), on peut obtenir par la concentration gravitationnelle, des concentrés de cassitérite avec 50-60 % Sn et une récupération de 65 %.

On peut donc affirmer que, du point de vue technologique, le minéral est préparable, avec des résultats satisfaisants en ce qui concerne la qualité des produits finaux et des récupérations d'éléments utiles.

EXPLICATIA PLANSELOR

PLANŞA I

Fig. 1. — Pirotină (py) în masă compactă, cu rare crăpături, ochiuri de gangă (g) și pori (p) (Secțiune lustruită) N //; × 70.

Pyrotine (py) en masses compactes, avec de rares fissures, des yeux de gangue (g) et des pores (p) (Section polie). N. //; × 70.

Fig. 2. — Cristale de mica cu litiu (li) și axinit (ax) au pătruns în masa pirotinei (py) (Secțiune lustruită) N //; × 70.

Cristaux de micas avec du lithium (li) et d'axinite (ax) sont entrés dans la masse de pyrotine (py) (Section polie). N. //; × 70.

Fig. 3. — Pirotină (py) pe fisuri fine în gangă (g) (Secțiune lustruită) N //; × 70.

Pyrotine (py) sur des fissures fines de gangue (g) (Section polie). N. //; × 70.

Fig. 4. — Cristal mare de galenă (gl) înconjurat de pirotină (py) și prins în blendă (bl); calco-pirite (cp) (Secțiune lustruită). N //; × 70.

Cristal grand de galène (gl) entouré de pyrotine (py) et attrapé en blonde (bl); calco-pyrite (cp) (Section polie). N. //; × 70.

PLANŞA II

Fig. 1. — Galenă (gl) în cristale mari, lamelare, prinse în pirotină (py); (Secțiunea lustruită). N //; × 70.



Galène (gl) en cristaux grands, lamellaires, attrapés en pyrotine (py) (Section polie). N //; $\times 70$.

Fig. 2. — Galenă măruntă (gl) prinsă în pirotină (py) (Secțiune lustruită) N //; $\times 70$.

Galène fine (gl) attrapée en pyrotine (py) (Section polie). N //; $\times 70$.

Fig. 3. — Blendă (bl) cu crăpături și ochiuri de gangă (g) și incluziuni de calcopirită (cp) și pirotină (py) (Secțiune lustruită) N //; $\times 70$.

Blende (bl) avec des fissures et yeux de gangue (g) et des inclusions de calco-pyrrite (cp) et pyrotine (py) (Section polie). N //; $\times 70$.

Fig. 4. — Incluziuni foarte fine și frecvențe de pirotină (py) și calcopirită (cp) în blendă (bl) (Secțiunea lustruită). N //; $\times 70$.

N //; $\times 170$.

Inclusions très fines et fréquentes de pyrotine (py) et calco-pyrrite (cp) en blende (bl) (Section polie). N //; $\times 70$.

PLANŞA III

Fig. 1. — Calcopirită (cp) în granule mari și pe fisuri fine în gangă (g) asociată uneori cu pirotină (py) și rar cu galenă (gl) și casiterit (cs) (Secțiune lustruită). N //; $\times 70$.

Calco-pyrrite (cp) en granules grandes et sur des fissures fines en gangue (g) associée parfois avec de la pyrotine (py) et rarement avec de la galène (gl) et du cassitérite (cs) (Section polie). N //; $\times 70$.

Fig. 2. — Cristale mici de casiterit (cs) prinse între cristalele mari de datolit (dt), axinit (ax) și calcit (ca) (Secțiune subțire). N //; $\times 100$.

Cristaux petits de cassitérite (cs) attrapés parmi les cristaux grands de datolite (dt), axinite (ax) et calcite (ca) (Section mince). N //; $\times 100$.

Fig. 3. — Cristale mai mari de casiterit (cs) în fluorină (fl), încunjurate de pirotină (py) și mica cu litiu (li) (Secțiune subțire). N //; $\times 100$.

Cristaux plus grands de cassitérite (cs) en fluorine (fl), entourés de pyrotine (py) et des micas avec du lithium (li) (Section mince). N //; $\times 100$.

Fig. 4. — Cristale mari de axinit (ax) asociate cu cuarț (q), calcit (ca), pirotină (py) și datolit (dt) (Secțiune subțire). N //; $\times 50$.

Cristaux grands d'axinite (ax) associés avec du quartz (q), calcite (ca), pyrotine (py) et datolite (dt) (Section mince). N //; $\times 50$.



Institutul Geologic al României

CERCETĂRI PENTRU VALORIZAREA ȘISTURILOR TALCOASE DE LA RUGINOSU (POIANA RUSCĂ)¹

DE

BUJOR GEORGESCU, MARIA DUMITRESCU, MARIA BORCEA,
ECATERINA VÂTULESCU²

Beneficiation of rocks. Talcous shales. Processing research. Chemical methods. Chemical-mineralogical study. Flotation. Chemical treating.

Abstract

Researches regarding the beneficiation of the Talcous Shales from Ruginosu (Poiana Rusca). Researches have demonstrated that the talcous rock from Ruginosu was formed of talc (about 70 %) with about 29,9 % MgO, 53,45 % SiO₂, 6,4 % Fe₂O₃. The main gangue minerals were the serpentine, the chlorites and the iron hydroxides. The iron content was due on the one hand to hydroxides and on the other hand to the iron included in the crystalline networks of the present silicates. After crushing at — 0,1 mm, there was a possibility of moving off by flotation, an important part of the gangue minerals, and thus of obtaining concentrates with 75...90 % talc, which are, on the average, about 80 % of the total weight of the raw sample. The iron hydroxide minerals, due to their character (very fine powder) partially remain in concentrates, giving them a yellowish to yellow-brownish colour. These researches comprised some experiments of chemical treatment with hydrochloric acid. Although these experiments were meant for a preliminary investigation, they evidently showed that a strong whitening can be obtained, up to 80 % degree of white. The iron content of this whitened material remained relatively high (3,3-4 % Fe₂O₃) but this is due to an insoluble iron.

În punctul numit Ruginosu (circa 30 km W de Teliuc), IPEG Hunedoara a pus în evidență, prin lucrări de suprafață (șanțuri), o lentilă de rocă talcoasă cu o lungime de 420-450 m și grosime de 34 m, cercetată pînă în prezent pe o adâncime de circa 4 m.

¹ Predată la 16.V.1979, acceptată pentru publicare la 16.V.1979, comunicată în ședința din 24.V.1979.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1, sect. 1 București.



Lentila este situată la contactul unei intercalații de calcare dolomitică cu seria șisturilor tufogene.

Cercetările tehnologice executate cu această probă au avut un caracter preliminar și au urmărit să precizeze în ce măsură materialul reprezentat de probă oferă perspective de a constitui o sursă de talc, respectiv să ofere elemente cu ajutorul cărora să se poată aprecia în ce măsură este justificată continuarea cercetărilor geologice care să ducă la o mai precisă cunoaștere a formației talcoase (intindere, caracteristici chimico-mineralogice în adîncime etc.).

CARACTERISTICI CHIMICO-MINERALOGICE ALE MATERIALULUI CARE CONSTITUE PROBA

Compoziția chimică. Conținutul de fier. Distribuția fierului
O analiză chimică generală a dat următoarele rezultate :

TABELUL 1

Compoziția chimică a probei

	SiO ₂	MgO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	CaO	PC
%	53,45	29,90	6,40	3,36	0,25	6,10

Se constată că în afară de compoziții principale ai talcului și serpenținei (care sunt constituente majori ai materialului), proba are un conținut relativ ridicat de Fe₂O₃. Acesta așa cum se va arăta mai departe, este datorat nu numai prezenței cloritului, ci în mare măsură și prezenței hidroxizilor de fier, sub formă de ochiuri milimetrice pînă la 1-2 cm și ca dispersie fină.

Deoarece macroscopic, distribuția hidroxizilor de fier, mai ales a ochiurilor de dimensiuni relativ mari, pare neuniformă existind bucăți de material care la aspect par „bogate” în fier (cu multe ochiuri) iar altele relativ „sărace”, s-a încercat să se vadă în ce măsură o alegere manuală după aspect, duce la separarea unor produse cu conținuturi net diferite de fier.

În acest scop, o parte din proba tehnologică a fost supusă unei operații de alegere după ce materialul mai mic de 20 mm a fost îndepărtat prin cernere. Alegerea s-a făcut separind din probă după aspect, trei produse : un produs în care aparent proporția de ochiuri de hidroxizi de fier era mare ; un produs aparent lipsit de ochiuri de hidroxizi ; un produs intermediar.

Fiecare produs a fost analizat pentru conținutul de Fe₂O₃. Rezultările sunt arătate în tabelul 2.

Deși vizual bucățile alese au diferit sensibil între ele, se constată că la dimensiunile la care s-a făcut alegerea (bucăți mai mari de 20 mm



TABELUL 2
Rezultatele alegerii manuale

Produse	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ , %
Aparent sărac în fier	12,0	5,5	10,5
Intermediar	37,4	5,7	33,5
Aparent bogat în fier	43,4	7,1	48,5
Material mărunt (trecere ciur 20 mm)	7,2	6,5	7,5
Total	100,0	6,3	100,0

pînă la 100-150 mm) conținuturile medii de Fe₂O₃ ale produselor nu diferă foarte mult între ele: 5,5 față de 7,1%.

Separindu-se material din cîteva ochiuri s-a constatat că acesta are circa 60% Fe₂O₃.

Densitatea aparentă foarte mică (materialul este foarte poros) explică faptul că desi volumul ochiurilor pare mare, conținutul mediu de fier al bucătilor în care sunt incluse ochiurile cu dimensiuni mari, nu este cu mult mai mare decit al bucătilor în care hidroxizii sunt fin dispersați.

O alegeră făcută sub lupă a granulelor de 0,2-0,3 pînă la 1-1,5 mm, obținute prin sfârîmarea unei bucăti clasate ca „intermediar” la operația descrisă mai înainte, a dat rezultatele din tabelul 3. Se vede din nou că fragmentele considerate aproximativ curate au totuși circa 5% Fe₂O₃.

TABELUL 3
Rezultatele alegerii sub lupă

Produse	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ , %
Curat	87,8	5,0	75,6
Bogat în Fe ₂ O ₃	1,5	40,5	10,7
Praf	10,7	7,3	13,7
Total	100,0	5,7	100,0

Din produsul „curat” s-a reales circa un gram de granule albe-verzui, aparent foarte curate, dar conținutul lor a fost de 4,4% Fe₂O₃.

Rezultatele acestor separări au sugerat ideea că desi fierul care „colorează” este fier hidroxidic, cel puțin o parte din fier este legată de structura cristalină a silicatiilor de magneziu (respectiv talc, serpentină). Acest fapt a fost confirmat ulterior de determinările de conținut de fier solubil ³ care au arătat că reziduurile rămîn cu cel puțin 3% Fe₂O₃ (fier insolubil).

³ Fier care trece în soluție la fierberea în HCl 1/1 timp de 1 oră (fierul din oxizi și hidroxizi de fier și cea mai mare parte din fierul din clorite trece în soluție).

Distribuția fierului este foarte puțin influențată de dimensiunile claselor obținute prin cernere, după cum se vede din rezultatele a două clasări făcute cu material sfărmat sub 3 mm respectiv sub 0,25 mm, prezentate în tabelele 4 și 5.

TABELUL 4

Clasarea materialului sfărmat la - 3 mm

Clasa	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ , %
3-0,5 mm	47,4	5,9	43,3
0,5-0,1 mm	25,5	6,5	25,6
0,1-0,07 mm	6,2	7,2	6,9
0,07-0,03 mm	5,4	7,6	6,4
< 0,03 mm	15,5	7,4	17,8
Total	100,0	6,5	100,0

TABELUL 5

Clasarea materialului sfărmat sub 0,25 mm

Clasa	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ , %
0,25-0,20 mm	1,5	7,2	1,7
0,20-0,15 mm	5,4	6,5	5,6
0,15-0,10 mm	2,3	8,0	2,9
0,10-0,07 mm	2,5	7,3	2,9
0,07-0,03 mm	26,9	6,3	27,0
< 0,03 mm	61,4	6,1	59,9
Total	100,0	6,3	100,0

Caracteristici mineralogice

Sisturile talcoase de la Ruginosu, Poiana Rusca se caracterizează printr-o textură orientată pînă la sistoasă, luciu gras pînă la satinat și o duritate relativ redusă. Culoarea sistemelor este verzui-albicioasă sau verde-cenușie, cu frecvențe tonuri galben-brune datorate dispersiilor fine feruginoase, care impregnează mare parte din rocă. Această pulbere de hidroxizi de fier apare în cantitate redusă, dar prezintă un grad avansat de dispersie ; astfel, în masa sistemelor talcoase se observă frecvențe pelicule și puncte foarte fine feruginoase și mai rar ochiuri milimetrice pînă la 1-2 cm cu formă sferică sau ovală umplute cu o pulbere afinată, brun-roșcată. Porțiunile cu talc curat, argintiu, ușor verzui sau slab cenușiu, sunt rare și reduse (cîțiva milimetri pînă la 1-3 cm) ; pe unele suprafețe de desprindere se mai observă pojghițe cu solzi mai dezvoltăti de talc pînă la 1-2 mm.



În urma observațiilor mineralogice macro și microscopice corelate cu rezultatele analizelor chimice, DTA și raze X, s-a stabilit următoarea compoziție mineralologică medie a probei tehnologice de șisturi talcoase :

TABELUL 6

Compoziția mineralologică a probei

Mineralele și formula chimică	%
talc $Mg_3(Si_4O_{10})(OH)_2$	cca 65%
clorite $(Mg, Fe)_5Al(AlSi_3O_{10})(OH)_8$	cca 20%
serpentină $Mg_6(Si_4O_{10})(OH)_8$	cca 10%
hidroxizi de fier $HFeO_2 \cdot aq$	cca 3-4%
magnetit Fe_3O_4 ; pirită FeS_2	cca 0,5%
minerale argiloase	sub 1%

Microscopic masa fragmentelor de șisturi talcoase apare formată din talc microcristalin frecvent asociat cu mici ochiuri de clorit și cu impregnații fine și disperse de hidroxizi de fier. Structural, talcul se prezintă de obicei în solzi fini (0,01-0,03 mm) (pl. I, fig. 1), rareori mai dezvoltat (0,05-0,1 mm) (pl. I, fig. 2) și cu totul izolat în snopi cu lamele mari de 0,15-0,4 mm (pl. II, fig. 1).

O mare parte din talc este frecvent și intim asociat cu clorit; acesta formează mici ochiuri de 0,01-0,1 mm rar pînă la 2-3 mm în masa de talc (pl. I, fig. 1; pl. II, fig. 2). Cu serpentina se associază o cantitate redusă de talc sub forma unor cuiburi mici, de 0,02-0,2 mm de talc microcristalin prisă în masa serpentinică (pl. III, fig. 1).

Asociația talc-hidroxizi de fier este deseori întîlnită și preponderent apare sub formă de pelicule, scame, puncte de 0,003-0,03 mm, difuze (pl. III, fig. 2) sau cu mici aglomerări (pl. IV, fig. 1) feruginoase diseminate în masa de talc microcristalin.

Cloritul este de obicei dispersat în șisturile talcoase ca ochiuri cu dimensiuni reduse (sub 0,1 mm) rareori formînd plaje mai dezvoltate (pl. I, fig. 1; pl. II, fig. 2).

Serpentina este un antigorit cu structura celulară (pl. IV fig. 2) prezent în cuiburi și fișii mai dezvoltate (centimetrice) asociat cu o proporție redusă de talc (pl. III, fig. 1).

Hidroxizii de fier reprezintă o proporție redusă din probă (circa 3%) dar sunt prezenti sub formă de pulbere foarte fină, micronică, ce impregnează marea majoritate a fragmentelor de șisturi talcoase; o parte din pulberea feruginoasă este aglomerată în ochiuri de cîțiva milimetri pînă la 1-2 cm, cu o consistență foarte slabă; în secțiuni subțiri, pe marginea acestor ochiuri feruginoase s-au observat unele cristale de goethit de 0,1-0,3 mm prinse în masa talcoasă (pl. V, fig. 1), sau conture relicte care arată existența unor minerale primare transformate, probabil silicați (pl. V, fig. 2) sau carbonați (pl. VI, fig. 1). Cu ocazia unei deplasări pe

teren, efectuată în luna noiembrie 1977, și vizitarea lucrărilor de suprafață executate pentru delimitarea lentilei de sist talcos, am observat zone în care cuiburile limonitice sunt mai frecvente, unele din ele cuprinzind și cristale de pirită de 3-5 mm pînă la 2 cm, în genere cu contur idiomorf (dodecaedru pentagonal combinat cu octaedru) și culoare neagră. Acestea au fost semnalate anterior de IPEG Deva, dar în proba tehnologică nu au apărut. Sub microscop aceste cristale de pirită prezintă intense transformări în hidroxizi de fier sub forma unor fisuri limonitice cu îngroșări și efilări care ajung să formeze o rețea deasă ce fărâmitează cristalul în numeroase fragmente mici, cu păstrarea conturului primar (pl. VI, fig. 2). Alte eșantioane, colectate dintr-un bloc de șisturi aflat în apropierea lentilei de talc cuprind numeroase ochiuri de 1-3 mm, brun-gălbui, în care microscopic s-au identificat cristale de ankerit cu transformări peliculare sau difuze în hidroxizi de fier și uneori cu incluziuni neregulate de pirită (pl. VII, fig. 1, 2). Deci, ochiurile umplute cu pulbere limonitică ce apar în unele fragmente din proba tehnologică provin prin alterarea supergenă a cristalelor de pirită și a carbonațiilor de fier dispersate în roca primară din care s-a format talcul.

Magnetitul a fost identificat în cîteva ochiuri feruginoase sub forma unor granule de 0,02-0,05 mm intens corodate, parțial limonitizate și rareori cu mici incluziuni de pirită.

Mineralele argiloase sunt asociate cu pulberea limonitică din ochiurile feruginoase diseminate în unele fragmente de sisturi talcoase.

În concluzie, șisturile talcoase de la Ruginosu apar constituite dintr-o proporție ridicată de talc (aproximativ 65%), la care se adaugă cantități mai mici de clorit (cca 20%), serpentină (cca 10%) și hidroxizi de fier (3-4%).

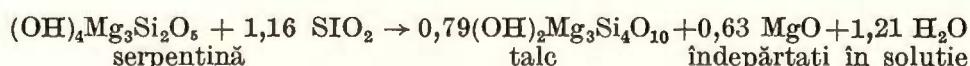
În ceea ce privește repartizarea elementelor chimice pe mineralele din probă, aceasta se prezintă astfel:

Silicea, componentul chimic principal (cca 53 %) este legat preponderent de talc și în măsură redusă de clorite și serpentină.

Magnezia (cca 30%) revine talceului în proporție foarte ridicată (cca 20%), restul fiind legat de clorite și serpentină.

Fierul (Fe_2O_3 cca 6%) intră în compoziția hidroxizilor de fier (cca 3%), a cloritelor (cca 2%) și aproximativ 1% este prins în rețeaua cristalină a talcului.

Observații privind geneza zăcământului și caracteristicile mineralogice probabile ale rocei talcoase în adîncime. Înind seamă de caracteristicile mineralogice și petrografice ale săsturilor talcoase de la Ruginosu și în special de asociația talc-relicte de rocă ultrabazică, se poate conchide că talcul din lentila prospectată a luat naștere prin transformarea hidrotermală a unui corp de serpentinite, probabil după reacția următoare (T urene r. 1948):



Dacă aici a fost prezentă și olivina $(\text{Mg}, \text{Fe})_2\text{SiO}_4$ și a existat un mediu reducător, a fost posibilă apariția unui talc cu ceva FeO și pirită + magnetit. Stadiile intermediare și de tranziție în dezvoltarea unor astfel de roci bogate în talc sunt caracterizate prin asociații de talc-clorit, talc-clorit-actinot ± magnetit, epidot, piroxeni etc. (zăcământul Sobrovsk, Sverdlovsk, URSS) (B e t e h t i n 1953). În ceea ce privește variația în compoziția chimică a talcului (D e e r, 1964) pe lîngă mici cantități de Al și Ti care pot substitui Si, cantități reduse de Fe sau Al pot să înlocuiască Mg.

Zăcământul de talc de la Ruginosu este localizat în zona șisturilor cristaline epimetamorfice din Poiana Ruscă, seria de Bătrina. În această formațiune alcătuită din șisturi sericitoase și roci verzi tufogene, au fost puse în evidență la suprafață și mici lentile de serpentinite în stare proaspătă, unele fiind situate în apropiere de lentila de talc de la Ruginosu (K r à u t n e r 1969). În consecință, este ușor de presupus că la Ruginosu este vorba de o lentilă de serpentinite prezentă la o adâncime oarecare și supusă unui proces de talcizare.

Așa cum s-a arătat mai înainte, transformările în limonit observate pe pirită, indicațiile de oxidare ale carbonațiilor etc., arată că lucrările executate pînă acum pentru delimitarea lentilei de talc de la Ruginosu sunt situate exclusiv în zona de alterare supergenă a lentilei. Se poate presupune că în adâncime această zonă dispare treptat iar locul ochiurilor de hidroxizi de fier este luat de mineralele primare (pirită, carbonați, silicati) ceea ce ar constitui un avantaj în procesul tehnologic.

EXPERIMENTĂRI TEHNOLOGICE

Roca talcoasă cercetată este constituită în cea mai mare parte din talc (cca 70%), mineralele principale fiind cloritele, serpentina și hidroxizii de fier.

Conținutul de fier al probei este dat de fierul din hidroxizi, fierul din clorite și fierul din rețeaua cristalină a talcului și serpentinei. Fierul din hidroxizi și parte din fierul din clorite și serpentina este solubil în acizi, pentru că mineralele însăși sunt mai mult sau mai puțin solubile în acizi. Talcul este inert la acțiunea acizilor obișnuiți (HCl , H_2SO_4 etc.).

Roca talcoasă provenită din diverse zăcăminte este adesea supusă numai unor operații simple de alegere manuală și apoi e măcinată. (Măcinarea este totdeauna necesară, talcul fiind cerut de consumatori aproape exclusiv sub formă de produs fin măcinat.)

Atunci cînd e necesară concentrarea, flotația este aproape universal aplicată (talcul este un mineral ușor flotabil), fiind eventual combinată cu separarea magnetică sau alte metode, în funcție de compoziții minero-logică ce trebuie separați.

Roca talcoasă exploatață la Cerișor-Lelese suferă numai operații de alegere manuală și măcinare, o mică parte fiind supusă unui tratament chimic pentru reducerea conținutului de carbonat de calciu care ajunge sau chiar depășește 30%.

Roca talcoasă de la Ruginosu, deși relativ bogată în talc, nu îndeplinește condițiile de calitate pentru a putea fi utilizată ca atare: — conține

20...30% minerale de gangă; — are un conținut ridicat de hidroxizi de fier și alte minerale ferifere solubile în acizi; — are culoare galben-maronie (grad de alb pe filtrul albastru de 35-45%).

În consecință este necesară o prelucrare tehnologică prin care să se obțină produse talcoase: — cît mai bogate în talc; — cu conținut redus de fier și în special de fier solubil, care reacționează ușor chimic; — cu grad de alb cît mai ridicat.

Date fiind caracteristicile chimico-mineralogice ale probei, fluxul tehnologic care trebuie luat în considerare cuprinde flotația combinată sau nu cu tratarea chimică.

1. Experimentări de flotație

Talcul are o flotabilitate naturală foarte mare, încît el flotează în parte fără a fi necesari reactivi colectori și uneori chiar fără adaos de spumant. Flotabilitatea este influențată de forma de prezentare (talc foios, talc fibros), gradul de măcinare, asociații cu alte minerale (M a n s e r, 1975).

Flotabilitatea naturală a talcului prezintă avantajul separării relativ ușoare a lui în spumă (cu recuperări ridicate) în schimb prezintă dezavantajul că pulberea fină de talc, aderînd la suprafața mineralelor de gangă (care au în general flotabilitate redusă), conferă acestora proprietăți de flotabilitate ridicată și ca urmare sunt colectate în spumă împreună cu talcul. De aceea, adesea este dificilă obținerea unor concentrate curate de talc și sunt necesare operații repetate de refloare.

Reactivii necesari sunt de obicei reactivi obișnuiți (uleiul de pin sau un alt spumant neionic, silicatul de sodiu sau fosfatul de sodiu pentru depresarea unora din mineralele de gangă soda pentru corectat pH-ul etc.). În literatură se citează utilizarea în anumite cazuri a unor colectori de tipul sulfat alchil de sodiu, uleiuri colectoare, petrol sulfonat sau amine (G e r a r d P a r k i n s o n, 1976).

Experimentările cu proba de la Ruginosu s-au executat în diferite condiții de lucru privind măcinarea (măcinări la $-0,25$ mm sau la $-0,10$ mm, remăcinări la $-0,10$ sau $-0,07$ mm), natura reactivilor și cantitățile folosite, modul de colectare a fracțiunilor de concentrat, schemele de lucru etc.

Ca reactiv spumant s-a folosit exclusiv uleiul de pin în cantități relativ mici ($30\dots60$ g/t) și practic, la toate experimentările s-au colectat 3 fracțiuni de concentrat, prima fără adaos de spumant și următoarele două cu adaos de spumant.

Timpul de colectare la flotațiile primare a fost de ordinul a $10-12$ minute.

La cîteva experimentări s-a adăugat de la început silicat de sodiu ca depresant pentru mineralele de gangă, sau carbonat de sodiu pentru ridicarea pH-ului. În condițiile în care nu s-a adăugat sodă, pH-ul tulburellii a fost de aproximativ 6, iar în cazul în care s-a adăugat carbonat de sodiu pH-ul s-a ridicat la 9.

Reflotările s-au făcut fie pe concentratele globale (toate fracțiunile luate la un loc), fie separat pe fracțiunea colectată fără adaos de spumant,

TABELUL 7
Flotați simple cu material măcinat la - 0,25 mm

Experi- ența nr.	Reactivi, g/t	Produse	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ %
1	La C ₂ : ulei pin - 30 La C ₃ : ulei pin - 30	Concentrat C ₁ Concentrat C ₂ Concentrat C ₃ Steril B Alimentare A	45,6 33,4 4,6 16,4 100,0	4,9 5,2 10,4 5,9	37,7 33,3 29,0 100,0
2	Condiționare : Silicat Na : 500 La C ₂ : Silicat Na - 500 ulei pin - 30 La C ₃ ulei pin - 30	Concentrat C ₁ Concentrat C ₂ Concentrat C ₃ Steril B Alimentare A	12,1 49,1 11,8 27,0 100,0	4,7 5,0 6,0 9,2 6,2	9,1 39,5 11,4 40,0 100,0
3	Condiționare : Carbonat Na - 1500 Silicat Na - 500 La C ₂ : ulei pin - 30 La C ₃ : Silicat Na - 500 ulei pin - 30	Concentrat C ₁ Concentrat C ₂ Concentrat C ₃ Steril B Alimentare A	11,7 35,0 26,2 27,1 100,0	4,7 5,0 6,4 9,2 6,8	8,2 30,3 24,9 36,6 100,0
5	Condiționare : Dextrină - 500 ulei pin - 30 La C ₂ : R 206 - 400 ulei pin - 30 La C ₃ : Dextrină - 200 R 206 - 100 ulei pin - 30	Concentrat C ₁ Concentrat C ₂ Concentrat C ₃ Steril B Alimentare A	29,4 45,6 8,0 17,0 100,0	5,4 6,6 7,6 10,3 6,9	22,5 43,1 8,7 25,7 100,0
24	La C ₂ ulei pin - 30 La C ₃ ulei pin - 30	Concentrat C ₁ Concentrat C ₂ Concentrat C ₃ Steril B Alimentare A	46,0 41,2 12,8 100,0	5,6 5,8 12,3 6,5	40,2 35,6 24,2 100,0
8	La C ₂ ulei pin - 30 La C ₃ ulei pin - 30	Concentrat C ₁ Concentrat C ₂ Concentrat C ₃ Steril B Alimentare A	26,8 32,0 24,8 16,4 100,0	4,5 5,0 5,7 7,9 5,5	21,9 29,1 25,7 23,3 100,0



respectiv pe fracțiunile colectate după adăos de reactivi. Cele mai multe reflotări au fost făcute fără remăcinarea produselor primare. Cîteva experimentări au fost făcute cu remăcinarea produselor primare sau intermediere.

În cele ce urmează, sînt prezentate succint rezultatele principale obținute.

Experimentări cu material măcinat la 0,25 mm

Flotații simple. Cele mai multe experimentări au fost executate cu material brut, dar s-au executat și cîteva experimentări cu material ales din proba brută.

În tabelul 7 sînt arătate rezultatele unor flotații primare. Experimentările 1, 2, 3, 5, 24 au fost făcute cu material brut, iar experimentul 8 cu material ales.

Analize granulometrice (tab. 8) executate pe produsele obținute la exp. 24, au arătat că în prima fracțiune (fracțiunea C_1) predomină clasele granulometrice cu dimensiuni sub 0,1 mm, numai 9,5% din material avînd dimensiuni peste 0,1 mm, iar 53% dimensiuni sub 0,03 mm. În fracțiunile următoare (fracțiunile $C_2 + C_3$), colectate după adăos de spumant, circa 40% din material are dimensiuni peste 0,1 mm și numai 28% sub 0,03 mm.

Flotații cu reflotare. Reflotările au fost efectuate fie pe concentratul colectiv (toate fracțiunile primare la un loc) fie pe fracțiuni de concentrat, cu sau fără remăcinări intermedie. În general, reflotările s-au făcut fără adăos de reactivi. La cîteva experimentări s-au adăugat mici cantități de silicat de sodiu și de ulei de pin.

TABELUL 8

Granulometria produselor obținute la experiența 24

clasa	Concentrat C_1		Conc. $C_2 + C_3$		Steril B		Tot material, greutate clase, %
	greutate %	clase, %	greutate %	clase %	greutate %	clase %	
	a	b	a	b	a	b	
0,25-0,15	3,7	1,7	26,0	10,7	9,3	1,2	13,6
0,15-0,10	5,6	2,6	13,6	5,6	4,7	0,6	8,8
0,1-0,07	8,5	3,9	14,3	5,9	6,3	0,8	10,6
0,07-0,03	29,2	13,4	17,7	7,3	20,3	2,6	23,3
< 0,03	53,0	24,4	28,4	11,7	59,4	7,6	43,7
Total	100,0	46,0	100,0	41,2	100,0	12,8	100,0

a) în raport cu greutatea produsului

b) în raport cu tot materialul



În tabelul 9 sunt date rezultatele unor experimentări de reflotare a concentratelor primare colectate împreună. Experiențele 10 și 11 au fost executate cu material ales (tab. 10).

În tabelul 11 sunt prezentate rezultatele unor reflotări făcute conform schemei 2, pe fracțiunile primare separate: fracțiune obținută fără spumant, fracțiuni obținute după adăugare de spumant. Produsele au fost analizate și pentru conținuturile de SiO_2 , MgO , Al_2O_3 , CaO , P_2O_5 .

În tabelul 12 sunt date rezultatele unei experimentări la care reflotarea celei de-a doua fracțiuni primare s-a făcut după remăcinare la $-0,01$ mm, prima fracțiune fiind reflotată fără remăcinare.

TABELUL 9
Flotații cu reflotări (schema 1)

experi- ment nr.	produse	greutate, %		conținut, %		reparti- zare Fe_2O_3 %
		pe produs	cumulat	pe produs	cumulat	
10	Concentrat final R	25,2		4,8		20,5
	Intermediar B_2	10,0	35,2	6,0	5,1	10,2
	Intermediar B_1	43,6	78,8	5,7	5,3	42,2
	Steril B	21,2		7,5		27,1
	Alimentare A	100,0		5,9		100,0
11	Concentrat final R	12,5		4,0		10,6
	Intermediar B_2	26,8	39,3	4,9	4,6	27,9
	Intermediar B_1	43,7	83,0	6,3	5,5	58,5
	Steril B	17,0		8,2		3,0
	Alimentare A	100,0		4,7		100,0
16	Concentrat final R	17,7		4,7		12,9
	Intermediar B_2	18,4	36,1	4,8	4,8	13,7
	Intermediar B_1	45,0	81,1	6,4	5,5	44,8
	Steril B	18,9		9,7		28,6
	Alimentare A	100,0		6,4		100,0
22	Concentrat final R	21,9		4,3		15,0
	Intermediar $B_1 + B_2$	65,0	86,9	6,0	5,5	62,3
	Steril B	13,1		10,8		22,7
	Alimentare A	100,0		6,2		100,0

Reactivi

	Exp. 10	Exp. 11	Exp. 16	Exp. 22
La flotația primară :				
La C_2 ulei pin g/t	30	30	30	30
silicat Na g/t	—	500	—	—
La C_3 ulei pin g/t	30	30	30	30
La reflotare :				
ulei pin g/t	30	—	—	—
silicat Na g/t	—	500	—	—



TABELUL 10
Analize chimice, produsele experimentelor 10, 11

experi- ment nr.	produse	Conținuturi, %				
		Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	CaO	Al ₂ O ₃
10	Concentrat final R	4,8	59,5	32,9	0,25	
	Intermediar B ₂	6,0	56,7	29,7	0,25	
	Intermediar B ₁	5,7	56,9	29,7	0,24	
	Steril B	7,5	52,7	27,7	0,24	
	Alimentare A	5,9	56,6	31,1	0,24	
11	Concentrat final R	4,9	59,7	29,9	0,23	
	Intermediar B ₂	4,0	58,5	30,1	0,20	
	Intermediar B ₁	6,3	55,7	26,9	0,20	
	Steril B	8,2	48,2	29,2	0,20	
	Alimentare A	4,6	56,7	28,5	0,20	4,4

TABELUL 11
Flotație cu refloare. Experiment 24 bis (schema 2)

Produse	greu- tate %	Conținuturi, %					
		Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	Al ₂ O ₃	CaO	P.C.
Concentrat final R ₁	26,9	4,9	58,3	29,1	1,8	0,17	5,4
Conc. final R ₂	16,9	4,7	57,6	28,8	1,9	0,13	5,4
Intermediar B ₁	19,1	6,7	53,6	29,7	3,4	0,14	6,0
B ₂	24,3	6,2	54,1	29,5	3,4	0,16	5,4
Steril B	12,8	12,3	41,7	28,7	8,6	0,22	9,4
Alimentare A	100,0	6,5	54,1	29,0	3,4	0,16	

TABELUL 12
Flotație cu refloare. Experiment 25 bis (schema 3)

Produse	greutate %	conținut % Fe ₂ O ₃	repartizare Fe ₂ O ₃ %
Concentrat final R ₁	26,5	5,4	21,4
Concentrat final R ₂	19,7	5,0	20,3
Intermediar B ₁	20,5	6,6	14,8
Intermediar B ₂	20,6	6,4	19,8
Steril B	12,7	12,4	23,7
Alimentare A	100,0	6,7	



S-a apreciat că nu este necesară remăcinarea primei fracțiuni primare fiind granulometria sa: circa 90% sub 0,1 mm și circa 53% sub 0,03 mm (tab. 8).

La experiența 22 bis (tab. 13) s-a reflotat de două ori concentratul colectiv, reflotindu-se apoi după remăcinare parțială produsele intermedii obținute la primele reflotări (schema 6).

Experimentări de flotație cu material măcinat la $-0,1$ mm

Experimentările au fost executate în condiții asemănătoare (reactivi, scheme) celor cu material măcinat la $-0,25$ mm.

Flotații simple. În tabelul 14 sunt date rezultatele unor flotații simple (fracțiunile de concentrat obținute cu adăos de reactivi au fost colectate împreună).

Se constată că greutatea primei fracțiuni, obținută fără spumant, este în general mai mare decât fracțiunea similară obținută în cazul măcinării la $-0,25$ mm.

Flotații cu reflotări. În tabelul 15 sunt date rezultatele unor experimentări de reflotare fără remăcinare. Experiențele 26 bis și 43 bis au fost executate după schema 3. Prima fracțiune primară s-a reflotat de două ori iar fracțiunile următoare, colectate împreună, o singură dată. La experiența 43 bis, s-a adăugat silicat de sodiu atât la flotația primară (500 g/t) cât și la reflotări (200 g/t). Adaosul de silicat micșorind spumarea, a fost necesar un adăos de ulei de pin și la reflotare (30 g/t).

La experiența 40 bis (tab. 15) ambele fracțiuni au fost reflotate de cîte două ori, fără remăcinare (conf. schemei 4). În tabelul 16 sunt date rezultatele unor reflotări cu remăcinări. La experiența 27 bis, prima fracțiune a fost reflotată fără remăcinare, iar fracțiunea a doua, după remăcinare la $-0,07$ mm (conform schemei 5).

La reflotarea produsului remăcinat s-au colectat două fracțiuni separate de concentrat R_2 și R_3 .

Experiența 42 se deosebește de 27 bis prin aceea că sterilul de la reflotarea primei fracțiuni a fost amestecat și remăcinat la $-0,07$ mm, odată cu a doua fracțiune primară, reflotarea făcindu-se deci împreună.

Că și în cazul măcinării la $-0,25$ mm, se constată că reflotările, fără sau cu remăcinări, „măresc” cantitatea de produs cu conținut ceva mai redus de fier, dar și într-un caz și în celălalt, conținutul de Fe_2O_3 al produselor obținute nu scade în general sub 5%.

Observații privind rezultatele experimentărilor de flotație

Experimentările au arătat că flotația talcului decurge relativ ușor, cu cantități mici de reactivi. Parte din talc flotează fără nici un adăos de reactivi (spumant).

Sterilul flotației primare este constituit în mare măsură din serpentinit, clorite, hidroxizi de fier și poate fi considerat produs nevalorificabil.

TABELUL 13

Flotație cu reflatări. Experiment 22 (schema 4)

Produse	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ %
Concentrat final R ₁	21,9	4,3	15,0
Concentrat final R ₂	11,6	4,3	8,0
Concentrat final R ₃	27,7	5,7	25,2
Intermediar B ₃	25,7	7,1	29,2
Steril B	13,1	10,8	22,6
Alimentare A	100,0	6,3	100,0

TABELUL 14

Flotații simple cu material măcinat la -0,10 mm

Experi- ența nr.	Produse	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ %
26	Concentrat C ₁	60,7	5,3	53,5
	Concentrat C ₂ +C ₃	25,9	5,6	24,2
	Steril B	13,4	10,0	22,3
	Alimentare A	100,0	6,0	100,0
27	Concentrat C ₁	64,8	4,9	53,7
	Concentrat C ₂ +C ₃	23,5	5,7	22,4
	Steril B	11,7	12,2	23,9
	Alimentare A	100,0	6,0	100,0
40	Concentrat C ₁	52,4	5,3	46,9
	Concentrat C ₂ +C ₃	30,0	5,4	26,9
	Steril B	17,6	9,0	26,2
	Alimentare A	100,0	6,1	100,0
43	Concentrat C ₁	40,5	5,1	33,0
	Concentrat C ₂ +C ₃	44,0	6,2	44,0
	Steril B	15,5	9,3	23,0
	Alimentare A	100,0	6,0	100,0
<i>Reactivi</i>				
		Exp. 26	Exp. 27	Exp. 40
Condiționare :		—	—	—
Silicat Na g/t		—	—	500
La C ₂		—	—	—
ulei prin g/t		30	30	30
La C ₃		—	—	—
ulei prin g/t		30	30	30



TABELUL 15

Flotații cu refloțări, material măcinat inițial la -0,1 mm

Experiența nr.	Produse	Greutate %	Conținut % Fe ₂ O ₃	Repartizare Fe ₂ O ₃ , %
26 bis	Concentrat final R ₂	19,3	4,4	13,7
	Concentrat final R ₃	16,7	5,0	13,6
	Intermediar B ₁	25,1	6,6	26,9
	Intermediar B ₂	16,3	5,2	13,8
	Intermediar B ₃	9,2	6,8	10,2
	Steril B	13,4	10,0	21,8
	Alimentare A	100,0	6,1	100,0
43 bis	Concentrat final R ₂	16,0	4,5	11,5
	Concentrat final R ₃	14,5	4,4	10,2
	Intermediar B ₁	11,8	5,6	10,5
	Intermediar B ₂	12,7	5,4	11,0
	Intermediar B ₃	29,5	7,2	33,8
	Steril B	15,5	9,3	23,0
	Alimentare A	100,0	6,2	100,0
40 bis	Concentrat final R ₂	12,4	4,3	8,7
	Concentrat final R ₄	20,7	5,0	17,4
	Intermediar B ₂	18,8	5,2	16,2
	Intermediar B ₁	21,2	6,2	21,8
	Intermediar B ₃	3,2	6,1	3,2
	Intermediar B ₄	6,1	6,2	6,3
	Steril B	17,6	9,0	26,2
	Alimentare A	100,0	6,0	100,0

TABELUL 16
Flotații cu refloțări

Experiența nr.	Produse	greutate %	conținut % Fe ₂ O ₃	repartizare Fe ₂ O ₃ %
27 bis	Concentrat final R ₁	42,6	4,4	31,4
	Concentrat final R ₂	41,3	4,6	8,7
	Concentrat final R ₃	8,6	5,6	8,0
	Intermediar B ₁	22,2	6,0	22,3
	Intermediar B ₂	3,6	9,4	5,7
	Steril B	11,7	12,2	23,9
	Alimentare A	100,0	6,0	100,0
42	Concentrat final R ₁	33,4	4,7	26,2
	Concentrat final R ₂	40,0	5,1	34,3
	Intermediar B ₂	11,8	7,5	14,7
	Steril B	14,8	10,1	24,8
	Alimentare A	100,0	6,0	100,0



El a reprezentat 12...25% din greutatea produsului brut, fiind mai voluminos atunci cind s-a adăugat silicat de sodiu, care probabil are o oarecare acțiune depresantă și asupra talcului. Se poate considera că valoare medie pentru greutatea sterilului aproximativ 20%.

Flotația nu reușește decit într-o oarecare măsură să micsoreze conținutul de Fe_2O_3 al concentratelor. În sterilele flotației se elimină 25-35% din fierul probei brute, respectiv o parte din hidroxizi și fierul legat de serpentinul și cloritele eliminate. Rămîne totuși în concentrate, în afară de fierul inclus în structura cristalină a talcului, o parte din fier sub formă de hidroxizi care împreună concentratelor o culoare gălbuiie pînă la galben maroniu.

Cele mai curate concentrate primare sau concentrate obținute prin refloatare au avut conținuturi de 4,8...5% Fe_2O_3 , în general conținutul concentratelor îmbogățite în talc, situindu-se între 4,8 și 6% Fe_2O_3 .

Măcinarea mai avansată îmbunătățește desfășurarea procesului: crește proporția de concentrat obținută prin flotație fără reactivi și într-o oarecare măsură conținutul mediu de fier al concentratelor este puțin mai mic.

Deoarece talcul este un produs care se comercializează în exclusivitate sub formă de „pudră”, o măcinare umedă mai avansată, înainte de flotație nu constituie un impediment, decit în măsura în care procesele de ingroșare, filtrare, într-o instalație industrială decurg mai greu.

Influența silicatului de sodiu, în sensul îmbunătățirii calității produselor, nu este evidentă; micsorînd însă capacitatea de spumare naturală a talcului și avînd acțiune depresantă asupra mineralelor de gangă, probabil că ușurează conducerea procesului în cazul unei instalații cu funcționare continuă, permîșind în primul rînd un control mai ușor al cantității de spumă.

Luînd în considerare toate rezultatele experimentărilor se poate aprecia că într-un flux industrial cuprinsind flotația după o măcinare la -0,1 mm, se pot obține, dintr-o tonă de rocă brută:

- circa 400 kg concentrat cu 4,8...5% Fe_2O_3 și 85...90% talc;
- circa 400 kg concentrat cu 5,5...6% Fe_2O_3 și 75-80% talc;
- circa 200 kg sterile cu 10...12% Fe_2O_3 și 20...30% talc.

Gradul de alb al concentratelor talcoase obținute la flotație este scăzut, fiind numai ou cîteva puncte mai ridicat decit al probei brute, după cum se poate vedea din tabelul 17, în care sint date rezultatele mai multor determinări.

Mentionăm că pentru utilizări la care gradul de alb al produsului este o condiție de calitate (fier în industria hîrtiei, de exemplu), gradul de alb trebuie să fie în general mai mare ca 75-80% (pe filtru albastru) și în unele cazuri să depășească 90% (material de cretare la hîrtie, industria cosmetică etc.).

Pentru multe utilizări însă, culoarea nu constituie un impediment (insecticide, carton asfaltat, turnătorie etc.) astfel că, probabil, cel puțin o parte din concentratele flotației vor putea fi comercializate ca atare.



TABELUL 17

Gradul de alb al unor produse

Produse	Grad de alb %		Conținut % Fe_2O_3
	fără filtru (filtru alb)	filtru albastru	
Concentrat refloatat de două ori R	61,5	53,5	4,3
Intermediar reflotare 2-a B_2	50,8	42,8	5,2
Intermediar reflotare 1-a B_1	47,2	39,5	6,2
Steril primar B	44,5	37,5	9,0
Proba brută	51,0	44,1	6,4
Proba aleasă	59,0	51,0	5,5
Amestec de concentrate de la reflotare *	59,6	51,2	4,8

* Amestec utilizat pentru experimentările de tratare chimică

Pentru utilizări superioare, este necesară îmbunătățirea calității prin tratare chimică cu scopul îndepărțării hidroxizilor de fier, principalul colorant.

2. Experimentări de îmbunătățire pe cale chimică a concentratelor

Pentru a vedea în ce măsură un tratament chimic poate îmbunătăți calitativ concentratele obținute la flotație s-au făcut o serie de experimentări de tratare cu acid clorhidric, scopul principal al atacului cu acid fiind îndepărțarea fierului colorant.

Pentru experimentări s-au folosit probe de cîte 30 g, din diferite produse, în special concentrate de la reflotare. S-au făcut cîteva încercări și cu probe de material brut. Atacul s-a făcut în balon închis, prevăzut cu o coloană de răcire, pentru a evita pierderi de soluție prin evaporare. Amestecul soluție-probă a fost agitat cu un dispozitiv magnetic. Experimentările au diferit între ele prin concentrația în acid (concentrații de aproximativ 1,5%; 3,3%; 6,6%, 16,5%), cantitatea de soluție (100 și aproximativ 200 cm³), timpul de atac (2, 4, 5 sau 6 ore). La cîteva experimentări s-a adăugat 0,25, 0,5 sau 1 g substanță reducătoare (clorhidrat de hidroxil amină). La toate experimentările temperatura a fost de 85°-95°.

Rezultatele experimentărilor și condițiile principale pentru fiecare experiment sint arătate în tabelul 18.

Aprecierea eficacității atacului cu acid clorhidric s-a făcut în special prin determinarea gradului de alb, cu un leucometru Zeiss, a produsului albă și, într-o oarecare măsură, prin scăderea conținutului de fier.

Examinind datele din tablou se pot face următoarele observații:

- prin atac cu acid clorhidric este posibil să se obțină o albire pronunțată, în anumite cazuri gradul de alb (pe filtru albastru) depășind 80%;

- concentrația de acid ridicată și timpul de atac mai lung influențează favorabil rezultatele;



TABELUL 18
Rezultatele experimentărilor de tratare chimică

Experiment nr.	Produs supus tratării chimice	Condiții de lucru				Conținut % Fe ₂ O ₃		Pierderi în greutate %	Grad de alb %	
		HCl 33% cm ³	apă cm ³	temp ore	reducător g	înainte	după		fără filtru	filtru albastru
28	Amestec concentrat	10	200	2	—	4,8	4,6	3,0	68	64
35	Amestec concentrat	10	200	2	0,50	4,8	4,2	4,3	74	71
34	Amestec concentrat	10	200	2	0,50	4,8	4,0	3,0	76	73
37	Amestec concentrat	10	200	4	—	4,8	4,2	1,6	75	73
38	Amestec concentrat	10	200	4	—	4,8	4,0	1,6	79	77
29	Amestec concentrat	20	200	2	—	4,8	3,2	1,6	76	74
30	Amestec concentrat	20	200	2	1,00	4,8	4,0	n*	78	77
36	Amestec concentrat	20	200	4	—	4,8	4,0	n	79	77
31	Amestec concentrat	30	200	2	—	4,8	4,0	9,3	79	78
33	Amestec concentrat	30	200	2	0,25	4,8	3,9	1,6	79	78
32	Amestec concentrat	30	200	2	0,50	4,8	4,0	6,0	78	76
55	Amestec concentrat	100	100	2	—	4,8	3,7	6,0	84	83
39	Concentrat R Experiența 40	10	200	4	—	4,8	4,0	6,0	75	72
50	Concentrat R Experiența 40	10	200	4	—	4,8	3,3	9,6	80	78
51	Concentrat C ₁ Experiența 1	10	90	4	—	4,9	3,1	n	76	74
53	Concentrat C ₁ Experiența 1	20	90	4	—	4,9	3,8	6,0	81	80
58	Concentrat C ₁ Experiența 1	100	100	5	—	4,9	3,6	6,7	85	83
60	Concentrat C ₁ Experiența 1	20	90	6	—	4,9	3,7	6,7	82	81
59	Concentrat C ₁ Experiența 1	100	100	5	—	5,4	3,4	8,3	83	82
52	Proba brută	20	200	4	—	6,4	4,4	8,4	71	69
54	Proba brută	20	90	4	—	6,4	4,0	8,4	76	76
56	Proba brută	100	100	2	—	6,4	3,3	12,7	80	79
57	Proba brută	100	100	5	—	6,4	3,5	16,0	82	81
	Amestec		netratate						59	51
	Probă brută		netratate						51	44
	Concentrat R		netratate						61	53

* n = nu s-a determinat pierderea sau, pierderea la manipulare a fost evident mare.



- se obțin produse asemănătoare tratînd concentrate primare sau concentrate refloatate;
- s-au putut obține produse cu circa 80 % grad de alb chiar prin tratarea probei brute;
- prezența substanței reducătoare nu a modificat semnificativ rezultatele.

Experimentările au urmărit, aşa cum s-a spus mai înainte, să furnizeze informații în legătură cu posibilitatea îmbunătățirii calității concentratelor și, în această direcție se poate afirma cu un grad ridicat de certitudine, că este posibilă îmbunătățirea calității concentratelor pe cale chimică.

Odată cu îmbunătățirea gradului de alb, atacul chimic îndepărtează și cea mai mare parte din serpentina și cloritele care mai erau în concentrat, diagramele analizelor termodiferențiale nemaiindicind prezența acestora.

Dat fiind timpul relativ scurt și mijloacele de lucru care ne-au stat la dispoziție, informațiile sunt însă insuficiente pentru a putea afirma că acestea sunt cele mai bune rezultate posibile. De asemenea, informațiile obținute sunt insuficiente pentru a face aprecieri în legătură cu consumul de reactivi, reactivii cei mai potriviti, condițiile cele mai bune de lucru etc.⁴ Acestea urmează să fie precizate ulterior, prin experimentări sistematice pe probe reprezentative.

CONCLUZII

Cercetările au arătat că roca talcoasă de la Ruginosu este constituită în mare parte din talc (cca 70 %) având aproximativ 29,90 % MgO, 53,45 % SiO₂, 6,4 % Fe₂O₃. Mineralele de gangă principale sunt serpentina, cloritele, hidroxizii de fier.

Conținutul de fier este datorat în parte hidroxizilor, în parte fierului inclus în rețelele cristaline ale silicațiilor prezenti.

Prin flotație, după măcinare la -0,1 mm, este posibilă îndepărarea unei bune părți din mineralele de gangă, obținindu-se concentrat cu 75...90 % talc, care reprezintă în medie, circa 80 % din greutatea probei brute.

Mineralele hidroxidice de fier, datorită caracterului lor (pulbere foarte fină), rămân în parte în concentrat conferindu-le acestora o culoare gălbuiu pînă la galben-maroniu.

Conținutul de Fe₂O₃ al concentratelor, de ordinul a 4,8-6 %, este în mare parte datorat și fierului inclus în structura cristalină a silicațiilor insolubili în acid clorhidric (respectiv talcului). În general vorbind, conținutul de Fe₂O₃ nu a putut fi scăzut sub 3...3,3 %, oricare a fost produsul tratat chimic, nici chiar după atac prelungit timp de 4...5 ore la 85-95° cu soluții relativ concentratate de HCl.

⁴ Este necesară în viitor executarea de încercări și cu folosirea acidului sulfuric, mai ieftin ca acidul clorhidric sau combinarea mai multor reactivi etc.

Concentratele de la flotație, deși utilizabile în diferite scopuri, nu corespund calitativ, în special din cauza culorii și a conținutului de fier solubil, pentru utilizări superioare (industria hirtiei, cosmetică etc.). De aceea este necesară îmbunătățirea calitativă a unei părți din aceste concentrate, prin tratament chimic, respectiv dizolvarea chimică și îndepărțarea compușilor de fier cu scopul reducerii conținutului de fier și a albirii.

În cadrul cercetărilor s-au făcut experimentări de tratare chimică cu acid clorhidric. Deși aceste cercetări au avut un caracter de tatonare, ele au arătat evident că se poate realiza o albire pronunțată, pînă la 80% grad de alb. Conținutul de fier al produsului albit rămîne relativ ridicat (3,3-4% Fe_2O_3) dar este datorat, așa cum s-a spus mai înainte unui fier insolubil.

O dată cu dizolvarea parțială a fierului, se dizolvă aproape total serpentina și cloritele care se mai găsesc în concentratele de flotație. Acest fapt rezultă din aspectul diagramei obținută la analiza termodiferențială (singura transformare termică vizibilă după tratament, corespunde pierderii apei de constituție a talcului dispărînd transformările corespunzătoare serpentinei și cloritului).

Tinînd seama de rezultatele cercetărilor tehnologice se poate afirma, în concluzie, că roca talcoasă de la Ruginosu constituie o materie primă interesantă, cu perspectiva de a putea fi valorificată și este justificată continuarea cercetărilor geologice pentru precizarea rezervelor. Aceasta cu atît mai mult cu cît este posibil ca în adîncime caracteristicile chimico-mineralogice ale roci, lipsind fenomenele de limonitzare, să fie mai favorabile procesului tehnologic.

Aspectele economice par favorabile, observînd că :

- există perspectiva unei exploatari ușoare, dacă nu la zi, în orice caz fără necesitatea unor investiții costisitoare, fiind posibilă deschiderea zăcămintului cu galerii de coastă ;
- greutatea produselor finite în raport cu materia brută este mare : concentratele de flotație reprezintă circa 80% din roca brută, iar pierderea în greutate la tratarea chimică nu depășește 10% din greutatea concentratului.

BIBLIOGRAFIE

- Betehtin A. G. (1953) Curs de mineralogie. Ed. Tehn., București.
- Deer W. A., Hawie R. A., Zussman I. (1964) Rock forming minerals. Longmans Londra.
- Kräutner H. G., Kräutner Floretina, Mureșan Georgeta, Mureșan M. (1969) Stratigrafia, evoluția magnatismului, metamorfismul și tectonica formațiunilor cristaline din unitatea epimetamorfică a masivului Poiana Rusă. An. Inst. Geol. XXXVII, București.
- Manser, R. M. (1975) Talc. Handbook of silicate flotation. p. 149—159. Londra.



Parkinson C. s.a. (1976) Cyprus develops moly-talc separation float. E/Mj. May-p. 97—98.
Los Angeles.

Turner G. J. (1948) Mineralogical and structural evolution of the metamorphic rocks.
Geol. Soc. Amer. Mem., 30, p. 132.

RECHERCHES POUR LA VALORISATION DES SCHISTES TALQUEUX DE RUGINOSU (POIANA RUSCĂ)

(Résumé)

Cette étude présente les recherches minéralogiques et de préparation effectuées sur la roche talqueuse de Ruginosu.

La composition chimique de l'échantillon étudié a été la suivante : 29,9% MgO, 53,45% SiO₂; 6,4% Fe₂O₃. Les minéraux de gangue principaux ont été : la serpentine, les chlorites, les hydroxydes de fer.

Le contenu de fer est du partiellement aux hydroxydes, partiellement au fer inclus dans les réseaux cristallins des silicates présents.

Par la flottation, après le broyage à — 0,1 mm, il a été possible d'éliminer une bonne partie des minéraux de gangue, en obtenant des concentrés avec 75...90% talc qui représentent, pour la moyenne, 80% environ du poids de l'échantillon brut.

Les minéraux hydroxydiques de fer, à cause de leur caractère (poussière très fine), restent partiellement en concentrés, en leur conférant une couleur jaunâtre jusqu'à jaune-brunâtre.

Le contenu de Fe₂O₃ des concentrés de l'ordre 4,8-6%, a été du surtout au fer inclus dans la structure cristalline des silicates insolubles en acide chlorhydrique (respectivement au talc). Généralement, le contenu de Fe₂O₃ n'a pas pu être diminué sous 3...3,3%, quoi que soit le produit traité chimiquement, ni même après une attaque prolongée pendant 4...5 heures à 85—95° avec des solutions relativement concentrées de HCl.

Les recherches ont compris des expérimentations de traitement chimique avec d'acide chlorhydrique. Bien que ces recherches aient eu un caractère de tâtonnement, elles ont démontré qu'on peut réaliser un blanchissement prononcé, jusqu'à 80% degré de blanc. Le contenu de fer du produit blanchi reste relativement élevé (3,3-4% Fe₂O₃), mais il est du, comme on a déjà dit, à un fer insoluble.

Dès la dissolution partielle du fer, on dissout presque toute la serpentine et les chlorites qui se trouvent encore dans les concentrés de flottation. Ce fait est montré par l'aspect de la diagramme obtenue à l'analyse thermo-différentielle (la seule transformation thermique visible après le traitement, correspond à la perte de l'eau de constitution du talc, en disparaissant les transformations qui correspondent à la serpentine et au chlorite).

En tenant compte des résultats des recherches technologiques on peut affirmer en conclusion que la roche talquée de Ruginosu est une matière première intéressante à la perspective de pouvoir être valorifiée et ainsi on justifie la continuation des recherches géologiques pour préciser les réserves. De plus, il est possible qu'en profondeur les caractéristiques chimiques-minéralogiques de la roche, en disparaissant les phénomènes de limonitisation, soient plus favorables au processus technologique.

EXPLICATIA PLANSELOR

PLANSA I

Fig. 1. — Talc microcristalin (alb-cenușiu) cu mici ochiuri de clorit (negru). N + ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Talc microcristallin (blanc-gris) avec de petits oculles de chlorite (noir). N + ; $\times 70$. Section mince.

Fig. 2. — Talc microcristalin și în lamele ușor dezvoltate (alb-cenușiu) cu impregnații feruginoase (negru). N // ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Talc microcristallin et en lamelles faiblement développées (blanc-gris) à imprégnations ferrugineuses (noir). N // ; $\times 70$. Section mince.

PLANSA II

Fig. 1. — Talc în lamele larg dezvoltate asociate cu ochiuri microcristaline. N + ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Talc en lamelles largement développées, associées avec des oculles microcristallins. N + ; $\times 70$. Section mince.

Fig. 2. — Clorit în plaje neregulate (negru) disperse în masa de talc microcristalin (alb-cenușiu). N + ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Chlorite en plages irrégulières (noir) dispersées dans la masse de talc microcristallin (blanc-gris). N + ; $\times 70$. Section mince.

PLANSA III

Fig. 1 — Serpentină antigoritică (lamele cenușii-negre) asociată cu mici cuiburi de talc microcristalin (alb-cenușiu deschis). N + ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Serpentine antigoritique (lamelles gris-noir) associée à de petits nids de talc microcristallin (blanc-gris clair). N + ; $\times 70$. Section mince.

Fig. 2. — Impregnații feruginoase fine și difuze (negru) în masa de talc microcristalin (alb-cenușiu). N // ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Imprégnations ferrugineuses fines et diffuses (noir) dans la masse de talc microcristallin (blanc-gris). N // ; $\times 70$. Section mince.

PLANSA IV

Fig. 1. — Masă de talc microcristalin (alb-cenușiu deschis) cu impregnații feruginoase frecvente și cu o dispoziție paralelă (negru-cenușiu închis). N + ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Masse de talc microcristallin (blanc-gris clair) à imprégnations ferrugineuses fréquentes et avec une disposition parallèle (noir-gris foncé). N + ; $\times 70$. Section mince.

Fig. 2. — Serpentină antigoritică cu structură celulară. N + ; $\times 70$. Secțiune subțire.

Serpentine antigoritique avec une structure cellulaire. N + ; $\times 70$. Section mince.

PLANSA V

Fig. 1. — Cristale de goethit (negru) formate pe conturul unui ochi cu pulbere feruginoasă, prinse în masa de talc lamelar (alb-cenușiu deschis). N // ; $\times 70$. Secțiune subțire.



Cristaux de goethite (noir) formés sur le contour d'un oculé avec de la poussière ferrugineuse, inclus dans la masse de talc lamellaire (blanc-gris clair). N //; × 70. Section mince.

Fig. 2. — Conture relicte feruginoase (negru) probabil de silicați, prezente în ochiurile cu hidroxi de fier. N //; × 30. Secțiune subțire.

Contours relict des ferrugineux (noir) peut-être des silicates, présents dans les oculés à hydroxydes de fer. N //; × 70. Section mince.

PLANŞA VI

Fig. 1. — Plane de clivaj relicte (carbonați) în ochiurile limonitice. N //; × 70. Secțiune subțire. Plans de clivage relictes (carbonates) dans les oculés limonitiques. N //; × 70. Section mince.

Fig. 2. — O rețea de filonașe limonitice (cenușiu închis) fărăimițează cristalul de pirită (alb) în numeroase fragmente mici. N //; × 30. Secțiune lustruită.

Un réseau de petits filons limonitiques (gris foncé) brise le cristal de pyrite (blanc) en nombreux fragments petits. N //; × 30. Section polie.

PLANŞA VII

Fig. 1. — Cristale de ankerit într-un cuib sferic (cenușiu închis) pris în masa de talc microcristalin (alb-cenușiu deschis). N //; × 30. Secțiune subțire.

Cristaux d'ankérite dans un nid sphérique (gris foncé) inclus dans la masse de talc microcristallin (blanc-gris clair). N //; × 30. Section mince.

Fig. 2. — Cristale de pirită (negru) asociate cu ankerit (cenușiu deschis), străbătut de fisuri cu limonit (cenușiu închis) N //; × 70. Secțiune subțire.

Cristaux de pyrite (noir) associés à ankérite (gris clair) traversé par des fissures à limonite (gris foncé). N //; × 70. Section mince.





Institutul Geologic al României

CONSIDERĂȚII PRIVIND METODOLOGIA DE CERCETARE A
COMPOZIȚIEI ȘI STRUCTURII UNOR MINEREURI DE FIER
SĂRACE ÎN VEDEREA APRECIERII VALORII LOR ECONOMICE¹

DE

ION NIȚULESCU, PAULA SPIROIU²

Technological researches. Poor ores Beneficiation. Iron. Chemical-mineralogical study. Beneficiation of rocks. Phase analysis.

Abstract

Considerations Regarding Research Methodology Concerning the Composition and Structure of Low Grade Iron Ores in Order to Appreciate Their Economical Value. This paper presents the importance of knowing the mineralogical repartition of the iron content and of the relationship between the recoverable iron and the total iron in the case of low grade iron ores, in order to appreciate, in the preliminary stages of geological research, the commercial feasibility of their beneficiation.

GENERALITĂȚI

Menținerea unui ritm ridicat în dezvoltarea industriei grele face absolut necesară dezvoltarea corespunzătoare a industriei siderurgice și implicit asigurarea acesteia cu materii prime. În ultimii ani s-a efectuat un volum mare de cercetări geologice pentru descoperirea de noi resurse de minereuri de fier în vederea introducerii lor în circuitul economic.

Progresele tehnice realizate pe plan mondial în domeniile exploatareii și preparării minereurilor de fier au permis punerea în valoare a unor minereuri cu conținuturi scăzute de fier cum sunt taconitele din S.U.A. (20 — 30% Fe) sau minereuri de tip Krivoi Rog din U.R.S.S. (cca 30% Fe) etc.

¹ Predată la 18.XI.1975, acceptată pentru publicare la 3.II.1976, comunicată în ședință din 20.II.1976.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1, București.



Unele condiții de zăcămînt conjugate cu caracteristici mineralogice favorabile, într-o anumită conjunctură economică, permit valorificarea unor minereuri cu conținut în fier sub 20% Fe.

Pentru minereurile cu conținuturi scăzute în fier, la limita inferioară a economicității și necesitînd o prelucrare pentru obținerea de concentrate utilizabile în siderurgie, se folosește din ce în ce mai mult termenul de minereuri sărace de fier. În practica geologică acest termen a fost extins și asupra unor roci ferifere cu conținuturi în fier ajungînd uneori chiar pînă la 10% Fe.

Înainte de a se trece la realizarea unor programe de explorare de detaliu trebuie avute în vedere pe lingă caracteristicile geologice și unele caracteristici mineralogice hotărîtoare pentru stabilirea posibilităților de valorificare : proporția și tipul de minerale ferifere, relațiile structurale dintre acestea și mineralele însotitoare (gradul de asociere).

Valorificarea unui minereu de fier este în funcție de raportul între prețul de cost al tonei de concentrat obținute și prețul de vînzare :

$$Pv \geq P_c \quad (1)$$

Prețul de vînzare este în funcție de valoarea metalurgică a concentratului, de granulometria sa și de conținutul în elemente însotitoare. Valoarea metalurgică se determină cu ajutorul formulei empirice de mai jos :

$$Vm = \frac{Fe + 0,5 Mn}{1 + 0,02 (SiO_2 - CaO)} \% \quad (2)$$

Pentru diversele valori metalurgice corespund prețuri de vînzare corectate în funcție de granulometrie și impuritățile minerale (catalog cod. 213/1974).

Prețul de cost (P_c) al unei tone de concentrat este în funcție de costul exploatarii și preparării cantității de minereu necesare pentru obținerea acesteia.

$$P_c = P_u \times n \quad (3)$$

în care :

P_u este prețul de cost pentru exploatarea și prepararea unei tone de minereu ; n , denumit și raport de concentrare, este cantitatea de minereu, exprimată în tone, necesară pentru obținerea unei tone de concentrat.

În calculele tehnologice, n se poate exprima în funcție de extracția în greutate a concentratului (v), de extracția în metal (m), de gradul de îmbogățire (i), sau în funcție de conținutul în metal din minereul brut (Fe_a), din concentrat (Fe_c) și din steril (Fe_s).

Din această relație, se observă că pentru obținerea unui preț de cost pe tonă de concentrat cît mai scăzut, raportul de concentrare n trebuie să fie cît mai mic, deci minereul brut trebuie să fie cît mai bogat.



Pentru a analiza principaliilor factori care influențează valoarea lui n trebuie examineate următoarele relații :

$$n = \frac{100}{d} = \frac{100 \cdot i}{m} \quad (4)$$

Deci pentru ca n să fie mic trebuie ca extracția în metal (m) să fie cît mai mare. Conform relației (5), întrucât conținutul în metal din concentrat trebuie să fie mare, deoarece imprimă valoarea metalurgică, este necesar ca și conținutul în metal al minereului brut să fie cît mai mare.

$$i = \frac{\text{Fe}_{\text{conc.}}}{\text{Fe}_{\text{min. brut}}} \quad (5)$$

Realizarea în aceste condiții a unor indici tehnologici superiori implică prezența în proporție cît mai mare a mineralelor cu conținuturi ridicate în fier și cu proprietăți fizico-chimice cît mai favorabile concentrației lor.

Pentru a permite anticiparea perspectivelor de punere în valoare a unui zăcămînt de fier sărac chiar din primele stadii de explorare geologică, este introdus în calcul și gradul de îmbogățire posibil teoretic, care se poate exprima prin relația :

$$N = \frac{100}{\Sigma \text{Min}_{\text{uFe}}} \quad (6)$$

în care :

$\Sigma \text{Min}_{\text{uFe}}$ reprezintă proporția de minerale utile de fier concentrabile, determinate prin cercetări mineralogice și chimice preliminare.

N reprezintă în același timp cantitatea necesară (în tone) de minereu pentru obținerea unei tone de concentrat pur de minerale utile de fier. Se poate exprima și în funcție de conținutul în Fe util introducind în relația (6) conținutul teoretic în fier al magnetitei (72% Fe), valabil atât în cazul mineralizațiilor cu magnetit cît și al celor cu carbonați sau hidroxizi supuse prăjirii magnetizante și din care se pot obține în final concentrate de magnetit :

$$N = \frac{72}{\text{Fe}_u} \quad (7)$$

În urma considerațiilor ce se vor face privind caracteristicile chimico-mineralogice și metodologia de determinare a acestora, aplicată unor roci ferifere din țara noastră, se va scoate în evidență posibilitatea de anticipare pe această bază a perspectivelor de punere în valoare a unui zăcămînt de fier sărac.



**PRINCIPALELE CARACTERISTICI CHIMICO-MINERALOGICE
ALE MINEREURILOR SĂRACE DE FIER ȘI METODOLOGIA
DE DETERMINARE A ACESTORA**

Metodele de concentrare a mineralelor de fier se bazează în special pe susceptibilitatea lor magnetică, celelalte proprietăți fizico-chimice (greutatea specifică, flotabilitate etc.) prezintând un interes mult mai redus. În acest fel magnetitul, maghemitul, iar prin prăjirii magnetizante și hematitul, limonitul și sideritul se pot separa în concentrate cu conținut de peste 60% Fe.

Silicații de fier, prin conținutul lor în metal mai scăzut, dar cu aport mare de silice, nedorit în metalurgie și cu susceptibilitate magnetică redusă, sunt considerați în stadiul actual al tehnicii ca minerale „sterile”.

Gradul de asociere este dat de dimensiunile și forma mineralelor utile precum și de modul lor de asociere. Gradul de alterare influențează atât gradul de asociere cât și proprietățile fizico-chimice. Martitizarea magnetitului scade susceptibilitatea magnetică a acestuia devenind un factor nefavorabil atunci cînd transformările sunt integrale. În general martitul conține relicte de magnetit și se separă odată cu acestea în concentratele magnetice. Magnetitele titanifere reprezintă în esență concreșteri de dezamestec între magnetit și ilmenit la care se adaugă uneori și hematitul, gradul de asociere extrem de înaintat între acești compoziții conducind la concentrate cu conținuturi nedorite în titan. Limonitzările duc în general la o mare dispersie a fierului datorită impregnațiilor micronice ale hidroxizilor de fier în mineralele de gangă și deci la pierderi inevitabile în procesele de concentrare.

Calitatea concentratelor este uneori în funcție și de compoziția chimică a mineralelor de fier utile, astfel, magnetitul și sideritul pot conține magneziu și mangan în proporții ridicate, limitind conținutul maxim în fier realizabil (manganosiderit, magneziomagnetit etc.). Una dintre cele mai importante caracteristici ale minereurilor de fier atât pentru aprecierea valorii cât și a posibilităților de concentrare o constituie repartitia mineralologică a fierului. Această repartiție permite interpretarea rațională a posibilităților tehnologice (extracții în metal, conținut de metal în concentrat, fier recuperabil, fier „steril”) și stabilirea raportului de concentrare și a gradului de îmbogățire. În acest sens, în lucrările de specialitate, odată cu compoziția chimică generală s-a găsit necesar să se menționeze pe lîngă conținutul în fier total și fier bivalent, și fierul „magnetic”, fierul solubil, fierul recuperabil etc.

Mai mult decît în cazul minereurilor de fier „bogate”, proporția de minerale ferifere și raporturile lor cu mineralele de gangă prezintă variații mari în cadrul minereurilor „sărace” influențând hotărîtor posibilitățile de valorificare.

Determinarea acestor caracteristici implică cercetări complexe mineralogice și fizico-chimice întrucît nici una dintre metode nu poate furniza minimum necesar de date pentru caracterizarea probelor de minereu.

TABELUL 1
Solubilitatea principalelor minerale de fier

Nr. ord.	Mineral	Formula	Conținut Fe, %	Solubilitatea în :				
				H ₂ SO ₄ con- cen- trat	HCl con- cen- trat	HCl 2N	HNO ₃ 2N	CH ₃ COOH 2N
1	Magnetit	Fe ₃ O ₄	72,4	+	+	+	-	-
	Magnezio-ferit	(Fe, Mg) · Fe ₂ O ₃	64-72	+	+	+	-	-
2	Hematit	Fe ₂ O ₃	70,0	+	+	+	-	-
3	Hidrohema- tit	Fe ₂ O ₃ (0-1) · H ₂ O	63-70	+	+	+	+	-
4	Goethit	FeOOH	69,2	+	+	+	+	-
	Hidrogoethit	FeOOH · nH ₂ O	52-62	+	+	+	+	-
5	Lepidocrocit	FeOOH	69,2	+	+	+	+	-
6	Siderit	FeCO ₃	48,2	+	+	+	+	-
		(Fe, Mn) CO ₃	29,3-31,3	+	+	+	+	+
		(Fe, Mg)CO ₃	30,7-36,1	+	+	+	+	+
7	Ankerit	Ca(Mg, Fe) · (CO ₃) ₂	9,4-20,2	+	+	+	+	+
8	Clorite	n(Fe, Mg)O · m(Fe, Al) ₂ O ₃ · p(SiO ₄)qH ₂ O	5-20	+	+	+	+	+
	Chamozit	Fe ₄ Al(Si ₃ AlO ₁₀) · (OH) ₄ · nH ₂ O	26-33	+	+	+	+	-
9	Piroxeni		5-24	±	±	-	-	+
10	Amfiboli		16-40	±	±	±	-	+
11	Granați andradit	Ca ₃ Fe ₂ (SiO ₄) ₃	22	+	+	-	-	+
	almandin	Fe ₃ Al ₂ (SiO ₄) ₃	33,7	+	+	-	-	+
12	Ilmenit	FeTiO ₃	38,6	+	+	-	+	+

Analiza chimică generală nu poate furniza date concluzioane decit în cazuri particulare, interpretarea datelor chimice devenind eficientă numai după cunoașterea caracteristicilor mineralogice.

Analiza chimică de fază poate aduce date suplimentare în unele cazuri, în care, solubilitatea mineralelor este selectivă (tab. 1).

Metodele fizico-mecanice, în special separările magnetice și determinările densimetrice corelate cu observațiile microscopice ale produselor obținute, pun în evidență proporția în care apar unele minerale sau unele grupe de minerale.

Analizele microscopice sunt foarte importante în studiul minereurilor de fier sărace deoarece permit pe lîngă identificarea compoziției minerali și determinarea aproximativă a raporturilor cantitative dintre aceștia, furnizând și datele necesare privind modul și gradul de asociere. În condițiile unei compozиii mineralogice complexe, a unei variații largi în distribuția și gradul de asociere a mineralelor, analizele microscopice nu pot furniza date cantitative, fiind necesare determinările fizico-chimice suplimentare.

Din aceste considerații rezultă că determinarea caracteristicilor mineralogice ale mineralizațiilor sărace de fier constituie o problemă de cercetare pentru fiecare caz în parte, cel puțin în fază inițială de cercetare geologică a zăcământului respectiv, necesitând adoptarea unei metodologii complexe corelând în mod rațional analizele microscopice, termice, röntgenostructurale, chimice, de fază și fizico-mecanice.

CARACTERISTICI MINERALOGICE ȘI CHIMICE ALE UNOR MINEREURI DE FIER SĂRACE DIN ROMÂNIA

Pe baza studiilor efectuate în ultimii ani se vor face considerații privind influența caracteristicilor mineralogice asupra posibilităților de valorificare a următoarelor tipuri de mineralizații de fier sărace, din țara noastră și anume: impregnații de magnetit în șisturile verzi tufogene din Poiana Rusca (Iazuri); cuarțite și amfibolite cu magnetit de la Palazu Mare; skarne cu oligist și magnetit din Dobrogea (Iulia) și din Banat (Ocna de Fier); gabbrouri cu magnetit titanifer din munții Drocea (Ciungani).

Sisturi verzi tufogene cu impregnații de magnetit de la Iazuri

Probele tehnologice studiate au fost constituite din punct de vedere petrografic din fragmente de șisturi verzi tufogene și tufitogene cu variații de subfacies date de prezența în proporții variabile a cloritului, epidotului, amfibolilor sau carbonaților. În unele cazuri sfenul sau granații devin minerale caracteristice mărind diversitatea subfaciesurilor petrografice (Pandeleșcu et al., 1974)³.

³ Arh. I.G.G. București



TABELUL 2
Compoziția mineralologică

Nr. ord	Mineral	Formula	%
1	Magnetit	Fe_3O_4	3,5-4
2	Hematit	Fe_2O_3	sub 0,1
3	Limonit	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	sub 0,1
4	Pirită	FeS_2	cca 0,15
5	Calcopirită	CuFeS_2	cca 0,01
6	Albit	$\text{Na}(\text{AlSi}_3\text{O}_8)$	cca 20
7	Clorit	$(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})_{12}(\text{Si}, \text{Al})_8\text{O}_{20}(\text{OH})_{16}$	cca 20
8	Calcit	CaCO_3	12-13
9	Epidot	$\text{Ca}_2(\text{Al}, \text{Fe})_3\text{Si}_5\text{O}_{12}(\text{OH})$	10-12
10	Zoizit	$\text{Ca}_2\text{Al}_3\text{Si}_3\text{O}_{12}(\text{OH})$	1-3
11	Clinozolit	$\text{Ca}_2\text{Al}_3\text{Si}_3\text{O}_{12}(\text{OH})$	
12	Actinot	$\text{Ca}_2(\text{Mg}, \text{Fe})_5\text{Si}_8\text{O}_{22}(\text{OH}, \text{F})_2$	3-5
13	Cuarț	SiO_2	cca 10
14	Muscovit	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	
15	Sericit	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	2-3
16	Biotit	$\text{K}(\text{Mg}, \text{Fe})_3(\text{Si}_3\text{AlO}_{10})(\text{OH}, \text{F})_2$	7-8
17	Sfen	$\text{CaTi}(\text{SiO}_4)\text{O}$	5-7
18	Rutil	TiO_2	urme
19	Apatit	$\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F}, \text{Cl}, \text{OH})$	cca 1
20	Granați	$\text{Mn}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$	cca 0,5
21	Zircon	ZrSiO_4	urme
22	Turmalină	$(\text{Na}, \text{Ca})(\text{Mg}, \text{Al})_6[\text{B}_3\text{Al}_3\text{Si}_6(\text{O}, \text{OH})_{30}]$	urme

În tabelul 2 este prezentată compoziția mineralogică stabilită prin corelarea analizelor mineralogice cu analiza chimică generală redată în tabelul 3.

TABELUL 3

Compoziția chimică

Element	%	Element	%
Fe _{total}	8,25	Mn	0,182
Fe _{magnetic}	2,75	As	urme
SiO ₂	41,00	S	0,092
Al ₂ O ₃	14,90	Cu	0,0033
CaO	12,70	TiO ₂	3,05
MgO	3,81	PC	7,75
Na ₂ O	1,85	CO ₂	5,59
K ₂ O	1,05	V	0,018
P ₂ O ₅	0,515		

Proportia cantitativă a magnetitului, practic singurul mineral util din probă, a fost stabilită prin corelarea analizelor microscopice cu separările magnetice efectuate pe material sfărîmat la 0,1 mm corespunzind gradului de asociere.

Din studiul mineralologic și chimic al probelor tehnologice se desprind o serie de concluzii importante în legătură cu caracteristicile calitative și posibilitățile practice de valorificare a fierului din această mineralizație.

Așa cum se observă din tabelul cu repartitia mineralogică a fierului (tab. 4), conținutul în fier total este scăzut, revenind în cea mai mare măsură silicațiilor. Oxizii nemagnetici apar subordonat, fierul „magnetic”

TABELUL 4

Repartiția mineralogică a conținutului de fier

Mineral	Fe %	% din Fe _t legat de mineral
Magnetit	cca 2,71	cca 33
Hematit	sub 0,07	sub 0,8
Limonit	sub 0,06	sub 0,7
Pirită	cca 0,07	cca 0,9
Calcopirită	cca 0,003	
Clorit, Actinot, Biotit, Epidot }	cca 5,34	cca 64,5



egal practic cu fierul „util”, fiind în proporție foarte scăzută (2.71% Fe) reprezentând numai cca 33% din conținutul total de fier.

Gradul scăzut de impurificare a magnetitului și concreșterea preferențială a mineralelor nocive (apatit, sulfuri) cu mineralele nemetalice nu creează dificultăți speciale în procesul de concentrare magnetică a magnetitului.

Cuarțite și amfibolite cu magnetit de la Palazu Mare

Din punct de vedere petrografic, probele tehnologice de minereu au fost constituite din fragmente de roci metamorfice mezozonale, reprezentate prin cuarțite cu amfiboli și magnetit cu treceri spre cuarțite cu magnetit sau cuarțite cu amfiboli și clorit și subordonat prin amfibolite cu magnetit și amfibolite cu clorit și magnetit.

Probele reprezintă o mineralizație săracă de fier de tipul impregnațiilor fine, mineralul util de fier fiind reprezentat aproape exclusiv prin magnetit, exceptând unele zone în care apare și oligistul. Mineralele de gangă sunt reprezentate prin cuarț, amfiboli, subordonat clorit, granați și foarte rar mice și calcit.

Gradul de asociere este dat de dimensiunile cristalelor de magnetit diseminate în masa cuarțului sau amfibolilor, variind de la cîțiva microni la 0,5 mm, marea majoritate, cca 90% fiind între 0,03-0,08 mm.

În tabelele 5 și 6 este prezentată compoziția mineralologică și respectiv compoziția chimică pe o probă reprezentativă globală.

TABELUL 5
Compoziția mineralologică

Nr. ord.	Mineralul	Formula	%
1	Magnetit	Fe_3O_4	cca 25
2	Oligist	Fe_2O_3	sub 0,5
3	Cuarț	SiO_2	35-40
4	Actinolit	$\text{Ca}_2(\text{Mg}, \text{Fe}^{++})_5(\text{Si}_4\text{O}_{11})_2(\text{OH})_2$	
5	Tremolit	$\text{Ca}_2\text{Mg}_5(\text{Si}_4\text{O}_{11})_2(\text{OH})_2$	
6	Hornblendă	$\text{Ca}_2\text{Na}(\text{Mg}\text{Fe}^{++})_4(\text{Al}, \text{Fe}^{+++}) \cdot [(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{11}]_2(\text{OH})_2$	25-27
7	Antofilit	$(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{Si}_4\text{O}_{11})_2(\text{OH})_2$	
8	Granați	$\text{Fe}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$	3-5
9	Clorite	$(\text{Mg}, \text{Fe})_5\text{Al}(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_8$	5-7
10	Calcit	CaCO_3	sub.
11	Biotit	$\text{K}(\text{MgFe})_3(\text{Si}_3\text{AlO}_{10})(\text{OH}, \text{Fe})_2$	sub.
12	Muscovit	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	sub.
13	Piroxeni	$\text{CaMg}(\text{Si}_2\text{O}_6)$	urme
14	Pirilită	FeS_2	sub 0,5
15	Calcopirită	CuFeS_2	
16	Limonit	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{nH}_2\text{O}$	urme



Prin corelarea analizelor mineralogice cu analizele chimice și separările magnetice (separotor Davis), Nițulescu I. și Angel Hel

TABELUL 6
Compoziția chimică

Elementul	%	Elementul	%
Fe _t	23,97	Al ₂ O ₃	3,43
FeO	12,04	Na ₂ O	0,24
Fe _M *	18,00	K ₂ O	0,43
SiO ₂	53,74	Ti	0,05
MnO	0,81	P	0,034
MgO	3,47	S	0,09
CaO	2,15	V	lipsă

* Fe_M = fier „magnetic” calculat pe baza analizelor chimice, mineralogice și a separărilor magnetice.

Lucia au stabilit repartitia mineralogică procentuală a fierului redată în tabelul 7 (Guran et al., 1973⁴).

TABELUL 7
Repartiția mineralogică a conținutului de fier
(Fe_t = 23,97%)

% din fier revenind mineralului :		
Magnetit	Oligist	Silicați
cca 75	cca 1	cca 24

Raportul dintre fierul legat de magnetit și fierul total trebuie considerat parametrul de referință atât pentru calculul extracției în metal cît și pentru aprecierile economice.

⁴ Arh. M.M.P.G. București.

Lipsa impurităților minerale din magnetit (inclusiuni mecanice sau de dezamestec) precum și a substituțiilor izomorfe face ca granulele de magnetit să aibă practic un conținut în fier apropiat de cel teoretic.

Skarne cu oligist și magnetit de la Iulia

Probele tehnologice studiate au fost alcătuite din fragmente de skarne cu granați și epidot mineralizate cu oligist și magnetit (P a n d e - l e s c u et al., 1974)⁶.

Oligistul și magnetitul apar în strânsă asociatie constituind în majoritate agregate de ordinul milimetrilor, uneori centimetrice.

TABELUL 8
Compoziția mineralologică

Nr. ord.	Mineralul	Formula	%
1	Oligist	Fe_2O_3	13-15 ¹
2	Magnetit	Fe_3O_4	10-11
3	Limonit	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot \text{nH}_2\text{O}$	1-2
4	Pirită	FeS_2	cca 0,1
5	Calcopirită	CuFeS_2	sub 0,1
6	Malahit	$\text{Cu}_2(\text{CO}_3)(\text{OH})_2$	urme
7	Calcit	CaCO_3	16-18
8	Dolomit	$\text{Ca}, \text{Mg}(\text{CO}_3)_2$	
9	Cuarț	SiO_2	cca 10
10	Feldspați	$\text{Na}(\text{AlSi}_3\text{O}_8) \cdot \text{Ca}(\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_8)$	4-6
11	Granați	$\text{Ca}_3\text{Fe}_2(\text{SiO}_4)_3 ; \text{Mg}_3\text{Al}_2(\text{SiO}_4)_3$	10-15
12	Epidot	$\text{Ca}_2(\text{Al}, \text{Fe})_3\text{Si}_5\text{O}_{12}(\text{OH})$	10-15
13	Amfiboli	$\text{Ca}_2(\text{Mg}, \text{Fe})_5(\text{Si}_4\text{O}_{11})_2(\text{OH})_2$	1-2
14	Mica	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	sub 1
15	Clorit	$(\text{Mg}, \text{Fe})_5\text{Al}(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_8$	
16	Minerale argiloase	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$	cca 15

Agregatele de oxizi de fier în ansamblu formează asociatii grobe, de ordinul milimetrilor, cu masa de skarn, conținând însă inclusiuni fine, sub 0,1 mm de cuarț, granați și carbonați.

În ceea ce privește conținutul în fier al probei (24 % Fe) acesta revine în majoritate (peste 70%) oligistului și magnetitului, restul fiind legat de

⁵ Arh. I.G.G. București.

TABELUL 9
Compoziția chimică

Elementul	%	Elementul	%
Fe	24,20	P	0,099
FeO	3,71	As	urme
SiO ₂	26,85	Pb	0,008
Al ₂ O ₃	6,78	Cu	0,020
CaO	11,15	Zn	0,016
MgO	6,35	S	0,095
Mn	0,728	PC	10,65

TABELUL 10
Repartiția mineralologică a conținutului de fier

Minerale	Fe _t = 24,20 %		
	Fe %	% din Fe _t	
Oxizi	Olist	cca 9,80	cca 40,5
	Magnetit	cca 7,60	cca 31,5
Hidroxizi	Limonit	cca 0,91	cca 4
	Pirită	cca 0,06	subordonat
Sulfuri	Calcopirită	sub 0,02	subordonat
	Clorit Granați Epidot Amfiboli	cca 5,82	cca 24
Silicați			cca 24

silicați (granați, epidot, clorit, amfiboli) și cu totul subordonat de hidroxizii de fier, fin dispersați în masa probei.

Din tabelul cu repartiția mineralologică a fierului rezultă că cca 76% din fier este legat de minerale „utile” acestea însă având proprietăți fizico-chimice foarte diferite din punctul de vedere al posibilităților de concentrare, implicând tehnologii complexe, calitatea concentratelor și indicii tehnologici fiind inferiori, de exemplu, prin comparație cu minereul de la Palazu Mare.

Skarn cu magnetit și oligist de la Ocna de Fier

Cercetările efectuate asupra unei probe de minereu de fier reprezentând skarnul granatifer cu magnetit și oligist de la Ocna de Fier, au pus în



evidență posibilitățile limitate de recuperare a fierului din acest tip de mineralizație datorită caracteristicilor mineralogice (M. Gura n, et al., 1971) ⁶.

Compoziția mineralogică (tab. 11) este complexă, fierul fiind legat atât de silicați cît și de oxizi și hidroxizi. Din tabelul cu repartitia mine-

TABELUL 11
Compoziția mineralogică

Nr. ord.	Mineralul	Formula	%
1	Oligist	Fe_2O_3	5-6
2	Magnetit + Martit	$Fe_3O_4 + Fe_2O_3$	4-5
3	Goethit Hidrogoethit	$FeOOH$ $FeOOH \cdot nH_2O$	7-8
4	Hematit	Fe_2O_3	subord.
5	Granați	$Ca_3Fe_2(SiO_4)_3$	cca 65
6	Cuarț	SiO_2	cca 10
7	Feldspați	$Na(AlSi_3O_8)$	1-2
8	Sericit	$KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$	3-4
9	Minerale argiloase	$Al_4(Si_4O_{10})(OH)_8$	
10	Dolomit	$MgCa(CO_3)_2$	sub 1
11	Epidot	$Ca_2(Al, Fe)_3Si_5O_{12}(OH)$	sub 1
12	Tremolit	$Ca_2Mg_5(Si_4O_{11})_2(OH)_2$	subord.
13	Galena	PbS	cca 0,5
14	Minerale oxidate de Pb	$PbCO_3 ; Pb_3O_4 ; PbSO_4$	sub 0,1
15	Blendă	ZnS	sub 0,5
16	Minerale oxidate de Zn	$ZnCO_3$ etc.	sub 0,5
17	Calcopirită	$CuFeS_2$	
18	Pirită	FeS_2	subord.

ralogică procentuală a fierului rezultă că numai aproximativ 50% este legat de minerale utile din care numai o mică parte sub formă de magnetit.

Ca și în cazul mineralizației de la Iulia, și la Ocna de Fier o parte importantă din fierul util revine hematitului și hidroxizilor larg dispersați în masa de skarn. Si în acest caz calitatea concentratelor și indicii tehnologici vor fi mai puțin favorabili.

⁶ Arh. M.M.P.G. București.

TABELUL 12

Compoziția chimică

Elementul	%	Elementul	%
Fe	24,90	Pb	0,532
SiO ₂	36,05	Cu	0,115
CaO	21,89	Zn	0,234
MgO	0,19	S	0,05
Al ₂ O ₃	1,55	As	urme
PC	1,81	P	0,03
Mn	0,78		

TABELUL 13

Repartiția mineralologică a conținutului de fier

Mineralul	% din Fe legat de mineral
Oligist	14-16
Magnetit martitizat	12-14
Hidroxizi de fier	18-20
Granați	51-53
Epidot, sulfuri etc.	cca 1

Gabbouri cu magnetit titanifer din munții Drocea

Gabbourile cu magnetit titanifer de la Ciungani-Căzănești au constituit obiectul unor cercetări tehnologice, laborioase tocmai datorită particularităților mineralogice (M. Gurian et al., 1968)⁷.

Compoziția mineralologică complexă, repartitia complicată a fierului și a titanului și relațiile structurale nefavorabile dintre mineralele utile de fier și titan au constituit dificultăți deosebite în stabilirea unor fluxuri tehnologice optime de valorificare.

Deși proporția de fier și de titan legată de silicati este subordonată în raport cu oxizii de fier și titan, asociațiile și structurile de dezamestec formate de aceștia au impus tehnologii complexe (separări magnetice, flotații etc.) pentru obținerea de concentrate separate de titan și de fier.

⁷ Arh. M.M.P.G. București.

TABELUL 14
Compoziția mineralogică

Nr. ord.	Mineralul	Formula	%
1	Magnetit	Fe_3O_4	cca 9
2	Titanomagnetit	$\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{FeTiO}_3$	cca 3
3	Ilmenit	FeTiO_3	cca 3
4	Hematoilmenit	$\text{FeTiO}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$	cca 0,5
5	Martit	Fe_2O_3	cca 1
6	Leucoxen	$\text{CaTi}(\text{SiO}_4)\text{O} + \text{TiO}_2 + \text{Fe}_2\text{O}_3$	subord.
7	Spinel	$(\text{Mg}, \text{Fe})(\text{Al}, \text{Fe})_2\text{O}_4$	subord.
8	Pirită	FeS_2	1-2
9	Calcopirită	CuFeS_2	
10	Feldspați	$\text{Ca}(\text{Si}_2\text{Al}_2\text{O}_8)$	35-40
11	Piroxeni	$\text{Ca}(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Al})[(\text{Si}, \text{Al})_2\text{O}_6]$	30 - 35
12	Amfiboli	$\text{Ca}_2\text{Na}(\text{Mg}, \text{Fe})_4[(\text{Si}, \text{Al})_4\text{O}_{11}](2\text{OH})_2$.
13	Clorit	$(\text{Mg}, \text{Fe})_5\text{Al}(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})$	3-5
14	Sfen	$\text{CaTi}(\text{SiO}_4)\text{O}$	sub 1
15	Olivină	$(\text{Mg}, \text{Fe})_2\text{SiO}_4$	2-3
16	Biotit	$\text{KMg}_3(\text{Si}_3\text{AlO}_{10})(\text{F}, \text{OH})_2$	1-2
17	Calcit	CaCO_3	2-3
18	Minerale argiloase	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$	1-2

TABELUL 15
Compoziția chimică

Elementul	%	Elementul	%
Fe	13,82	Al_2O_3	14,82
TiO_3	2,82	MgO	9,84
V	0,11	CaO	12,53
S	0,38	Na_2O	2,43
SiO_2	38,69	K_2O	0,12



TABELUL 16

Repartiția mineralologică a conținutului în fier, Fe_t = 13,82 %

Mineralul	Fe, %	% din Fe legat de mineral
Magnetit	6,51	cca 47
Titanomagnetit	1,87	cca 13,5
Ilmenit	1,10	cca 8
Hematitoilmenit	0,19	cca 1,5
Martit	0,70	cca 5
Pirită	0,67	cca 5
Calcopirită		
Silicăți	2,78	cca 20
Total	13,82	100

Principalele caracteristici mineralogice și chimice care se desprind din tabelele 14, 15 și 16 cu compoziția mineralologică, chimică și repartiția mineralologică a fierului și a titanului sint :

$$\frac{\text{Fe}_{\text{util}}}{\text{Fe}_{\text{total}}} \times 100 = 77\%$$

$$\frac{\text{Ti}_{\text{oxizl}}}{\text{Ti}_{\text{total}}} \times 100 = 80\%$$

$$\frac{\text{Fe}_{\text{util}}}{\text{Ti}_{\text{oxizl}}} \times 100 = 6,3\%$$

Gradul de asociere este favorabil obținerii unor concentrate globale de fier și titan, granulele de magnetit, titanomagnetit, ilmenit și hematitoilmenit având dimensiuni în general peste 0,10 mm.

Concreșterile extrem de înaintate dintre oxizii de titan și fier ce constituie titanomagnetitul și hematitoilmenitul limitează posibilitățile tehnice de obținere a unor concentrate de fier cu conținuturi scăzute în titan.



CONSIDERAȚII PRIVIND INFLUENȚA CARACTERISTICILOR MINERALOGICE ASUPRA POSIBILITĂȚILOR DE CONCENTRARE ȘI VALORIZARE

Tipul de minerale utile de fier, modul și gradul lor de asociere, proporția și raportul între fierul util și fierul total se reflectă direct, atât în eficiența tehnologiilor de concentrare cât și în prețul de cost al tonei de concentrat.

Cu ajutorul caracteristicilor determinate pe cele cîteva tipuri de minereuri sârace prezentate mai înainte, se poate ilustra comparativ variația valorilor indicilor tehnologici — extracția în metal (m), gradul de îmbogățire (i) și raportul de concentrare (n) — și economicitatea valorificării lor.

În tabelul 17 sunt prezentate comparativ conținuturile de fier total și fier util și raportul între acestea, precum și principaliii indici tehnologici corespunzători. De asemenea, în tabel sunt incluse și valorile gradului de îmbogățire posibilă (teoretică) în funcție de conținuturile în fier total și respectiv fier util.

Sub aspect tehnologic apare evidentă influența raportului Fe_{util}/Fe_{total} asupra recuperărilor în metal și gradului de îmbogățire. Exprimarea extracției în metal în raport cu fierul util (m_{Feu}) este mult mai concludentă pentru aprecierea eficienței operațiilor de concentrare, în timp ce extracția raportată la fierul total (m_{FeT}) indică posibilitățile reale de recuperare a fierului din conținutul global al zăcămîntului.

Astfel se observă că deși prin operații de separare magnetică, uneori precedate chiar și de prăjire magnetizantă, se realizează în majoritatea cazurilor o bună recuperare a mineralelor utile ($m_{Feu} > 90\%$), totuși extracțiile raportate la fierul total variază în limite foarte largi ($m = 30-70\%$) fiind dependente de raportul Fe_u/Fe_t .

Gradul de îmbogățire raportat la fierul total (i_{FeT}) nu este suficient de concludent deoarece reprezintă raportul între conținutul concentratului în fier — în realitate fierul recuperabil — și conținutul minereului brut constituit din fier recuperabil și fierul din silicați.

Gradul de îmbogățire raportat la fierul util (i_{Feu}) exprimă calitatea minereului privită din punct de vedere al conținutului de metal și al caracteristicilor specifice de concentrare.

Valorile mari ale gradului de îmbogățire raportat la Fe scot în evidență pe de o parte aptitudinea de concentrare a mineralelor utile și pe de altă parte proporția scăzută sau chiar foarte scăzută în care acestea sunt prezente în minereul brut.

O orientare asupra valorii economice a unui zăcămînt, mai ales în fazele preliminare de cercetare geologică, în lipsa unor cercetări tehnologice, se poate avea pornind de la gradul de îmbogățire posibilă (teoretic),

TABELUL 17

Indicii tehnologici și calitativi în raport cu conținutul în fier

Tipul de minera-lizație	Conținut %		$\frac{Fe_u}{Fe_t}$ (%)	Extracția de metal (m) raportat la		Grad de imbo-gătire (i) calculat cu		Indice de îmbogătire posibilă teoretic (N)*		Pv lei/t concen-trat (v_m %)
	Fe _t	Fe _u		Fe _t	Fe _u	Fe _t	Fe _u	N _{Fe_t}	N _{Fe_u}	
Șisturi verzi cu impregnații de magnetit Iazuri	8,25	2,75	1/3 (33,3)	29	93	7	22	3	26,5	850 (57)
Amfibolite cu magnetit Palazu Mare	23,97	18,00	1 1,33 (75)	68	90	2,63	3,53	1,7	4	840 (56)
Skarne cu oligist și magnetit Iulia	24,2	18,31	1 3 (77)	72	91	2,28	3,05	1,8	3,85	750 (52)
Skarne cu magne-tit și oligist Ocna de Fier	24,9	12	1 2,1 (48)	40	70–80	cca 2,2	cca 4,5	1,2	5,5	710 (50)
Gabbouri cu magn. titanifer Munții Drocea	13,82	10,5	1 1,31 (76)	cca 70	cca 92	4,45	5,6	cca 1,9	cca 6	780 (54)

$$* N_{Fe_t} = \frac{100}{\Sigma M_{Fe_t}} \text{ și } N_{Fe_u} = \frac{100}{\Sigma M_{Fe_u}}$$

dat de relațiile (6), (7). Introducerea acestui indice în relația preț de cost (Pc) — preț de vînzare (Pv) conduce la expresia :

$$Pv = Pu \frac{100}{\Sigma M_{Fe_u}} = Pu \frac{72}{Fe_u} \cdot \quad (8)$$

În condiții de zăcămînt cunoscute și apreciind gradul de dificultate a operațiilor de concentrare, se poate determina conținutul minim exploatabil în fier ($Fe_{u \min}$). Această valoare comparată cu conținutul util determinat pentru mineralizația respectivă dă posibilitatea aprecierii economicității valorificării zăcămîntului respectiv.

$$Fe_{u \min} = \frac{P_u}{P_v} \cdot 72 \quad (9)$$



Cu ajutorul valorilor orientative ale prețurilor de cost pentru exploatare și prelucrarea unei tone de minereu (P_u) în condiții specifice de zăcămînt și prețul de vînzare a unei tone de concentrat (P_v), în raport cu valoarea metalurgică, se pot calcula conținuturile minime exploataabile în fier în diferite cazuri.⁸

Prețurile unitare pentru tona de minereu brut cuprind costurile privind exploatarea și prelucrarea (prepararea) și de asemenea diferite taxe și cote de amortisment. Aceste prețuri variază între 120 lei/tonă, pentru cazurile cele mai favorabile, de exploatare în carieră în condiții avantajoase, pînă la 240 lei/tonă, pentru situațiile defavorabile cu exploatare în subteran în condiții grele și operații de prelucrare mai laborioase.

Practic trebuie să se țină seama și de o serie de factori care intervin în procesele tehnologice de exploatare și de preparare, cum sunt diluția, extracția în metal, pierderi mecanice etc. Considerînd un conținut în fier de 65 %, căruia îi corespunde un preț de vînzare (P_v) de aproximativ 840 lei/t (valoare metalurgică V_m în jur de 56 %), relația (9) se poate scrie :

$$P_v = k \cdot P_u \cdot \frac{Fe_{conc}}{Fe_u} = 1,3 \cdot P_u \cdot \frac{65}{Fe_u}$$

de unde

$$Fe_u = 1,3 \frac{P_u}{P_v} 65 \quad (10)$$

în care k a fost apreciat pentru o extracție în metal (m_{Fe_u}) de cca 90 % la o diluție de exploatare de cca 20 %. În aceste condiții favorabile conținutul minim în fier util este de cca 12 % Fe, la zăcămînte exploataate în carieră și de cca 20 % Fe, la zăcămînte exploataate subteran.

În cazul unor zăcămînte cu condiții mai puțin favorabile (rezerve, forma și dimensiuni, tectonica, inclinarea, adincimea) sau al unor caracteristici mineralogice complexe, valorile conținuturilor minime ajung la peste 20 % Fe_u pentru exploatarea în carieră și la 30-40 % Fe_u pentru exploatarea în subteran.

Gradul de îmbogățire teoretică, ce rezultă direct din conținutului în fier util, reprezintă factorul de multiplicare al tuturor cheltuielilor de exploatare și preparare pentru obținerea unei tone de concentrat.

În concluzie, aprecierea posibilităților economice de valorificare a minereurilor sârace de fier necesită cunoașterea aprofundată atît a condițiilor de zăcămînt cît și a caracteristicilor mineralogice și chimice.

Repartiția mineralologică a fierului, și în special proporția de fier util prezintă o importanță deosebită atît pentru fundamentarea științifică

^{8***} 1974. Prețuri de producție și prețuri de livrare pentru produsele de bază din industria minereurilor de fier și mangan. Catalog extracția minereurilor feroase. M.M.P.G. București.

a tehnologiilor de concentrare și pentru aprecierea economicității valorificării încă din fazele de cercetare geologică.

BIBLIOGRAFIE

- Demetrescu A., Tutoveanu A., Ionescu M. (1966) Analiza tehnică a minereurilor. *Ed. tehnică*, București.
- Dolivo-Dobrovolski V. V., Klimenko I. V. (1947) Raționalnii analiz. rud. *Metallurgizdat*. Sverdlovsk.
- Fedorova M. N. et al. (1972) Fazovii himiceskii analiz rud ciornii metalov i productov ih pererabotki. *Izdatelstvo „Nedra”*. Moskva.
- Guran M., Tripșa I. (1964) Noutăți în pregătirea minereurilor de fier pentru furnal. *Ed. tehnică*, București.
- Rădulescu D., Borcoș M., Kräutner H., Savu H., Vasilescu A.I. (1969) Hartă metalogenetică a R.S.R. Scara 1 : 1.000.000, Institutul Geologic, București.
- Vlad P., Guran M. (1967) Valorificarea resurselor de minereu de fier și eficiența ei economică. *Revista Minelor*, 7, București.

CONSIDÉRATIONS CONCERNANT LA MÉTHODOLOGIE D'ÉTUDE DE LA COMPOSITION ET DE LA STRUCTURE DES MINERAIS DE FER PAUVRES POUR APPRÉCIER LEUR VALEUR ÉCONOMIQUE

(Résumé)

Les quantités augmentantes de concentrés de fer nécessaires à l'industrie sidérurgique de la Roumanie posent de problèmes importants non seulement dans le domaine des recherches géologiques, pour mettre en évidence de nouvelles ressources de matières premières, mais aussi dans le domaine des recherches de valorisation pour la réalisation des indices technologiques supérieurs.

L'économicité de la valorisation des minéraux de fer pauvres implique la connaissance dès les phases préliminaires de recherche géologique, de quelques caractéristiques minéralogiques et chimiques et surtout de la répartition minéralogique de la teneur en fer, du rapport entre le fer récupérable (le fer „utile”) et le fer total et du degré d'association des minéraux utiles de fer.

En tenant compte de la corrélation entre le prix de revient d'une tonne de concentré et le prix de livraison (Pv) imprimé de sa valeur métallurgique (exprimés par la relation $Pv = K \cdot Pu \cdot N$) on met en évidence l'importance du rapport de concentration (N) qui représente la quantité de minéral nécessaire d'être extraite et préparée (Pu), pour obtenir une tonne de concentré. Ce rapport représente en même temps le facteur de multiplication des dépenses d'extraction et de concentration et sa connaissance dans les conditions des minéraux de fer à basse teneur



est essentielle pour apprécier d'avance les possibilités de valorisation économique d'un certain gisement.

En partant des études antérieures, on présente les principales caractéristiques minéralogiques des minéraux de fer pauvres (composition minéralogique, composition chimique, répartition minéralogique de la teneur en fer et le degré d'association).

En tenant compte des conditions de gisement et des possibilités de concentration, on a calculé les teneurs minimales exploatables en fer „utile”, pour faire la comparaison orientative avec les valeurs déterminées en pratique pour les minéralisations étudiées.

128885





Institutul Geologic al României

CONSIDERAȚII ASUPRA POSIBILITĂȚILOR DE
VALORIZARE A ȘISTURILOR CU MAGNETIT DIN SERIA
CRISTALINĂ DE SIBIȘEL¹

DE
CORNELIU PANDELESCU, PAULA SPIROIU²

Poor ores valorification. Crystalline shales. Magnetite. Iron-distribution. „Useful” iron. Technological tests. Sebeș-Cibin Mountains.

Abstract

Considerations Regarding the Possibilities of Beneficiation of Magnetite Shales from the Sibișel Series. Researches were made on five technological samples formed of fragments of epi-metamorphic shales weakly impregnated with magnetite, resembling both in composition and in structure. The samples had small iron contents, of about 11% Fe, and the magnetite varied between 2,5-3% and 8,5%. Technological researches were based on magnetic concentration, having as a result metallurgical grade iron concentrates, with contents of 63-65% Fe and 5-7% SiO₂. The weight of these concentrates was of 3,5-8,5%, the „useful iron” recovery in concentrates being over 90%. An informative economical calculation indicated that the beneficiation of this type of mineralization is possible — depending on the exploitation conditions — for minimal useful iron contents of 13,5-27% Fe.

INTRODUCERE

În legătură cu investigarea posibilităților de valorificare a șisturilor cu magnetit din seria epimetamorfică de Sibișel, în perioada 1975—1978 au fost efectuate cercetări tehnologice asupra unui număr de cinci probe, prelevate din lucrările miniere de cercetare geologică executate în regiunea respectivă.

¹ Predată la 15.V.1979, acceptată pentru publicare la 16.V.1979, comunicată în ședința din 24.V.1979.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1, București.



Din punct de vedere geologic, regiunea este constituită dintr-o mare varietate de formațiuni cristalofiliene, în cadrul cărora au fost delimitate mai multe serii de șisturi cristaline cu caractere specifice, împărțite în complexe litofaciale bine definite (Desila-Codarcea, 1965).

Seria de Sibișel este alcătuită din șisturi cu grad redus de metamorfism, deosebindu-se după compoziție, structură și textură, patru complexe diferite ce apar în succesiune constantă, și anume: complexul șisturilor amfibolice; complexul șisturilor cu magnetit; complexul calcaros și complexul grafitos.

Cele cinci probe tehnologice au fost recoltate de către IFLGS din lucrările miniere de cercetare geologică ce a urmărit complexul șisturilor cu magnetit și anume:

- proba I, din zona Rășinari, galeria 1, interval 517-545 m;
- proba II, din zona Valea Boului-Vasiliatu, galeria 1/lat 45 dr., interval 39-59,8 m;
- proba III, din zona Schei-Rășinari, galeria 1, intervalul 613-665 m;
- proba IV, din zona Derjani-Rășinari, galeria 2, lat. 206 stg., intervalele 123-131 m și 184-201 m;
- proba V, din zona Uria-Ciineni, valea Murgaciului, galeria 3, din laterală 185 stg., intervalul 6-28,5 m și laterală 185 dr. intervalul 10-23,5 m.

CARACTERISTICI CHIMICO-MINERALOGICE

Compoziția chimică și mineralogică

În tabelul nr. 1 este arătată compoziția chimică a celor cinci probe tehnologice.

Se vede că din punctul de vedere al conținuturilor chimice, îndeosebi de Fe, cele cinci probe cercetate sunt foarte asemănătoare, în proba IV remarcindu-se un conținut ușor mai ridicat de S, legat de prezența în această probă a pirotinei.

Probele cercetate au avut o compoziție și structură asemănătoare, fiind constituite din fragmente de șisturi epimetamorfice slab impregnate cu magnetit.

Roca prezintă o textură fin șistoasă, este microcristalină și are în ansamblu o culoare cenușiu-verzui. Macroscopic, în masa șistului se disting rare intercalații cu grosimi milimetrice, sau cuiburi poligranulare de culoare alb cenușie, constituite din granule mai bine dezvoltate de feldspat sau cuarț. Cu totul subordonat apar depuneri peliculare de calcit, de culoare alb-gălbui.

Microscopic, șistul apare format dintr-o masă granoblastică microcristalină de albă, în asociație cu o proporție mai redusă de cuarț, în care apar benzi fine de cristale lamelare de clorit sau paiete de mice dispuse paralel, determinând textura șistoasă. În proporție redusă și răspândite neuniform în masa șisturilor mai apar sfen, epidot, amfiboli, calcit etc. Magnetitul apare de asemenea răspândit neuniform, constituind în majoritate impregnații foarte fine, invizibile cu ochiul liber.



Prin corelarea observațiilor microscopice cu analizele röntgenografice și datele analizelor chimice generale (tab. 1), a fost stabilită compoziția mineralologică a celor cinci probe cercetate, redată comparativ în tabelul 2.

TABELUL 1
Compoziția chimică a probelor tehnologice

Elemente	Conținuturi %				
	Proba I	Proba II	Proba III	Proba IV	Proba V
Fe	11,36	11,48	11,20	10,90	11,10
TiO ₂	2,75	2,76	2,66	1,96	2,50
SiO ₂	49,15	45,35	49,45	50,20	49,50
Al ₂ O ₃	16,09	16,20	15,80	17,40	18,25
CaO	3,15	4,50	4,42	4,02	4,15
MgO	3,00	4,18	5,15	3,02	2,05
Na ₂ O	3,66	3,75	4,12	3,10	4,40
K ₂ O	1,09	1,65	0,94	1,40	1,57
Mn	0,044	0,20	0,17	0,12	0,20
P ₂ O ₅	0,29	0,48	0,16	0,26	0,38
As	0,0075	0,0089	urme	lipsă	lipsă
S	0,089	0,11	0,09	0,69	0,21
P.C.	3,05	4,13	4,02	3,35	2,40

TABELUL 2
Compoziția mineralologică a probelor tehnologice

Mineral	%				
	Proba I	Proba II	Proba III	Proba IV	Proba V
Magnetit	cca 8,5	cca 6	cca 3,5	2,5–3	cca 7
Hematit-Martit	0,5–1	cca 1	cca 1,5	0,5–1	sub 0,5
Ilmenit	cca 0,5	cca 1	cca 1	cca 1	cca 4,5
Leucoxen	5–6	cca 5	4–5	cca 3	sub 1
Sfen	sub 0,1	sub 0,1	sub 0,1	sub 0,1	sub 0,2
Pirită	—	—	—	1,5–2	—
Pirotină	—	urme	—	—	sub 0,2
Calcopirită	—	urme	—	—	—
Molibdenit	—	—	—	—	—
Feldspați	cca 35	cca 35	30–35	25–30	cca 40
Cuarț	cca 10	5–10	10–12	10–15	cca 10
Clorit	cca 20	25–30	20–25	15–20	cca 15
Mică	cca 10	5–10	8–10	10–15	cca 12
Amfiboli	3–4	2–3	4–5	6–7	2–3
Epidot-Zoizit	4–5	7–8	4–5	8–10	4–5
Calcit	sub 0,5	1–2	cca 5	3–5	1–2
Granați	—	—	—	—	sub 0,5
Apatit	0,6–0,7	cca 1	0,3–0,4	cca 0,6	cca 0,5
Limonit	sub 0,1	sub 0,1	sub 0,1	urme	urme



Modul de prezentare a mineralelor

Magnetitul apare în general sub formă de cristale dispersate în rocă, dimensiunile variind între 10-20 microni și 0,1-0,2 mm, rareori constituie agregate sau benzi fine granulare, ale căror dimensiuni nu depășesc 1-2 mm.

În proporție redusă au fost observate fenomene de martitizare, ce afectează în special granulele de magnetit mai mari de 50 microni, martitul formând borduri fine, discontinue, cu dimensiuni sub 10-20 microni. În general granulele de magnetit sunt lipsite de incluziuni străine, subordonat apărind incluse în granulele mai mari (0,1-0,2 mm) mici agregate de clorit, sfen sau mice.

Răspândirea magnetitului în masa șisturilor este neuniformă, gradul de impregnare al fragmentelor ce au constituit probele variind de la sub 0,5% la aproximativ 20%.

În ansamblu magnetitul formează asociații numai cu masa rocei gazdă, în care apare dispersat, gradul de asociere fiind astfel determinat de dimensiunile granulelor de magnetit, care în mare parte majoritate sunt sub 0,1 mm, frecvent sub 50 microni.

Hematitul este prezent în general în proporție redusă, în majoritate apărând ca produs de transformare a magnetitului (martit) și numai subordonat ca particule dispersate neomogen în masa șistului.

Fenomenul de martitizare apare mai frecvent la granulele de magnetit mai bine dezvoltate, având în ansamblu o extindere redusă. Martitul formează asociații foarte înaintate cu magnetitul, apărând cu borduri fine la periferia granulelor respective.

Ilmenitul a fost prezent în primele patru probe în proporție redusă (0,5-1%), în proba V — zona Uria-Ciineni apărând în proporție mai ridicată, respectiv cca 4,5%. Modul de prezentare a ilmenitului este însă asemănător în toate probele, el apărând dispersat neomogen în masa șisturilor, cu dimensiuni de regulă sub 50 microni, rareori pînă la 0,1 mm. În general, ilmenitul prezintă un aspect pătat, datorat unor fenomene de leucoxenizare.

Ilmenitul formează asociații aproape exclusiv cu masa șistului și totul subordonat formând concrescători cu magnetitul, gradul de asociere fiind de asemenea foarte înaintat, sub 50 microni.

Sfenul apare mai frecvent în primele patru probe, în care împreună cu produsul său de transformare, leucoxenul, este prezent în proporții cuprinse între 3-6%. În proba V, a fost observat numai subordonat, proporția în care apare fiind apreciată la sub 1%.

În general sfenul apare în cristale cu dimensiuni reduse, de ordinul 30-50 microni constituind rareori agregate ce ajung pînă la 0,1-0,2 mm, frecvent prezintă opacizări datorită fenomenelor de leucoxenizare ce le afectează parțial.

Sfenul are o răspîndire neuniformă în masa șisturilor, fiind observat mai frecvent în benzile cloritoase. Nu formează asociații cu magnetitul decît accidental.

Sulfurile au fost prezente în proporții reduse, fiind observate sub formă de granule sau mici vinișoare cu dimensiuni sub 0,1 mm, incluse în masa șistului. Mai frecvent apare pirita, observată în toate probele, sporadic calcopirita și molibdenitul. În mod excepțional apare pirotina în proba IV — zona Derjani-Rășinari — în proporție de 1,5-2 %, ca depuneri neregulate sub formă de granule, vinișoare sau mici cuiburi submiliimetrice.

Feldspații, de tipul albitului, formează fondul granoblastic al șistului, remarcindu-se prin finețea cristalelor care de regulă au dimensiuni de 10-30 microni. În proporție redusă feldspații constituie cuiburi poligranulare cu cristalinitate mai dezvoltată.

Cuarțul are un mod de prezentare asemănător feldspațiilor, proporția în care apare fiind însă mai redusă. Cloritul apare sub formă de cristale lamelare dispuse în strate fine, paralele cu direcția de orientare a șistului.

Micile constituie, de asemenea, benzi fine de cristale, cu habitus foios, caracteristic, dispuse paralel cu sistozitatea.

Amfibolii apar sub formă de cristale prismatice cu grosimi pînă la 0,1 mm, asociate mai ales cu benzile cloritoase.

Epidotul și zoizitul se prezintă în cristale cu dimensiuni reduse, răspîndite neuniform în masa rocei, mai rar apărînd și cristale dezvoltate formînd cuiburi pînă la 2-3 mm.

Calcitul apare ca intercalații sau cuiburi ce ajung uneori pînă la cîțiva milimetri, subordonat fiind observate și pelicule de calcit secundar depuse pe fisurile din rocă.

Granații au fost observați numai în proba V, sub formă de cristale izometrice parțial substituite de clorit.

Apatitul apare în granule cu forme rotunjite cu dimensiuni variind de la cîțiva zeci de microni pînă la 0,2 mm. Răspîndirea în masa șisturilor este întîmplătoare, fiind de menționat că nu s-au observat asociații între apatit și magnetit.

Limonitul a fost observat cu totul subordonat, rareori apărînd pelicule fine micronice, ca depuneri secundare în masa șistului.

Observații mineralogice privind conținutul în fier al probelor

Probele cercetate au avut un conținut în fier asemănător, variind între 10,9 % și 11,48 %; avînd în vedere compoziția mineralologică a probelor (tab. 1) rezultă că fierul este legat atât de oxizi de fier — magnetit și hematit — cît și de silicati — clorit, amfiboli, epidot — și de asemenea de ilmenit și sulfuri, repartitia procentuală fiind determinată de proporția cantitativă a diferitelor minerale în cuprinsul probelor și de conținutul lor teoretic în fier.

Din totalul conținutului în fier, fierul recuperabil prin procedee de preparare, respectiv fierul util este reprezentat de proporția de fier legată de magnetit, mineral separabil pe cale magnetică de restul mineralelor constitutive.



În tabelul 3 sunt prezentate, comparativ pentru cele cinci probe cercetate, datele principale referitoare la corelația dintre conținutul de Fe total și cel de Fe util.

TABELUL 3

Corelația dintre conținutul de Fe total și cel de Fe „util” al probelor

Proba	Fe total %	Magnetit %	Conținutul de Fe „util” %	Proporția de Fe „util” din Fe total %	Grad de asociere mm
I — Rășinari	11,36	cca 8,5	6,6	58—59	sub 0,1
II — Valea Boului					
Vasilatu	11,48	cca 6	4,6	40	sub 0,05
III — Schei-Rășinari	11,20	cca 3,5	2,5	23	0,1
IV — Derjanî-Rășinari	10,90	2,5—3	2,0	18—19	0,05
V — Uria-Ciineni	11,10	cca 7	5,4	48,5	sub 0,05

Se vede că proporția de fier util variază între 18-19% și 58-59% din fierul total, proporția de magnetit din probe variind între 2,5...3% și circa 8,5%, la acesta adăugindu-se și martitul intim asociat.

Este de remarcat faptul că datorită conținutului redus în fier al probelor — în jur de 11% Fe — chiar în cazul unei repartiții mineralogice mai favorabile, cum este cazul probei I de la Rășinari, la care fierul legat de magnetit reprezintă 58-59% din totalul fierului, proporția de Fe util nu depășește 6,6%.

Privitor la posibilitatea recuperării magnetitului în concentrate, aceasta este determinată în principal de relațiile structurale ale magnetitului cu celelalte minerale prezente.

În acest sens cercetările efectuate au evidențiat două aspecte principale și anume :

— gradul de asociere foarte înaintat, determinat de dimensiunile reduse ale granulelor de magnetit, în marea majoritate sub 0,1 mm, frecvent sub 50 microni ;

— repartitia neuniformă a magnetitului în masa rocei, gradul de impregnare cu magnetit al fragmentelor de sist variind între 0,5% și 20%. Această răspindire neomogenă sugerează posibilitatea eliminării unei fracțiuni practic „sterile”, printr-o separare magnetică la dimensiuni relativ grobe.

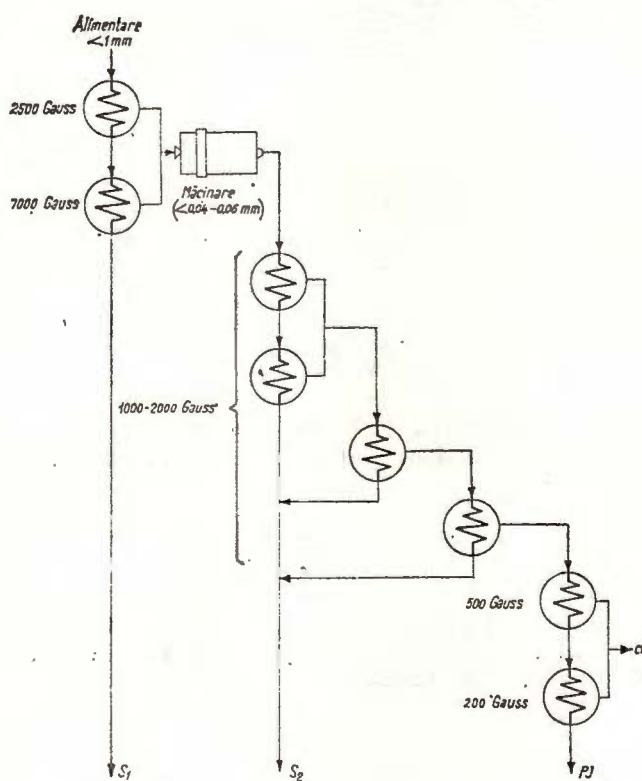
EXPERIMENTĂRI TEHNOLOGICE

Caracteristicile chimico-mineralogice ale probelor cercetate le încadrează în categoria mineralizațiilor cu fier foarte sărace, concentrabile prin metode magnetice.

Experimentările tehnologice efectuate — axate pe concentrare magnetică — au urmărit obținerea de date privind comportarea la operații de concentrare a mineralizațiilor respective.



Pe baza rezultatelor analizelor magnetice execute în prealabil, a fost aplicată o tehnologie care include în prima etapă tratarea în două trepte, în cimpuri magnetice de intensitate medie (2500–7000 gauss), a materialului sfărîmat la 1mm, urmată de măcinarea preconcentratului magnetic la 40-60 microni și apoi de tratarea acestuia în cimp slab magnetic (1000–2000 gauss), cu dubla retratare a concentratului final în cimpuri magnetice foarte slabe (200–500 gauss) (fig. 1).



În acest fel s-au putut obține, la toate cele cinci probe cercetate, concentrate de fier de calitate corespunzătoare pentru valorificarea lor în metalurgie ; acestea conțin în medie 63-65 % Fe și 5-7 % SiO₂, reprezentind în greutate 3,5-8,5 % din materialul prelucrat, extractia în Fe util în concentrate fiind de peste 90 %.

Conținuturile de elemente nocive (As, P, S) ale concentratelor obținute sint sub limitele admise în siderurgie, cu excepția probei IV (zona Derjani-Rășinari), în cazul căreia, datorită prezenței pirotinei (0,69 % S), concentratul obținut are un conținut ridicat de S, de 3,5-4 % (pirotina, mineral cu proprietăți magnetice, se separă în produsul magnetic o dată

cu magnetitul.) Este de presupus că acest conținut de S ar putea fi redus în timpul operațiilor de aglomerare a concentratului magnetic, ce premerg furnalizarea. El poate fi redus de asemenea, prin flotație, pînă la 0,5-0,6 %, aplicînd — cum au arătat experimentările efectuate — un regim obișnuit de reactivi.

Privitor la mineralele de titan prezente (ilmenit, sfen, leucoxen), experimentările efectuate au arătat că datorită modului lor de prezentare — în cea mai mare parte ca granule fine, sub 50 microni, disperse în masa șistului — ele nu pot fi recuperate în produse valorificabile metalurgic; 85 % din conținutul de TiO_2 trece în steril, fiind practic nerecuperabil.

CONCLUZII

Valoarea metalurgică a concentratelor feroase de tipul celor obținute se situează în medie între 57 și 58,5 %, corespunzînd unui preț de producție de 635—646 lei/t (conform catalogului MMPPG în vigoare).

Valoarea V_p (lei/t) a produsului realizat dintr-o tonă de minereu poate fi determinată cu relația :

$$V_p = \frac{v}{100} \cdot P_p \quad (1)$$

în care v (%) este extractia în greutate a concentratului de fier obținut, iar P_p (lei/t), prețul de producție al acestuia (conform catalog—MMPPG). Cunoscînd că :

$$v = m \cdot \frac{a}{c} (\%) \quad (2)$$

în care m (%) este extractia de metal în concentrat; a (%) conținutul de metal util din materialul brut și c (%), conținutul de metal din concentrat, relația (1) poate fi scrisă :

$$V_p = \frac{m \cdot a}{100 \cdot c} \cdot P_p \quad (3)$$

Luînd în considerare condiția la limită a economicității valorificării unui zăcămînt

$$V_p = P_c$$

în care P_c (lei/t minereu brut) reprezintă prețul de cost al valorificării zăcămîntului (cheltuieli de exploatare-preparare, inclusiv cotele și taxele legifere), relația (3) se poate scrie :

$$P_c = \frac{m \cdot a}{100 \cdot c} \cdot P_p \quad (4)$$



Această relație permite ca pe baza indicilor tehnologici ($m\%$; $c\%$) posibil de realizat și a unor valori orientative pentru prețul de cost la exploatare-preparare, să poată fi determinat conținutul minim exploataabil de Fe util ($a\%$) al mineralizației cercetate.

După cum au arătat experimentările tehnologice efectuate, pot fi obținute concentrații cu 63-65% Fe și extracții de Fe util în concentrat de peste 90%.

În ceea ce privește cheltuielile de exploatare-preparare, se poate aprecia că în actuala conjunctură acestea variază între 120 lei/t pentru cazul favorabil al exploatarii în carieră și 240 lei/t pentru situația mai defavorabilă de exploatare în subteran.

Din relația (4) rezultă :

$$a = \frac{P_c}{P_p} \cdot \frac{100 \cdot c}{m} \quad (5)$$

și luind în considerare indicii menționate mai înainte :

$$a = \frac{P_c}{P_p} \cdot \frac{100 \cdot 64}{90} = \frac{P_c}{P_p} \cdot 71$$

ceea ce revine, pentru cele două cazuri limită privind prețul de cost :

- 1) $a = 13,5\%$
- 2) $a = 27\%$

Rezultă deci că valorile minime ale conținuturilor de Fe „util”, de la care mineralizația cercetată ar putea prezenta interes economic, se situează — funcție de condițiile de exploatare — între 13,5-27%.

BIBLIOGRAFIE

Dessila Codarcea Marcela (1965) Studiu geologic și petrografic al regiunii Rășinari-Cisnădioara-Sadu. Memorii vol. VI, Institutul Geologic — București.

CONSIDÉRATIONS CONCERNANT LES POSSIBILITÉS DE VALORISATION DES SCHISTES À MAGNÉTITE DE LA SÉRIE CRISTALLINE DE SIBIŞEL

(Résumé)

Au domaine de l'investigation des possibilités de valorisation des schistes minéralisés à magnétite de la série cristalline de Sibişel, entre 1975—1978 on a fait des recherches technologiques sur cinq échantillons collectés des travaux miniers de recherche géologique qui ont



été faits dans cette région. La composition chimique de ces cinq échantillons étudiés est spécifiée dans le tableau 1.

Les échantillons ont eu une composition et une structure pareilles, étant formés des fragments de schistes épi-métamorphiques, faiblement imprégnés avec du magnétite et de l'ilménite et seulement accidentellement avec des sulfures (pyrite, calco-pyrite et rarement pyrorite).

Le magnétite étudié comme minéral utile a été présent en proportions entre 2,5-3% et 8,5% environ, le mode de présentation étant pratiquement le même pour tous les échantillons, respectivement en majorité sous forme de granules dispersées dans la masse du schiste, en formant moins d'agrégats ou de bandes fines, granulaires.

Le degré d'association, déterminé par les dimensions des granules de magnétite, a été très avancé pour tous les cinq échantillons, à savoir sous 0,1 mm, fréquemment sous 50 microns.

La teneur en fer des échantillons a été de 11-11,5% Fe total la proportion de fer „utile” variant entre 18-19% et 58-59% du fer total, correspondant à la proportion respective de magnétite (tableau 3). Il faut remarquer qu'à cause de la teneur en fer des échantillons, même dans le cas d'une répartition minéralogique plus favorable, comme par exemple dans le cas de l'échantillon I de Răsinari, dont le fer lié au magnétite représente 58-59% du total du fer, la proportion de Fe „utile” ne dépasse pas 6,6% Fe.

Les caractéristiques chimiques-minéralogiques des échantillons étudiés les situent dans la catégorie des minéralisations à basse teneur en fer, concentrables par des méthodes magnétiques.

Les expérimentations technologiques effectuées — axées sur la concentration magnétique — ont eu comme but d'obtenir des dates concernant le comportement aux opérations de concentration des minéralisations respectives.

A base des résultats des analyses magnétiques exécutées d'avance, on a appliqué une technologie qui inclut dans la première étape le traitement en deux échelons, en champs magnétiques d'intensité moyenne (2500—7000 gauss), du matériel cassé à 1 mm, suivi par le broyage du pré-concentré magnétique à 40-60 microns et puis par le traitement de celui-ci en champ faiblement magnétique (1000—2000 gauss), avec le double re-traitement du concentré final en champs magnétiques très faibles (200—500 gauss). Ainsi on a obtenu, pour tous les cinq échantillons étudiés, des concentrés de fer de qualité correspondante pour leur valorisation en métallurgie ; ceux-ci contiennent pour la moyenne 63-65% Fe et 5-7% SiO_2 , en représentant en poids 3,5-8,5% du matériel préparé, la récupération du Fe „utile” en concentrés étant de plus de 90%.

En ce qui concerne les minéraux de titan qui sont présents (ilménite, sphène, leucoxène), les expérimentations effectuées ont démontré que grâce à leur mode de présentation — surtout comme granules fines, sous 50 microns, dispersées dans la masse du schiste — ils ne peuvent pas être récupérés en produits valorisables du point de vue métallurgique ; 85% du contenu de TiO_2 passe en „stérile”, étant pratiquement non-récupérable.

En guise de conclusion, en tenant compte de la valeur métallurgique des concentrés ferreux qui ont été déjà obtenus, tout comme de la valeur du produit réalisé d'une tonne de minéral, à base d'un calcul économique informatif, les valeurs minimales des teneurs en Fe „utile” pour lesquelles la minéralisation étudiée pourrait présenter un intérêt économique, sont situées — en tenant compte des conditions d'exploitation — entre 13,5-27% Fe.

EXPLICATIA PLANSELOR

PLANSA I

Fig. 1. — Magnetit (alb) fin dispersat în masa rocei (cenușiu). Dimensiunile granulelor de magnetit sunt sub 30 microni. Secțiune lustruită. N //.

Magnétite (blanc) finement dispersé dans la masse de la roche (gris). Les dimensions des granules de magnétite sont sous 30 microns. Section polie. N //.

Fig. 2. — Impregnații de magnetit și subordonat ilmenit, cu dimensiuni în majoritate de 0,05-0,1 mm. Secțiune lustruită. N //.

Imprégnations de magnétite et subordonnement ilménite, à dimensions en majorité de 0,05-0,1 mm. Section polie. N //.

PLANSA II

Fig. 1. — Magnetit (alb) inclus în masa șistului (cenușiu) sub formă de granule cu contur neregulate, cu dimensiuni în jurul a 0,1 mm și subordonat ca particule fine, sub 30 microni. Secțiune lustruită. N //.

Magnétite (blanc) inclus dans la masse du schiste sous forme de granules à contours irréguliers à dimensions de 0,1 mm environ et subordonnement comme parties fines, sous 30 microns. Section polie. N //.

Fig. 2. — Granule și agregate granulare de magnetit (alb) răspândite neuniform în masa șistului. Secțiune lustruită. N //.

Granules et agrégats granulaires de magnétite (blanc) dispersées irrégulièrement dans la masse du schiste. Section polie. N //.

PLANSA III

Fig. 1. — Magnetit granular (alb) formînd benzi fine, cu dimensiuni submilimetrice. Secțiune lustruită. N //.

Magnétite granulaire (blanc) qui forme des bandes fines, à dimensions sous-millimétriques. Section polie. N //.

Fig. 2. — Martitizare incipientă a magnetitului. Martitul (alb) substituie în proporție redusă parte din granulele de magnetit (cenușiu alb). Secțiune lustruită. N //.

Martitisation incipiente du magnétite. Le martite (blanc) substitue en proportion réduite une partie des granules de magnétite (gris-blanc). Section polie. N //.



Institutul Geologic al României

UNELE ASPECTE PRIVIND POSIBILITĂȚILE DE OBTINERE A ALUMINEI DIN ȘISTURILE PIROFILITICE DE LA VIEZUROIU-GORJ¹

DE

CORNELIU PANDELESCU, ION ENE, CONSTANTIN MINA, MARIA
BORCEA, MARIA DUMITRESCU, ECATERINA VĂTULESCU²

Beneficiation of rocks-experiments. Pyrophyllitic shales. Alumine. Experimental processing researches. Syntherization with limestones. Vulcan Mountains.

Abstract

Some Aspects Concerning Possibilities of Obtaining the Alumine from the Pyrophyllitic Shales from Viezuroiu-Gorj. The paper presents the results of some preliminary researches regarding the possibilities of obtaining the alumine from the pyrophyllitic shales from Viezuriu-Gorj (25-30% Al_2O_3). Methods based on extraction with sulphuric acid cannot be taken into consideration because the pyrophyllite has a very low solubility (both raw material and after calcination) in acid solutions. As concerns the alkaline methods of extraction, experiments which made use of the method of synterization with limestone and extraction with an alkaline solution (sodium-hydroxide-sodium carbonate) indicated the possibility of obtaining some favourable results by this method, respectively extractions of Al_2O_3 of 88-90%.

INTRODUCERE

În cadrul cercetărilor efectuate în țara noastră cu privire la posibilitatea utilizării altor materii prime decât bauxitele pentru obținerea aluminei, în Institutul de geologie și geofizică s-a studiat, în perioada 1968—1978 posibilitatea extragerii aluminei din șisturile pirofilitice de la Viezuroiu — jud. Gorj. (C. Pandeleescu et al., 1968; 1969; I. Ene et

¹ Predată la 15.V.1979, acceptată pentru publicare la 16.V.1979, comunicată în ședința din 24.V.1979.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1, București 32.



al. 1978)³. Aceste șisturi au fost luate în considerare ca materie primă pentru extragerea aluminei, corespunzind, la o primă examinare, condițiilor de calitate (compoziție chimică) și cantitate (rezerve) cerute unor astfel de materii prime.

Din punct de vedere geologic zona Viezuroiu aparține orizontului de șisturi grafitoase-argiloase cuprinse în formațiunea de Schela, formătune situată între două mari unități tectonice, respectiv cristalinul autohton și pînza getică, din care cauză a suferit importante transformări reflectate în structura, textura și compoziția mineralogică a șisturilor respective.

Rocile sedimentare întilnite în zona Viezuroiu au fost grupate de G. Paliuțe (1966)⁴ în două tipuri petrografice principale: șisturi argilo-grafitoase lipsite de cuart și șisturi grezo-cuarțito-conglomeratice.

Din primul grup fac parte și șisturile pirofilitice care au fost studiate ca materie primă pentru obținerea aluminei.

Cercetările tehnologice au fost efectuate asupra a două probe colectate din lucrările de cercetare geologică, executate în zona respectivă; prima probă a fost colectată în 1968 din cîteva laterale ale unei galerii transversale, a doua, în 1978, dintr-un număr de 8 foraje geologice executate în perimetrul Viezuroiu-Sud.

CARACTERISTICI CHIMICO-MINERALOGICE ALE CELOR DOUĂ PROBE TEHNOLOGICE

Cele două probe cercetate sunt asemănătoare din punct de vedere petrografic, structural și mineralogic.

Compoziția chimică și cea mineralogică a probelor sunt prezentate în tabelele 1 și 2.

Se constată că cele două probe prezintă aceleași elemente constitutive, proporțiile în care acestea apar fiind însă parțial diferite, mai ales în ceea ce privește pirofilitul și cuarțul și ca urmare și conținutul de Al_2O_3 și respectiv SiO_2 .

Sisturile pirofilitice-grafitoase din zona Viezuroiu reprezintă o parte importantă din formațiunea de Schela și genetic provin din metamorfoza, în condiții epizonale, a unor sedimente argiloase și argiloase-grafitoase bogate în minerale de tipul halloysitului, allofanului, caolinitului, montmorilonitului.

Constituentul principal al celor două probe tehnologice cercetate este pirofilitul, prezent în proporție de 50-60%; mineralele argiloase și micacee participă cu 20-30%, iar celelalte minerale (grafit, cuart, cloritoid) apar în cantități reduse.

Pirofilitul, identificat atât microscopic cât și prin analize în raze X și termo-diferențiale, formează masa de bază a rocii; se prezintă în solzi fini de 0,01-0,03 mm, rar pînă la 0,15 mm, aglomerați fie în cuiburi neregula-

³ Arh. I.G.G., București.

⁴ Arh. IGPSMS, București.

late, fie în șubițe sau fișii cu o dispoziție paralelă sau haotică (pl. I, fig. 1, 2), ori cu contorsionări evidente marcate de impregnațiile grafitoase, în special în proba II (pl. II, fig. 1); dimensiunile cuiburilor pirofilitice curate sunt cuprinse între 0,02-0,2 mm, rareori mai dezvoltate pînă la 0,3-0,5 mm.

Asociația pirofilit-grafit este frecventă și foarte avansată. Cea mai mare parte din masa pirofilitică apare impregnată cu o pulbere grafitoasă

TABELUL 1
Compoziția chimică

Elemente	Proba I %	Proba II %
SiO_2	48,79	59,33
Al_2O_3	30,01	25,38
Fe_2O_3	1,93	0,97
FeO	1,19	0,64
Fc	2,27	1,18
K_2O	1,30	2,10
Na_2O	0,13	0,45
CaO	1,60	0,70
MgO	0,10	0,11
MnO	0,04	0,02
TiO_2	1,00	0,76
P_2O_5	0,10	0,03
P.C.	13,41	9,13
H_2O	4,41	4,58

TABELUL 2
Compoziția mineralologică

Mineralul,	formula chimică	proba I circa %	proba II circa %
Pirofilit	$\text{Al}_2(\text{SiO}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_2$	50	60-65
<i>Minerale argiloase</i>			
— caolinit	$\text{Al}_4(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_8$		
— illit	$\text{KAl}_4(\text{Si}_7\text{AlO}_{20})(\text{OH})_4$	30	20-25
<i>Minerale micacee</i>			
— sericit, muscovit	$\text{KAl}_2(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2$		
— clorit	$(\text{MgFe})_5\text{Al}(\text{Al}, \text{Si}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_8$		
Cuarț	SiO_2	1	5
Grafit	C	9	5
Cloritoid	$\text{Fe}_2\text{Al}_2(\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_{10})\text{OH}_4$	9	3
<i>Minerale opace</i>			
— pirită	FeS_2	—	1
— magnetit	Fe_3O_4		
<i>Minerale accesorii</i>			
— zircon	ZrSiO_4		
— turmalină	$(\text{NaCa})(\text{MgAl})_6[\text{B}_3\text{Al}_3\text{Si}_6(\text{O}, \text{OH})_{30}]$	1	1
— sfen	$\text{CaTi}(\text{SiO}_4)\text{O}$		



de ordinul micronilor și submicronilor (pl. I, fig. 1; pl. II, fig. 1), sau cuprinde aglomerări mai mult sau mai puțin compacte ce ajung pînă la 0,05-0,1 mm, rar de 0,2 mm (pl. I, fig. 2).

Asociația pirofilitului cu cuarțul a fost întîlnită numai în unele fragmente din proba II în care cristalele de cuarț sunt legate între ele prin ochiuri și șuvîte de pirofilit de 0,02-0,3 mm (pl. II, fig. 2; pl. III, fig. 1)..

Mineralele argiloase (caolinit, illit) nu au fost observate microscopic, dar au apărut pe diagrama roentgenografică și se presupune că sunt prezente în stare criptocristalină, ca relicte din mineralele pe seama cărora s-a format pirofilit (caolinit, halloysit, montmorillonit).

Micile se disting greu în masa de pirofilit; ele au fost evidențiate prin analiza în raze X și rareori s-au observat și sub microscop mici cuiburi de sericit și lamele de muscovit de 0,03-0,1 mm, asociate cu pirofilitul (pl. III, fig. 2).

Cuarțul este vizibil în special în proba II, unde formează unele aglomerări de cristale de 0,01-0,5 mm, rareori pînă la 1-2 mm, legate între ele prin lamele, snopi, șuvîte și cuiburi de pirofilit (pl. II, fig. 2; pl. III, fig. 1). În proba I s-au observat sporadic și mici ochiuri de calcedonie.

Grafitul este prezent în cea mai mare parte sub formă de pulbere micronică, ca firicele, granule, filamente ce impregnează masa pirofilitică și rar în cristale poligonale de 0,1-0,3 mm, aglomerate în unele zone (pl. IV, fig. 1, 2).

Cloritoidul formează snopi, rozete sau baghete izolate ce apar disperse în rocă, mai frecvent în proba I. Dimensiunile cristalelor sunt cuprinse între 0,05-0,2 mm.

Mineralele opace și mineralele accesoriei sunt întîlnite rar și au dimensiuni reduse.

Conținutul de Al_2O_3 este legat în proba I, în proporții aproximativ egale, de pirofilit și mineralele argiloase-micacee, iar în proba II circa 2/3 de pirofilit și 1/3 de mineralele argiloase și micacee.

PROCEDEE DE EXTRAGERE A ALUMINEI

În prezent alumina este obținută din bauxită prin procedeul Bayer. Întreg conținutul de alumina al bauxitei este extras ca aluminate de sodiu solubil, prin dizolvare cu sodă caustică. Soluția de aluminate de sodiu este răcîtă, diluată și germinată cu $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$; se precipită alumina trihidrată, care este calcinată, obținîndu-se alumina. Acest procedeu este convenabil numai pentru bauxite cu conținut scăzut de SiO_2 , conținind gibbsit, boehmit și diaspor, deoarece soda caustică reacționează cu conținutul de Si al alumino-silicătilor formînd sodalitul insolubil, ceea ce duce la pierderi de alumina și sodă caustică (Filip et al., 1964).

Pentru extragerea aluminei din alte materii prime decât bauxita au fost propuse și studiate diferite procedee alcaline și acide (Peters et al., 1967).



În procedeele alcaline, materialul este sinterizat, sau în unele cazuri topit, cu carbonat de calciu și carbonat de sodiu sau numai cu carbonat de calciu, formindu-se compuși solubili de aluminiu (aluminați de sodiu sau de calciu) și silicat dicalcic insolubil. Sinterul obținut este tratat cu soluție alcalină, iar soluția de aluminate de sodiu rezultată este filtrată, pentru îndepărțarea fierului și a silicătilor insolubili, și apoi tratată cu boxid de carbon în vederea precipitării aluminei.

Există mai multe variante :

Procedeul de sinterizare cu sodă, în care bauxita sau argila este sinterizată cu sodă calcinată, a fost primul procedeu comercial pentru obținerea aluminei, utilizat de firma Pechiney pînă în 1921; în prezent nu se mai utilizează.

Procedeul de sinterizare cu sodă și var, în care materialul este sinterizat cu calcar și sodă calcinată, este utilizat în URSS pentru prelucrarea sienitelor nefelinice. În SUA s-a studiat aplicarea procedeului în cazul anortozitului.

Procedeul de sinterizare cu var, cunoscut în versiune modernă ca procedeul Grzymek, este aplicat la prelucrarea șisturilor bituminoase și a cenușilor, putind fi utilizat pentru orice materie primă cu conținut scăzut de alcalii (ex. anortozitul).

Procedeul Pedersen constă din topirea materialului într-un cupor electric, în amestec cu minereu de fier, cocs și calcar. Procedeul a fost utilizat în Norvegia la prelucrarea bauxitei boehmitice cu conținut mare de Fe și scăzut de SiO_2 ; experimental a fost utilizat și în cazul anortozitului. Procedeul necesită consum mare de energie și impune valorificarea concentratului de fier obținut, pentru a fi rentabilă producerea aluminei.

Procedeele de sinterizare cu carbonat de calciu sau cu carbonat de sodiu și carbonat de calciu pot fi utilizate, în principiu, pentru toate materiile prime aluminoase, cu condiția ca acestea să conțină cel puțin 28% Al_2O_3 și proporții însemnate de calcar. Astfel, pentru a obține 1 t de alumina sunt necesare 2 t de bauxită, sau 4 t de anortozit și 10–12 t de calcar; în plus, în acest din urmă caz consumul de energie este de patru ori mai mare decît în cazul obținerii aluminei din bauxită prin procedeul Bayer. De asemenea, prin procedeul sinterizării se obțin mari cantități de reziduu (12–15 t reziduu/t alumina), economicitatea procedeului depinzînd în mare măsură de posibilitatea utilizării, la fața locului, pentru fabricarea cimentului, a reziduului rezultat.

În procedeele acide descompunerea silicatului de aluminiu se realizează cu un acid mineral care formează cu Al_2O_3 o sare solubilă, iar silicea se separă prin filtrare. Fierul solubil și alte impurități sunt îndepărtați prin diferite metode, precipitându-se apoi o sare acidă de aluminiu, care este descompusă prin calcinare, obținându-se alumina.

Există mai multe variante, funcție de acidul utilizat (sulfuric, sulfuros, clorhidric, azotic) la solubilizarea materialului.

În general, procedeele acide sunt utilizate pentru prelucrarea argilelor și a șisturilor, care din cauza conținutului de SiO_2 reactiv nu pot fi tratate

prin procedeul Bayer; cercetările efectuate pînă în prezent s-au oprit însă la faza pilot.

Cel mai recent procedeu acid, procedeu „H”, elaborat de firma „Aluminium Péchiney”, cuprinde ca etape importante solubilizarea Al cu acid sulfuric, precipitîndu-se sulfat de aluminiu impur, care prin tratare cu acid clorhidric este transformat în clorură de aluminiu hexahidratată, prin pirohidroliza căreia se obține alumina. Pentru perfecționarea procedeului firmei Péchiney a construit în ultimii ani o instalație pilot ce poate prelucra 100 t/zi, obținîndu-se 15—20 t alumina calcinată. Unul din avantajele importante ale acestui procedeu îl constituie consumul de energie sensibil mai mic decît în cazul celorlalte procedee utilizate la alte materii prime decît bauxita.

CERCETĂRI TEHNOLOGICE

Experimentările tehnologice efectuate asupra sisturilor pirofilitice de la Viezuroiu au avut în vedere, pentru extragerea aluminei, atît procedee acide (trecerea în soluție a aluminei cu acid sulfuric), cît și procedee alcăline (sinterizare cu calcar și extracție cu soluție alcalină).

Procedee acide

Primele cercetări, efectuate cu proba I, au urmărit în deosebi stabilitatea posibilităților de solubilizare a aluminei din materialul brut, cu acid sulfuric, după o prealabilă calcinare.

Rezultatele acestor prime experimentări sunt prezentate în figurile 1—4.

În figura 1 este prezentată influența temperaturii și duratei de calcinare asupra procesului de solubilizare a aluminei. S-a utilizat material măcinat sub 0,06 mm. Solubilizarea s-a realizat cu o soluție de acid sulfuric de concentrație 20%, la temperatura de fierbere a soluției (102°C). Procesul de solubilizare, cu durata de 3 ore, a fost realizat în două etape, prima cu durata de 1 oră, a doua cu durata de 2 ore. S-a utilizat o diluție (raport soluție/material) de 10/1. Se constată că proporția maximă de alumina solubilizată nu a depășit 32%, fiind obținută cu material calcinat la 700—725°C timp de maximum 2 ore. La temperaturi mai mari de 800°C creșterea duratei de calcinare a avut ca rezultat micșorarea proporției de alumina solubilizată.

În figura 2 este prezentată variația proporției de alumina solubilizată, pentru fiecare etapă de dizolvare, în funcție de temperatura și durata de calcinare. Se constată că, la temperaturi sub 700—725°C, proporția de alumina solubilizată în etapa a 2-a (10-13%) este mai mică decît cea dizolvată în etapa 1 (14-20%), dar nu suficient de mică pentru a considera procesul de dizolvare încheiat. În consecință, se poate presupune că prelungirea procesului de dizolvare ar fi condus la obținerea unei proporții mai mari de alumina solubilizată.



Interpretarea statistică a rezultatelor experimentale prezentate în figurile 1 și 2 a condus la concluzia că variația solubilității în funcție de temperatură este binie reprezentată de o dreaptă. În tabelul 3 sunt prezentate valorile coeficienților unghiulari (K) ai dreptelor respective, iar în

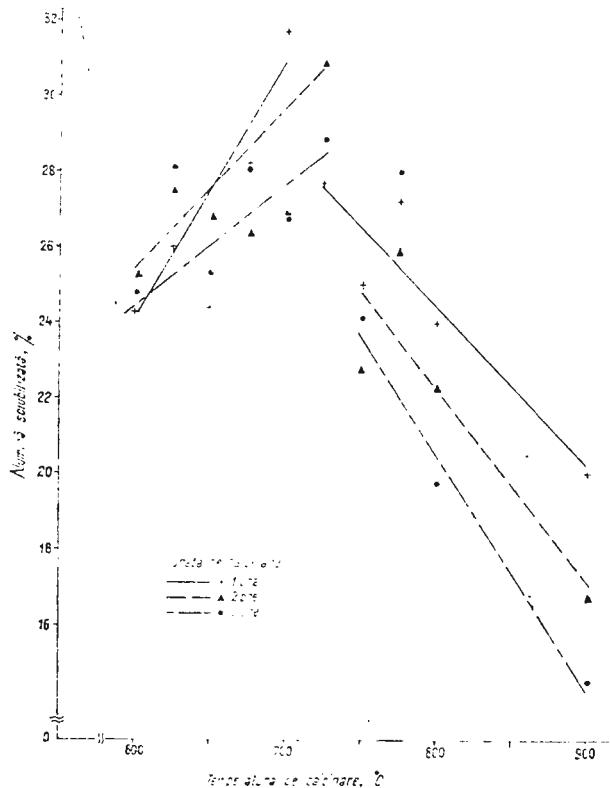


Fig. 1. -- Influența calinării asupra solubilității aluminei cu H_2SO_4 .
L'influence de la calcination sur la solubilisation de l'alumine avec H_2SO_4 .

TABELUL 3

Valorile coeficientului unghiular (K) al dreptelor „alumină solubilizată-temperatură”

domeniu de temperatură °C	temp de calcinare ore	$K \times 10^3$		
		treapta 1	treapta a 2-a	global
700–725	1	23,8	9,5	68,0
	2	16,8	7,6	42,3
	3	40,1	3,4	32,3
peste 700–725	1			-41,7
	2			-51,3
	3			-62,3

figura 3 este prezentată variația acestor coeficienți în funcție de timpul de calcinare.

Din figura 3 se pot face unele observații privitoare la influența procesului de calcinare asupra solubilizării aluminei. Astfel, la temperaturi sub $700 - 725^{\circ}\text{C}$, creșterea timpului de calcinare conduce la intensificarea procesului de solubilizare (panta dreptelor crește cu timpul de calcinare),

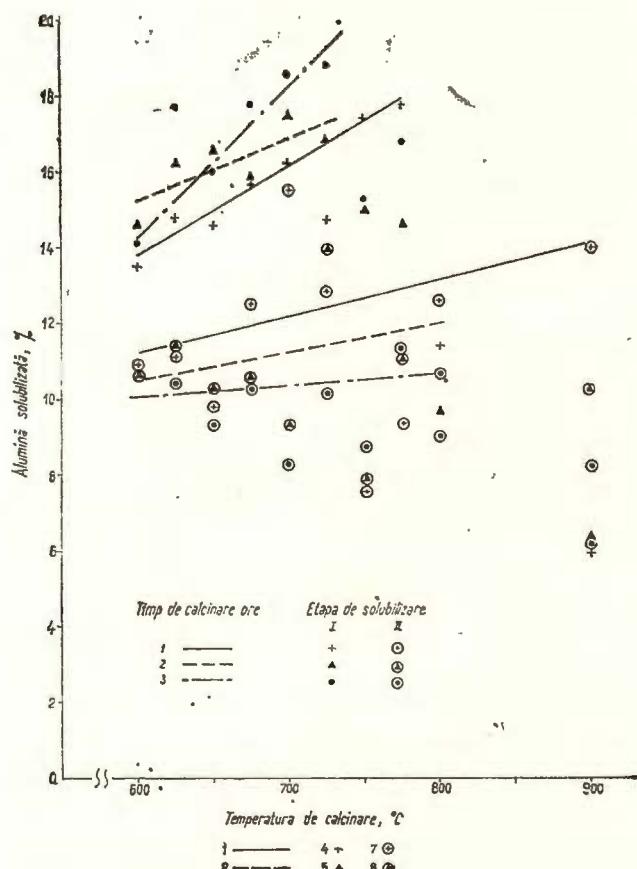


Fig. 2. — Influența calcinării asupra etapelor de solubilizare a aluminei cu H_2SO_4 .
L'influence de la calcination sur les étapes de solubilisation de l'alumine avec H_2SO_4 .

în prima etapă de dizolvare și la încetinirea procesului de dizolvare în etapa a doua (panta dreptelor scade cu timpul de calcinare). Rezultă că la timpi mai mari de calcinare, necesari de altfel, s-ar fi dizolvat o proporție mai mare de aluminiu în etapa 1. Deoarece, în cele două etape, solubilizarea se face cu viteze diferite, concluziile privitoare la influența timpului de calcinare se pot stabili numai din examinarea variației „pantă-timp de calcinare”, în cazul rezultatelor globale. Se constată astfel, din figura 3, că la temperaturi sub $700 - 725^{\circ}\text{C}$, influența temperaturii de solubilizare

este cu atât mai mare cu cât este mai mică durata de calcinare (panta scade cu temperatura) sau, altfel spus, creșterea duratei de calcinare atrage după sine micșorarea influenței temperaturii de solubilizare. La temperaturi mai mari de $700-725^{\circ}\text{C}$, proporția de aluminiu solubilizată scade cu temperatura (panta dreptelor este negativă), această micșorare fiind proporțională cu timpul de calcinare.

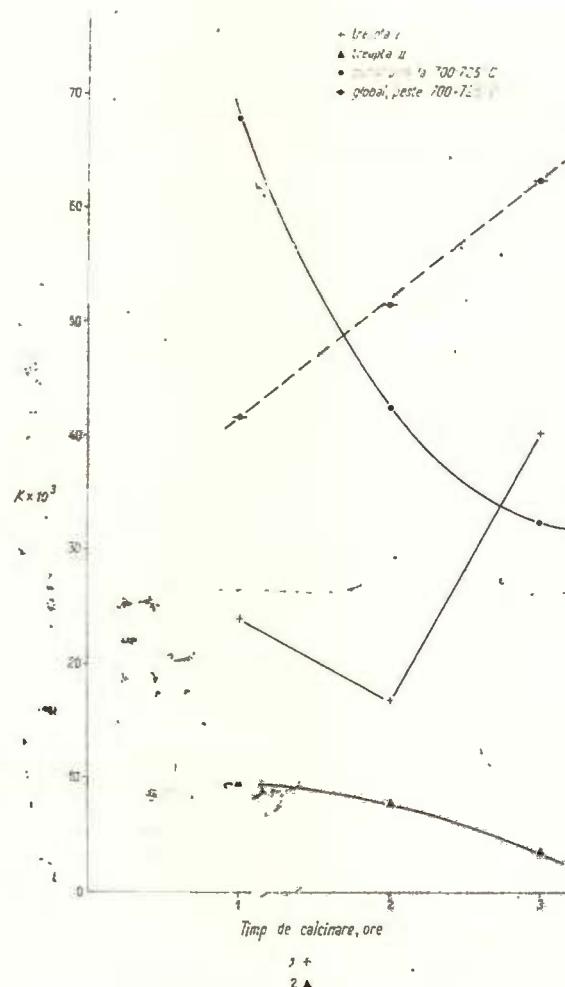


Fig. 3. — Influența timpului de calcinare asupra pantei dreptelor „aluminiu solubilizată-temperatură”.
L'influence du temps de calcination sur la pente des droites „alumine solubilisée – température”.

Procesul de solubilizare a aluminei este mult influențat de concentrația soluției de acid sulfuric. În figura 4 este prezentată influența concentrației soluției de acid sulfuric asupra solubilizării aluminei – timp de 4 ore – în trei etape (1 respectiv 2 și 3 ore) la temperatura de fierbere, diluția

10/1, din materialul calcinat la 725°C , timp de 2 ore. Se constată că prin creșterea concentrației de la 20% la 50% proporția de aluminiu solubilizată crește sensibil, de la 30,8% la 55,6%. Influența cea mai evidentă a concentrației se constată în etapa 1 de dizolvare. În această etapă se dizolvă circa jumătate din alumina totală solubilizată în soluția de concentrație 30%, sau marea majoritate (circa 90%) din alumina totală, dizolvată

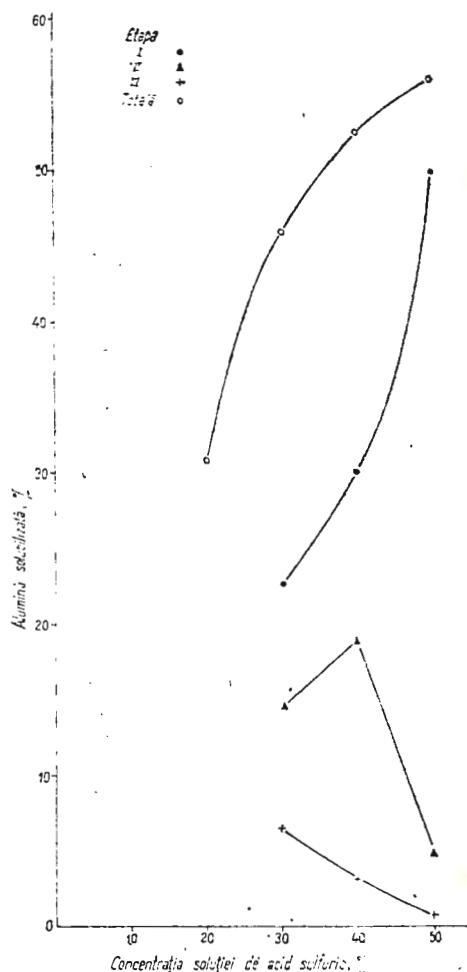


Fig. 4. — Influența concentrației soluției de acid sulfuric asupra solubilizării aluminei.

L'influence de la concentration de la solution d'acide sulphurique sur la solubilisation de l'alumine.

în soluția de concentrație 50%. De remarcat faptul că procesul de solubilizare a aluminei poate fi considerat încheiat, în condițiile în care s-au efectuat experimentările, numai în cazul cind dizolvarea s-a realizat în soluție cu concentrația de 50%, timp de 4 ore (în ultima etapă s-a dizolvat mai puțin de 1% din alumina totală conținută de material). Rezultă că din

materialul calcinat la 725°C timp de 2 ore se dizolvă într-o soluție de acid sulfuric 20%, timp de 3 ore, circa 55% din alumina conținută în material.

Analizele roentgenografice au arătat că reziduul rezultat după dizolvarea în soluția de concentrație 50% este constituit în deosebi din pirofilit și quart. Apare deci că dintre mineralele purtătoare de Al singurul rămas nedizolvat a fost pirofilitul.

Având în vedere faptul că jumătate din alumina din material, aşa cum au arătat observațiile mineralogice, este deținută de pirofilit, că proporția de alumina solubilizată a fost de circa 55% și că reziduul conține aproape tot pirofilitul din materialul brut, rezultă că pirofilitul nu se dizolvă în soluții de acid sulfuric.

Experimentările efectuate au arătat că adăosul de clorură de sodiu (fie la calcinare, fie la dizolvare) conduce la creșterea proporției de alumina solubilizată. Astfel, un adăos de 20% NaCl în procesul de dizolvare în soluție de concentrație 30% a materialului calcinat la 725°C timp de 2 ore, are ca rezultat creșterea proporției de alumina de la 22,5% (fără adăos de NaCl) la 38,5%. Deși această creștere este apreciabilă, proporția de alumina solubilizată este nesatisfăcătoare. Explicația este aceeași și anume, solubilitatea extrem de scăzută a pirofilitului în acid sulfuric.

Această constatare este confirmată și de experimentările de dizolvare în acid sulfuric concentrat (concentrație 96%). Din materialul brut s-a dizolvat numai 52% din alumina, iar din materialul calcinat la 700°C timp de 1 oră s-a dizolvat circa 58% din alumina, sau circa 65% în cazul cind la calcinare s-a adăugat 20% NaCl.

În concluzie, aceste prime cercetări au arătat că din șisturile cu pirofilit de la Viezuroiu (cu circa 50% pirofilit) se poate solubiliza, cu acid sulfuric, numai circa 55% din alumina conținută în material. Solubilizarea se realizează cu o soluție de acid sulfuric de concentrație 50%, la temperatură de fierbere, timp de 3 ore, diluția (S/L) fiind de 10/1; în prealabil materialul este măcinat sub 0,06 mm și calcinat la 725°C , timp de 2 ore. Proportia scăzută de alumina solubilizată este determinată de insolubilitatea pirofilitului în acid sulfuric.

Cercetările au fost continuat pe aceeași linie, asupra unei noi probe, proba II, colectată din perimetru Viezuroiu-sud⁵.

Experimentările de dizolvare au fost efectuate atât cu material brut, cât și cu material calcinat; ele au fost executate în aceleași condiții (concentrația soluției: 50%; diluția: 6/1; temperatură: 130°C ; durată: 1 oră). Rezultatele acestor experimentări sunt sintetizate în figurile 5–9.

Din figura 5 — influența calcinării (temperatura, durată) asupra solubilizării aluminei — se constată că proporția maximă de alumina solubilizată (cca 35%) a fost obținută în cazul cind calcinarea a fost realizată la 800°C . La temperaturi sub 800°C creșterea temperaturii de calcinare favorizează procesul de solubilizare a aluminei, ca urmare a distrugerii rețelei cristaline a unora dintre mineralele purtătoare de alumina. Valoarea

⁵ Cercetări efectuate în colaborare cu Catedra de tehnologie din cadrul ASE — București (colectiv L. Dobrescu, A. Socolescu, A. Gafton, S. Vișan, L. Băloiu).

scăzută a proporției de aluminiu solubilizată arată că în condițiile în care s-au efectuat experimentările, s-a reușit distrugerea rețelei cristaline numai în cazul mineralelor existente în probă în proporție scăzută. La temperaturi mai mari de 800°C , creșterea temperaturii conduce la micșorarea proporției de aluminiu solubilizată, ca urmare a faptului că la aceste temperaturi, în timpul calcinării au loc reacții în stare solidă, care duc la obținerea unor produși foarte puțin solubili în soluție de acid sulfuric.

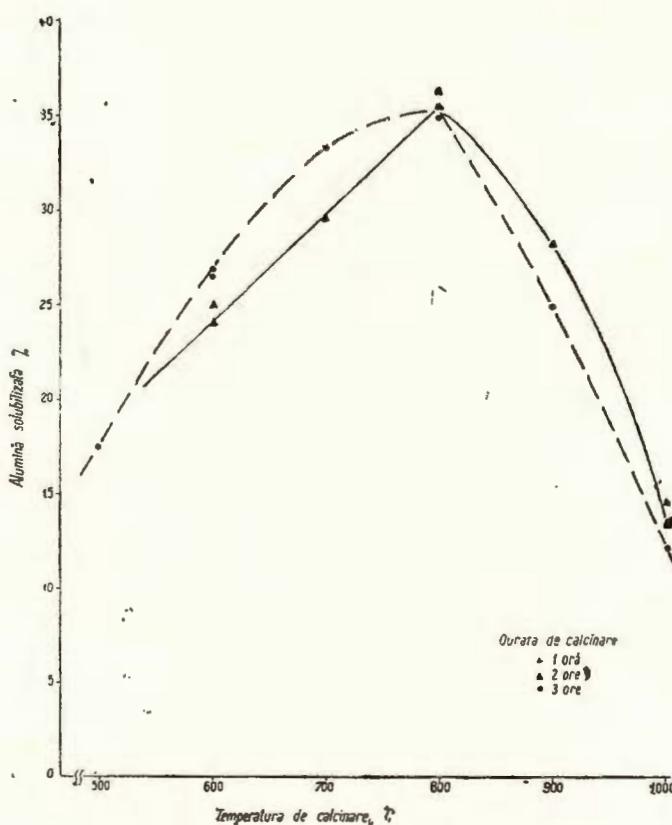


Fig. 5. — Influența calcinării asupra solubilizării aluminei cu H_2SO_4 .
L'influence de la calcination sur la solubilisation de l'alumine avec
 H_2SO_4 .

Se constată de asemenea, că cu cît durata de calcinare este mai mare, cu atât mai semnificativă este influența temperaturii asupra solubilității. Valoarea maximă a proporției de aluminiu solubilizată s-a obținut pentru o durată de calcinare de 2 ore; o durată mai mare de calcinare a condus la scăderea proporției de aluminiu solubilizată.

Parametrii optimi ai calcinării, rezultați: temperatură — 800°C; durată — 2 ore, au fost luați în considerare la toate experimentările de solubilizare cu material calcinat, efectuate în continuare.

Din figura 6 — influența duratei de dizolvare asupra solubilizării aluminei — se constată că durata optimă a procesului de dizolvare este de 6 ore pentru materialul brut și de 5 ore pentru materialul calcinat.

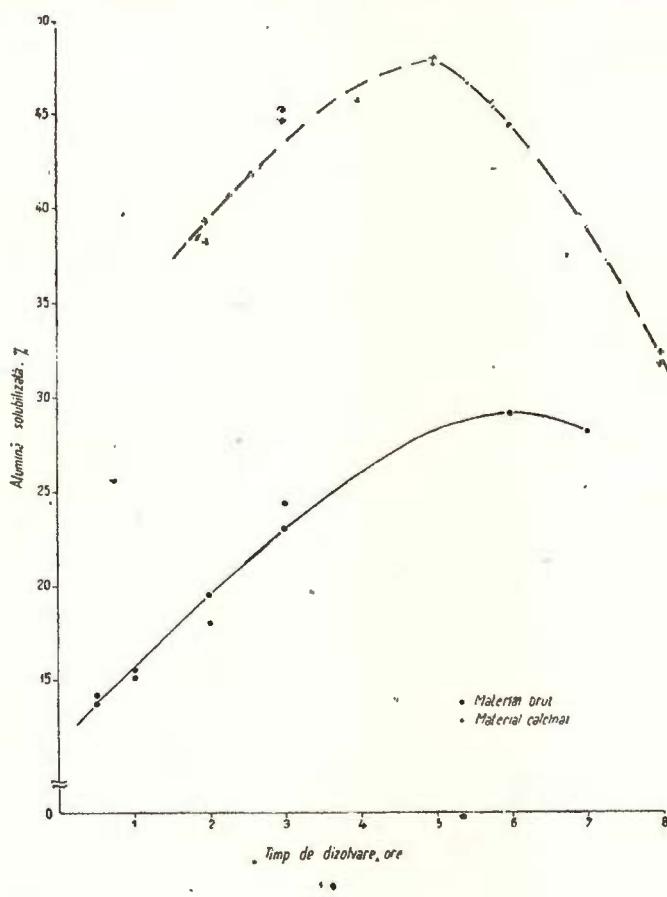


Fig. 6. — Influența duratei de dizolvare asupra solubilizării aluminei cu H_2SO_4 .

L'influence de la durée de dissolution sur la solubilisation de l'alumine avec H_2SO_4 .

Proportia de alumina solubilizată în aceste condiții este de circa 29 %, respectiv 48 %. Se observă ușor influență favorabilă a calcinării asupra dizolvării ; astfel, în aceleși condiții de solubilizare, din materialul calci-

nat se dizolvă, în raport cu cel brut, o proporție de aluminiu mai mare cu circa 20%, iar durata optimă de dizolvare scade cu 1 oră. Curbele din figura 6 scot în evidență faptul că materialul este foarte greu solubil, deoarece chiar în cazul calcinării, proporția de aluminiu solubilizată este sub 50%; în plus, procesul de solubilizare necesită dureate mari (5–6 ore). De subliniat faptul că creșterea timpului de solubilizare peste durata optimă duce la scăderea proporției de aluminiu solubilizată. Această consta-

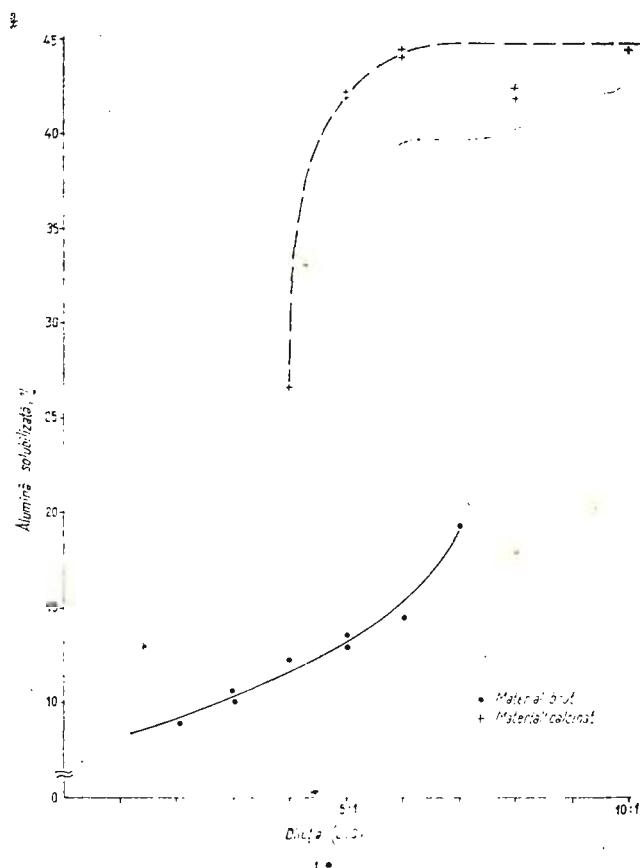


Fig. 7. — Influența diluției asupra proporției de aluminiu solubilizată.
L'influence de la dilution sur la proportion d'aluminé solubilisée.

tare poate fi explicată prin suprapunerea a două procese care se produc simultan în etapa de dizolvare. Concomitent cu trecerea Al^{3+} în soluție, din material se dizolvă și silice care în soluție formează acid silicic. La dureate mari de dizolvare, proporția de acid silicic crește mult și determină scăderea concentrației de Al^{3+} din soluție (fie prin adsorbția Al^{3+} de către gelurile de acid silicic, fie prin coprecipitarea hidroxidului de aluminiu).

Deoarece, în cazul materialului calcinat, prelungirea timpului de dizolvare de la 3 la 5 ore conduce la creșterea proporției de aluminiă solubilizată cu numai 3 procente, experimentările ulterioare au fost efectuate la durate de dizolvare de 3 ore. În cazul materialului brut, din care s-a solubilizat o proporție redusă de aluminiă, experimentările ulterioare de dizolvare s-au făcut la durate de 1 oră.

Din figura 7 — influența diluției asupra proporției de aluminiă solubilizată — se constată că diluția are o puternică influență asupra

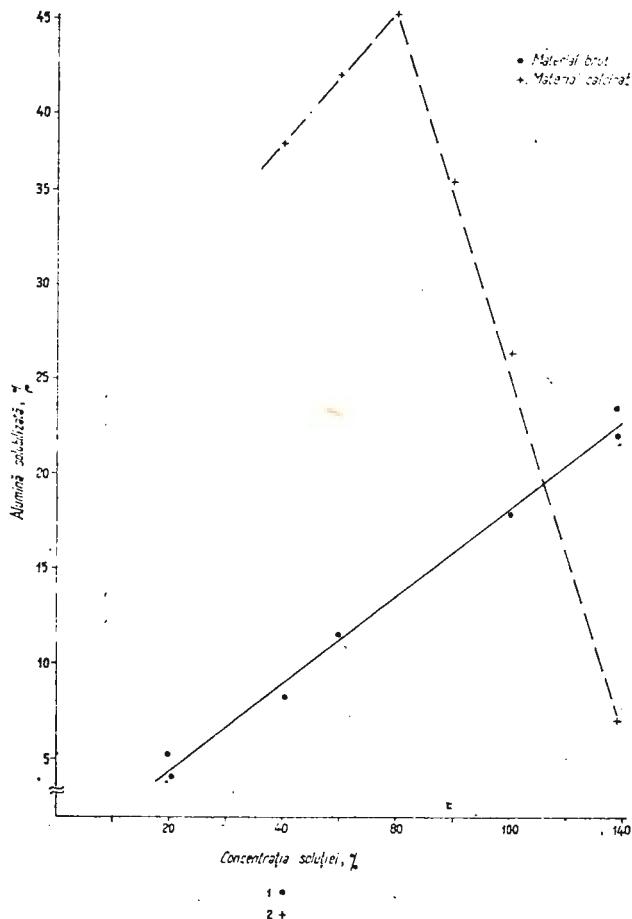


Fig. 8. — Influența concentrației soluției de acid sulfuric asupra proporției de aluminiă solubilizată.
L'influence de la concentration de la solution d'acide sulphurique sur la proportion d'alumine solubilisée.

solubilizării aluminei din materialul calcinat (în deosebi în intervalul de diluție de la 4/1 la 6/1) și o influență mai slabă în procesul de solubilizare a materialului brut (în deosebi la diluții mai mici de 6/1). Diluția optimă pentru solubilizarea materialului calcinat pare a fi de 6/1; la diluții mai mari solubilizarea nu este influențată. Și în aceste condiții de lucru, propor-

ția maximă de aluminiu solubilizată din materialul calcinat este sensibil mai mare decât cea din materialul brut (la diluția de 6/1 diferența este de circa 30 procente). S-a ales ca diluție optimă pentru experimentările ulterioare, atât cu material brut cât și cu material calcinat, raportul 6/1.

Din figura 8 – influența concentrației soluției de acid sulfuric asupra proporției de aluminiu solubilizată – se constată, în cazul materialului brut, că proporția de aluminiu solubilizată crește proporțional cu concentrația de acid sulfuric din soluție. Materialul brut este însă foarte puțin solubil în soluția de acid sulfuric; chiar și în acid sulfuric concentrat (concentrație 98%) se solubilizează o proporție scăzută de aluminiu (numai circa 23%).

În cazul materialului calcinat, proporția maximă de aluminiu solubilizată (circa 45%) a fost realizată cu o soluție de concentrație 60%; sub această concentrație, proporția de aluminiu solubilizată crește direct proporțional cu concentrația. Scăderea proporției de aluminiu solubilizată, în cazul utilizării unor soluții de concentrații mai mari de 60%, se datorează faptului că în aceste condiții o proporție mai mare de silice trece în acid silicic, care, așa cum s-a arătat anterior, reduce concentrația de Al^{3+} în soluție. Din cauza agresivității mari a soluției de acid sulfuric s-a ales drept concentrație optimă cea de 50%.

Din figura 9 – influența temperaturii asupra procesului de solubilizare a aluminei, în cazul materialului brut – se constată că temperatura optimă de dizolvare este cuprinsă între 130–140°C. La temperaturi mai mici proporția de aluminiu solubilizată scade vertiginos.

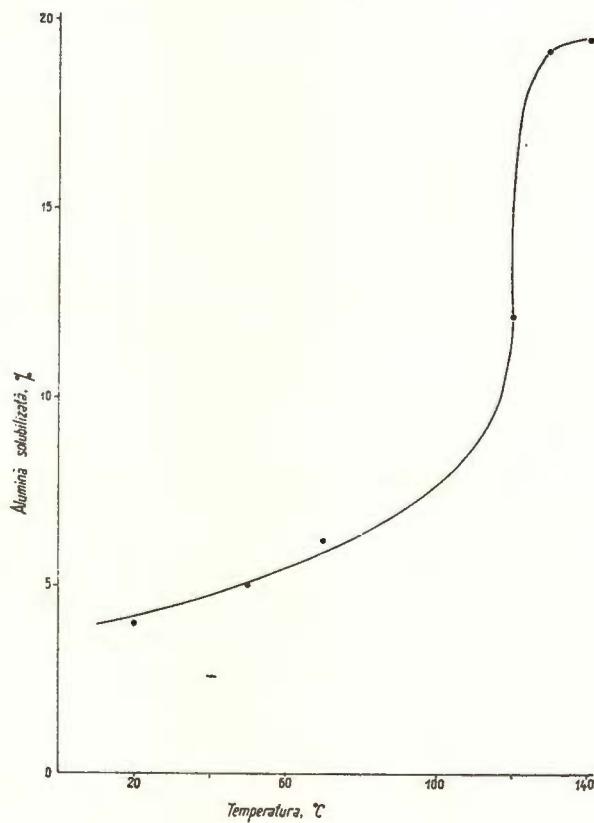
Din cele de mai sus rezultă că prin dizolvarea materialului brut într-o soluție de acid sulfuric de concentrație 50%, la temperatura de 130°C diluția 6/1, timp de 1 oră, s-a solubilizat sub 20% din alumina conținută în materialul respectiv. Dacă însă materialul supus dizolvării este în prealabil calcinat la 800°C, timp de 2 ore, prin dizolvare în aceleși condiții de lucru, timp de 3 ore, se solubilizează circa 45% din alumina totală.

Explicația proporției relativ scăzute de aluminiu solubilizată poate fi dată, pe baza difractogramelor în raze X ale materialului brut, materialului calcinat și respectiv reziduului rezultat la dizolvarea materialului calcinat în condițiile optime de solubilizare; acestea arată că prin calcinare se distrug rețeaua cristalină a caolinitului, iar prin dizolvare se distrug și rețelele cristaline ale celorlalte minerale argiloase (în deosebi illitul). În ceea ce privește pirofilitul, mineralul predominant în proba studiată, se constată că rețeaua cristalină a acestuia nu a fost afectată nici de calcinare, nici de dizolvare; în urma procesului de dizolvare s-a produs numai o ușoară modificare a distanțelor interatomice din rețeaua cristalină a pirofilitului, fără a se produce însă ruperea legăturilor dintre atomii sau grupările de atomi care intră în rețeaua sa cristalină. Solubilitatea foarte redusă a pirofilitului în soluții acide se datorează structurii sale cristaline, diferită de cea a celorlalte minerale argiloase din aceeași serie (Dinescu, 1966); pirofilitul are structura cristalină similară cu a montmorillonitului, însă prezintă o textură compactă, deosebită de a tuturor mineralelor argiloase.

Insolubilitatea pirofilitului în soluții acide poate fi explicată și prin geneza sa. Pirofilitul se formează prin descompunerea feldspațiilor în prezența soluțiilor acide, cu conținut de Al_2O_3 , SiO_2 , K_2O (Nicolae, 1957). Formarea pirofilitului în mediu acid permite să se explice refractaritatea sa la dizolvare în soluții acide și relativa ușurință cu care se descompune în mediu alcalin (Altahus, 1966).

Fig. 9. — Influența temperaturii asupra solubilității aluminei.

L'influence de la température sur la solubilisation de l'alumine.



Procedee alcaline

Dintre procedeele de extracție alcalină a fost abordat procedeul de sinterizare cu calcar și extracție cu soluție alcalină (carbonat de sodiu-hidroxid de sodiu).

S-a cercetat comportarea șistului pirofilitic de Viezuroiu în condițiile sinterizării cu calcar, urmărindu-se stabilirea parametrilor optimi de trecere a Al_2O_3 în soluția alcalină.

Întrucît celelalte operații care intervin în cadrul acestui procedeu (desilicierea, precipitarea aluminei, calcinarea) se desfășoară similar cu cele din cadrul procedeului Bayer, ele nu au mai fost studiate.

Sinterizarea. Fenomenul de sinterizare cuprinde o gamă de reacții chimice care au loc la temperatura de început a topirii, între compoziții amestecului ce se calcinează și cei ai noilor combinații ce iau naștere. Reacțiile chimice se produc la suprafața cristalelor sau a particulelor solide.

Principalii parametri care determină compozitia finală a produsului sinterizat sunt: granulația și omogenitatea amestecului; raporturile molare ale compoziției în amestec ($\text{CaO}/\text{R}_2\text{O}_3$; CaO/SiO_2); viteza de creștere a temperaturii; temperatura de sinterizare și durata de menținere la această temperatură; viteza de scădere a temperaturii la răcirea sinterului format.

În cadrul experimentărilor efectuate au fost variați următorii parametri:

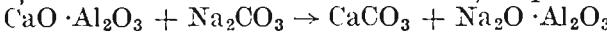
- raportul molar $\text{CaO}/\text{R}_2\text{O}_3$, între 0,9–2;
- temperatura de sinterizare, între 1200–1300°C;
- durata de menținere la temperatura de sinterizare, între 5–120 minute.

Au fost menținuți constanți – în limitele obișnuite – următorii parametri:

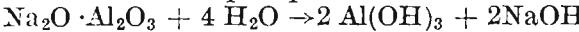
- granulația materialului: < 0,06 mm;
- raportul molar: $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2$;
- viteza de creștere a temperaturii: 3–3,5°C/min;
- viteza de scădere a temperaturii la răcire: 4–5°C/min;
- omogenitatea amestecului s-a realizat prin amestecarea compoziților într-o moară cu bile de portelan, timp de 1 oră.

Influența variației parametrilor menționati ai sinterizării asupra formării aluminațiilor solubili de calciu a fost apreciată prin determinarea cantității de aluminate de sodiu obținută prin tratare cu soluție alcalină respectiv prin determinarea extracției de Al_2O_3 în soluție.

Extracția. Extracția sinterului obținut (aluminați de calciu) constă în precipitarea calcufului din aluminați, prin intermediul carbonatului de sodiu și formarea aluminatei de sodiu, după reacția:



Pentru evitarea precipitării aluminei din aluminate, după reacția:



se utilizează o cantitate de NaOH , corespunzătoare raportului $\text{Na}_2\text{CO}_3/\text{NaOH} = 4–5$, destinată să asigure stabilitatea soluției de aluminate (se urmărește obținerea unei soluții care să aibă după extracție un raport caustic, $\alpha_k = \text{Na}_2\text{O}_k/\text{Al}_2\text{O}_3 = 1,6$ care asigură stabilitatea aluminatei de sodiu).

Principalii parametri care caracterizează faza de extracție, influențând cantitatele de Al_2O_3 și SiO_2 trecute în soluție sunt: granulația materialului supus extracției; raportul molar dintre cantitatea de Na_2CO_3 și



NaOH din soluție, exprimată în Na_2O , și cantitatea de Al_2O_3 din sinter; raportul solid/lichid; temperatura și durata extracției; intensitatea agitării.

La experimentările executate granulația materialului supus extracției a fost, constant, $< 0,06$ mm; de asemenea, intensitatea agitării (realizată cu agitator magnetic) s-a menținut constantă la toate experimentările. Ceilalți parametri au fost variați după cum urmărează :

- raportul molar $\text{Na}_2\text{O}/\text{Al}_2\text{O}_3$, între 1,2–5,2;
- temperatura de extracție, între 60–100°C;
- durata extracției, între 5–240 min;

Experimentările efectuate au indicat în final posibilitatea obținerii unei extracții de aluminiu de 88–90%, în următoarele condiții :

Sinterizarea cu calcar

- amestecul șist pirofilitic-calcar (de granulație $< 0,06$ mm) cu raporturile molare $\text{CaO}/\text{R}_2\text{O}_3 = 1,25–1,75$ și $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2$;
- temperatura de sinterizare : 1300°C;
- durata de menținere a amestecului la temperatura de sinterizare : 15–30 min ;

Extracția cu soluție alcalină ($\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{NaOH}$)

- raportul molar $\text{Na}_2\text{O}/\text{Al}_2\text{O}_3 = 1,8–2,0$;
- raport solid/lichid : 1/4–1/5;
- temperatură de extracție : 60–70°C;
- durata extracției : 30 min.

CONCLUZII

Cercetările cu caracter preliminar efectuate cu privire la posibilitățile de obținere a aluminei din șisturile pirofilitice de la Viezuroiu-Gorj au arătat că metodele având la bază extracția cu acid sulfuric nu pot fi avute în vedere datorită solubilității foarte reduse a pirofilitului (atât în stare brută cît și după calcinare), în soluții acide.

Privitor la metodelor alcaline de extracție, experimentările în cadrul cărora a fost abordată metoda sinterizării cu calcar și extracției cu soluție alcalină (carbonat de sodiu-hidroxid de sodiu) au indicat posibilitatea obținerii de rezultate favorabile, prin această metodă, respectiv extracții de aluminiu de 88–90%.

Desigur că oportunitatea aplicării acestei metode nu va putea fi apreciată decât pe baza unui studiu tehnico-economic, care, pe lîngă principali parametri ai metodei, determinați prin experimentări la scară pilot, are în vedere și factorii economici de conjunctură.

BIBLIOGRAFIE

- Althaus E. (1966) Der Stabilitätsbereich des Pyrophyllits unter dem Einfluss von Säuren, *Beiträge zur Mineralogie und Petrologie*, Vol. 13, Nr. 1.
Dinescu R. (1966) Bazele tehnologiei ceramicii și refractarelor, Ed. tehnică, București.



- Fili p I. et al. (1964) Tehnologia fabricării aluminei și aluminiului, *Ed. didactică și pedagogică*, București.
- Nicolas, J. (1957) Contribution à l'étude géologique et minéralogique de quelques gisements de kaolin bretons, *Publications de la Société française de céramique*, Paris.
- Peters, F. A., Kirby R. C. Highe K. B. (1967) Methods for production alumina from clay, *J. of Metals*, 10.

QUELQUES ASPECTS CONCERNANT LES POSSIBILITÉS D'OBTENIR L'ALUMINE DES SCHISTES PYROPHYLITIQUES DE VIEZUROIU-GORJ

(Résumé)

Dans le cadre des études effectuées dans notre pays concernant la possibilité de l'utilisation des autres matières premières que les bauxites pour obtenir l'alumine, dans l'Institut de Géologie et Géophysique ont été exécutées des recherches préliminaires concernant la possibilité de l'extraction de l'alumine des schistes pyrophylitiques de Vlezuroiu-Gorj.

La zone de Vlezuroiu appartient à l'horizon graphiteux-argileux compris dans la formation de Schela, qui se trouve entre deux grandes unités tectoniques, respectivement le cristallin autochtone et la nappe gétique, et à cause de cela elle a souffert d'importantes transformations reflétées dans la structure, la texture et la composition minéralogique de ces schistes.

Les recherches technologiques ont été effectuées sur deux échantillons collectés des travaux de recherche géologiques exécutés dans cette zone ; le premier échantillon a été collecté en 1968 de quelques latérales d'une galerie transversale, le deuxième en 1978, d'un nombre de huit forages géologiques exécutés dans le périmètre de Vlezuroiu-sud.

Les deux échantillons étudiés se ressemblent du point de vue pétrographique, structural et minéralogique.

La composition chimique et celle minéralogique des échantillons sont présentées dans les tableaux 1 et 2. Les deux échantillons présentent les mêmes éléments constitutifs, leurs proportions étant partiellement différentes, surtout en ce qui concerne le pyrophylite et le quartz et donc aussi le contenu de Al_2O_3 et SiO_2 respectivement.

L'élément constitutif principal des échantillons étudiés est le pyrophylite, qui est présent en proportion de 50-65 % ; les minéraux argileux et micacés participent avec 20-30 %, et les autres minéraux (graphite, quartz, chloritoïde) apparaissent en quantités réduites.

Le contenu de Al_2O_3 est lié dans l'échantillon I en proportions approximativement égales, du pyrophylite et les minéraux argileux-micacés, et dans l'échantillon II, 2/3 du pyrophylite et 1/3 des minéraux argileux et micacés environ.

Les expérimentations technologiques effectuées ont tenu compte, pour l'extraction de l'alumine, tant des procédés acides (le passage en solution de l'aluminium avec l'acide sulphurique), que des procédés alcalins (la syntérisation au calcaire et l'extraction à solution alcaline).

Les premières recherches, effectuées avec l'échantillon I, ont eu comme but surtout l'établissement des possibilités de solubilisation de l'aluminium du matériel brut, avec l'acide sulphurique, après une calcination préalable.



Ces premières recherches ont démontré que des schistes à pyrophyllite de Viezuroiu (avec 50% pyrophyllite environ) on peut solubiliser, avec d'acide sulphurique, seulement 55 % environ de l'alumine contenue dans le matériel. La solubilisation est réalisée avec une solution d'acide sulphurique de concentration 50%, à la température de bouillonnement, pendant 3 heures, la dilution (S/L) étant de 10/1 ; préalablement le matériel est broyé sous 0,06 mm et calciné à 725 C, pendant 2 heures.

La conclusion de ces premières recherches a été que la proportion réduite d'alumine solubilisée est déterminée par l'insolubilité du pyrophyllite en acide sulphurique.

Les recherches ont été continuées de la même manière sur un nouvel échantillon, l'échantillon II, collecté du périmètre Viezuroiu-sud. Les expérimentations effectuées ont démontré de nouveau que par la dissolution du matériel brut dans une solution d'acide sulphurique de concentration 50%, à la température de 130°C, la dilution 6/1, pendant 1 heure, on a solubilisé sous 20% de l'alumine contenue dans ce matériel ; si le matériel soumis à la dissolution est préalablement calciné à 800°C, pendant 2 heures, par la dissolution dans les mêmes conditions de travail, pendant 3 heures, on solubilise 45% environ de l'alumine totale.

Les diffractogrammes en rayons X du matériel brut, du matériel calciné et respectivement du résidu résulté à la dissolution du matériel calciné en conditions optimales de solubilisation, démontrent que par la calcination on détruit le réseau cristallin du caolinite, et par la dissolution on détruit aussi les réseaux cristallins des autres minéraux argileux. En ce qui concerne le pyrophyllite, le minéral prédominant de l'échantillon étudié, on constate que le réseau cristallin de celui-ci n'a été affecté ni par la calcination, ni par la dissolution ; à la suite du processus de dissolution il y a eu seulement une légère modification des distances inter-atomiques du réseau cristallin du pyrophyllite, sans produire la rupture des liaisons entre les atomes ou les groupes d'atomes qui entrent dans son réseau cristallin.

En conclusion, les expérimentations effectuées ont montré que les méthodes ayant à leur base l'extraction avec acide sulphurique ne peuvent pas être prises en considération à cause de la solubilité très réduite du pyrophyllite (tant en état brut, qu'après la calcination) en solutions acides.

En ce qui concerne les méthodes alcalines d'extraction, les expérimentations qui comportent la méthode de synthérisation au calcaire et l'extraction avec une solution alcaline (carbonate de sodium-hydroxyde de sodium) on a indiqué la possibilité d'obtenir une extraction d'alumine de 88-90%, dans les conditions suivantes :

La synthérisation au calcaire :

— le mélange schiste-pyrophyllite-calcaire (de granulation < 0,06 mm) avec les rapports molaires $\text{CaO}/\text{R}_2\text{O}_3 = 1,25-1,75$ et $\text{CaO}/\text{SiO}_2 = 2$;

— la température de synthérisation : 1300°C ;

— la durée de maintien du mélange à la température de synthérisation : 15-30 min ;

L'extraction avec une solution alcaline ($\text{Na}_2\text{CO}_3 + \text{NaOH}$) :

— le rapport molaire $\text{Na}_2\text{O}/\text{Al}_2\text{O}_3 = 1,8-2,0$;

— le rapport solide/liquide : 1/4-1/5 ;

— la température d'extraction : 60-70°C ;

— la durée de l'extraction : 30 min.

Certainement, l'oportunité de l'application de cette méthode ne peut pas être appréciée que seulement à base d'une étude technique-économique, qui, outre les principaux paramètres de la méthode, déterminés à l'aide des expérimentations à l'échelon pilote, tient compte aussi des facteurs économiques de conjoncture.



EXPLICATIЯ PLANSEelor

PLANSA I

Fig. 1. — Pirofilit (alb-ușor cenușiu) în solzi fini, suvițe și mici culburi dispuse paralel și separate prin șiruri fine de grafit (negru). N + ; × 70. Secțiune subțire.

Pyrophyllite (blanc-légèrement gris) en écailles fines, en filets et petits nids disposés parallèlement et séparés par des séries fines de graphite (noir). N + ; × 70. Section mince.

Fig. 2. — Cuiburi de pirofilit (alb) mal dezvoltate, separate din aglomerări compacte grafitoase (negru). N // ; × 70. Secțiune subțire.

Nids de pyrophyllite (blanc) plus développés, séparés des agglomérations compactes graphiteuses (noir). N // ; × 70. Section mince.

PLANSA II

Fig. 1. — Masa pirofilitică (alb-cenușiu) tectonizată-contorsionată cu impregnație fină grafitoasă (negru). N // ; × 70. Secțiune subțire.

La masse pyrophylitique (blanc-gris) tectonisée-contorsionnée à imprégnation fine-graphiteuse (noir). N // ; × 70. Section mince.

Fig. 2. — Asociație avansată între pirofilit (lamele, snopi, flșii) și cuarț (granule mărunte rotunjite sau mai dezvoltate, neregulate). N + ; × 70. Secțiune subțire.

Association avancée entre le pyrophyllite (lamelles, gerbes, filets) et le quartz (granules petites arrondies ou développées, irrégulières). N + ; × 70. Section mince.

PLANSA III

Fig. 1. — Cristale mari de cuarț (albe sau cenușii) legate prin cuiburi și flșii de pirofilit în solzi și lamale dispuse perpendicular pe conturul granulelor de cuarț. N + ; × 60. Secțiune subțire.

Cristaux grands de quartz (blancs ou gris) liés par des nids et filets de pyrophyllite en écailles et lamelles orientées perpendiculairement sur le contour des granules de quartz. N + ; × 60. Section mince.

Fig. 2. — Cuiburi micacee (lamalele mai dezvoltate de muscovit și solzi fini de sericit) asociate cu pirofilit dispers și în cuiburi mici, într-o zonă cuarțitică. N + ; × 70. Secțiune subțire.

Nids micacés (lamelles plus développées de muscovite et des écailles fines de séricite) associés avec du pyrophyllite dispersé et en petits nids, dans une zone quartzlique. N + ; × 70. Section mince.

PLANSA IV

Fig. 1. — Pulbere de grafit ca fire, puncte, filamente (albe) disperse în masa de pirofilit cenușiu. N // ; × 70. Secțiune lustruită.

Poussière de graphite comme fils, points, filaments (blancs) dispersés dans la masse de pyrophyllite (gris). N // ; × 70. Section polie.

Fig. 2. — Cristale mari, poligonale, de grafit (negru) disperse într-o masă fin lamelară de pirofilit (alb-cenușiu) N + ; × 70. Secțiune subțire.

Cristaux grands, polygonaux, de graphite (noir) dispersés dans une masse finement lamellaire de pyrophyllite (blanc-gris). N + ; × 70. Section mince.



DETERMINAREA VARIATIEI EXTRACTIEI DE METAL LA
PREPARAREA MINEREURILOR, CORELATĂ CU INDICATORII
TEHNICO-ECONOMICI, FOLOSIND METODELE STATISTICII
MATEMATICE¹

DE

PETRU VLAD, ION RADU PASCAL, MARIA-LUCIA ILIE²

Copper ores beneficiation. Processing-calculator. Technical-economical indicators. Extraction of metal. Statistical-mathematical methods.

Abstract

Determination of Variation of Metal Recovery in Ore Dressing in Relation with the Technical-Economical Parameters, by Using Mathematical Statistics Methods. By means of the mathematical statistics methods, this paper tries to determine the variation domain of metal recovery in processing of cupriferous ores, in relation with technical, technological and economical parameters in the mining and metallurgical fields, in order to obtain a maximum final recovery. This paper gives the premisses for the automatic control of the technological process of ore dressing and for the introduction of the processing computers.

1. Uzinele de preparare sunt sisteme de producție având o structură de sistem tehnic (utilaje, flux tehnologic) și o structură de sistem economic. O funcționare optimă presupune realizarea unor indicatori superiori ai sistemului tehnic în condițiile impuse de realizarea obiectivelor economice, eficiența tehnică-funcțională fiind condiționată și condiționind implicit realizarea eficienței economice.

Criteriile economice sunt prioritare și determinante, ele realizându-se prin eficiența tehnică funcțională a sistemului de producție — uzina de preparare — și, într-o viziune mai largă, a sistemului integrat preparare-metallurgie.

¹ Predată la 26.II.1977, acceptată pentru publicare la 18.X.1978, comunicată în ședința din 8.VI.1977.

² Institutul de geologie și geofizică, str. Caransebeș nr. 1, București.



Plecind de la acest principiu, cercetarea se situează pe planul preocupărilor privind perfecționarea conducerii proceselor de preparare a minereurilor, cu aplicarea tehnicii analizei de sistem și a modelării matematice, ca bază pentru dezvoltarea unor metode de conducere modernă folosind posibilitățile tehniciilor de control și reglare cu utilizarea calculatoarelor electronice (acolo unde aceasta este justificată).

Preocupările în această direcție nu pot fi desprinse de acelea privind adaptarea conceptelor din teoria conducerii automate la structura uzinelor de preparare, în funcție de specificul fiecărui minereu și uzină în parte.

O condiție importantă pentru realizarea unui asemenea sistem de conducedre modernă o constituie cunoașterea conexiunilor și relațiilor funcționale care comandă desfășurarea proceselor tehnologice, prin analiza proceselor, cu formularea explicită a relațiilor dintre parametrii de intrare, de control și de ieșire, pe faze tehnologice, ținând seama de efectul economic al variațiilor.

Controlul unor asemenea sisteme supuse acțiunii aleatoare a unor elemente de intrare variabile (conținut, mineralizare etc.) constituie un domeniu specific de aplicare a metodelor statistice-matematice prin care se pot determina pe faze și procese parțiale, relații specifice, de tendință, în expresie matematică, între parametrii urmăriți prin determinări (ca mărimi de intrare, de reglare și de ieșire) deși aceste relații nu au forma explicită a unor funcții tehnologice.

Prin metodele statistice matematice se pot stabili următoarele :

a) Formularea concretă a relațiilor cauză-efect prin funcții de corelare a parametrilor caracteristici ai procesului ;

b) Determinarea intensității relative a influențelor, atunci cînd variația unui parametru sau indicator este condiționată de variația mai multor factori ;

c) Identificarea unor relații sau interacțiuni necunoscute sau neurmărite în controlul proceselor ;

d) Urmărirea variației parametrilor și a împrăștierii lor sub influența unor factori aleatori, dind posibilitatea unui control statistic al desfășurării procesului ;

e) Stabilirea modificărilor de structură ale sistemului (procesului) ca urmare a schimbărilor intervenite în relațiile funcționale.

Dacă asupra unei caracteristici (y) acționează mai mulți factori de influență (x_1, x_2, \dots, x_n) relația se poate exprima schematic, după cum urmează :

$$y \leftarrow (x_1, x_2 \dots x_n) \quad [1]$$

Tinind seama de acțiunea completă a tuturor factorilor de influență relația funcțională va fi de forma :

$$J = f(x_1, x_2 \dots x_k) + \lambda \quad [2]$$

în care numărul „ k ” al factorilor este mai mic decît „ n ” din relația precedentă.

Expresia $f(x_1, x_2 \dots x_k)$ reprezintă componenta cunoscută, esențială, care poate fi exprimată numeric în raport de parametrii urmăriți în mod curent în desfășurarea procesului. Ea reprezintă componenta sistematică a relației funcționale. Componenta λ exprimă acțiunea complexă a tuturor celorlalți factori necontrolabili, acționând ca o componentă aleatoare. Tot în această componentă intră și efectul erorilor de determinare și măsurare a parametrilor din componenta sistematică. Relațiile în care intervine acțiunea unei componente λ sunt relații stocastice (aleatoare).

Determinarea statistică-matematică a relațiilor funcționale caracteristice pentru un proces industrial implică deci :

1. Exprimarea cantitativă a componentei sistematice printr-o funcție matematică făcind obiectul analizei de regresie ;
2. Estimarea cantitativă a componentei aleatoare făcind obiectul analizei de corelație ;
3. Studiul impreăstierii valorilor obținute din determinări, care face obiectul analizei de dispersie.

Prepararea minereurilor constituie un proces complex în care intervine un număr mare de parametri interconectați. Încercările făcute în cadrul cercetării, de a corela parametrii **două** cite doi (regresie simplă cu două variabile) nu au condus întotdeauna la ecuații reprezentative. De aceea s-a urmărit în general, obținerea unor ecuații de regresie multiplă, prin corelarea mai multor variabile (cel puțin trei).

Având în vedere caracterul direct aplicativ al cercetării, a fost adoptată o metodă de lucru accesibilă care să poată fi preluată în practica utinelor de preparare (putând fi ușor programată pentru calculator).

Metoda permite calculul în succesiune a următoarelor valori caracteristice principale :

- indicatorii variației (media și dispersia) ;
- coeficienții ecuațiilor de regresie ;
- coeficienții de corelație simplă între variabile, două cite două ;
- coeficienții de corelație parțială pentru fiecare variabilă independentă a ecuației de regresie, cu excluderea influenței celorlalte ;

precum și un număr de alți coeficienți exprimând intensitatea corelației dintre parametrii tehnologici și cei tehnici economici urmăriți.

Verificarea semnificației coeficienților de corelație s-a făcut după două metode, folosind testul „Fisher” și „Criteriul t”.

Aplicarea metodelor menționate nu se justifică decât dacă există certitudinea că datele de bază sunt reprezentative, în limitele de toleranță admisibile pentru erorile de determinare.

2. În lucrarea de față este prezentat un domeniu mai restrâns, din cel general al preparării minereurilor și anume : variația extractiei de cupru la prepararea minereurilor cuprifere, în funcție de variația parametrilor de calitate ai minereului și concentratului (intrarea și ieșirea procesului de preparare).

Se știe că, în practica uzinelor de preparare, indicatorii de extracție sunt de două feluri : economici (marfă) și tehnologici.

Extracția economică (marfă) de metal este raportul exprimat în procente, dintre cantitatea de metal (cupru) extrasă în concentratul marfă, într-o anumită perioadă de timp și cantitatea de metal conținută în minereul prelucrat, în aceeași perioadă, adică :

$$m = \frac{Cc}{Aa} \cdot 100\% \quad [3]$$

Extracția tehnologică are aceeași semnificație, dar determinarea ei se face pe baza conținuturilor de metal (cupru) din minereu, concentrat și steril, fără ca să intre în calcul și cantitățile respective, astfel :

$$m = \frac{c(a - b)}{a(c - b)} \cdot 100\% \quad [4]$$

Rezultatele obținute prin cele două formule sunt apropiate dar nu coincid, extracția tehnologică fiind condiționată numai de pierderile de metal din însuși procesul tehnologic, pe cind cea economică (marfa) este influențată și de alte cauze dintre care, ca foarte importantă, menționăm pierderile mecanice.

2.1. Pentru rezultatele economice ale unei uzine de preparare, determinantă este extracția economică (marfă) prin urmare scopul analizei este de a stabili în ce măsură variația parametrilor a și c (conținutul de cupru din minereul de alimentare și acela din concentratul de cupru) acționează asupra acestui indicator, determinându-se o ecuație de tipul

$$m = m(a, c), \quad [5]$$

reprezentativă pentru intervalele de variație realizate în practică.

2.2. Avind în vedere că în desfășurare procesului de preparare calitatea concentratului (ca valoare medie) este determinată — pentru condiții de funcționare date — de calitatea minereului prelucrat s-au obținut ecuații :

$$c = c(a) \quad [6]$$

care exprimă conținutul mediu probabil al concentratului în funcție de cel al minereului prelucrat.

2.3. Cunoscând ecuațiile $m(a, c)$ și $c(a)$, se obțin ecuații de tipul $m = m(a)$, care exprimă variația probabilă a extracției de cupru în funcție de conținutul „ a ” al minereului, putându-se determina totodată și conținutul probabil al concentratului corespunzător, funcție de a .

Toate aceste ecuații sunt *funcții statistice*, obținute prin prelucrarea matematică, la calculator, a unui mare număr de date tehnologice elemen-



tare realizate în practica uzinelor. Ele dău *valori medii probabile*, corespunzătoare compoziției sistematice din relația de principiu (2), în jurul cărora se situează valorile elementare (zilnice) formând un cîmp de imprecisie (prin efectul compoziției aleatoare), ale cărui limite au fost, de asemenea, determinate.

2.4. Cu ajutorul acestor ecuații au fost cercetate două situații :

— Determinarea efectului variației calității concentratului de cupru, pentru un conținut dat al minereului (efectul gradului de îmbogățire

$$i = \frac{c}{a} \quad [7]$$

— Determinarea efectului variației conținutului minereului, corelat cu acela al concentratului.

3. Prelucrarea datelor pentru stabilirea corelațiilor tehnico-tehnologice ale parametrilor care condiționează extractia de metal.

3.1 Problema este aceea a stabilirii în ce măsură variația parametrilor calitativi ai minereului (a) și ai concentratului (c) influențează extractia de cupru (m), deci a determinării ecuației (5) : $m = m(a, c)$ specifică unei uzine de preparare pe un flux tehnologic dat. Metoda cea mai simplă, care poate fi programată și pentru calculatoare de capacitate medie este aceea a regresiei liniare-regresie multiplă (în acest caz) cu două variabile independente : a și c .

Aplicarea directă a metodei ar presupune o variație liniară a variabilei dependente m în funcție de cele două independente, ceea ce ar implica totuși o prea mare aproximare, deoarece se știe că extractia în metal nu este o funcție liniară (eea ce rezultă chiar din expresia teoretică a indicatorului) :

$$m = \frac{c}{a} \cdot \frac{a - b}{c - b} \cdot 100; \text{ de aceea corelația nu s-a stabilit direct între}$$

m și variabilele a și c , ci indirect prin pierderile cantitative de cupru (p) rezultate în urma procesului de preparare, care are o variație mai apropiată de liniaritate în raport cu cele două variabile (și se obțin prin ecuații liniare, direct, la calculator).

Pierderea de metal poate fi exprimată în grame de metal la o tonă de minereu după următorul raționament :

— relația de calcul a extractiei de metal în cazul unui singur concentrat este :

$$m = \frac{Cc}{Aa} \cdot 100 \text{ sau : } \frac{Aa - Bb}{Aa} \cdot 100 \% \quad [8]$$

sau

$$m = \left[1 - \frac{Bb}{Aa} \right] 100 \% ; \quad [9]$$

dacă notăm

$$\frac{Bb}{A} = p, \quad [10]$$

$$m = \left[1 - \frac{1}{a} \right] \cdot 100 \text{ (\%)} \quad [11]$$

p exprimând în notația de mai sus, diferența dintre conținutul minereului de alimentare și conținutul extractibil, ambele exprimate în grame de metal la o tonă de minereu.

Deoarece, în practica preparării, valoarea lui a se exprimă procentual, transformarea lui în grame pe tonă de minereu se face prin aplicarea coeficientului 10^4 .

Deci relația (11) devine :

$$m = \left[1 - \frac{p}{10^4 a} \right] \cdot 100 \text{ (\%)} \quad [12]$$

sau

$$m = \frac{10^4 a - p}{100 a} \text{ (\%)} \quad [13]$$

3.2. Pierderea cantitativă de metal p este și ea o variabilă dependentă de a și de c .

Functii $p(a, c)$ se pot obține prin metoda regresiei liniare, cu coeficienți de corelație semnificativi pe baza unui număr mare de date reprezentative ale uzinelor de preparare. Forma lor generală este :

$$p = Z + Va + Uc \quad [14]$$

în care :

p = pierderea medie de cupru dintr-o tonă de minereu exprimată în g/t.

V și U = coeficienți de regresie ai variabilelor a și c cu următoarele semnificații :

V – exprimă cantitatea, în grame, cu care crește sau descrește p la variația procentuală a lui a , dacă se menține c constant;

U – exprimă cantitatea în grame cu care variază p la variația procentuală a lui c – menținind pe a constant;

Z – este o constantă care exprimă efectul mediu asupra lui p al celorlalți factori de influență ai procesului, neindividualizați (compoziție mineralologică, decizie de conducere și control etc.) în afară de a și c . Ea este specifică fiecărei uzine, tip de minereu și perioade luate în considerare.



Introducind expresia (14) a lui p în relația (13) se obține :

$$m(a, c) = \frac{10^4 a - (Z + Va + Uc)}{100 a} (100 \%) \quad [15]$$

sau

$$m(a, c) = \left[100 - \frac{V}{100} \right] - \frac{Z + Uc}{100 a} \quad [16]$$

Notind

$$W = \left[100 - \frac{V}{100} \right] \quad [17]$$

rezultă o relație de tipul :

$$m(a, c) = W - \frac{Z + Uc}{100 a} (100 \%) \quad [18]$$

3.3. Folosind metoda regresiei simple cu o singură variabilă independentă, pe baza acelorași date prelucrate la calculator, s-a obținut și ecuația conținutului mediu probabil al concentratului în funcție de acela al minereului, reprezentată printr-o dreaptă în jurul căreia se aşază valorile concrete ale lui c , de forma :

$$c(a) = G + Ha \quad [19]$$

unde

G și H sint coeficienți specifici

Înlocuind pe c în funcția extractiei de metal, se obține o ecuație a extractiei, dependentă numai de conținutul minereului, astfel :

$$m(a) = W - \frac{Z + U(G + Ha)}{100 a}$$

sau

$$m(a) = \left[W - \frac{UH}{100} \right] - \frac{Z + UG}{100 a} \quad [20]$$

Notind expresiile independente de a :

$$S = Z + UG \quad [21]$$

$$T = W - \frac{UG}{100} \quad [22]$$



se obține o ecuație simplă de forma :

$$m(a) = T - \frac{S}{100 a} \quad [23]$$

3.4. Într-un caz concret de prelucrare a unui minereu cuprifer, cu obținerea unui singur concentrat, pentru ecuația generală a pierderii de cupru :

$$p(a, c) = Z + Va + Uc$$

coeficienții Z , V și U se obțin direct la calculator și rezultă :

$$p(a, c) = 448 + 656 a + 5,88 c \text{ (g/t)} \quad [24]$$

Înlocuind pe p în relația [13] și simplificind, se obține ecuația lui m în funcție de a și c .

$$m(a, c) = 93,44 - \frac{4,48 + 0,0588 c}{a} \% \quad [25]$$

Pentru a se poate scrie :

$$m(a, c) = 93,44 - \frac{4,48}{a} - 0,0588 \frac{a}{c}$$

sau

$$m(a, c) = 93,44 - \frac{4,48}{a} - 0,0588 i \% \quad [26]$$

Folosind metoda regresiei simple, prin prelucrarea la calculator a acelorași date, s-a obținut ecuația conținutului mediu probabil al concentratului în funcție de acela al minereului, astfel :

$$c(a) = 24,80 + 13,58 a \% \quad [27]$$

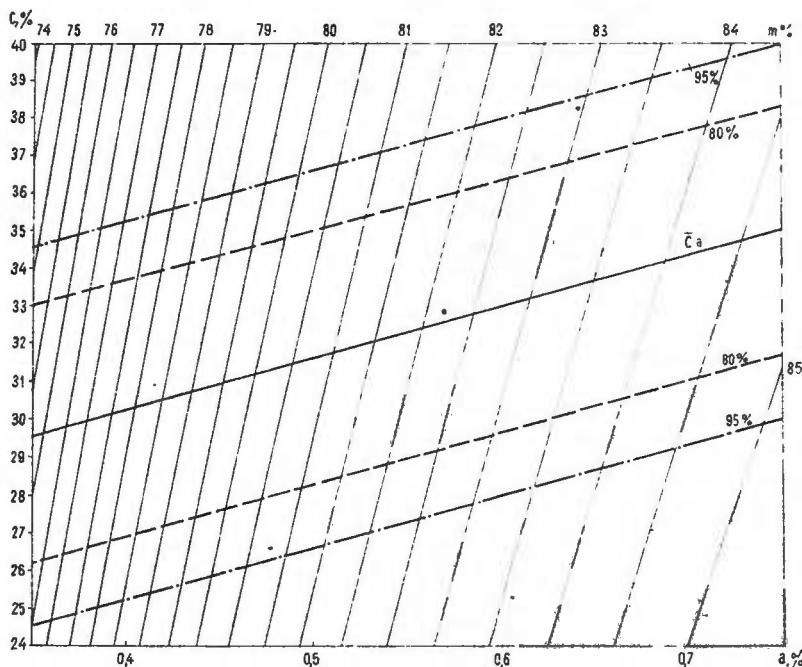
Prin înlocuirea lui c în relația [25] se obține ecuația extracției în funcție numai de conținutul minereului, astfel :

$$m(a) = 92,64 - \frac{5,94}{a} \% \quad [28]$$

4. Reprezentarea grafică a variației extracției de metal în funcție de conținutul minereului și al concentratului.



4.1. Ecuatia $m(a, c)$ reprezinta de fapt o suprafață într-un spațiu cu trei dimensiuni. Reprezentarea în plan s-a făcut în figura 1 în care :



- pe abscisă au fost reprezentate diferitele conținuturi ale minereului, în limitele realizărilor zilnice ale perioadei cercetate (a);
- pe ordonată s-au reprezentat conținuturile concentratului de cupru între aceleași limite (c);
- extractiile de metal (m) sunt reprezentate printr-un sistem de drepte cu inclinații diferite, calculate pe baza ecuației [25] inclinarea variabilă reflectând curbura suprafeței respective.

Extractiile de cupru corespunzătoare diferitelor valori ale lui a și c se pot citi direct pe această rețea de drepte (la intersecția valorilor alese).

Astfel, pentru un conținut mediu al minereului de 0,566% Cu (media realizată în perioada studiată), la un conținut al concentratului de 32,5% Cu corespunzător realizărilor medii ale acelorași perioade, rezultă o extracție de cupru de 82,2% — de asemenea realizată în uzină, în perioada respectivă.

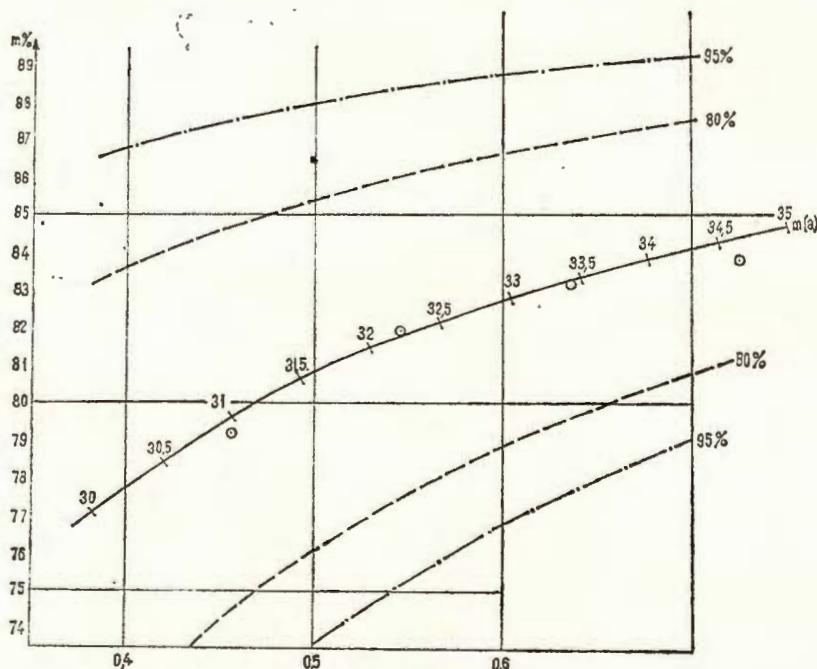
Se observă că punctul de intersecție cade pe dreapta plină $c(a)$, care reprezintă variația conținutului mediu probabil al concentratului pentru diferite conținuturi ale minereului.

Dreptele intrerupte, paralele dreptei $c(a)$ delimităază cimpul de imprimărire probabilă a valorilor elementare ale concentratului la diferite

conținuturi ale minereului (calculate matematic pe baza impreăștierii datelor reale în jurul mediei). Pentru o mulțime de valori elementare este calculat cimpul de impreăștere pentru o probabilitate de 80 și de 95% a încadrării valorilor.

Caracterul de nomogramă al acestei reprezentări îi oferă largi aplicații în practica uzinelor de preparare, precum și pentru calcule orientative de prognoză.

4.2. În figura 2 este reprezentată ecuația variației extracției de cupru în funcție de variația conținutului minereului pentru conținuturile medii ale concentratului realizate în perioada cercetată. (Curba $m(a)$, pe care sunt notate și conținuturile medii corespunzătoare ale concentratului de cupru, după ecuația $c(a)$ [27]).



Astfel, la conținutul mediu al minereului, de 0,566% Cu, îi corespunde o extracție de cupru de 82,2% și un conținut mediu al concentratului (citit pe curbă) de 32,5% Cu.

Se face mențiunea că toate ecuațiile calculate corespund unor valori medii în jurul cărora se situează valorile elementare (zișnice în cazul pe față) formind un cimp de impreăștere mai mult sau mai puțin larg, calculat pentru probabilități de 80 și 95%.

Pentru interpretarea corectă a graficelor se precizează următoarele :

— curbele pline $m(a)$ și $o(a)$ reprezintă valori medii probabile care se pot obține pentru diferite conținuturi ale minereului, în condițiile de lucru ale uzinei studiate, realizate în semestrul I/1976 :

— curbele trasate cu linii intrerupte delimităază cimpul de impreștiere al valorilor elementare zilnice, realizate, în aceeași perioadă pentru cele două probabilități considerate ;

— punctele balustrate de pe figura 2 corespund valorilor medii pe clase de conținut al minereului din 0,1 în 0,1% Cu, calculate pentru verificarea reprezentativității curbei, pe baza acelorași date concrete ale uzinei.

5. Datele concrete din activitatea zilnică a uzinelor de preparare sunt influențate de acțiunea combinată a celor două componente : cea sistematică, ce poate fi determinată și exprimată matematic și componenta aleatoare care cuprinde acțiunea factorilor necontrolabili sau numai parțial controlabili.

Ecuatiile obținute și graficele prezentate au la bază datele concrete ale uzinei, dar nu reprezintă decât acțiunea componentei sistematice, verificabilă pe scără industrială, pe perioade indelungate, ca valori medii pe mulțimi mai mari de date.

De aceea, pentru fiecare ecuație se face verificarea în măsura în care este semnificativă pentru desfășurarea procesului tehnologic, pe baza impreștierii valorilor elementare. Principalul parametru îl constituie coeficientul de corelație, a cărui mărime, dacă se apropie de 1 indică o mai strânsă corelație, iar dacă scade spre 0 este mai slabă.

Pentru o concluzie fermă, prin semnificația ecuațiilor, cind coeficiențul este mic, este necesară verificarea ecuațiilor prin teste de semnificație.

LA DÉTERMINATION DE LA VARIABILITÉ DE LA RÉCUPÉRATION DU MÉTAL POUR LA VALORISATION DES MINERAUX, CORRÉLÉE AVEC LES INDICATEURS TECHNIQUES-ÉCONOMIQUES, EN EMPLOYANT LES MÉTHODES STATISTIQUES-MATHÉMATIQUES

(Résumé)

L'industrie minière constitue l'un des domaines de vaste applicabilité des méthodes de statistique mathématique, d'analyse et d'optimisation des processus, dans la conception moderne de la théorie des systèmes.

1. La statistique mathématique appliquée dans la valorisation des minéraux — un processus dynamique de production — est l'ensemble des méthodes de traitement scientifique de la multitude des dates obtenues par des échantillonnages courants ou spéciaux, en déterminant



les relations fonctionnelles entre les paramètres technologiques et techniques-économiques spécifiques.

2. L'analyse des processus constitue la technique d'unification et d'interprétation des relations entre les paramètres technologiques, avec le modelage mathématique des processus, ayant comme but la détermination des relations entre les indicateurs d'efficacité (technique et économique) et les facteurs qui actionnent sur ceux-ci.

3. L'optimisation des processus. A base de l'ensemble des relations déterminées par l'analyse des processus on peut élaborer en système, les modèles d'optimisation des processus, c'est-à-dire de leur direction.

L'étude a comme objet la présentation de quelques relations de l'analyse des processus, à savoir l'analyse du processus de valorisation d'un minéral cuprifère, à l'aide des méthodes de la statistique mathématique, en partant des résultats d'une usine de récupération, au cours d'un semestre, comme on peut observer d'après les registres d'évidence quotidienne.

Les relations présentées sont des exemples à caractère partiel d'un ensemble plus complexe d'analyse et d'optimisation du processus, qui ont été étudiées par la Section de recherches pour la valorisation des substances minérales utiles.

La principale relation étudiée est celle entre la récupération de métal en valorisation — comme indicateur technique-économique d'efficacité — et deux paramètres principaux du processus de valorisation : a — le contenu du métal du minéral traité (comme paramètre d'entrée du système) et c — le contenu du concentré (comme paramètre de sortie).

La méthode appliquée est celle de la régression linéaire connue de la statistique mathématique. On a obtenu des équations de régression multiple par la corrélation de trois variables, dont a et c — des variables indépendantes, et la récupération de métal — m — une variable dépendante.

La corrélation n'a pas été établie directement entre les variables indépendantes et m , mais par les pertes quantitatives de métal, qui ont une variabilité plus proche de la linéarité et les variables a et c , en revenant ultérieurement à l'expression du m .

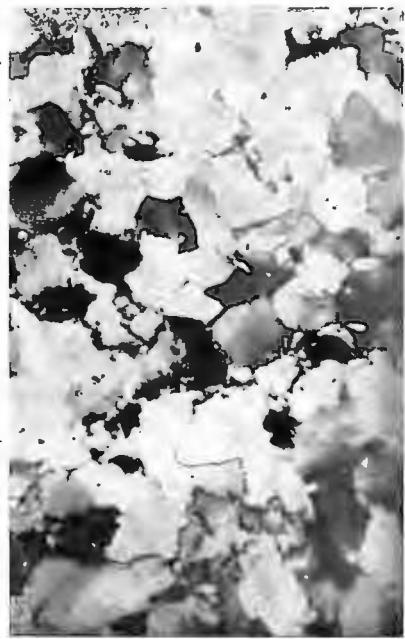
La formule de récupération du métal a une fonction plus complexe et pour sa représentation on a employé un système d'isolignes, encadrées dans le système des deux coordonnées a et c , illustrées dans le graphique nr. 1 à caractère de nomogramme.

A base de la relation entre a et c , à l'aide de la même multitude de dates, on a déterminé une équation de la corrélation entre les deux paramètres.

Si dans l'équation de la récupération de métal on remplace c par la relation qui le définit en fonction de a , on obtient une nouvelle relation de récupération de métal seulement en fonction de a , qui est illustrée dans le graphique nr. 2.

Sur les deux graphiques on a délimité aussi les champs de variation possibles pour des probabilités de 80 % et 95 %.

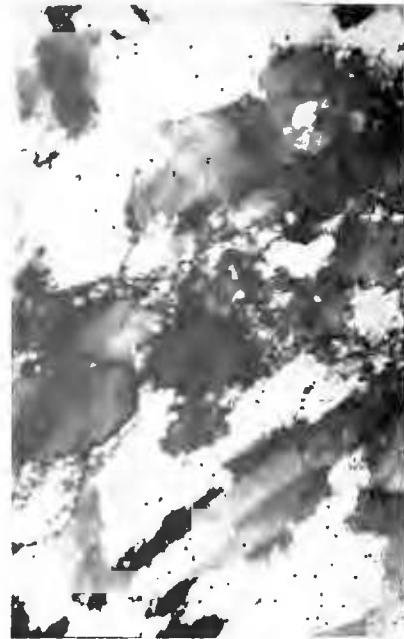
Un facteur qui ne doit pas être oublié pour le développement et l'application de ces méthodes, est formé par les possibilités multiples offertes par l'utilisation des calculateurs électroniques dans le perfectionnement de la direction des processus tant pour élaborer les modèles et les algorithmes, que directement dans le processus de production.



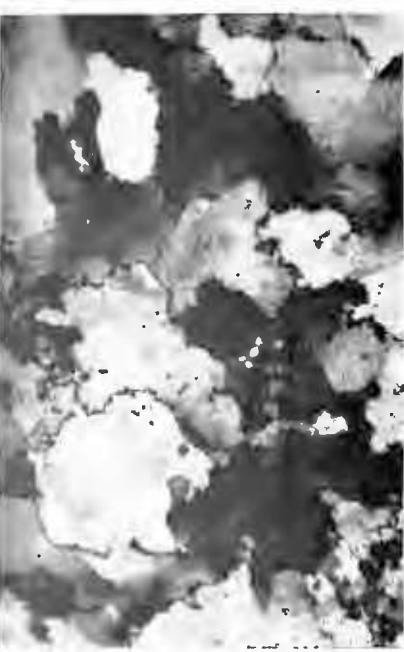
1



2

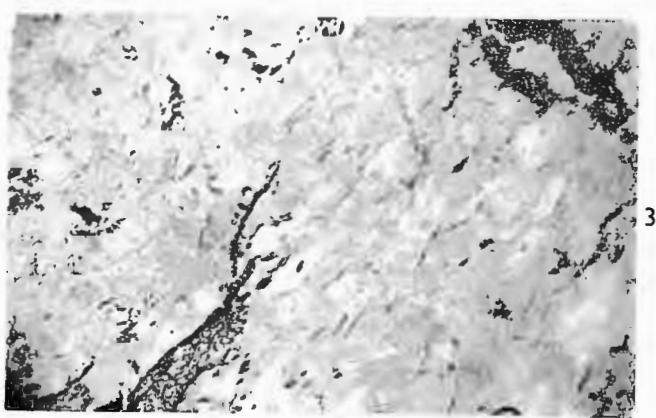
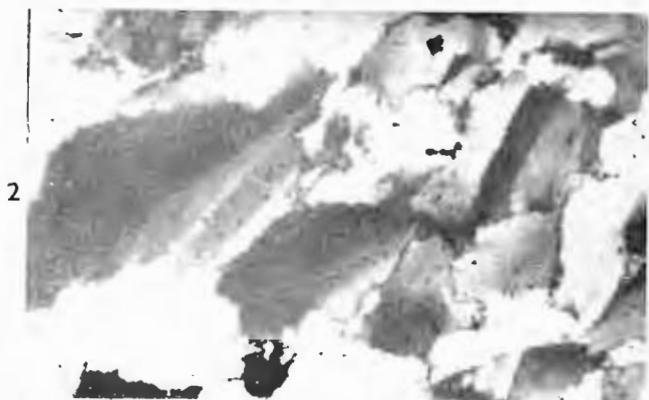


3



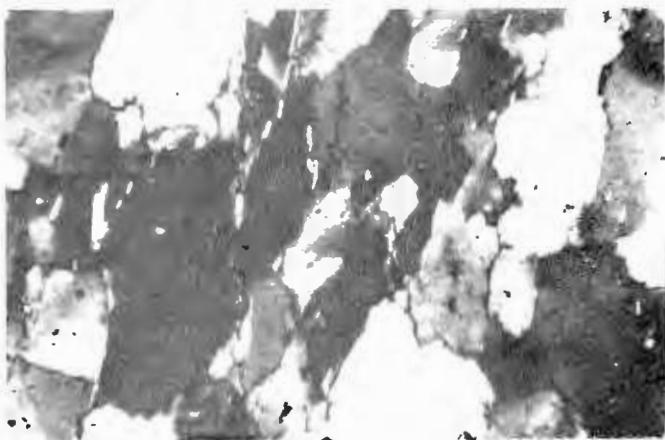
4

MARIA BORCEA, I. ENE. Valorificarea cuarțitului din Priopeea — Piatra
Cernei. Pl. II.

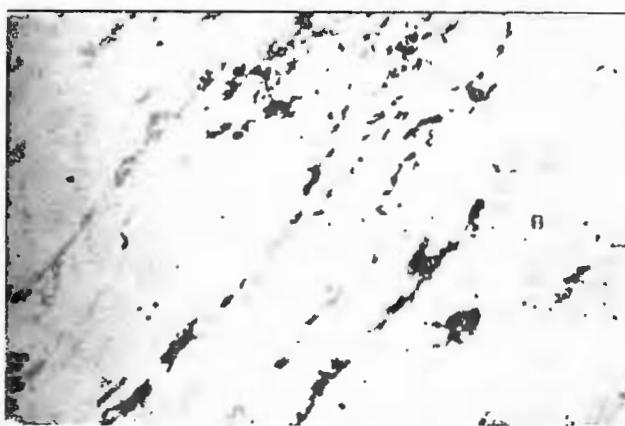


Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

MARIA BORCEA, I. ENE. Valorificarea cuarțitului din Priopcea — Piatra
Cernei. Pl. III.



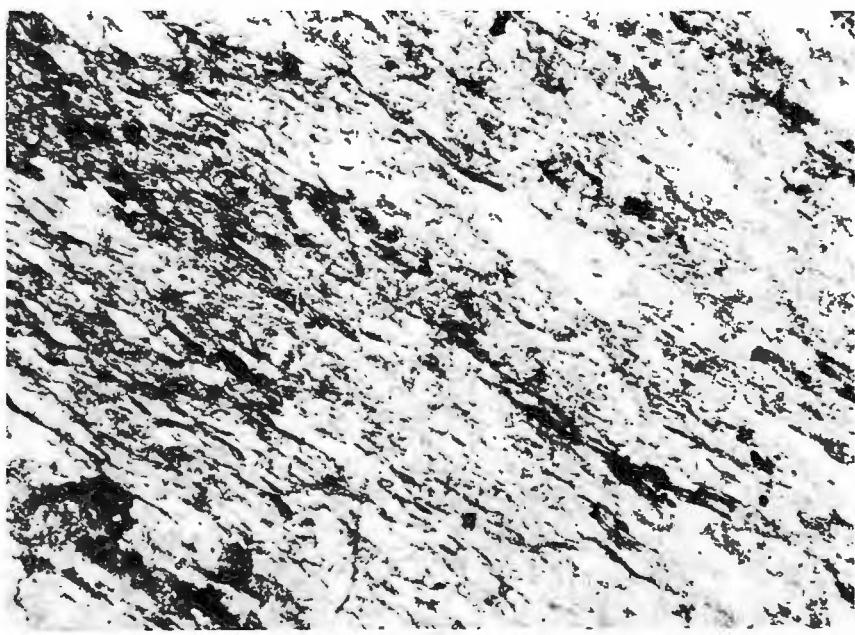
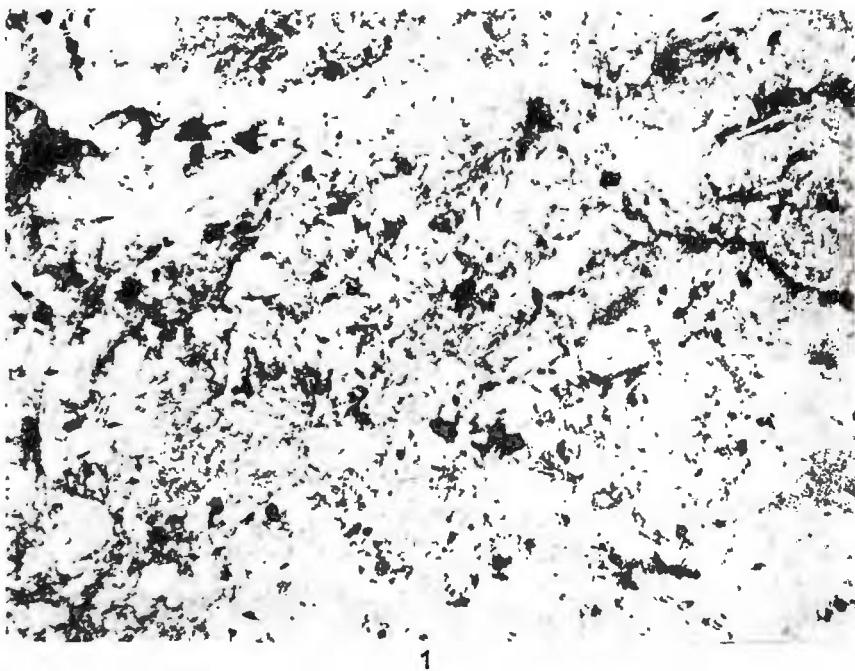
1
10238



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României



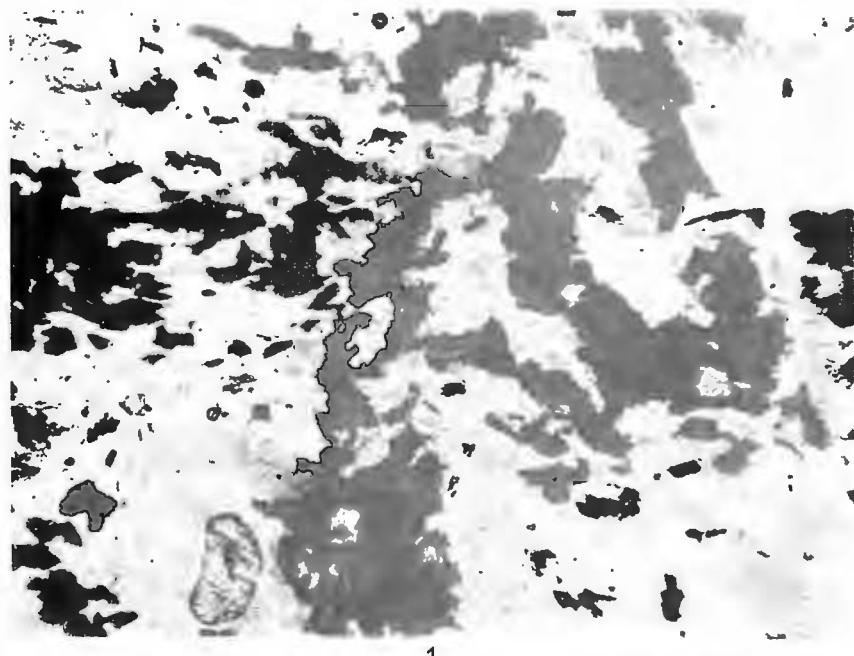
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

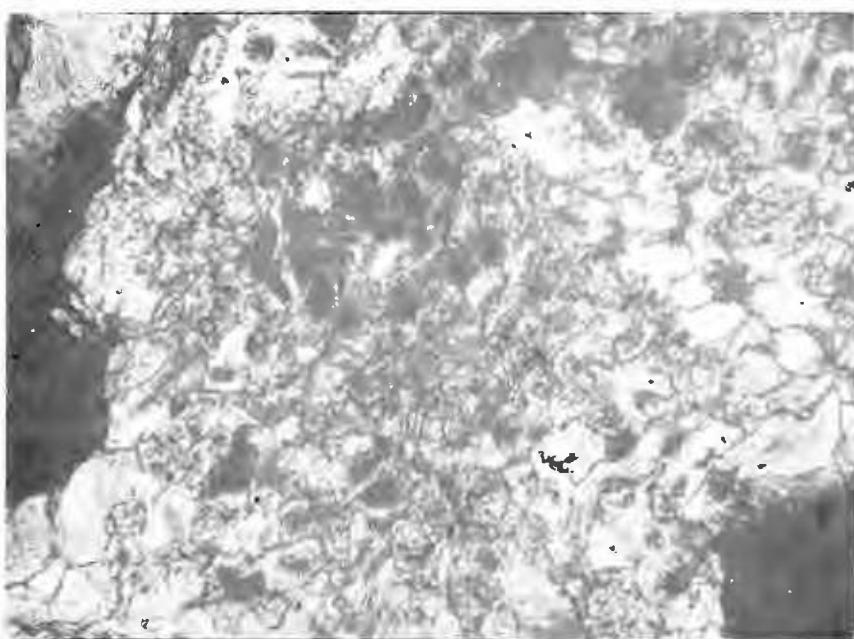


Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Valorificarea mineralizației de fier de la Rusaia: Pl. II.



1



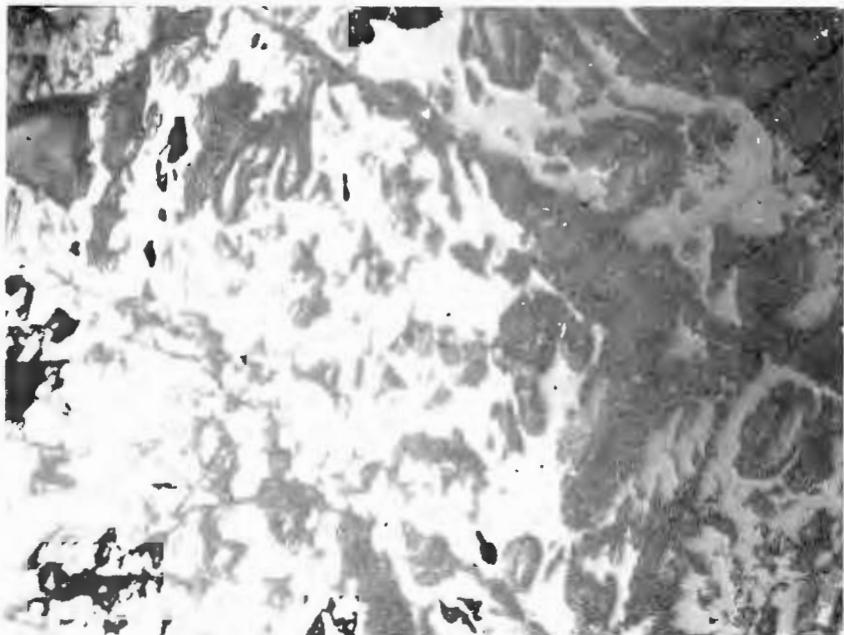
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Valorificarea mineralizației de fier de la Rusaia. Pl. III.



1



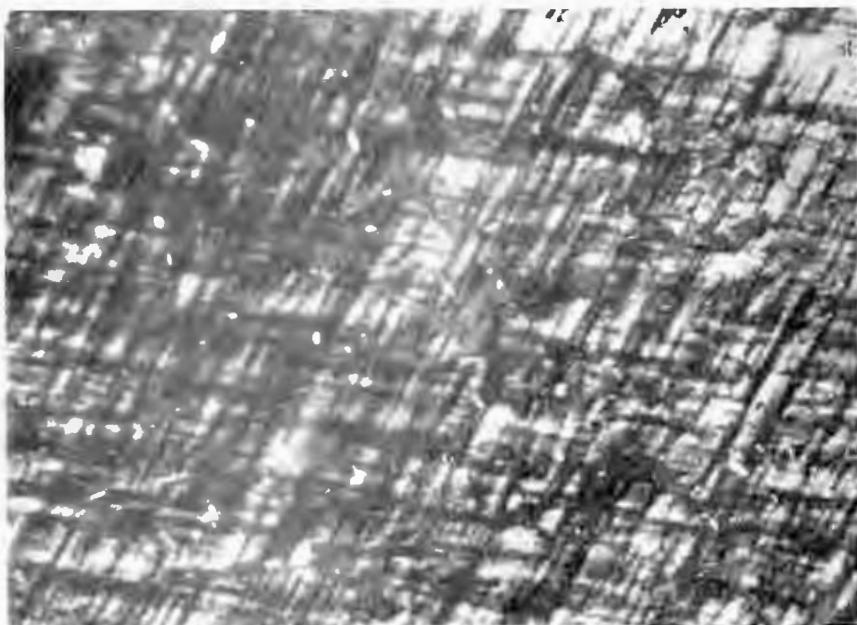
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de feldspat potasic. Pl. I.



1



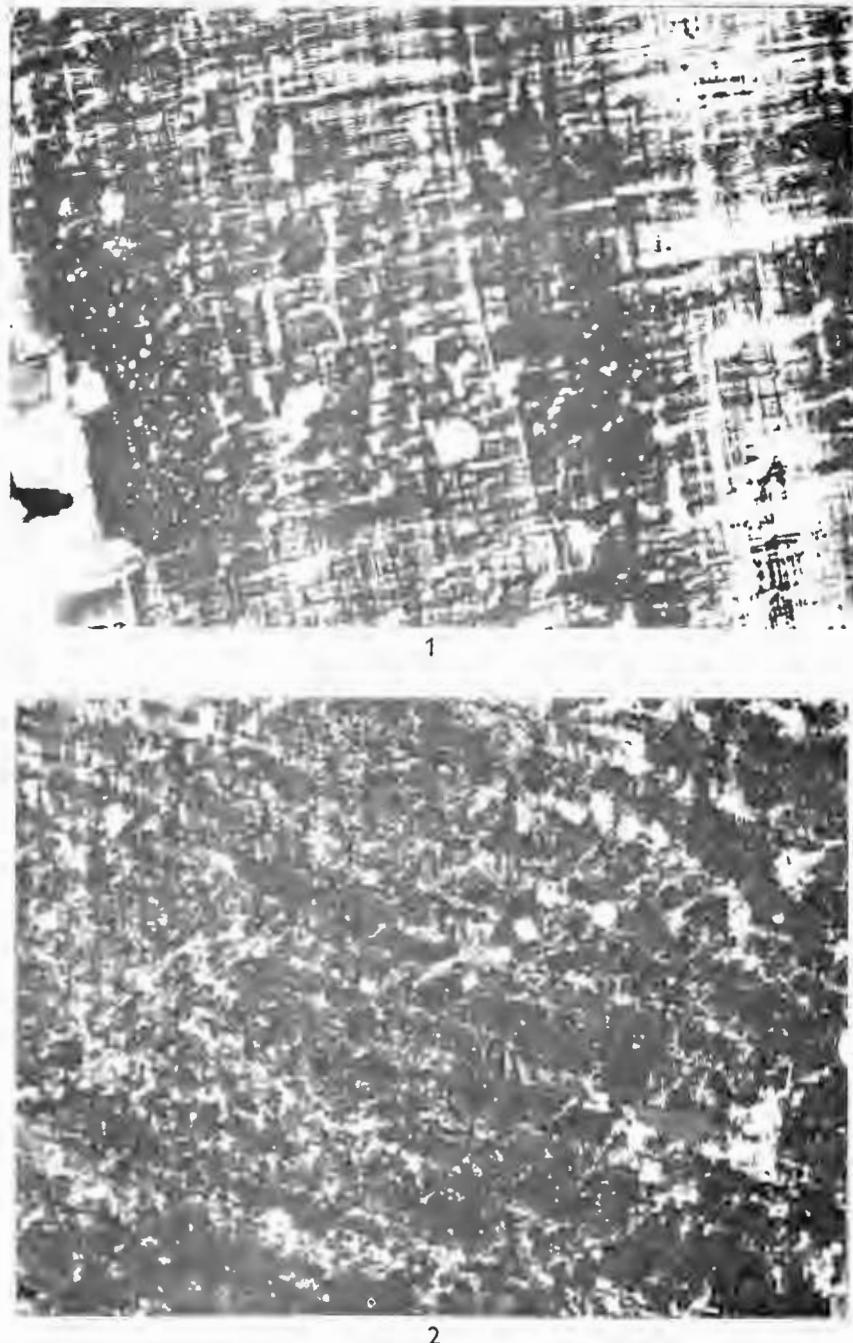
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de feldspat potasic. Pl. II.



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

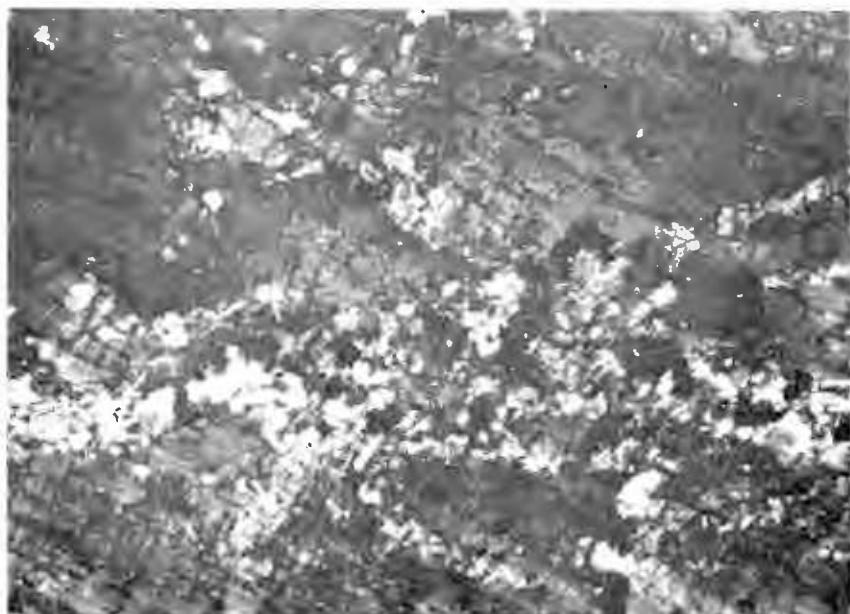


Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de feldspat potasic. Pl. III.



1



2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

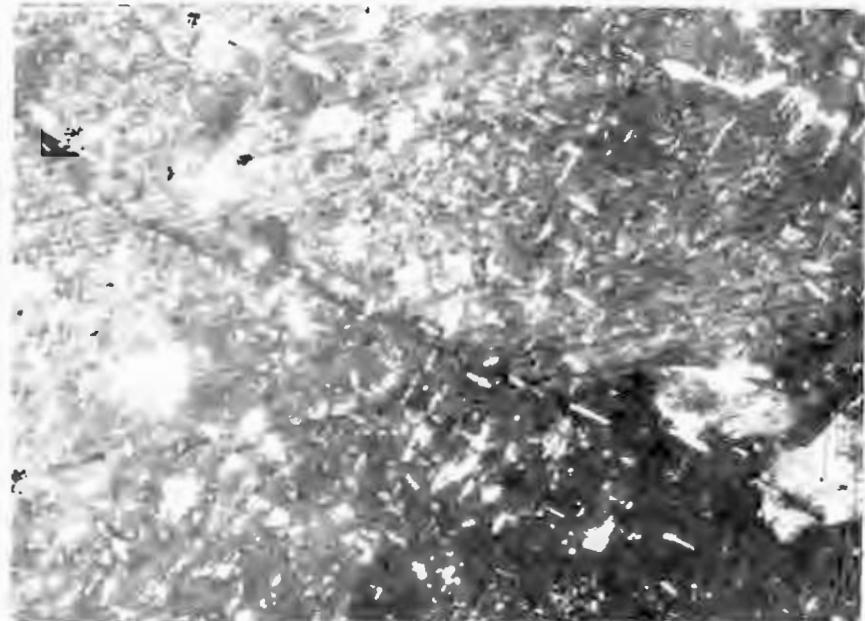


Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de feldspat potasic. Pl. IV.



1



2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

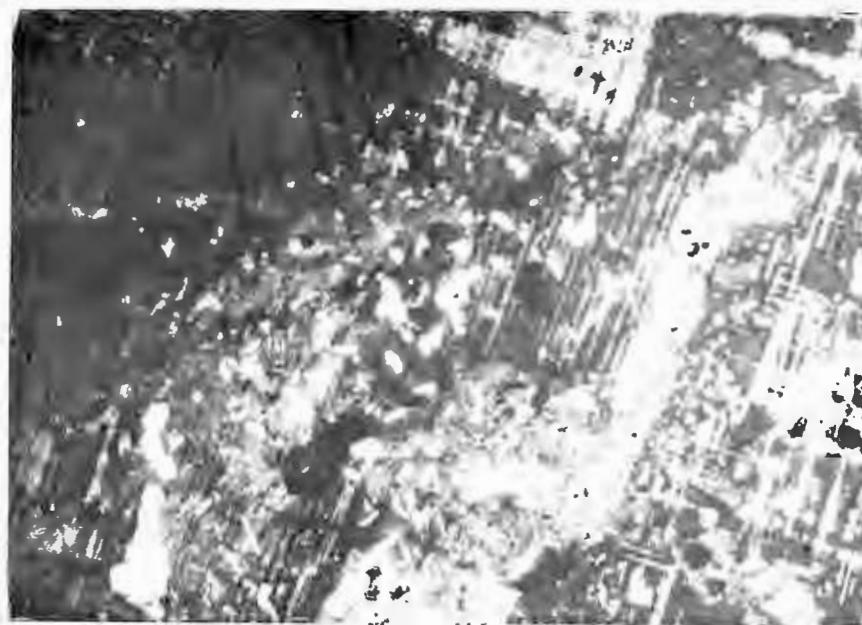


Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de fedspat potasic. Pl. V.



1



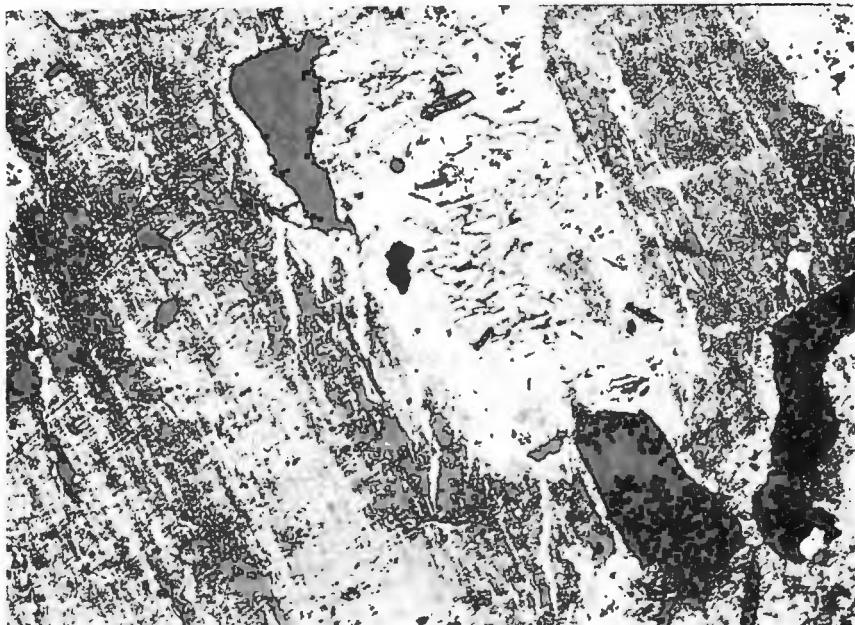
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

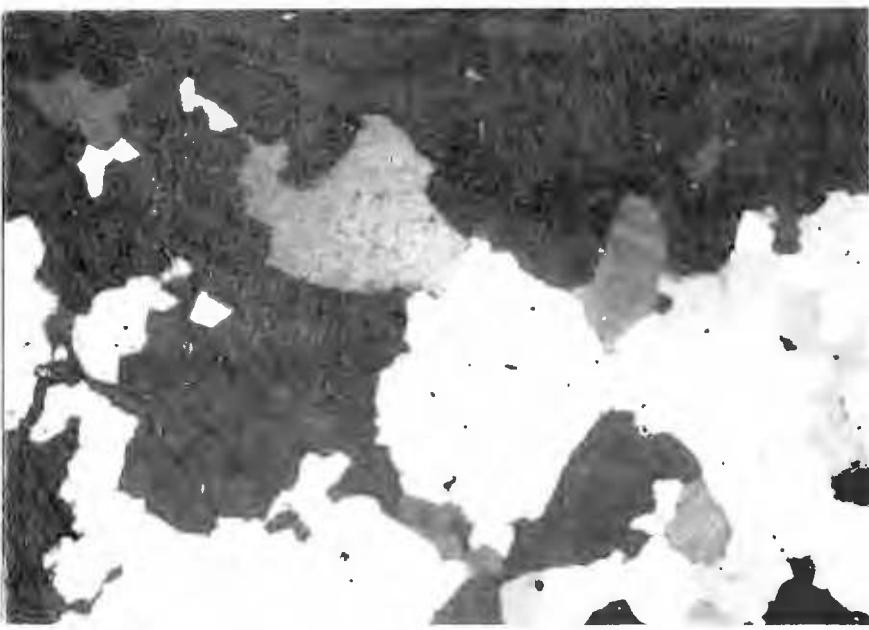


Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de feldspat potasic. Pl. VI.



1



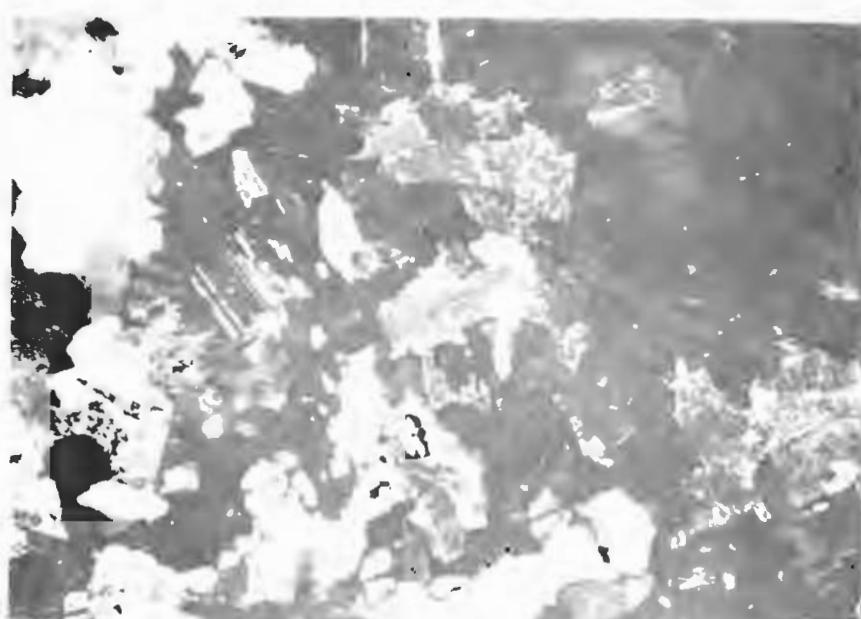
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de feldspat potasic. Pl. VII.



120025
10/1978



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

I. ENE et al. Obținerea unor concentrate de feldspat potasic. Pl. VIII.



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



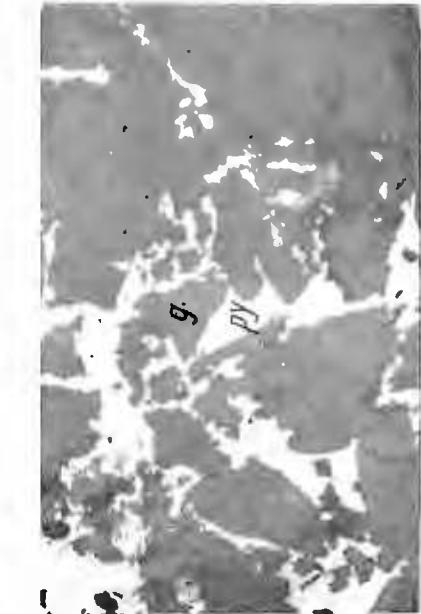
Institutul Geologic al României



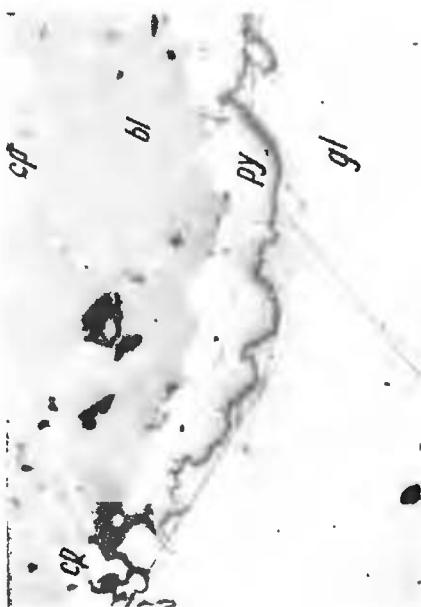
1



2



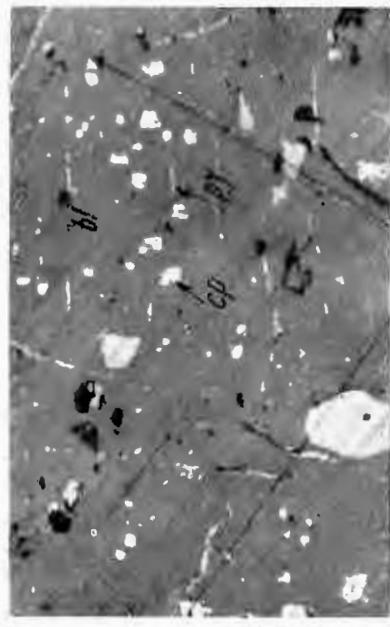
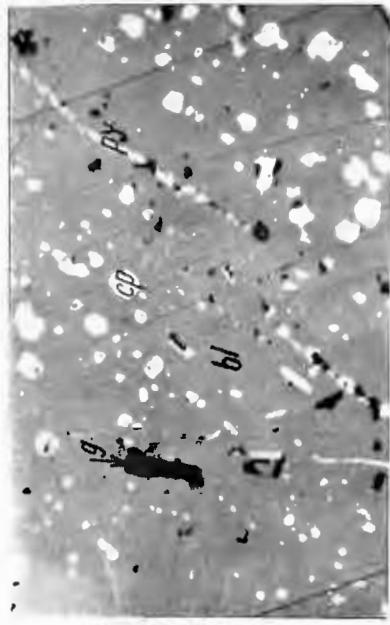
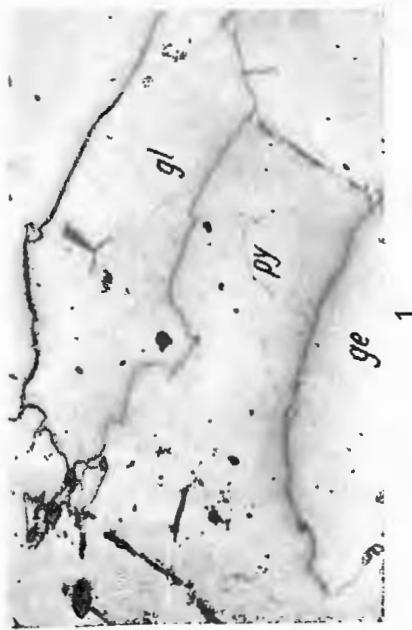
3



4

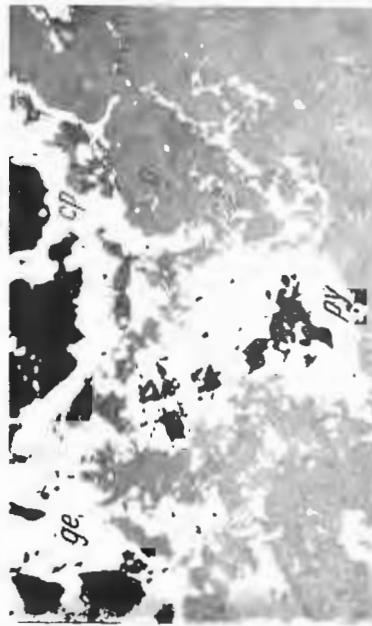
B. GEORGESCU et al. Fluxul tehnologic pentru prepararea unui minereu complex.

Pl. II.



B. GEORGESCU et al. Fluxul tehnologic pentru prepararea unui mineru complex.

Pl. III.



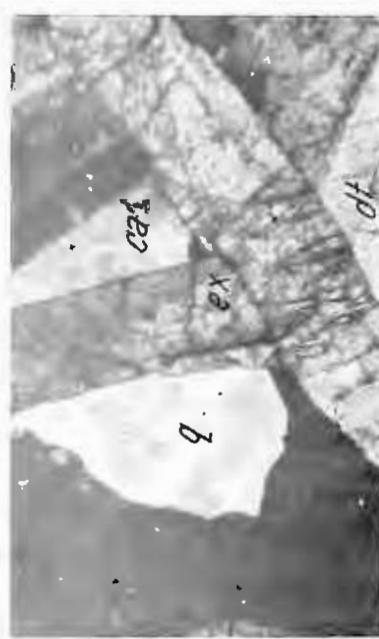
1



2



3



4

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

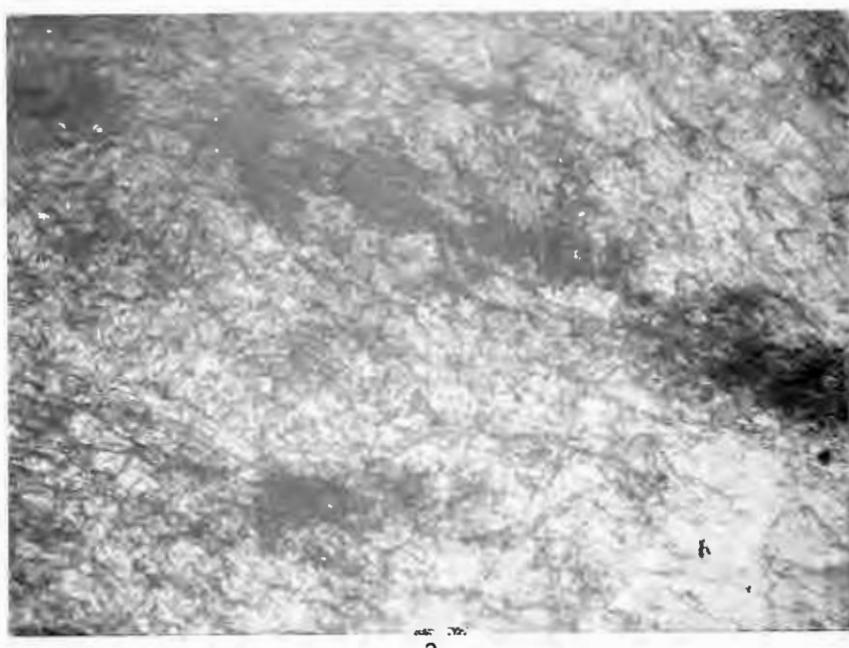
12888
10/1988



Institutul Geologic al României

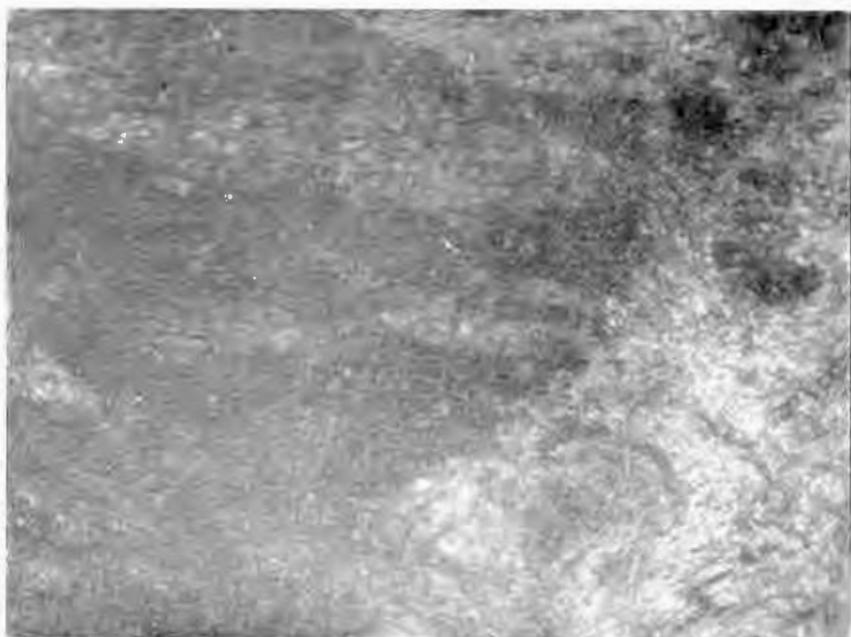


1

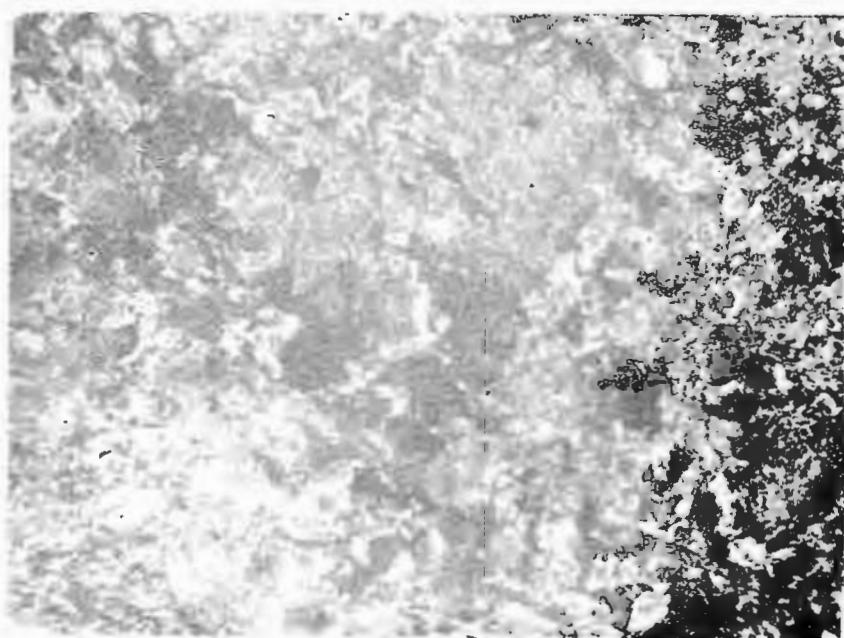


2

B. GEORGESCU et al. Valorificarea șisturilor talcoase de la Ruginosu
Pl. II.



1



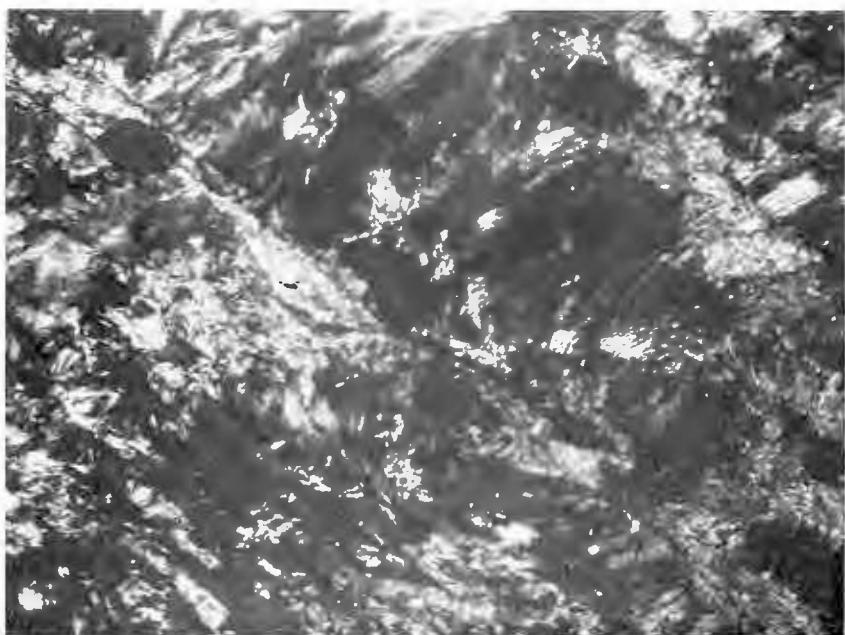
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

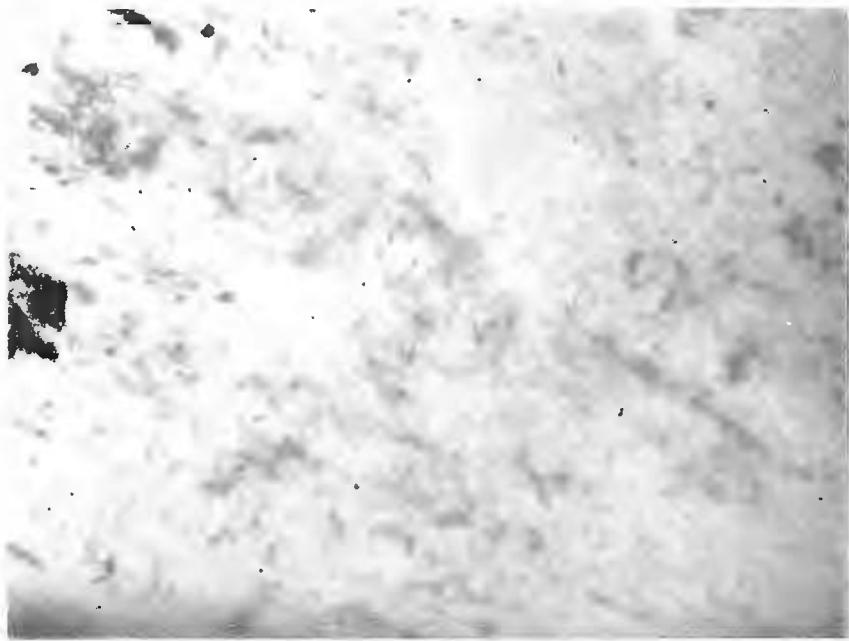


Institutul Geologic al României

B. GEORGESCU et al. Valorificarea șisturilor taleoase de la Ruginosu
Pl. III.



1



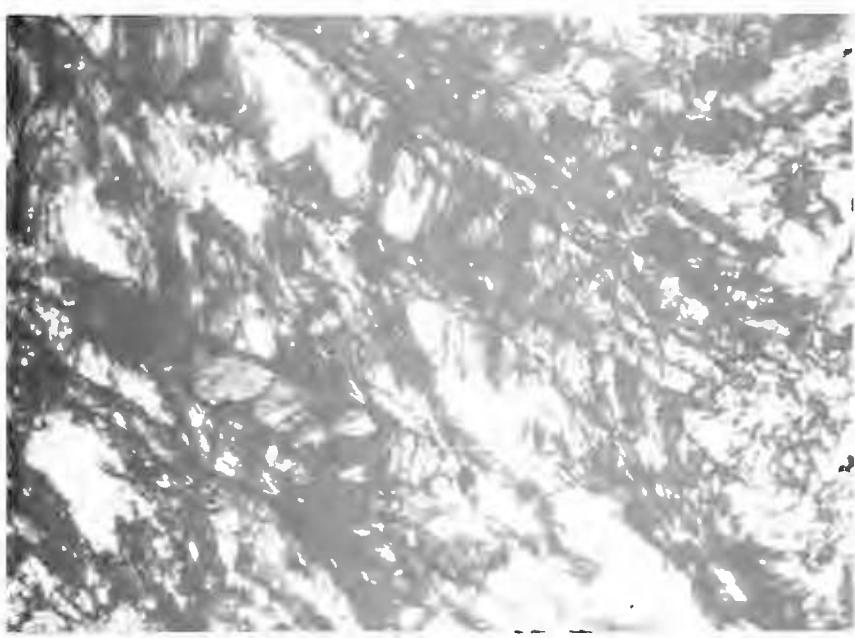
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

B. GEORGESCU et al. Valorificarea șisturilor talcoase de la Ruginosu.
Pl. IV.



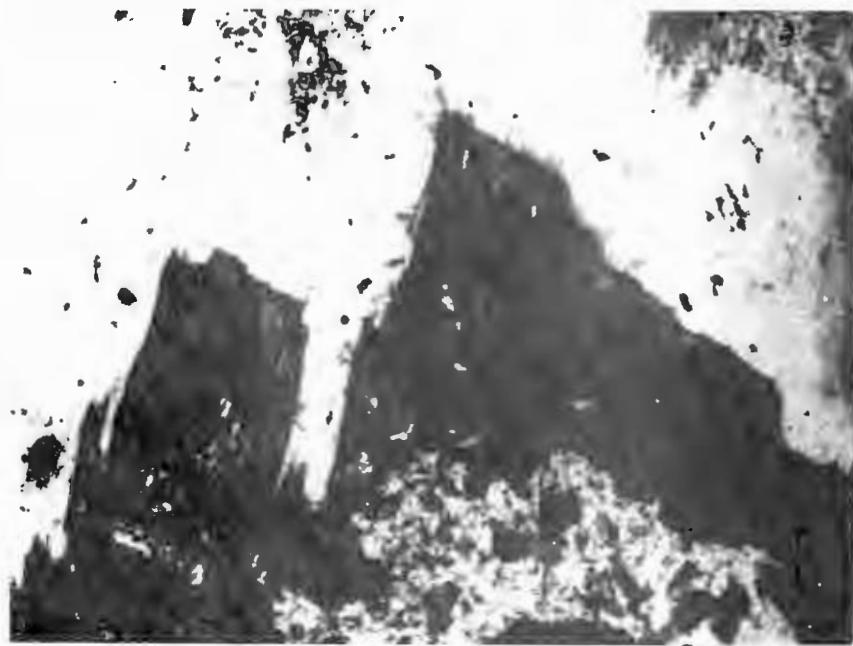
Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



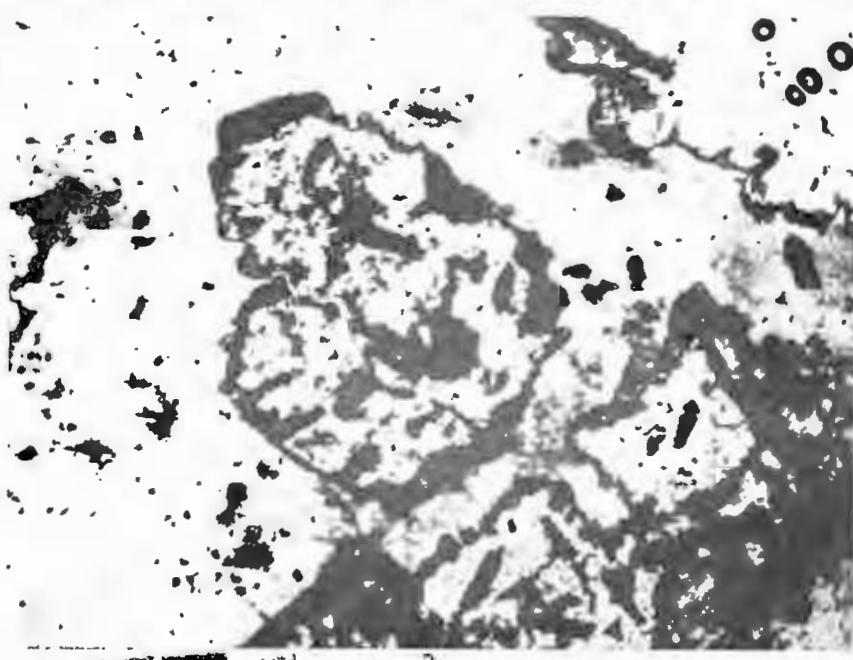
Institutul Geologic al României

118825

B. GEORGESCU et al. Valorificarea șisturilor talcoase de la Ruginosu.
Pl. V.



1



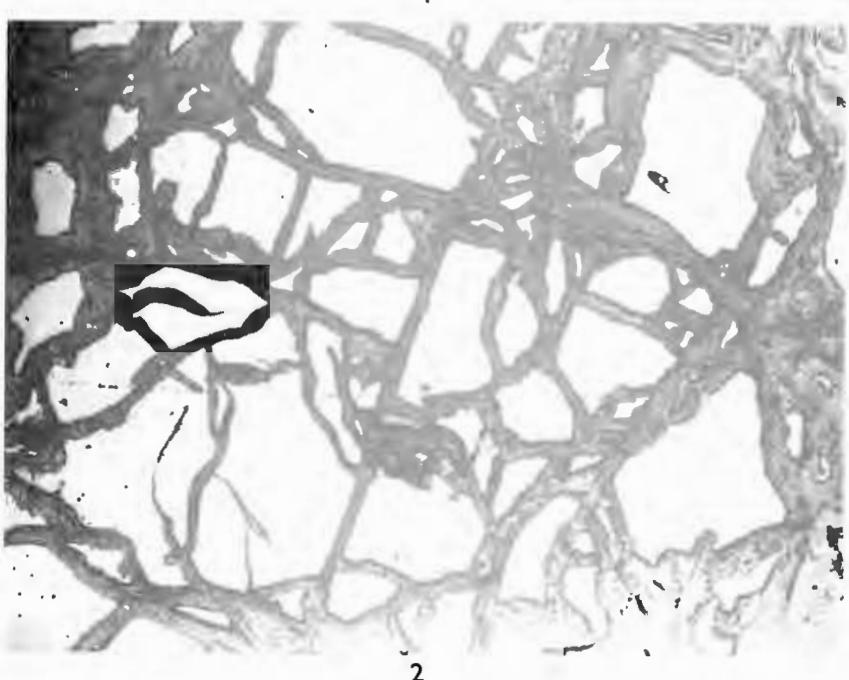
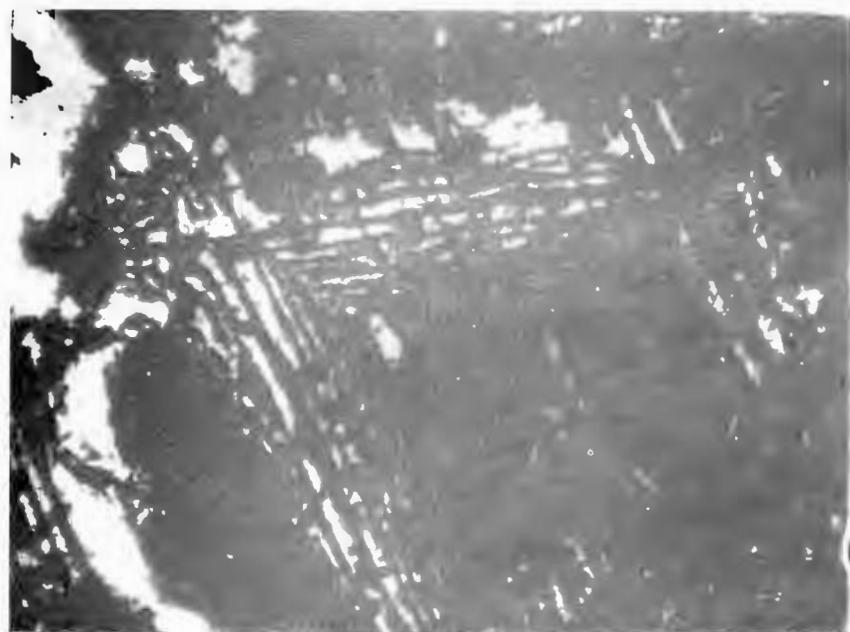
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

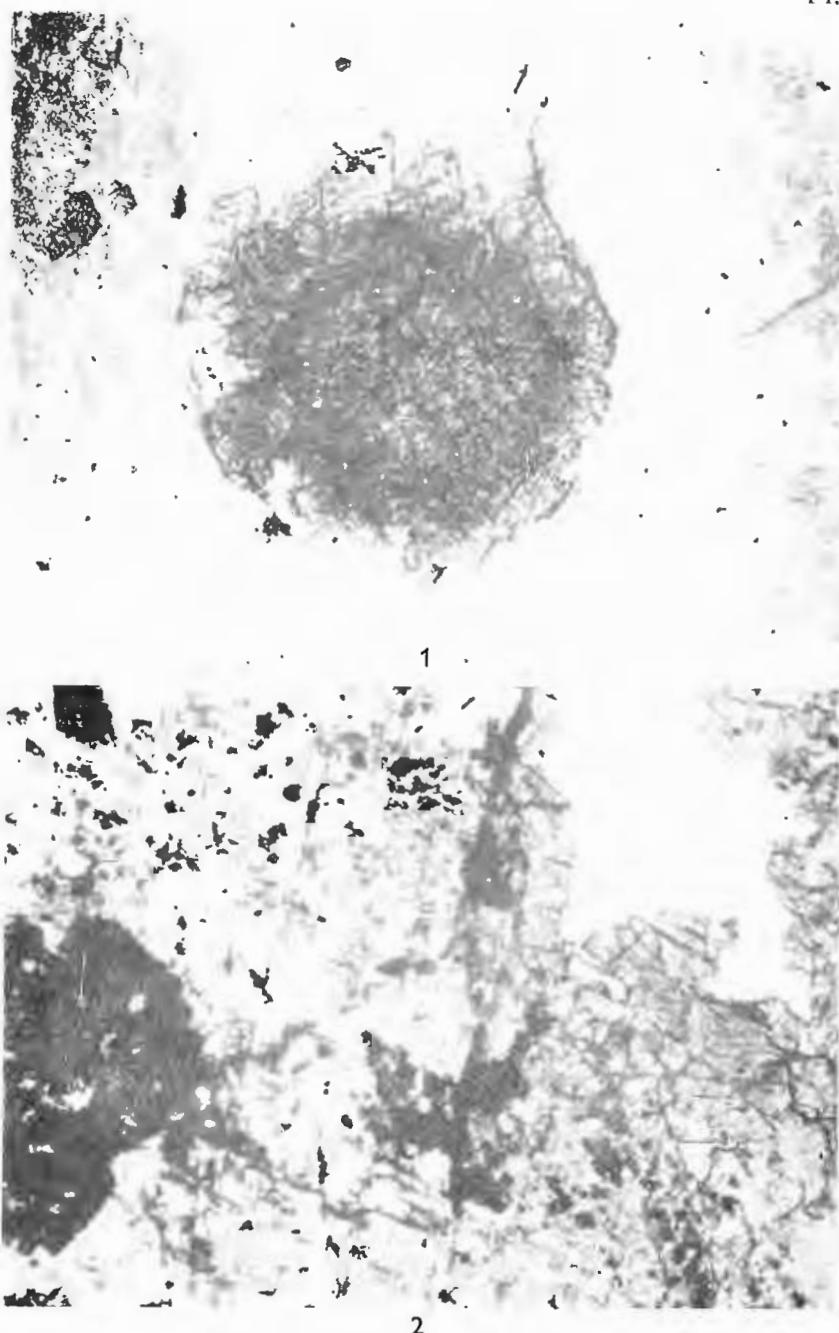
B. GEORGESCU et al. Valorificarea șisturilor talcoase de la Ruginosu.
Pl. VI.



Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

128285

B. GEORGESCU et al. Valorificarea șisturilor taleoase de la Ruginosu.
Pl. VII.



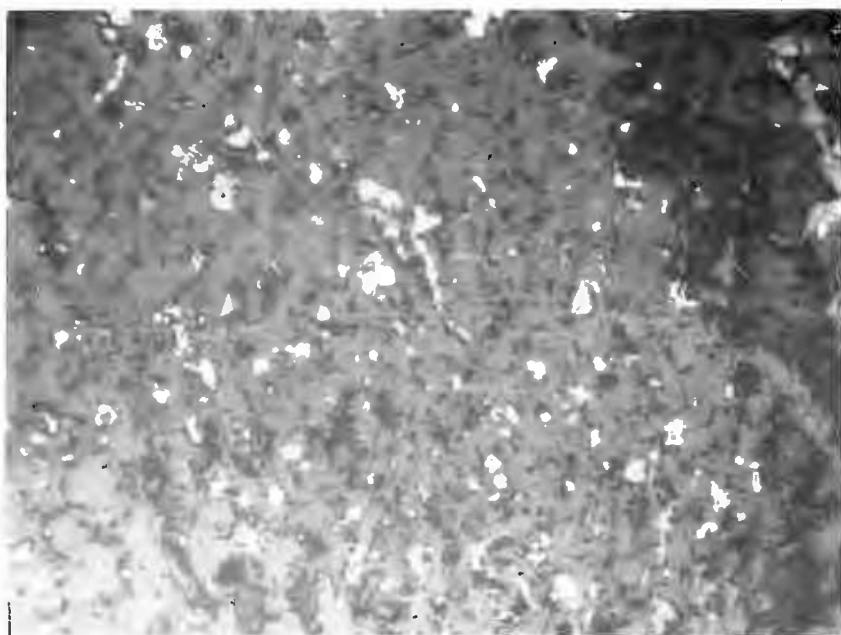
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

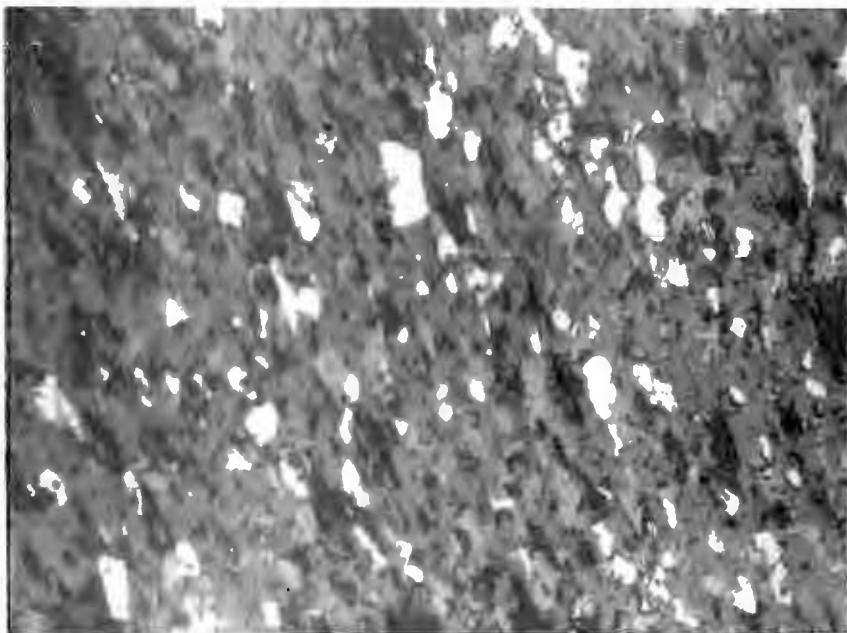


Institutul Geologic al României

120285
C. PANDELESCU, PAULA SPIROIU. Valorificarea șisturilor cu magnetit de la
Sibișel. Pl. I.



1



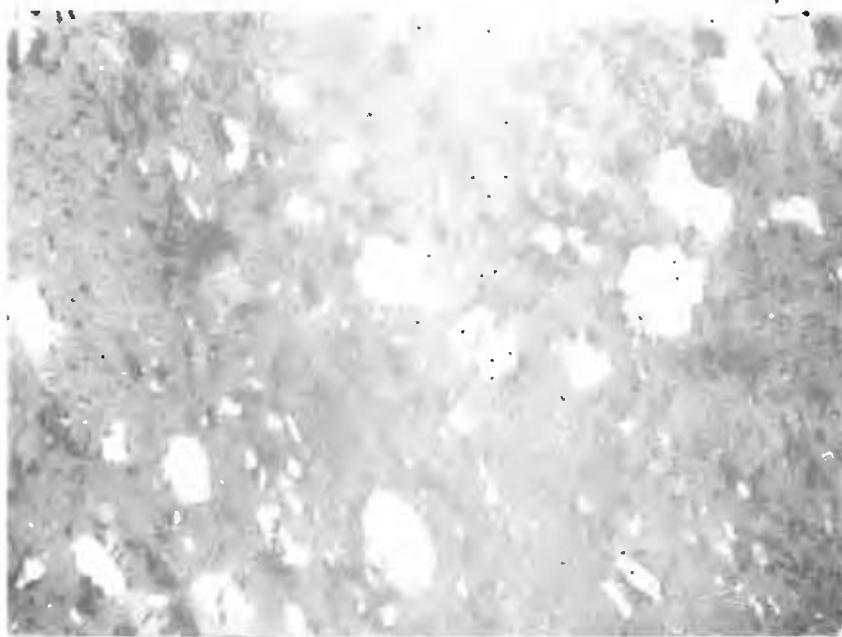
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

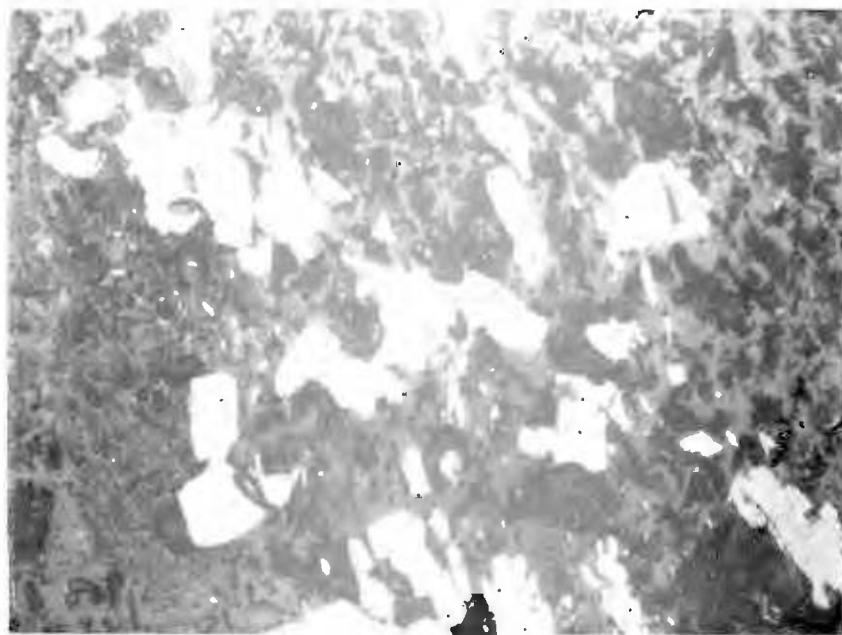


Institutul Geologic al României

C. PANDELESCU, PAULA SPIROIU. Valorificarea șisturilor cu magnetit de la
Sibișel. Pl. II.



1



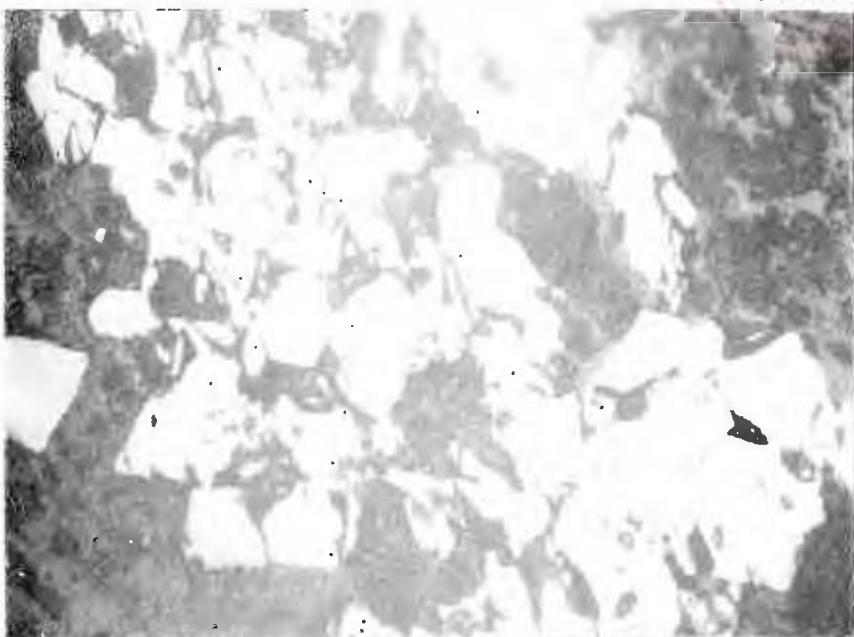
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

12885

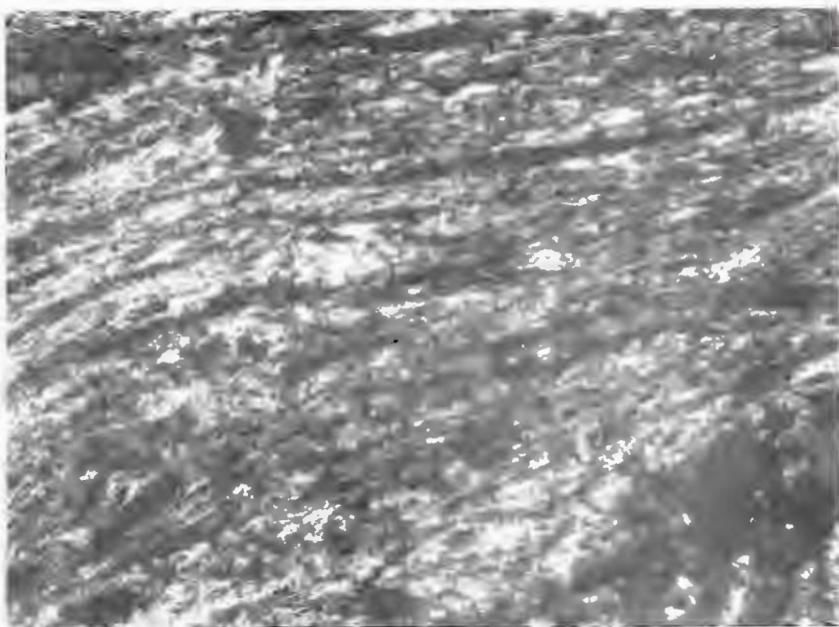


1

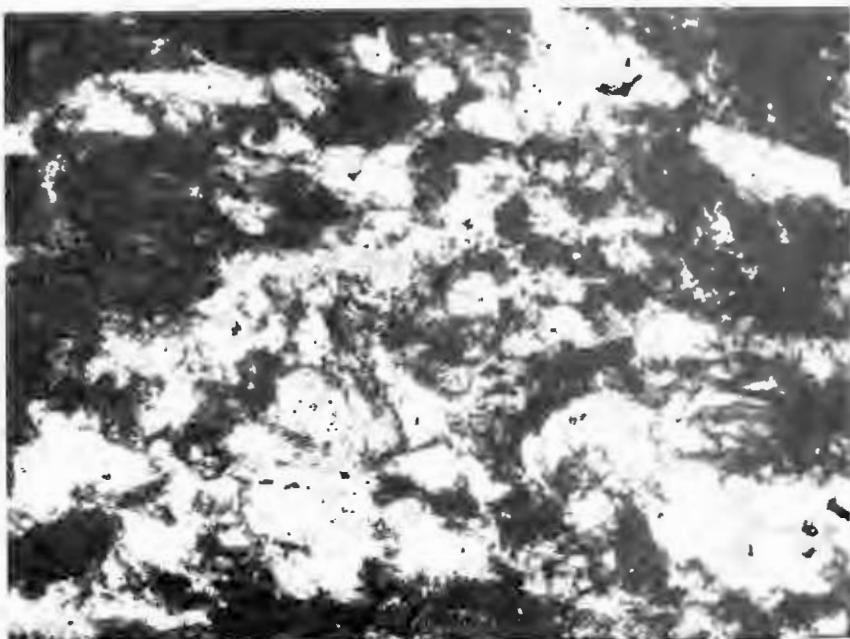


2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



1

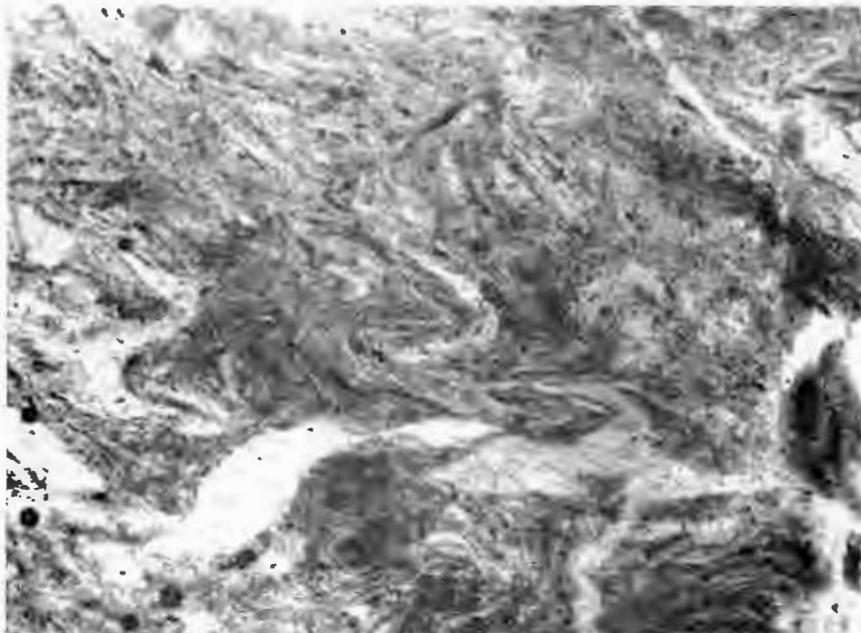


2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

178825

C. PANDELESCU et al. Posibilități de obținerea aluminei din sisturi piro-filitice. Pl. II.



1



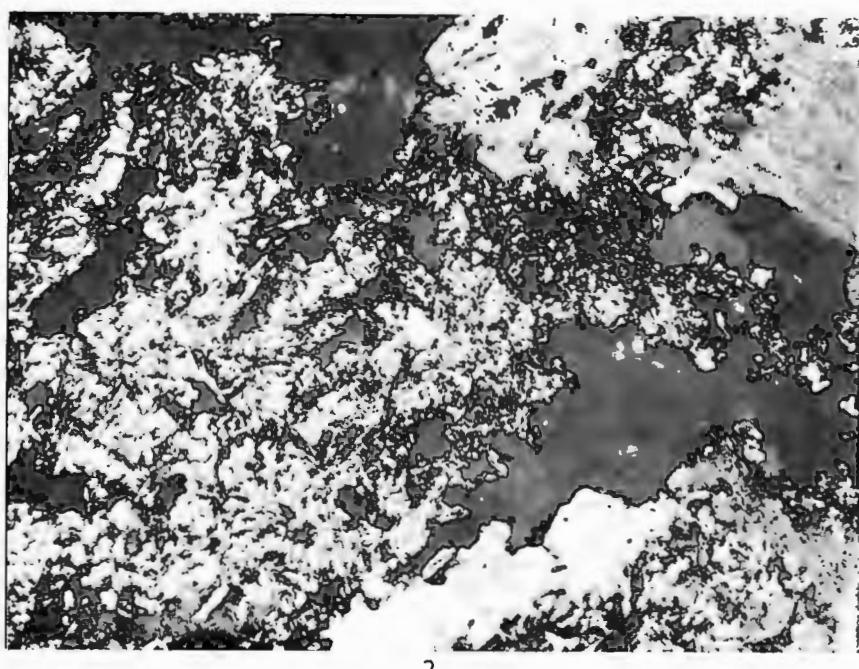
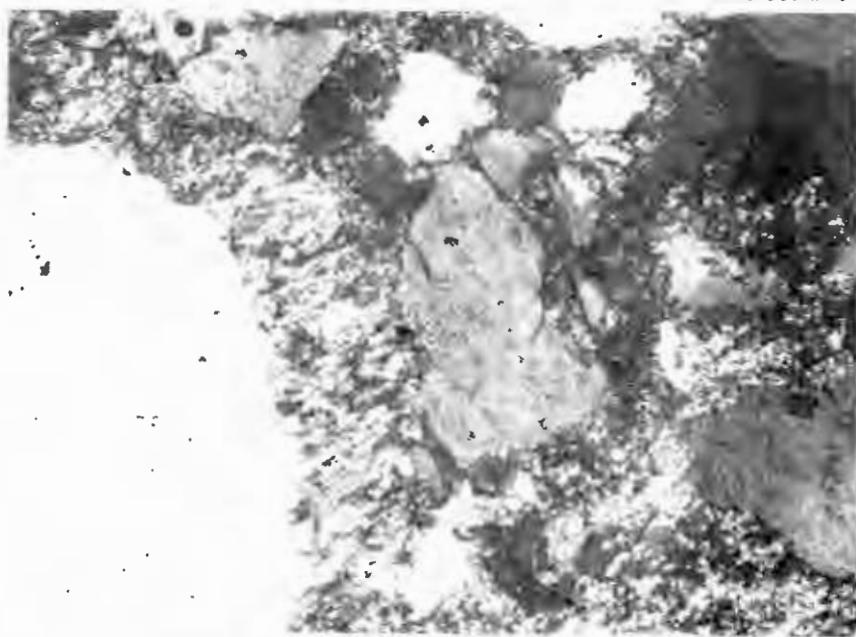
2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

128775
C. PANDELESCU et al. Posibilități de obținerea aluminei din șisturi piro-filitice. Pl. III.



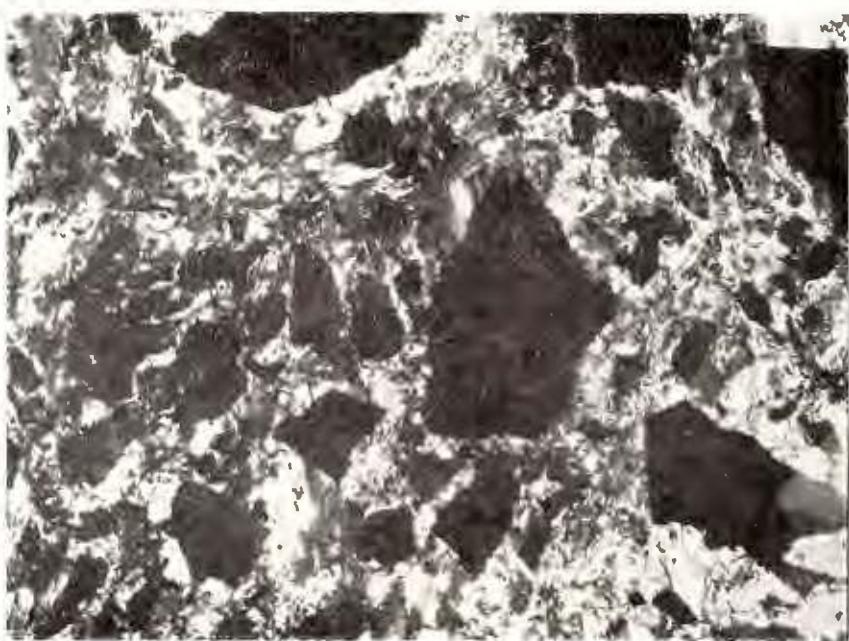
Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52

1288

C. PANDELESCU et al. Posibilități de obținerea aluminiului din sisturi piro-filitice. Pl. IV.



1



2

Studii tehnice și economice, seria B, nr. 52



Institutul Geologic al României

Redactor : MARIA BREBAN
Traduceri : RUXANDRA LUPAN
Ilustrația : V. VLAD

*Dat la cules decembrie 1979. Bun de tipar. mai 1980. Tiraj: 750 ex.
Hartă scris: 14-70 < 100/36 e. Coli de tipar: 10,5. Comanda: 503.
Pentru bibliotecii indicate de clasificare 53(058)*

*Intreprinderea poligrafică „Informația” str. Brezoianu nr. 23-25 București
România*



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României