

REPUBLICA POPULARĂ ROMÂNĂ
COMITETUL GEOLOGIC
INSTITUTUL GEOLOGIC

STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA F

Geologie tehnică

Nr. 5

STUDII DE GEOLOGIE TEHNICĂ

BUCUREŞTI
1964



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

REPUBLICA POPULARĂ ROMÂNĂ
COMITETUL GEOLOGIC
INSTITUTUL GEOLOGIC
STUDII TEHNICE ȘI ECONOMICE

SERIA F

Geologie tehnică

Nr. 5

STUDII DE GEOLOGIE TEHNICĂ

BUCUREŞTI
1964



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

CUPRINSUL

Pag.

STAMATIU M. Proprietățile fizice și mecanice ale masei mineralizate și rocilor înconjurătoare de la stock-urile « Iosif Nou » și nr. 2 (« Combinat »), Baia de Arieș	5
BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrija	33
BORDEA I. Cercetări geologice-tehnice asupra zăcămintelor de marmură din valea Cormaia — valea Secii (masivul Rodna)	65
ȚIȚEICA GABRIELA. Stabilitatea pantelor	89
NICOLAESCU D. I. Metode tehnice de exploatare noi, care asigură o mai mare conservare a rezervelor de substanțe minerale utile	111
BLEAHU M., RUSU T. Propuneri pentru semnele convenționale ce urmează să fie utilizate în cartografierea regiunilor carstice. — Formele exocarstice —	157



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României

PROPRIETĂȚILE FIZICE ȘI MECANICE
ALE MASEI MINERALIZATE ȘI ROCILOR ÎNCONJURĂTOARE
DE LA STOCK-URILE « IOSIF NOU » și Nr. 2 (« Combinat »)
BAIA DE ARIEȘ

DE

M. STAMATIU

Introducere. Explotările de minereuri auro-argintifere și de minereuri complexe din regiunea Baia de Arieș au luat o mare dezvoltare în ultimii zece ani.

În vederea realizării producției planificate, s-au extins lucrările miniere de la exploataările existente și s-au deschis noi zăcăminte descoperite între timp.

Pentru reducerea la minimum a timpului necesar executării lucrărilor de deschidere, de pregătire și de exploatare a zăcămintelor respective, cum și pentru realizarea unui preț de cost cît mai scăzut, se impune aplicarea de metode de exploatare și procedee de lucru cît mai avantajoase din punct de vedere tehnic și economic.

Dintre factorii care condiționează alegerea judicioasă a metodelor de săpare a lucrărilor subterane și de exploatare rațională a zăcămintelor din această regiune, cunoașterea cît mai aprofundată a geologiei formațiunilor în care se găsesc localizate acele zăcăminte, cum și proprietățile fizice și mecanice ale nraselor mineralizate și ale rocilor înconjurătoare respective sunt de o deosebită importanță.

Zăcămintele de minereuri auro-argintifere și de minereuri complexe din regiunea Baia de Arieș se prezintă, așa cum se va arăta în cele ce urmează, sub formă de stock-uri și filoane, de dimensiuni diferite.

În studiul de față se prezintă rezultatele cercetărilor geologice-tehnice, efectuate de autor, ajutat de geolog MARCELA VOICULESCU din cadrul Laboratorului de Geologie Tehnică — Întreprinderea de Prospețturi și Laboratoare a Comitetului Geologic, asupra stock-urilor « Iosif Nou » și « Nr. 2 (Combinat) » de la Baia de Arieș.

Prin acest studiu s-a căutat a se determina următoarele proprietăți fizice și mecanice ale substanței minerale utile și ale rocilor înconjurătoare de la stock-urile



menționate: densitatea, rezistența de rupere la eforturi mecanice de compresiune, întindere, forfecare și încovoiere a epruvetelor încercate în stare uscată și saturată de apă, coeficientul de înmuiere, coeficientul de tărie după M. M. PROTODIAKONOV, scurtarea specifică de rupere, curba caracteristică a deformării la compresiune și modulul de elasticitate.

Probele din care s-au confectionat epruvetele pentru încercări au fost colectate sub formă de blocuri din următoarele puncte ale stock-urilor « Iosif Nou » și « Nr. 2 (combinat) ».

P r o b a 1 (1 bloc) s-a preluat din stock-ul « Iosif Nou » de minereu complex, de la orizontul —20 m, din galeria direcțională nr. 3 vest, la 18 m, din peretele de sud. Materialul colectat: brecie andezitică și andezit slab piritizat, caolinizat (roca înconjurătoare).

P r o b a 2 (1 bloc) s-a preluat din stock-ul « Iosif Nou » de minereu complex, de la orizontul —20 m, din galeria transversală principală, la 70 m, din peretele de vest. Materialul colectat: calcar cristalin de culoare albă-cenușie, tare, compact, cu slabe impregnații de pirită, galenă, blendă etc.; a fost preluat de la contactul cu mineralizația.

P r o b a 3 (2 blocuri, 3 A și 3 B) s-a preluat din stock-ul « Iosif Nou » de minereu complex, de la orizontul —17,5 m (corpul nr. 1), din galeria de centură vestică la 14 m, de peretele de vest, la contactul cu mineralizația. Materialul colectat: andezit caolinizat, respectiv silicificat, vacuolar (mai pronunțat la blocul 3 A și mai compact la blocul 3 B), de culoare albă-cenușie, relativ tare, slab piritizat (roca înconjurătoare).

P r o b a 4 (2 blocuri, 4 A și 4 B) s-au preluat din stock-ul nr. 2 (Combinat), de minereu auro-argintifer, de la orizontul « Noroc Nesperat », din galeria transversală, la 52 m, din frontul de lucru, în interiorul masei mineralizate (a stock-ului). Materialul colectat: andezit propilitizat, caolinizat, intens fisurat; pe fisuri se observă depuneri de cuarț (blocul 4 A); masa mineralizată (blocul 4 B) conține sulfuri de Fe, Pb, Zn, Cu și arsenopirită în cristale invizibile cu ochiul liber, de care este legată mineralizația auriferă.

P r o b a 5 (1 bloc) s-a preluat din stock-ul « Iosif Nou » de minereu complex, de la orizontul —20 m (corpul nr. 2), din galeria transversală principală, la 72 m, din peretele de vest. Materialul colectat: minereu complex — galenă, blendă, pirită cu gangă de cuarț, calcit etc.

Din aceste probe au fost executate prin tăiere cu mașina cu disc de carborundum, epruvetele necesare încercărilor mecanice, având formele și dimensiunile ce se vor indica mai jos.

Încercările mecanice și determinările caracteristicilor fizice s-au efectuat în cadrul Laboratorului geotehnic al Întreprinderii de Prospecții și Laboratoare de geolog M. VOICULESCU.



Studiul calcografic și macrofotografiile unora din epruvete s-au executat de laboratoarele de specialitate ale Întreprinderii de Prospecțiuni și Laboratoare, cum și ale Trustului de Prospecțiuni și Explorări al Ministerului Minelor (azi Departamentul Minelor din Ministerul Industriei Grele).

Geologia Regiunii Baia de Arieș

Regiunea Baia de Arieș este amplasată pe malul drept al văii Arieșului, la limita estică a Munților Metaliferi, pe pintenul de Cristalin ce constituie continuarea spre sud a Cristalinului de Muntele Mare.

În această zonă se întâlnesc o varietate mare de formațiuni geologice. Predominante sunt șisturile cristaline, care, după cum am mai spus, constituie funda-mentalul regiunii și sunt străpuns de un masiv granitic.

Pintenul de Cristalin din malul drept este înconjurat transgresiv de formațiuni sedimentare și a fost străpuns de lave andezitice care au dat naștere la coșuri vulcanice importante (pl. XII).

Cristalinul. În cadrul formațiunilor cristalofiliene se întâlnesc atât șisturi epizonele cît și mesozonale, ultimele predominând.

Asociate cu formațiunile de mesozonă apar calcare cristaline care formează masive răspândite în întreaga regiune.

Șisturile epizonale se dezvoltă doar pe o suprafață limitată în apropierea văii Arieșului, la sud de localitatea Baia de Arieș între valea Cioara și valea Hărmăneasa și într-o altă mică zonă pe valea Arieșului la confluența cu valea Negoiului. Aceste două sectoare se deosebesc oarecum atât din punct de vedere petrografic, cît și ca aspect exterior.

Suprafața restrânsă de șisturi epizonale de pe malul Arieșului este constituită în mod predominant din șisturi cloritoase cu epidot, din șisturi sericitice uneori grafitoase și din cuarțite fine cu apatit, uneori cu granați. În general, toate aceste roci au un aspect satinat. Roci asemănătoare se găsesc și pe o porțiune foarte mică pe unul din afluenții văii Șasa.

Zona cuprinsă între valea Cioara și valea Hărmăneasa este alcătuită din roci ce nu se încadrează în formațiunile de epizonă propriu zisă ci constituie mai degrabă o serie de trecere între epizonă și mesozonă. Apar șisturi sericitice uneori cu granați, șisturi fin muscovitice și cuarțite grafitoase. Toate aceste roci sunt aşchioase, par a se desface în fibre. Prin alterație capătă un aspect făinos.

În cadrul formațiunilor mesozonale apare o varietate mare de tipuri de roci: gnaisse biotitice, cuarțite biotitice, cuarțite negre, micașisturi cu granați, staurolit și amfibolite. Aceste tipuri de roci nu sunt răspândite în mod uniform pe suprafața întregii regiuni, ci în unele porțiuni predomină un tip de rocă, în alte porțiuni alt



tip. Astfel, pe malurile Arieșului ca și în jurul dealului Meteceni, se găsesc în cantitate mare micașisturi cu granați uneori cu staurolit; în zona văii Cioara predominante sunt cuartitele biotitice și gnaisele biotitice; în porțiunea Geamăna, Vința, Mămăligani se întâlnesc net predominant gnaisele biotitice.

Celealte tipuri apar intercalate în rocile predominante ca lentile de dimensiuni variate.

În jurul masivului de granit, între șisturile cristaline, sunt intercalate concordanțant vine de cuarț a căror grosime rar depășește 5—6 cm.

Gnaisele biotitice sunt roci dure, cu șistuozitate evidentă și aspect mătăsos. La microscop ele prezintă o compozitie mineralologică destul de uniformă: cuarț, feldspat și biotit, la care se adaugă muscovit, granați, zircon, apatit și minerale opace.

Cuartitele biotitice se prezintă în bancuri masive și foarte dure. La microscop se observă că principalele minerale componente sunt cuarțul și biotitul, iar în cantitate mai mică se găsesc apatit, zircon și minerale opace.

Micașisturile sunt roci friabile, foarte șistuoase, aurii, rare ori argintii, dese ori ondulate. Această ondulare se datorează cristalelor foarte mari, idiomorfe, de granați și staurolit. Prin studierea lor în secțiuni subțiri se observă că sunt formate din cuarț, muscovit, înai puțin biotit și felpăți, granați și staurolit.

Cuartitele negre și datorează culoarea unei slabe mineralizări. Minerale opace, foarte fine, sunt răspândite în rocă și îi dau astfel culoarea brună-închisă.

Amfibolitele, apar răspândite în toată regiunea sub formă de lentile ale căror grosimi nu depășesc 6—7 m. Sunt roci foarte dure, masive și închise la culoare. Datorită tăriei lor rămân în relief față de celealte roci. La microscop se observă că hornblenda și feldspății apar în cantitate mare, iar în cantitate mai mică se găsește cuarț și titanit. Sporadic se întâlnesc foițe de biotit, cristale idiomorfe de apatit și granule de minerale opace. Pe unul din afluenții văii Cioara, se găsesc amfibolite deosebite de cele descrise prin aspectul lor macroscopic, cît și cel microscopic. Sunt caracterizate prin prezența biotitului în cantitate mare și prin mărimea considerabilă a cristalelor de hornblendă. Ele se mai diferențiază și printr-o culoare deosebită, o nuanță diferită de verdele obișnuit și un pleocroism foarte intens.

Calcarele cristaline se prezintă ca masive cu forme și de dimensiuni variate, prinse în masa șisturilor cristaline. În general, în contrast cu relieful înconjurător, aceste masive dau naștere unui relief abrupt — piscuri și colțuri. Calcarele sunt dure, stratificate în bancuri groase. Culoarea lor este albă sau cenușie și sunt macrogranulare. Uneori aceste calcare prezintă mici fenomene carstice. La microscop se observă că printre cristalele de calcit sunt prinse granule de cuarț și rar foițe de muscovit. Granulele de cuarț formează în general șiruri orientate paralel între ele. Calcarele conțin uneori minerale ca: epidot, hornblendă, titanit, biotit și clorit.

Granitul ocupă în partea de sud-vest a regiunii, în bazinul și în lungul Văii Mici, afluent al văii Șasa, o anumită zonă. Este un granit cu muscovit și biotit ce

a dat naștere la o slabă aureolă de contact. Deseori granitul este ușor gnaistic, granulele lui fiind oarecum orientate. În masa granitului se observă zone cu roci mai bogate în muscovit și altele mai bogate în biotit, fără ca să se poată face exact o delimitare și fără ca aceste roci să ocupe o poziție preferențială. Predominante sunt însă granitele, în care biotitul se găsește în cantitate mai mare. Granitul se prezintă la suprafață în general alterat și din zona de alterație cenușie-gălbui se desprind granule mărunte de cuarț. La microscop se observă că mineralele constitutive sunt cuarț, ortoză, microclin, feldspați plagioclazi, muscovit și biotit. În cantități mici, izolați se observă granați și titanit.

Datorită activității postmagmatische legate de procesele ce au dat naștere granitului, apar filoane de pegmatite și de cuarț hidrotermal. Pegmatitele apar mai rare în interiorul masivului granitic și mai dese în șisturile cristaline înconjurătoare, mai ales spre est — spre bazinile văilor Poinița și Stăuinilor.

Filoanele de cuarț hidrotermal apar concordante cu șisturile cristaline și sunt mai răspândite în jurul masivului granitic. Rar au și cuiburi mici de turmalină.

Filoanele de pegmatite nu depășesc 1 m grosime. La microscop se observă că sunt formate aproape exclusiv din cuarț, feldspați și muscovit. În cantitate mai mică apar apatit și uneori granați.

Doleritele apar într-un singur punct, pe valea Șasa, într-un filon ce străbate Cristalinul. Sunt roci foarte închise la culoare, în care se observă răspândite cristale verzi, aciculare. La microscop se observă mineralele componente: feldspați plagioclazi și augit cu structură ofitică. Ca minerale secundare apar hornblendă brună, actinot și clorit. În cantitate mică mai apar minerale opace și cristale idiomorfe de apatit.

Formațiunile sedimentare. Pintenul Băii de Arieș, după cum am mai spus, este acoperit din trei părți de formațiuni sedimentare ce formează o ramă. Vîrsta acestor roci este cretacică, ele aparțin Cenomanianului și Senonianului (T. P. GHÎȚULESCU și M. SOCOLESCU).

Se întâlnesc șisturi argiloase slab micacee, în general cenușii, rar roșcate, diverse tipuri de gresii — gresii arcoziene, gresii fine micacee cu ciment calcaros, gresii cuarțoase cu ciment cloritos sau calcaros — și conglomerate cuarțoase destul de mărunte cu ciment calcaros.

Rocile efuzive. Întreg fundamentul cristalin a fost străpuns de numeroase erupții neogene și acoperit de curgeri de lave andezitice. După T. P. GHÎȚULESCU și M. SOCOLESCU, aceste erupții fac parte din faza a III-a și a IV-a a fenomenelor vulcanice din Munții Metaliferi, adică ar avea vîrsta Sarmațian superior și Pliocen. În cadrul fazei a III-a de erupție se întâlnesc mai multe tipuri de andezite, care au dat naștere la numeroase coșuri vulcanice. Astfel, în ideea că evoluția magmelor se

face de la bazic la acid se poate considera următoarea succesiune de veniri în faza a III-a: andezite cuarțifere cu hornblendă bazaltică, andezite cuarțifere cu hornblendă, andezite cu hornblendă și biotit și andezite cuarțifere cu hornblendă și biotit. Din faza a IV-a fac parte andezitele cu hornblendă și cu fenocristale mari de feldspați.

Andezitele cuarțifere cu hornblendă bazaltică au o răspândire restrânsă în cadrul pintenului de Cristalin al Băii de Arieș. Se întâlnesc rar proaspăt și au o culoare roșiatică. La microscop se observă că în mod predominant în rocă apar cristale xenomorfe de feldspați și cristale mici de hornblendă brună bazaltică. În plus, se mai întâlnesc cristale mărunte idiomorfe de apatit și granule de minerale opace.

Andezitele cuarțifere cu hornblendă se pot împărti după aspectul lor, în două tipuri diferite, deși au aceeași compoziție mineralologică. Unul din aceste tipuri se găsește în apropierea localității Baia de Arieș. Este un andezit foarte alterat, sericitizat, caolinizat, propilitizat și silicificat. În el este cantonată mineralizarea de aur și de sulfuri complexe. În acest corp de andezite sunt amplasate lucrările miniere din care s-au luat eșantioanele studiate în această lucrare. Celălalt tip de andezite cu hornblendă formează masivul Colții Cioranului și este foarte proaspăt. Unul din caracterele ce-l deosebește de primul sunt dimensiunile foarte reduse ale cristalelor de hornblendă.

Andezitele cu hornblendă și biotit formează un corp ce se găsește amplasat pe valea Hărmanesei și pe Dealul Carului.

Andezitele cuarțifere cu hornblendă și biotit au o răspândire foarte mare. Sunt în general proaspete, afectate de o alterație superficială. În pasta criptocristalină sunt răspândite fenocristale mari de hornblendă, biotit, feldspați plagioclazi și cuarț. Acest ultim mineral creează totuși o deosebire în cadrul acestor andezite. În mare parte din aceste roci cuarțul se prezintă ca cristale mici colțuroase, parțial corodate. În partea sudică a perimetrlui cuarțul apare sub forma unor cristale foarte mari, rotunjite, care fac impresia că nu s-au format odată cu andezitul.

De faza a IV-a de erupțiuni sunt legate andezitele cu fenocristale mari de feldspați și cu hornblendă. Fenocristalele sunt foarte mari în comparație cu celelalte cristale din rocă. Aceste andezite sunt cele mai noi formațiuni din regiune.

Evoluția geologică și tectonică a regiunii

Pintenul cristalin al Băii de Arieș este, după cum am mai spus, prelungirea spre sud a Cristalinului de Munțele Mare. Odată cu formarea Cristalinului a fost pus în loc masivul granitic de pe Valea Mică. Acesta a determinat o slabă aureolă de contact. Mișcările orogenice ulterioare, cutind și recutind Cristalinul, au afectat granitul dându-i pe alocuri un aspect gnaasic. În legătură cu punerea în loc a masivului de granit apar filoanele de pegmatite și de cuarț hidrotermal. Cristalinul este



străbătut și de filoane de dolerite. În Cretacic marea cenomaniană și apoi cea senoniană au transgredat spre acest domeniu. Marea senoniană a avut cea mai mare avansare și limita ei se poate reconstitu după micile petece de Sedimentar rămasă pe Cristalin, cum ar fi cel de lîngă Colții Lazărului. În Sarmațianul superior și apoi în Pliocen fundamentul cristalin a fost străpuns în numeroase puncte de erupțiuni de andezite care au dat naștere la numeroase coșuri vulcanice, dintre care unele foarte înalte (Poinița, 1437 m.).

T. P. GHÎȚULESCU și M. SOCOLESCU au împărțit erupțiunile neogene din Munții Metaliferi în patru faze. Cele care se întâlnesc la Baia de Arieș fac parte din fazele a III-a și a IV-a.

Zăcăminte de la Baia de Arieș

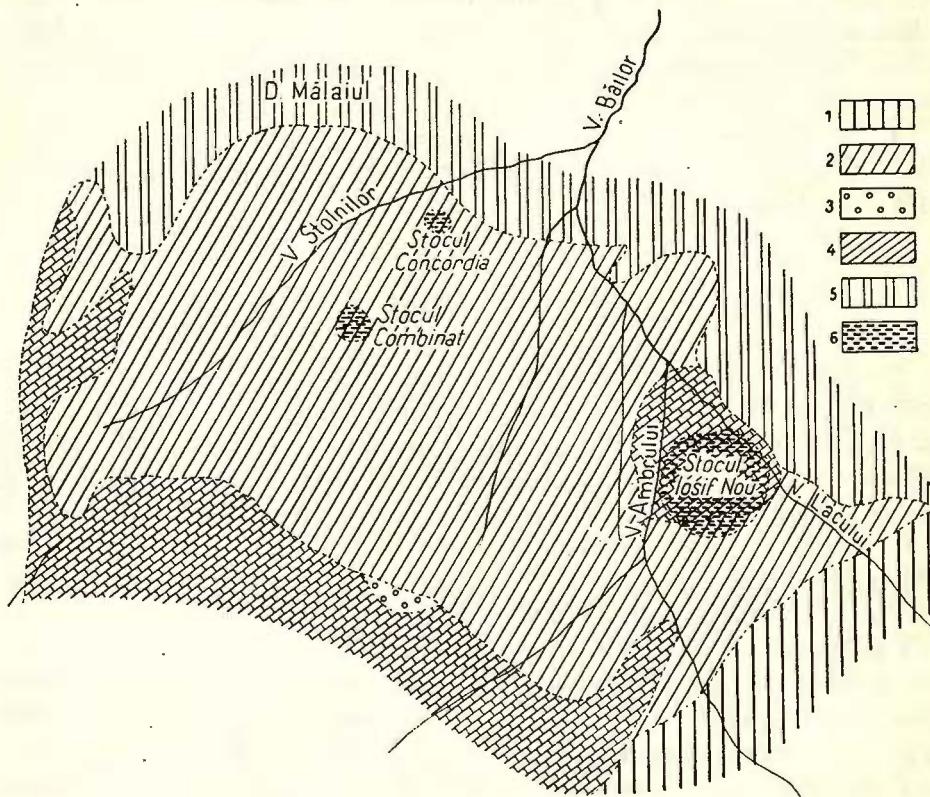
Mineralizația auriferă și de sulfuri complexe este cantonată doar în jurul localității Baia de Arieș, legată de andezitele cuarțifere cu hornblendă. Aceste andezite sunt foarte alterate, sericitizate, caolinizate, propilitizate și silicificate. Mineralizația auriferă se găsește la partea centrală a masivului andezitic, iar zona periferică este ocupată de mineralizația de sulfuri complexe. Aceasta este mai bogată la contactul dintre andezit și calcarele cristaline. Ca forme de zăcămînt se întâlnesc stock-uri și filoane (vezi fig.)

Pînă în prezent au fost identificate următoarele stock-uri localizate în andezite: nr. 1 (« Concordia »), nr. 2 (« Combinat ») și nr. 4, cum și stock-urile reprezentînd mase de brecii mineralizate de la contactul cu andezitele: nr. 3 (« Aeraj »), « Ștefania », « Iosif Nou », « Nicolae », « Craișor », etc. (9.). Stock-urile localizate în andezite (1, 2, 4) au o formă caracteristică, fie cilindrică (stock-ul nr. 2), fie conică (stock-ul nr. 1), cu vîrful în sus și baza, în general lățită, în jos. Secțiunea acestor stock-uri este aproape circulară, cu diametre ce variază de la stock la stock, iar la același stock în funcție de adîncime. Astfel, la stock-ul nr. 1 diametrul secțiunii circulare este de cca 50 m la orizontul +140 m, iar la stock-ul nr. 2 este de cca 80 m la același orizont. Stock-urile menționate sunt cunoscute pe o înălțime (de la vîrful lor) de cca 120 m.

Din cauza eroziunii unele din stock-urile localizate în andezite au ajuns la suprafață (cazul stock-urilor nr. 2 și 4). Altele, de exemplu stock-ul nr. 1, se află la oarecare adîncime de la suprafață. Prin lucrările de deschidere, pregătire și exploatare s-a stabilit că masa care constituie corpul acestor stock-uri este alcătuită dintr-o acumulare de blocuri de andezit cu dimensiuni ce variază de la cîțiva centimetri pînă la 5—6 m. Masa această cu structură haotică prezintă goluri de mărimi diferite între blocurile de andezit, cum și o mineralizație sub formă de cruste care îmbracă aceste blocuri.



După V. LUCCA¹⁾, forma caracteristică a zăcămintelor localizate în andezite sărădatoră datoră unor explozii ratate ale coșurilor parazite din jurul aparatului vulcanic central. J. R. COCHET (1) consideră formarea stock-urilor menționate ca fiind rezul-



Schița geologică a regiunii Baia de Arieș în zona mineralizată (după M. FĂRCĂȘANU). Eruptive : 1, andezite cuarțifere cu hornblendă și biotit; 2, andezite cuarțifere cu hornblendă ; 3, brecie andezitică. Cristalofiliene: 4, calcar cristaline; 5, sisturi epizonale. 6, stock-urile.

tatul scufundărilor ce au avut loc prin contracția lacolitului și apofizelor sale, care au generat lavele andezitice.

În afara de stock-urile localizate în andezite, mai există în regiunea Baia de Arieș zăcăminte de minereuri denumite tot stock-uri, situate în breciile andezitice formate de prima erupție de andezite la contactul cu rocile înconjurătoare menționate mai înainte. Între acestea, stock-ul nr. 3 are o mineralizare în care predomină mispichelul aurifer; este singurul stock din această categorie încă neexploatat.

¹⁾ Memoriu privind calculele rezervelor de minereu de la Exploatarea Baia de Arieș, Brad 1952.

Stock-ul « Ștefania » are o mineralizare pirotoasă predominantă, cu puțin aur liber, mispichel, etc.

Stock-ul « Iosif Nou », care face obiectul studiului de față, cum și stock-ul « Nicolae », au o mineralizare de sulfuri complexe (pirită, blendă, galenă, etc.).

În planșele I—II se prezintă o serie de macrofotografii ale unor epruvete în formă de cub, confectionate din blocurile preluate din stock-urile « Iosif Nou » și « Combinat », cu indicațiile calcografice respective, iar planșele III—IV prezintă microfotografii ale secțiunilor subțiri și calcografice ale materialului studiat.

În ceea ce privește zăcămintele filoniene, acestea constau din filoane de grosimi și direcții diferite, cu inclinări spre NNW, având o mineralizație auriferă sub formă de telururi aurifere, mispichel aurifer, pirită și marcasită aurifere. Ele străbat masa andezitului din prima erupție, cum și brecile andezitice formate ulterior.

În general, structura geologică a zăcămintelor de minereuri de la Baia de Arieș este mult complicată de o serie întreagă de deranjamente tectonice, dispuse pe direcția NW—SE, ca rezultat al mișcărilor post-senoniene.

Pe liniile de mare fractură au venit erupțiile andezitice și dacitice. Dislocațiile tectonice principale au provocat scufundarea calcarelor cristaline spre NE, iar cele secundare o scufundare lentă, în trepte, a calcarelor cristaline în sprijin NW și SE. Tot ca rezultat al acestor dislocări tectonice, au luat naștere brecile tectonice de la contactul formațiunilor. Erupțiile neogene andezitice sub formă de dyke-uri au influențat structura geologică a zăcămintelor, prin redeschiderea unor deranjamente tectonice, pe direcția NW—SE, prin reînoirea fracturilor anterioare și brecificarea calcarelor cristaline.

Aproape toate rocile ce intră în structura zăcămintelor de minereuri de la Baia de Arieș sunt, într-o măsură mai mare sau mai mică, afectate de metamorfismul hidrotermal, după cum au dovedit-o cercetările mai vechi sau recente asupra acestor zăcăminte, pe baza numeroaselor lucrări miniere executate. Dintre transformările mai importante suferite de roci în urma metamorfismului hidrotermal menționăm: propilitizarea, caolinizarea, sericitizarea, silicifierea, întilnirea frecventă la andezite precum și dolomitizarea, sideritizarea, silicifierea, întilnirea la calcarile cristaline.

Transformări secundare provocate de acțiunea apelor de infiltratie cu conținut de CO_2 ca: limonitzări, silicifieri, se întâlnesc la rocile calcaroase. Intensitatea fenomenelor provocate de metamorfismul hidrotermal crește în apropierea corpurilor de minereu.

Considerații asupra încercărilor efectuate

Pentru determinarea rezistențelor de rupere la eforturi mecanice s-au folosit epruvete de forma și de dimensiunile următoare: cuburi cu muchiile de 5 cm, pentru încercările la compresiune; opturi cu secțiunea mediană de cca $2\text{ cm} \times 2,5\text{ cm} = 5\text{ cm}^2$, pentru încercările la tracțiune; prisme cu secțiunea de cca $6\text{ cm} \times 6\text{ cm} = 36\text{ cm}^2$.



și lungimi de cca 25 cm, pentru încercările la încovoiere; bastonașe cu secțiunea de $1,5 \text{ cm} \times 1,5 \text{ cm} = 2,25 \text{ cm}^2$, pentru încercările la forfecare.

Încercările au fost efectuate pe epruvete parte în stare uscată (introduse în etuvă la temperatura de $+105^\circ\text{C}$, timp de mai multe ore — minimum patru ore — pînă la greutate constantă) și parte în stare saturată de apă (după ce au stat în apă mai multe zile — pînă la greutate constantă). Modul în care au fost efectuate determinările, cum și rezultatele obținute, se arată în cele ce urmează:

Determinarea densității

Densitatea (δ) masei mineralizate și a rocilor înconjurătoare de la stock-urile « Iosif Nou » și Nr. 2 « Combinat » s-a făcut cu metoda picnometrului conform STAS 1914—50. Pentru fiecare probă s-au efectuat cîte trei determinări, iar în total 21 determinări din materialul recoltat și omogenizat de la toate încercările de compresiune executate.

Rezultatele determinărilor sub formă de valori medii se prezintă în tabela 1.

TABELA 1

Densitatea masei mineralizate și a rocilor înconjurătoare de la stock-urile « Iosif Nou » și nr. 2 « Combinat », Baia de Arieș

Nr. blo- cului	Felul probei	Nr. deter- minărilor	Densitatea g/cm^3	Media
4 B	Masa mineralizată	3	4,436	
5	Masa mineralizată	3	4,543	}
3 A	andezit			
	caolinizat	3	3,017	
3 B	andezit			
	caolinizat	3	2,754	
4 A	Roca înconju- rătoare	andezit	2,805	
		caolinizat		
1		andezitică	2,910	
2		calcar		
		cristalin	2,745	

Determinarea densității aparente

Densitatea aparentă (δ_a) a masei mineralizate și a rocilor înconjurătoare de la stock-urile « Iosif Nou » și nr. 2 « Combinat » s-a determinat pe cuburile confecționate pentru încercările la compresiune (cu muchiile de 5 cm), cu metoda măsurării directe și cu balanța Mohr-Westphal, conform STAS 1915—50. Numărul determinărilor pentru fiecare bloc și rezultatele obținute se arată în tabela 2.



TABELA 2
Densitatea aparentă a masei mineralizate și a rocilor înconjurătoare

Nr. blo- cului	Locul de preluare a probelor	Felul probei	Nr. determi- nărilor		Densitatea aparentă g/cm ³	
			U	S	U	S
4 B	Filon – orizont « Noroc Nesperat »	Masa mineralizată	4	—	3,796	—
5	Filon – orizont –20 m	Masa mineralizată	4	—	3,983	—
Media masei mineralizate: 3,889 g/cm ³						
3 A 3 B 4 A	{ Orizont –17,5 m Orizont « Noroc Nesperat » Orizont –20 m	Roca încon- jură- toare	Andezit caolinizat	10 10 10	5 5 5	2,411 2,292 2,371
1	Idem		Brecie andezitică	14	7	2,497
2			Calcar cristalin	14	7	2,633
Media	{ andezit caolinizat: 2,370 g/cm ³ brecie andezitică: 2,504 » calcar cristalin: 2,639 »					2,445 2,318 2,382 2,512 2,646

Incer cări la compresiune

Pentru determinarea rezistenței de rupere la compresiune s-au efectuat încercări pe cuburi cu muchiile de 5 cm: 8 buc. minereu, 30 buc. andezit caolinizat, 14 buc. brecie andezitică și 14 buc. calcar cristalin, adică în total 66 încercări. Epruvetele au fost tăiate din probele menționate, având fețele paralele și plane, cu rare defecte.

Încercările au fost efectuate pe epruvete în stare uscată (uscare în etuvă la temperatură de +105°C, pînă la greutate constantă) și în stare saturată de apă (lăsate în apă pînă la greutate constantă). Pentru încercări s-a folosit presa de 300 tone tip Losenhausenwerk a Laboratorului geotehnic. Viteza de încărcare a epru-



vetelor s-a ales de 5 mm/min. Epruvetele s-au rupt, fie prin desprinderi de bucăți laterale în formă de pană sau paralele cu fețele respective, fie în formă de piramidă, vîrf la vîrf. Rezistența de rupere la compresiune s-a determinat cu relația:

$\sigma_{rc} = \frac{P}{S}$, kg/cm², în care: P = sarcina de rupere, în kg și S = suprafața epruvei (pe care a acționat efortul P), în cm².

Rezultatele obținute sunt date în tabelele 3—6, iar în tabela 7 sunt prezentate rezultatele centralizate ale acestor încercări. Din examinarea acestor rezultate se constată că:

TABELA 3

Rezistența de rupere la compresiune a cuburilor de minereu, încercate în stare uscată

Notăția epruvei	Secțiunea medie cm ²	Greutatea epruv. uscată g	Determinarea densității aparente prin măsurare		Rezistența de rupere la compresiune		Observații
			Volum cm ³	Dens. apar. δ _a g/cm ³	Stare uscată	Sarcina kg	
Blocul nr. 4 B							
a	24,70	471,3	123,994	3,801	35.700	1.445	
c	25,10	484,3	125,500	3,859	29.600	1.179	
e	25,20	462,3	126,252	3,662	41.500	1.647	
f	25,10	482,0	124,747	3,864	37.000	1.474	
Media încercărilor			3,796		1.436		
Blocul nr. 5							
a	24,80	497,5	124,496	3,996	24.600	992	
c	24,60	496,9	120,540	4,122	30.300	1,232	
e	24,70	516,5	121,277	4,259	34.100	1.380	
f	25,15	446,9	125,750	3,554	32.400	1.288	
Media încercărilor			3,983		1.223		

Rezistența de rupere la compresiune a masei mineralizate (minereu complex), în stare uscată a avut valoarea medie de 1436 kg/cm² (cu valoarea medie minimă de 1179 kg/cm² și maximă de 1647 kg/cm²) la minereul din stok-ul nr.2 («Combinat») și valoarea medie de 1223 kg/cm² (cu valoarea medie minimă de 992 kg/cm² și maximă de 1380 kg/cm²) la minereul din stok-ul « Iosif Nou ». Rezistența de



TABELA 4

Rezistența de rupere la compresiune a cuburilor de andezit caolinizat (roca înconjurătoare) încercate în stare uscată și saturată

Notăția epruvei	Secțiunea medie cm ²	Greut. epruvetelor		Apa absorbită		Determinarea densității aparente				Rezistența de rupere la compresiune				Observații	
		Uscată	Saturată	g	%	Volum cm ³	Densitatea aparentă δ _a g/cm ³	Volum cm ³	Densitatea aparentă δ _a g/cm ³	Sarcina kg	Rezist. σ _{rc} kg/cm ²	Sarcina kg	Rezist. σ _{rc} kg/cm ²		
		g	g	g	%										
Blocul nr. 3 A															
Încercări de epruvete în stare uscată															
a	24,90	300,2	—	—	—	125,745	2,387	—	—	4.200	169	—	—	Andezit caolinizat de culoare albă-cenușie, slab piritat. Prezintă goluri. Epruvetele g, h, j cu nodule caolinizate și mineralizare mai vizibilă. Media: 186 kg/cm ² .	
b	25,50	312,5	—	—	—	130,050	2,403	—	—	3.950	155	—	—		
g	25,96	318,2	—	—	—	131,098	2,427	—	—	6.700	258	—	—		
h	25,80	319,3	—	—	—	130,290	2,451	—	—	6.000	232	—	—		
j	25,50	302,2	—	—	—	127,755	2,365	—	—	2.900	114	—	—		
Încercări de epruvete în stare saturată															
c	25,25	305,7	319,4	13,7	4,48	127,007	2,407	125,3	2,440	—	—	1.800	71	Idem. Media: 79 kg/cm ² .	
d	25,40	315,5	328,5	13,0	4,12	129,032	2,445	127,7	2,471	—	—	2.500	98		
e	25,91	310,2	324,5	14,3	4,61	129,809	2,390	127,8	2,427	—	—	1.900	73		
f	25,40	316,3	329,1	12,8	4,05	128,524	2,461	127,9	2,473	—	—	2.100	83		
i	25,25	302,7	317,7	15,0	4,95	127,260	2,378	125,5	2,412	—	—	1.800	71		
Media încercărilor						4,44		2,411		2,445		186		79	
Blocul nr. 3 B															
Încercări de epruvete în stare uscată															
b	25,20	279,0	—	—	—	125,244	2,228	—	—	5.200	206	—	—	Andezit caolinizat, de culoare albă-cenușie, slab piritat. Mici fisuri și vinișoare, parțial mineralizate. Epruvetele b, h, și i cu goluri. Media: 333 kg/cm ² .	
c	24,80	289,0	—	—	—	125,736	2,298	—	—	11.000	443	—	—		
g	25,50	294,5	—	—	—	127,500	2,310	—	—	11.600	455	—	—		
h	25,05	293,0	—	—	—	127,003	2,307	—	—	5.200	207	—	—		
i	25,00	288,0	—	—	—	126,250	2,281	—	—	8.800	352	—	—		
Încercări de epruvete în stare saturată															
a	24,75	292,7	304,9	12,2	4,17	124,987	2,342	123,5	2,370	—	—	5.000	202	Idem. Media: 166 kg/cm ² .	
d	24,95	284,2	298,2	14,0	4,93	123,752	2,296	123,2	2,307	—	—	3.600	144		
e	24,85	279,0	292,7	13,7	4,91	123,504	2,259	122,2	2,283	—	—	4.000	161		
f	25,00	289,0	302,8	13,8	4,77	125,250	2,307	124,1	2,329	—	—	3.900	156		
j	25,15	288,0	302,3	14,3	4,96	125,750	2,290	125,0	2,304	—	—	4.200	167		
Media încercărilor						4,75		2,292		2,318		333		166	
Blocul nr. 4 A															
Încercări de epruvete în stare uscată															
d	25,40	307,2	—	—	—	128,270	2,395	—	—	12.900	508	—	—	Andezit caolinizat, propilitat, slab mineralizat. Epruveta d mai compactă și mai mineralizată. Media: 572 kg/cm ² .	
f	25,70	312,5	—	—	—	131,070	2,384	—	—	11.500	447	—	—		
g	25,65	311,5	—	—	—	130,302	2,391	—	—	17.300	674	—	—		
i	25,10	300,2	—	—	—	126,755	2,368	—	—	13.300	530	—	—		
j	25,25	300,5	—	—	—	128,017	2,347	—	—	17.700	701	—	—		
Încercări de epruvete în stare saturată															
a	25,81	308,3	313,1	4,8	1,56	130,340	2,365	129,1	2,388	—	—	7.900	306	Idem. Epruveta b mai compactă și mai mineralizată. Media: 370 kg/cm ² .	
b	25,60	308,0	315,4	7,4	2,40	129,792	2,373	128,9	2,389	—	—	10.700	418		
c	25,91	310,7	316,6	5,9	1,90	130,586	2,379	130,0	2,390	—	—	8.000	309		
e	25,05	297,0	304,8	7,8	2,63	126,252	2,352	125,4	2,368	—	—	11.600	463		
h	26,06	307,0	314,7	7,7	2,51	130,300	2,356	129,3	2,374	—	—	9.200	353		
Media încercărilor						2,20		2,371		2,382		572		370	

TABLEA 5

Rezistența de rupere la compresiune a cuburilor de brecie andezitică (roca înconjurătoare) încercat în stare uscată și saturată

Notăția epruvetei	Secțiunea medie cm ²	Greut. epruvetelor		Apa absorbită		Determinarea densității aparente				Rezistența de rupere la compresiune				Observații		
		Uscate		Saturate		prin măsurare		cu balanța Mohr-Westphal		Stare uscată		Stare saturată				
		g	g	g	%	Volum cm ³	Dens. apar. δ_a g/cm ³	Volum cm ³	Dens. apar. δ_a g/cm ³	Sarcina kg	Rezist. σ_{rc} kg/cm ²	Sarcina kg	Rezist. σ_{rc} kg/cm ²			
Blocul nr. 1																
Încercări de epruvete în stare uscată																
a	25,65	315,8	—	—	—	128,250	2,462	—	—	8.500	331	—	—	Brecie andezitică, caolini-zată, slab piritizată.		
b	25,25	322,0	—	—	—	127,512	2,525	—	—	6.900	273	—	—	Epruveta g mai compactă.		
c	25,35	320,2	—	—	—	127,764	2,506	—	—	6.700	264	—	—	Epruveta k și m cu zone mai caolinizate.		
d	25,65	325,8	—	—	—	129,276	2,520	—	—	6.400	249	—	—			
e	25,50	327,4	—	—	—	129,030	2,537	—	—	9.100	357	—	—			
k	25,40	314,3	—	—	—	127,762	2,460	—	—	6.400	252	—	—			
m	25,75	323,4	—	—	—	130,037	2,487	—	—	3.800	147	—	—	Media: 267 kg/cm ² .		
Încercări de epruvete în stare saturată																
e	25,45	324,2	334,6	10,4	3,21	128,522	2,522	128,4	2,525	—	—	3.200	126	Idem.		
f	25,35	328,8	339,2	10,4	3,16	129,285	2,543	129,0	2,549	—	—	1.800	71	Epruveta e, mai compactă.		
h	25,81	318,5	333,9	15,4	4,83	130,857	2,434	129,7	2,456	—	—	1.600	62	Epruvetele h, j și n cu zone mai caolinizate.		
i	25,50	318,6	331,2	12,6	3,95	128,775	2,474	128,0	2,489	—	—	1.800	70			
j	25,50	317,1	331,3	14,2	4,48	127,755	2,482	126,6	2,505	—	—	1.400	55			
l	25,40	321,3	332,2	10,9	3,39	128,016	2,510	127,7	2,516	—	—	2.400	94			
n	25,91	328,0	339,1	11,1	3,38	131,623	2,492	128,8	2,546	—	—	1.800	69			
Media încercărilor:																
						3,77		2,497		2.512		267		78		

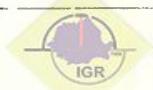


TABELA 6

Rezistența de rupere la compresiune a cuburilor de calcar cristalin (roca înconjurătoare) încercate în stare uscată și saturată

Notajia epruvetei	Secțiunea medie cm ²	Greut. epruvetelor		Apa absorbită		Determinarea densității aparente				Rezistența de rupere la compresiune				Observații		
		Uscate		Saturate		prin măsurare		cu balanță Mohr-Westphal		Stare uscată		Stare saturată				
		g	g	g	%	Volum cm ³	Dens. apar. δ_a g/cm ³	Volum cm ³	Dens. apar. δ_a g/cm ³	Sarcina kg	Rezist. σ_{rc} kg/cm ²	Sarcina kg	Rezist. σ_{rc} kg/cm ²			
Blocul nr. 2																
Încercări de epruvete în stare uscată																
a	25,35	331,9	—	—	—	125,989	2,634	—	—	15.900	627	—	—	—		
b	25,00	327,3	—	—	—	124,500	2,629	—	—	15.500	620	—	—	—		
c	25,25	331,8	—	—	—	125,745	2,639	—	—	13.700	542	—	—	—		
e	24,95	331,8	—	—	—	126,247	2,629	—	—	15.300	613	—	—	—		
g	25,05	331,0	—	—	—	125,250	2,643	—	—	15.200	607	—	—	—		
l	24,85	324,6	—	—	—	123,256	2,633	—	—	17.700	712	—	—	—		
n	24,95	327,3	—	—	—	124,251	2,634	—	—	17.200	689	—	—	—		
Încercări de epruvete în stare saturată																
d	25,00	327,2	328,6	1,4	0,43	124,000	2,639	123,3	2,654	—	—	10.100	404	—		
f	25,20	330,7	332,3	1,6	0,48	125,748	2,630	125,0	2,646	—	—	12.000	476	—		
h	24,60	324,3	325,6	1,3	0,40	123,000	2,636	122,5	2,647	—	—	16.300	663	—		
i	24,60	323,5	325,2	1,7	0,52	123,000	2,630	122,3	2,645	—	—	14.100	573	Idem.		
j	24,95	325,7	327,1	1,4	0,43	124,001	2,626	123,0	2,648	—	—	15.000	601	Media: 544 kg/cm ² .		
k	25,25	334,2	335,6	1,4	0,42	127,007	2,631	126,9	2,633	—	—	13.300	527	—		
m	24,70	321,8	323,6	1,8	0,56	122,265	2,632	121,5	2,648	—	—	14.000	567	—		
Media incercărilor:					0,46	2,633	2,646	—	—	630	—	544	—	—		



rupere la compresiune a rocilor înconjurătoare ale celor două stock-uri: « Iosif Nou » și nr. 2 (« Combinat ») a avut următoarele valori:

Andezitul caolinizat în stare uscată: media 364 kg/cm^2 , minimă 114 kg/cm^2 , și maximă 701 kg/cm^2 ; în stare saturată: media 205 kg/cm^2 , minimă 71 kg/cm^2 și maximă 463 kg/cm^2 .

Brecia andezitică în stare uscată: media 267 kg/cm^2 , minimă 147 kg/cm^2 și maximă 357 kg/cm^2 ; în stare saturată: media 78 kg/cm^2 , minimă 55 kg/cm^2 și maximă 126 kg/cm^2 .

Calcar cristalin în stare uscată: media 630 kg/cm^2 , minimă 254 kg/cm^2 și maximă 712 kg/cm^2 ; în stare saturată: media 544 kg/cm^2 , minimă 404 kg/cm^2 și maximă 663 kg/cm^2 .

Minereurile din stock-urile « Iosif Nou » și nr. 2 (« Combinat »), nefiind omogene, rezistențele la compresiune au diferențe de cca 40% între rezistențele minime și cele maxime. În ce privește rocile înconjurătoare ale acestor stock-uri, rezistența lor — atât în stare uscată cât și saturată de apă — prezintă diferențe mari între rezistențele minime și cele maxime, după cum urmează: andezitul caolinizat: minime 515, maxime 550; brecia andezitică: minime 129, maxime 140; calcarul cristalin: minime 31, maxime 64.

TABELA 7

Rezultatele centralizate ale rezistențelor de rupere la compresiune a masei mineralizate și a rocilor înconjurătoare

Felul materialului încercat	Masa mineralizată		Roca înconjurătoare									
			Andezit caolinizat				Brecie andezitică		Calcar cristalin			
Numărul de ordine al blocului	4 B	5	3 A	3 B	4 A	1	2					
Felul încercării	U	S	U	S	U	S	U	S	U	S	U	S
Numărul de încercări	4	—	4	—	5	5	5	5	5	7	7	7
Rezistența de rupere la compresiune, kg/cm^2 :												
Minimă	1179	—	992	—	114	71	206	144	447	306	147	55
Maximă	1647	—	1380	—	258	98	455	202	701	463	357	126
Medie pe fel de încercare	1436	—	1223	—	186	79	333	166	572	370	267	78
Medie pe bloc	1436		1223		133		249		471		173	

Observație:

În acest tabel s-a notat cu: U = epruvetele încercate în stare uscată; S = epruvetele încercate în stare saturată.



Rezistența de rupere la compresiune a epruvetelor încercate în stare saturată este mai mică de cît acea a epruvetelor încercate în stare uscată. Epruvetele confecționate din minereuri și rocile înconjurătoare ale celor două stock-uri s-au comportat la încercările de compresiune ca un material elasto-plastic (cu predominarea caracteristicilor elastice la epruvetele încercate în stare uscată și plastice la epruvetele încercate în stare saturată de apă).

Coefficientul de înmuiere

Coefficientul de înmuiere, definit conform STAS 730-49 cu relația:

$$n = \frac{\sigma_{cu} - \sigma_{cs}}{\sigma_{cu}}, \text{ în care: } \sigma_{cu} = \text{rezistența de rupere la compresiune în stare uscată}$$

și σ_{cs} = idem, în stare saturată, are valorile medii următoare: andezitul caolinizat 44%; brecia andezitică 70%; calcarul cristalin 13%.

Acest coeficient a fost determinat cu valorile medii ale rezistențelor de rupere la compresiune în stare uscată și saturată de apă, indicate mai înainte. Se constată din aceste date că brecia andezitică suferă o scădere importantă de rezistență prin absorbția de apă.

Coefficientul de tărie

Coefficientul de tărie, după scara lui M. M. PROTODIAKONOV, a fost determinat cu relația: $f = \frac{\sigma_{rc}}{100}$, în care: σ_{rc} = rezistența de rupere la compresiune.

Valorile acestui coeficient sunt:

Minereuri (stare uscată): stock-ul nr. 2 (« Combinat »): minim 12, maxim 16 și mediu 14; stock-ul « Iosif Nou »: minim 10, maxim 14 și mediu 12.

Andezit caolinizat: în stare uscată: minim 1, maxim 7 și mediu 3,5; în stare saturată: minim 0,7, maxim 4,5 și mediu 2.

Brecia andezitică: în stare uscată: minim 1,5, maxim 3,5 și mediu 2,5; în stare saturată: minim 0,5, maxim 1,2 și mediu 0,8.

Calcar cristalin: în stare uscată: minim 5, maxim 7 și mediu 6; în stare saturată: minim 4, maxim 6 și mediu 5.

Se constată din aceste date că minereurile au coefficientul de tărie cel mai mare, iar dintre rocile înconjurătoare, cel mai tare este calcarul cristalin, după care urmează andezitul caolinizat și brecia andezitică.

Curbele caracteristice de deformare la compresiune

Curbele caracteristice de deformare la compresiune au fost construite prin ridicări grafice cu ajutorul perechilor de valori $\sigma = \frac{P}{S}$ kg/cm² și $\epsilon \% = \frac{\Delta h}{h} \cdot 100$.



TABELA 8

Scurtarea specifică (ϵ) a cuburilor de minereu în funcție de efortul P respectiv, tensiunea de compresiune (σ)

Blocul nr. 4 B

Epruveta a — uscat

$S = 24,70 \text{ cm}^2; h_i = 50,3 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	202	0,22	0,44
10	405	0,31	0,62
15	607	0,39	0,77
20	810	0,44	0,87
25	1012	0,50	0,99
30	1214	0,56	1,11
35	1417	0,64	1,27
35,7	1445	1,04	2,07

Blocul nr. 4 B

Epruveta e — uscat

$S = 25,20 \text{ cm}^2; h_i = 50,2 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	198	0,17	0,34
10	397	0,28	0,56
15	595	0,36	0,72
20	794	0,43	0,86
25	992	0,49	0,98
30	1190	0,55	1,09
35	1389	0,61	1,21
40	1587	0,72	1,43
41,5	1647	1,36	2,71

Blocul nr. 5

Epruveta c — uscat

$S = 24,60 \text{ cm}^2; h_i = 49 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	203	0,15	0,31
10	406	0,25	0,51
15	610	0,32	0,65
20	813	0,39	0,79
25	1016	0,47	0,96
30	1219	0,55	1,12
30,3	1232	1,00	2,04

Blocul nr. 5

Epruveta e — uscat

$S = 24,70 \text{ cm}^2; h_i = 49,2 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	202	0,15	0,30
10	405	0,24	0,49
15	607	0,30	0,61
20	810	0,36	0,73
25	1012	0,42	0,85
30	1214	0,48	0,97
34,1	1380	0,98	1,99

Observație :

În această tabelă s-a notat cu:

 P = efortul de compresiune; σ = tensiunea de compresiune; S = secțiunea pe care a acționat efortul P ; h_i = înălțimea inițială a cubului; Δh scurtarea reală a epruvei corespunzătoare tensiunii σ ; $\epsilon\% =$ scurtarea specifică a epruvei $= \frac{\Delta h}{h_i} \cdot 100$.

TABELA 9

Scurtarea specifică (ϵ) a cuburilor de andezit caolinizat, (roca înconjurătoare) în funcție de efortul P respectiv tensiunea de compresiune (σ)

Blocul nr. 3 A

Epruveta g — uscat

$S = 25,96 \text{ cm}^2; h_i = 50,6 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	77	0,18	0,35
4	154	0,29	0,57
6	231	0,40	0,79
6,7	258	0,78	1,54

Blocul nr. 3 A

Epruveta h — uscat

$S = 25,80 \text{ cm}^2; h_i = 50,6 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	77	0,22	0,43
4	155	0,36	0,71
6	232	0,68	1,34

Blocul nr. 3 A

Epruveta d — saturat

$S = 25,40 \text{ cm}^2; h_i = 51 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	79	0,24	0,47
2,5	98	0,80	1,57

Blocul nr. 3 A

Epruveta f — saturat

$S = 25,40 \text{ cm}^2; h_i = 51 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	79	0,51	1,00
2,1	83	1,07	2,10

Blocul nr. 3 B

Epruveta g — uscat

$S = 25,50 \text{ cm}^2; h_i = 50,1 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	78	0,30	0,60
4	157	0,45	0,90
6	235	0,60	1,20
8	314	0,70	1,40
10	392	0,82	1,64
11,6	455	1,65	3,29

Blocul nr. 3 B

Epruveta i — uscat

$S = 25,00 \text{ cm}^2; h_i = 50,5 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	80	0,25	0,49
4	160	0,40	0,79
6	240	0,55	1,09
8	320	0,75	1,48
8,8	352	1,45	2,87

Blocul nr. 3 B

Epruveta a — saturat

$S = 24,75 \text{ cm}^2; h_i = 50,4 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	81	0,22	0,44
4	162	0,40	0,79
5	202	1,28	2,54

Blocul nr. 3 B

Epruveta j — saturat

$S = 25,15 \text{ cm}^2; h_i = 50,2 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	79	0,27	0,54
4	158	0,55	1,09
4,2	167	0,91	1,81

Blocul nr. 4 A

Epruveta g — uscat

$S = 25,65 \text{ cm}^2; h_i = 50,8 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	78	0,12	0,24
4	156	0,20	0,39
6	234	0,27	0,53
8	312	0,32	0,63
10	390	0,40	0,79
12	468	0,45	0,88
14	546	0,52	1,02
16	624	0,74	1,46
17,3	674	0,95	1,87

Blocul nr. 4 A

Epruveta j — uscat

$S = 25,25 \text{ cm}^2; h_i = 50,9 \text{ mm}$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	79	0,16	0,31
4	158	0,24	0,47
6	238	0,30	0,59
8	317	0,36	0,71
10	396	0,43	0,84
12	475	0,50	0,98
14	554	0,58	1,14
16	634	0,63	1,24
17,7	701	1,02	2,00

TABELA 10

Scurtarea specifică (ϵ) a cuburilor de brecie andezitică (roca înconjurătoare), în funcție de efortul P , respectiv tensiunea de compresiune (σ)

Blocul nr. 1

Epruveta b — uscat

$$S = 25,25 \text{ cm}^2; h_i = 50,7 \text{ mm}$$

Blocul nr. 1

Epruveta g — uscat

$$S = 25,50 \text{ cm}^2; h_i = 50,5 \text{ mm}$$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	79	0,22	0,43
4	158	0,36	0,71
6	238	0,53	1,04
6,9	273	1,04	2,05

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	79	0,17	0,34
4	157	0,29	0,57
6	235	0,36	0,71
8	314	0,48	0,95
9,1	357	0,95	1,88

Blocul nr. 1

Epruveta e — saturat

$$S = 25,45 \text{ cm}^2; h_i = 50,6 \text{ mm}$$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	78	1,10	2,17
3,2	126	2,28	4,50

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
2	79	2,81	5,56
2,4	94	3,13	6,20

Observație: Notațiile sunt aceleași ca în tabela 8.

TABELA 11

Scurtarea specifică (ϵ) a cuburilor de calcar cristalin (roca înconjurătoare), în funcție de efortul P , respectiv tensiunea de compresiune (σ)

Blocul nr. 2

Epruveta b — uscat

$$S = 25,00 \text{ cm}^2; h_i = 50 \text{ mm}$$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	200	0,17	0,34
10	400	0,29	0,58
15	600	0,44	0,88
15,5	620	1,02	2,04

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	201	0,19	0,38
10	402	0,32	0,64
15	604	0,43	0,86
17,7	712	1,17	2,35

Blocul nr. 2

Epruveta i — saturat

$$S = 24,60 \text{ cm}^2; h_i = 49,9 \text{ mm}$$

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	203	0,32	0,64
10	406	0,48	0,96
14,1	573	0,98	1,96

P t	$\sigma = P:S$ kg/cm^2	Δh mm	ϵ %
5	200	0,23	0,46
10	401	0,58	1,17
15	601	0,89	1,79

Observație: Notațiile sunt aceleași ca în tabela 8.

TABELA 12

*Modulul de elasticitate determinat pe cuburi de minereu și rocă înconjurătoare
Minereu*

Breczie andezitică**Blocul nr. 1****Epruveta b - uscată**

$$E_1 = \frac{158-79}{0,71-0,43} = \frac{79}{0,28\%} = 28.214 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{238-158}{1,04-0,71} = \frac{80}{0,33\%} = 24.242 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 26.228 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta g - uscată

$$E_1 = \frac{157-78}{0,57-0,34} = \frac{79}{0,23\%} = 34.348 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{235-157}{0,71-0,57} = \frac{78}{0,14\%} = 55.714 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{314-235}{0,95-0,71} = \frac{79}{0,24\%} = 32.917 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 40.993 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{uscată}} = 363.10 \text{ kg/cm}^2$$

Calcar cristalin**Blocul nr. 2****Epruveta b - uscată**

$$E_1 = \frac{400-200}{0,58-0,34} = \frac{200}{0,24\%} = 83.333 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{600-400}{0,88-0,58} = \frac{200}{0,30\%} = 66.667 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 75.000 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta l - uscată

$$E_1 = \frac{402-201}{0,64-0,38} = \frac{201}{0,26\%} = 77.308 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{604-402}{0,86-0,64} = \frac{202}{0,22\%} = 91.818 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 84.563 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{uscată}} = 79.781 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta i - saturată

$$E_1 = \frac{406-203}{0,96-0,64} = \frac{203}{0,32\%} = 63.437 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 63.437 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta j - saturată

$$E_1 = \frac{401-200}{1,17-0,46} = \frac{201}{0,71\%} = 28.310 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 28.310 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{saturată}} = 45.873 \text{ kg/cm}^2$$

Andezit caolinizat**Blocul nr. 3 A****Epruveta g - uscată**

$$E_1 = \frac{154-77}{0,57-0,35} = \frac{77}{0,22\%} = 35.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{231-154}{0,79-0,57} = \frac{77}{0,22\%} = 35.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 35.000 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta h - uscată

$$E_1 = \frac{155-77}{0,71-0,43} = \frac{78}{0,28\%} = 27.857 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 27.857 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{uscată}} = 31.428 \text{ kg/cm}^2$$

Blocul nr. 3 B**Epruveta g - uscată**

$$E_1 = \frac{235-157}{1,20-0,90} = \frac{78}{0,30\%} = 26.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{314-235}{1,40-1,20} = \frac{79}{0,20\%} = 39.500 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{392-314}{1,64-1,40} = \frac{78}{0,24\%} = 32.500 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 32.667 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta i - uscată

$$E_1 = \frac{160-80}{0,79-0,49} = \frac{80}{0,30\%} = 26.667 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{240-160}{1,09-0,79} = \frac{80}{0,30\%} = 26.667 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{320-240}{1,48-1,09} = \frac{80}{0,39\%} = 20.513 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 24.616 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{uscată}} = 28.641 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta a - saturată

$$E_1 = \frac{162-81}{0,79-0,44} = \frac{81}{0,35\%} = 23.143 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 23.143 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta j - saturată

$$E_1 = \frac{158-79}{1,09-0,54} = \frac{79}{0,55\%} = 14.364 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 14.364 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{saturată}} = 18.754 \text{ kg/cm}^2$$

Blocul nr. 4 A**Epruveta g - uscată**

$$E_1 = \frac{234-156}{0,53-0,39} = \frac{78}{0,14\%} = 55.714 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{390-312}{0,79-0,63} = \frac{78}{0,16\%} = 48.750 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{546-468}{1,02-0,88} = \frac{78}{0,14\%} = 55.714 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 53.393 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta j - uscată

$$E_1 = \frac{238-158}{0,59-0,47} = \frac{80}{0,12\%} = 66.667 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{396-317}{0,84-0,71} = \frac{79}{0,13\%} = 60.769 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{554-475}{1,14-0,98} = \frac{79}{0,16\%} = 49.375 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 58.937 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{uscată}} = 56.165 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta b - saturată

$$E_1 = \frac{156-78}{0,39-0,26} = \frac{78}{0,13\%} = 60.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{234-156}{0,53-0,39} = \frac{78}{0,14\%} = 55.714 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{312-234}{0,63-0,53} = \frac{78}{0,10\%} = 78.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 64.571 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta e - saturată

$$E_1 = \frac{160-80}{0,45-0,30} = \frac{80}{0,15\%} = 53.333 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{319-239}{0,75-0,65} = \frac{80}{0,10\%} = 80.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{399-319}{0,91-0,75} = \frac{80}{0,16\%} = 50.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 61.111 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{saturată}} = 62.841 \text{ kg/cm}^2$$

Blocul nr. 4 B**Epruveta a - uscată**

$$E_1 = \frac{607-405}{0,77-0,62} = \frac{202}{0,15\%} = 134.667 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{1012-810}{0,99-0,87} = \frac{202}{0,12\%} = 168.333 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{1417-1214}{1,27-1,11} = \frac{203}{0,16\%} = 126.875 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 143.292 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{uscată}} = 147.410 \text{ kg/cm}^2$$

Blocul nr. 5**Epruveta c - uscată**

$$E_1 = \frac{610-406}{0,65-0,51} = \frac{204}{0,14\%} = 145.714 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{813-610}{0,79-0,65} = \frac{203}{0,14\%} = 145.000 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{1219-1016}{1,12-0,96} = \frac{203}{0,16\%} = 126.875 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 139.196 \text{ kg/cm}^2$$

Epruveta e - uscată

$$E_1 = \frac{607-405}{0,61-0,49} = \frac{202}{0,12\%} = 168.333 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_2 = \frac{810-607}{0,73-0,61} = \frac{203}{0,12\%} = 169.167 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_3 = \frac{1214-1012}{0,97-0,85} = \frac{202}{0,12\%} = 168.333 \text{ kg/cm}^2$$

$$E_{\text{mediu}} = 168.611 \text{ kg/cm}^2$$

$$\text{Media } E_{\text{uscată}} = 153.903 \text{ kg/cm}^2$$

TABELA 13

Valorile centralizate ale modulului de elasticitate al masei mineralizate și rocilor înconjurătoare

Stock-ul	Blocul nr.	Epruveta	Modulul de elasticitate: E kg/cm ²			
			Valori separate			Media
		Masa mineralizată				
Nr. 2 «Combinat»	4 B	{ a (uscată) e (uscată)	134.667; 123.750;	168.333; 165.000;	126.875 165.833	143.292 151.528
					Media generală:	147.410
«Iosif Nou»	5	{ c (uscată) e (uscată)	145.714; 168.333;	145.000; 169.167;	126.875 168.333	139.196 168.611
					Media generală:	153.903
		Andezit caolinizat				
«Iosif Nou»	3 A	{ g (uscată) h (uscată)	35.000; 27.857	35.000: Media generală:		35.000 27.857 31.428
	3 B	{ g (uscată) i (uscată)	26.000; 26.667;	39.500; 26.667;	32.500 20.513	32.667 24.616
	4 A	{ a (saturată) j (saturată)	23.143; 14.364		Media generală:	28.641 23.143 14.364
		{ g (uscată) j (uscată)	55.714; 66.667;	48.750; 60.769;	55.714; 49.375	53.393 58.937
		{ b (saturată) e (saturată)	60.000; 53.333;	55.714; 80.000;	78.000 50.000	64.571 61.111
					Media generală:	68.412
«Iosif Nou»	1	{ b (uscată) g (uscată)	Brecie andezitică			
			28.214; 34.348;	24.242 55.714;	32.917	26.228 40.993
					Media generală:	33.610
«Iosif Nou»	2	{ b (uscată) l (uscată)	Calcar cristalin			
			83.333; 77.308;	66.667 91.818		75.000 84.563
		{ i (saturată) j (saturată)		Media generală:		79.781 63.437 28.310
			63.437 28.310			45.873

Mediile generale rotunjite

$$\text{Masa mineralizată} \left\{ \begin{array}{ll} \text{Bloc 4 B} & E_{\text{uscat}} = 147.000 \\ \text{Bloc 5} & E_{\text{uscat}} = 154.000 \end{array} \right.$$

$$\text{Andezit caolinizat} \left\{ \begin{array}{ll} \text{Bloc 3 A} & E_{\text{uscat}} = 31.000 \\ \text{Bloc 3 B} & \left\{ \begin{array}{ll} E_{\text{uscat}} = 29.000 \\ E_{\text{saturat}} = 19.000 \end{array} \right. \\ \text{Bloc 4 A} & \left\{ \begin{array}{ll} E_{\text{uscat}} = 56.000 \\ E_{\text{saturat}} = 63.000 \end{array} \right. \end{array} \right.$$

$$\text{Brecie andezitică} \quad \text{Bloc 1} \quad E_{\text{uscat}} = 34.000$$

$$\text{Calcar cristalin} \quad \text{Bloc 2} \quad \left\{ \begin{array}{ll} E_{\text{uscat}} = 80.000 \\ E_{\text{saturat}} = 46.000 \end{array} \right.$$

Tensiunea de compresiune σ s-a dedus din citire la manometrul presei de încercat, iar scurtarea specifică ϵ s-a determinat prin calcul cu relația de mai sus, în care Δh , scurtarea reală a epruvetei (corespunzătoare tensiunii σ), s-a citit la micrometrul atașat la presa de încercat.

Precizia micrometruului folosit a fost de 1/100 mm.

În planșele V—X se prezintă curbele caracteristice de deformare la compresiune determinate pe cuburi de minereu cu muchiile de 5 cm, confectionate din minereu din stock-urile nr. 2 (« Combinat ») și « Iosif Nou », cum și din rocile înconjurătoare, pe baza datelor din tabelele 8—11.

Porțiunile inițiale ale curbelor caracteristice din planșele V—X au fost trasate punctat deoarece pentru eforturile de compresiune de 0...2 T, respectiv 0...5 T, deformațiile corespunzătoare ale epruvetelor au fost afectate de influența neregularităților de prelucrare ale fețelor cuburilor care veneau în contact cu plăcile mașinii de încercat. Din această cauză curbele caracteristice se pot considera că reprezintă variația deformațiilor reale numai de la eforturile menționate, în sus.

Porțiunile AB ale acestor curbe reprezintă în general linii aproape drepte, adică domeniul în care epruvetele s-au comportat ca material elastic, între tensiunile de compresiune (σ) și scurtările specifice (ϵ), fiind valabilă legea proporționalității a lui Hooke: $E = \frac{\sigma}{\epsilon}$.

Din punctele B spre C epruvetele s-au deformat pînă la rupere ca un material plastic, adică încercînd deformații remanente.

După cum se poate vedea din aceste diagrame, epruvetele încercate s-au comportat astfel:

Masa mineralizată în stare uscată ca un material elastic, tenace;

Andezitul caolinizat în stare uscată, ca un material elasto-plastic, în care predomină proprietățile elastice, iar în stare saturată, ca un material mai mult plastic;

Brecia andezitică, la fel ca andezitul caolinizat;

Calcarul cristalin, ca un material elasto-plastic cu pronunțate proprietăți elastice mai ales în stare uscată.

Modulul de elasticitate

Această caracteristică s-a determinat prin calcul cu relația: $E = \frac{\sigma_2 - \sigma_1}{\epsilon_2 - \epsilon_1} = \operatorname{tg} \alpha$,

în care s-a notat cu: σ_1 și σ_2 = tensiunile de compresiune în două faze succesive ale încercării unei epruvete; ϵ_1 și ϵ_2 = scurtările specifice corespunzătoare acestor tensiuni.

În tabela 12 se prezintă valorile tensiunilor și scurtărilor specifice pentru încercările efectuate, cu ajutorul căror s-au calculat valorile modulului de elasticitate centralizate în tabela 13.

Din datele tabelei 16 se constată: masa mineralizată se prezintă ca un material cu un pronunțat caracter elastic; andezitul caolinizat este un material cu elasticitate medie; brecia andezitică are o elasticitate redusă; calcarul cristalin este un material cu un caracter elastic; absorbția de apă influențează această caracteristică, în general, în sensul micșorării modulului de elasticitate.

Scurtarea specifică de rupere

Scurtarea specifică de rupere (ϵ_r) reprezintă scurtarea specifică (ϵ) pe care o are epruveta în momentul ruperii sub efortul de compresiune P , în tone, sau al tensiunii de compresiune σ , în kg/cm².

În tabelele 8—11 se dau valorile scurtărilor specifice de rupere ale cuburilor de minereu, andezit caolinizat (roca înconjurătoare) brecia andezitică (roca înconjurătoare) și calcar cristalin (roca înconjurătoare), cu muchiile de 5 cm, de la mina «Baia de Arieș», în funcție de efortul de compresiune instantaneu P , tone, sau tensiunea de compresiune instantanee σ , în kg/cm². De asemenea, în tabelele 14—17 se dau valorile scurtărilor specifice de rupere (ϵ_r) ale acelorași epruvete, din care rezultă următoarele constatări:

Scurtările specifice de rupere (ϵ_r) ale cuburilor de minereu cu muchiile de 5 cm au avut valori de 1,99...2,71%. În cazul rocilor înconjurătoare, aceste scurtări au avut valorile:

Andezitul caolinizat: uscat 1,34...3,38%; saturat 1,57...3,18%.

Brecia andezitică: uscată 1,46...2,78%; saturată 3,41...6,74%.

Calcarul cristalin: uscat 1,60...2,35%; saturat 1,55...2,30%.

Se constată din aceste cifre că minereul în stare uscată are scurtări specifice de rupere mai mari ca rocile înconjurătoare în stare uscată și că umiditatea influențează scurtarea specifică de rupere a rocilor înconjurătoare, în sensul măririi acesteia (cu excepția calcarului cristalin, unde diferențele sunt relativ mici).

Încercări la încovoiere

Determinarea rezistenței la încovoiere s-a făcut pe epruvete în formă de prismă cu lungimea de 30 cm și cu secțiunea patrată, având dimensiunile din tabelele 18—22. Încercările au fost efectuate cu mașina universală pentru încercări de compresiune, forfecare, tracțiune și încovoiere, tip Tonindustrie, cu forță de încărcare de 4 tone. Au fost încercate epruvete de minereu, andezit caolinizat, brecie andezitică și calcar cristalin, reprezentând rocile înconjurătoare ale masei mineralizate Distanța dintre reazemele mașinii de încercat a fost de 20 cm și 10 cm.

Rezistența de rupere la încovoiere s-a determinat cu ajutorul formulelor cunoscute, ale lui J. NAVIER $\sigma_{ri} = \frac{3}{2} \cdot \frac{P \cdot l}{bh^2}$ și K. V. RUPPENEIT: $\sigma_{ri} = \frac{3}{2} \cdot \frac{P \cdot l}{b \cdot h^2} =$



TABELA 14
Scurtarea specifică de rupere (ϵ_r) a cuburilor de minereu

Notăția epruvetei	Stare uscată				Starea saturată			
	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %
Blocul nr. 4 B								
a	50,3	49,26	1,04	2,07	—	—	—	—
c	50,1	48,97	1,13	2,25	—	—	—	—
e	50,2	48,84	1,36	2,71	—	—	—	—
f	50,0	48,77	1,23	2,46	—	—	—	—
Blocul nr. 5 B								
a	50,4	49,33	1,07	2,12	—	—	—	—
c	49,0	48,00	1,00	2,04	—	—	—	—
e	49,2	48,22	0,98	1,99	—	—	—	—
f	50,2	49,18	1,02	2,03	—	—	—	—

Observație: În această tabelă s-a notat cu:

h_i = înălțimea inițială a epruvetei;

h_r = înălțimea epruvetei în momentul ruperii;

Δh_r = scurtarea epruvetei în momentul ruperii;

ϵ_r % = scurtarea specifică de rupere a epruvetei.

TABELA 15

Scurtarea specifică de rupere (ϵ_r) a cuburilor de andezit caolinizat (roca înconjurătoare)

Notăția epruvetei	Stare uscată				Starea saturată			
	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %
Blocul nr. 3 A								
a	50,6	49,62	0,98	1,94	—	—	—	—
b	51,2	50,33	0,87	1,70	—	—	—	—
g	50,6	49,82	0,78	1,54	—	—	—	—
h	50,6	49,92	0,68	1,34	—	—	—	—
j	50,2	49,35	0,85	1,69	—	—	—	—
c	—	—	—	—	50,5	49,58	0,92	1,82
d	—	—	—	—	51,0	50,20	0,80	1,57
e	—	—	—	—	50,4	49,50	0,90	1,78
f	—	—	—	—	51,0	49,98	1,07	2,10
i	—	—	—	—	50,5	49,61	0,89	1,76
Blocul nr. 3 B								
b	49,7	48,02	1,68	3,38	—	—	—	—
c	50,8	49,50	1,30	2,56	—	—	—	—
g	50,1	48,45	1,65	3,29	—	—	—	—
h	50,7	49,20	1,50	2,96	—	—	—	—
i	50,5	49,05	1,45	2,87	—	—	—	—
a	—	—	—	—	50,4	49,12	1,28	2,54
d	—	—	—	—	49,7	48,12	1,58	3,18
e	—	—	—	—	49,9	48,89	1,01	2,02
f	—	—	—	—	50,3	49,15	1,15	2,29
j	—	—	—	—	50,2	49,29	0,91	1,81
Blocul nr. 4 A								
d	50,5	49,46	1,04	2,06	—	—	—	—
f	51,1	50,17	0,93	1,82	—	—	—	—
g	50,8	49,85	0,95	1,87	—	—	—	—
i	50,5	49,53	0,97	1,92	—	—	—	—
j	50,9	49,88	1,02	2,00	—	—	—	—
a	—	—	—	—	50,7	49,80	0,90	1,77
b	—	—	—	—	50,7	49,78	0,92	1,81
c	—	—	—	—	50,6	49,70	0,90	1,78
e	—	—	—	—	50,5	49,57	0,93	1,84
f	—	—	—	—	50,2	49,06	1,14	2,27

Observație: Notățile sunt aceleși ca în tabela 14.



TABELA 16

Scurtarea specifică de rupere (ϵ_r) a cuburilor de brecie andezitică (roca înconjurătoare)

Notăția epruvei	Stare uscată				Stare saturată			
	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %
Blocul nr. 1								
a	50,0	48,88	1,12	2,24	—	—	—	—
b	50,7	49,66	1,04	2,05	—	—	—	—
c	50,7	49,41	1,29	2,54	—	—	—	—
d	50,6	49,76	0,84	1,66	—	—	—	—
g	50,5	49,55	0,95	1,88	—	—	—	—
k	50,5	49,76	0,74	1,46	—	—	—	—
m	50,4	49,00	1,40	2,78	—	—	—	—
e	—	—	—	—	50,6	48,32	2,28	4,50
f	—	—	—	—	51,0	48,06	2,94	5,76
h	—	—	—	—	50,7	47,28	3,42	6,74
i	—	—	—	—	50,6	47,87	2,73	5,39
j	—	—	—	—	50,1	48,39	1,71	3,41
l	—	—	—	—	50,5	47,37	3,13	6,20
n	—	—	—	—	50,7	47,57	3,13	6,17

Observație: Notățile sunt aceleiasi ca în tabela 14.

TABELA 17

Scurtarea specifică de rupere (ϵ_r) a cuburilor de calcar cristalin (roca înconjurătoare)

Notăția epruvei	Stare uscată				Stare saturată			
	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %	h_i mm	h_r mm	Δh_r mm	ϵ_r %
Blocul nr. 2								
a	50,0	48,98	1,02	2,04	—	—	—	—
b	50,0	48,98	1,02	2,04	—	—	—	—
c	50,0	48,86	1,14	2,28	—	—	—	—
e	50,6	49,65	0,95	1,88	—	—	—	—
g	50,0	48,85	1,15	2,30	—	—	—	—
l	49,7	48,53	1,17	2,35	—	—	—	—
n	50,0	49,15	0,85	1,70	—	—	—	—
d	—	—	—	—	49,6	48,46	1,14	2,30
f	—	—	—	—	49,8	48,76	1,04	2,09
h	—	—	—	—	50,0	49,13	0,87	1,74
i	—	—	—	—	49,9	48,92	0,98	1,96
j	—	—	—	—	49,6	48,71	0,89	1,79
k	—	—	—	—	50,4	49,52	0,88	1,75
m	—	—	—	—	49,5	48,73	0,77	1,55

Institutul Geologic al României

Observație: Notățile sunt aceleiasi ca în tabela 14.

TABELA 18

Rezistența de rupere la încovoiere a epruvetelor de minereu încercate în stare uscată, determinată cu formula J. Navier

Notăția epruvei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor	Distanță între rezeme						Observații
	b cm	h cm	bh ² cm ²		Uscate g	l = 10 cm			l = 20 cm		
	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ r ^f kg/cm ²		Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ r ^f kg/cm ²				
Blocul nr. 4 B											
a	5,90	6,04	215,232	3.810	119	1.874	131	25	380	53	Minereu complex de pirită, calcopirită, galenă și blendă cu gangă de calcit și cuarț. Epruvetele a și c prezintă aspect mai poros, epruveta b mai compactă. Media: $l = 10 \text{ cm} - 148 \text{ kg/cm}^2$, $l = 20 \text{ cm} - 99 \text{ kg/cm}^2$.
	5,90	6,05	215,940		—	—	—	69	1.089	146	
	5,94	6,08	219,542		—	—	188				
	5,98	6,10	222,516		178	2.787	167*				
b	5,99	6,10	222,888	3.830	138	2.168	147				Media: $l = 10 \text{ cm} - 148 \text{ kg/cm}^2$, $l = 20 \text{ cm} - 99 \text{ kg/cm}^2$.
	5,96	6,10	221,772		120	1.890	126				
c	6,05	6,10	225,120	2.770				148		99	
Media încercărilor:											
Blocul nr. 5											
a	6,14	6,04	223,987	4.025	100	1.579	106	39	606	80	Minereu complex, galenă, blendă, pirită, calcopirită, cu gangă de cuarț și calcit. Aspect mai poros, epruveta a mai compactă. Media: $l = 10 \text{ cm} - 117 \text{ kg/cm}^2$, $l = 20 \text{ cm} - 88 \text{ kg/cm}^2$.
	6,14	6,07	226,198		157	2.462	161	49	768	97	
	6,19	6,08	228,782		80	1.264	80				
	6,18	6,18	236,014				78*				
b	6,17	6,20	237,175	4.000	77	1.216	77				Media: $l = 10 \text{ cm} - 117 \text{ kg/cm}^2$, $l = 20 \text{ cm} - 88 \text{ kg/cm}^2$.
	6,14	6,20	236,022		152	2.385	160				
Media încercărilor:											

Observație: Cu semnul * au fost notate mediile încercările pentru $l = 10 \text{ cm}$.

TABELA 19

Rezistența de rupere la încovoiere a epruvetelor de andezit caolinizat (roca înconjurătoare), încercate în stare uscată, determinată cu formula J. Navier

Notăția epruvei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor	Distanță între rezeme						Observații
	b cm	h cm	bh ² cm ²		Uscate g	l = 10 cm			l = 20 cm		
	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ r ^f kg/cm ²		Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ r ^f kg/cm ²				
Blocul nr. 3 A											
a	6,10	6,13	229,238	2.270	105	630	41	49	195	25	Andezit caolinizat de culoare albă-cenușie, slab piritizat. Prezintă goluri. La epruveta c se observă nodule mai mari caolinizate. Media: $l = 10 \text{ cm} - 46 \text{ kg/cm}^2$, $l = 20 \text{ cm} - 41 \text{ kg/cm}^2$.
	6,10	6,13	229,238		98	588	38				
	6,12	6,13	229,989		99	594	38				
	6,17	6,12	231,066				46*	80	317	41	
b	6,16	6,10	229,214	2.315	140	842	55				$l = 10 \text{ cm} - 46 \text{ kg/cm}^2$, $l = 20 \text{ cm} - 41 \text{ kg/cm}^2$.
	6,17	6,10	229,586		144	867	57				
	6,17	6,07	227,303				52*	110	434	56	
c	6,15	6,12	230,317	2.350	118	709	47				Media încercărilor
	6,04	6,14	227,708				46			41	
Blocul nr. 4 A											
a	6,05	6,02	219,252	2.160	132	2.076	142	201	1.221	168	Andezit propilitizat, caolinizat, cu aspect mai compact și mineralizație difuză. Media: $l = 10 \text{ cm} - 173 \text{ kg/cm}^2$, $l = 20 \text{ cm} - 145 \text{ kg/cm}^2$.
	6,01	6,02	217,802		107	2.663	162*				
	6,02	6,02	218,165				183				
	6,00	6,04	218,880		—	—	—	149	897	122	
	6,02	6,04	219,610		179	2.802	193				
	6,04	6,00	217,440				173			145	
Media încercărilor											

TABELA 20

Rezistența de rupere la încovoare a epruvetelor de brecie andezitică (roca înconjurătoare), încercate în stare uscată, determinată cu formula J. Navier

Notăția epruvei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor	Distanța între reazeme						Observații	
	b cm	h cm	bh^2 cm ²		Uscate g	Citiri manom.	l = 10 cm	Forță kg	Rezist. $\sigma_r t$ kg/cm ²	l = 20 cm	Citiri manom.	Forță kg
Blocul nr. 1												
a	6,10	6,20	234,484	2.340	—	—	—	38	227	29	Brecie andezitică, slabă piritizată, caolinizată. Media: $l = 10 \text{ cm} - 49 \text{ kg/cm}^2$. $l = 20 \text{ cm} - 35 \text{ kg/cm}^2$.	
	6,13	6,16	232,572		84	503	33	53	317	41		
	6,15	6,12	230,317		60	359	23	44	263	35		
b	6,09	6,13	228,862	2.280	175	1.058	68	—	—	—	Media: $l = 10 \text{ cm} - 49 \text{ kg/cm}^2$. $l = 20 \text{ cm} - 35 \text{ kg/cm}^2$.	
	6,12	6,14	230,724		73	437	29	—	—	—		
c	6,18	6,13	232,244	2.300	206	1.252	83	—	—	—	Media: $l = 10 \text{ cm} - 49 \text{ kg/cm}^2$. $l = 20 \text{ cm} - 35 \text{ kg/cm}^2$.	
	6,10	6,06	223,992		138	830	56	—	—	—		
d	6,07	6,06	222,890	1.760	—	—	—	—	—	—	Media: $l = 10 \text{ cm} - 49 \text{ kg/cm}^2$. $l = 20 \text{ cm} - 35 \text{ kg/cm}^2$.	
	6,09	6,10	226,609		49	—	—	—	—	—		
Media încercărilor:												35

Observație: Cu semnul * au fost notate mediile încercărilor pentru $l = 10 \text{ cm}$.

TABELA 21

Rezistența de rupere la încovoare a epruvetelor de calcar cristalin (roca înconjurătoare), încercate în stare uscată determinată cu formula J. Navier

Notăția epruvei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor	Distanța între reazeme						Observații	
	b cm	h cm	bh^2 cm ²		Uscate g	Citiri manom.	l = 10 cm	Forță kg	Rezist. $\sigma_r t$ kg/cm ²	l = 20cm	Citiri manom.	Forță kg
Blocul nr. 2												
a	6,17	6,16	234,090	2.400	—	—	—	41	639	84	Calcar cristalin alb-cenușiu, compact, cu vinișoare mineralizate. La epruveta a la un capăt se observă contactul cu mineralizația.	
	6,10	6,10	226,981		93	1.470	98	43	671	91		
	6,08	6,07	223,987		74	1.169	78	—	—	—		
b	6,14	6,03	223,250	2.480	104	1.641	109	42	655	88	Media: $l = 10 \text{ cm} - 106 \text{ kg/cm}^2$. $l = 20 \text{ cm} - 88 \text{ kg/cm}^2$.	
	6,12	6,02	221,789		111	1.750	117	—	—	—		
	6,17	6,05	225,822		121	1.905	127	—	—	—		
c	6,03	6,09	223,653	2.600	—	—	—	—	—	—	Media: $l = 10 \text{ cm} - 106 \text{ kg/cm}^2$. $l = 20 \text{ cm} - 88 \text{ kg/cm}^2$.	
	6,04	6,09	224,024		106	—	—	—	—	—		
Media încercărilor:												88

Observație: Cu semnul * au fost notate mediile încercărilor pentru $l = 10 \text{ cm}$.

TABELA 22

Rezistențele comparative de rupere la încovoiere ale masei mineralizate și rocilor înconjurătoare, încercate în stare uscată, determinate cu formulele J. Navier și K. V. Ruppeneit

Notăția epru- vetei	Dimensiuni			P kg	Calculat cu formula J. Navier		Calculat cu formula K. V. Ruppeneit	
	b cm	h cm	bh cm ²		$\sigma \cdot r \cdot l = \frac{2}{3} \cdot \frac{Pl}{bh^2}$ kg/cm ²	Uscat	$\sigma \cdot r \cdot l = \frac{3}{2} \cdot \frac{Pl}{bh^2} - 0,266 \frac{P}{bh}$ kg/cm ²	Uscat
					$l = 10 \text{ cm}$	$l = 20 \text{ cm}$	$l = 10 \text{ cm}$	$l = 20 \text{ cm}$
Blocul nr. 4 B								
a	5,90	6,04	35,64	1874	131		117	50
	5,90	6,05	35,69	380		53	—	—
	5,94	6,08	36,11	—	—	—	168	138
	5,98	6,10	36,48	2787	188	146	131	113
b	5,99	6,10	36,54	1089				
	5,96	6,10	36,36	2168	147			
c	6,05	6,10	36,90	1890	126			
Media:					148	99	132	94
Blocul nr. 5								
a	6,14	6,04	37,08	1579	106		95	76
	6,14	6,07	37,27	606		80	144	—
	6,19	6,08	37,63	2462	161		71	92
	6,18	6,18	38,19	1264	80		69	143
b	6,17	6,20	38,25	768		97		
	6,14	6,20	38,07	1216	77			
c	6,14	6,03	37,02	2385	160			
Media:					117	88	104	84
Blocul nr. 4 A								
a	6,05	6,02	36,42	2076	142		127	159
	6,01	6,02	36,18	1221		168	164	—
	6,02	6,02	36,24	2663	183		122	115
	6,00	6,04	36,24	—	—		173	—
b	6,02	6,04	36,36	897				
	6,04	6,00	36,24	2802	193			
Media:					173	145	155	137
Blocul nr. 3 A								
a	6,10	6,13	37,39	630	41		37	24
	6,10	6,13	37,39	195		25	34	34
	6,12	6,13	37,51	588	38		49	51
	6,17	6,12	37,76	594	38		56	53
b	6,16	6,10	37,57	317		41		
	6,17	6,10	37,64	842	55			
c	6,17	6,07	37,45	867	57			
	6,15	6,12	37,64	434		56		
Media:					47		42	39
Blocul nr. 1								
a	6,10	6,20	37,82	—	—		—	27
	6,13	6,16	37,76	227		29	30	—
	6,15	6,12	37,64	503	33		20	39
	6,09	6,13	37,33	359	23		61	—
b	6,12	6,14	37,58	317		41	26	33
	6,18	6,13	37,88	1058	68		74	50
c	6,10	6,06	36,97	437	29		43	33
	6,07	6,06	36,78	263		35		
d	6,09	6,10	37,15	1252	83			
	6,16	6,00	36,96	830	56			
Media:					49	35	43	33
Blocul nr. 2								
a	6,17	6,16	38,01	—	—		—	80
	6,10	6,10	37,21	639		84	87	—
	6,08	6,07	36,90	1470	98		70	86
	6,14	6,03	37,02	1169	78		97	104
b	6,12	6,02	36,84	671		91		
	6,17	6,05	37,33	1641	109			
c	6,03	6,09	36,72	1750	117			
	6,03	6,09	36,72	655		88		83
Media:					36,78	1905	1270	1313

$= 0,266 \frac{P}{b \cdot h}$, kg/cm², în care s-a notat cu: P = sarcina de rupere, în kg; l = distanță între reazemele mașinii de încercat, în cm; b și h — lățimea și înălțimea secțiunii transversale a prismei, în cm.

Rezultatele obținute cu formula I NAVIER sunt date detaliat în tabelele 18—21, iar comparativ cu formula K. V. RUPPENEIT în tabeta 22.

Se constată din aceste date că rezistența de rupere la încovoiere a avut următoarele valori:

Minereul: 117...148 kg/cm² pentru $l = 10$ cm și 88...99 kg/cm² pentru $l = 20$ cm.

Andezitul caolinizat: 46...173 kg/cm² pentru $l = 10$ cm și 41...145 kg/m² pentru $l = 20$ cm.

Brecia andezitică: 49 kg/cm² pentru $l = 10$ cm și 35 kg²/cm² pentru $l = 20$ cm.

Calcarul cristalin: 106 kg/cm² pentru $l = 10$ cm și 88 kg/cm² pentru $l = 20$ cm.

Valorile rezistențelor obținute cu formula K. V. RUPPENEIT sunt mai mici cu cca 5% de cît acelea calculate cu formula J. NAVIER. Rezistențele de rupere la încovoiere reprezintă $1/4 \dots 1/11$ din rezistențele de rupere la compresiune.

Încercări la tracțiune

Pentru determinarea rezistenței de rupere la tracțiune s-au folosit epruvete în formă de opt, avînd valorile secțiunii mediane de rupere indicate în tabelele 23—27.

Încercările s-au efectuat cu epruvete în stare uscată și saturată de apă, folosindu-se mașina universală pentru încercări la compresiune, forfecare, tracțiune și încovoiere fabricat Tonindustrie, cu o forță de încercare de 4 tone.

Rezistența de rupere la tracțiune s-a calculat cu relația: $\sigma_{rt} = \frac{P}{S}$, kg/cm², în

care: P = sarcina de rupere, în kg, S = suprafața transversală a epruvei (pe care a acționat sarcina P), în cm².

Au fost încercate: 10 epruvete de minereu, 21 epruvete andezit caolinizat, 6 epruvete brecie andezitică și 6 epruvete calcar cristalin. Rezultatele acestor încercări sunt date în tabelele 23—26 și centralizate în tabela 27. Examinând aceste rezultate se pot face următoarele constatări:

Rezistența de rupere la tracțiune a masei mineralizate (minereu complex) în stare uscată a avut valoarea medie de 68 kg/cm² (cu valoarea minimă de 55 kg/cm² și maximă de 87 kg/cm²) la minereul din stock-ul nr. 2 (« Combinat ») și valoarea medie de 19 kg/cm² (cu valoarea minimă de 14 kg/cm² și maximă de 28 kg/cm²) la minereul din stock-ul « Iosif Nou ». Rezistența de rupere la tracțiune a rocilor înconjurătoare ale celor două stock-uri, nr. 2 (« Combinat ») și « Iosif Nou », a avut



TABELA 23

Rezistența de rupere la tracțiune a epruvetelor de minereu, încercate în stare uscată

Notăția epru- vetei	Dimensiuni			Greut. epru- vetelor uscate g	Rezistență de rupere la tracțiune			Observații		
					În stare uscată					
	b cm	h cm	bh cm ²		Citiri mano- metru	Forță, kg	Rezist. σ_{rt} kg/cm ²			
Blocul nr. 4 B										
a	2,20	2,45	5,39	323,5	65	389	72	Minereu complex de pi- rită, calcopirită, galenă și blendă, cu gangă de calcit și cuarț.		
b	2,02	2,44	4,93	300,0	49	293	59			
c	1,96	2,55	5,00	342,6	73	437	87			
d	2,17	2,42	5,25	330,0	57	341	65			
e	2,10	2,50	5,25	342,0	48	287	55	Media: 68 kg/cm ² .		
Media încercărilor:						68				
Blocul nr. 5										
a	1,99	2,70	5,37	371,5	15	90	17	Minereu complex de pi- rită, calcopirită, galenă și blendă cu gangă de calcit și cuarț.		
b	1,92	2,50	4,80	354,5	14	84	17			
c	2,05	2,43	4,98	325,0	12	72	14			
d	1,92	2,48	4,76	342,5	22	132	28			
e	2,10	2,44	5,12	307,0	15	90	17	Cristale mai bine dezvol- tate. Media: 19 kg/cm ² .		
Media încercărilor:						19				

următoarele valori: Andezitul caolinizat, în stare uscată: media 40 kg/cm², minimă 12 kg/cm² și maximă 73 kg/cm²; în stare saturată: media 15 kg/cm², minimă 4 kg/cm² și maximă 39 kg/cm².

Brecia andezitică, în stare uscată: media 25 kg/cm², minimă 21 kg/cm² și maximă 32 kg/cm²; în stare saturată: media 7 kg/cm², minimă 4 kg/cm² și maximă 11 kg/cm².

Calcar cristalin, în stare uscată: media 37 kg/cm², minimă 30 kg/cm² și maximă 50 kg/cm²; în stare saturată: media 30 kg/cm², minimă 19 kg/cm² și maximă 45 kg/cm².

Rezistența de rupere la tracțiune a epruvetelor încercate în stare uscată este mai mare ca aceea a epruvetei încercate în stare saturată de apă (diferențele sunt de 30—80%). Această constatare este valabilă pentru rocile înconjurătoare respec-



TABELA 24

Rezistență de rupere la tracțiune a epruvetelor de andezit caolinizat (roca înconjurătoare). Încercate în stare uscată și saturată

Notăția epruvetei	Dimensiuni			Greutatea epruvetelor		Apa absorbită		Rezistență de rupere la tracțiune						Observații						
	b cm	h cm	bh cm ²	Uscate	Saturate	g	%	În stare uscată			În stare saturată									
				g	g			Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ_n kg/cm ²	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ_n kg/cm ²							
Blocul nr. 3 A																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	2,06	2,58	5,31	197,8	—	—	—	16	64	12	—	—	—	Andezit caolinizat, de culoare albă-cenușie, slab piritizat. Prezintă module mai caolinizate și goluri. Media: 17 kg/cm ² .						
b	2,12	2,52	5,34	193,7	—	—	—	25	100	19	—	—	—							
c	2,06	2,45	5,05	186,6	—	—	—	33	132	26	—	—	—							
d	2,07	2,50	5,17	194,3	—	—	—	24	96	18	—	—	—							
e	2,00	2,57	5,14	194,5	—	—	—	15	60	12	—	—	—							
Încercări de epruvete în stare saturată																				
f	2,03	2,44	4,95	190,7	199,0	8,3	4,35	—	—	—	6	24	5	Idem.						
g	2,07	2,55	5,28	205,0	213,5	8,5	4,14	—	—	—	5	20	4							
h	2,17	2,56	5,55	200,3	209,5	9,2	4,59	—	—	—	8	32	6							
i	2,06	2,45	5,05	186,5	195,5	9,0	4,82	—	—	—	9	36	7	Media: 6 kg/cm ² .						
j	2,13	2,52	5,37	193,7	204,0	10,3	5,32	—	—	—	9	36	7							
Media încercărilor:																				
Blocul nr. 3 B																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	2,08	2,56	5,32	189,0	—	—	—	47	187	35	—	—	—	Andezit caolinizat, alb-cenușiu, slab piritizat. Se observă goluri și fisuri. Media: 35 kg/cm ² .						
b	2,03	2,57	5,22	180,7	—	—	—	47	187	36	—	—	—							
Încercări de epruvete în stare saturată																				
d	2,05	2,55	5,32	187,1	195,0	7,9	4,22	—	—	—	17	68	13	Idem.						
e	2,08	2,43	5,05	186,1	193,5	7,4	3,98	—	—	—	10	40	8	Media: 11 kg/cm ² .						
f	2,05	2,55	5,23	188,2	197,2	9,0	4,78	—	—	—	14	56	11							
Media încercărilor:																				
Blocul nr. 4 A																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	2,08	2,53	5,26	200,0	—	—	—	64	383	73	—	—	—	Andezit propilitizat, caolinizat, mineralizat difuz cu sulfuri complexe. Media: 67 kg/cm ² .						
b	2,05	2,54	5,21	198,8	—	—	—	50	299	57	—	—	—							
c	2,07	2,55	5,28	197,5	—	—	—	62	371	70	—	—	—							
Încercări de epruvete în stare saturată																				
e	2,06	2,53	5,21	197,5	202,3	4,8	2,43	—	—	—	16	96	18	Idem.						
f	1,96	2,64	5,17	200,7	205,1	4,4	2,19	—	—	—	34	203	39	Media: 29 kg/cm ² .						
g	2,03	2,60	5,28	198,2	203,6	5,4	2,72	—	—	—	27	161	30							
Media încercărilor :																				

TABELA 25

Rezistența de rupere la tracțiune a epruvetelor de brecie andezitică (roca înconjurătoare), încercate în stare uscată și saturată

Notația epruvetei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor		Apa absorbită		Rezistența de rupere la tracțiune						Observații						
	<i>b</i> cm	<i>h</i> cm	<i>bh</i> cm ²	Uscate	Saturate	g	%	În stare uscată			În stare saturată									
				g	g			Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ_n kg/cm ²	Citiri manom	Forță kg	Rezist. σ_n kg/cm ²							
Blocul nr. 1																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	2,16	2,58	5,57	205,0	—	—	—	45	180	32	—	—	—	Brecie andezitică, caolini-						
b	2,08	2,55	5,30	202,0	—	—	—	30	120	23	—	—	—	zată, slab piritizată.						
c	2,12	2,57	5,45	210,8	—	—	—	29	116	21	—	—	—	Media: 25 kg/cm ² .						
Încercări de epruvete în stare saturată																				
d	2,07	2,59	5,36	207,8	217,3	9,5	4,57	—	—	—	15	60	11	Idem.						
e	2,11	2,56	5,40	208,2	217,6	9,4	4,51	—	—	—	10	40	7	Media: 7 kg/cm ² .						
f	2,15	2,59	5,57	207,1	216,5	9,4	4,54	—	—	—	5	20	4							
Media încercărilor:																				

TABELA 26

Rezistența de rupere la tracțiune a epruvetelor de calcar cristalin (roca înconjurătoare), încercate în stare uscată și saturată

Notăția epruvetei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor		Apa absorbită		Rezistența de rupere la tracțiune						Observații						
	<i>b</i> cm	<i>h</i> cm	<i>bh</i> cm ²	Uscate	Saturate	g	%	În stare uscată			În stare saturată									
				g	g			Citiri manom.	Forța kg	Rezist. σ _{rt} kg/cm ²	Citiri manom.	Forța kg	Rezist. σ _{rt} kg/cm ²							
Blocul nr. 2																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	2,10	2,40	5,04	210,6	—	—	—	39	156	31	—	—	—	Calcar cristalin de culoare albă-cenușie, compact.						
b	2,08	2,40	4,99	205,8	—	—	—	37	148	30	—	—	—	Media: 37 kg/cm ² .						
c	2,07	2,43	5,03	208,2	—	—	—	63	251	50	—	—	—							
Încercări de epruvete în stare saturată																				
d	2,15	2,47	5,31	209,4	210,6	1,2	0,57	—	—	—	25	100	19	Idem.						
e	2,08	2,45	5,10	211,9	212,7	0,8	0,38	—	—	—	58	231	45	Media: 30 kg/cm ² .						
f	2,05	2,50	5,12	218,2	219,1	0,9	0,41	—	—	—	33	132	26							
Media incercărilor:						0,45		37				30								



TABELA 27

Rezultatele centralizate ale rezistențelor de rupere la tracțiune a masei mineralizate și rocilor înconjurătoare

Felul materialului încercat	Roca înconjurătoare											
	Masa mineralizată				Andezit caolinizat				Brecie andezitică		Calcar cristalin	
	4 B		5		3 A		3 B		4 A		1	2
Felul încercării	U	S	U	S	U	S	U	S	U	S	U	S
Numărul de încercări	5	—	5	—	5	5	2	3	3	3	3	3
Rezistență de rupere la tracțiune kg/cm ² :												
Minimă	55	—	14	—	12	4	35	8	57	18	21	4
Maximă	87	—	28	—	26	7	36	13	73	39	32	11
Medie pe fel de încercare	68	—	19	—	17	6	35	11	67	29	25	7
Medie pe bloc	68		19		12		23		48		16	

Observație: În această tabelă s-a notat cu: U = epruvetele încercate în stare uscată; S = epruvetele încercate în stare saturată.

tive, întrucât pentru masa mineralizată s-au făcut încercări numai în stare uscată. Cea mai mare influență o are apă asupra andezitului caolinizat și a breciei andezitice, a căror rezistență scade cu peste 30%. Rezistență de rupere la tracțiune reprezintă 1/6—1/8 din rezistență de rupere la compresiune.

Încercări la forfecare

Pentru încercările la forfecare s-au folosit epruvete în formă de bastonașe cu secțiunea patrată: $1,5 \text{ cm} \times 1,5 \text{ cm} = 2,25 \text{ cm}^2$. Aceste încercări s-au efectuat cu mașina universală Tonindustrie de 4 tone, folosită și la încercările de tracțiune și încovoiere. Epruvetele se rup în această mașină după două secțiuni: 2 s — unde s este secțiunea transversală a epruvetei.

Rezistență de rupere la forfecare s-a calculat cu relația: $\tau_{rf} = \frac{P}{2s}$, kg/cm²,

în care: P = sarcina de rupere în kg.

Rezultatele încercărilor obținute sunt date în tabelele 28—31 și centralizate în tabela 32. Au fost efectuate: 17 încercări din masa mineralizată, 65 încercări din andezitul caolinizat, 23 încercări din brecia andezitică și 25 încercări din calcarul cristalin. Din rezultatele obținute se pot trage următoarele concluzii:



Rezistența de rupere la forfecare a masei mineralizate, pentru stock-ul nr. 2 (« Combinat ») are o valoare medie de 138 kg/cm^2 , minimă de 80 kg/cm^2 și maximă 199 kg/cm^2 , iar pentru stock-ul « Iosif Nou », o valoare medie de 132 kg/cm^2 , minimă de 94 kg/cm^2 și maximă de 165 kg/cm^2 .

Rezistența de rupere la forfecare a rocilor înconjurătoare ale celor două stock-uri, nr. 2 (« Combinat ») și « Iosif Nou », a avut următoarele valori:

Andezitul caolinizat, în stare uscată: media de 87 kg/cm^2 , minimă de 31 kg/cm^2 și maximă de 148 kg/cm^2 ; în stare saturată: media 52 kg/cm^2 , minimă 10 kg/cm^2 și maximă de 122 kg/cm^2 .

TABELA 28

Rezistența de rupere la forfecare a epruvetelor de minereu, încercate în stare uscată

Notăția epruvei	Dimensiuni			Greut. epruvevetelor Uscate g	Rezistență la forfecare			Observații		
					În stare uscată					
	b cm	h cm	$2bh \text{ cm}^2$		Citiri manometru	Forță kg	Rezist. $\sigma_f \text{ kg/cm}^2$			
a	1,47	1,46	4,30	61,5	106	636	148	Minereu complex de pi-		
b	1,48	1,47	4,34	72,5	102	612	141	rită, calcopirită, galenă și		
	1,48	1,46	4,32		74	443	102	blendă, cu gangă de calcit și		
c	1,46	1,49	4,34	77,5	103	618	142	cuarț.		
	1,46	1,45	4,24		123	739	174	Media: 138 kg/cm^2 .		
d	1,48	1,48	4,38	76,0	90	539	123			
	1,49	1,49	4,44		98	588	132			
e	1,50	1,44	4,32	62,5	98	588	136			
f	1,47	1,51	4,44	60,5	147	885	199			
g	1,48	1,44	4,26	42,6	57	341	80			

Media încercărilor:

138

Blocul nr. 5

a	1,49	1,46	4,34	81,6	68	407	94	Idem. Media: 132 kg/cm^2 .
	1,46	1,46	4,26		106	636	149	
b	1,46	1,50	4,38	58,6	90	539	123	
c	1,48	1,48	4,38	69,1	120	721	165	
d	1,49	1,46	4,34	57,1	89	533	123	
e	1,47	1,49	4,38	71,5	108	648	148	
f	1,50	1,47	4,40	53,0	89	533	121	

Media încercărilor:

132



T A B E L A 29
Rezistența de rupere la forfecare a epruvetelor de andezit caolinizat (roca înconjurătoare), tinericate în stare uscată și saturată

Notăția epruvetei	Dimensiuni			Greutatea epruvetelor		Apa absorbită		Rezistența la forfecare						Observații						
	b cm	h cm	2bh cm²	Uscate	Saturate	g	%	În stare uscată			În stare saturată									
				g	g			Citiri manom.	Forță kg.	Rezist. τ_{rf} kg/cm²	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. τ_{rf} kg/cm²							
Blocul nr. 3 A																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	1,46	1,44	4,20	61,4	—	—	—	33	132	31	—	—	—	—						
	1,47	1,48	4,34	—	—	—	—	63	265	58	—	—	—	—						
b	1,48	1,44	4,26	54,3	—	—	—	42	118	39	—	—	—	—						
	1,48	1,46	4,32	—	—	—	—	39	564	36	—	—	—	—						
c	1,45	1,50	4,34	61,3	—	—	—	36	144	33	—	—	—	—						
	1,47	1,47	4,32	—	—	—	—	39	156	36	—	—	—	—						
d	1,48	1,46	4,32	63,1	—	—	—	61	243	56	—	—	—	—						
	1,46	1,46	4,26	—	—	—	—	43	172	40	—	—	—	—						
e	1,50	1,45	4,34	49,8	—	—	—	64	254	58	—	—	—	—						
	1,50	1,45	4,34	—	—	—	—	69	274	63	—	—	—	—						
f	1,47	1,47	4,32	53,2	—	—	—	46	183	42	—	—	—	—						
	1,46	1,46	4,26	—	—	—	—	61	243	57	—	—	—	—						
Încercări de epruvete în stare saturată																				
g	1,47	1,43	4,20	58,9	62,5	3,6	6,11	—	—	—	11	44	10	—						
	1,47	1,45	4,26	—	—	—	—	—	—	—	18	72	17	Idem						
h	1,46	1,48	4,32	59,0	62,2	3,2	5,42	—	—	—	12	48	11	—						
	1,46	1,45	4,24	—	—	—	—	—	—	—	17	68	16	—						
i	1,47	1,50	4,40	62,5	65,8	3,3	5,28	—	—	—	20	80	18	—						
	1,45	1,47	4,26	—	—	—	—	—	—	—	16	64	15	—						
j	1,47	1,46	4,30	58,4	61,7	3,3	5,65	—	—	—	21	84	19	Media: 18 kg/cm².						
	1,45	1,47	4,26	—	—	—	—	—	—	—	27	108	25	—						
k	1,48	1,46	4,32	59,3	62,2	2,9	4,89	—	—	—	30	120	28	—						
	1,50	1,47	4,40	—	—	—	—	—	—	—	32	128	29	—						
l	1,46	1,50	4,38	51,6	54,0	2,4	4,65	—	—	—	18	72	16	—						
	1,47	1,48	4,34	—	—	—	—	—	—	—	18	72	16	—						
Media încercărilor:																				
Blocul nr. 3 B																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	1,44	1,45	4,18	46,5	—	—	—	99	391	93	—	—	—	—						
	1,46	1,46	4,26	—	—	—	—	122	480	113	—	—	—	—						
b	1,47	1,46	4,30	54,0	—	—	—	92	364	85	—	—	—	—						
	1,45	1,47	4,26	—	—	—	—	126	496	116	—	—	—	—						
c	1,45	1,45	4,20	48,6	—	—	—	116	457	109	—	—	—	—						
	1,47	1,44	4,24	—	—	—	—	88	349	82	—	—	—	—						
d	1,46	1,46	4,26	45,4	—	—	—	80	317	74	—	—	—	—						
	1,42	1,48	4,20	—	—	—	—	85	337	80	—	—	—	—						
e	1,45	1,45	4,20	42,8	—	—	—	87	344	82	—	—	—	—						
	1,44	1,45	4,18	—	—	—	—	90	356	85	—	—	—	—						
Încercări de epruvete în stare saturată																				
f	1,46	1,45	4,24	60,9	63,8	2,9	4,76	—	—	—	35	140	33	—						
	1,42	1,46	4,14	—	—	—	—	—	—	—	59	235	57	Idem.						
g	1,46	1,47	4,30	60,7	63,3	2,6	4,28	—	—	—	78	309	72	—						
	1,47	1,47	4,32	—	—	—	—	—	—	—	65	258	60	—						
h	1,44	1,44	4,14	46,3	48,7	2,4	5,18	—	—	—	31	124	30	Media: 50 kg/cm².						
	1,45	1,44	4,18	—	—	—	—	—	—	—	53	211	50	—						
i	1,47	1,45	4,26	52,4	54,3	1,9	3,62	—	—	—	72	286	67	—						
	1,45	1,45	4,20	—	—	—	—	—	—	—	56	223	53	—						
j	1,44	1,45	4,18	38,5	40,7	2,2	5,71	—	—	—	35	140	33	—						
	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	50	—						
Media încercărilor:																				
Blocul nr. 4 A																				
Încercări de epruvete în stare uscată																				
a	1,47	1,49	4,38	80,2	—	—	—	77	461	105	—	—	—	—						
	1,47	1,47	4,32	—	—	—	—	105	630	146	—	—	—	—						
	1,47	1,48	4,34	—	—	—	—	67	401	92	—	—	—	—						

TABELA 30

Rezistența de rupere la forfecare a epruvetelor de brecie andezitică (roca înconjurătoare), încercate în stare uscată și saturată

Notăția epruvetei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor		Apa absorbită		Rezistență la forfecare						Observații				
	b cm	h cm	2 bh cm ²	Uscate		Saturate		În stare uscată			În stare saturată							
				g	g	g	%	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ_{rf} kg/cm ²	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ_{rf} kg/cm ²					
Blocul nr. 1																		
Încercări de epruvete în stare uscată																		
a	1,47	1,47	4,32	58,8	—	—	—	79	313	72	—	—	—	—				
	1,48	1,49	4,40	—	—	—	—	98	387	88	—	—	—	—				
b	1,47	1,46	4,30	60,5	—	—	—	64	254	59	—	—	—	—				
	1,48	1,45	4,30	—	—	—	—	60	239	55	—	—	—	—				
c	1,48	1,45	4,30	53,2	—	—	—	96	380	88	—	—	—	—				
	1,48	1,45	4,30	—	—	—	—	79	313	73	—	—	—	—				
d	1,46	1,48	4,32	47,3	—	—	—	79	313	72	—	—	—	—				
	1,45	1,46	4,24	—	—	—	—	97	384	90	—	—	—	—				
e	1,47	1,44	4,24	28,8	—	—	—	74	294	69	—	—	—	—				
f	1,48	1,45	4,30	32,1	—	—	—	80	317	74	—	—	—	—				
g	1,46	1,46	4,26	29,1	—	—	—	71	282	66	—	—	—	—				
h	1,49	1,44	4,28	40,6	—	—	—	85	337	79	—	—	—	—				
Media: 74 kg/cm ² .																		
Încercări de epruvete în stare saturată																		
i	1,45	1,48	4,30	74,4	77,5	3,1	4,17	—	—	—	24	96	22	Idem.				
	1,48	1,50	4,44	—	—	—	—	—	—	—	28	112	25					
j	1,46	1,44	4,20	56,6	59,3	2,7	4,77	—	—	—	33	132	31	Media: 33 kg/cm ² .				
	1,47	1,46	4,30	—	—	—	—	—	—	—	56	223	52					
k	1,48	1,45	4,30	36,0	38,0	2,0	5,55	—	—	—	22	88	20	Idem.				
l	1,47	1,47	4,32	36,0	60,0	2,5	4,35	—	—	—	37	148	34					
	1,47	1,47	4,32	57,5	—	—	—	—	—	—	24	96	22	Media: 33 kg/cm ² .				
m	1,49	1,42	4,24	70,2	2,8	4,15	—	—	—	—	47	187	44					
	1,48	1,43	4,24	67,4	—	—	—	—	—	—	23	92	22	Idem.				
n	1,46	1,48	4,32	61,5	2,8	4,77	—	—	—	—	47	187	43					
	1,49	1,48	4,40	58,7	—	—	—	—	—	—	55	219	50					
Media încercărilor:																		
						4,63			74			33						



TABELA 31

Rezistența de rupere la forfecare a epruvetelor de calcar cristalin (roca înconjurătoare), încercate în stare uscată și saturată

Notăția epruvetei	Dimensiuni			Greut. epruvetelor		Apa absorbită		Rezistență la forfecare				Observații			
	b cm	h cm	2bh cm ²	Uscate		Saturate		În stare uscată		În stare saturată					
				g	g	g	%	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ_{rf} kg/cm ²	Citiri manom.	Forță kg	Rezist. σ_{rf} kg/cm ²		
Blocul nr. 2															
Încercări de epruvete în stare uscată															
a	1,45	1,50	4,34	—	—	—	—	42	251	58	—	—			
	1,47	1,50	4,40	83,8	—	—	—	59	353	80	—	—			
	1,46	1,50	4,38	—	—	—	—	58	347	79	—	—			
	1,48	1,45	4,30	—	—	—	—	67	401	93	—	—			
b	1,48	1,45	4,30	80,8	—	—	—	64	383	89	—	—			
	1,48	1,44	4,26	—	—	—	—	81	485	114	—	—			
c	1,47	1,46	4,30	—	—	—	—	68	407	95	—	—			
	1,48	1,44	4,26	71,5	—	—	—	52	311	73	—	—			
d	1,46	1,49	4,34	—	—	—	—	94	563	130	—	—			
	1,48	1,50	4,44	58,8	—	—	—	82	491	110	—	—			
e	1,47	1,47	4,32	—	—	—	—	62	371	86	—	—			
	1,50	1,48	4,44	59,8	—	—	—	59	353	79	—	—			
f	1,45	1,48	4,30	43,0	—	—	—	65	389	90	—	—			
Încercări de epruvete în stare saturată															
g	1,44	1,47	4,24	—	—	—	—	—	—	—	57	341			
	1,44	1,47	4,24	81,3	81,5	0,2	0,25	—	—	—	51	305			
	1,47	1,48	4,34	—	—	—	—	—	—	—	66	395			
	1,47	1,46	4,30	—	—	—	—	—	—	—	67	401			
h	1,47	1,47	4,32	77,0	77,2	0,2	0,26	—	—	—	36	215			
	1,48	1,47	4,34	—	—	—	—	—	—	—	46	275			
i	1,42	1,46	4,14	—	—	—	—	—	—	—	46	275			
	1,45	1,46	4,24	66,7	67,0	0,3	0,45	—	—	—	47	281			
j	1,48	1,46	4,32	—	—	—	—	—	—	—	62	371			
	1,46	1,49	4,34	62,7	63,0	0,3	0,48	—	—	—	78	467			
k	1,47	1,49	4,38	—	—	—	—	—	—	—	81	485			
	1,46	1,48	4,32	55,7	56,0	0,3	0,54	—	—	—	76	455			
Media încercărilor:															
							0,40		90			82			
Calcar cristalin de culoare albă-cenușie, compact, cu foarte rare urme de mineralizare.															
Media: 90 kg/cm ² .															
Idem.															
Media: 82 kg/cm ² .															

Brecia andezitică, în stare uscată: media 74 kg/cm^2 , minimă 55 kg/cm^2 și maximă 90 kg/cm^2 ; în stare saturată: media 33 kg/cm^2 , minimă 20 kg/cm^2 și maximă 52 kg/cm^2 .

Calcarul cristalin, în stare uscată: media 90 kg/cm^2 , minimă 58 kg/cm^2 și maximă 130 kg/cm^2 ; în stare saturată: media 82 kg/cm^2 , minimă 50 kg/cm^2 și maximă 111 kg/cm^2 .

Rezistența de rupere la forfecare este foarte mult influențată de apă. Epruvetele încercate în stare uscată au o rezistență de rupere la forfecare cu 30—80% mai mare de cît epruvetele încercate în stare saturată de apă. Cel mai sensibil la apă este andezitul, din cauza alterării sale profunde.

Concluzii

Studiul de față prezintă rezultatele încercărilor de laborator pentru determinarea proprietăților fizice și mecanice, ale masei mineralizate și rocilor înconjurătoare de la stock-urile nr. 2 (« Combinat ») și « Iosif Nou » de la mina Baia de Arieș.

TABELA 32

Rezultatele centralizate ale rezistențelor de rupere la forfecare a masei mineralizate și rocilor înconjurătoare

Felul materialului încercat	Masa mineralizată		Roca înconjurătoare								
			Andezit caolinizat				Brecie andezitică		Calcar cristalin		
Numărul de ordine al blocului	4 B	5	3 A	3 B	4 A	1	2				
Felul încercării	U	S	U	S	U	S	U	S	U	S	U
Numărul de încercări	10	—	7	—	12	12	10	9	11	11	12
Rezistența de rupere la forfecare, kg/cm^2 :											
Minimă	80	—	94	—	31	10	74	30	88	60	55
Maximă	199	—	165	—	63	29	116	72	148	122	90
Medie pe fel de încercare	138	—	132	—	46	18	92	50	124	87	74
Medie pe bloc	138		132		32		71		105		53
											86

Observație: În această tabelă s-a notat cu: U = epruvetele încercate în stare uscată; S = epruvetele încercate în stare saturată.



Rezultatele acestor cercetări au dus la următoarele concluzii:

1. Densitatea (δ) are următoarele valori: masa mineralizată $4,4 \text{ g/cm}^3$, andezitul caolinizat $2,8 \text{ g/cm}^3$, brecia andezitică $2,9 \text{ g/cm}^3$, calcarul cristalin $2,7 \text{ g/cm}^3$.
2. Densitatea aparentă (δ_a) are următoarele valori: masa mineralizată $3,8 \text{ g/cm}^3$, andezitul caolinizat $2,3 \text{ g/cm}^3$, brecia andezitică $2,5 \text{ g/cm}^3$, calcarul cristalin $2,6 \text{ g/cm}^3$.
3. Valorile medii ale rezistențelor mecanice ale epruvetelor sînt:

	Blocul nr.	σ_{rc} , kg/cm^2	$\sigma_{rl}^{(1)}$, kg/cm^2	σ_n , kg/cm^2	σ_{rf} , kg/cm^2
Masa mineralizată	4 B	1436	148/99	68	138
	5	1223	117/88	19	132
Andezit caolinizat	3 A	133	46/41	12	32
	3 B	249	—	23	71
	4 A	471	173/145	48	105
Brecie andezitică	1	173	49/35	16	53
Calcar cristalin	2	587	106/88	33	86

1) Cifra de la numărător reprezintă valoarea medie pentru distanță între reazeme $l = 10 \text{ cm}$, iar cifra de la numitor valoarea medie pentru $l = 20 \text{ cm}$.

4. Rezistențele de rupere în stare saturată de apă sînt în general mai mici ca acelea ale epruvetelor încercate în stare uscată pentru toate felurile de eforturi mecanice (compresiune, tracțiune, încovoiere și forfecare).

5. Coeficientul de înmuiere are valori de 44% pentru andezitul caolinizat, 70% pentru brecia andezitică, 13% pentru calcarul cristalin.

Aceste valori arată că brecia andezitică este cea mai sensibilă la apă.

6. Coeficientul de tărie după scara lui M. M. PROTODIAKONOV arată că cele mai tari sînt minereurile, după care urmează calcarul cristalin.

7. Curbele caracteristice ale deformării la compresiune, ridicate grafic prin perechi de puncte, arată în stare uscată un domeniu de deformații elastice mai mare decît acela al deformațiilor plastice, iar în stare saturată de apă se constată o comportare mai mult plastică.

8. Modulul de elasticitate a avut în general valori mai mari pentru masa mineralizată, care s-a comportat ca un material cu un pronunțat caracter elastic. Andezitul caolinizat și brecia andezitică au avut module de elasticitate mai reduse, comportîndu-se ca materiale cu elasticitate medie sau redusă. Absorbția de apă a influențat în general modulul de elasticitate, în sensul micșorării lui.



PLANŞA I



Institutul Geologic al României

26-1

PLANŞA I

Fig. 1. — Blocul 1 (stock-ul « Iosif Nou »), epruveta p. Andezit compact, caolinizat, slab mineralizat cu pirită (mărime naturală).

Fig. 2. — Blocul 2 (stock-ul « Iosif Nou »), epruveta q. Calcar cristalin, compact, microgranular, slab mineralizat (mărime naturală).

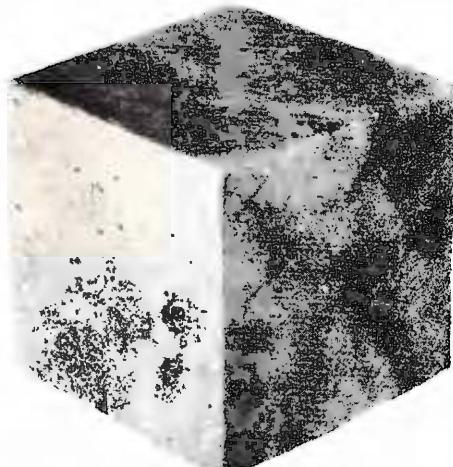
Fig. 3. — Blocul 3 A (stock-ul « Iosif Nou »), epruveta l. Andezit vacuolar, puternic caolinizat și slab mineralizat cu pirită (mărime naturală).

Fig. 4. — Blocul 3 B (stock-ul « Iosif Nou »), epruveta k. Andezit vacuolar, silicifiat, cu mineralizație slabă de pirită (mărime naturală).

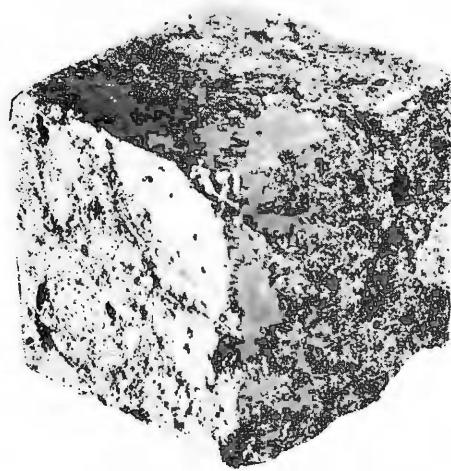




1.



2.



3.



4.

Studii Tehnice și Economice, seria F nr. 5.

PLANŞA II



Institutul Geologic al României

262

PLANŞA II

Fig. 1. — Blocul 4 A (stock-ul « Iosif Nou »), epruveta k. Andezit compact, cu feldspați caoli, nizați și enclave de roci învecinate. Structura breciformă. Pasta hemicristalină a andezitului este slab mineralizată cu pirită (mărime naturală).

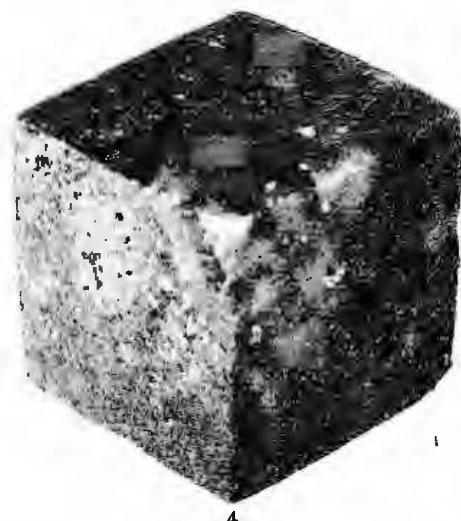
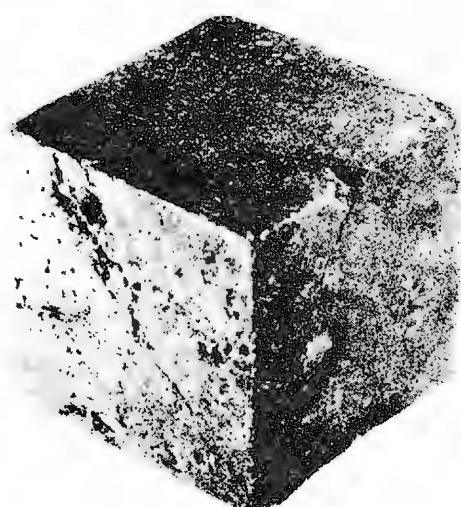
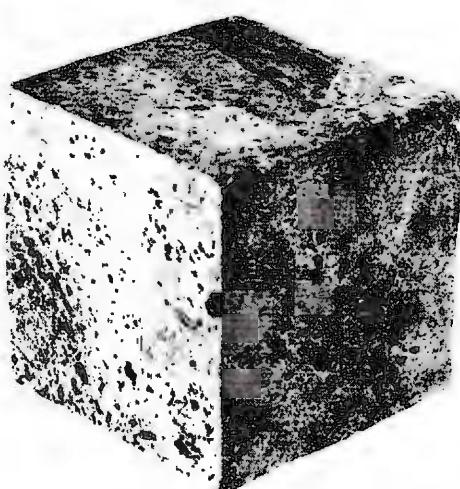
Fig. 2. — Blocul 4 B (stock-ul nr. 2 « Combinat »), epruveta g. Masă mineralizată, piritoasă, cupriferă, cu gangă de cuarț și mici geode tapijate cu cristale de cuarț (mărime naturală).

Fig. 3. — Blocul 5 (stock-ul « Iosif Nou »), epruveta d. Minereu complex, compact, format din grupări hipidiomorfe de pirită, substituite prin blendă și galenă în gangă cuarțoasă (mărime naturală).

Fig. 4. — Blocul 5 (stock-ul « Iosif Nou »), epruveta b. Minereu complex, compact, format din grupări hipidiomorfe de pirită, substituite prin blendă și galenă în gangă cuarțoasă (mărime naturală).



M. STAMATIU. Fizica și mecanica rocilor din zăcăminte Baia de Arieș.



Studii Tehnice și Economice, seria F nr. 5.

PLANŞA III



Institutul Geologic al României

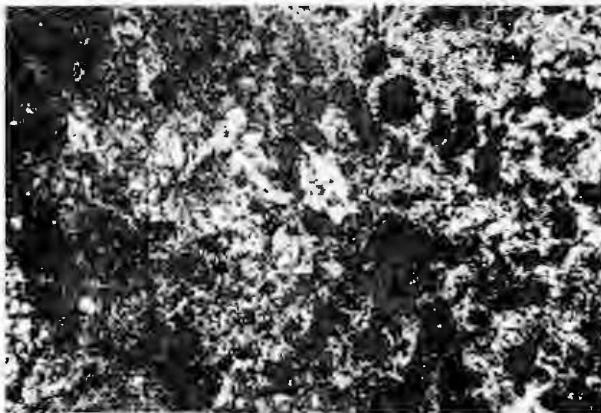
PLANŞA III

Fig. 1. — Andezit hidrotermalizat. Structură porfirică. Textură masivă. Nicoli +. Blocul nr. 1.

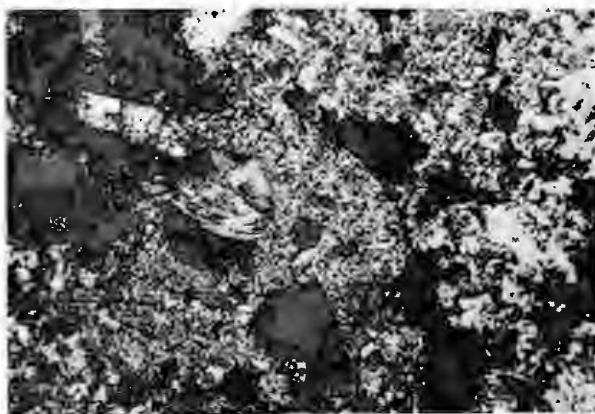
Fig. 2. — Andezit hidrotermalizat. Structură porfirică. Textură masivă. Nicoli +. Blocul nr. 3 A.

Fig. 3. — Andezit hidrotermalizat. Structură porfirică. Textură masivă. Roca este puternic transformată datorită proceselor hidrotermale care au silicifiat și sericitizat puternic pasta. Nicoli +. Blocul nr. 3 B.

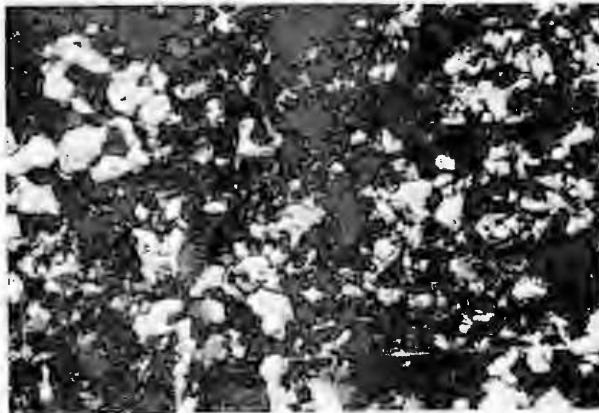




1.



2.



3.

PLANŞA IV



Institutul Geologic al României

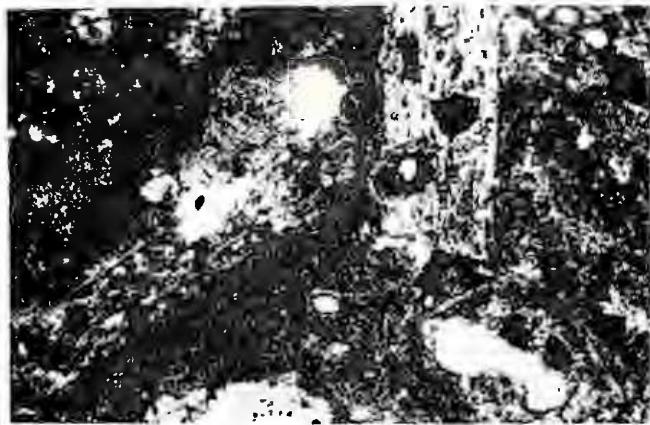
PLANŞA IV

Fig. 1. — Andezit puternic silicifiat, caolinizat și piritizat. Structură porfirică. Textură masivă Nicoli +. Blocul nr. 4 A.

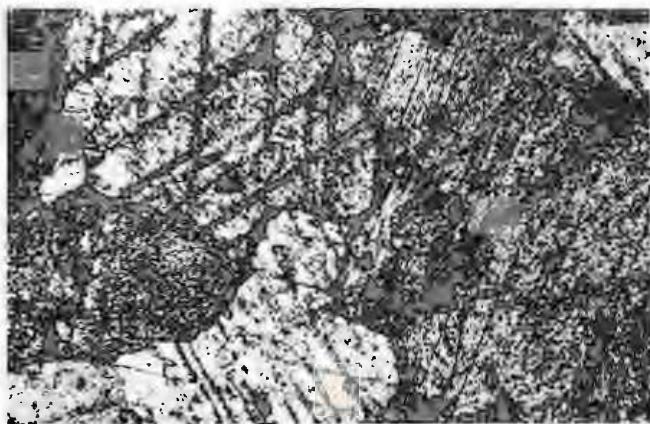
Fig. 2. — Calcar cristalin, fin grăunțos, constituit în întregime din calcit larg cristalizat și maclat polisintetic. Structură grăunțoasă. Textură masivă. Nicoli +. Blocul nr. 2.

Fig. 3. — Masă mineralizată constituită din plaje de pirită și blendă, cristale de galenă și picături fine de calcopirită, dispuse dezordonat, dar foarte frecvente în masa blendei.





1.



2.

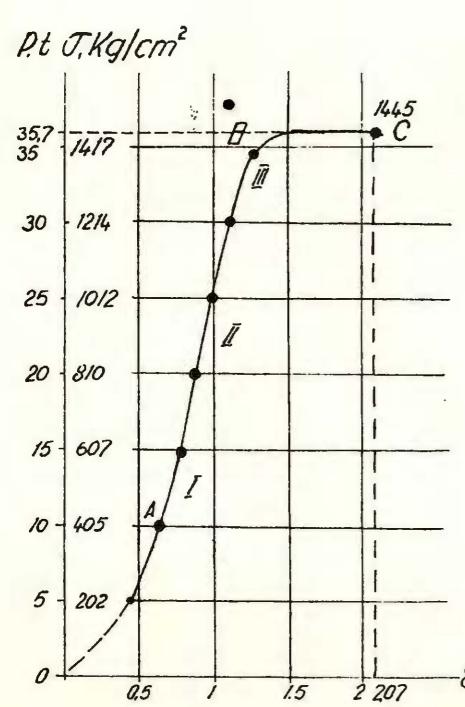


3.

*Curbele caracteristice de deformare la compresiune
Masă mineralizată „BAIA de ARIEȘ”*

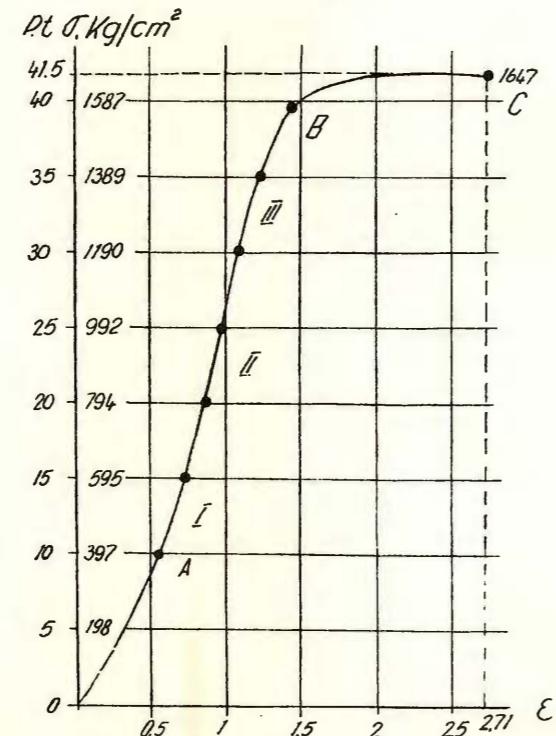
Blocul nr 4B
eprouveta a-uscat

$S = 24,70 \text{ cm}^2; h_i = 50,3 \text{ mm}$.



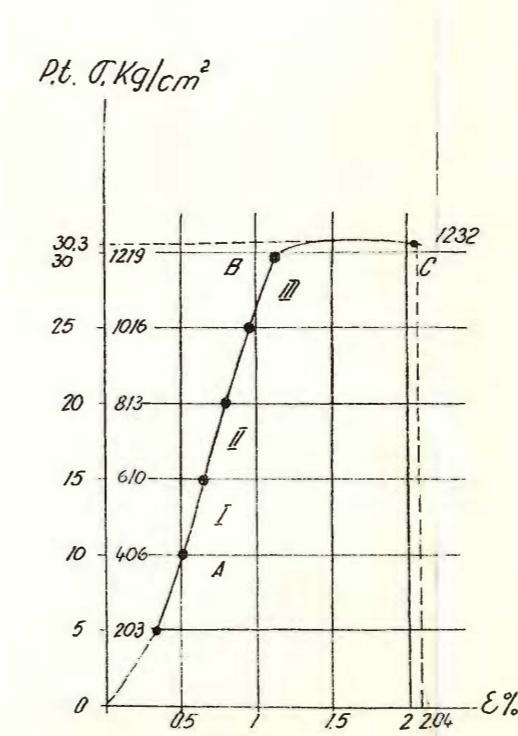
Blocul nr. 4B
eprouveta a-uscat

$S = 25,20 \text{ cm}^2; h_i = 50,2 \text{ mm}$.



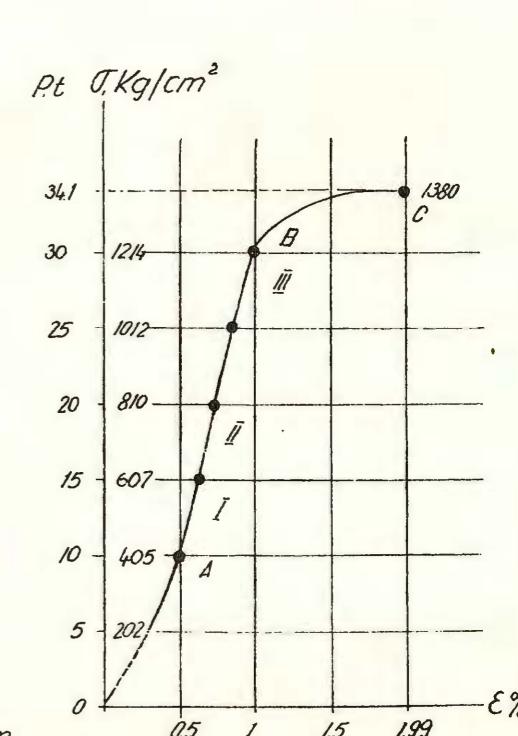
Blocul nr. 5
eprouveta c-uscat

$S = 24,60 \text{ cm}^2; h_i = 49 \text{ mm}$.



Blocul nr. 5
eprouveta c-uscat

$S = 26,70 \text{ cm}^2; h_i = 49,2 \text{ mm}$.



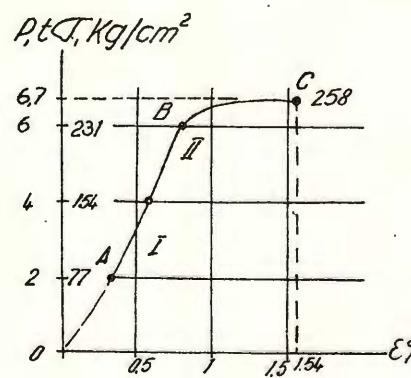
Scara:
0.10% ε - 2 mm
5t - 10 mm.

*Curbele caracteristice de deformare la compresiune
Andezit caolinizat (roca înconjurătoare)
BAIA de ARIES'*

Scara:
 $0.10\% \cdot E - 2\text{ mm}$
 $2t = 10\text{ mm}$

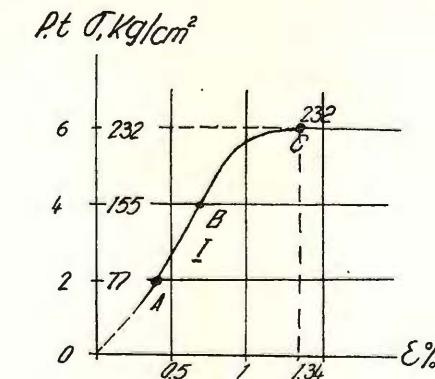
Blocul nr.3A
opraveta g-uscat

$$S = 25,96 \text{ cm}^2; h_i = 50,6 \text{ mm}$$



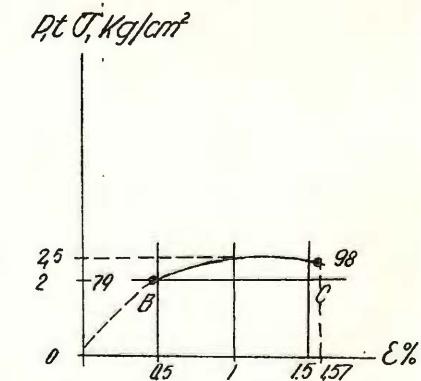
Blocul nr.3A
opraveta h-uscat

$$S = 25,80 \text{ cm}^2; h_i = 50,6 \text{ mm}$$



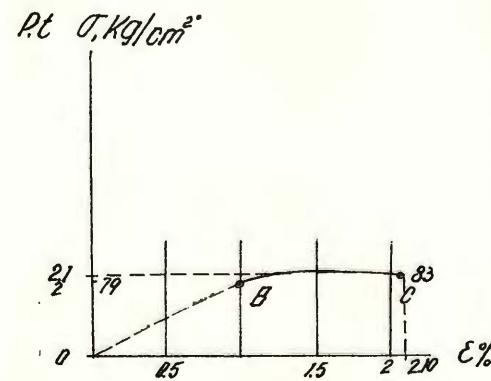
Blocul nr.3A
opraveta d-saturat

$$S = 25,40 \text{ cm}^2; h_i = 51 \text{ mm}$$



Blocul nr.3A
opraveta f-saturat

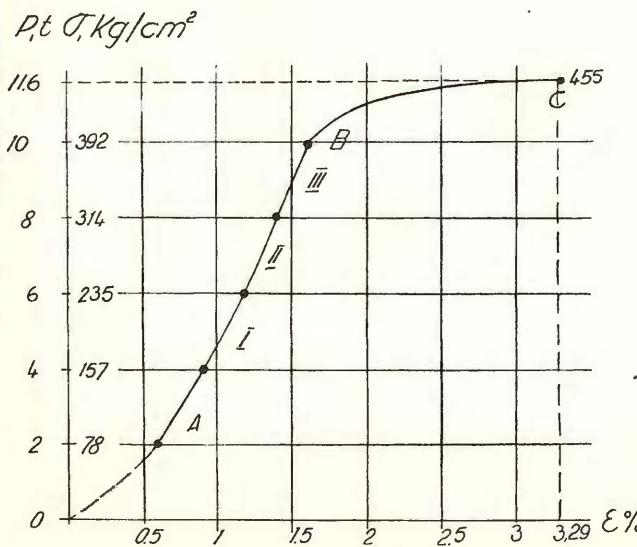
$$S = 25,40 \text{ cm}^2; h_i = 51 \text{ mm}$$



*Curbele caracteristice de deformare la compresiune
Andezit caolinizat (roca înconjurătoare)
„BAIA de ARIES”*

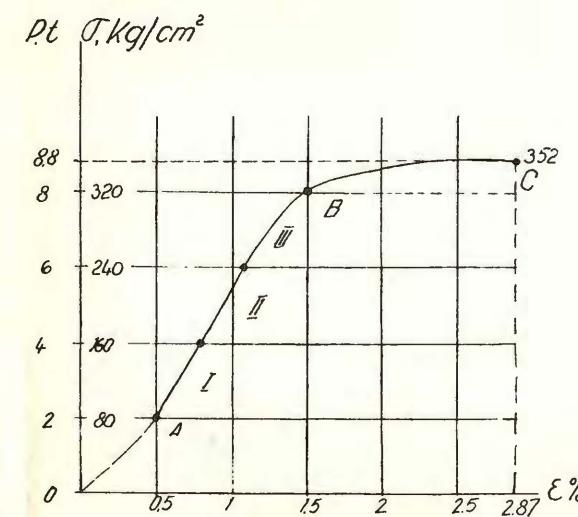
Blocul nr. 3B
epruveta g-uscat

$$S = 25,50 \text{ cm}^2; h_i = 50,1 \text{ mm}$$



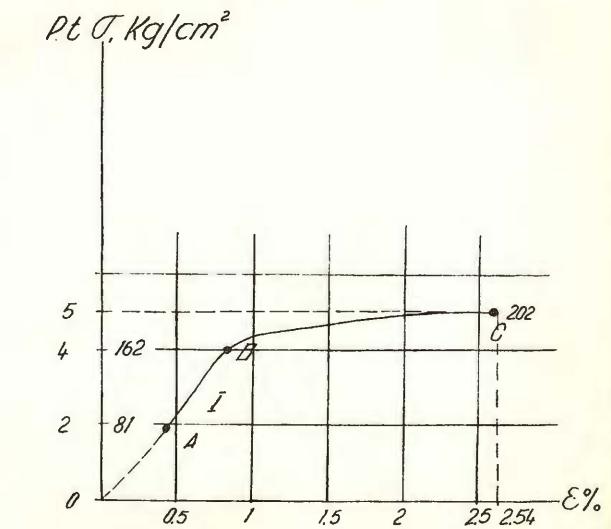
Blocul nr 3B
epruveta i-uscat

$$S = 25,00 \text{ cm}^2; h_i = 50,5 \text{ mm}$$



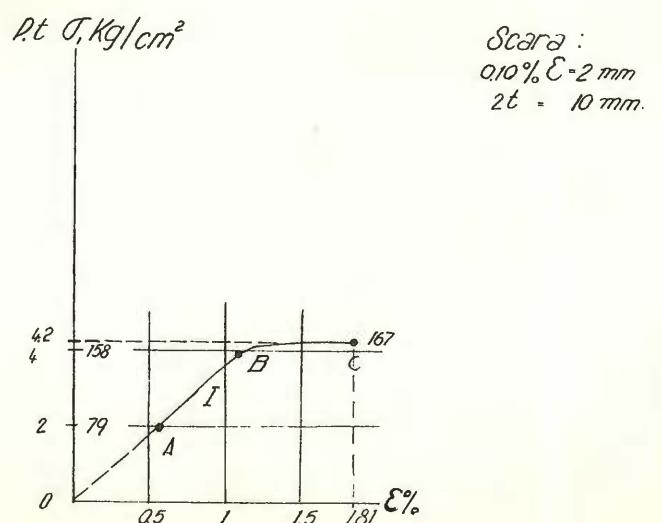
Blocul nr. 3B
epruveta a-saturat

$$S = 24,75 \text{ cm}^2; h_i = 50,4$$



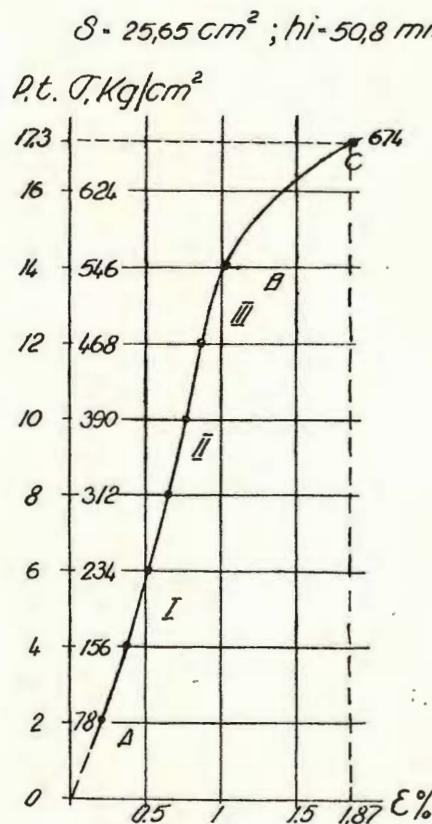
Blocul nr. 3B
epruveta j-saturat

$$S = 25,15 \text{ cm}^2; h_i = 50,2 \text{ mm}$$

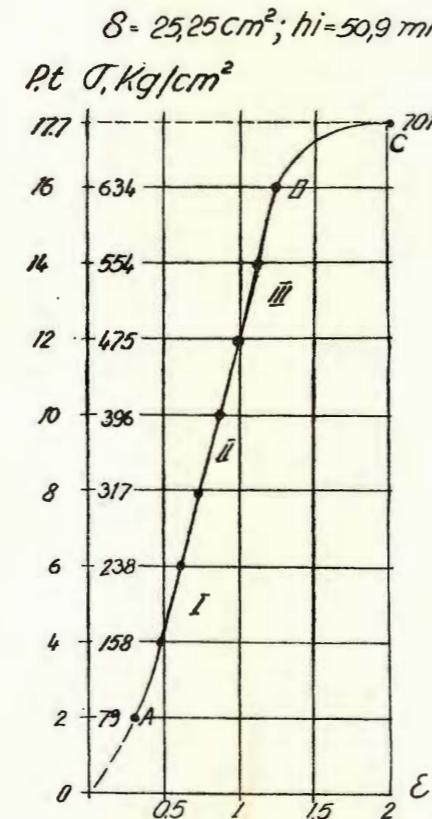


*Curbele caracteristice de deformare la compresiune
Andezit caolinizat (roca înconjurătoare)
„BAIA de ARIES”*

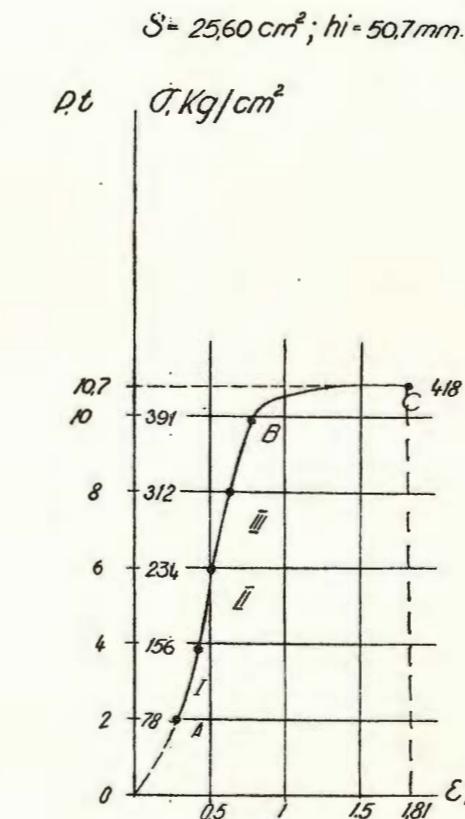
Blocul nr. 4A
opraveta g-uscat



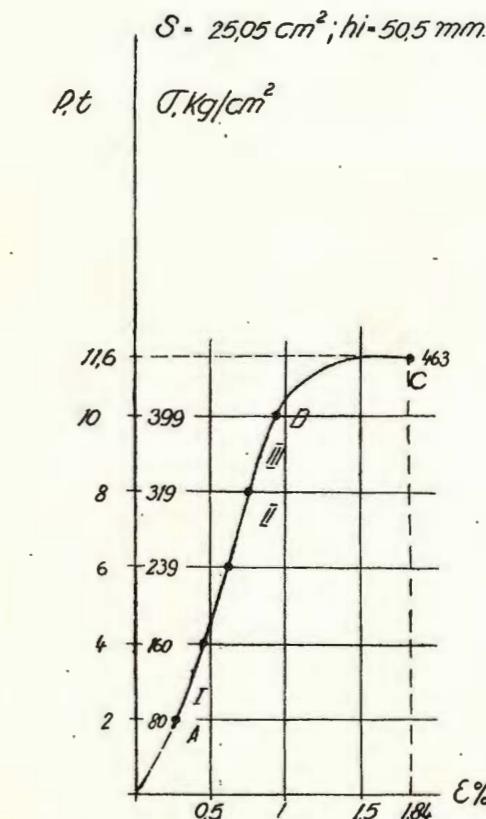
Blocul nr. 4A
opraveta j-uscat



Blocul nr. 4A
opraveta b-saturat



Blocul nr. 4A
opraveta e-saturat

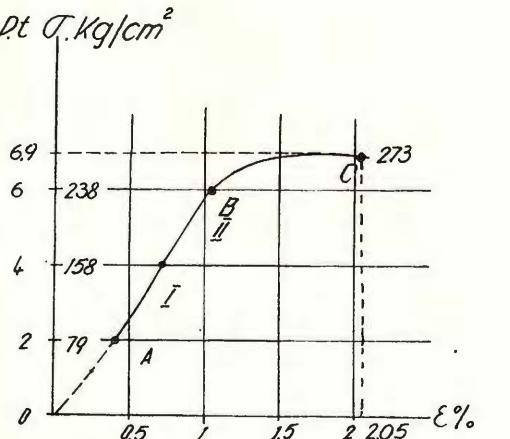


Scara:
 $0,10\% E = 2 \text{ mm}$.
 $2t = 10 \text{ mm}$.

*Curbele caracteristice de deformare la compresiune
Brecie andezitică (rocă înconjurătoare)
„BAIA DE ARIES”*

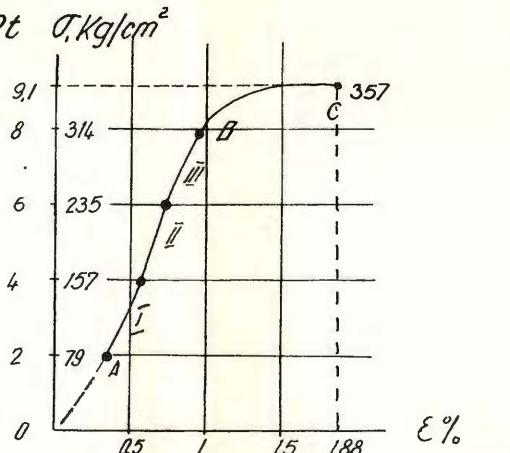
Blocul nr. 1
epruveta b-uscat

$$S = 25,25 \text{ cm}^2; h_i = 50,7 \text{ mm}$$



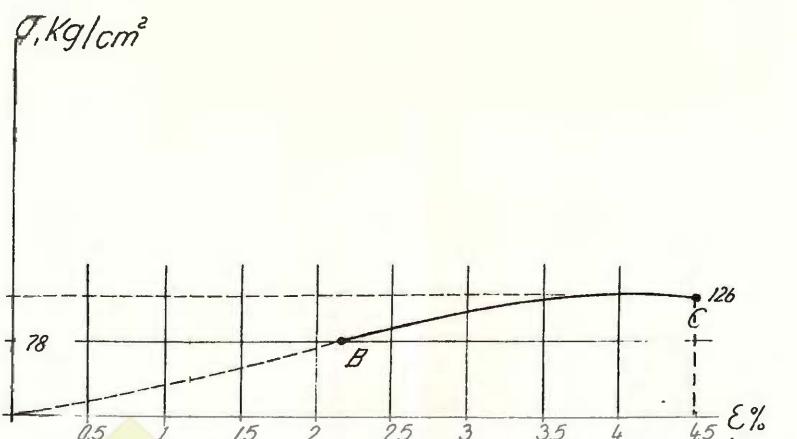
Blocul nr. 1
epruveta g-uscat

$$S = 25,50 \text{ cm}^2; h_i = 50,5 \text{ mm}$$



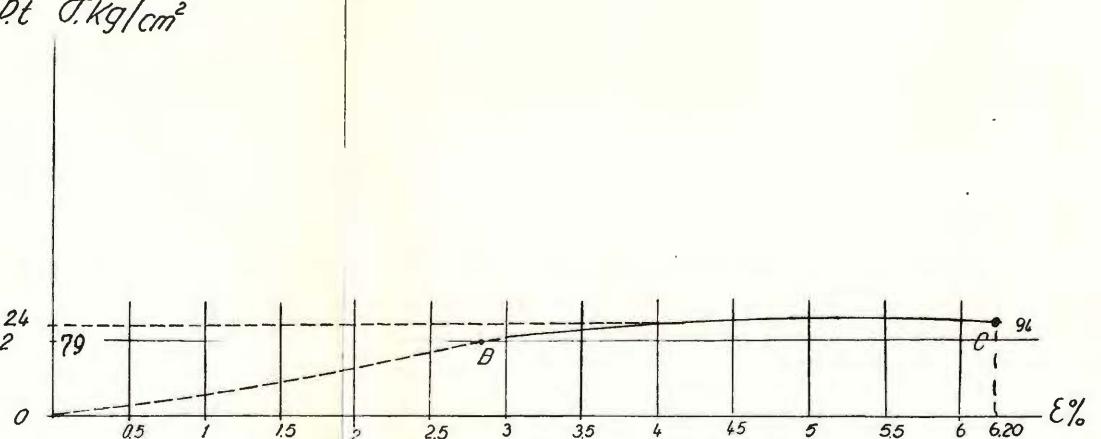
Blocul nr. 1
epruveta e-saturat

$$S = 25,45 \text{ cm}^2; h_i = 50,6 \text{ mm}$$



Blocul nr. 1
epruveta f-saturat

$$S = 25,40 \text{ cm}^2; h_i = 50,5 \text{ mm}$$

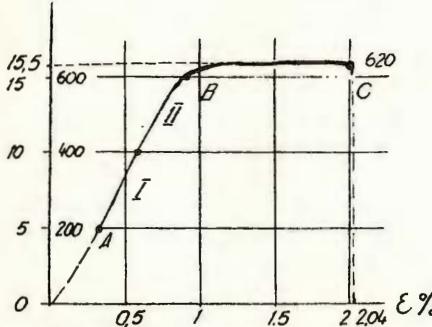


*Curbele caracteristice de deformare la compresiune
Calcar cristalin (rocă înconjurătoare)
„BAIA de ARIEȘ”*

Blocul nr. 2
epruveta b-uscat

$$S = 25,00 \text{ cm}^2; h_i = 59,0 \text{ mm.}$$

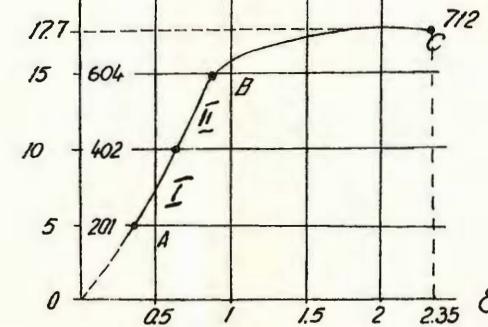
Pt. $\sigma \text{ Kg/cm}^2$



Blocul nr. 2
epruveta 1-uscat

$$S = 24,85 \text{ cm}^2; h_i = 49,7 \text{ mm.}$$

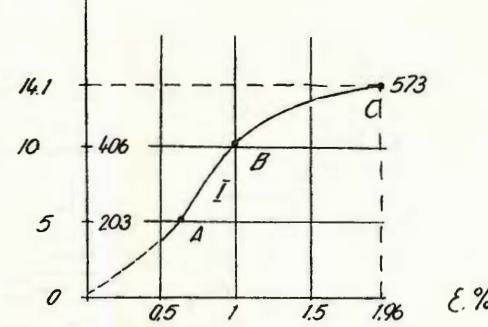
Pt. $\sigma \text{ Kg/cm}^2$



Blocul nr. 2
epruveta i-saturat

$$S = 24,60 \text{ cm}^2; h_i = 49,9 \text{ mm.}$$

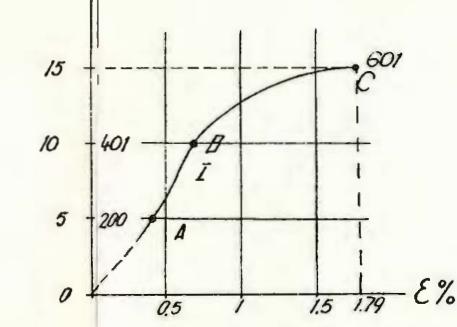
Pt. $\sigma \text{ Kg/cm}^2$



Blocul nr. 2
epruveta j-saturat

$$S = 24,95 \text{ cm}^2; h_i = 49,6 \text{ mm.}$$

Pt. $\sigma \text{ Kg/cm}^2$



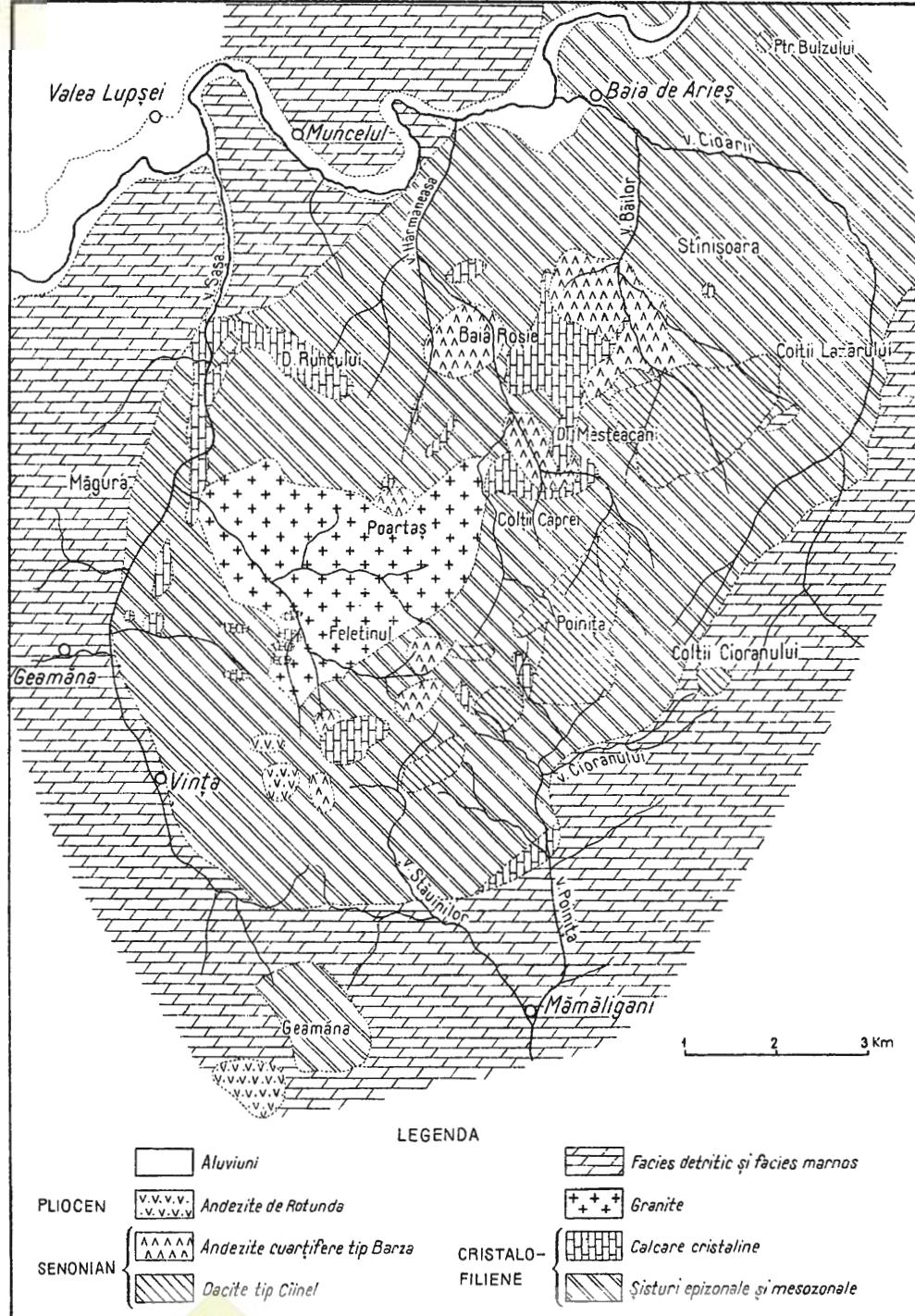
Scara
0,10% ϵ . 2 mm.
 $5t = 10 \text{ mm.}$

PINTENUL DE CRISTALIN AL BĂIÎ DE ARIES

(Geologia după M. Socolescu și T.P. Ghitulescu)

STAMATIU: Fizica și mecanica rocilor din zâcămintele Baia de Aries

Pl. XI



LEGENDA

[Hatched Box]	Aluviumi	[Hatched Box]	Facies detritic și facies marnos
[V.V.V.V. ..V.V.V.]	Andezite de Rotunda	[+ + +]	Granite
[Triangle Pattern]	Andezite cuartifere tip Bărza	[Grid Pattern]	Calcare cristaline
[Diagonal Hatching]	Dacite tip Ciinel	[Diagonal Hatching]	Sisturi epizonale și mesozonale

9. Scurtarea specifică de rupere a epruvetelor de minereu în stare uscată are valori mai mari de cît scurtarea specifică a rocilor înconjurătoare.

În general, umiditatea influențează scurtarea specifică a rocilor înconjurătoare, cu excepția calcarului cristalin unde diferențele sunt mici. Scurtările specifice de rupere, având valori sub 3%, arată că rocile studiate, s-au comportat în mod pronunțat elastic tenace.

10. Caracteristicile fizice și mecanice obținute prin încercările de laborator efectuate pot servi la clarificarea problemelor de săpare și susținere, a procedeelor de abataj și a metodelor de exploatare aplicate, cum și a îmbunătățirilor ce li se pot aduce.

BIBLIOGRAFIE

- COCHET Y. R. Contribuții geologice asupra zăcămintelor aurifere de la Baia de Arieș. *Rev. Min.* nr. 10, pag. 467–475, 1957.
- COTTA B., MÜLLER G. Die Erzlagerstätten Ungarns und Siebenbürgens. Freiberg, 1862.
- GHERMAN J. Tectonique de la région comprise entre les vallées: Valea Stremțului et Valea Ampoiului. *C.R. Acad. Sci. Roum.*, II, 5, 1938.
- GHERMAN J. Încălcările post-senoniene în bazinul Ampoiului. *Rev. Muz. Geol. Min. Univ. Cluj*, VI, 1–2, pag. 345–346, 1936.
- GHITULESCU T. P. SOCOLESCU M. Étude géologique et minière des Monts Métallifères. *An. Inst. Geol. Rom.*, XXI, București 1941.
- GRIMM J. Die Erzniederlage und der Bergbau zu Offenbánya in Siebenbürgen. *Jahrb. k.k. Montan-Akademie*, XVI, 1867.
- HAUER F. STACHE G. Geologie Siebenbürgens, Wien, 1853.
- INKEY B. Anmerkungen zu dem Werke: Pálfy M. Die geologischen Verhältnisse und Erzlagerstätten des siebenbürgischen Erzgebirges. *Földt. Közl.*, 1911.
- ILIE MIRCEA Monts Métallifères de Roumanie. *An. Inst. Geol. Rom.*, XXIII, 1950.
- PÁLFY M. Die geologischen Verhältnisse und Erzlagerstätten siebenbürgischen Erzgebirges. *Mitt. Jahrb. k.k. Ung. Geol. Anst.* XVIII, 1911–1912.
- POPESCU-VOITEȘTI I. Evoluția geologică-paleogeografică a pământului românesc. *Rev. Muz. Geol. Min. Univ. Cluj*, V, 2, pag. 1–204, 1935.
- POSEPNY FR. Über den inneren Bau der Offenbanyar Berggegend, 1875.



ФИЗИЧЕСКИЕ И МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА МИНЕРАЛИЗОВАННОЙ МАССЫ И СОПУТСТВУЮЩИХ ПОРОД ШТОКВЕРКОВ «ИОСИФ НОУ» и НР.2 («КОМБИНАТ») БАЯ ДЕ АРИЕШ

[M. STAMATIU]

(Краткое содержание)

В настоящем исследовании автор представил результаты лабораторных исследований для определения физических и механических свойств минерализованной массы и сопутствующих пород штокверков нр. 2 («комбинат») и «Иосиф Ноу» шахты Бая де Ариеш.

Результаты этих исследований привели автора к следующим заключениям:

Плотность (ς) имеет следующие значения: минерализованная масса 4,4 г/см³; каолинизированный андезит 2,8 г/см³; андезитовая брекчия 2,9 г/см³; кристаллический известняк 2,72 см³;

Каждущая плотность (ς) имеет следующие значения: минерализованная масса 3,8 г/см³; каолинизированный андезит 2,3 г/см³; андезитовая брекчия 2,5 г/см³; и кристаллический известняк 2,62 см³;

Средние значения механического сопротивления пробных образцов следующие:

	Глыбы нр.	σ_{rc} кг/см ²	σ_{rt} кг/см ²	σ_{rl} кг/см ²	σ_{rf} кг/см ²
Минерализованная масса.	4 Б	1436	148/99	68	138
	5	1223	117/88	19	132
Каолинизированный андезит.	3 А	133	46/41	12	32
	3 Б	249	—	23	71
	4 А	471	173/145	48	150
Андезитовая брекчия.	1	173	49/35	16	53
Кристаллический известняк.	2	587	106/88	33	86

цифра числителя представляет среднее значение для расстояний между опорами 1=10 см. а цифра знаменателя обозначает среднее значение для 1=20 см.



Сопротивления на излом в насыщенном водой состоянии в общем бывают меньшими нежели на опробованных образцах в сухом виде для всех образцов механических условий (сжатия, тяги, изгиба и скальвания).

Коэффициент смягчения имеет следующие значения: — 44% для каолинизированного андезита; 70% — для андезитовой брекции и 13% — для кристаллических известняков. Эти значения показывают что андезитовая брекция является самой чувствительной к воде породой.

Коэффициент крепости по шкале М.М. Протодияконова показывает, что самыми крепкими являются минералы, за которыми следует кристаллический известняк.

Кривые характеристик деформации при сжатии, графически снятые парными пунктами указывают на наличие, в сухом состоянии, большего участка эластических деформаций, по сравнению с пластическими, в то время как в состоянии насыщенном водой, автор устанавливает наличие большого количества пластических деформаций.

Модуль эластичности имел, в общем, большие значения для минерализованной массы, проявившей себя как наиболее эластичный материал. Каолинизированный андезит и андезитовая брекция имели более пониженный модуль эластичности, проявившие себя как материалы средней или пониженней эластичности.

Абсорбция воды оказала, в общем влияние на модуль эластичности в смысле снижения его.

Удельное укорачивание излома пробных образцов руды в сухом состоянии имеет большие значения нежели удельное укорачивание смежных пород.

В общем влажность влияет на удельное укорачивание сопутствующих пород, за исключением кристаллического известняка где разница является меньшей.

Удельные укорачивания при изломе, имеющие значения меньшие нежели 3%, указывают на то обстоятельство, что исследованные породы имели ярковыраженное упорное эластичное поведение.

Физические и механические характеристики полученные при посредстве проведенных лабораторных испытаний могут служить основой для выяснения проблем касающихся проводки шахтных работ проходки и крепи приемов забоев и применяемых эксплоатационных методов, а также для улучшений, которые могут быть проведены.



PROPRIÉTÉS PHYSIQUES ET MÉCANIQUES DE LA MASSE MINÉRALISÉE
ET DES ROCHES ENCAISSANTES DANS LES STOCKWERKE: NO 2
("COMBINAT") ET "IOSIF NOU"
(MINE BAIA DE ARIES)

PAR

M. STAMATIU

(Résumé)

L'étude présente les résultats des essais au laboratoire pour la détermination des propriétés physiques et mécaniques de la masse minéralisée et des roches encaissantes des stockwerke no. 2 ("Combinat") et "Iosif Nou" dans la mine Baia de Aries.

Les résultats de ces recherches ont permis à l'auteur de tirer les conclusions suivantes:

Les valeurs de la densité (δ) sont: masse minéralisée, 4,4 g/cm³, andésite caolinisée, 2,8 g/m³, brèche andésitique, 2,9 g/m³, calcaire cristallin, 2,7 g/m³.

La densité apparente (δ_a) présente les valeurs suivantes: masse minéralisée, 3,8 g/cm³; andésite caolinisée, 2,3 g/cm³; brèche andésitique, 2,5 g/cm³; calcaire cristallin 2,6 g/cm³.

Les valeurs moyennes des résistances mécaniques des éprouvettes sont:

	Bloc no.	σ_{rc} kg/cm ²	σ_{rf} kg/cm ²	σ_{rt} kg/cm ²	σ_{rf} kg/cm ²
Massee minéralisée	4 B	1436	148/99	68	138
	5	1223	177/88	19	132
Andésite caolinisée	3 A	133	46/41	12	32
	3 B	249	—	23	71
	4 A	471	173/145	48	105
Brèche andésitique	1	173	49/35	16	53
Calcaire cristallin	2	587	106/88	33	86

³⁾ Le chiffre au numérateur représente la valeur moyenne de la distance entre les appuis $l = 10$ cm, et le chiffre au dénominateur indique la valeur moyenne pour $l = 20$ cm.

Les résistances à la rupture en état saturé en eau sont en général inférieures à celles des éprouvettes essayées à l'état sec pour tous les types d'efforts mécaniques (compression, traction, flexion et cisaillement).



Le coefficient d'amollissement présente les valeurs suivantes: 44% pour l'andésite caolinisée, 70% pour la brèche andésitique et 13% pour le calcaire cristallin.

Ces valeurs montrent que la brèche andésitique est la plus sensible à l'eau.

Le coefficient de dureté d'après l'échelle de M. M. PROTODIAKONOV montre que les minéraux sont les plus durs, étant suivis par le calcaire cristallin.

Les courbes de la déformation à la compression (représentées graphiquement par des paires de points) indiquent à l'état sec un domaine de déformations élastiques plus vaste que celui des déformations plastiques, tandis qu'à l'état saturé en eau l'on constate un comportement plus plastique.

En général, le module d'élasticité enrégistre des valeurs plus élevées pour la masse minéralisée, ayant un caractère très élastique. L'andésite caolinisée et la brèche andésitique ont eu des modules d'élasticité plus réduits réagissant comme des matériaux à élasticité moyenne ou faible. L'absorption d'eau a influencé, en général, le module d'élasticité en le diminuant.

Le raccourcissement spécifique à la rupture des éprouvettes de minerai à l'état sec présente des valeurs plus élevées que le raccourcissement spécifique des roches encaissantes. En général, l'humidité influence le raccourcissement spécifique des roches encaissantes, à l'exception du calcaire cristallin où les différences sont petites.

Les raccourcissements spécifiques de rupture, avec des valeurs inférieures à 3%, montrent que les roches étudiées réagissent comme un corps élastique tenace.

Les caractéristiques physiques et mécaniques résultées des essais au laboratoire, servent à élucider les problèmes de creusement et de soutènement, les procédés d'abatage et les méthodes d'exploitation ainsi que les éventuelles améliorations.





Institutul Geologic al României

CERCETĂRI GEOLOGICE-TEHNICE ÎN CULMEA ISTRIȚA

DE

I. BORDEA, I. BUZINCU, MARCELA VOICULESCU

Introducere. În campaniile anilor 1958—1959 s-au executat cercetări geologice-tehnice în regiunea Pietroasele—Istrița—Tohani, pentru roci exploataabile ca pietre naturale de construcții și materii prime utilizabile în industria cimentului. În acest scop s-au executat cartări detaliate și foarte detaliate la scara 1: 10.000 pe o suprafață de cca 65 km.².

Regiunea se află în partea de N a raionului Mizil delimitându-se astfel: la W o linie care unește orașul Mizil cu satul Marginea Pădurii; la N culmea care pornește de la Marginea Pădurii, prin Vf. Istrița până în Vf. Ciuhoiu; spre E linia care unește satul Ciuhoiu cu com. Șărînga; spre S limita dintre zona colinară și cîmpie.

Imediat la sud de limita sectorului, se află linia ferată și șoseaua națională Ploiești—Buzău. În interiorul regiunii, drumurile cel mai bine întreținute sunt cele care duc la Tohani și Pietroasele.

Din punct de vedere orografic, regiunea prezintă un relief particular, dealurile ridicîndu-se brusc pînă la 754 m. Această ridicare a fost explicată de diferiți geologi (MRAZEC, SAVA ATHANASIU, MURGOCI etc.), prin mișcările tectonice de la sfîrșitul Pliocenului, mai accentuate în zona de curbură și prin scufundarea lentă pe care a suferit-o cîmpia. Calcarele sarmatiene, fiind depozitele cele mai rezistente din regiune la acțiunea de eroziune, au favorizat formarea unui relief stîncos caracteristic.

Din punct de vedere hidrografic, regiunea este lipsită de un curs principal de apă. Văile au un caracter torrential, prezintă pereți abrupti și transportă un debit solid pe care-l depun în special la gura lor, sub forma conurilor de dejecție. Văile își au originea de sub culmile calcaroase și mai ales din jurul vîrfului Istrița. Principalele văi sunt: V. Fintești, V. Năianca, V. Istriței, V. Pietroasele, V. Dara și V. Sărata.

Scurt istoric al cercetărilor geologice

Calcarele sarmatiene din regiune au fost semnalate în anul 1885 de GR. COBILCESCU și ANDRUSOW, iar în 1897 de SABBA ȘTEFĂNESCU și W. TEISSEYRE (7, 8). În

1909. W. TEISSEYRE (7) publică lucrarea « Asupra etajelor Meotic, Pontic și Dacic din regiunea subcarpatică a Munteniei de răsărit ». W. WENZ (9) prezintă un bogat studiu paleontologic cu privire la fauna pliocenului din Muntenia. Între anii 1915—1919, O. PROTESCU (5) studiază regiunea subcarpatică a județului Buzău, dând observații de ordin paleontologic, stratigrafic și hidrografic. Observațiile sale sunt în cea mai mare măsură valabile și pentru timpul de față. Menționăm harta geologică scara 1: 50.000 asamblată de FLORIN OLTEANU (4). Pe această hartă sunt evidențiate proape toate formațiunile întâlnite de noi, însă cu un caracter general și fără cartarea cuaternarului și a fenomenelor fizico-geologice.

Depozitele de fundament

Pornind de la rezultatele cercetătorilor amintiți, am reușit să conturăm cu precizie sporită limitele geologice la scara corespunzătoare, să delimităm depozitele acoperitoare și fenomenele fizico-geologice. De asemenei s-a întocmit un studiu microscopic. Analizele au fost executate în cadrul Serviciului Geologie Tehnică de AURELIA LAZĂR. Astfel, vom prezenta cu totul sumar datele cu privire la geologia regiunii și vom insista mai mult asupra problemelor ce am arătat că vin să completeze cercetările anterioare.

Regiunea cercetată aparține zonei neogene și cuprinde formațiuni ale seriilor miocene și pliocene.

Seria miocenă

Depozitele primului etaj mediteranian, se semnalează numai sub formă de indicațiuni. Dintre acestea menționăm sarea care tinde să apară la suprafață împreună cu elemente de brecia sării în diverse puncte: Tudorachești, Năeni, Tufele-Fințești, Tufele Roșii, Proșca, valea Crângului, Boboci (2, 3).

Helvețianul. Ocupă o suprafață foarte mare în anticlinalul Fințești și anticlinalul Perșunari—Breaza. Primul anticlinal scoate la zi marno-argile roșii pe valea Proșca, indicând o ridicare mai accentuată a acestei cute. În rest, deasupra acestor marne urmează marnele cenușii care alternează frecvent cu: nisipuri, nisipuri marnoase, marno-argile nisipoase, gresii cenușii, gipsuri și rare ori cu tufuri. La N de Perșunari gipsurile au cea mai mare dezvoltare, cu unele intercalații de marno-calcare ce conțin uneori nodule de sulf.

După cum vom vedea mai departe aceste depozite generează majoritatea fenomenelor fizico-geologice. Marno-argilele și gipsurile pot fi luate în considerație ca materii prime în industria cimentului.



Tortonianul apare în axul anticlinalului Perșunari—Breaza, în sinclinalul Tohani-Istrița (Muchia Dudești), sub calcarele sarmatiene din periclinul Tohani — Jugureni și mai puțin în axul anticlinalului Marginea Pădurii—Istrița.

Tortonianul inferior este reprezentat prin bancuri puternice de tufuri dacitice cu orbitoline. Tufurile în general calcaroase sunt albe, fine și moi la pipăit. Structura lor este cristalo-vitroclastică-pelitică, iar textura masiv poroasă. Din analizele microscopice, rezultă că particolele sunt mai mici de 0,02 mm și chiar sub 0,01 mm. Rocile sunt formate dintr-un agregat calcaros și cenușe vulcanică, tipică în stare proaspătă. Cenușa reprezintă particole sticloase, uneori parțial recristalizate, ocupând cea mai mare parte din masa rocii. Aggregatul calcaros reprezintă un calcit criptocristalin. Cuarțul apare uneori în proporție de cca 9%, ca fragmente colțuroase, transparente, dimensionate între 0,20—0,10, mm. Biotitul este mai redus ca proporție și apare în foițe brune cu dimensiuni de 0,16—0,10 mm. Cloritul s-a format prin alterarea biotitului și apare în proporție de cca 10% din masa rocii. Feldspatul este și mai redus și reprezintă fragmente colțuroase, transparente, cu macle rare. Apar și fragmente fine de minereu (granule de magnetit) în proporție de cca 2%. Golarile au un volum important în rocă (cca. 20%), cu dimensiuni între 0,50—0,04 mm.

Tortonianul superior are o dezvoltare mai redusă. Este reprezentat prin depozite de nisipuri și marno-argile de culoare cenușiu-gălbui.

Sarmațianul. Delimitarea între *Sarmațianul inferior* și cel superior s-a făcut cu foarte multă greutate, datorită faptului că regiunea este accidentată sau uneori acoperită.

Sarmațianul inferior este constituit din marno-argile vinete cenușii, uneori gălbui alternând cu nisipuri, marne nisipoase, gresii calcaroase, gresii oolitice și gresii silicioase. O. Protescu (5) citează diverse forme de *Tapes*, *Cardium*, *Mactra* etc., forme pe care le-am putut observa pe teren. Aceste depozite se întâlnesc pe valea Dara, valea Pietroasele și mai puțin în partea nord-vestică a regiunii. Versanții constituți din aceste depozite sunt acoperiți de deluvii, deoarece materialul este slab consolidat.

Sarmațianul superior este reprezentat prin calcare lumașelice, dispune transgresiv peste *Sarmațianul inferior*, peste *Tortonianul inferior* și uneori peste *Helvețian*. Calcarele lumașelice conțin în special lamellibranchiatul *Mactra podolica* EICHW. Fosilele sunt reduse ca genuri și specii, însă foarte abundente cantitatativ. Fauna acestor depozite calcaroase este studiată amănunțit de O. PROTESCU. (5), W. WENZ (9), I. SIMIONESCU și E. BARBU (6). Grosimea depozitelor lumașelice, ajunge pînă la cca 50 m, cu intercalații centimetrice de marno-argile cenușii sau cenușii gălbui, gresii, gresii lumașelice și calcare nisipoase. Bancurile de calcare lumașelice au grosimi care ajung pînă la 4—5 m.

Calcarele se întâlnesc în lungul anticlinalului Marginea Pădurii — Cătunul, pe drumul Jugureni, în anticlinalul Istrița, de-a lungul anticlinalului Perșunari — Breaza — Monteori și în periclinul Vf. Istrița. Calcarele schimbă frecvent de direcție și înclinare datorită unor frecvențe falieri. Calcarele lumașelice sunt constituite din cochilii și sfârșimături de cochilii de diferite mărimi, cimentate între ele. Cristalinitatea este în general fină. Între cochilii, rămân spații libere (vacuoale), de mărimi variabile la diferite orizonturi. Culoarea rocilor este alb-cenușie sau gălbuiu.

Structura calcarelor este în general granulară, ajungînd uneori să devină parțial pseudooolitică, iar textura este vacuolară. În orizonturile superioare, textura devine intens vacuolară în timp ce în orizonturile inferioare ajunge să fie fin vacuoloară sau chiar compactă (pl. I—V).

Din analizele microscopice, rezultă în primul rînd un conținut predominant de calcit. În general calcitul variază între 70—93%. Procentul golurilor variază între 2—30%. Lumașelul este constituit din resturi de cochilii de lamellibranchiate, uneori gastropode și testuri de foraminifere (triloculine și quinqueloculine). Aragonitul inițial a fost înlocuit cu calcit criptocristalin. Cimentul de legătură este constituit din calcit cu cristalinitate mai mare. Pseudooolitele s-au format prin aglomerarea calcitului în jurul testurilor de foraminifere. Ele se întâlnesc numai în orizonturile inferioare. Cuarțul apare în proporție foarte redusă (1—3%) și lipsește complet. Este de natură detritică, în granule cu contur neregulat, transparente și cu dimensiuni între 0,60—0,06 mm. Feldspații au un procent maxim de 4%, fiind reprezentati prin ortoză și microclin, sub formă de fragmente colțuroase, uneori sericitizați. Accidental s-a întîlnit pigment limonitic și sporadic mică.

Calcarele lumașelice au o mare importanță economică. Ele interesează atât ca roci naturale de construcții cât și ca materie primă la fabricarea cimentului.

Seria pliocenă

Meotianul. Apare în succesiune normală peste calcarele lumașelice. Din punct de vedere litologic, se întâlnesc nisipuri, gresii și marno-argile. Acest complex litologic este foarte bogat în fosile. Cu ocazia cercetărilor sale O. PROTESCU (5) distinge depozite de apă dulce cu forme de unionizi, vivipare, anodonti, neritine, dosini etc. și depozite de apă sălcie cu congerii, hidrobii, etc. Depozite meotiene se întâlnesc: în sinclinalul Istrița, în Sinclinalul Fântânele—Jugureni, pe flancul nordic al anticlinalului Marginea Pădurii—Cătunul și în regiunea Tolani.

Pontianul are o dezvoltare foarte redusă și este reprezentat prin marno-argile vinete cenușii în alternanțe slabe cu nisipuri și gresii. Apariții foarte reduse întâlnim în axul sinclinalului Istrița, în axa sinclinalului Fântânele și pe flancul sudic al anticlinalului Perșunari.



Dacianul a fost întlnit numai pe flancul sudic al anticlinalului Perșunari, în regiunea Tohani fiind constituit din marne nisipoase și nisipuri cu vivipare, dreisensii și prosodacne.

Levantinul. Depozitele Levantinului se caracterizează printr-o puternică transgresiune, acoperind pe rînd Dacianul, Ponțianul și Meotianul. — Litologic, întâlnim pachete groase de nisipuri galbene, nisipuri prăfoase și argile fin nisipoase. Stratificația pare a fi încrucișată. Răspândirea depozitelor levantine este limitată și în mare parte se află sub formațiunile acoperitoare. Sunt semnalate în zona Tohani, mai puțin pe valea Năianca și în partea de sud-est a regiunii. În rest, depozitele levantine se retrag imediat la sud de Falia « Șărîngă », avînd o dezvoltare foarte mare și fiind complet acoperite.

Depozitele acoperitoare

În categoria depozitelor acoperitoare se disting următoarele tipuri principale: depozite proluviale, depozite deluviale, depozite eluviale, și grohotișuri de pantă.

Depozitele proluviale sunt reprezentate în special prin conuri de dejetcie, constituite din elemente angulare calcaroase, grezoase și din material fin nisipos sau marno-argilos.

Conurile de dejetcie se întlnesc la gura văilor cu caracter torențial, fiind în general stabilizate și aplatizate. În zona satului Fintești, mai multe văi își grupează confluența rezultând și o imbricare a conurilor de dejetcie. — Alte conuri se întlnesc pe V. Istriței, V. Mățioanei, V. Pietroasele, V. Dara, V. Botei etc.. O parte din acestea sunt conuri tipic asimetrice. Stabilitatea lor este atât de mare în cît asigură desvoltarea așezărilor omenești. Pe V. Mățioanei întlnim două conuri etajate. Depozite proluviale depuse dealungul văilor se găsesc pe V. Năianca, Fintești și Muscelul Dării.

Depozitele deluviale sunt provenite din alterarea rocilor de fundiment, care au fost aduse spre baza pantelor de către apele de șiroire și de către gravitație. Granulația în general fină, cuprinde argile nisipoase cu fragmente angulare de gresii și calcare. Astfel, trecerea de la deluvii la grohotișuri cuprinde o serie de termeni intermediari. În regiunea noastră s-au separat numai acele depozite deluviale cu o grosime evidentă. Dezvoltarea cea mai mare o au în partea de S, pierzîndu-se treptat în zona de cîmpie și cîstigînd totodată în grosime.

Depozitele eluviale se întlnesc pe crestele domoale și rezultă din alterarea și dezagregarea rocilor de fundiment, produs care nu suferă nici un fel de transport și rămîne pe loc. (ex.: la E de Vf. Ciuhoiu). Aici, putem vorbi și despre depozite



mixte eluvio-deluviale, întâlnite pe coamele care înclină slab. În acest caz materialul a suferit și un slab transport.

Grohotișurile de pantă au rezultat pe seama calcarelor și sunt situate la baza lor. Materialul este solicitat pe linia de cea mai mare pantă. Se întâlnesc de la V. Dara pînă în Vf. Năeni. Amintim și existența unor grohotișuri colmatate de depozite eluviale sau deluviale.

Date asupra structurii regiunii

Rolul principal în această structură îl joacă masivele de sare din interior, precum și mișcările orogene ale pliocenului. Regiunea se caracterizează prin cufe falii care tind să încalece spre sud. În partea nordică menționăm anticlinalul Marginea Păduri —Cătunul. La S de acesta, întâlnim anticlinalul Fințești—Istrița. Acest anticlinal are o ridicare axială mai puternică, scoțind la zi Helvețianul roșu. Pe falia ce se poate urmări de la N de Tohani, pînă aproape de Vf. Istrița, masivele de sare tind să apară la suprafață.

Sinclinalul Tohani—Istrița cuprinde periclinul ridicat al calcarelor sarmatiene. Spre E axa sinclinalului prezintă o faliere cu decroșarea compartimentului sudic.

La S întâlnim anticlinalul Persuani—Breaza—Monteoru. Începînd din dreptul comunei Greceanca spre est, flancul sudic al anticlinalului este afectat de o puternică faliu (falia « Șărînga »), care a coborât foarte mult compartimentul sudic. În acest fel s-a creiat o zonă depresionară față de masivul Istrița. Datorită fenomenului de apel către depresiune, masivul Istrița—Ciuhoiul a fost afectat de o serie de falii transversale, orientate N—S (1, 4).

Date hidrogeologice

Din punct de vedere hidrogeologic, în regiune se ridică probleme foarte importante. Izvoarele apar aproape numai în baza calcarelor și sunt reduse ca număr. În apropiere de baza versantului apele dispar în depozitele cuaternare, dispariție favorizată de materialul grosier, ajungînd pînă la depunerile levantine, care sunt de asemenea permeabile. Fîntînele sunt foarte rare, adînci, cu debit mic de apă și cu caracter temporar. Aceste debite mici de apă apar numai acolo unde există mici alternanțe (lentile) de argile.

Depozitele deluviale sunt în cea mai mare parte lipsite de un strat acvifer. Deci, principalele surse de ape se rezumă la izvoarele din baza calcarelor. O parte din ele sunt captate pentru alimentarea satelor.

Pe V. Pietroasele, la satul Urgoaia întâlnim un puternic izvor, cu un debit de peste 1,5 l/sec, destinat alimentării cu apă a satului Pietroasele. În partea de NW



a satului alte două izvoare mai mici se acumulează într-un bazin pentru a alimenta o parte din sat și stațiunea viticolă. Această alimentare este insuficientă și s-a cercetat posibilitatea captării a încă două izvoare.

În jurul satului Gura Vadului s-au executat în anul 1959 două foraje hidrogeologice pentru a indica soluția de alimentare cu apă a unei mari instalații de vinificație. Rezultatele obținute au fost foarte slabe. Lipsa pînzei de apă freatică se datoră permeabilității depozitelor levantine. În acest caz, s-a trecut la captarea unui important izvor de sub calcarale din culmea Strehanul.

În concluzie, pentru alimentarea cu apă în această regiune, trebuie cercetate în primul rînd condițiile de captare a izvoarelor. Izvoare de ape sărate sunt răspândite aproape în toată regiunea. Ele au în general un debit scăzut și sunt puse pe seama masivelor de sare din apropiere.

Date geomorfologice

Înfățîșarea geomorfologică a acestei regiuni este condiționată de litologia depozitelor de fundament, structura acestor depozite, natura și intensitatea agenților externi și de dezvoltarea depozitelor cuaternare. Avînd în vedere acești factori principali, formele morfologice din regiune sunt: cele de eroziune și de acumulare. Formele de acumulare s-au arătat cu ocazia prezentării depozitelor acoperitoare. Eroziunea are un caracter activ pe versanți și se stinge pe măsura apropierii de câmpie unde are loc depunerea. Calcarele fiind mai rezistente la eroziune, au dat pante mari sau pereți abrupti. Aspectul morfologic mai este condiționat și de cutările pliocene. Falia « Șarînga » poate fi observată și sub aspect morfologic.

Fenomene fizico-geologice

Fenomenele de eroziune, transport, depunere și prăbușire gravitațională au fost prezентate mai sus. Rămîne să vorbim numai despre alunecările de teren. Alunecările au o dezvoltare limitată datorită unei mari răspîndiri a calcarelor și formelor de relief domoale în celealte formațiuni. Alunecările se reduc la versanții apropiati ai văiugilor datorită adîncirii acestor cursuri. Alunecarea este favorizată și de apele de infiltratie, care măresc greutatea volumetrică a masei și micșorează coeziunea. Astfel de alunecări se întîlnesc aproape pe toate văile principale. La N de culmea Strehanul, versantul prezintă o mare zonă de alunecări vechi stabilizate. În acest caz, în afară de celealte cauze care au generat alunecarea, se adaugă și supraîncărcarea pantei cu o mare cantitate de grohotiș. O veche curgere de noroi cu dezvoltare tipică se observă pe o văiugă sub satul Virful.

Din analiza sumară a acestor fenomene rezultă că eroziunea are un rol foarte important în producerea alunecărilor. Gradul de eroziune al regiunii este foarte



avansat. Eroziunea degradează în deosebi importante suprafețe viticole. Se impune amenajarea acestor văi după exemplul lucrărilor executate de către Stațiunea Viticolă Pietroasele, care a construit 8 baraje pe V. Măchioanei, în scopul ridicării fundului văii, pentru stingerea torrentului. Viticultura din această regiune prezintă o mare importanță economică.

Roci naturale de construcție

Generalități, răspândire, condiții de zăcămînt și aprecieri asupra rezervelor.

Calcarele lumașelice se prezintă în bancuri de grosimi variabile alcătuite în general, din cochilii mari în orizonturile superioare, cochilii mici în orizonturile medii, și cu aspect aproape compact în orizonturile cele mai inferioare. Grosimea maximă a bancurilor este de cca 5 m. Semnalăm și prezența unor intercalații centimetrice de marno-argile sau calcare grezoase.

Dintre aceste calcare, orizonturile inferior și mediu oferă materialul cel mai indicat ca rocă naturală de construcție. Materialul prezintă calități deosebite prin faptul că se coplește ușor, nu este prea greu, are o rezistență destul de mare, se taie în plăci și se poate lustrui. (pl. VI—VIII). Utilizarea calcarului în construcții este foarte veche, dacă avem în vedere că cetatea Comidava din Pietroasele s-a construit din acest material. De asemenea se mai cunoaște utilizarea lui la o serie de construcții din București, Ploiești, Buzău, etc.

Calcarul lumașelic intră în alcătuirea anticlinalelor: Marginea Pădurii—Cătunul, Fințești—Istrița și Perșunari—Breaza—Monteoru. Zăcămîntele de calcare sunt afectate de mici fracturi fără însă ca acestea să schimbe prea mult condițiile de exploatare. Înclinarea stratelor este în general mică, cu excepția celor din culmea Strehanul și din culmea Istrița. La partea superioară a zăcămîntului, se întâlnește o mică zonă de alterație. Uneori peste calcare se află și o pătură de sol (deluviu sau eluviu), care de asemenea este redusă ca grosime. Zona alterată împreună cu solul reprezintă descoperta zăcămîntului, care nu trece niciodată de 2,50 m.

Acolo unde descoperta este prezentă, unde stratele au o înclinare mică și în special cu căderi spre E și N, materialul calcaros se prezintă cu calități bune. În schimb, în alte condiții deosebite și în special în culmea Strehanul, unde stratele aflorează pe toată grosimea lor în creastă, cu căderi spre S, au permis infiltrarea apelor de precipitații dinspre NE pe toate fețele de stratificație, făcînd ca zăcămîntul să fie în bună parte alterat.

În general, calitatea acestui material se îmbunătățește de la W spre E. Spre partea estică cochiliile sunt mai bine cimentate, calcita secundară recristalizată este mai abundantă, iar aspectul vacuolar este mai fin. Actualmente, exploatari cu caracter local întâlnim în împrejurimile satului Ochiul Boului, Bădeni și Culmea



Istrița. Aceste exploatari sunt neorganizate. Urmărindu-se anumite orizonturi de material mai bun, s-au practicat și exploatari subterane prin galerii (hrube).

Pe hartă s-au delimitat 31 perimetre de diferite forme geometrice, pentru care s-au calculat rezerve geologice de categoria C₂. Perimetrele se întâlnesc în zonele de răspândire a calcarelor lumașelice, amintite la descrierea geologică. Rezervele au fost calculate numai unde avem deschideri evidente. De fapt, masa calcaroasă este cu mult mai mare, însă alte perimetre nu prezintă condiții economice de exploatare. Dintre perimetrele prezentate se pot alege cele mai convenabile, ținând cont de calitatea materialului, condiții de exploatare, condiții de acces etc.

Rezervele s-au calculat măsurînd în deschideri naturale, pentru fiecare perimetru, înălțimea, lungimea frontului și adîncimea pe care se poate înainta. Totalizând rezervele acestor perimetre ajungem la cîteva zeci de milioane de metri cubi.

Valorificarea rațională a calcarelor ar impune exploatarea pe fronturi lungi, care să permită extracția selectivă a porțiunilor apte pentru utilizare ca piatră de construcție fără strangularea producției destinate fabricării cimentului. S-ar evita astfel formarea hărdelor, care au dus în trecut la înfundarea micilor cariere locale și abandonarea de rezerve de bună calitate.

Caracteristici fizice și mecanice

Determinarea caracteristicilor fizice și mecanice s-a făcut potrivit prescripțiilor generale din STAS 730—49, cu completările inerente cauzate de apariția unor standarde mai recente. Pentru determinările de constante fizice și mecanice nestandardizate, s-a ținut seama de literatura de specialitate și de experiența și studiile efectuate în laboratorul de Geologie Tehnică al Comitetului Geologic.

În cele de mai jos, redăm comparativ, caracteristicile fizice și mecanice ale calcarelor lumașelice din cîteva zone reprezentative ale regiunii Pietroasele—Istrița—Tohani. Astfel, s-au luat în considerare carierele sau deschiderile naturale de la: Ochiul Boului-Nord; Ochiul Boului-Sud; Virful Istrița; Tolani, orizonturile superioară, mediu și inferior; Năeni, orizonturile superior și inferior.

Vom arăta caracteristicile fizice și mecanice determinate, insistînd asupra celor care se condiționează reciproc și vom căuta să explicăm unele anomalii aparente, prin rezultatele obținute cu ajutorul studiilor petrografice și mineralogice, efectuate.

Caracteristici fizice

Densitatea în g/cm³ s-a determinat pe materialul provenit de la încercările de rupere la diverse solicitări, prin metoda picnometrului după formula:

$$\rho = \frac{m}{m + m_1 - m_2} \cdot \rho_0, \text{ în care: } m = \text{masa materialului uscat în prealabil pînă}$$



la cca 105°C și răcit apoi pînă la cca 20°C , în grame; m_1 = masa picnometrului plin cu apă distilată, în grame; m_2 = masa picnometrului și materialului, împreună cu apa distilată adăugată pînă la umplerea completă a picnometrului, în grame; ρ_0 = densitatea apei distilate, ce s-a luat egală cu 1 g/cm^3 ; ρ = densitatea materialului analizat în g/cm^3 .

Rezultatele obținute sunt redate în tabela 1, din care se constată în general, creșterea densității calcarului din fiecare zăcămînt, de la orizontul superior către cel inferior.

TABELA 1
Densitatea calcarelor în g/cm^3

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră	Orizontul		
			Superior	Mediu	Inferior
1	Ochiul Boului-Nord	2,735	2,730	2,754	2,720
2	Ochiul Boului-Sud	2,719	2,688	2,722	2,728
3	Virful Istrija	2,724	2,695	2,735	2,741
4	Tohani	2,754	2,747	2,757	2,758
5	Năeni	2,728	2,724	—	2,732

Densitatea aparentă în g/cm^3 s-a determinat pe epruvete în formă de cub cu muchia de 5 cm, prin:

Metoda hidrostatică, folosind formula: $\rho_a = \frac{m}{m_1 - m_2} \cdot \rho_0$, în care: m = masa epruvetei uscate în prealabil pînă la cca 105°C și răcite apoi pînă la cca 20°C , în grame; m_1 = masa epruvetei, saturate de apă la presiune normală, cîntărită în aer, în grame; m_2 = masa epruvetei, saturate de apă la presiune normală, cîntărită în apă cu balanță hidrostatică, în grame; ρ_0 = densitatea apei distilate ce s-a luat egală cu 1 g/cm^3 ; ρ_a = densitatea aparentă a epruvetei, în g/cm^3 .

Metoda măsurării directe a dimensiunilor, folosind formula: $\rho_a = \frac{m}{a.b.h}$, în

care: ρ_a și m au semnificațiile de la metoda hidrostatică; a , b , și h = dimensiunile epruvetei, măsurate cu sublerul cu precizia de $1/50 \text{ mm}$, în cm .

După determinarea densității aparente a fiecărei epruvete prin cele două metode, s-a calculat separat, pentru fiecare metodă, media aritmetică respectivă, notîndu-se cu ρ_a . S = densitatea aparentă a blocului pe epruvete saturate cu apă, prin metoda hidrostatică; ρ_a . M = densitatea aparentă a blocului prin metoda măsurării directe a dimensiunilor epruvetelor.



Densitatea aparentă finală, ale cărei valori sunt redate în tabela 2, reprezintă media aritmetică dintre densitățile aparente determinate prin cele două metode:

$$\rho_a = \frac{1}{2} (\rho_a S + \rho_a M)$$

Din examinarea valorilor inscrise în tabelul nr. 2, se constată că în general, densitatea aparentă crește, pentru toate carierele, de la orizontul superior către cel inferior.

TABELA 2

Densitatea aparentă a calcarelor în g/cm³

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră	Orizontul		
			Superior	Mediu	Inferior
1	Ochiul Boului-Nord	2,336	2,310	2,295	2,403
2	Ochiul Boului-Sud	2,186	2,206	2,223	2,128
3	Vîrful Istrița	2,153	1,989	2,097	2,372
4	Tohani	2,070	1,986	2,086	2,137
5	Năeni	1,991	1,974	—	2,007

Luând în considerare mediile densității aparente pe cariere, remarcăm că acestea scad continuu de la cariera Ochiul Boului-Nord până la Năeni, urmând ordinea inscrierii carierelor în tabel. Atragem atenția asupra carierelor Ochiul Boului-Sud și Vf. Istrița, care au densitățile aparente cele mai apropiate.

Densitatea aparentă fiind sub 2,5 g/cm³, ne arată că acest material se încadrează în grupa rocilor semigrele.

Compactitatea în % s-a determinat cu formula: $c = \frac{\rho_a}{\rho} \cdot 100$, în care: ρ_a și

ρ = densitatea aparentă, respectiv densitatea în g/cm³; c = compactitatea în procente,

Valorile compactății corespunzătoare carierelor și orizonturilor respective sunt inscrise în tabelul 3.

Porozitatea totală în % s-a determinat cu formula: $n = 100 - c$, în care: c = compactitatea în procente; n = porozitatea totală în procente.

Rezultatele obținute la determinarea porozității totale sunt inscrise în tabela 3 și arată că rocile de la carierele Ochiul Boului-Nord și Ochiul Boului-Sud sunt foarte poroase (porozitatea fiind cuprinsă între 10–20%), iar cele de la carierele Vf. Istrița, Tohani și Năeni sunt extrem de poroase, având o porozitate de peste 20%.



TABELA 3
Compactitatea și porozitatea totală a calcarelor, în %

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră		Orizontul					
				Superior		Mediu		Inferior	
		c	n	c	n	c	n	c	n
1	Ochiul Boului-Nord	85	15	85	15	83	17	88	12
2	Ochiul Boului Sud	81	19	82	18	82	18	78	22
3	Vîrful Istrița	79	21	74	26	77	23	86	14
4	Tohani	75	25	72	28	76	24	77	23
5	Năeni	73	27	73	27	—	—	73	27

Se poate observa în tabela 3 că valorile compactității cresc, în general, de la orizonturile superioare către cele inferioare, în timp ce porozitatea totală variază în sens invers. Mediile pe cariere mențin aceeași ordine de variație stabilită la densitatea aparentă.

Menționăm și cu această ocazie carierele Ochiul Boului-Sud și Vîrful Istrița, pentru valorile compactității și porozității totale foarte apropiate.

Absorbția de apă la presiune normală în % s-a determinat pe cuburi cu muchia de 5 cm, folosind formula: $a_1 = \frac{m_1 - m}{m} \cdot 100$, în care m = masa epruvetei uscate la cca 105°C pînă la masă constantă, în grame; m_1 = masa epruvetei saturate cu apă distilată, la presiune normală, în grame; a_1 = absorbția de apă la presiune normală, în %.

În tabela 4 sunt redate valorile obținute la determinarea absorbției de apă.

Porozitatea aparentă la presiune normală (absorbția de apă la presiune normală, raportată la volum) în % s-a calculat cu formula: $n_1 = \rho_a \cdot a_1$, în care: a_1 = absorbția de apă la presiune normală, în %; ρ_a = densitatea aparentă definită anterior; n_1 = porozitatea aparentă, în %.

Valorile absorbției sunt mai mici în comparație cu valorile porozității determine mai sus, deoarece din totalul porilor, o parte sunt pori închiși, formînd goluri izolate în rocă, fără nici o comunicație între ele.

Microfisurația și golurile, ca și absorbția de apă, micșorează mult rezistența rocilor la eforturi mecanice.

Examinînd valoriile inserse în tabela 4, se constată că absorbția de apă și porozitatea aparentă la presiune normală cresc în ordinea înscrierii carierelor în tabelă, adică în același sens cu porozitatea și în sens invers cu densitatea aparentă și compactitatea, dovedind astfel corelația logică între caracteristicile fizice amintite.



Pe orizonturi, absorbția de apă și porozitatea aparentă la presiune normală, descresc în general de la orizontul superior către cel inferior, rezultat concordant cu toate constatările anterioare.

TABELA 4

Absorbția de apă și porozitatea aparentă la presiune normală a calcarilor, în %

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră		O r i z o n t u l							
		a ₁	n ₁	Superior		Mediu		Inferior			
		a ₁	n ₁	a ₁	n ₁	a ₁	n ₁	a ₁	n ₁	a ₁	n ₁
1	Ochiul Boului-Nord	1,90	4,44	2,30	5,37	1,91	4,46	1,50	5,84		
2	Ochiul Boului-Sud	2,89	6,32	2,80	6,12	2,90	6,34	2,96	6,47		
3	Vîrful Istrița	4,39	9,45	6,10	13,13	5,10	10,98	1,98	4,26		
4	Tohani	5,82	12,05	6,74	13,95	5,35	11,07	5,37	11,11		
5	Năeni	6,37	12,68	5,96	11,87	—	—	6,78	13,50		

Saturația la umezire normală în % s-a calculat cu formula $\frac{a_1}{n} \cdot 100$, în care;

a_1 = absorbția de apă la presiune normală, în %; n = porozitatea totală, în %.

Tabela 5 demonstrează variația saturației la umezire normală în același sens cu porozitatea totală și absorbția de apă la presiune normală.

TABELA 5

Saturația la umezire normală a calcarilor, în %

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră	O r i z o n t u l		
			Superior	Mediu	Inferior
1	Ochiul Boului-Nord	13,07	14,94	11,46	12,80
2	Ochiul Boului-Sud	14,96	15,61	15,82	13,45
3	Vîrful Istrița	19,95	23,28	21,86	14,71
4	Tohani	23,38	24,33	21,98	23,84
5	Năeni	23,60	21,65	—	25,55

Caracteristici mecanice. S-au determinat rezistențele de rupere la următoarele solicitări statice simple: compresiune, tracțiune, încovoiere și forfecare. Pentru fiecare solicitare încercările s-au efectuat în stare uscată, saturată și după îngheț-dezgheț, pe loturi de cîte 5 epruvete.

Rezistența de rupere la compresiune în kgf/cm² s-a determinat cu o presă de 300 t, actionată hidraulic și s-a calculat cu formula: $\sigma_{rc} = \frac{N_{max.}}{A_0}$, în care: $N_{max.} =$



sarcina maximă înregistrată, pe cadranul presei, pînă la ruperea epruvetei, în kgf; A_0 = aria inițială a secțiunii transversale a epruvetei, în cm^2 , determinată prin măsurători efectuate cu sublerul cu precizia 1/50 mm; σ_{rc} = rezistența de rupere la compresiune, în kgf/cm^2 .

La încercările de compresiune în stare uscată s-au folosit cîte două loturi de cinci epruvete, sarcina respectivă acționînd, pentru unul din loturi, perpendicular pe direcția de stratificație, iar pentru cel de al doilea lot, paralel cu stratificația.

Rezistența de rupere la compresiune în stare uscată s-a notat cu σ_{rcu} . Pentru a diferenția rezultatele, la încercările cu sarcina de rupere perpendiculară pe stratificație s-a folosit simbolul $\sigma_{rcu} (\perp)$, iar la sarcini paralele cu stratificația s-a folosit simbolul $\sigma_{rcu} (||)$.

În tabela 6 se dau rezultatele încercărilor de rupere la compresiune, în stare uscată, indicindu-se pe orizonturi rezistențele de rupere pentru sarcini paralele cu stratificația — $\sigma_{rcu} (||)$, rezistențele de rupere pentru sarcini perpendiculare pe stratificație — $\sigma_{rcu} (\perp)$ și mediile acestora. De asemenei, se dau și mediile corespunzătoare pe cariere.

TABELA 6

Rezistențele de rupere la compresiune în stare uscată ale calcarelor, în kgf/cm^2

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră			O r i z o n t u l											
		Media	σ_{rcu}		Superior			Mediu			Inferior					
			(II)	(\perp)	Media	σ_{rcu} (II)	σ_{rcu} (\perp)	Media	σ_{rcu} (II)	σ_{rcu} (\perp)	Media	σ_{rcu} (II)	σ_{rcu} (\perp)			
1	Ochiul Boulu- Nord	438	486	391	339	426	252	495	541	450	481	492	470			
2	Ochiul Boulu- Sud	286	326	246	244	298	190	307	—	307	308	374	242			
3	Virful Istrija	299	305	293	195	234	156	236	216	257	465	—	465			
4	Tohani	163	192	134	119	149	90	168	210	126	202	218	187			
5	Năeni	140	—	140	120	—	120	—	—	—	160	—	160			

Examinînd valorile rezistențelor de rupere la compresiune în stare uscată, înscrise în tabela 6, se constată:

Rezistențele cresc de la orizonturile superioare către cele inferioare, dovedind astfel condiționarea reciprocă dintre rezistențele de rupere și caracteristicile fizice: densitatea aparentă, compactitatea, porozitatea totală și absorbția de apă, etc.

Rezistențele de rupere la compresiune, în cazul sarcinilor acționînd paralel cu stratificația, $\sigma_{rcu} (||)$, sunt mai mari de cît cele datorite sarcinilor ce acționează perpendicular pe stratificație, $\sigma_{rcu} (\perp)$. Explicația acestei constatari se poate găsi cu ajutorul studiului petrografic și mineralologic efectuat, ale cărui rezultate au fost prezentate



în prima parte a lucrării. S-a constatat cu acea ocazie, că numeroasele vacuole din masa calcarului sunt situate de regulă în interiorul cochiliilor și au forma alungită după direcția de stratificație.

În aceste condiții, o cochilie de lamelibranchiat poate fi considerată ca o grindă pe două reazime, față de care sarcina de compresiune, perpendiculară pe stratificație, o va solicita la încovoiere, rezultând astfel rezistențe de rupere mai mici de cît în cazul sarcinilor ce acționează paralel cu direcția de stratificație.

Rezistențele de rupere la compresiune stabilesc o nouă clasificare a carierelor studiate, diferită de cea rezultată în urma determinărilor fizice, în sensul că locul carierii Ochiul Boului-Sud este ocupat acum de cariera Vîrful Istrița. Această anomalie este numai aparentă, fapt ce va fi evidențiat tot cu ajutorul studiilor petrografice și mineralogice.

În adevăr, pe baza cercetărilor petrografice și mineralogice se constată:

Calcarul de Ochiul Boului-Sud prezintă textură vacuolară în toate secțiunile studiate, în timp ce calcarul de Vîrful Istrița prezintă și texturi compacte.

Calcarul de vîrful Istrița are 13,3% vacuole, în timp ce calcarul de Ochiul Boului-Sud are 21,3%, acesta din urmă având în acelaș timp și cele mai mari dimensiuni de goluri.

Calcitul, componentul principal al calcarelor studiate, are o cristalinitate mai fină la Istrița de cît la Ochiul Boului-Sud.

Înînd cont de aceste caracteristici, este lesne de înțeles de ce calcarul de Istrița are rezistențe de rupere mai mari de cît cel de Ochiul Boului-Sud. Această schimbare este înlesnită și de observațiile făcute la punctele 2, 3 și 4 de la caracteristicile fizice, unde s-au semnalat valori foarte apropiate ale densității aparente, porozității totale și compactății, pentru cele două cariere.

Încercările de rupere la compresiune în stare saturată și cele după îngheț-dezgheț, ale căror rezultate sunt cuprinse în tabela 7, întăresc concluziile desprinse la încercările la compresiune în stare uscată.

TABELA 7

Rezistențele de rupere la compresiune în stare saturată și după îngheț-dezgheț, ale calcarelor, în kgf/cm²

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră		O r i z o n t u l					
				Superior		Mediu		Inferior	
		σ_{rcs}	σ_{rcg}	σ_{rcs}	σ_{rcg}	σ_{rcs}	σ_{rcg}	σ_{rcs}	σ_{rcg}
1	Ochiul Boului-Nord	293	279	209	260	235	306	435	272
2	Ochiul Boului-Sud	182	193	158	161	188	232	199	187
3	Vîrful Istrița	210	237	174	139	142	177	314	394
4	Tohani	95	81	69	49	112	99	103	94
5	Năeni	94	—	81	—	—	—	108	—



În această tabelă s-au introdus notațiile următoare: σ_{rcs} = rezistență de rupere la compresiune, în stare saturată; σ_{reg} = rezistență de rupere la compresiune după îngheț-dezgheț (în stare gelivă).

Avgind în vedere rezultatele obținute la încercările de compresiune în stare saturată și după îngheț-dezgheț, redate în tabela 7, se pot calcula pierderile respective de rezistență, față de rezultatele obținute la încercările în stare uscată, consemnate în tabela 6.

Pierderile de rezistență, în %, reprezintă coeficienții de înmuiere, ce se calculează cu formulele:

$$\eta_s = \frac{\sigma_{rcu} - \sigma_{rcs}}{\sigma_{rcu}} \cdot 100 = \text{coeficientul de înmuiere în stare saturată};$$

$$\eta_g = \frac{\sigma_{rcu} - \sigma_{reg}}{\sigma_{rcu}} \cdot 100 = \text{coeficientul de înmuiere după îngheț-dezgheț, cunoscut de obicei în literatură sub numele de coeficient de gelivitate.}$$

Valorile coeficienților de înmuiere s-au dat în tabela 8.

TABELA 8
Coefficienții de înmuiere ai calcarelor, în %

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră		O r i z o n t u l					
				Superior		Mediu		Inferior	
		η_s	η_g	η_s	η_g	η_s	η_g	η_s	η_g
1	Ochiul Boului-Nord	33	35	38	23	52	38	9	40
2	Ochiul Boului-Sud	36	32	35	34	38	24	35	39
3	Vîrful Istrija	27	23	10	29	39	25	32	15
4	Tohani	41	51	42	59	33	41	49	53
5	Năeni	32	—	32	—	—	—	32	—

Valorile ridicate ale coeficienților de înmuiere limitează utilizarea calcarelor lumașelice în construcții. De aceea se impune folosirea lor în special la finisaje interioare, pentru exterior urmând a se selecționa materialul de calitate corespunzătoare.

Rezistențele de rupere la tracțiune (σ_t), la încovoiere (σ_r) și la forfecare (σ_f), în kgf/cm². Încercările la tracțiune, încovoiere și forfecare au dat rezistențe de rupere ale căror valori confirmă concluziile obținute la încercările de compresiune. Aceste caracteristici, nefiind determinante pentru caracterizarea rocilor, renunțăm la prezentarea detaliată a rezultatelor. Redăm în tabela 9 numai limitele între care variază rapoartele dintre rezistențele de rupere la tracțiune, încovoiere și forfecare, față de rezistența de rupere la compresiune.

Curbe caracteristice, efort unitar — deformatie specifică, la compresiune. Tinând cont de măsurătorile făcute la încercările de compresiune, s-au calculat eforturile



TABLOUL 10

Calculul eforturilor unitare și deformărilor specifice ale epruvelelor reprezentative ale calcarelor luminoase, pe cariere.

Orizonturi și stări

N_i	Δh_i	σ_i	ε_i	N_i	Δh_i	σ_i	ε_i
t_f'	mm	kgf/cm ²	%	t_f'	mm	kgf/cm ²	%
Orizontul inferior							
<i>Cariera Ochiul Boului-Nord</i>							
Epruveta i – uscat (II) $A_0 = 26,07 \text{ cm}^2; h_0 = 50,9 \text{ mm}$							
2	0,06	77	0,12	2	0,05	78	0,10
4	0,12	153	0,24	4	0,10	156	0,20
6	0,17	230	0,33	6	0,14	234	0,28
8	0,22	307	0,43	8	0,17	313	0,33
10	0,26	384	0,51	10	0,22	391	0,43
12	0,30	460	0,59	12	0,25	469	0,49
14	0,35	537	0,69	14	0,26	547	0,51
16	0,39	614	0,77	16	0,30	625	0,59
18	0,45	690	0,88	18	0,32	703	0,63
20	0,53	767	1,04	20	0,34	781	0,67
20,2	0,85	775	1,67	22	0,36	859	0,71
				24	0,39	938	0,77
				26	1,01	1016	1,99

Epruveta m – saturat
 $A_0 = 25,25 \text{ cm}^2; h_0 = 50,0 \text{ mm}$ Epruveta q – geliv
 $A_0 = 25,50 \text{ cm}^2; h_0 = 50,5 \text{ mm}$

N_i	Δh_i	σ_i	ε_i	N_i	Δh_i	σ_i	ε_i
t_f'	mm	kgf/cm ²	%	t_f'	mm	kgf/cm ²	%
Orizontul inferior							
<i>Cariera Ochiul Boului-Nord</i>							
Epruveta i – uscat (II) $A_0 = 26,07 \text{ cm}^2; h_0 = 50,9 \text{ mm}$							
2	0,10	79	0,20	1	0,09	39	0,18
4	0,15	158	0,30	2	0,14	78	0,28
6	0,20	238	0,40	3	0,18	118	0,36
8	0,29	317	0,46	4	0,20	157	0,40
10	0,27	396	0,54	5	0,23	196	0,46
11,7	0,43	463	0,86	6	0,27	235	0,53
				7	0,31	275	0,61
				7,2	0,45	282	0,89

Epruveta m – saturat
 $A_0 = 25,25 \text{ cm}^2; h_0 = 50,0 \text{ mm}$ Epruveta q – geliv
 $A_0 = 25,50 \text{ cm}^2; h_0 = 50,5 \text{ mm}$

N_i	Δh_i	σ_i	ε_i	N_i	Δh_i	σ_i	ε_i
t_f'	mm	kgf/cm ²	%	t_f'	mm	kgf/cm ²	%
Orizontul inferior							
<i>Cariera Ochiul Boului-Nord</i>							
Epruveta h – uscat (II) $A_0 = 25,35 \text{ cm}^2; h_0 = 50,5 \text{ mm}$							
2	0,12	79	0,24	2	0,13	79	0,26
4	0,19	158	0,38	4	0,18	158	0,36
6	0,26	237	0,51	6	0,26	237	0,52
8	0,28	316	0,55	8	0,30	316	0,60
10	0,33	394	0,65	8,6	0,53	340	1,06
12	0,66	473	1,31				

Epruveta h – uscat (II)
 $A_0 = 25,35 \text{ cm}^2; h_0 = 50,5 \text{ mm}$ Epruveta e – uscat (\perp)
 $A_0 = 25,30 \text{ cm}^2; h_0 = 50,2 \text{ mm}$

N_i	Δh_i	σ_i	ε_i	N_i	Δh_i	σ_i	ε_i
t_f'	mm	kgf/cm ²	%	t_f'	mm	kgf/cm ²	%
Orizontul inferior							
<i>Cariera Ochiul Boului-Nord</i>							
Epruveta h – uscat (II) $A_0 = 25,35 \text{ cm}^2; h_0 = 50,5 \text{ mm}$							
2	0,12	79	0,24	2	0,13	79	0,26
4	0,19	158	0,38	4	0,18	158	0,36
6	0,26	237	0,51	6	0,26	237	0,52
8	0,28	316	0,55	8	0,30	316	0,60
10	0,33	394	0,65	9,2	0,84	366	1,66
12	0,66	472	0,96				
13,5	0,88	531	1,76				

Epruveta n – geliv
 $A_0 = 25,20 \text{ cm}^2; h_0 = 50,1 \text{ mm}$ Epruveta q – geliv
 $A_0 = 25,40 \text{ cm}^2; h_0 = 50,4 \text{ mm}$

N_i	Δh_i	σ_i	ε_i	N_i	Δh_i	σ_i	ε_i
t_f'	mm	kgf/cm ²	%	t_f'	mm	kgf/cm ²	%
Orizontul inferior							
<i>Cariera Ochiul Boului-Nord</i>							
Epruveta d – uscat (II) $A_0 = 25,25 \text{ cm}^2; h_0 = 50,0 \text{ mm}$							
2	0,19	79	0,38	1	0,04	39	0,08
4	0,30	157	0,59	2	0,07	79	0,14
6	0,50	236	0,99	3	0,11	118	0,22
6,4	0,75	252	1,49	4	0,14	157	0,28
				5	0,19	197	0,38
				5,1	0,38	201	0,75

Epruveta d – uscat
 $A_0 = 25,40 \text{ cm}^2; h_0 = 50,0 \text{ mm}$

TABELA 9

Rapoartele dintre rezistențele de rupere la diverse solicitări ale calcarelor

Nr. cert.	Cariera	$\sigma_{rfu} / \sigma_{reu}$	$\sigma_{rfu} / \sigma_{reu}$		$\sigma_{rfu} / \sigma_{reu}$
			$l = 10$ cm	$l = 20$ cm	
1	Ochiul Boului-Nord	1/9 ... 1/12	1/3 ... 1/14	1/3 ... 1/14	1/4 ... 1/6
2	Ochiul Boului-Sud	1/6 ... 1/17	1/3 ... 1/4	1/3 ... 1/5	1/3 ... 1/6
3	Vîrful Istrița	1/7 ... 1/14	1/3 ... 1/6	1/4 ... 1/6	1/4 ... 1/7
4	Tohani	1/5 ... 1/8	1/2 ... 1/3	1/3 ... 1/3	1/2 ... 1/5
5	Năeni	1/12 ... 1/15	1/3 ... 1/4	—	1/5 ... 1/6

unitare și deformațiile specifice pentru diverse grade de încărcare ale epruvetelor, pe baza cărora s-au construit apoi curbele caracteristice.

Pentru calcularea coordonatelor punctelor curbelor caracteristice, s-au folosit formulele: $\sigma_i = \frac{N_i}{A_0}$, în care: N_i = sarcina, în kgf; A_0 = aria inițială a secțiunii transversale a epruvetei, în cm^2 ; σ_i = efortul unitar în punctul considerat, în kgf/ cm^2 .

$\varepsilon_i = \frac{\Delta h_i}{h_0} \cdot 100$, în care: Δh_i = deformația absolută în cm, corespunzătoare sarcinii N_i , măsurată cu microcomparatoare, cu precizia 1/100 mm; h_0 = înălțimea inițială a epruvetei, în cm; ε_i = deformația specifică, în %.

Pentru exemplificare se dau în anexă, pe orizonturi, cariere și stări, tabelele de calcul și curbele caracteristice pentru cîte o epruvetă reprezentativă. (tab. 10 și pl. IX–XI).

Modulii de elasticitate în kgf/cm². Examinînd curbele caracteristice s-au stabilit porțiunile rectilinii și s-au calculat modulii de elasticitate cu formula: $E = \frac{\sigma_2 - \sigma_1}{\varepsilon_2 - \varepsilon_1}$, în care: σ_1 și σ_2 în kgf/ cm^2 , respectiv ε_2 și ε_1 , în %, reprezintă eforturile unitare, respectiv deformațiile specifice pentru 2 puncte vecine, situate pe porțiunea rectilinie a curbei caracteristice.

Modulii de elasticitate în stare uscată sunt redați în tabela 11. Din examinarea acestei tabele se confirmă încă odată ordinea carierelor, evidențiată anterior, prin valorile rezistențelor de rupere la compresiune în stare uscată.

Modulii de elasticitate, calculați pe curbele caracteristice ale epruvetelor încercate în stare saturată și după îngheț-dezgheț, conduc în general la concluzii similare celor de mai sus.

Clasificarea calcarelor. Din studiul caracteristicilor fizice și mecanice ale calcarelor din regiunea Pietroasele–Istrița–Tohani se deosebesc două grupe de cariere

TABELA 11

Modulii de elasticitate la compresiune în stare uscată ai calcarelor, kgf/cm²

Nr. crt.	Cariera	Media pe carieră	O r i z o n t u l		
			Superior	Mediu	Inferior
1	Ochiul Boului-Nord	90.000	72.000	105.000	92.000
2	Ochiul Boului-Sud	70.000	69.000	79.000	62.000
3	Vîrful Istrița	72.000	69.000	70.000	76.000
4	Tohani	38.000	32.000	37.000	44.000
5	Năeni	36.000	33.000	—	39.000

cu proprietăți apropiate: grupa carierelor Tohani și Năeni și grupa carierelor Ochiul Boului-Nord, Ochiul Boului-Sud și Vîrful Istrița.

Potrivit clasificării calcarelor, propusă de autorii sovietici N. E. NOSENKO și M. I. HALPERIN, grupa carierelor Tohani și Năeni aparține calcarelor de rezistență medie, iar grupa carierelor Ochiul Boului-Nord, Ochiul Boului-Sud și Vîrful Istrița aparțin calcarelor rezistente.

Valorile caracteristice pentru cele două grupe de calcare sunt redate în tabela 12.

TABELA 12

Clasificarea calcarelor după N. E. NOSENKO și M. I. HALPERIN

Caracteristici	Calcare rezistentă	Calcare de rezistență medie
Rezistență de rupere la compresiune în stare uscată kgf/cm ²	200–800	sub 200
Porozitatea %	5–20	peste 20
Densitatea aparentă g/cm ³	1,83–2,76	valori mai mici
Rezistență de rupere după îngheț–dezgheț	satisfătoare	satisfăcătoare

Valorile prezentate în tabelele 2, 3, 6, 7 arată că cele două grupe separate se încadrează perfect în clasificarea dată de NOSENKO și HALPERIN.

Analizind coeficientul de tărie stabilit de M. M. PROTODIAKONOV ($f = \frac{rc}{100}$)

obținem tot aceste două grupe: grupa carierelor Tohani–Năeni, reprezintă roci destul de moi, iar grupa carierelor Ochiul Boului-Nord, Ochiul Boului-Sud și Vf. Istrița, reprezintă roci semi-tari.

Indicații de utilizare. Caracteristicile menționate ne permit să facem următoarele recomandări pentru utilizarea calcarelor studiate.



Calcarele din regiunea Ochiul Boulei-Nord, Ochiul Boulei-Sud și Vîrful Istrița pot fi utilizate în construcții, la placaje exterioare și interioare, iar după selecționare chiar pentru elemente arhitectonice și de zidărie.

Calcarele din regiunea Tohani și Năeni pot fi utilizate la placaje interioare și ca înlocuitor de cărămidă, având în vedere coeficienții de conductivitate termică mai mici decât ai cărămizilor și lucrabilitatea ușoară (viteza de tăiere la gatere de 2 cm/h). După selecționare, se pot utiliza și la placaje exterioare, folosindu-se grosimi mai mari. În acest caz este indicată extragerea din cariere în anotimpurile favorabile, spre a se putea usca cît mai complet și a fi ferite de îngheț înainte de punerea lor în operă.

Materii prime pentru industria cimentului

Dintre rocile întâlnite în regiunea cercetată, sunt susceptibile de utilizare în industria cimentului următoarele: calcarele, marno-argilele, tufurile și gipsurile.

Calcarele reprezintă materia de bază pentru ciment. Reamintim că rezerva acestui material în regiune este foarte mare. De asemenea s-au arătat caracteristicile litologice și microscopice ale calcarelor. Condițiile tehnice pe care trebuie să le îndeplinească calcarele necesare fabricării cimentului nu sunt reglementate printr-un STAS; ele sunt fixate prin normele interne ale fabricii din Turda. S-au efectuat 14 analize chimice complete asupra calcarelor lumașelice recoltate din regiune. Rezultatele pe care le prezentăm cuprind valorile medii ale celor 14 probe.

CO ₃ Ca	97,13% (calculat)
CaO	53,13%
MgO	1,32%
P.C.	42,13%
SiO ₂	2,54%
Al ₂ O ₃	0,59%
Fe ₂ O ₃	0,44%
SO ₃	în general lipsește.

Față de limitele admisibile calcarele acestea au calități corespunzătoare. În special conținutul în CO₃Ca este peste limita minimă (91%), iar conținutul în MgO este sub limita maximă admisibilă (2%). Modulul de Silice $\frac{SiO_2}{Al_2O_3 + Fe_2O_3} = \frac{2,54}{0,59 + 0,44} = 2,46$, limita lui admisibilă fiind de 1,5 — 3. Modulul de Al. $\frac{Al^2O_3}{Fe_2O_3} = \frac{0,59}{0,44} = 1,03$, iar limita admisibilă a acestuia este de 2,5.

În cadrul Laboratorului Geotehnic s-au analizat 43 probe de calcar lumașelice, determinându-se: densitatea, densitatea aparentă și carbonații după metoda Scheibler.

Dăm mai jos rezultatele medii înregistrate:

Densitatea	2,73 g/cm ³
Densitatea aparentă	2,32 g/cm ³
Carboanații	87,46%

Deși analizele arată că prin conținutul lor în CO_3Ca și MgO aceste calcare pot fi folosite și la fabricarea varului, noi nu putem indica aceasta. În cadrul folosirii lor ca piatră de var, o mare cantitate de material s-ar sfârmîma după procesul de ardere, având în vedere caracterul lumașelic al calcarelor.

Marno-argilelc. Deși aceste depozite au o răspîndire foarte mare, oferă rezervele cele mai reduse deoarece sunt acoperite de deluvii sau alternează cu orizonturi de nisip. Presupunem totuși că există posibilitatea de extindere a acestor rezerve. În caz de nevoie s-ar putea executa și lucrări de explorare pentru acest material. S-au delimitat mici perimetre pentru care s-au calculat rezerve geologice în următoarele puncte: pe V. Dara, pe V. Lubenească, aval de satul Văleanca și amonte de satul Perșunari. Rezerva totală calculată nu depășește cifra de 1 milion m.c. Materialul argilos ar reprezenta maximum 25% din amestecul format pentru obținerea cîncherului. S-au efectuat analize chimice complete pe 10 probe și s-au obținut următoarele rezultate medii:

SiO_2	44,78%
Al_2O_3	15,08%
Fe_2O_3	5,37%
CaO	12,78%
CO_3Ca	56,78% (calculat)
MgO	2,58%
P.C.	17,03%

Și aceste rezultate arată calități pozitive ale utilizării materialului pentru ciment. Remarcăm în primul rînd conținutul mare în CO_3Ca . Cel care atrage atenția în mod nefavorabil este MgO , care uneori crește în detrimentul CO_3Ca . În general, compoziții chimice au variații mari de la o probă la alta. Conținutul ridicat în CO_3Ca al marno-argilelor poate contribui la utilizarea unui procent mai mic de calcar în procesul de fabricație.

Calitățile marno-argilelor în industria cimentului mai sunt date și de procente scăzute de materii organice (1,51%) și de humus (1,05%).

Din punct de vedere granulometric, transpunind valorile obținute pe diagrama ternară vedem că majoritatea probelor se încadrează în categoria argilelor marnoase (uneori argile grase, marnoase) și a manelor argiloase. Granulația fină corespunde de asemenea la fabricarea cimentului.



În Laboratorul Geotehnic, în afară de granulometrii s-au mai făcut următoarele analize la care dăm rezultatele medii obținute:

Densitatea	2,73 g/cm ³
Densitatea aparentă	2,14 g/cm ³
Humus	1,05%
Materii organice	1,51%
Carboanați metoda Scheibler	17,7%
Capacitatea de adsorbție	95,66%

Tufurile dacitice. Rezervele de tufuri se află în cantități foarte mari în regiune. Punctele principale sunt: valea Mățioanei, valea Lubenească, La Uta în Vîrf și N satul Perșunari.

Tufurile se întrebucințează sub formă de tras (tufuri măcinante), ca adaos hidraulic la prepararea lianților¹⁾. Aceste adaosuri fac ca întărirea începută în aer să se continue și sub apă, datorită amestecului cu hidroxid de calciu.

Din analizele chimice executate rezultă următoarele valori medii:

CaO	8,60%
MgO	1,44%
P.C.	12,96%
SiO ₂	58,37%
Al ₂ O ₃	13,12%
Fe ₂ O ₃	2,42%
SO ₂ lipsă sau . .	0,12%

În cadrul Laboratorului Geotehnic s-au analizat iarăși o serie de tufuri și s-au obținut următoarele valori medii:

Umiditatea naturală	2,12%
Densitatea	2,51 g/cm ³
Densitatea aparentă	1,83 g/cm ³
Carboanați (metoda Scheibler)	11,29%
Aptitudinea la întărire: 14 probe apte din 15.	

Accastă ultimă analiză s-a efectuat conform STAS 4241-54, și interesează tocmai pentru scopul arătat inițial.

Având în vedere aptitudinea la întărire și conținutul ridicat în SiO₂ (SiO₂ reacționabil = 2,50%), apreciem că tufurile pot fi întrebucințate ca adaosuri hidraulice.

Gipsul are o răspândire mare în regiune, însă aflorează slab fiind în general acoperit. La N de Perșunari aflorimentele sunt continue pe sirul văii pe o distanță

¹⁾ Adaosurile hidraulice sunt substanțe silicioase naturale sau artificiale, caracterizate printr-un conținut mare de SiO₂ reacționabil. STAS 4241-54 (SiO₂ reacționabil = 2,50%).



de cca 300 m. Înălțimea aflorimentului este în medie de 5 m. Aici se întâlnesc gipsuri, gipsuri marnoase, slabe marno-argile și marne albicioase dure. Toate aceste alternanțe pot fi utilizabile pentru ciment. Gipsul se utilizează în proporție de 4% și se amestecă cu clincherul obținut, pentru reglarea timpului de priză. Prin adaosul de gips se obține cimentul Portland. Condiția principală pentru utilizarea gipsului la ciment Portland, este să aibă un conținut de 65% în $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ conform STAS 123—55. S-au executat cinci analize chimice complete asupra gipsurilor, pe baza cărora se poate spune că materialul întrunește condițiile cerute. Conținutul în $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ atinge procente de 91,96% și 92,63% pentru unele analize asupra gipsurilor curate.

Concluzii. Cercetările geologice tehnice din regiunea Tohani — Pietroasele — Istrița au urmărit să stabilească detalii în special asupra Sarmațianului superior, reprezentat prin calcare lumașelice utilizabile ca roce de construcții și ca materie primă pentru ciment. Tot pentru scopuri economice s-au cercetat depozitele marno-argiloase ale Sarmațianului inferior și ale Helvețianului, tufurile dacitice tortoniene și gipsurile helvețiene. În plus, s-au dat indicații cu privire la depozitele acoperitoare, hidrogeologie, geomorfologie, și fenomenele fizico-geologice din regiune.

Calcarele lumașelice colectate din carierele Ochiul Boului-Nord, Ochiul Boului-Sud, Vîrful Istrița, Năeni, Tohani, se încadrează în categoria rocelor semigrele, semitari sau roci destul de moi, din punct de vedere al densității aparente și al coeficientului de tărie după Protodiakonov. Rezistențele de rupere la compresiune, încovoiere, întindere și forfecare, au avut valori mai mari pentru calcarele colectate din orizonturile inferioare ale carierelor, ceea ce se verifică și prin caracteristicile fizice și prin studiile microscopice, care indică un calcar mai compact. Calcarele lumașelice colectate din carierele Ochiul Boului-Nord, Ochiul Boului-Sud și Vîrful Istrița, în comparație cu cele din carierele Tohani—Năeni, au rezistențe la compresiune mult mai mari, fiind în același timp mai bine consolidate și cu vacuole mai mici. Acest fapt ne permite să indicăm ca materialul provenit din ultimele cariere să fie evitat la utilizarea lui ca rocă naturală de construcție, în favoarea materialului provenit din partea estică a masivului. Curbele caracteristice la compresiune au arătat că avem de-a face cu un material elastic-tenace, caracter mai pronunțat pentru calcarele din zona, carierelor Pietroasele—Istrița.

Modulul de elasticitate a avut valori mai mari la roca în stare uscată decât la încercările în stare saturată și gelivă.

În general, aceste calcare se pot folosi în construcții, sub formă de blocuri, placaje, ornamentații interioare, etc.

Importanța economică a acestor materiale rezultă din indicațiile lor de utilizare, ușurința de exploatare, volumul de rezerve, căile moderne de transport, apropierea de centre industriale mari, etc.



PLANŞA I



Institutul Geologic al României

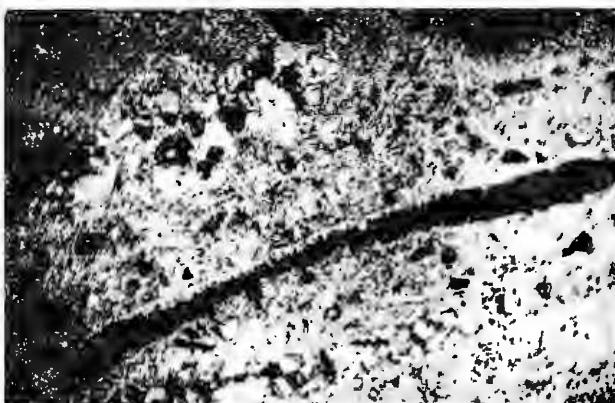
PLANŞA I

Fig. 1. — Lumaşel din orizontul superior, N +, 20 x. Structura fin cristalină, textura vacuolară. Cariera Ochiul Boului-Nord.

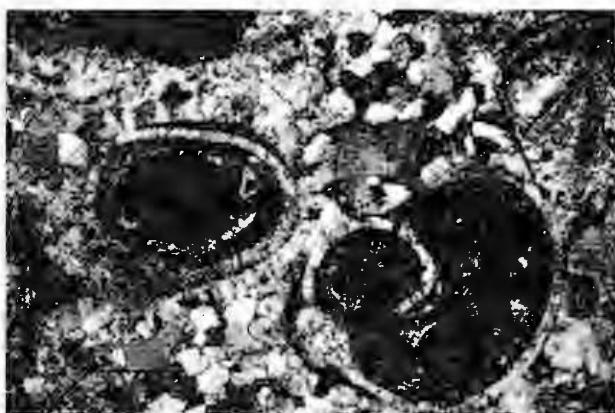
Fig. 2. — Lumaşel din orizontul mediu, N +, 29 x. Secțiuni transversale prin gasteropode mici. Cariera Ochiul Boului-Nord.

Fig. 3. — Lumaşel din orizontul inferior, N +, 34 x. Se observă cochilii de lamelibranchiate. Textura compactă. Cariera Ochiul Boului-Nord.

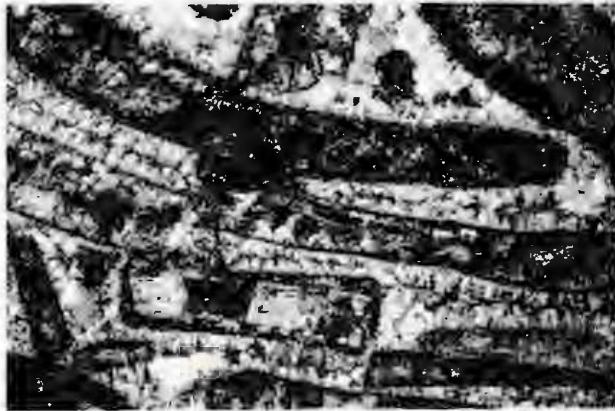
BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.



3.

Studii Tehnice și Economice, seria F nr. 5.



Institutul Geologic al României

PLANŞA II



Institutul Geologic al României

PLANŞA II

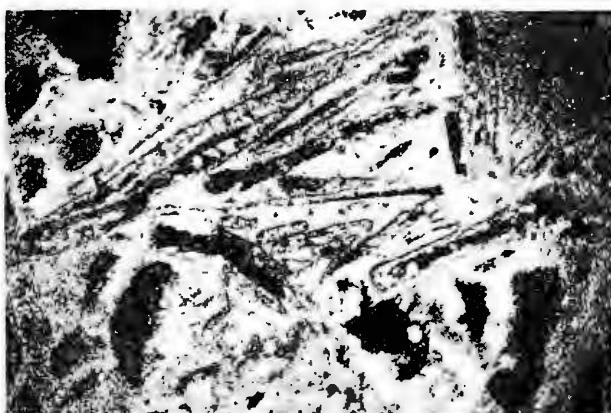
Fig. 1. — Lumaşel din orizontul superior, N +, 33,3 x. Structura fin cristalină, textura vacuolară.
Cariera Ochiul Boului-Sud.

Fig. 2. — Lumaşel din orizontul mediu, N //, 30 x. Structura fin cristalină, textura vacuolară.
Cariera Ochiul Boului-Sud.

Fig. 3. — Lumaşel din orizontul inferior, N +, 30 x. Structura cristalină, textura vacuolară.
Cariera Ochiul Boului-Sud.



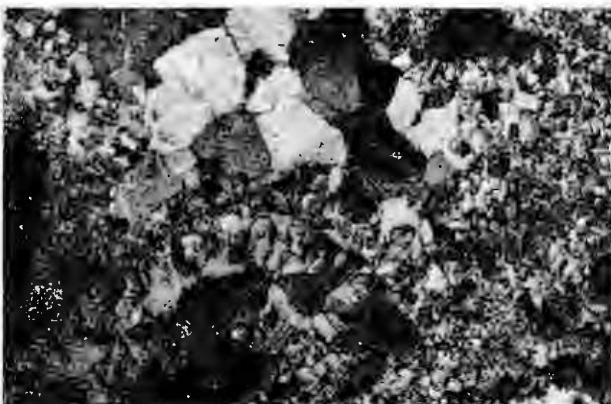
BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.



3.

PLANŞA III



Institutul Geologic al României

PLANŞA III

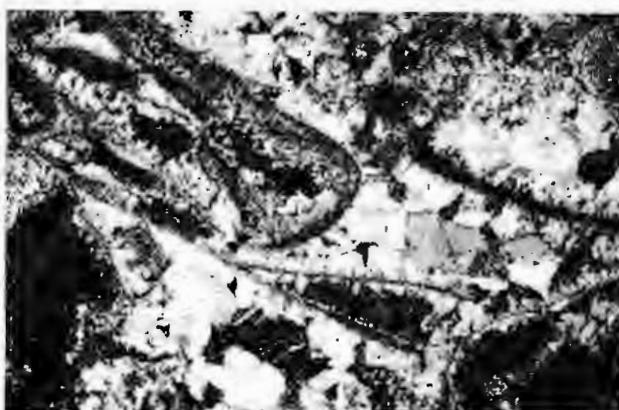
Fig. 1. — Lumaşel din orizontul superior, N +, 35 x. Structura fin granulară, textura vacuolară. Cariera Vîrful Istrija.

Fig. 2. — Lumaşel din orizontul mediu, N +, 40 x. Structura fin cristalină, textura vacuolară. Se observă resturi de cochilii de lamelibranchiate și gasteropode. Cariera Vîrful Istrija.

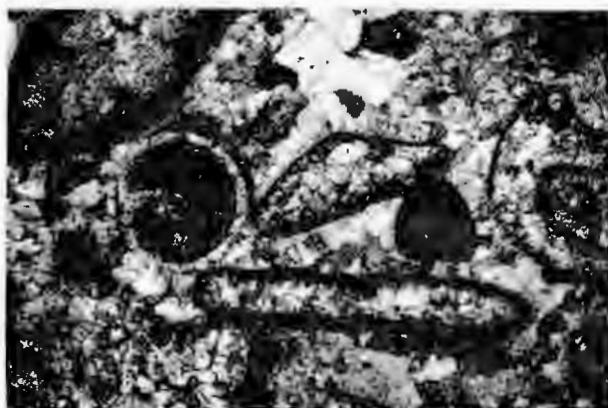
Fig. 3. — Lumaşel din orizontul inferior, N //, 33,66 x. Se observă testuri de cochilii de lamelibranchiate și pseudoolite. Cariera Vîrful Istrija.



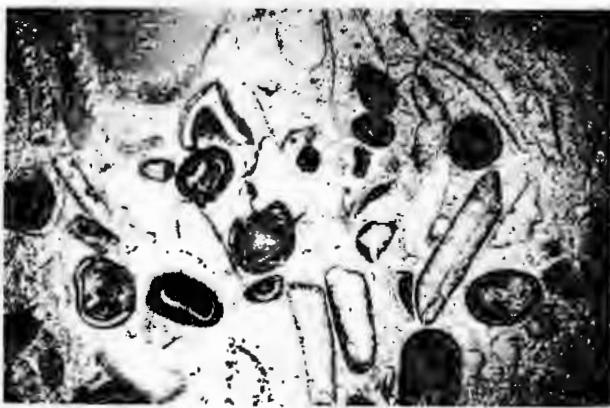
BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.



3.

Studii Tehnice și Economice, seria F nr. 5.

PLANŞA IV



Institutul Geologic al României

PLANŞA IV

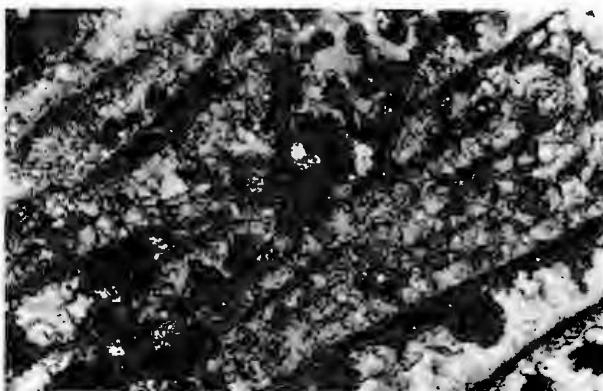
Fig. 1. — Lumaşel din orizontul superior, N +, 40 x. Structura granuloasă fină, textura vacuoară. Se observă cochilii de lamelibranchiate în secțiune longitudinală și spații libere, vacuoale, fără legătură între ele. Cariera Tohani.

Fig. 2. — Lumaşel din orizontul mediu, N +, 60 x. Structura granuloasă fină, textura vacuolară. Secțiune longitudinală printr-un gasteropod. Se observă cristale de calcit dispuse perpendicular pe suprafața cochiliei. Vacuolele nu au legătură între ele. Cariera Tohani.

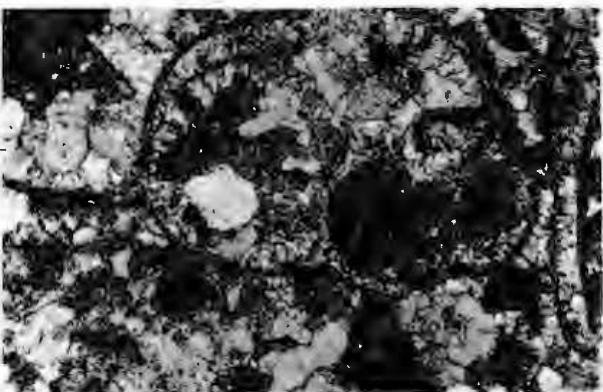
Fig. 3. — Lumaşel din orizontul inferior, N +, 75 x. Structura granuloasă fină, textura vacuolară. Secțiune transversală printr-un gasteropod. Cariera Tohani.



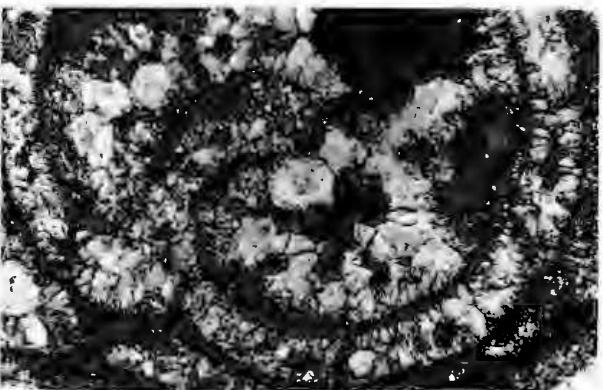
BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.



3.

PLANŞA V



Institutul Geologic al României

PLANŞA V

Fig. 1. — Lumaşel din orizontul superior, N +, 53 x. Structura granuloasă fină, textura vacuolară. Se observă fragmente de cochilii de lamelibranchiate și o secțiune longitudinală printr-un gasteropod. Cariera Năeni.

Fig. 2. — Lumaşel din orizontul superior, N +, 60 x. Structura granuloasă fină, textura vacuolară. Se observă cochilii și fragmente de cochilii de lamelibranchiate.

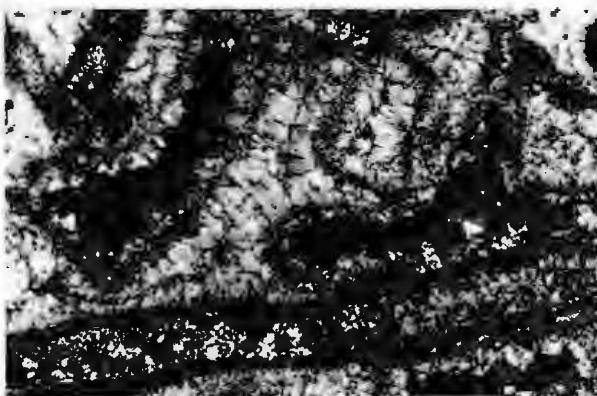
Fig. 3. — Lumaşel din orizontul inferior, N +, 66 x. Structura granuloasă fină, textura vacuolară. Lumașelul este constituit din cochilii și fragmente de cochilii de lamelibranchiate. Se observă o secțiune printr-un miliolid. Cariera Năeni.



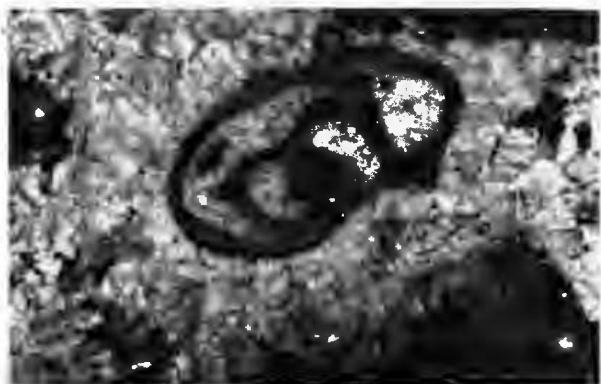
BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.



3.

Studii Tehnice și Economice, seria F nr. 5.



Institutul Geologic al României

PLANŞA VI



Institutul Geologic al României

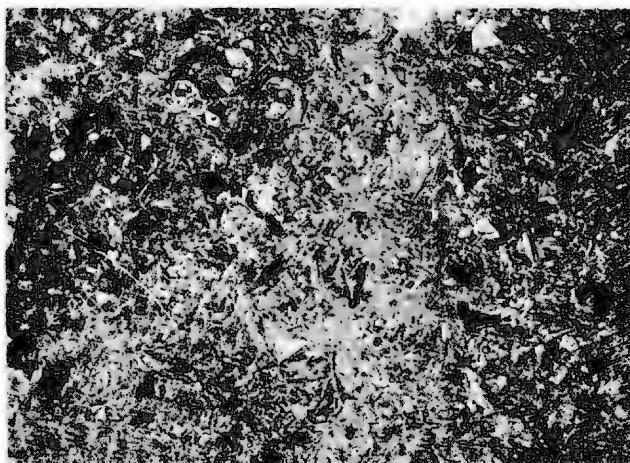
PLANŞA VI

Fig. 1. — Calcar lumașelic alb-gălbui din orizontul inferior, constituit din fragmente de cochilii de lamelibranchiate. Aspect compact, prin șlefuire aspect lucios. 1/1. Cariera Ochiul Boului-Nord.

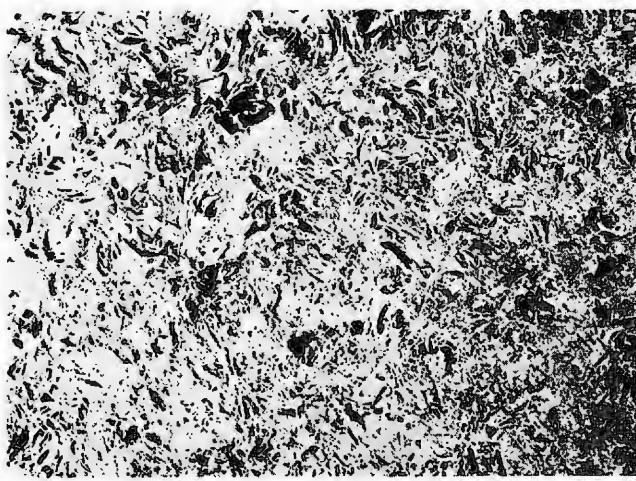
Fig. 2. — Calcar lumașelic alb-gălbui din orizontul mediu. Se pot recunoaște nenumărate resturi de cochilii de lamelibranchiate și gasteropode. 1/1. Cariera Ochiul Boului-Sud.



BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.

PLANŞA VII



Institutul Geologic al României

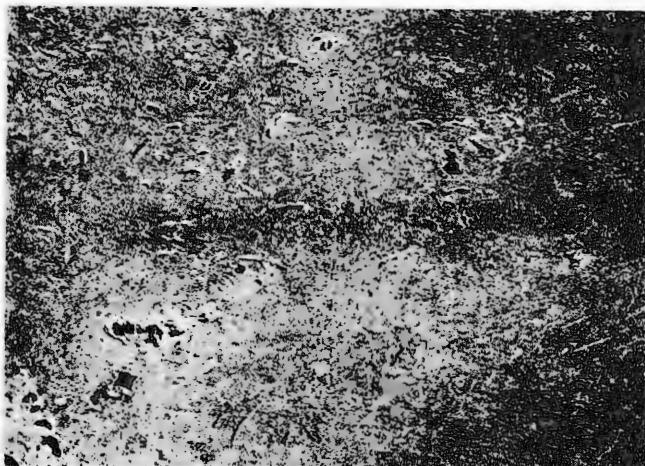
PLANŞA VII

Fig. 1. — Calcar lumașelic alb-gălbui din orizontul inferior, constituit din cochilii de lamelibranchiate. Aspect compact. 1/1. Cariera Vîrful Istrița.

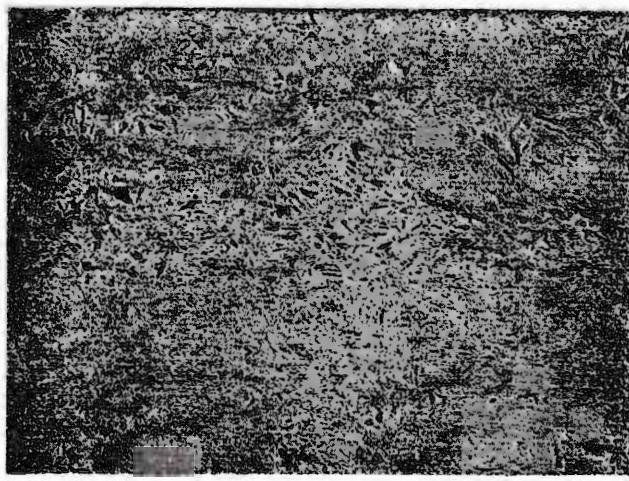
Fig. 2. — Calcar lumașelic alb-gălbui din orizontul superior, constituit din cochilii și fragmente de cochilii de lamelibranchiate. Vacuolele au dimensiuni între 6,00—0,20 mm. 1/1. Cariera Vîrful Istrița.



BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.

PLANŞA VIII



Institutul Geologic al României

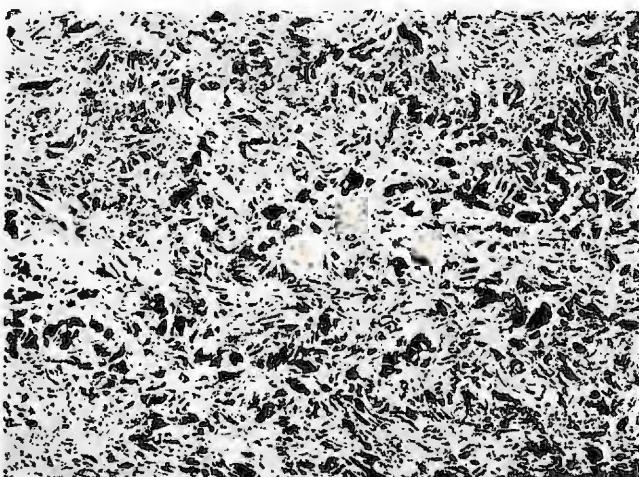
PLANŞA VIII

Fig. 1. — Calcar lumașelic alb-gălbui din orizontul superior, constituie din cochilii de lamelibranchiate, care prin sedimentare au lăsat între ele spații libere. Vacuolele au dimensiuni pînă la 15 mm. Roca este slab consolidată. 1/1. Cariera Tohani.

Fig. 2. — Calcar lumașelic alb-gălbui din orizontul mediu, constituie din cochilii și fragmente de cochilii de lamelibranchiate prinse într-un ciment calcaros, fin granular, slab consolidat. Cochiliile lasă între ele spații libere, vacuole, care au dimensiuni pînă la 10 mm. 1/1. Cariera Tohani.



BORDEA I., BUZINCU I., VOICULESCU MARCELA. Cercetări geologice-tehnice în culmea Istrița.



1.



2.

**CURBE CARACTERISTICE
EFORT UNITAR-DEFOMATIE SPECIFICA
LA COMPRESIUNE**

SCARA
 $8 \text{ Kgf/cm}^2 = 1 \text{ mm}$
 $0.05\% = 1 \text{ mm}$

ORIZONTUL SUPERIOR

Stare uscată

Stare saturată

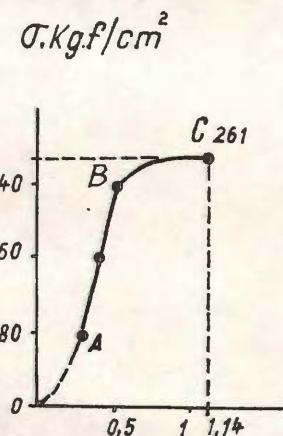
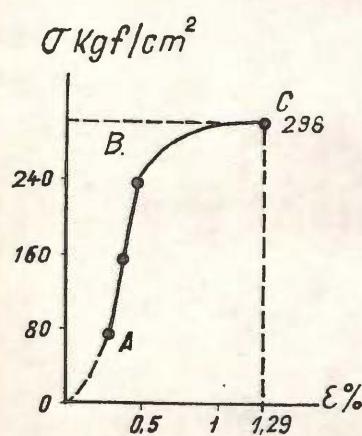
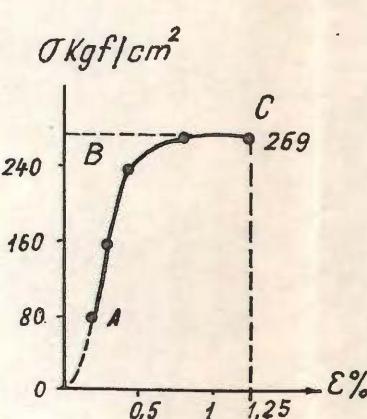
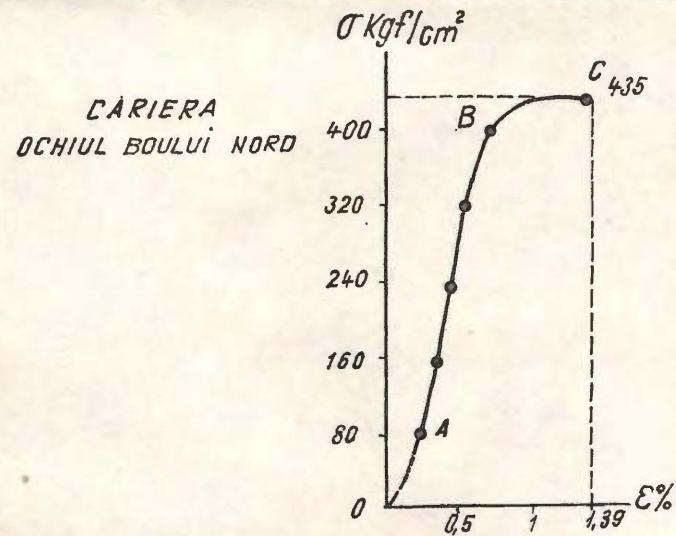
După înghet deschis

Epruveta g-(II)

Epruveta d-(I)

Epruveta-n

Epruveta-q

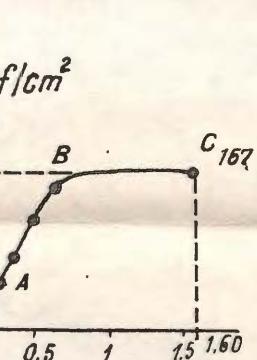
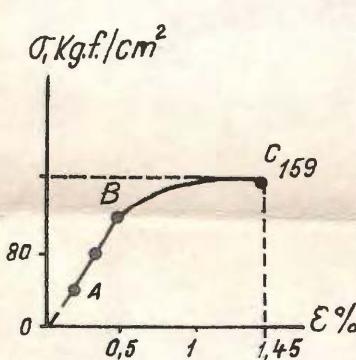
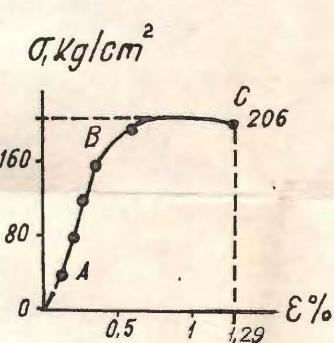
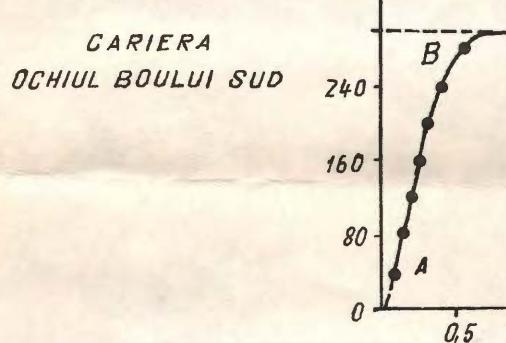


Epruveta I-(II)

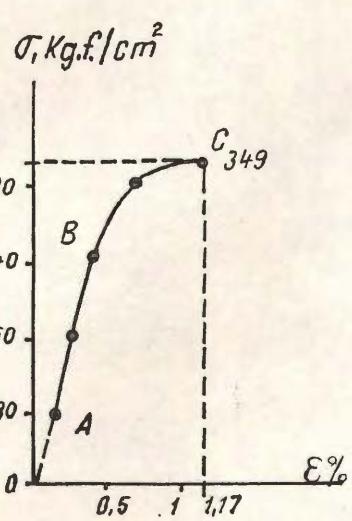
Epruveta e-(I)

Epruveta-n

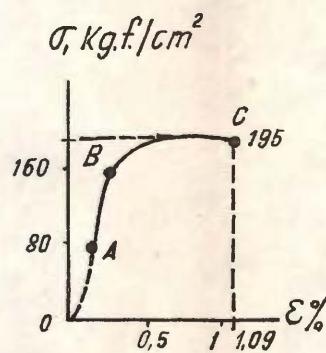
Epruveta-s



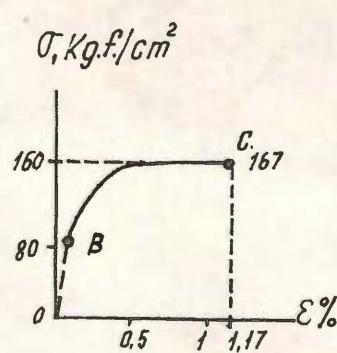
Epruveta g-(II)



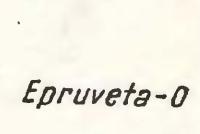
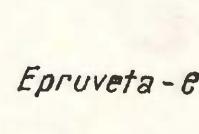
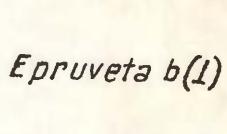
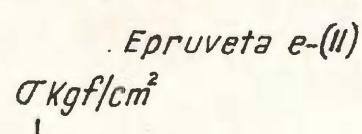
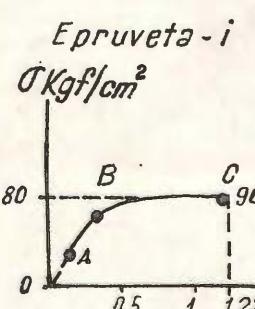
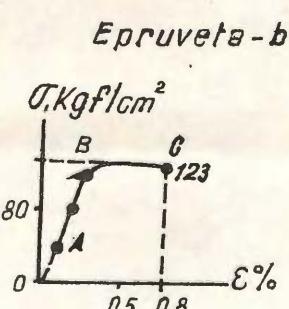
Epruveta c-(I)



Epruveta-l



Epruveta-s



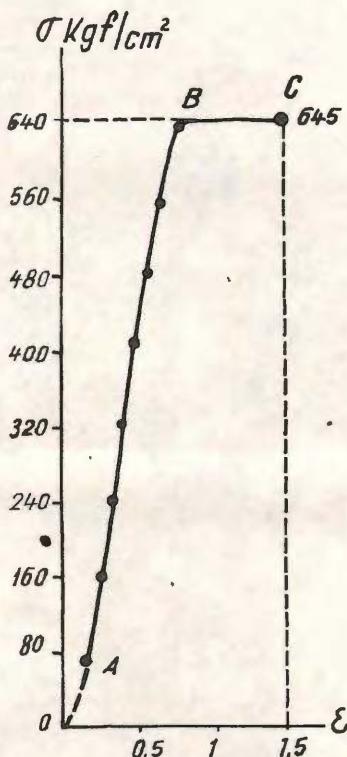
CURBE CARACTERISTICE
EFORTE UNITARE - DEFORMAȚIE SPECIFICĂ
LA COMPREZIUNE

scara
 $8 \text{Kgf/cm}^2 = 1 \text{mm}$
 $0,05\% = 1 \text{mm}$

ORIZONTUL MEDIU

Stare uscată

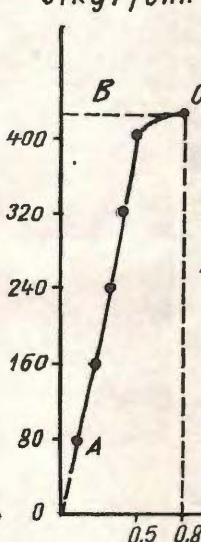
Epruveta g (II)



Stare saturată

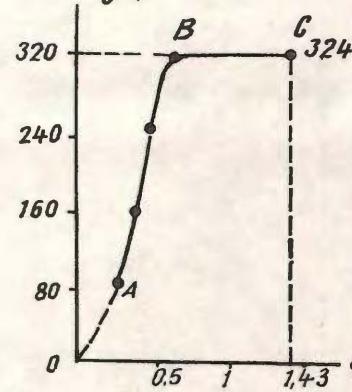
Epruveta d (I)

$\sigma \text{Kgf/cm}^2$



Epruveta-o

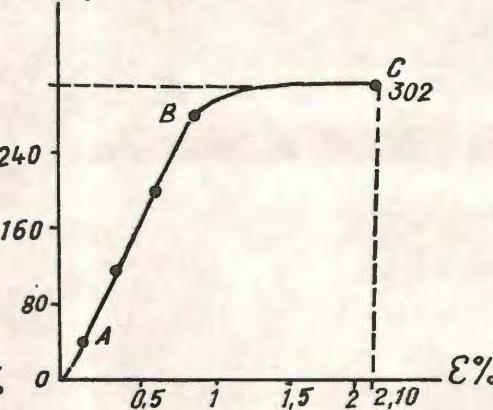
$\sigma \text{Kgf/cm}^2$



După îngheț deschis

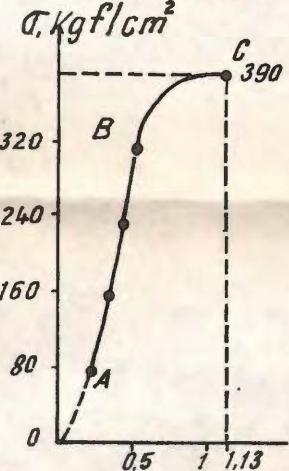
Epruveta-s

$\sigma \text{Kgf/cm}^2$

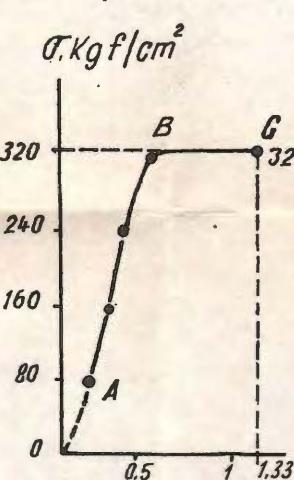


CARIERA
OCHIUL BOULUI NORD

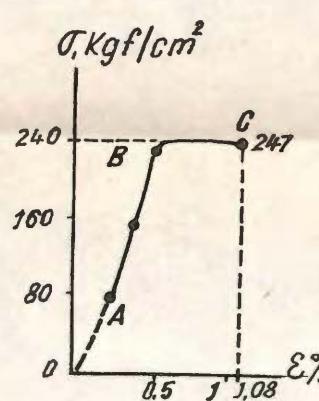
Epruveta-b



Epruveta-f

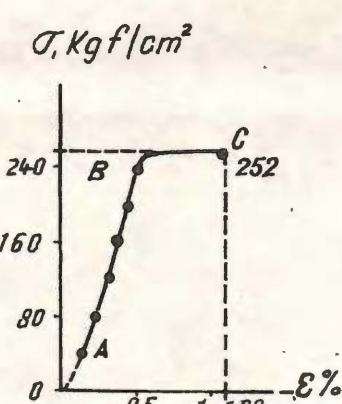


Epruveta-n

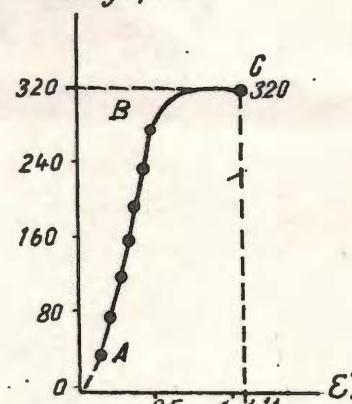


CARIERA
OCHIUL BOULUI SUD

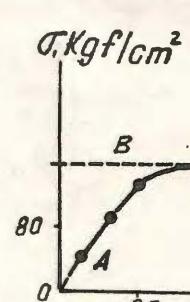
Epruveta i-(II)



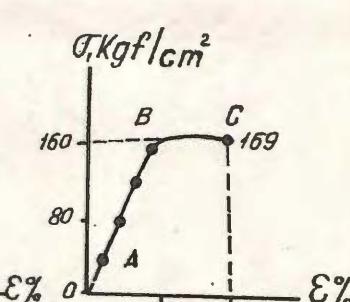
Epruveta e (I)



Epruveta-n

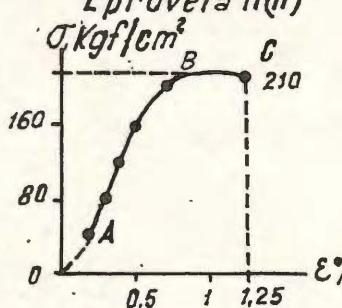


Epruveta-q

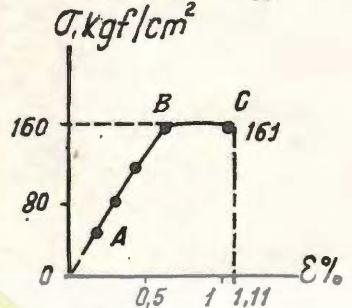


CARIERA
VIRFUL ISTRITA

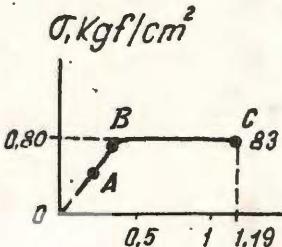
Epruveta h (II)



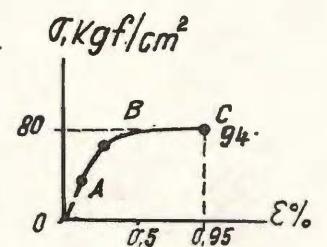
Epruveta-b (I)



Epruveta-m



CARIERA
TOHANI

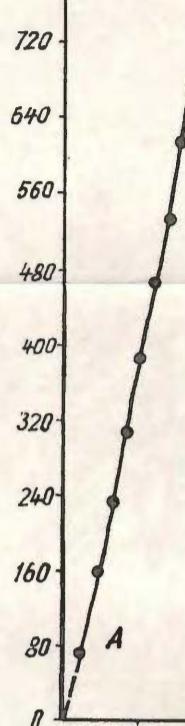


**CURBE CARACTERISTICE
EFORT UNITAR DEFORMAȚIE SPECIFICĂ
LA COMPREZIUNE**

Stare uscată

ORIZONTUL INFERIOR

Epruveta i (II)

 $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$  $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$ Epruveta a (I)

Epruveta a (I)

1016

C

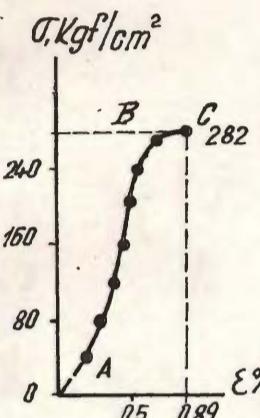
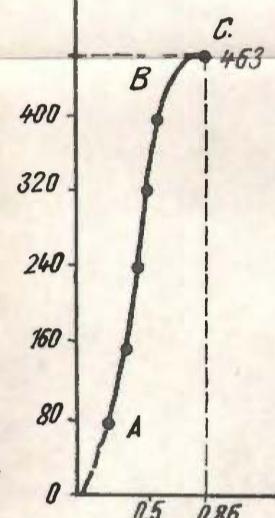
Stare saturată

după îngheț-desgehet

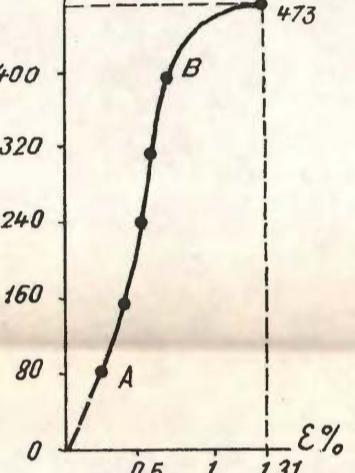
Scara
 $8 \text{Kgf/cm}^2 = 1 \text{mm}$
 $0.05\% = 1 \text{mm}$

Epruveta-m.

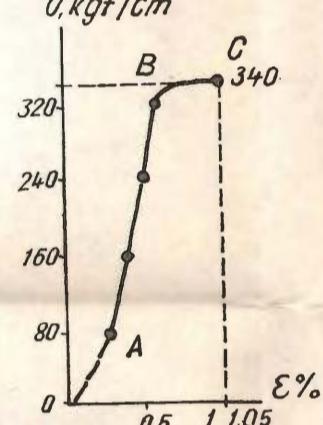
Epruveta-q

 $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$ 

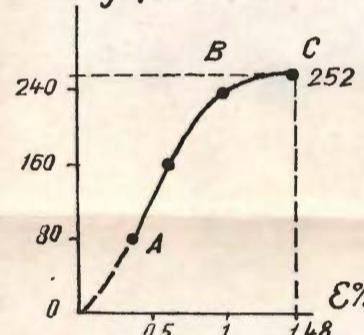
Epruveta h-(II)

 $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$ 

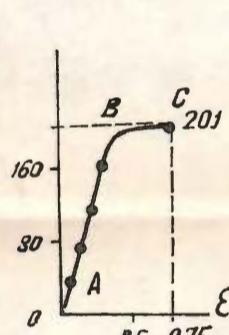
Epruveta e (I)

 $\sigma, \text{Kgf/cm}$ 

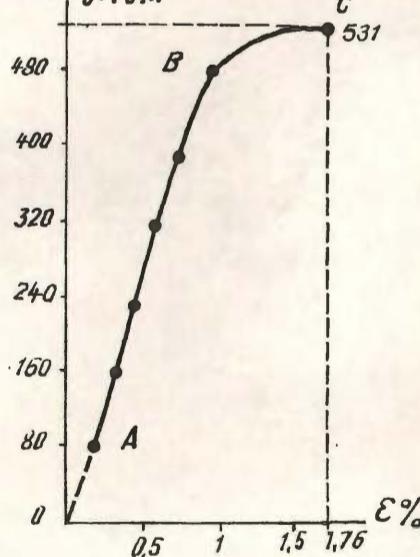
Epruveta K.

 $\sigma, \text{Kgf/cm}$ 

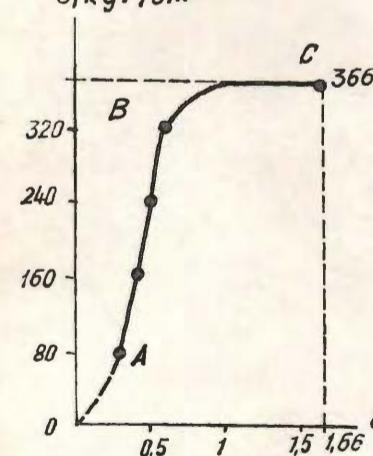
Epruveta-q



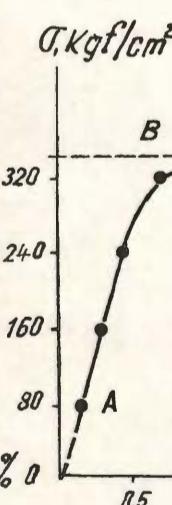
Epruveta-d

 $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$ 

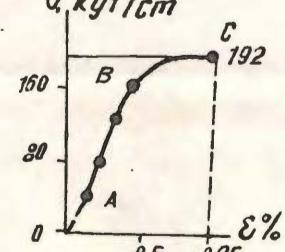
Epruveta-h

 $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$ 

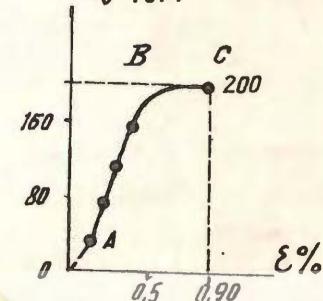
Epruveta-n



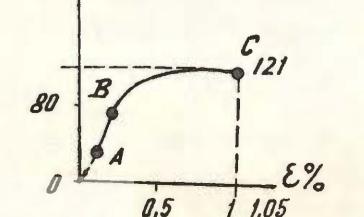
Epruveta-c

 $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$ 

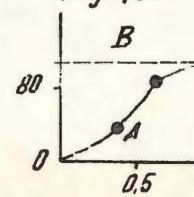
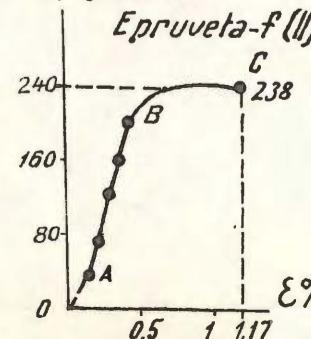
Epruveta-d (I)

 $\sigma, \text{Kgf/cm}$ 

Epruveta-m

 $\sigma, \text{Kgf/cm}$ 

Epruveta-t

 $\sigma, \text{Kgf/cm}^2$ CARIERA
TOHANI

BIBLIOGRAFIE

1. BĂNCILĂ I. Geologia Carpaților orientali. Edit. științ. București 1958.
2. MACOVEI Gh. Asupra vîrstei formațiunilor salifere subcarpatice *D. S. Inst. Geol. Rom.*, V (1913—1914), București 1916.
3. MACOVEI Gh. Poziția stratigrafică și tectonică a zăcămintelor de sare din România. *D. S. Inst. Geol. Rom.*, VII (1915—1916), București 1917.
4. OLTEANU F. Structura geologică a regiunii Ursei—Cîmpina. *D. S. Inst. Geol. Rom.*, XXXVI (1948—1949), București 1951.
5. PROTESCU O. Structura geologică a regiunii Subcarpaților din partea de sud a județului Buzău. *D. S. Inst. Geol. Rom.*, VIII (1919—1920), București 1926.
6. SIMIONESCU I. și BARBU I. Fauna sarmăjană din România. *Mem. Inst. Geol. Rom.*, IV, București 1940.
7. TEISSEVRE W. Asupra etajelor Meotic, Pontic și Dacic din regiunea subcarpatică a Munteniei de răsărit. *An. Inst. Geol. Rom.*, II, București 1908.
8. TEISSEVRE W. Studii geologice în județul Buzău. *Bul. Soc. Ing. Ind. Min. Rom.*, I, 2—3, București 1897.
9. WENZ W. Die Mollusken des Pliozäns der rumänischen Erdölgebiete. *Senckenbergiana*, XXIV Frankfurt 1942.

ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЕРШИНЫ ИСТРИЦА

ИОН БОРДЯ, ИОН БУЗИНКУ, МАРЧЕЛА ВОЙКУЛЕСКУ
(Краткое содержание)

Проведенные инженерно-геологические исследования в области заключенной между сат. Тохани-Сарынга имели своей целью получение необходимых данных для познания естественных строительных пород а также и пород, которые смогли быть использованы как сырьё в цементной промышленности.

Исследованная область принадлежит неогеновой зоне и содержит образования миоценовой и плиоценовой серий.

Миоценовая серия. Разновидности первого средиземноморского яруса были выявлены только под формой соляных указаний в западной части области, в то время когда разновидности второго яруса хорошо представлены, а именно:

Гельветский ярус был выявлен в антиклинали Финцеши и Першунарь-Бряза, будучи представлен мергеле-глинами, песками и гипсами;

Тортонский ярус — выявлен в оси антиклинали Першунарь-Бряза, в синклинали Тохани-Истрица, в периклинальной зоне Тохани-Жугурени и в антиклинали Маржиня Пэдурий-Истрица.



Помимо этого были выделены отложения нижнетортонского яруса, представленные дацитовыми туфами с Orbitoline, которые более развиты нежели верхняя разновидность, составленная из песков и серо-желтоватых мергеле-глин.

Сарматский ярус, богатый ископаемоносными, был исследован с этой точки зрения—О. Протеску. В восточной и СЗ частях были выделены мергеле-глинистые отложения, чередующиеся с песками, песчаными мергелями, известковистыми песчаниками, оолитовыми песчаниками и кремнезёмыми песчаниками, отнесенными нижнему сарматскому ярусу.

Верхний сарматский ярус представлен люмашелевыми известняками в мощных глыбах, трангрессивно залегающих над нижним сарматским ярусом над тортонским и иногда над гельветским ярусами. Эти отложения имеют широкое распространение в исследуемой области, составляя преобладающие морфологические формы.

Плиоценовая серия. Мэотис залегает нормально над люмашелевыми известняками, будучи составлен из песков, песчаников и мергеле-глин.

Понт имеет ограниченное развитие в синклинали Истрица и Фынты-нэле, а также и на южном крыле антиклинали Першунарь, где были выявлены синевато-серые мергеле-глины, в чередовании со слабыми песками и песчаниками.

Дакийский был выявлен только на южном крыле антиклинали Першунарь, будучи представлен песчанистыми мергелями и песками.

Левантинский маркирует сильную трангрессию над плиоценовой серией, будучи представлен, в общем, песками, выявленными в зоне Тохани и Сарынга.

Покровные отложения. В рамках этих отложений были выделены:

Пролювиальные отложения, представленные, в общем, стабилизированными конусами — выноса;

Делювиальные отложения широко распространенные по направлению контакта с равниной;

Элювиальные отложения, которые были выявлены на хребтах;

Склоновые обломки горных пород, полученные в результате выветривания известняков, выявленные у основания склонов.

Структура области. Характеризуется складками — сбросами, последствием которых северные участки проявляют стремления к надвигу на Ю. Складки имеют общее направление ЮЗ—СВ. Явный контакт между равниной и зоной высоких холмов был отнесен сбросу, по которому южное крыло очень сильно снижено.

Гидрогеологические данные. Подземные воды, проявляющиеся под видом источников в основании известняков, в тех местах где они залегают под



непроницаемыми отложениями. В четвертичных и левантинских отложениях инфильтрации — очень значительны и благодаря отсутствию непроницаемых горизонтов, объясняется накопления воды только на больших глубинах.

Источники солёных вод распространены по всей области, но с малым дебитом. Проявление их объясняется наличием соляных массивов по близости.

Физико-геологические явления. Самыми характерными физико-геологическими феноменами являются: эрозия, поверхностные ливневые размывания (откоса) с образованием конусов — выноса и гравитационные обвалы. Последние тесно связаны с наличием известняковых массивов.

Оползни имеют малое распространение, благодаря большому развитию известняков в зонах с более обрывистым рельефом и повышенной проницаемостью образований в зонах с более уравновешенным рельефом.

Естественные строительные материалы. Самые подходящие для строительства породы — это известняки среднего горизонта известнякового массива, сформированного из мелких раковин и известняки низшего горизонта, представляющие почти уплотненный вид.

Эти люмашелевые известняки обтесываются легко, обладают повышенным сопротивлением, могут быть разрезаны на пластинки и могут быть полированы. Малое открытие не превосходит мощность в 2,5 м.

Качество материала растет с З на В., более усиленной цементацией вторичным перекристаллизированным кальцитом и тонко — жеодным видом. В настоящее время разработки имеют местный характер. Высчитанный резерв на 31 периметрах установил очень большой объём материалов.

Физико-механические характеристики. — Определение этих характеристик было проведено согласно ОСТ — 730 — 49 и на основании, существующей по специальности, литературы. Использование было проведено на материале, извлеченном в карьерах: Окюл Боулуй, В. Истрица, Тохани и Нэйени.

Физические характеристики. Плотность (ρ —гр/см.³) увеличивается, начиная с верхнего горизонта к нижнему. Значения плотности, в среднем, варьируют между — 2,719 — 2,754 гр/см³.

Какующаяся плотность (ρ_a — гр/см³) представляет среднее значение между 1,991—2,336 гр/см², увеличиваясь также начиная от верхнего горизонта к нижнему. Какующаяся плотность будучи меньше — 2,5 гр/см³, этот материал был включён в группу полутяжелых пород.

Компактность ($c\%$) имеет средние значения, которые варьируют между 73—85%, увеличиваясь, начиная от верхнего горизонта-нижнему и от карьера Нэйени к карьеру Окюл Боулуй.



Валовая пористость ($n\%$) обратно пропорциональна значению компактности, значения их понижаются, начиная от верхней горизонта к нижнему и от карьера Нэйени к карьеру Окюл Болулуй (15%).

Абсорбция воды при нормальном давлении (%) увеличивается в том же направлении, что и пористость ($n_1\%$) и в обратном направлении с кажущейся плотностью и компактностью, удостоверяя таким образом наличие логичной корреляции между вышеуказанными физическими характеристиками, как это видно на таблице №. 4.

Насыщенность при нормальном увлажнении варьирует в том же направлении с нормальной пористостью и абсорбцией воды, варьируя и, при нормальном давлении между 13,07—23,60%.

Механические характеристики. 1. Сопротивление разрыву при сжатии (σ_{rc} кгс/см²) было испробовано прессом в 300 т. в сухом, насыщенном и замершем состояниях, в каждом отдельном случае, будучи проведены как параллельные так и перпендикулярные стратификации испытания. Средние значения сопротивлений в сухом состоянии варьируют между 140 кг/см² в карьере Нэйени и 438 кг/см² — в карьере Окюл Боулуй. В каждом карьере сопротивления растут, начиная с верхнего горизонта к нижнему. Сопротивления являются большими, когда нагрузка воздействует параллельно стратификации.

Испытание на разрыв при сжатии в насыщенном состоянии и после замерзания — оттаивания имеет пониженные значения на 25—40% по сравнению со значениями в сухом состоянии т.е. соотносительно те же вариации, которые были указаны выше.

2. Сопротивления разрыву при тяге (σ_{rt}), изгибу (σ_{rf}), скальванию ($\sigma_{rf'}$) на кгс/см², дали значения, которые подтверждают выводы, сделанные автором, при испробовании на сжатие. На таблице №. 9 представлены границы между которыми варьируют соотношения между этими испытаниями по сравнению с сопротивлением разрыву при сжатии.

3. Модулья эластичности, высчитанные по характерным кривым пробных испытанных образцов в насыщенном состоянии и после замерзания-оттаивания, ведут, в общем, к подобным вышеуказанным заключениям, имея наиболее повышенные значения в 90 000 кг/см² на карьере Окюл Боулуй.

Сырьё для цементной промышленности. Были взяты на учёт следующие породы: известняки, мергеле-глины, туфы и гипсы.

Известники представляют основную материю для цемента. Эти известняки имеют соответствующие качества, в особенности: повышенное содержание $\text{CO}_3\text{Ca}=97,13\%$ (нижний предел составлял —91%);

содержание $MgO = 1,32\%$ (допустимый предел = 2%): модуль кремнезёма = $2,46$ (допустимый предел = $1,5-3$) и модуль алюминия = $1,03$ (допустимый предел — $2,5$).

Мергелевые туфы — в общем больше вариации на химических анализах. Их качества в цементной промышленности были представлены: пониженным процентом органических веществ ($1,51\%$); пониженным процентом гумуса ($1,05\%$) и тонкозернистой грануляцией.

Дацитовые туфы — используются под видом трасс, как гидравлический дополнитель во время приготовления раствора. На основании проведенных анализов было установлено автором, что туфы обладают способностью к схватыванию, представляя повышенное содержание SiO_2 , что рекомендует их использование при изготовлении цемента.

Гипсы используются при изготовлении цемента для регулирования времени их схватывания. Содержание в $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ будучи = $91,96-92,63\%$, указывает на их приспособленность при изготовлении цемента, принимая во внимание используемые нормы, по которым — гипсы должны иметь минимальное содержание $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ минимум в 65% .

Заключение. Инженерно — геологические исследования области Тохани — Пиетроаселе — Истрица, выставили на учёт детали, касающиеся верхнего сармата, представленного люмашелевыми известняками, которые могут быть использованы как строительные породы и как сырьё для цемента. С этой последней целью были исследованы и мергсле-глинистые отложения, туфы и гипсы.

Люмашелевые известняки — это полу-тяжёлые, полу-твёрдые породы реализующие одновременно большие сопротивления при механических испробованиях. Помимо этого они поддаются лёгкой резке и полировке, что повышает их качественную стоимость.

В условиях очередной рациональной эксплуатации, пустой материал может быть использован на изготовление цемента.

На основании этого большого объёма исследований и лабораторных анализов, автором были уточнены физические и механические характеристики известняков с указанием тех характеристик, которые взаимно обусловливаются и были объяснены, на основании полученных результатов, некоторые кажущиеся аномалии, при помощи проведенных петрографических исследований.

Проведённые анализы для материалов предназначенных цементной промышленности установили характеристики последних, предоставив одновременно возможность более глубокого познания соответствующих пород.

Экономическое значение этих материалов является результатом указаний на использование лёгкости эксплуатации, — объёма резервов, — близкого их местонахождения от современных транспортных путей и от больших промышленных центров.

RECHERCHES GÉOLOGO-TECHNIQUES DANS CULMEA ISTRIȚA

PAR

I. BORDEA, I. BUZINCU, MARCELA VOICULESCU

(Résumé)

Dans la région comprise entre les villages de Tohani et de Sărînga ont été effectuées des recherches afin d'obtenir des données sur les roches naturelles de construction et sur les roches qui pourraient être utilisées comme matière première dans l'industrie du ciment.

La région étudiée appartient à la zone néogène et comprend des formations miocènes et pliocènes.

Série miocène. Les termes du premier étage méditerranéen sont signalés sous forme d'indications de sel dans la partie W de la région, tandis que les termes du II-e étage sont bien représentés, à savoir:

L' *Helvétien*, rencontré dans les anticlinaux Fîntăști et Perșunari—Breaza, représenté par des marno-argiles, des sables et des gypses.

Le *Tortonien*, localisé dans l'axe de l'anticlinal Perșunari—Breaza, dans le synclinal Tohani—Istrița à savoir dans sa terminaison périclinale Tohani—Jugureni et dans l'anticlinal Marginea Pădurii—Istrița.

On a identifié les dépôts du Tortonien inférieur, représentés par des tufs dacitiques à orbitolines, plus développé que le terme supérieur formé de sables et de marno-argiles gris-jaunâtres.

Le *Sarmatien*, très fossilière, a été étudié, de ce point de vue, par O. PROTESCU. Dans la partie E et NW ont été séparés des dépôts de marno-argiles alternant avec des sables, des marnes sableuses, des grès calcaires, des grès oolithiques et des grès siliceux attribués au Sarmatiens inférieur.

Le Sarmatiens supérieur est représenté par des lumachelles en bancs épais, disposés en transgression sur le Sarmatiens inférieur, le Tortonien et parfois sur l'Helvétien. Ces dépôts sont très fréquents dans cette région, constituant les formes morphologiques prédominantes.



Série pliocène. Le Méotien repose normalement sur les lumachelles, étant constitué par des sables, des grès et des marno-argiles.

Le Pontien occupe le synclinal Istrița, le synclinal Fintînele et le flanc S de l'anticlinal Perșunari, où l'on rencontre des marno-argiles violacé-gris en alternance avec des sables et dès grès.

Le Dacien n'apparaît qu'au flanc S de l'anticlinal Perșunari, étant représenté par des marnes sableuses et des sables.

Le Levantin marque une forte transgression sur la série pliocène; il est représenté par les sables de la zone de Tohani et de Sarînga.

Les dépôts de couverture, comprennent:

Des dépôts proluviaux représentés par des cônes de déjection, en général, stabilisés;

Des dépôts déluviaux largement distribués vers la zone de contact avec la plaine;

Des dépôts éluviaux, rencontrés sur les crêtes;

Des éboulis de pente, résultés aux dépens des calcaires rencontrés au pied des versants constitués par ces derniers.

Structure de la région. La structure est caractérisée par des plis-failles, suivant lesquels les compartiments du nord accusent une tendance de chevauchement vers le sud. Généralement, les plis sont dirigés SW-NE. Le contact très net entre la plaine et la zone des hautes collines est attribué à une faille suivant laquelle le flanc S s'est effondré.

Données hydrogéologiques. Les eaux souterraines se manifestent par des sources qui apparaissent surtout à la base des calcaires, où ces derniers reposent sur des dépôts imperméables. Dans les dépôts quaternaires et levantins il existe des infiltrations importantes mais l'absence des horizons imperméables explique pourquoi l'eau ne saurait être rencontrée que dans les zones profondes. Les sources salines sont répandues dans toute la région ayant un débit faible. Elles sont fonction des massifs de sel.

Les phénomènes physico-géologiques les plus caractéristiques sont: les érosions, les écoulements torrentiels avec formation de cônes de déjections et les effondrements gravitationnels. Ces derniers se rattachent essentiellement aux massifs calcaires.

Les glissements de terrains sont moins développés étant donné une large distribution des calcaires dans les zones à relief accidenté et la haute perméabilité des formations dans les zones à relief plus doux.

Roches naturelles de construction. Parmi les calcaires, les plus indiqués pour la construction sont ceux de l'horizon médian du massif calcaire, formés de petites coquilles et ceux de l'horizon inférieur, d'aspect presque compact.

Ces lumachelles se laissent facilement burinées, ont une haute résistance, peuvent être taillées en plaques et polies. Les couches de couverture ne dépassent pas 2,5 m d'épaisseur.



La qualité du matériel devient meilleure de l'W vers l'E vu la cimentation accentuée par une calcite recristallisée et la structure finement vacuolaire. Actuellement, les exploitations accusent un caractère local. Les réserves estimées sur 31 périmètres englobent un très grand volume de matériel.

Caractéristiques physiques et mécaniques. La détermination de ces dernières a été faite suivant le standard 730—49 et les références de spécialité. Les essais ont été effectués au moyen d'un matériel récolté des carrières: Ochiul Boului, Vîrful Istrița, Tohani et Năieni.

C a r a c t é r i s t i q u e s p h y s i q u e s . La densité (ρ — gr/cm³) augmente à partir de l'horizon supérieur vers celui inférieur. En moyenne, les valeurs de la densité varient de 2,719 à 2.754 gr/cm³.

La densité apparente (ρ_a — gr/cm³) présente des valeurs moyennes entre 1,991 et 2,336 gr/cm³ qui s'accroissent également depuis l'horizon supérieur vers celui inférieur. La densité apparente étant inférieure à 2,5 gr/cm³ ce matériel est attribué au groupe des roches semi-dures.

La compacité (c %) présente des valeurs moyennes entre 73 et 85% qui augmentent depuis l'horizon supérieur vers celui inférieur et de la carrière Năieni vers la carrière Ochiul Boului.

La porosité totale (n %) est inversement proportionnelle à la valeur de la compacité, les valeurs diminuant depuis l'horizon supérieur vers celui inférieur et de la carrière Năieni (27%) vers la carrière Ochiul Boului (15%).

L'absorbtion en eau sous pression normale (a_1 %) et la porosité apparente sous pression normale (n_1 %) augmentent dans le même sens que la porosité et en sens inverse avec la densité apparente et la compacité, attestant la corrélation logique entre les caractéristiques physiques mentionnées (v. tabl. 4).

La saturation en humectation normale varie directement proportionnelle à la porosité normale et à l'absorbtion en eau sous pression normale, étant comprise entre 13,07 et 23,60%.

C a r a c t é r i s t i q u e s m é c a n i q u e s . La résistance à la compression (σ_{rc} kgf/cm²) a été déterminée avec une presse de 300 tonnes, à l'état sec, saturé et de gélivité, dans chaque cas procédant à des essais parallèles et perpendiculaires à la stratification. Les résistances moyennes à l'état sec varient de 140 kg/cm² dans la carrière Năieni à 438 kg/cm² dans la carrière Ochiul Boului. Dans chaque carrière, les résistances augmentent depuis l'horizon supérieur vers celui inférieur. Les résistances sont plus hautes lorsque la charge est parallèle à la stratification.

Les essais de rupture à la compression à l'état saturé et après le gel-dégel, accusent des valeurs diminuées de 25—40% par rapport aux valeurs obtenues à l'état sec, respectant les mêmes variations.



Les résistances à la traction (σ_{rt}), à la flexion (σ_{rf}) et au cisaillement (σ_{rf}) par kg/cm^2 indiquent des valeurs qui confirment les conclusions obtenues dans les essais de compression. Le tableau 9 présente l'intervalle de variation des rapports des essais pour la résistance à la compression.

Les modules d'élasticité, calculés sur les courbes caractéristiques des éprouvettes essayées à l'état sec et après le gel-dégel, mènent, en général, à des conclusions similaires à celles exposées plus haut, avec les valeurs les plus hautes — 90.000 kg/cm^2 — dans la carrière Ochiul Boului.

Matières premières pour l'industrie du ciment. En ce sens, l'auteur a considéré les roches suivantes: calcaires, marno-argiles, tufs et gypses.

Les calcaires représentent la matière de base pour le ciment. Ces calcaires présentent des qualités correspondantes, grâce: au contenu élevé en $\text{CO}_3\text{Ca} = 97,13\%$ (limite minimum = 91%), à la teneur en $\text{MgO} = 1,32\%$ (limite admissible = 2%); au module de silice = 2,46 (limite admissible = 1,5—3) et au module d'aluminium = 1,03 (limite admissible jusqu'à 2,5).

Les marno-argiles indiquent de larges variations dans les analyses chimiques. Elles sont indiquées pour l'industrie du ciment, étant donné des qualités telles que: des pourcentages faibles en matières organiques (1,51%); des pourcentages réduits en humus (1,05%) et une granulation très fine.

Les tufs dacitiques sous la forme de trass — sont utilisés dans la préparation des liants hydrauliques. Suivant les analyses, on a constaté que les tufs ont des aptitudes de durcissement et une teneur élevée en SiO_2 , qui rendent possible leur utilisation dans la fabrication des ciments.

Les gypses sont employés dans la fabrication du ciment pour le réglage de la durée de prise. Vu leur teneur en $\text{CaSO}_4 \cdot 2 \text{H}_2\text{O} = 91,96\text{--}92,63\%$, ils sont indiqués pour la fabrication du ciment puisque les normes usuelles établissent pour les gypses un contenu minimum de $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O} = 65\%$.

Conclusions. Les recherches géologo-techniques dans la région de Tohani—Pietroasele—Istrija ont mis en évidence des détails sur le Sarmatiens supérieur représenté par des lumachelles utilisables comme roches de construction et matière première pour le ciment. Dans ce but ont été étudiés aussi des dépôts marno-argileux, des tufs et des gypses.

Les lumachelles sont des roches semi-dures, semi-lourdes, réalisant également de grandes résistances aux essais mécaniques. En plus, elles peuvent être facilement taillées et polies, faits qui augmentent leur valeur qualitative.

Lors d'une éventuelle exploitation rationnelle, le matériel de halde peut être utilisé à la fabrication du ciment.

Basés sur les nombreux essais et analyses au laboratoire les auteurs ont déterminé les caractéristiques physiques et mécaniques des calcaires, en insistant sur ceux qui



sont conditionnés réciproquement. En même temps, certaines anomalies apparentes ont été expliquées à l'aide des recherches pétrographiques.

On a déterminé les caractéristiques des matériaux destinés à l'industrie du ciment en offrant ainsi la possibilité d'une meilleure connaissance des roches respectives.

L'importance économique de ces matériaux est fondée sur plusieurs éléments tels que: indications d'utilisation, exploitation facile, volume de réserves, emplacement à proximité des voies modernes de transport et des grands centres industriels.



CERCETĂRI GEOLOGICE TEHNICE ASUPRA ZĂCĂMINTELOR
DE MARMURĂ DIN VALEA CORMAIA—VALEA SECII
(MASIVUL RODNA)
DE
ION BORDEA

În anii puterii populare, construcțiile industriale și civile au cunoscut o dezvoltare foarte mare. În sprijinul acestor lucrări, geologii sănătăția să indice rocile de construcții cele mai bune și la un preț de cost cât mai mic, folosindu-se în acest scop resursele locale ale fiecărei regiuni în parte. O atenție deosebită s-a acordat și se acordă mai departe rocilor naturale pentru construcții, care se folosesc la decorațiuni interioare și exterioare. În acest scop, în campania de teren a anului 1959 am executat cercetări geologice tehnice în bazinul văii Cormaia și văii Secii din Masivul Rodna, în scopul obținerii datelor necesare asupra zăcăminTELOR de marmură în special și a rocilor de construcții în general. Cu această ocazie, s-au executat cartări detaliate sau foarte detaliate la scara 1: 10.000 pe o suprafață de peste 25 km.² Zonele cercetate sunt situate pe versantul sudic al Masivului Rodnei, în regiunea Cluj, raion Năsăud.

Zona văii Cormaia se delimită astfel: la S valea Someșului, între Sângiorz și Mayer, la E Valea Caselor, la N o linie care unește vîrful Prelucii cu Bîrledele și ajunge în valea Cormaia la km 12, iar la W o linie ce urmărește firul văii Cormaia.

Zona văii Secii, situată la NE de zona V. Cormaia, cuprinde întreg bazinul hidrografic al văii Secii, care confluăază cu Anieșul pe partea stângă, la 9 km distanță de satul Anieș.

În partea sudică a acestor zone, de-a lungul văii Someșului se află calea ferată Ilva Mică — Rodna Veche și șoseaua care unește aceleași localități. În rest se menționează drumul de exploatare forestieră pe valea Cormaia, care prezintă un acces foarte bun, și linia ferată forestieră de-a lungul văii Anieșului.

Regiunea prezintă un relief muntos; o serie de culmi N — S sănătăția desprinse din creasta principală a Masivului Rodna, care are direcția E — W. Aspectul masiv muntos se datorează atât naturii petrografice a rocilor, cât și structurii geologice. Masivul Rodnei

a rămas în forma unui horst datorită faptului că la N și S s-au produs fracturi care au scufundat compartimentele marginale.

În ceea ce privește rețeaua hidrografică, remarcăm în primul rînd valea Someșului Mare, care curge la limita sudică a regiunii studiate. De pe versantul sudic al Munților Rodnei confluează valea Cormaia și valea Anieșului. La rîndul lor, aceste văi au alți afluenți secundari.

Scurt istoric al cercetărilor geologice. Asupra masivului Rodnei există indicații de ordin geologic încă din 1826 și aparțin lui PAUL PARTSCH (6), care vorbește despre rocile cristaline terțiare și erupțiunile neoterțiare. În ordine au urmat cercetările lui RICHTHOFEN (10), HAUER și STACHE (3), COTTA (2) și POŠEPNY (8), ultimul lăsându-ne prima hartă a Munților Rodnei. Prima cartare geologică sistematică a fost efectuată în 1885 de PRIMICS (9). Un an mai târziu, ZAPALOWICS (11) subdivide șisturile cristaline. Împărțirea Cristalinului Carpaților orientali a fost făcută mai minuțios de I. ATANASIU.

Cel mai mare volum de lucrări aparțin lui TH. KRÄUTNER, care concretizează toate cercetările sale în lucrarea: « Masivul cristalin de la Rodna » (4), cu prezentarea unei hărți la scara 1: 75.000. Aceste date au stat la baza cercetărilor noastre și le-am considerat ca formind o bază geologică corespunzătoare. Cu ocazia cercetărilor de teren s-au adus anumite detalii, trasându-se limitele geologice la scara corespunzătoare și separându-se în plus cîteva intercalări de șisturi anfibolice, calcare cristaline, andezite, dacite, etc. De asemenea, cercetările noastre completează lucrarea respectivă printr-o cartare litologică, cartarea depozitelor cuaternare și a fenomenelor fizico-geologice.

Pentru aceste motive nu vom insista prea mult asupra descrierii geologice, considerind-o, în general, cunoscută. Vom căuta să scoatem în evidență numai elementele noi, studiul petrografic executat pe materialul recoltat, și vom accentua în mod deosebit asupra studiului carierelor și asupra caracteristicilor fizico-mecanice ale rocilor de construcții.

Cercetări mai recente în regiune sau în sectoare învecinate au mai fost făcute de R. DIMITRESCU (1), AL. SEMAKA¹⁾, R. ȘTEFAN²⁾ și FILARETA ARION³⁾.

Geologia și litologia depozitelor de fundament

Seria epizonală a Cristalinului. Această serie reprezintă un complex de șisturi în strînsă alternanță și în general inseparabile. În aceste alternanțe, în regiunea cerce-

¹⁾ AL. SEMAKA, M. OLTENEANU. Raport geologic asupra prospecțiunilor pentru caolin, în regiunea Singiorz-Băi—Poiana Ilvei. Arh. Com. Geol., 1954.

²⁾ REMUS ȘTEFAN. Raport anual asupra bazinului inferior al Anieșului (Masivul Rodnei). Arh. Com. Geol., 1952.

³⁾ FILARETA ARION. Raport geologic pentru caolin în regiunea Parva—Singiorz-Băi. Arh. Com. Geol., 1958.



tată, întilnim: șisturi cuarțitice, micașisturi cu muscovit, cloritoșisturi cu sericit, șisturi, calcare și calcare cristaline.

Depozitele seriei epizonale se întilnesc în partea nord-estică a zonei văii Cormaia și în zona văii Secii. Calcarele cristaline au fost urmărite și separate în hărțile noastre, fiind singurele depozite ale acestei serii asupra cărora vom insista în cadrul comunicației noastre.

Calcarele cristaline, dolomitele și șisturile calcaroase apar în seria epizonală sub formă de făși. Aceste calcare cristaline sunt de obicei mai fin granulare decât cele mesozonale. Se întilnesc totuși și varietăți zaharoide grosiere. Calcarele cristaline din acoperiș sunt de un alb pur și bine cristalizate. În orizonturile mai înguste și mai adânci sunt varietăți rubanate albăstre-cenușii, în alternanțe cu șisturi calcaroase. Uneori se găsesc intercalații mici de calcar cristalin ușor galbui. Prinț-un pigment capătă uneori culoare cenușie. În primul afloriment ce se întilnește pe valea Secii apar alternanțe de calcare cristaline de culoare alb-lăptos, alb-gălbui, dungate (dungi albe și dungi vinete) și roz.

Structura acestor marmure este în general granoblastică. În marmura din vîrful Saca apare o zonă de calcar cu tremolit cu structură grano-nematoblastică. Textura se prezintă masiv-compactă, iar spărtura neregulată. În cele ce urmează se vor prezenta observațiile microscopice făcute pe șapte secțiuni din acest tip de calcare cristaline.

Calcitul reprezintă masa principală din rocă și se întilnește în proporție de 99—100% (accidental 75% într-o singură probă și 60% la tremolit).

Dimensiunile granulelor sunt cuprinse între 3,30/1 mm — 0,20/0,02 mm. Granulele sunt îndințate, de obicei maclate polisintetic. Culorile de birefringență sunt de ordin superior.

Cuarțul se întilnește în proporție foarte redusă (sub 1%), putând chiar să lipsească. La o singură secțiune, în mod accidental, cuarțul a fost întilnit în proporție de 25%, sub formă de cuiburi. Apare în cristaloblaste cu contururi neregulate și cu extincție ondulatorie.

Muscovitul apare sporadic numai în trei secțiuni, în paiete cu relief slab și culori vii de birefringență. Uneori sunt cuprinse în cristaloblastele de calcit.

Minereul apare cu totul sporadic, numai în două secțiuni, și este reprezentat prin granule foarte fine de pirită.

Tremolitul se întilnește într-o secțiune din Vîrful Saca, în proporție de 40%. Este complet incolor; unghiul de extincție este de 15°—17°. Apare în prisme aciculare, foarte alungite în direcția sistozitatii.

Această marmură s-a format prin metamorfozarea în condiții de epizonă a unor sedimamente calcaroase. Culoarea vinătă a marmurelor dungate se datorează procentului redus de material terigen din sedimentul calcaros.

Calcarele cristaline ale seriei epizonale au o mare răspindire în bazinul văii Secii, unde apar mai multe intercalații de marmură între șisturile epizonale. S-au

mai întîlnit zăcăminte de marmură în zona Cormaia, pe Bîrledele, pe versantul drept al văii Pietrelor și la limita de N a hărții în firul văii Cormaia.

Seria mesozonală a Cristalinului. Această serie este dispusă peste Cristalinul epizonal și ocupă o mare suprafață în zona Cormaia. Direcția generală a șisturilor este NW—SE, cu înclinare de 60° spre SW. În seria mesozonală deosebim următoarele formațiuni: paragnaise cu biotit, cuarțite, cuarțite micacee, cuarțite cu muscovit și granați, micașisturi cu granați, șisturi amfibolice și amfibolite, calcare cristaline, apariții reduse de pegmatite și injecții de cuarț.

Și în cadrul acestei serii mesozonale, accentul îl vom pune în mod deosebit pe descrierea calcarelor cristaline. Aceste calcare apar ca intercalării subțiri pe valea Cormaia, Cornul Arșiței, Valea Caselor. Uneori, formează lentile mai mari, aşa cum se întâlnesc în vîrful Prelucii. În general, această marmură nu poate fi deosebită de marmura epizonală nici microscopic și nici megoscopic. Astfel, menționăm structura granoblastică, textura masiv compactă, spărtura neregulată, etc. Culoarea cea mai frecventă este alb, alb-gălbui, uneori roz, rareori cu dungi vinete. Cristalinitatea este în general mare. Uneori se întâlnesc calcare cristaline șistoase cu muscovit.

Analiza a opt secțiuni subțiri a pus în evidență următoarele componente: calcit în proporție medie de 99—100%; cuarț în proporție de maximum 2% și accidental 10%, într-o singură secțiune; muscovit în mod sporadic, puțind chiar să lipsească; tremolit într-o singură secțiune, în procent de 3%; minereu reprezentat prin granule de pirită cu totul sporadice; apatit și epidot, de asemenea sporadic, în cîte o secțiune. Principalele minerale menționate au aspectele microscopice asemănătoare cu cele ale marmurelor seriei epizonale, fapt pentru care nu insistăm.

În concluzie, calcarele cristaline s-au format prin metamorfozarea în condiții de mesozonă a unor sedimente calcaroase aproape pure, uneori slab argiloase. Legate de calcarele cristaline apar șisturile amfibolice și amfibolite, cu structură lepidoblastică sau grano-lepidoblastică și textura orientată. Se observă cristale prismatice de amfibol, alungite în direcția șistozității. Culoarea lor este neagră-verzuie, cu vinișoare de calcit, iar spărtura neregulată.

În secțiunile microscopice s-au identificat următoarele componente: hornblendă (element predominant), cuarț, zoizit și feldspat. Ca minerale accesori menționăm: sfen, piroxen, calcit, apatit, clorit, muscovit, granat și minereu.

Injectiile de cuarț sunt semnalate pe valea Cormaia la N de vîrful Vinului, sub forma a trei filoane cu o grosime de circa 4 m, puțind fi urmărite pe o lungime de circa 20 m. Cuarțul este alb lăptos și uneori cu bogate concentrații de pirită.

Depozitele sedimentare. Aceste depozite au o răspândire mare în partea sudică a perimetrlului. Lîngă tunelul de la Sîngiorz s-au întîlnit aflorimente reduse de conglomerate cuarțitice cunoscute ca aparținînd Eocenului. Deasupra lor apar șisturi negre, arse la contactul cu rocile eruptive. În partea sudică a Munților Rodnei, Oligocenul



are o largă răspândire, fiind constituit din alternație frecvente de marno-argile cu gresii. Complexul este nefosilifer, și prezintă totdeauna fenomenul de coacere la contactul cu rocile eruptive. Detalii asupra acestor depozite au fost aduse în cadrul cercetărilor făcute de R. DIMITRESCU și AL. SEMAKA (1).

Rocile eruptive. Eruptiunile din partea sudică a Munților Rodnei sunt strâns legate de fracturile marginale ale Cristalinului, prezintând aspect morfologic distinct sub formă de cupole. Aceste roci eruptive par să fie o continuare a catenei Căliman—Harghita, făcând apoi legătura cu Munții Gutâiului și Oașului. În cazul nostru, ar exista numai eruptiunile mai vechi, lipsind pînzele superioare de lave.

Dacitele se întâlnesc la NE de Comuna Sîngiorz-Băi sub depozitele de terasă, de o parte și de alta a văii Cormaia, în zona confluenței, străpungând depozitele oligocene, și tot pe valea Cormaia în amonte, în zona sîsturilor cristaline.

Dacitele sunt roci cu structură porfirică și textură masiv compactă, iar culoarea alb-cenușie. În masa fină sunt prinse fenocristale de plagioclazi parțial sericitizați, cuarț și fenocristale alungite de hornblendă. Dacitele din amonte de valea Pleșii cuprind și biotit. În secțiunile microscopice s-au mai observat uneori cristale mici de hipersten, cu pleocroism slab. Minereul apare sporadic într-o singură secțiune. Pasta are cea mai mare proporție din masa rocii (76—86%) și prezintă structură microlitică, fiind constituită în general din cristale mărunte (sub 0,10 mm) de plagioclazi.

Semnalăm utilizarea acestor roci ca balast. La Sîngiorz-Băi există o mare carieră de balast, exploatață de C.F.R. La capitolul respectiv, vom reveni asupra utilizării acestui material ca rocă de construcție.

Andezite. În regiune s-au întâlnit mai multe tipuri de andezite, asupra căror s-au putut stabili următoarele observații sumare:

Andezitele cu hornblendă au culoare cenușie, structură profirică, textură masiv-compactă, văzîndu-se cu ochiul liber fenocristale prismatice de hornblendă. Plagioclazii apar în proporție de 7—10%, iar cloritul, apatitul, granatul și minereul se întâlnesc sporadic. Pasta reprezintă 80—85%, are structură microlitică și este constituită din cristale mărunte de plagioclazi și amfiboli. Aceste andezite se găsesc în vîrful Măgura Porcului și pe valea Pleșii.

Andezitul cu hornblendă și piroxen are o ivire foarte redusă pe valea Cormaia. În pastă sunt prinse fenocristale de hornblendă verde și hipersten.

Andezitul cu hornblendă și biotit se găsește pe valea Vinului; el conține fenocristale mari de plagioclazi, hornblendă și biotit.

Depozitele acoperitoare. Aceste depozite prezintă în regiune o dezvoltare limitată în zona formațiunilor cristaline și o mare extindere în zona depozitelor sedimentare.

D e p o z i t e l e a l u v i a l e sunt reprezentate în regiune prin depozitele diferitelor nivele de terasă, pe valea Someșului și în cursul inferior al văii Cormaia. Cea

mai mare extindere o are terasa inferioară, de-a lungul Someșului Mare și la confluența văii Cormaia.

Terasa medie se întâlnește la gura văii Cormaia și lîngă Sîngiorz-Băi, la cota de 470—480 m, respectiv la 20—30 m deasupra talvegului. Grosimea depozitelor acestei terase este de 3—4 m. Pe malul drept al văii Cormaia, terasa este dispusă peste erupțiunile dacitice.

Terasa superioară se întâlnește deasupra tunelului, avînd o cotă de 520 m și o înălțime de 70 m deasupra talvegului. În fruntea acestei terase se găsesc dacite, care aflorează pe o grosime de cca 40 m, constituind frontul carierei C.F.R. Depozitele de terasă au o grosime de 5—10 m și formează descoperta carierei. La o cotă superioară s-a întărit un nivel ridicat al terasei superioare.

În toate nivelele de terasă se întâlnesc aceleasi elemente rulate de roci aparținînd Cristalinului și Eruptivului, și mai puține gresii.

D e p o z i t e p r o l u v i a l e sunt reprezentate în special prin conurile de dejecție, constituite din elemente angulare, și din material fin. În zona șisturilor cristaline, conurile de dejecție sunt foarte reduse ca număr și dezvoltare (ex. valea Secii, pe valea Vinului și pe valea Cormaia). În zona depozitelor sedimentare, conurile de dejecție capătă o dezvoltare mai mare (ex. valea Pleșii și versantul drept al Someșului).

D e p o z i t e d e l u v i a l e se întâlnesc pe versantul stîng al văii Cormaia, în aval de valea Vinului și mai ales în zonă sedimentară, pe valea Pleșii, pe malul drept al Cormaiei, în aval de Cormăița și pe malul drept al Someșului. Ele sunt constituite din material fin, provenit din alterarea rocilor de fundament ale versantului respectiv. În masa fină se mai întâlnesc și fragmente de roci. Materialul este adus spre baza pantelor de către apele de șiroire și de către gravitație.

d) D e p o z i t e e l u v i a l e se întâlnesc pe crestele domoale din regiune, în special pe Culmea Pleșii, rezultînd din alterarea și dezagregarea rocilor de fundiment, produs care nu suferă nici un fel de transport și rămîne pe loc. Din punct de vedere litologic materialul este aproximativ același ca la depozitele deluviale.

e) G r o h o t i ř u r i l e d e p a n tă sunt limitate la o singură apariție, și au rezultat pe seama andezitelor din vîrful Măgura Porcului. Materialul este solicitat pe linia de cea mai mare pantă.

Din cele relatate rezultă că depozitele acoperitoare au o dezvoltare limitată în regiune. Grosimea lor este în general mică, neputînd cantona orizonturi importante de ape subterane.

Structura geologică și morfogeneza regiunii

Tectonica Cristalinului. În cele ce urmează, cu privire la datele structurale ne folosim în special de rezultatele obținute de TH. KRÄUTNER.

Seria mesozonală este dispusă peste cea epizonală, poziția anormală fiind atribuită unei mari încălecări.



Seria mesozonală este cunoscută prin cufe izoclinale răsturnate către NE. Calcarele cristaline sunt interpretate tectonic ca sinclinală încleștate.

Seria epizonală prezintă cutări prin suprapuneri multiple, cu direcția generală NW—SE. Valea Secii ar fi cuprinsă în « zona sinclinală a cutelor culcate », caracterizându-se prin iviri întinse de calcare cristalină. Intercalațiile de calcar cristalin se interpretează ca umplutura unor sinclinală de cufe culcate.

Prin cercetări regionale extinse și prin comparație cu alte unități geologice din țară sau de peste hotare, diferiți cercetători și în special TH. KRÄUTNER au stabilit că cele mai vechi faze orogenice în Munții Rodnei, cuprinzând cele două serii cristaline și încălecarea grupului mesozonal, ar corespunde sistemului moravo-silezian. În continuare, faza de cutare hercinică ar fi afectat ambele serii. Se mai menționează faza cutărilor laramice și alte cutări mai recente care au afectat numai bazinele sedimentare.

Tectonica tînără a regiunii. Cutările sedimentelor din bazinele terțiare nu au mai afectat șisturile cristaline și sunt cunoscute ca postacvitaniene. În urma acestor cutări au rezultat sisteme de falii la marginile masivului cristalin. În regiunea cercetată fractura principală pornește de la Parva, trece valea Cormaia și ajunge în valea Caselor. În valea Cormaia, o altă falie N—S deplasează falia principală cu cca 2 km spre N. Din valea Caselor, falia se îndreaptă spre NE.

Erupțiunile de andezite și apoi cele de dacite sunt legate de aceste fracturi, de unde rezultă vîrsta postacvitaniană și pentru formațiunile eruptive.

Date geomorfologice

Din punct de vedere geomorfologic, regiunea are un aspect tipic muntos. Văile sunt tinere, cu profil în V, versanți abrupti și pante mari de curgere. Văile secundare au uneori chiar căderi verticale. Înălțimile cele mai mari sunt în seria cristalină și cuprind în special calcarele cristaline. Vîrful Prelucii (1406 m) domină în zona văii Cormaia, iar vîrful Corongișului (1987 m) domină în zona văii Secii. Formațiunile sedimentare crează forme mai domoale, din care se ridică în formă de cupolă, andezitele din Măgura Porcului (1021 m). Ca rezultat al acțiunii agenților externi, s-au creat formele negative de relief, cît și depozitele de acumulare descrise anterior. Din cele relatate rezultă că aspectul morfologic al regiunii este condiționat de natura depozitelor de fundament, structura regiunii și acțiunea agenților externi.

Date hidrogeologice

În aria de răspîndire a șisturilor cristaline nu putem întîlni o pînză de apă freatică continuă. Apele sunt cantonate în sistemul de fisuri al șisturilor. La o oarecare



distanță sub culmile muntoase, de sub pătura înierbată și de sub solul fixat prin împădurire sau de prin fisurile rocilor, apar izvoare care șiroiesc la suprafață. Pe firul văilor și al văiugilor, șisturile cristaline și calcarele cristaline respective din talveg sunt alimentate de apele superficiale, zone ce au fost delimitate în perimetrele de calculare a rezervelor. Deci, calcarele cristaline ce ar putea forma obiectul unor viitoare exploatari, nu vor putea fi luate în considerație decât pînă la nivelul apelor de șiroire. Apele din depozitele de terasă atrag atenția în mod deosebit. În terasa superioară nu s-au semnalat pînze de ape freatiche. În fruntea terasei superioare, deschisă în frontul carierei C.F.R., nu se observă nici un fel de iviri de apă din baza depozitelor de terasă. Apreciem deci, că din punct de vedere hidrogeologic, exploatarea dacitelor este asigurată.

În terasa inferioară întîlnim un strat acvifer propriu-zis. În vatra satelor Mayeru, Sîngiorz și Cormaia, fîntîinile indică adîncimea stratului acvifer la 2,50—3 m. Acest nivel este alimentat de infiltrațiile dinspre versanți, influențind și asupra apei din rîu. În perioade secetoase, nivelul freatic devine influențat în sens invers de către apele Someșului, în care caz nivelul fîntîinilor scade cu 40—50 cm. În depozitele de luncă apa se întîlnește la o adîncime și mai mică și este legată mai mult de apele rîului.

Acumulațiile de ape din deluvii sunt în general lipsite de importanță, datorită faptului că însăși dezvoltarea acestor deluvii este limitată. Izvoarele de ape minerale din regiune au fost prezентate în mod detaliat de TH. KRÄUTNER (5). Importanța cea mai mare o au izvoarele terapeutice de la Sîngiorz-Băi, unde izvorul nr. 5 prezintă o radioactivitate ridicată (12,90 M.c.). Cu ocazia cercetărilor noastre, semnalăm pe versantul drept al Someșului, între Cormaia și satul Mayeru, două izvoare puternic bicarbonatace. Emanățiile gazoase sunt foarte puternice, iar apa este accentuat bicarbonată. Izvoarele minerale din regiune sunt în legătură cu fenomenele postvulcanice.

Fenomene fizico-geologice

Fenomenele de eroziune, transport, depunere și prăbușire gravitațională au fost arătate în capitoalele anterioare, cu ocazia prezentării tipurilor genetice acoperitoare. Fenomenele enumerate sunt un rezultat al acțiunii agenților externi, al naturii litologice a rocilor și al structurii regiunii. În cadrul acestui capitol urmează să se prezinte cîteva date privind alunecările de teren. Alunecările sunt foarte limitate în zona șisturilor cristaline. S-au semnalat mișcări reduse ale unor șisturi pe valea Cormaia, datorită stricării echilibrului prin eroziunea piciorului pantei. Deasupra carierei de pe valea Cormaia, o mică pătură de deluviu este slab vălurită. În zona depozitelor sedimentare, alunecările au o dezvoltare ceva mai mare. Dintre acestea, semnalăm o alunecare pe malul drept al văii Cormaia, împărtășită de linia de fractură. Alunecarea este stabilizată și arată să avut o dezvoltare clasică în timpul producerii ei.



Roci naturale de construcții

Marmura de pe valea Cormaia — valea Caselor. Cariera de marmură din valea Cormaia s-a deschis în urma debleierilor executate pentru construirea drumului, de unde s-au făcut exploatari reduse de către întreprinderea « Marmora » București, și de către întreprinderea raională « Ineu », cu utilizare de explozibil. Calcarele cristaline alternează cu orizonturi centimetriche de șisturi cristaline. Grosimea maximă a bancurilor de marmură atinge 3—4 m. Culoarea predominantă este alb pur. Orizonturile de culoare roz sunt reduse și se pierd sau se îmbogătesc către interiorul zăcământului. Cristalinitatea marmurelor este mare. Acest zăcămînt de marmură se poate urmări direcțional spre Cornul Arșiei, prins între șisturile cristaline. De o parte și de alta mai apar încă două intercalații de marmură. Direcția stratelor în carieră este NNW—SSE, iar înclinarea de 45° centesimale spre vest. Procesele tectonice au generat în cea mai mare măsură gradul de fisurare al zăcământului. Prin măsurarea a cca 100 fisuri în frontul carierii, s-a construit diagrama și roza fisurilor, din care rezultă că principalele direcții de fisurare sunt orientate spre NW și NE. Frecvența lor mai mare este pe direcția N—W. În general, fisurile nu sunt colmatate, iar unghiurile dintre ele au de cele mai multe ori valori mari (în jur de 90°).

Fisurătia nu afectează prea mult calitatea materialului, întlnindu-se blocuri destul de mari, neafectate de fisuri. Se presupune că în interiorul zăcământului, fisurătia ar fi mai redusă.

Rezerva s-a calculat măsurînd în deschidere naturală înălțimea, lungimea frontalui și adîncimea pe care se poate înainta. Folosind aceste elemente din frontul carierei, s-a calculat o rezervă de cîteva sute de mii m^3 marmură. Descoperita este aproximativă între 1 pînă la 4 m grosime.

Accesul este asigurat în cele mai bune condiții pe drumul auto recent construit pe valea Cormaia. Cariera se află la km 7,300 al acestui drum.

Zăcămîntul de marmură de pe valea Pietrii este situat la jumătatea versantului drept al acestei văi. Marmura pare a fi de calitate foarte bună. Apar indicații de marmură roz în cantități mai substanțiale. Cristalinitatea este în general mai accentuată.

Punerea în exploatare a acestui zăcămînt va fi foarte grea, datorită lipsei de accesibilitate. În cursul inferior valea Pietrii prezintă un defileu cu importante căderi de apă. În plus, zăcămîntul este situat la mijlocul unui versant înalt și abrupt.

Marmura are o dezvoltare mai mare în acest punct, iar rezerva de categoria C₂ a fost calculată la cca 3.000.000 m^3 .

Alte zăcăminte de marmură din acest sector semnalăm în vîrful Prelucii și în valea Caselor, unde accesul de asemenea nu poate fi asigurat.

Marmura din valea Secii. În acest sector, zăcămînte de marmură sunt mult mai mari. Cariera valea Secii reprezintă un afloriment puternic din care s-a extras

mai de mult o cantitate mică de material. Înălțimea aflorimentului este de peste 80 m, iar lungimea frontului de cca 250 m. Marmura are o stratificație evidentă pe direcția generală N–S, cu înclinări spre W de 27° – 30° centesimal. Banurile de marmură ajung pînă la 4 m grosime. În afloriment predomină marmura de culoare alb-lăptos urmînd intercalări de culoare alb-gălbui, marmură vărgată și roz. Și de data aceasta, nuanța roz se îmbogățește sau se reduce spre interiorul zăcămîntului.

În afloriment s-au măsurat 132 fisuri, pe baza cărora s-a construit diagrama și roza fisurilor. În acest caz, întlnim trei direcții principale de fisurare: NNE, NE și NNW. Fisurația observată nu influențează prea mult calitatea materialului, întlnindu-se blocuri nefisurate de dimensiuni și mai mari, ca pe valea Cormaia. S-ar putea ca în interiorul zăcămîntului, fisurația să fie mai redusă.

Accesul este asigurat pe linia C.F.F. pînă la gura văii Secii. De aici și pînă la punctul de carieră, pe o distanță de 1,500 km, urmează a se construi un drum de acces pe versantul stîng, care prezintă o pantă mai lină. Actualmente, întreprinderea raională « Ineu » folosește marmura din talveg, pentru producția de mozaic. În cazul unei viitoare exploatari, materialul de cioplitură nu ar forma o hală ce ar incomoda exploatarea sau accesul, ci ar fi folosit pentru mozaic.

Imediat la E și la N de acest punct, pot fi luate în considerație încă două perimetre de rezerve. Pentru toate cele trei perimetre, s-au calculat în parte rezervele de categoria C₂, pe care, dacă le însumăm, obținem cîteva milioane m³ (4.600.000 m³).

Alte zăcăminte, întlnim sub dealul Scorușelului și în cursul superior al văii Secii, pe versantul stîng. Zăcămintele se află la distanță mare de firul văii, cu denivelări mari (400 m) și pante foarte accentuate. Rezervele acestor zăcăminte se apropie de 3.000.000 m³. În rest, în bazinul văii Secii, zăcămintele de marmoră se dezvoltă și mai mult, constituind adevărate masive în vîrful Saca și vîrful Corongișului, dar care sunt întru totul inaccesibile.

Pentru toate zăcămintele de marmoră s-au prezentat schițe de microrionare hidrogeologică, în baza cărora se stabilesc condițiile de exploatare din acest punct de vedere.

Cariere de dacit. Cariera C.F.R. Singiorz-Băi este situată în partea de N a comunei și furnizează balast pentru trasee de cale ferată. Frontul carierei are lungimea de 300 m și înălțimea medie de cca 40 m. Platforma de lucru și platforma de încărcare maschează o parte din zăcămînt. Exploatarea se face în mod rațional prin descărcarea pantei de sus în jos. Se utilizează explozivi.

Descoperta este formată din depozitele terasei superioare, groase de cca 8 m, ceea ce face ca lucrările de descopertare să fie costisitoare și greoaie. Rezerva acestei cariere depășește 1.000.000 m³ și poate fi extinsă prin deschiderea unui front pe malul drept al Cormaiei, în apropiere de confluență.

Pe valea Cormaia se mai întlnesc încă două puncte cu deschideri limitate, de unde se exploatează blocuri de dacit, utilizate la zidurile de sprijin ale drumurilor.



Caracteristici fizice și mecanice

Caracteristicile fizico-mecanice s-au determinat în laboratorul Serviciului de Geologie Tehnică și au fost coordonate de EMANOIL SPULBER. La executarea determinărilor s-au respectat prescripțiunile prevăzute în standardele în vigoare, în special STAS 730—49. Analizele microscopice s-au executat de AURELIA LAZĂR. În cele ce urmează redăm comparativ caracteristicile fizice și mecanice ale calcarelor cristaline din valea Cormaia și din valea Secii. Din aceste puncte s-au recoltat blocuri în stare naturală, extrase pe verticală din orizonturi de marmură diferit colorată. Din materialul recoltat s-au confectionat epruvete cu forme și dimensiuni corespunzătoare pentru determinările respective.

Caracteristice fizice. Densitatea în g/cm^3 , s-a determinat prin metoda picnometrului, folosind materialul rezultat de la ruperea epruvetelor prin compresiune, după formula:

$$\rho = \frac{m}{m + m_1 - m_2} \sigma_0, \text{ în care:}$$

m — masa materialului uscat la $105^\circ C$ pînă la greutate constantă exprimată în g,

m_1 = masa picnometrului umplut cu apă distilată, în g,

m_2 = masa picnometrului cu materialul și apa distilată adăugată pînă la umplere, în g,

σ_0 = densitatea apei distilate = $1 g/cm^3$.

Din rezultatele obținute, se constată valori apropiate, ca urmare a omogenității materialului. Făcînd media acestor determinări atît pentru valea Cormaia cît și pentru valea Secii, densitatea este de 2,475.

Valorile cele mai ridicate ale densității le întîlnim în ambele puncte de carieră, la varietatea de marmură roz, după cum se vede din tabelul centralizator. Ex. blocul 166/S 3 cu densitatea 2,765 și blocul 167/C₄ cu densitatea 2,768.

Densitatea aparentă în g/cm^3 , s-a determinat pe epruvete în formă de cub, prin două metode:

Metoda hidrostatică, folosind formula:

$$\rho_a = \frac{m}{m_1 - m_2} \cdot \sigma_0, \text{ în care:}$$

m = masa epruvetei uscate în prealabil la $105^\circ C$, în g,

m_1 = masa epruvetei saturate cu apă distilată la presiune normală, cîntărită în aer, în g,

m_2 = masa epruvetei saturate cîntărită în apă cu balanță hidrostatică, în g,

σ_0 = densitatea apei distilate = $1 g/cm^3$.



Metoda măsurării directe a dimensiunilor folosind formula:

$$\rho_a = \frac{m}{a.b.h}, \text{ în care:}$$

$a.b.h.$ = dimensiunile epruvetelor în cm.

Densitatea aparentă finală reprezintă media aritmetică a densităților aparente determinate prin cele două metode. Pentru ambele puncte de carieră, valoarea densității aparente este apropiată, variind între 2,707—2,709 pentru valea Cormaia și între 2,710—2,712 pentru valea Secii. În tabel se vede că și de data aceasta, pentru varietățile de marmură roz, densitățile aparente sunt ceva mai ridicate și anume, 2,724 în valea Secii (166/S₃) și 2,758 în valea Cormaia (167/C₄).

Densitatea aparentă fiind mai mare de 2,5 g/cm³, ne arată că acest material se încadrează în grupa rocilor grele.

Compactitatea, în %, s-a determinat cu formula:

$$C = \frac{\rho_a}{\rho} \cdot 100, \text{ în care:}$$

ρ_a și ρ = densitatea aparentă și respectiv densitatea.

Porozitatea totală, în %, s-a determinat cu formula:

$$n = 100 - C.$$

Marmura din valea Secii are compactitatea cuprinsă între 98,52—98,99%, iar porozitatea între 1,01—1,48%, considerind astfel materialul destul de omogen.

În cazul marmurei din valea Cormaia, compactitatea devine ceva mai ridicată (98,90—99,64%), iar porozitatea mai redusă, (0,36—1,10%). Această compactitate mai ridicată și porozitate redusă s-ar putea explica și prin faptul că marmora din valea Cormaia se află în seria mesozonală a Cristalinului, suferind astfel un metamorfism mai accentuat.

În clasificarea după porozitate, marmurele din regiunea valea Cormaia — valea Secii se încadrează în categoria rocilor puțin poroase, volumul porilor fiind mai mic de 2,5% din volumul total. Din analizele microscopice rezultă de asemenei că aceste marmure nu au pori vizibili la microscop.

Absorbția de apă la presiune normală, în %, s-a determinat pe cuburi cu muchia de 5 cm, utilizând formula:

$$a_1 = \frac{m_1 - m}{m} \cdot 100, \text{ în care:}$$

m = masa epruvetei uscată la cca 105°C pînă la masă constantă, în g,

m_1 = masa epruvetei saturată cu apă distilată la presiune normală, în g.



Porozitatea aparentă la presiune normală (absorbția de apă la presiune normală, raportată la volum), în %, s-a calculat cu formula:

$$n_1 = \rho_a \cdot a_1$$

Din examinarea valorilor acestor două caracteristici fizice, observăm că absorbția de apă este cuprinsă între 0,05—0,11% pentru marmura din valea Secii și 0,08—0,16% pentru marmura din valea Cormaia. Porozitatea aparentă crește în același sens cu absorbția de apă, fiind cuprinsă între 1,35—3,11% pentru valea Secii și respectiv 2,21—4,32% pentru valea Cormaia.

Saturația la umezire normală, în %, s-a calculat cu formula:

$$\frac{a_1}{n} \cdot 100$$

Observând valorile obținute pentru saturatie la umezire normală, constatăm că variația se produce de asemenea în același sens cu porozitatea totală și absorbția de apă la presiune normală.

Mentionăm că o parte din rezultatele privind în special compactitatea, porozitatea și absorbția ar putea fi influențate într-o oarecare măsură și de eventualele microfisuri ce ar exista în material, ca rezultat al unor vechi exploatari cu explozivi în cariere. Probele au fost recoltate manual și s-a căutat pe cît posibil să fie extrase din puncte neafectate de explozii.

Caracteristicile mecanice. S-au determinat rezistențele de rupere la următoarele solicitări statice simple: compresiune, tracțiune, încovoiere și forfecare, încercările făcîndu-se în stare uscată, în stare saturată și după îngheț-dezgheț (pentru blocurile 166/S₂ și 166/S₄), pe loturi de cîte 5 epruvete.

Rezistența de rupere la compresiune, în kgf/cm². Încercările s-au efectuat cu o presă de 300 T acționată hidraulic. Creșterea sarcinii s-a făcut uniform și progresiv, cu 10 kgf/cm² și secundă. Pentru blocul 166/S₄, care prezintă șistozitate, încercările la compresiune s-au făcut atât perpendicular pe direcția de șistozitate, cât și paralel cu această direcție. În tabelul anexat se dau rezultatele încercărilor de rupere la compresiune în stare uscată (σ_{rcu}), în stare saturată (σ_{rcs}) și în stare gelivă (pentru blocurile 166/S₂ și 166/S₄) (σ_{reg}). În tabel s-au indicat valorile medii, maxime și minime.

Se constată că valorile rezistenței de rupere la compresiune variază în sens invers cu valorile absorbției de apă, porozității aparente și saturăției cu apă la presiune normală, ceea ce dovedește interdependența între caracteristicile fizice și mecanice.

Rezistențele medii la compresiune în stare uscată variază între 725—1139 kgf/cm² la cariera din valea Secii și între 799—940 kgf/cm² la cariera din valea Cormaia. Excepție constituie rezultatul mediu obținut la blocul 166/S₄ în cazul aplicării sarcinii de compresiune paralel cu șistozitatea, obținându-se 424 kgf/cm².



Rezultatele medii obținute la încercările de compresiune în stare saturată sunt strâns apropiate de valorile stării uscate, deoarece, aşa după cum am văzut, absorbția de apă, porozitatea și saturarea cu apă sunt reduse.

În cazul încercărilor după 25 cicluri de îngheț-dezgheț, rezultatele se mențin de asemenea ridicate. Epruvetele supuse acestor cicluri, în afară de faptul că nu au suferit scăderi ale rezistențelor mecanice, nu au suferit nici degradări, ceea ce denotă că marmura din regiune nu este gelivă. Caracteristic pentru toate blocurile încercate este faptul că rezistențele mecanice sunt foarte neomogene, valorile minime reprezentând uneori cca 50% din valorile maxime. De asemenea, se constată unele anomalii în care rezistențele la compresiune în stare saturată sunt mai mari ca cele în stare uscată și chiar rezistențele după îngheț-dezgheț devinând mai mari ca cele în stare uscată. Aceasta se explică în general prin faptul că materialul nu este geliv, are absorbție și porozitate redusă, iar epruvetele încercate în aceste stări fiind uneori mai omogene și mai compacte.

Variația rezistențelor mecanice mai poate fi în funcție de conținutul de cuarț, care variază, de granulația rocii, de existența macelor sintetice și a planelor de clivaj, cît și de presiunile suferite de rocă în masiv. Valorile în general mai scăzute ale rezistenței marmurei din valea Cormaia s-ar putea explica și prin granulația mare a rocii, prin existența macelor polisintetice și a planelor de clivaj pe care se fac alunecările și prin presiunile ceva mai ridicate suferite de rocă în condițiile metamorfismului mesozonal.

Din cele relatate mai sus, nu vom insista asupra coeficientului de înmuiere în stare saturată, care se calculează:

$$\eta_s = \frac{\sigma_{rcu} - \sigma_{res}}{\sigma_{rcu}} \cdot 100 \text{ și asupra coeficientului de gelivitate, care se calculează:}$$

$$\eta_g = \frac{\sigma_{rcu} - \sigma_{rgf}}{\sigma_{rcu}} \cdot 100.$$

Din datele examineate pînă acum rezultă că acești coeficienți sunt foarte mici sau chiar nuli.

Coeficientul de tărie, după M. PROTODIAKONOV. Acest coeficient se obține pe baza rezistențelor de rupere la compresiune, folosind relația:

$$f = \frac{\sigma_{rcu}}{100}.$$

Coeficientul de tărie este cuprins între 7—11 pentru ambele cariere, ceea ce ne permite să încadrăm marmorele studiate în categoria rocilor tari.

Curbe caracteristice, efort unitar și deformatie specifică la compresiune. Înțînd cont de măsurătorile făcute la încercările de compresiune, s-au calculat eforturile unitare și deformațiile specifice, pentru diverse grade de încărcare ale epruvetelor, pe baza cărora s-au construit apoi curbele caracteristice.



Pentru calcularea coordonatelor punctelor curbelor caracteristice s-au folosit formulele :

$$\sigma_i = \frac{N_i}{A_0}, \text{ în care:}$$

N_i = sarcina în kgf, A_0 = aria inițială a secțiunii transversale a epruvetei, în cm^2 .

$$\Sigma_i = \frac{\Delta_{hi}}{h_0} \cdot 100, \text{ în care:}$$

Δ_{hi} = deformația absolută în cm, corespunzătoare sarcinii N_i , măsurată cu microcomparatoare cu precizia 1/100 mm,

h_0 = înălțimea inițială a epruvetei, în cm.

Modulii de elasticitate, în kgf/cm². Examind curbele caracteristice s-au stabilit porțiunile rectilinii și s-au calculat modulii de elasticitate cu formula:

$$E = \frac{\sigma_2 - \sigma_1}{\Sigma_2 - \Sigma_1}, \text{ în care:}$$

σ_1 și σ_2 în kgf/cm^2 , respectiv Σ_1 și Σ_2 în %, reprezintă eforturile unitare, respectiv deformațiile specifice pentru două puncte vecine, situate pe porțiunea rectilinie a curbei caracteristice.

Modulii de elasticitate, calculați pe curbele caracteristice ale epruvetelor încercate în stare uscată, saturată și după îngheț-dezgheț, au stabilit valori medii cuprinse între 79.200—117.948 kg/cm^2 .

Rezistențele de rupere la tracțiune, încovoiere și forfecare în kgf/cm². Aceste încercări au dat rezistențe de rupere ale căror valori confirmă concluziile obținute la încercările de compresiune. În tabelul centralizator se găsesc înscrise valorile acestor încercări, pe cariere, blocuri și stări.

După ce am analizat caracteristicile fizice și mecanice ale marmurei din zona văii Cormaia — văii Secii, putem face o succintă comparație a caracteristicilor acestei marmure, cu cele ale marmurei de Rușchița. Pentru această comparație am folosit rezultatele obținute asupra marmurei de Rușchița, de ȘT. CANTUNIARI, iar mai recent de I. BUZINCU.

Densitatea marmurei de Rușchița fiind cuprinsă între 2,722—2,757 g/cm^3 , rezultă a fi apropiată de valorile densității marmurei din regiunea noastră. În același fel se încadrează și densitatea aparentă, care la Rușchița variază între 2,704—2,722 g/cm^3 . După observațiile lui ȘT. CANTUNIARI, rezultă că și la Rușchița, ca și la valea Cormaia—valea Secii, marmura de culoare roz are o densitate și o densitate aparentă mai ridicată.

În rest, toate celelalte caracteristici fizice ale marmurei studiate de noi se încadrează în limitele caracteristicilor respective ale marmurei de Rușchița.



Privind rezistențele la eforturi mecanice (compreziune σ_{rc} , tracțiune σ_{rt} , forfecare σ_{rf} și încovoiere σ_{ri}), constatăm că marmura din zonele văii Cormaia și văii Secii atinge valori superioare marmurei de Rușchița (exemplu: pentru marmura de Rușchița, $\sigma_{rc\ max.} = 993$, $\sigma_{rt\ max.} = 62$, $\sigma_{rf\ max.} = 125$, $\sigma_{ri\ max.} = 163$).

Din aceste date comparative rezultă calitatea deosebită a marmurei cercetate, cunoscut fiind faptul că marmura de Rușchița este apreciată atât pe piața internă cât și în afara granițelor. La rîndul său, ȘT. CANTUNIARI constată că marmura de Rușchița are caracteristici asemănătoare cu marmura de Carrara (Italia), Pentelikon și Paros (Grecia), Laas (Tirol), etc.

Comportarea la prelucrare și indicații de utilizare. Blocurile de marmură din care s-au confectionat epruvetele s-au comportat în condiții normale la tăierea cu gaterul, întrebunțindu-se drept abraziv nisip normal antrenat de apă. Din acest punct de vedere, deci, marmurele pot fi ușor industrializate. În mod exceptional s-au comportat blocurile 167/C₃ și 167/C₄, pentru care s-a utilizat pulbere de oțel la tăiere. Aceasta este legat de un procent ceva mai ridicat de cuarț și ar duce la creșterea prețului de cost al prelucrării marmurei.

În toate cazurile, marmura se comportă perfect la obținerea de suprafețe prelucrate prin șpiuire, buciardare, gradinare, frecare, șlefuire și lustruire. Pentru marmura vărgată, este necesar ca tăierea să se facă de preferință diagonal față de planele de stratificație, obținându-se în acest fel plăci ce se pretează la realizare de decorații deosebit de frumoase.

Marmura din regiune se poate utiliza în condiții optime și în game foarte variate, la profile de arhitectură și la ornamentații de tot felul (plăci, trepte, borduri, brâuri, stilpi, pilaștri, cornișe, capiteluri, pardoseli continue sau sub formă de dale, etc.).

Deșeurile rămase de la prelucrarea marmurei din ambele cariere studiate se pot prelucra sub formă de mozaic. Pentru acest scop se află în stare de funcționare moara de mozaic amplasată în satul Anieș.

Concluzii

Cercetările geologice tehnice din regiune au scos în evidență detalii, în special asupra marmurei ce se întâlnescă atât în seria epizonală a Cristalinului cât și în seria mesozonală, în scopul utilizării ei ca rocă naturală în construcții.

Din analiza încercărilor fizico-mecanice, rezultă că marmura se încadrează în categoria rocilor grele și a rocilor tari. În general, toate încercările fizice apropiate marmura studiată de zăcămîntul de la Rușchița. Rezistențele de rupere la compresiune, încovoiere, întindere și forfecare situează acest material înaintea marmurei de Rușchița. Prin încercarea materialului la eforturi mecanice în diferite stări s-a constatat că marmura nu este gelivă. Importanța economică a acestor zăcăminte



TABEL CENTRALIZATOR

Caracteristicile fizice și mecanice ale marmurei din regiunea valea Cormaia—valea Secii

Secto- rul	Notăția blocului	C a r a c t e r i s t i c i f i z i c e						C a r a c t e r i s t i c i						M e c a n i c e						Rezistența de rupere la compresiune σ_{rc} g.f/cm ²				Rezistența de rupere la tracțiune σ_{rt} kgf/cm ²			Rezistența de rupere la încovoiere σ_{ri} kgf/cm ²			Rezistența de rupere la forfecare σ_{rf} kgf/cm ²		
		Densitatea ρ g/cm ³			Densitatea aparentă ρ_a g/cm ³			Compacti- tatea C %	Porozitatea totală n %	Absorbția de apă la presiune norm. a %	Porozit. aparentă la presiune norm. a_1 %	Saturația la umez. normală S %	Rezistența de rupere la compresiune σ_{rc} g.f/cm ²			Rezistența de rupere la tracțiune σ_{rt} kgf/cm ²			Rezistența de rupere la încovoiere σ_{ri} kgf/cm ²			Rezistența de rupere la forfecare σ_{rf} kgf/cm ²										
		mediu	minim	maxim	mediu	maxim	minim	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu	mediu					
Valea Secii	S.1f	2,741	2,754	2,728	2,712	2,716	2,708	98,94	1,06	0,11	3,11	10,84	725	1.016	545	652	845	428	—	—	—	91.666	53	—	—	199	186	—	156	131	—	
	S.2	2,740	2,748	2,735	2,712	2,719	2,707	98,99	1,01	0,09	2,44	8,91	876	1.012	726	871	1.132	588	959	1.194	742	117.948	68	49	43	146	116	121	117	131	118	
	S.3	2,765	2,780	2,746	2,724	2,726	2,712	98,52	1,48	0,07	1,91	4,73	1.115	1.282	1.000	1.033	1.110	943	—	—	—	106.277	52	48	—	144	129	—	110	122	—	
	S.4	2,741	2,744	2,737	2,710	2,715	2,690	98,87	1,13	0,05	1,35	4,42	1.139	1.383	877	1.303	1.397	1.205	1.260	1.555	1.077	102.441	73	58	49	183	152	154	129	125	136	
Valea Cormaia	C.1	2,731	2,740	2,727	2,707	2,728	2,691	99,12	0,88	0,16	4,32	18,18	940	1.220	745	962	1.212	740	—	—	—	114.379	47	35	—	115	115	—	144	122	—	
	C.3	2,739	2,743	2,737	2,709	2,711	2,698	98,90	1,10	0,13	3,53	11,81	905	1.183	617	827	865	783	—	—	—	85.952	65	52	—	171	176	—	151	158	—	
	C.4	2,768	2,771	2,762	2,758	2,765	2,754	99,64	0,36	0,08	2,21	22,22	799	921	691	682	952	453	—	—	—	94.866	44	30	—	134	122	—	126	132	—	

de marmură rezultă din calitățile subliniate, din indicațiile de utilizare, din volumul de rezerve, căile de transport, etc.

Prin cunoașterea acestor date asupra marmurei din valea Cormaia—valea Secii, unitățile interesante pot avea primele indicații necesare unor viitoare lucrări de explorare și exploatare. Valorificarea acestor zăcăminte ar corespunde directivelor celui de al III-lea Congres P.M.R., prin care se stabilește că « producția materialelor de construcții va crește de două ori la sfîrșitul anului 1965 față de 1959 ». În raportul prezentat de tov. GHEORGHE GHEORGHIU-DEJ la acest Congres se atrage atenția asupra faptului că « în viitorii doi ani va trebui asigurată satisfacerea pe deplin a nevoilor de materiale pentru finisaje, care au un rol hotărîtor în îmbunătățirea calității și aspectului construcțiilor și în deosebi a locuințelor »; ori, știut este că printre aceste materiale întrebunțate la finisajul construcțiilor un loc important îl ocupă tocmai marmurele. De asemenea, trebuie să avem în vedere și faptul că în cadrul planului de perspectivă pe 15 ani, se prevede un volum de construcții de-a dreptul impresionant. Edificator în acest sens este faptul că pînă în 1975 se va construi o suprafață locuibilă mai mare decît întreaga suprafață existentă în prezent în orașe și centre muncitorești. Pentru realizarea acestor planuri mărețe, trebuie să puse în valoare zăcăminte de roci naturale de construcții de cea mai bună calitate, cu care vom executa construcții demne de epoca în care trăim.

BIBLIOGRAFIE

1. ATANASIU L., DIMITRESCU R., SEMAKA A. Studiul petrografic al Eruptivului din Munții Bîrgăului. *D. d. S. Com. Geol.*, XL (1952–1953), București 1956.
2. COTTA F. v. Ueber Erzlagerstätten Ungarns und Siebenbürgens. *Gangstudien*, IV, Freiberg 1862.
3. HAUER F., STACHE G. Geologie Siebenbürgens. Wien 1863.
4. KRÄUTNER TH. Das kristalline Massiv von Rodna. *An. Inst. Geol. Rom.*, XIX, București 1938.
5. KRÄUTNER TH. Condițiile geologice ale izvoarelor de ape minerale din munții Rodna (Parva, Singiorz-Băi, Anieș, Valea Vinului). *Bul. Soc. rom. Geol.*, 1932.
6. PARTSCH P. Tagebuch einer Reise nach Siebenbürgen in den Jahren 1826 und 1827. Manuskript (Hauer und Stache: Geologie Siebenbürgens). 1826.
7. POPESCU-VOIȚEȘTI I. Vîrsta dacitelor și a amfibolo-andezitelor din regiunea Rodnei și în general din N Bazinului Transilvaniei. *D. d. S. Inst. Geol. Rom.*, XVIII (1929–1930), București 1931.
8. POSEPNY F. Die Eruptivgesteine der Umgebung von Rodne. *Verh. k. k. geol. RA*, XV, 1865.
9. PRIMICS G. A Rodnei havasok geológiai viszonyai különös tekintettel a krislájos palákra. *Math. et term. közlemények*, 1885.
10. RICHTHOFFEN F. v. Ueber den Bau der Rodnaer Alpen. *Verh. geol. RA*, Wien 1860.
11. ZAPALOWICZ H. Eine geologische Skizze der Pokutisch-Marmaroscher Grenzkarpathen. *Jahrb. geol. RA*, Wien 1886.

**ИНЖЕНЕРНО – ГЕОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ
МРАМОРНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В. КОРМАЯ – В. СЕЧИЙ
(МАССИВУЛ РОДНА)
ИОН БОРДЯ
(Краткое содержание)**

Инженерно-геологические исследования, проведенные в зоне В. Кормая — В. Сечий массива Родней, имели своей целью — получение необходимых данных познания мраморных залежей и физико-механических характеристик последних. Одновременно были получены информационные данные касающиеся общих строительных материалов.

Исследуемая область расположена на южном склоне Массива Родней, а в его геологическом составе преобладают кристаллические формации эпизоны и мезозоны и, только в южной части была включена зона седиментационных отложений пронизанных неоэруптивными телами.

Эпизональная кристаллическая серия была выявлена в северо-восточной части зоны В. Кормая и в зоне В. Сечий, будучи представлена комплексом кварцитовых, серицита-хлоритовых сланцев и частыми линзами кристаллических известняков. Характерным в них является 90—100% содержание кальцита, будучи результатом метаморфозного процесса некоторых известняковых отложений.

Мезозональная кристаллическая зона залегает над эпизональной кристаллической серией и занимает большую площадь в В. Кормая, имея сланцеватость простираанием с С.З. — Ю.В. и с уклоном, примерно, в 60° на Ю. З.

С литологической точки зрения были выделены парагнейсы с биотитом, кварциты, слюдо-сланцы с гранатами и амфиболитовые сланцы, амфиболиты и кристаллические известняки, известняки которые были в общем выявлены под видом более мелких линз, содержащие процент кальцита той-же пропорции — 90-100%.

Также были выявлены амфиболитовые сланцы и амфиболиты, связанные с кристаллическими известняками.

Седиментационные отложения были обнаружены в южной части области, где могли быть наблюдаемы:

- олигоценовые образования, представленные чередованием мергелей-глин и песчаников и ограниченное количество эоценовых конгломератов, выявленных возле тоннеля Сынжиорж.

Изверженные породы тесно связаны с окаймыми разломами кристаллического массива. Таким образом автор смог взять на учет следующие



петрографические типы, принадлежащие изверженным породам; бело-серые дациты с фенокристаллами плагиоклаза, кварц и роговая обманка, которые пронизывают олигоценовые отложения, будучи частично перекрыты террасовыми отложениями. Другие выходы на дневную поверхность были обнаружены в верховии В. Плеший.

Анdezиты с роговой обманкой — В. Мэгуря Поркулуй, анdezит с роговой обманкой и пироксеном — В. Кормая и анdezиты с роговой обманкой и биотитом — В. Винулуй.

Структура области. В кристаллическом массиве известна площадь надвига мезозональной серии над эпизональной серией. Прослойки кристаллического известняка интерпретируются как ядро синклинали лежачей складки. Седиментационные отложения были подвергнуты постаквитанскому складкообразованию, сопровождаемому окаймленными сбросами кристаллического массива. Извержения анdezитов и дацитов связаны с этими разломами.

Гидрогеологические данные. В кристаллических формациях циркуляция вод была выявлена в системах трещин, с очень сокращенными дебитами и на ограниченных глубинах. Накопление вод делювиального основания, также — незначительно. В нижних террасовых отложениях была выявлена подпочвенная полость воды, примерно в 2—3 м. Между Кормая и сат. Майер были выявлены и бикарбонат — натриевые источники.

Естественные строительные породы. На основании исследований были приняты во внимание следующие пункты, которые смогли бы составить выработки по эксплуатации мрамора:

— карьер В. Кормая, расположенный в 7,300 км., от места слияния последней с р. Сомешул Маре. Пласти имеют мощность в 3—4 м., а преобладающий цвет — белый. Предприятие «Мармор Бухарест» начало разработку в этом пункте.

Залежь мрамора В. Пиетрий находится на средней части склона. Хотя было установлено хорошее качество этого материала, его эксплуатация будет очень тяжелой по причине отсутствия возможностей проведения подъездных путей.

Карьер В. Сечий расположен на, примерно, 1,5 км., расстояния от места слияния последней с В. Аниешулуй.

Залежь располагает значительно большим резервом, нежели вышеуказанные пункты, а мрамор представлен здесь в мощных сильно развитых комплексах, с очень разнообразной гаммой цветов: белого, желтоватого, розового и полосатого.

Могут быть проведены и другие эксплуатационные выработки поблизости.

Дацитовый карьер Сынжиорж-Бэй представляет усиленную эксплуатацию, материал будучи раздроблен и использован как балласт для земляных работ по строительству ж.д.

Физические и механические характеристики. Опыты были проведены над материалом извлеченным из карьер: В. Кормая и В. Сечий из обоих карьер были изъяты монолитные глыбы мраморных горизонтов различной окраски.

Физические характеристики. Плотность (ρ — гр/см³) представляет также средние значения в обоих карьерах $\rho = 2,475$ гр/см³. Разновидность розового мрамора представляет более повышенные значения (2,765—2,768 гр/см³).

Каждущаяся плотность (ρ_a — гр/см³), имеет также приближенные значения в двух карьерах (2,707—2,712 гр/см³) с повышением в случае розового мрамора (2,724—2,758 гр/см³).

— Компактность (сжатость) заключена между 98,52—99,64%, пористость, оставаясь в процентах от 1,48—0,36%.

Следовательно, мраморы — мало пористы.

Абсорбция воды при нормальном давлении заключена между 0,05—0,11% для мрамора В. Сечий и между 0,08—0,16% в карьере Кормая. Постоянная пористость растет в том же направлении с абсорбцией воды (1,35—3,11% и соответственно 2,41—4,32%). Насыщение при нормальной увлажненности варьирует также в том же направлении, как и вышеуказанные характеристики.

Механические характеристики. Временное сопротивление разрыву при сжатии, значения сопротивления разрыву при сжатии варьирует в обратном направлении со значениями абсорбции воды, кажущейся пористости и насыщения водой при нормальном давлении. Механические сопротивления в общем неоднородны. Сопротивление разрыву при сжатии, в сухом состоянии (σ_{rcs} кг/см²), имеет средние значения заключенные между 725—1139 кг/см². Исключением является полосатый мрамор, в случае применения параллельных нагрузок со сланцеватостью = 424 кг/см². Сопротивление разрыву при сжатии в насыщенном состоянии и в замороженном состоянии не представляет более пониженных значений, так как порода не-пориста, а абсорбция и насыщенность являются очень ограниченными.

Коэффициент твердости по шкале М. Протодьяконова заключен между 7—11, представляя твердую породу.

Модулья эластичности расчетанные на кривых испробованных пробных образцах, установили средние значения заключенные между 79,200—117,949 кг/см².



— Сопротивления разрыву при тяге (σ_{rt}), изгибу (σ_{rs}), сдвигу (σ_{rf} в кг/см²) оказались значения, которые подтверждают заключения полученные на испробовании на сжатие.

Мраморные глыбы, были перепилены пилой в нормальных условиях. Мраморы поддаются очень хорошо обработке поверхностей-шипц-аппаратом, бучардой, шлифовке и полировке. Полученные отходы могут быть использованы в производстве мозаики.

Проведенные инженеро-геологические исследования выставили на учет в особенности мрамор кристаллической единицы. Мрамор включен — в категорию тяжелых и твердых пород. Полученные результаты при физико-механическом испытании показали, что исследованный мрамор имеет аналогичные характеристики мраморов Рушкица.

В условиях могущей производительности рациональной эксплуатации, отвальный материал сможет быть использован для производства мозаики. Экономическое значение этого материала основано на хороших физико-механических характеристиках, на указаниях по использованию и на объеме резервов.

RECHERCHES GÉOLOGO-TECHNIQUES
DANS LES GISEMENTS DE MARBRE DE VALEA CORMAIA—VALEA SECII
(MASSIF RODNA)

PAR
ION BORDEA

(Résumé)

Dans la zone Valea Cormaia—Valea Secii (massif Rodna) ont été effectuées des recherches dans le but d'obtenir les données nécessaires pour la connaissance des gisements de marbre et des caractères physico-mécaniques de ces derniers. En même temps ont été acquises des informations sur les matériaux de construction.

La région étudiée est située sur le versant Sud du massif Rodna et dans sa constitution géologique dominent les formations cristallines d'épi- et de mésozone; au sud on rencontre une zone de dépôts sédimentaires percés par des corps néo-éruptifs

La série cristalline d'épizone occupe la partie NE de la zone de Valea Cormaia et Valea Secii; elle y est représentée par un complexe de schistes quartzitiques, séricito-chloriteux à fréquentes lentilles de calcaires cristallins. Ils sont caractérisés par un contenu en calcite de 90 à 100% résulté du métamorphisme de quelques sédiments calcaires.



La série cristalline de mésozone repose sur le Cristallin d'épizone et occupe une large étendue dans Valea Cormaia, avec une schistosité NW—SE et des pentages SW de 60°. Au point de vue lithologique ont été identifiés des paragneiss à biotite, des quartzites, des quartzites micacés, des micaschistes à grenat et des schistes amphiboliques, des amphibolites et des calcaires cristallins. En général, les calcaires apparaissent sous la forme de lentilles de petites dimensions, mais ayant un contenu en calcite toujours de 90—100%. Liés aux calcaires cristallins on y trouve des schistes amphiboliques et des amphibolites.

Les dépôts sédimentaires sont signalés dans la partie S de la région, où il existe: des formations oligocènes, représentées par des alternances de marno-argiles et de grès, et quelques conglomérats éocènes près du tunnel Sîngiorz.

Les roches éruptives se rattachent aux fractures marginales du massif cristallin. Ont été mis en évidence plusieurs types pétrographiques de roches éruptives:

Les dacites blanc-gris, à phénocristaux de plagioclase, de quartz et de hornblende qui percent les dépôts oligocènes et sont recouvertes partiellement de dépôts de terrasse. On signale des apparitions de dacites aussi en amont de Valea Pleșii.

Les andésites à hornblende de Virful Măgura Porcului, des andésites à hornblende et pyroxène dans Valea Cormaia et des andésites à hornblende et biotite dans Valea Vinului.

Structure de la région. Dans le cristallin on connaît une zone de chevauchement de la série de mésozone sur la série d'épizone. Les intercalations de calcaire cristallin sont interprétées en tant que noyaux synclinaux des plis couchés. Les dépôts sédimentaires ont subi des plissements post-aquitaniens accompagnés par les failles marginales du massif cristallin. Les éruptions d'andésites et de dacites se rattachent à ces fractures.

Données hydrogéologiques. Dans les formations cristallines, la circulation des eaux est réalisée le long des fissures, avec des débits très réduits et à une profondeur limitée. Les accumulations d'eau à la base des formations déluviales ne présentent aucune importance. Dans les dépôts des terrasses inférieures on a rencontré une nappe d'eau, à 2—3 m. Entre Cormaia et le village de Maieru se rencontrent aussi des sources fortement bicarbonatées.

Roches naturelles de construction. Suivant les recherches ont été établi plusieurs points qui pourraient constituer des fronts d'exploitation du marbre à savoir:

La carrière Valea Cormaia, située à 7,300 km du confluent de cette dernière avec Valea Someșul Mare. Les bancs ont 3—4 m d'épaisseur et la couleur blanche en est prédominante. L'entreprise « Marmora » de Bucarest a essayé l'exploitation de cette carrière.

Le gisement de marbre de Valea Pietrii est situé à mi-versant. Quoique le matériel soit de bonne qualité son exploitation sera difficile vu les conditions d'accès.

La carrière Valea Secii est emplacée à environ 1,5 km du confluent de cette vallée et de Valea Anieșului. Le gisement contient une réserve beaucoup plus grande que



les gisements mentionnés plus haut et le marbre apparaît en bancs très développés et de couleurs diverses: blanc, jaunâtre, rose et bariolé. D'autres fronts d'exploitation pourront être exécutés dans le voisinage.

La carrière de dacite de Sîngiorz-Băi représente une exploitation intense, le matériel étant concassé et utilisé comme ballast pour les terrassements des chemins de fer.

Caractéristiques physiques et mécaniques. Les essais ont été effectués à l'aide d'un matériel récolté des carrières Valea Cormaia et Valea Secii. Dans les deux carrières ont été prélevés des blocs monolithes des horizons de marbre différemment coloré.

C a r a c t é r i s t i q u e s p h y s i q u e s. La densité (ρ — g/cm³) présente les mêmes valeurs moyennes dans les deux carrières $\rho = 2,475$ gr/cm³. Le marbre rose a des valeurs plus élevées (2,765—2,768 gr/cm³).

La densité apparente (ρ_a — gr/cm³) présente des valeurs égales dans les 2 carrières (2,707—2,712 gr/cm³) avec augmentation dans le cas du marbre rose (2,724—2,758 gr/cm³).

La compacité varie de 98,52 à 99,64%, la porosité entre 1,48 et 0,36%. Il en résulte que les marbres sont des roches moins poreuses.

L'absorption en eau à pression normale varie de 0,05 à 0,11% dans le marbre de Valea Secii et de 0,08 à 0,16% dans la carrière Cormaia. La porosité permanente augmente directement proportionnelle à l'absorption en eau (1,35—3,11% et 2,41—4,32% respectivement). La saturation en humectation normale varie également dans le même sens que les deux caractéristiques mentionnées plus haut.

C a r a c t é r i s t i q u e s m é c a n i q u e s. Résistance à la compression. Les valeurs de la résistance à la rupture par compression varient inversement proportionnelles aux valeurs de l'absorption en eau, de la porosité apparente et de la saturation en eau à la pression normale. Les résistances mécaniques sont généralement hétérogènes. La résistance à la compression, à l'état sec, (σ_{rcu} — kg/cm²) présente des valeurs moyennes comprises entre 725—1139 kg/cm². Exception fait le marbre bariolé lorsque la charge est appliquée parallèlement à la schistosité = 424 kg/cm². La résistance à la compression en état saturé et en état de gélivité ne présente pas des valeurs plus abaissées, vu que la roche n'est pas poreuse et l'absorption et la saturation en eau très réduites.

Le coefficient de dureté de PROTODIACONOV est compris entre 7 et 11, représentant une roche dure.

Les modules d'élasticité, calculés sur les courbes caractéristiques des éprouvettes, présentent des valeurs moyennes, entre 79.200 et 117—948 kg/cm².

Les résistances à la traction (σ_{rt}), à la flexion (σ_{rf}) et au cisaillement (σ_{rf}) par kg/cm² ont des valeurs qui confirment les conclusions tirées des essais de compression.



Les blocs de marbre ont accusé un comportement normal à la taille avec la scie à cadre. Le marbre se comporte très bien aux opérations de poinçonnage, de bouchardage, de lustré et de polissage. Les déchets résultés de l'exploitation peuvent être utilisés à l'exécution des mosaïques.

Les recherches géologo-techniques effectuées par l'auteur ont mis en évidence des détails concernant surtout le marbre de l'unité cristalline. Le marbre appartient à la catégorie des roches lourdes et dures. Les résultats obtenus par les essais physico-mécaniques montrent que le marbre étudié par nous accuse des caractéristiques pareilles à celles du marbre de Rușchița. Dans les conditions d'une éventuelle exploitation rationnelle, le matériel de halde peut être utilisé à l'exécution des mosaïques. L'importance économique de ce matériel réside dans ses propriétés physico-mécaniques ainsi que dans son utilisation et le volume des réserves.



STABILITATEA PANTELOR

DE

GABRIELA TITEICA

Înainte de a aborda subiectul însăși al stabilității pantelor vom indica sumar ce se înțelege printr-o pantă și ce se înțelege prin stabilitate.

Vom numi pantă un plan înclinat sub un unghi i față de orizontală, limitat la partea superioară și la cea inferioară prin plane orizontale (fig. 1). Pentru a studia ce se petrece pentru solul care face parte din această pantă, vom studia la început forțele care lucrează asupra unei părțile din materialul situat pe această pantă. Asupra acestei granule lucrează greutatea sa G (fig. 2), care pentru echilibru trebuie să fie echilibrată de o forță egală și de sens contrar S = reacțiunea de sprijin. Dacă planul ar fi complet lăcios, el ar putea da numai o reacție normală N . S este deci rezultanta lui N cu o forță tangențială T la plan, datorită restului solului de pe plan.

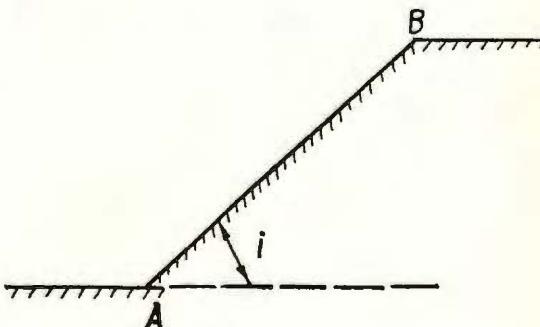


Fig. 1.

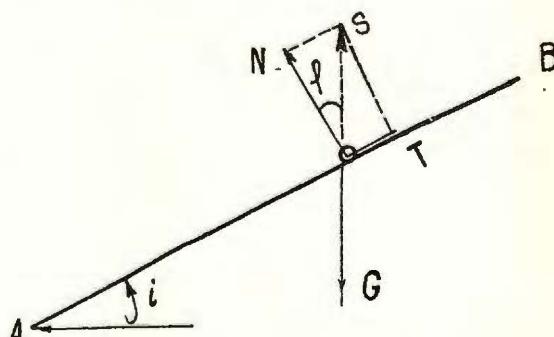


Fig. 2.

Frecare coeziune

Aci se prezintă mai multe cazuri posibile.

Dacă există frecare simplă (cazul solurilor nisipoase) T este frecarea, iar unghiul între N și S este unghiul ϕ de frecare. În acest caz, $T = N \operatorname{tg} \phi$, iar la echilibru-limită unghiul pantei $i = \phi$. Pentru siguranță echilibrului $i < \phi$.

Un prim cōeficient de siguranță ar putea fi:

$$F = \frac{\operatorname{tg} \phi}{\operatorname{tg} i} > 1$$

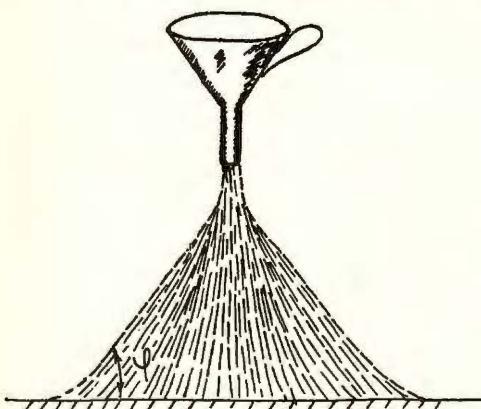


Fig. 3.

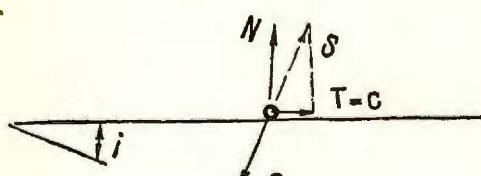


Fig. 4.

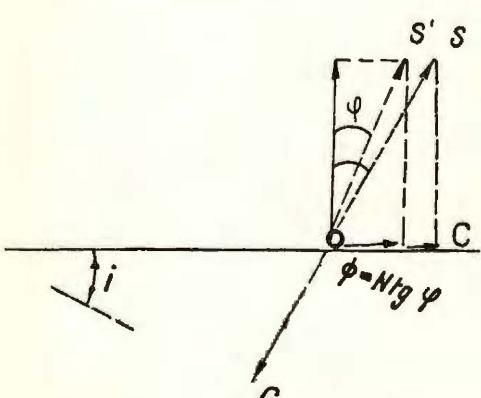


Fig. 5.

Se vede că T depinde de N și că ori cît de lungă ar fi panta în orice punct al ei, există aceleasi condiții. Teoretic, panta poate avea deci lungime infinită, fără a se produce deplasare dacă $i < \phi$. Experimental, turnind cu atenție nisip uscat și afinat printr-o pilnie, el se aşază în formă de con, avînd la bază unghiul ϕ (virful și baza conului sînt puțin deosebite din cauza condițiilor de margine) (fig. 3).

Dacă solul este pur coeziu (cazul argilelor saturate) cu frecare neglijabilă, $T = c$ (coeziunea) nu depinde de N, unghiul i este dat de:

$$\operatorname{tg} i = \frac{c}{N} \text{ (fig. 4).}$$

Argilele saturate încercate sub conținut de apă invariabil (încercare triaxială rapidă) se comportă ca materiale pur coeziive, cu $\phi = 0$. Chiar cînd există o variație a conținutului de apă, analiza cu $\phi = 0$ este conservativă, deoarece dă limita inferioară a capacității de susținere. SKEMPTON (1948) a arătat că există relații importante între ϕ de frecare internă și porozitate.

Dacă solul are în același timp frecare și coeziune (cazul general), S trebuie să se opună lui G, dar se presupune că frecarea $\Phi = N \operatorname{tg} \varphi$ nu este suficientă pentru a da împreună cu N rezultanta S verticală, ci dă o rezultantă S', care nu poate anula pe G (φ este prea mic). Restul de forță C necesar ca, împreună cu S', să dea rezultanta S este coeziunea. Conform notației profesorului MASLOV numim unghiul lui N cu S, ψ (fig. 5). În acest caz se vede că la limită

$$i = \psi \text{ și că în orice caz } i > \varphi; \operatorname{tg} i = \frac{\Phi + C}{N}. \text{ Un}$$

coeficient de siguranță ar putea fi aici $F = \frac{\operatorname{tg} \psi}{\operatorname{tg} i}$

cum vom vedea la metoda taluzului stabil a lui MASLOV. Trecind la elemente de suprafață vom putea scrie:

$$\tau = \text{rezistența la forfecare} = (\Phi + C) \text{ elementar}$$

$$\sigma = \text{rezistența normală} = N \text{ elementar}$$

Ecuația de echilibru este deci:

$$\tau = c + \sigma \operatorname{tg} \varphi \text{ formula lui COULOMB}$$

Cît timp τ nu și-a atins valoarea-limită, nu putem ști în această ecuație în ce proporție lucrează coeziunea și în ce proporție lucrează frecarea. TAYLOR (1948), în lucrările sale, presupune că frecarea ajunge întîi la maxim și apoi începe să apară coeziunea.

Trăsind aceste date în diagrame $\tau = f(\sigma)$ vom avea rezultatele din fig. 6.

Am împărțit deci solurile în aceste trei mari categorii după proprietățile lor la luncare pe planuri inclinate. Proprietățile lor sunt atît de complexe încît studiul acestor mișcări a putut începe numai cînd fizica și chimia fizică au ajuns la stadii suficiente de dezvoltare.

Din studiul și diagramele de mai sus se vede că la solurile necoezive (fig. 6 a) τ se

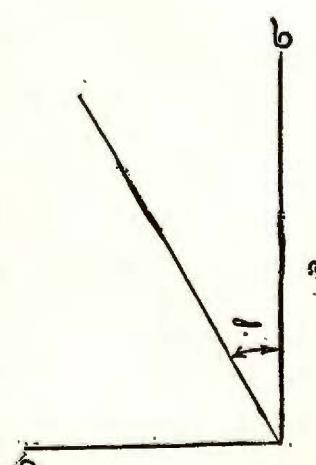
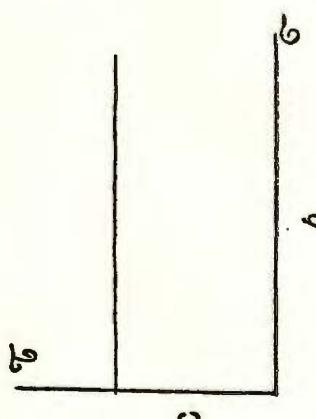
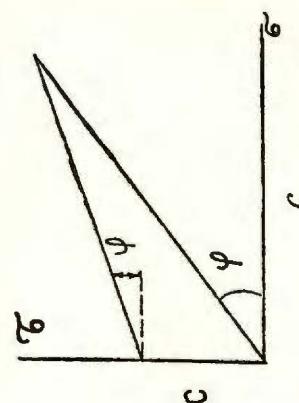


Fig. 6. a, soluri cu frecare dar necoezive (nisipuri); b, soluri coeziive dar fără frecare (argile saturate); c, soluri cu frecare și coeziune (pămînturi argiloase).

datorește lui σ , deci presiunii solului de deasupra, de aceea un nisip uscat are la suprafață rezistență mică, dar la distanțe chiar mici sub suprafață, greutatea materialului de deasupra este suficientă pentru a face nisipul foarte rezistent la deformare. S-a făcut o experiență în acest sens (dependența rezistenței nisipului de presiune), punind nisip uscat într-un sac de cauciuc și evacuând aerul. Înainte de evacuarea aerului sacul părea a fi o pernă moale, dar deîndată ce s-a scos puțin aer, în sac, din cauza diferenței de presiune, se presează granulele, frecarea crește, sacul devine tare ca o piatră și nedeformabil.

De asemenea, dacă un strat moale este situat pe un strat tare s-a arătat că presiunea între ele și deci și în interiorul stratului moale, crește cu 50—70% din cauza stratului tare. Trebuie deci cunoscut pe ce fel de strat este situat stratul capabil de lunecare.

Tot astfel, dacă într-un strat de argilă omogenă sunt incluse fișii foarte subțiri de nisip, presiunea pe un astfel de strat este cam cu 6% mai mică decât într-un strat absolut omogen.

Ceea ce ar mai putea influența rezistența τ , afară de variația cu sezonul, datorită elevației apei din sol, ar fi efectul izotropiei argilelor. S-a crezut că forma neobișnuită a suprafetelor de lunecare în argilele cu straturi de diferite omogeneități, poate fi datorită anizotropiei argilelor, astfel încât rezistența ar fi mai slabă de-a lungul stratului decât transversal lui. S-au făcut încercări pe eșantioane luate paralel, perpendicular și la 45° cu stratele și s-a încercat rezistența lor. S-a găsit însă izotropie completă a argilelor post-glaciare în ceea ce privește stabilitatea pantelor.

În relația lui COULOMB atât c cît și φ se determină experimental, ele nu sunt însă obligator constante într-un sol dat; relația lineară a lui COULOMB este deci o aproximare, iar $\tau = f(\sigma)$ în general nu este o dreaptă, ci o curbă, care poate fi înlocuită printr-o dreaptă fără aproximare prea mare, putind să presupunem c și φ constante pentru un anumit pămînt, la o anumită porozitate și umiditate. Pentru determinarea lor experimentală trebuie ca eșantioanele să fie neturburate, astfel ca viteza de aplicare a forțelor la forfecare și starea de consolidare inițială să reprezinte cît mai bine condițiile existente.

Ipoteze simplificatoare

Oricare ar fi metoda de studiu a problemei stabilității pantelor, trebuie introduce numeroase ipoteze simplificatoare, aceea a omogeneității și izotropiei solului fiind una din cele mai importante. Nici o soluție nu este perfectă, dar este o indicație asupra condițiilor existente. Alte aproximări pe care le vom face vor fi: cedarea se face pe toată suprafața odată; presupunem problema bidimensională; presupunem rezistența la forfecare în stare dinamică ca fiind cea din starea statică; pre-



supunem suprafețe de cedare determinate (se arată totuși că variații chiar mari în alegerea suprafeței de cedare nu produc variații mari ale coeficientului de siguranță F).

Trecem acum la a doua parte a problemei și anume:

Ce se înțelege prin stabilitate?

În mecanică, un corp este în echilibru stabil nu numai în cazul în care forțele sunt în echilibru, ci și atunci când un adaos mic de forțe în orice sens produce mici turburări ale echilibrului, care se sting și nu tind către o rupere permanentă a echilibrului. În soluri se poate ca condiții locale să facă practic imposibilă ruperea echilibrului, dar și prăbușirile nu implică echilibrul instabil al solului. De exemplu: prăbușirea unei clădiri prin tasare nu implică pierderea de stabilitate a maselor de sol de dedesubt. Când însă forțele exterioare devin atât de mari, încât cea mai mare rezistență la forfecare a solului este depășită, rezultă curgere plastică, adică ruptură, și începe mișcarea într-o porțiune din masa solului. Cât timp eforturile la forfecare din sol sunt încă mai mici ca rezistența maximă a solului, și tulburările datorită lor nu influențează prea mult mărimea rezistenței maxime, masa solului este în echilibru stabil cu toată mărimea deformațiilor și variațiile de volum cauzate de aceste eforturi. Stabilitatea deci, nu se referă la cantitatea de deformare produsă de totalitatea forțelor (exterioare, interioare) atât timp cât rezistența la forfecare a solului nu este utilizată pînă la limita sa maximă.

Stabilitatea nu este o proprietate individuală a materialului (cum este greutatea specifică, permeabilitatea, unghiul de frecare), care poate fi măsurată pe un eșantion de sol și dată printr-un număr, ci este efectul combinat al proprietăților individuale și a numeroși alți factori, precum sunt forțele la care este expusă masa solului, dimensiunile sale, condițiile locale, etc. Această stabilitate vom căuta să o exprimăm printr-un număr, coeficientul de stabilitate F, care după diversi autori are diferite forme, și care este mai mult un coeficient de siguranță decât unul de stabilitate.

Cauzele mișcărilor pămînturilor

Mișările apar când rezistența la forfecare a solului este întrecută, pe o suprafață continuă destul de mare, de către eforturile de forfecare. Cedare într-un singur punct nu înseamnă că masa solului este instabilă, ci trebuie să existe o suprafață pe care să aibă loc mișcarea. Orice fenomen care are ca efect o scădere a rezistenței sau o creștere a eforturilor, contribuie la nestabilitate.



Cauzele instabilității

Cauzele descreșterii rezistenței.

- Umfarea argilelor prin absorbție de apă.
- Presiune de apă a porilor.
- Crăpare prin umflare și strîngere alternativă.
- Deformare și cedare progresivă.
- Topire a solului înghețat.
- Vibratia solurilor granulare, etc.

Cauzele creșterii eforturilor

- Sarcini externe, clădiri, zăpadă, apă, etc.
- Surpări interne sau eroziune prin infiltrări.
- Crăpături datorite tensiunii.
- Presiunea apei în crăpături, etc.

În cele mai multe cazuri există simultan un număr de cauze. Cea finală care declanșează cedarea poate fi comparată cu un chibrit ce aprinde un fir care conduce la dinamită.

Diferitele feluri de mișcări

În cea mai mare parte din cazuri, cedările pot apărea într-unul din modurile următoare: surpări cînd scade reacțiunea verticală; lunecări de strate paralele cu panta, cînd slăbesc forțele tangențiale; rotația maselor care luncă pe o suprafață curbă (lunecări rotacionale), cînd cuplurile de rotație exterioare nu mai pot fi echilibrate de cele date de eforturi.

Surpări. De cazul surpărilor nu ne vom ocupa aici decât pentru a spune că s-au studiat de multă vreme masive pentru determinarea înălțimii lor periculoase. Ipotezele sunt că pămîntul nu poate rezista la eforturi de tracțiune și că ruptura de-a lungul unei suprafețe de luncare nu se face simultan pe toate elementele, ci se propagă progresiv începînd de la primele elemente de luncare. De aici a pornit concepția curbelor de luncare cicloide, de către FRONTARD. Acesta a făcut (1950—1951) încercări la o scară redusă, ocupîndu-se de un masiv de grosime situat într-o ladă cu peretele de sticlă. Dificultățile experimentale au fost datorite deformărilor mari pe care le suportă grăsimea fără a se rupe. Rezultatul a fost că masivul de grăsime compus dintr-un perete vertical terminat cu un plan orizontal poate ajunge la înălțimi mult mai mari decât o prismă verticală de pămînt. S-a constatat că peretele vertical posedă înainte de rupere o surplombă foarte marcată, care putea exista la grăsime, dar nu mai există din cauza eforturilor de tracțiune, la o prismă de pămînt. Grăsimea a fost aleasă ca fiind materialul cel mai coeziv plastic posibil.

Lunecări pe pantă. Aici avem următoarele feluri de mișcări: fluaj = mișcare lentă relativ uniformă a solului în josul pantelor; lunecări de teren = mișcări relativ rapide ale maselor de sol pe pantă.

Fluajul este o mișcare înceată, aproape continuă, a solului, ca o mișcare de rîmă cauzată prin contracția și umflarea alternată a solurilor situate pe pante mai



mari de 3—4 grade. Această mișcare poate merge în adîncimea solului pînă la 5 m, dar este mai rapidă la suprafață. Fluajul nu poate fi oprit, dar viteza mișcării scade prin drenare, care crește rezistența solului și împiedică umflarea și contracția periodică.

Lunecări de teren. Natura lor este complexă, rezistența depozitelor naturale este atât de variabilă și numărul diferitelor forțe așa de mare, încît studiile teoretice, în cel mai bun caz, dau numai indicații de probabilitate de mișcare. Cele mai multe lunecări nu apar spontan. Panta este instabilă ani de zile și dă semnale de instabilitate prin consolidare lentă sau apariție de crăpături. Un eveniment are loc, care crește efortul sau descrește rezistența, și începe cedarea. S-au cunoscut cazuri cînd un zgromot puternic a declanșat lunecări, iar greutatea adițională a apei răspunde de lunecări în regiuni umede.

Pantele de nisip afinat, fără coeziune, cedează prin lunecarea fiecărei granule paralel cu panta. S-a comparat o astfel de pantă cu un pistol încărcat și foarte sensibil, pe care orice poate să-l pornească. Alte lunecări relativ rapide sunt cele care implică regolitul (material descompus de intemperii, deasupra stratului de rocă). Materialul care se deplasează poate fi în condiții variind de la relativ uscat pînă la curent noroios. Trebuie considerați doi factori importanți: acumularea unui strat gros de material descompus și prezența de exces de apă în sol datorită zăpezii în topire sau ploilor mari.

S-a găsit că lunecări de teren apar pe pante relativ dulci (CHESTER BEATY, 1956) de 3° — 20° . Pe pante mai abrupte nu se poate acumula regolit gros, deoarece particulele smulse de intemperii sunt deplasate individual. Pe același fel de pante s-a constatat că lunecările depind de expunerea lor (nord, sud, etc.). Evident că trebuie considerată și vegetația, dar trebuie studiată și expunerea în condiții egale de teren. Lunecarea trebuie considerată astfel: pămîntul muiat de apă formează un strat slab pe suprafață materialului mai tare. Rezistența la forfecare a materialului scade cînd conținutul de umezeală crește și întregul strat este capabil să lunece ca o lunecare în bloc sau o curgere viscoasă de noroi. De asemenea, apa pătrunzînd în argile fisurate conduce la deteriorare și slăbire progresivă, pînă cînd este posibil ca rezistența la forfecare a argilei să fie redusă într-atît încît să aibă loc o lunecare rotațională.

Lunecări rotaționale. Acestea sunt situate mai în profunzime, nu la suprafață ca lunecările de detritus. O masă mare din materialul care formează pantă lunecă pe o curbă care începe dincolo de vîrf și se termină la piciorul pantei sau aproape de el.

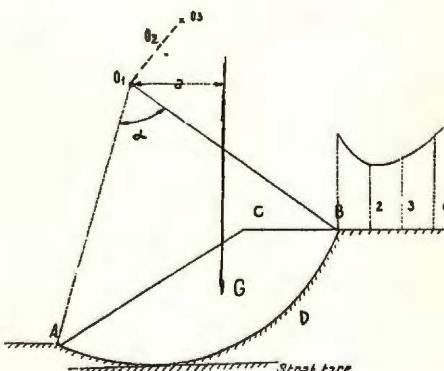


Fig. 7.

Suprafața de luncare ia o formă care pentru lungimi scurte ale pantei poate fi considerată cilindrică. Se poate considera secțiunea cicloidală sau spirală logaritmice;

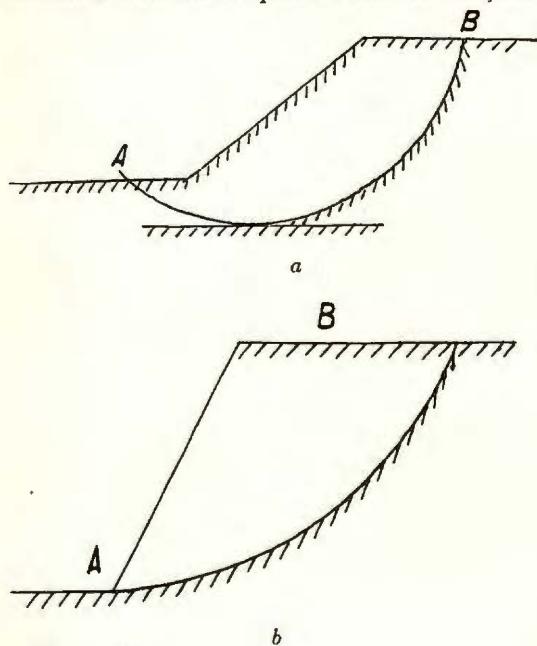


Figura 8(b)

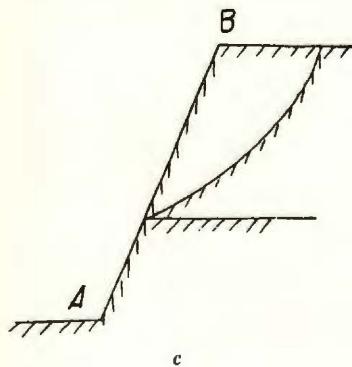


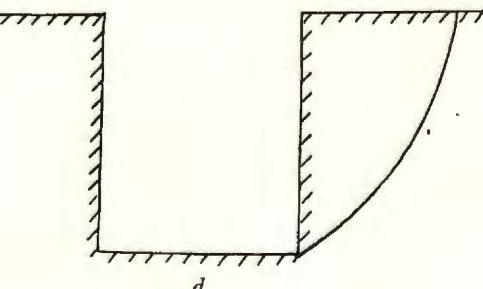
Fig. 8.

a, Cedarea bazei (ruperi de adâncime). În pământuri moi, coeziive cînd pantele sunt relativ plate. Suprafața de cedare se întinde adesea la adâncimi mari, cînd la baza taluzului este pămînt mai slab ca pe înălțimea taluzului $\varphi = 0$ c $\neq 0$. b, Cedarea piciorului (ruperi de bază). În soluri coeziive sau cu coeziune aparentă. Pot apărea pe pante abrupte pînă la 90° , c $\neq 0$, $\varphi \neq 0$. c, Cedarea pantei, caz particular al lui (b), în care strate tari limitează extinderea suprafeței de cedare. d, Cedarea în tranșee. Panta este stabilă pînă la o oarecare adâncime, dar de la o adâncime critică încep luncări datorite neuniformității rezistenței la forfecare.

acest lucru dă în general calcule analitice lungi și calcul grafic greu, dar nu cere alte ipoteze pentru ca problema să fie static determinată.

Fig. 7 dă tipul de luncări în care întreaga masă se rotește în jurul lui O, ca centru. Se presupune o suprafață ADB de cedare și se cercetează echilibrul masei de pămînt ACBD care tinde să lunece. Repetînd pentru un număr de suprafețe posibile de cedare, se găsește cea mai periculoasă dintre ele.

Pentru a înlătura calcule lungi se întrebunțează metode grafice bazate pe o suprafață de cedare circulară. Dificultatea la toate aceste



d

probleme este în special determinarea repartiției forțelor de sprijin pe arcul de cerc ADB, care antrenează și mărimea forțelor de frecare respective. Diferitele metode pe care le vom da mai jos dau diferite ipoteze asupra acestei chestiuni.

Am putea da tipurile de cedare posibile ca fiind cele din fig. 8.

Coefficienții de siguranță F

Acești coeficienți se mai numesc și coeficienți de stabilitate, care în general arată raportul dintre starea-limită ce poate exista și starea care există în realitate. Prin stare înțelegem diferențele solicitării posibile pentru diferențele tipuri de mișcări. Coeficientul F se determină prin tatonări și se adoptă ca cel mai periculos F_{\min} . Limita echilibrului este bineînțeles cind $F = 1$; în general se adoptă ca echilibru stabil cazul pentru care $F = 1,2 - 1,5$.

În cazul unei suprafețe de lunecare plană se caută siguranța contra translației. Coeficientul de siguranță va fi un raport de forțe pe direcția posibilă de mișcare.

$$F = \frac{\text{Forța care se opune mișcării}}{\text{Forța care cauzează mișcarea}} = \frac{\tau \text{ găsit prin exper.}}{\tau \text{ existent în sol}}$$

În cazul unei suprafețe de lunecare curbă care dă o mișcare de rotație a masei de pămînt în mișcare

$$F = \frac{\text{Momentul rezistent stabilizator}}{\text{Momentul care cauzează rotația}} = \frac{M_{stab}}{M_r}$$

Deoarece problema are foarte multe aproximății (în special că cedarea se face peste tot în același timp, ca și cum toată masa ar fi un corp rigid), problema este static nedeterminată; de aceea s-a căutat ca coeficientul de siguranță să fie în relație cu incertitudinile care influențează stabilitatea. Dacă, de exemplu, singura cantitate nesigură ar fi coeziunea, coeficientul de siguranță s-ar putea lua

$$F = \frac{\text{Coeziunea existentă calculată experimental}}{\text{Coeziunea necesară}}$$

TAYLOR întrebuițează această definiție a coeficientului de siguranță. El presupune că întii este mobilizată toată frecarea din sol și numai dacă este cazul intervine și coeziunea pentru restul de forță tangențială necesară.

Dacă vreo sarcină externă ar fi singura cantitate nesigură, coeficientul de siguranță ar putea fi definit:

$$F = \frac{\text{Sarcina care ar produce ruperea}}{\text{Sarcina probabilă}}$$



O altă metodă de stabilire aproximativă a unui coeficient de siguranță în cazul unui sol cu frecare și coeziune este dat de Ohde prin suprapunerea efectelor.

$$F = \frac{\text{coeziunea de rupere calculată în laborator}}{\text{coeziunea necesară cînd frecarea este nulă}} + \\ + \frac{\operatorname{tg} \varphi \text{ rupere calculat în laborator}}{\operatorname{tg} \varphi \text{ necesar cînd coeziunea este nulă}}$$

Acstea diferite moduri de calculare ale lui F depind de diferitele moduri de studiere ale problemei cedării taluzelor, din care vom da cîteva principii mai jos.

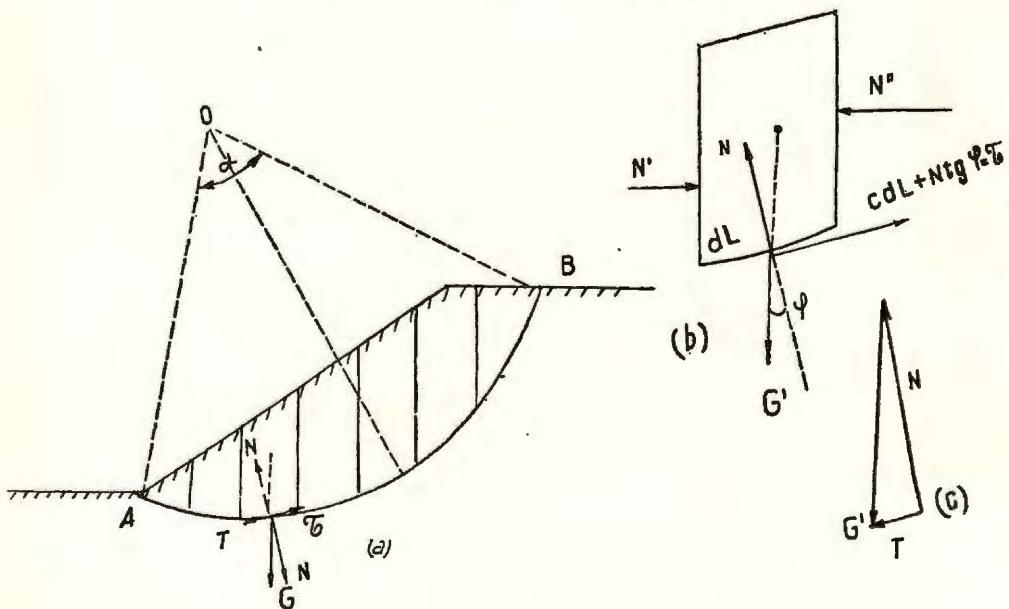


Fig. 9.

Metoda cercului de cedare. Această metodă a fost introdusă de PETERSEN în 1915, după cedarea portului Göteborg, și îmbunătățită de FELLENIUS (citat de O. K. FRÖLICH, 1954). Se presupune (fig. 7) o poziție aproximativă a centrului O a cercului de cedare. Acest lucru prezintă o oarecare dificultate. S-au dat tabele, diagrame, reguli empirice pentru determinarea lui. Din cantitatea considerabilă de date acumulate centrul se poate păsa relativ ușor.

BISHOP (1962) a publicat rezultatele a 5.000 de încercări calculate cu calculator electronic. Se împarte masa care lunecă în cîteva fișii (10—12). Se determină greutatea G' a fiecărei fișii și se deplasează pînă în punctul de concurență cu cercul, unde se descompune în două componente N și T , după normală și tangentă la cerc (fig. 9 a). Lui T îi se va opune rezistența la forfecare τ pe lungimea arcului curbei

dL . Această rezistență τ variază cu presiunea normală N (componenta greutății solului de deasupra). Fiecare fișie este în echilibru sub acțiunea forțelor: G' , N , τ , N' , N'' (fig. 9 b).

N' și N'' , care reprezintă reacțiunile date de celelalte fișii, nu sunt cunoscute nici ca mărime, nici ca poziție (problema este static nedeterminată). Totuși, s-a arătat că ele se echilibrează aproximativ (CAQUOT, 1954) și pot fi neglijate fără influență mult soluția.

Cu această simplificare, luând momentele în raport cu O (fig. 9 a), ținând seama că R este raza arcului de cerc, că N trece prin O și că lungimea arcului AB este $L = R\alpha$, avem:

$$M_{stab.} = R \Sigma (c dL + N \operatorname{tg} \varphi) = R (cL + \operatorname{tg} \varphi \Sigma N),$$

iar momentul de răsturnare este:

$$M_r = R \Sigma T$$

Aproximațiile acestei metode sunt: deplasarea lui G' pînă la cerc; neglijarea reacțiunilor între fișii.

Deci:

$$F \doteq \frac{c R \alpha + \operatorname{tg} \varphi \Sigma N}{\Sigma T} \cong 1,5.$$

Greutatea fiecărei fișii se găsește cu planimetrul, iar din triunghiul forțelor (fig. 9 c) se ia T și N .

Se vede că c , coeziunea unitară, se presupune constantă de-a lungul întregii suprafețe de rupere și că suprafața de rupere trece prin piciorul A al planetei; totuși,

cercetările pe teren arată că metoda nu se limitează la arce care trec prin A . Această metodă este dificilă din cauza marelui număr de încercări care trebuie făcute. Pentru cazul fără frecare ($\varphi=0$) FELLENIUS a obținut o soluție matematică generală și a dat pozițiile centrelor cercurilor critice.

Cazul $\varphi = 0$ al solurilor pur coeziive. Primul lucru este determinarea lui G (greutatea masei de pămînt presupusă în rotație), atât ca mărime cât și ca poziție, adică distanța a de punctul O (fig. 10). Acest lucru se face, fie prin

tăierea și suspendarea unui carton pe diferite verticale, care are forma masei de pămînt, fie prin calcul direct. Momentul care dă rotația este $M = G.a$. Momentul care trebuie să împiedice rotația este $M_{stab.} = rezistență pe arcul de cerc \times raza = cL \times R$; $c = coeziunea unitară$; $L = lungimea arcului = R\alpha$. Materialul fiind pur

coeziv, c este independent de presiunea în acel punct, deci de greutatea materialului de deasupra.

$$M_{\text{stab.}} = cR^2\alpha.$$

În acest caz coeficientul de siguranță va fi:

$$F = \frac{cR^2\alpha}{Ga}, \text{ dacă } F \geq 1 \text{ stabilitate}$$

$$\text{dacă } F < 1 \text{ lunecare}$$

Și aici se caută F_{\min} , ducindu-se mai multe cercuri și calculând pe F pentru fiecare.

Efectul crăpăturilor în soluri coeziive. Crăpăturile sunt datorite eforturilor orizontale de întindere care apar.

Crăpăturile pot atinge adâncimi $\frac{2c}{\gamma}$

(γ = greutatea volumului de pămînt). Efectul lor este de a scurta arcul de cerc de la AB la AB', deci de a micșora pe α la α' (fig. 11).

Metoda cercului ϕ . Fie într-un punct al arcului de cerc forța normală de sprijin N' (fig. 12). Din cauza forței de frecare $N'tg\phi$ rezultanta totală S în acel punct nu va mai trece prin O, ci la o distanță $r = R \sin \phi$. Se vede că pentru oricare punct al arcului AB, S rezultanta din N' și $N'tg\phi$ trece la distanța $r = R \sin \phi$ de O, adică toate aceste forțe S sunt tangente unui cerc de rază r (cercul ϕ). Deoarece toate aceste forțe sunt tangente cercului ϕ cam în același punct, se poate presupune că și rezultanta lor totală N va fi tangentă în acel punct la cerc. Celelalte forțe care mai lucrează vor fi: greutatea G, care se poate determina ca în metoda precedentă, și coeziunea C, care este suma tuturor coeziunilor c care lucrează pe elementul de arc dL . Dintr-un poligon de forțe se vede ușor că

$$C = cl \quad (l = \text{coarda AB})$$

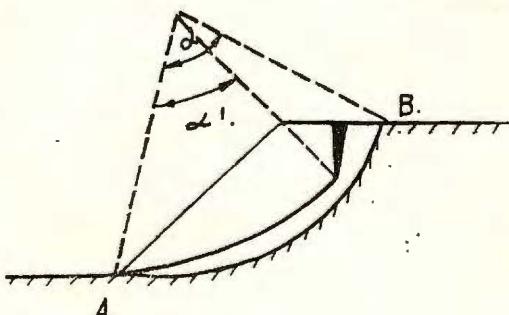


Fig. 11.

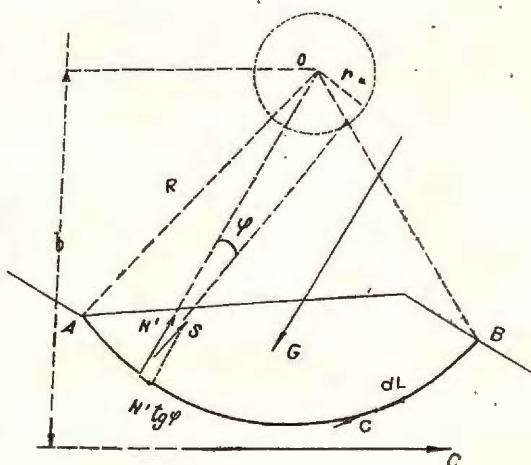


Fig. 12.

și că C este paralel cu coarda AB. Pentru determinarea distanței b, a lui C de O, luăm momentele lui C și a forțelor cdL în raport cu O, adică $Cb = R \Sigma cdL = cLR$ ($L = \text{arc } AB$), dar:

$$C = cl = c \cdot 2R \sin \frac{\alpha}{2}$$

$$L = R\alpha$$

deci:

$$b = \frac{R \frac{\alpha}{2}}{\sin \frac{\alpha}{2}}$$

Cunoscind punctul de intersecție al lui C cu G, determinăm că N trebuie în același timp să treacă prin acest punct (3 forțe în plan trebuie să fie concurente

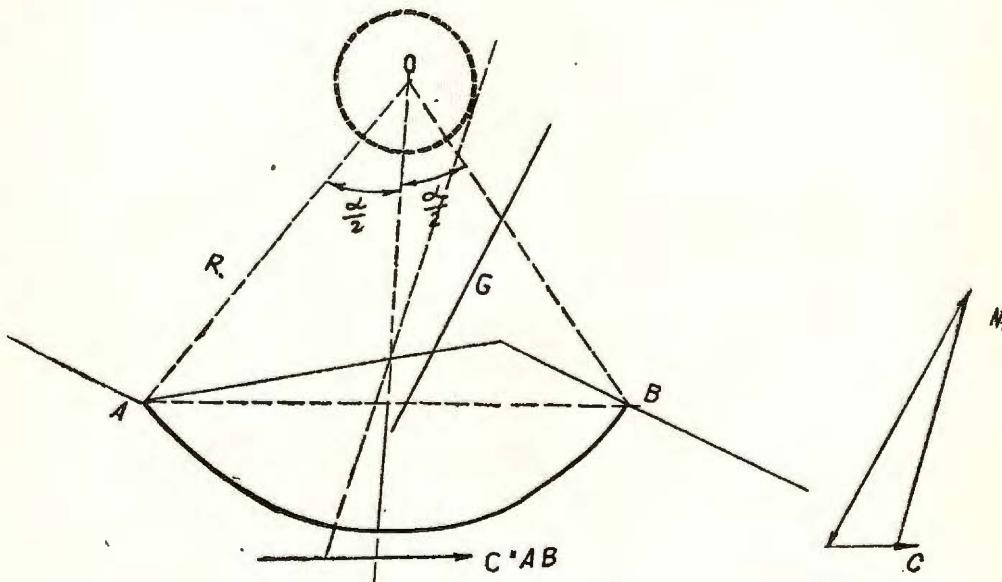


Fig. 13.

la echilibru) și să fie tangent la cercul φ, ceea ce ne determină complet direcția lui N (fig. 13 a), iar mărimea sa o avem dintr-un poligon de forțe (fig. 13 b).

Din acest poligon (fig. 13 b) căptăm și mărimea lui C necesară pentru echilibru, deci a lui c unitar. Vom avea:

$$F \text{ în raport cu coeziunea} = \frac{c \text{ existent din experiențe de laborator}}{c \text{ necesar găsit mai sus.}}$$

Și aici am făcut cîteva aproximății: s-a luat peste tot același ϕ pe tot arcul AB, precum și același c , iar N s-a presupus tangent la cerc.

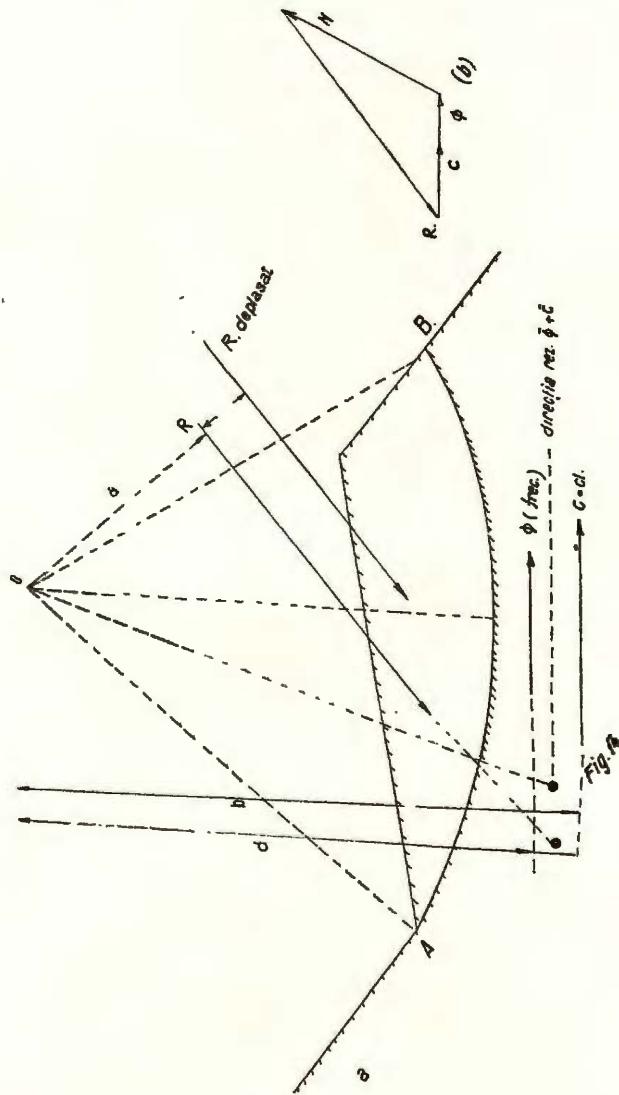


Fig. 14.

Metoda directă a cercului (FRÖHLICH). Această metodă ține seama de toate condițiile de echilibru, adică nu se mai fac ipoteze asupra distribuției efortului normal N.

Se presupune că rezultanta forțelor de frecare Φ este determinată după metoda de calcul a lui C din exemplul precedent. Se ia (după CAQUOT) distanța ei (fig. 14 a)

$$NI = \frac{6}{10} NH \text{ (distanța exactă calculată de CAQUOT este}$$

$$NI = R \frac{\sin \alpha - \cos \alpha}{\frac{\alpha}{2} - \frac{\sin 2\alpha}{4}}. \text{ Celelalte forțe care lucrează sunt (1) } C = cl \text{ cunoscut în}$$

mărime și poziție ca în metoda precedentă (b dat). R = rezultanta greutății, suprapresiunii, etc.

Se face poligonul $R, C, \Phi N$, din care trebuie ca direcția lui N rezultanta forțelor de sprijin să treacă prin O. Momentul de stabilitate este:

$$M_{stab.} = C \cdot b + \Phi \cdot d \text{ (momente posibile),}$$

$$M_{răst.} = Ra \text{ (momentul real existent).}$$

Dar se vede că R cu N și cu rezultanta $\Phi + C$ nu sunt concurente. Pentru a avea concurență trebuie ca R să fie deplasat cu distanța e . Deci:

$$Cb + \Phi d = R (a + e)$$

de unde coeficientul de siguranță

$$F = \frac{R(a+e)}{Ra} = l + \frac{e}{a} = 1,2 - 1,5.$$

Metoda taluzului stabil (MASLOV). Aceasta se aplică în cazul pământurilor cu frecare și coeziune. Am văzut în diagrama din fig. 6 c că putem scrie formula lui COULOMB:

$$\tau = \sigma \operatorname{tg} \varphi + c = \sigma \operatorname{tg} \psi; \text{ deci } \operatorname{tg} \psi = \operatorname{tg} \varphi + \frac{c}{\sigma}$$

deci la echilibru $i = \psi$. ψ variază cu σ , deci și i va varia cu σ (înclinarea pantei variază cu presiunea); σ însă depinde de greutatea pământului; se poate lua $\sigma = \gamma' z =$ greutatea pământului corespunzătoare unei adâncimi z . Deci:

$$\operatorname{tg} \psi = \operatorname{tg} \varphi + \frac{c}{\sigma} = \operatorname{tg} \varphi + \frac{c}{\gamma z}$$

Profilul taluzului stabil pentru care în fiecare punct $i = \psi$ este o curbă. Practic se iau strate de diferite adâncimi și se capătă diferenții i_n (fig. 15). Coeficientul de siguranță este aici:

$$F = \frac{\operatorname{tg} \psi}{\operatorname{tg} i}$$



Prin această metodă se poate verifica panta unui taluz. Pentru profilele unor

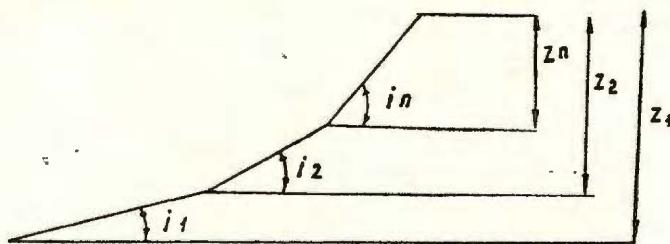


Fig. 15.

văi de eroziune, din datele avute am putut trasa curbele stabile care au avut forma corporilor de egală rezistență.

Efectul saturării și infiltrării asupra stabilității pantelor

Umezeala conținută în pori poate modifica eforturile din interiorul masei. În același timp ea poate schimba starea masei de pămînt făcînd-o lichidă, plastică sau solidă, influențînd astfel asupra rezistenței la forfecare. Dacă o argilă saturată este supusă la o sarcină, întreaga această sarcină este luată mai întîi de apa din pori, care

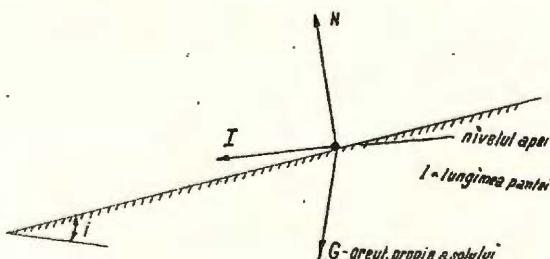


Fig. 16.

apoi o transmite cu începutul scheletului masei. Cînd intern există o pînză de apă subterană în afara greutății proprii se consideră și forța curentului J care este tangentă la suprafața apelor.

Aci, făcînd aproximarea că J este situat pe planul pantei și știind că:

$$J = \gamma_a \sin i \cdot l$$

iar:

$$G = \gamma_a \cdot l$$

avem, luând componentele pe plan și perpendicular pe el,

$$G \sin i + J = \operatorname{tg} \varphi N; \quad N = G \cos i$$

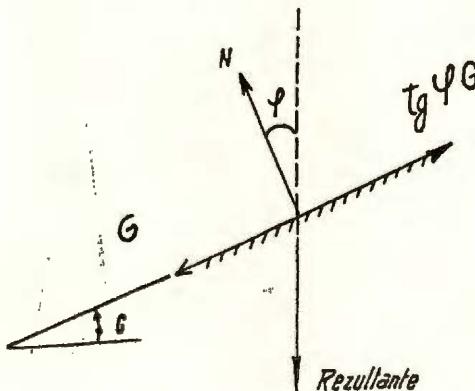


Fig. 17.

deci:

$$\gamma_u l \sin i + \gamma_a \sin i l = \operatorname{tg} \varphi G \cos i$$

sau:

$$\operatorname{tg} i = \frac{\gamma_u}{\gamma_a + \gamma_u} \operatorname{tg} \varphi \approx \frac{1}{2} \operatorname{tg} \varphi$$

adică prezența apei face ca taluzul să fie mai aproape de orizontală spre a fi stabil.

Efectul prezenței apei și al scăderii brusce a nivelului apei din exteriorul pantei

Permeabilitatea pământurilor cu particole fine fiind foarte redusă, coborarea nivelului apei se face încet în masiv și deci, deși nivelul exterior a scăzut, presiunea din pori rămîne aceeași. Se vor produce din acest motiv alunecări, deoarece:

$$\sigma_{\text{total}} = \sigma_{\text{efectiv}} + u \text{ presiunea porilor}$$

Cînd nivelul apei scade în exteriorul pantei, va apărea o creștere aparentă a greutății pământului, deci o solicitare suplimentară.

$$\tau_r = \sigma_{\text{ef}} \operatorname{tg} \varphi + c$$

rămîne același, deoarece σ_{ef} rămîne același, pe cînd tendința de lunecare este dată de o forță mai mare, corespunzătoare greutății prismei de pămînt saturat.

Acest lucru se poate vedea mai bine tot printr-o metodă grafică. Pe suprafața S, apa dă o sarcină verticală $S\gamma_0$ echilibrată de presiunea hidrostatică E_1 , pe arcul de cedare și de presiunea hidrostatică E_2 la suprafața liberă a pantei, ambele perpendiculare pe suprafețele lor de acțiune.

Trebuie ca cele trei forțe (fig. 18 a) $S\gamma_0$, E_2 și E_1 (care trece și prin O) să fie concurente în M. Căpătăm astfel direcția lui E_1 , iar mărimea o avem din poligonul forțelor. (fig. 18 b). În acest poligon nu se ține seama de coeziune. Cînd se scurge brusc apa, E_2 dispare brusc. $S\gamma_0$ nu mai este echilibrat. Rezultanta sa cu E_2 tinde

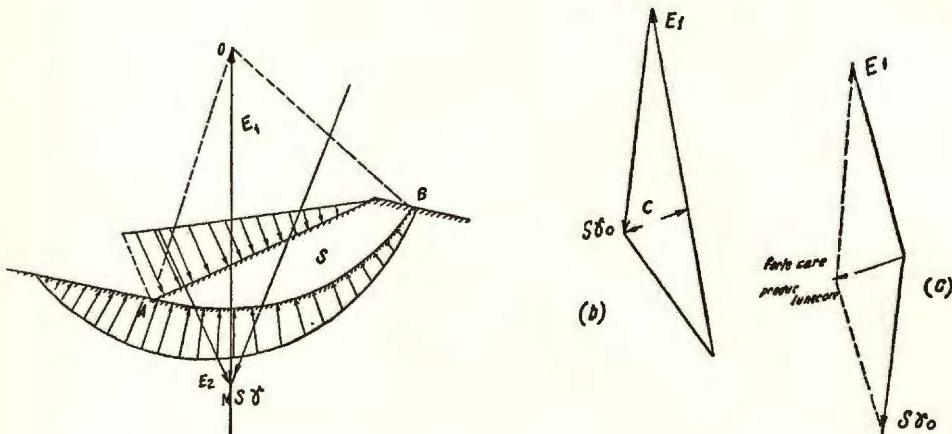


Fig. 18 a și b.

să rotească terenul în jurul lui O. (fig. 18 c). Atunci se face apel la o forță în plus care să anuleze această forță de lunecare. Acest supliment nu poate fi dat de frecare, deoarece existind apă în teren ea împiedică apropierea granulelor una de alta. Va apărea un surplus de coeziune C, paralel cu coarda AB la distanța de O

$$b = \frac{R \frac{\alpha}{2}}{\sin \frac{\alpha}{2}}.$$

În (fig. 18 b) se vede că C va produce o mare scădere a lui E_1 . Acest supliment de coeziune trebuie introdus în coeficientul de siguranță.

Există oare suprafețe de lunecare?

În cele expuse mai sus am presupus că masa superioară de sol lunecă pe cea de jos de-a lungul unei suprafețe, ambele mase fiind considerate ca corpuri rigide. Cedarea apare cînd rezistența la lunecare este depășită. S-a criticat (KJELLMAN, 1954) însă noțiunea de suprafață de lunecare, care critică pare cea mai îndreptățită la nisip. Ruptura în acel sol constă dintr-o variație excesivă de unghi, dar nu apare suprafață

de luncare. O variație excesivă de ușoari începe într-un strat subțire cel mai slab care traversează masa solului și reduce rezistența la forfecare a stratului. Ruperea apare deci mărginită la acest strat. Dacă un strat poate opune rezistență mare, fenomenul se propagă la alt strat. Din aproape în aproape, întreaga regiune este supusă la efort, deci rezistența la forfecare este depășită și avem rupere de regiune.

Stadiul actual al lucrărilor

Cu ajutorul calculatorului electronic s-a ajuns la concluzia că regulile de determinare a poziției centrului cercului critic date de FELLENIUS nu sunt potrivite. Nu s-a putut găsi nici o relație între poziția centrelor, parametrii geometrici și rezistența la forfecare. Singurul rezultat la care s-a ajuns este că variația de poziție a centrului depinde în primul rînd de variația pantei. De asemenea dacă ϕ este mic, iar în pori este presiune mare, centrul tinde să coboare deoarece coeziunea joacă un rol mai mare. Efectul asupra lui F al numărului de fișii luate a fost găsit neglijabil (s-au studiat exemple în care s-au luat 15—70 fișii); se crede că dacă crește numărul de fișii, F tinde către o valoare unică, dar diferențele sunt de ordinul zecimalei a doua.

BIBLIOGRAFIE

1. BISHOP A. W., MORGNSTERN J. Stab. coef. for soil slopes. *Géotechnique*, de. 1962.
2. BOTEA E. Curs de fundații. Inst. C.F.R., București 1956.
3. CAQUOT A. Sur le cercle de glissement. *Géotechnique*, sept. 1954.
4. CHESTER BEATY. Landslides and slope exposures. *Journ. of Geol.*, 64, 1956.
5. FRÖHLICH O. K. General theory of stability of slopes. *Géotechnique*, sept. 1954.
6. HAEFELI R. Stability of slopes on which act parallel infiltration. *Proc. Int. Conf. Soil Mech.* 1948.
7. KJELLMANN O. Do slip surfaces exist? *Géotechnique*, sept. 1954.
8. SKEMPTON A. W. Analysis $\phi = 0$ of stability and its theor. basis. *Proc. Int. Conf. Soil Mech.* 1948, p. 140.
9. TAYLOR D. W. Fundamentals of Soil Mechanics. Edit. Chapman and Hall, 1948.
10. YEDLOSKY R., DEAN A. Petrographical features of sandstones that affect their suitability for road material. *Journ. Sed. Petr.*, vol. 31, nr. 3, 1961.



СООБРАЖЕНИЯ В СВЯЗИ С УСТОЙЧИВОСТЬЮ СКЛОНОВ

ГАБРИЕЛА ЦИЦЕЙКА

(Краткое содержание)

В настоящей работе автор указывает на современную стадию исследований, касающихся устойчивости и оползней склонов. Он приводит, прежде всего, различные категории, на которые подразделяются почвы с точки зрения силы трения при скольжении: песчаные почвы — простое трение; глинистые насыщенные почвы — незначительное трение но со связностью; комплексные почвы — обладающие в одно и тоже время и трением и связностью. Автором были исследованы отдельно все эти три случая и представлены результаты опытов и уравнения с соответствующими диаграммами.

Указаны затем упрощенные гипотезы для познания устойчивости а именно: однородность почвы, оседание на поверхности, проблема двойных расстояний, динамическое сопротивление сдвигу — равное статистическому, площади оседания — предварительно установленные.

Автор дает определение устойчивости, выраженное коэффициентом устойчивости, исследуются также причины движений подразделяющихся на две большие категории: понижение устойчивости (спад), повышение усилий с указанием различных возможностей этих причин.

Затем автор переходит к исследованию различных видов движений, обвалов, скольжений, параллельных склону (ползучесть, оползни почвы) для различных категорий почв, врацательные оползни. Исследуются критически различные исследуемые случаи для установления коэффициентов устойчивости, принимая во внимание: площади оседания; кривые площади оседания и метод окружности оседания, в случае связных почв или связных и с трением. Приводятся затем:

1. Случай $\phi = 0,2$;
2. Метод окружности ϕ ;
3. Прямой метод окружности (Френлих);
4. Метод устойчивого откоса (Маслов).

Помимо этого указан эффект сатурации и просачивания над устойчивостью, а также и эффект резкого понижения уровня воды с внешней стороны склона.

В заключении указаны критические замечания по отношению к площади скольжения и — настоящей стадии работ, проведенных при помощи электронного счетчика с указанием значительных результатов по повышению количества исследованных полос, имеющих незначительное влияние на исследуемый коэффициент устойчивости.



STABILITÉ DES PENTES

PAR

GABRIELA ȚIȚEICA

(Résumé)

Dans ce travail on présente l'état actuel des recherches sur la stabilité et le glissement des pentes. On commence par la division des sols en plusieurs catégories suivant la friction: sols sableux à friction simple; sols argileux saturés, à friction négligeable mais cohésifs; sols complexes à friction et cohésion. Ces trois cas ont été étudiés séparément et l'on donne les résultats des expériences et les équations avec les diagrammes respectifs.

Les hypothèses pour une étude simplifiée de la stabilité sont les suivantes: l'homogénéité du sol; la capacité de céder par surface; le problème bidimensionnel, la résistance au cisaillement dynamique égale à la résistance statique; les surfaces à capacité de céder, déterminées au préalable.

Suit la définition de la stabilité exprimée par le coefficient de stabilité. Sont étudiées également les causes des mouvements qui se décomposent en deux grandes catégories: diminution de la résistance et augmentation des efforts; en même temps on montre les différentes possibilités de ces causes. Ensuite, l'auteur passe à l'étude des divers types de mouvements: effondrements; glissements parallèles à la pente (glissements de terrain etc.) dans divers sols; glissements rotationnels. On estime les coefficients de stabilité lorsque les surfaces à capacité de céder sont planes et lorsqu'elles sont courbes ainsi que les méthodes du cercle à capacité de céder dans le cas des sols cohésifs ou cohésifs et à friction. On donne: le cas $\varphi = 0,2$, la méthode du cercle φ , la méthode directe du cercle (Fröhlich) et la méthode du talus stable. On montre l'effet de la saturation et de l'infiltration sur la stabilité, de même que l'effet d'une baisse brusque du niveau d'eau à l'extérieur de la pente.

La conclusion comprend les critiques concernant l'existence des surfaces de glissement et le stade actuel des travaux à l'aide du calculateur électronique, démontrant que le nombre croissant des bandes étudiées n'exerce qu'une influence négligeable sur le coefficient de stabilité.





Institutul Geologic al României

METODE TEHNICE DE EXPLOATARE NOI CARE ASIGURĂ O MAI MARE CONSERVARE A REZERVELOR DE SUBSTANȚE MINERALE UTILE

DE
D. I. NICOLAESCU

Metodele tehnice de exploatare, noi, propuse, sunt de o importanță deosebită pentru industria extractivă minieră, iar metodologia folosită pentru a arăta valoarea acestor metode, arată încă o dată în plus că mineritul nu este o artă ci o știință.

Metodele noi, expuse în prezenta comunicare, au avantajul că asigură o mai mare conservare a rezervelor de substanțe minerale utile prin micșorarea ca volum a stâlpilor de siguranță, prin exploatarea totală a stâlpilor de siguranță care asigură pe panou căile de transport și aeraj, precum și prin micșorarea aproape totală a cauzelor care produc aprinderea rezervelor de substanțe minerale utile în subteran.

Stâlpii de siguranță care asigură căile principale de transport și aeraj, adică puțurile de extractie și aeraj, galeriile sau planurile inclinate de pătrundere în zăcămînt, atunci cînd se vor folosi aceste metode, vor fi utilizate pentru exploatarea unui volum mai mare din rezervele de minerale utile, deoarece, după cum vom vedea din expunere, aceste metode noi permit ca ariile perimetrelor respective de exploatare, să fie mult mai mari decît la exploatările unde se folosesc metodele vechi.

Stâlpii de siguranță care asigură căile de aeraj și transport pe panou, vor fi mai mici deoarece, atunci cînd se folosesc noile metode propuse, acești stâlpi de siguranță asigură o singură cale de transport și aeraj spre deosebire de metodele vechi unde trebuie să se asigure două căi de transport și aeraj.

Explotarea stâlpilor de siguranță, care asigură căile de transport și aeraj pe panou, în cazul cînd se folosesc metodele propuse, se realizează total, pe cînd în cazul metodelor vechi, nu se poate realiza, sau dacă se va încerca să se realizeze, va trebui să se construască noi lucrări miniere, care măresc mult prețul de cost pe tonă.

Metodele noi propuse micșorează aproape total cauzele care produc aprinderea rezervelor de substanțe minerale utile, prin faptul că folosirea lor în exploatare concentreză producția pe panou și dau posibilitatea ca exploatarea panourilor să se realizeze



cu viteze ce pot fi de 4—6 ori mai mari decât vitezele pe care le pot asigura metodele vechi.

Metodele noi asigură o organizare mai bună a exploatarii și deci o exploatare mai rațională și care asigură o conservare mai mare a rezervelor de substanțe minerale utile.

În expunerea ce o vom face, vom arăta caracterele principale a noilor metode, față de metodele vechi și vom arăta că noile metode, pe lângă avantajele pe care le prezintă în conservarea rezervelor de minerale utile, asigură o securitate mai mare pentru muncitorii și un preț de cost mult mai mic decât prețul de cost pe care îl asigură metodele vechi.

Aceste metode noi preconizează ca exploatarea să nu se mai facă prin intermediul a două plane înclinate paralele săpate în stratul de minereu, ci prin două plane înclinate suprapuse în plan vertical (fig. 1) și legate între ele aşa cum se vede în secțiunea AB (fig. 1).

Prin planul înclinat săpat în zăcămînt, se va evacua aerul viciat și se vor transporta utilajele, materialele necesare exploatarii, iar atunci cînd va fi cazul sterilul rezultat de la preabataje și de la pregătirea galeriilor de abataj.

Prin planul înclinat săpat în culcușul stratului, se va transporta producția, vor circula muncitorii și se va dirija aerul curat către abataje.

Folosirea acestor metode, în exploatare, la realizarea operațiunilor principale, prezintă caracteristicile arătate mai jos:

Transportul producției. Producția în abataje și pe galeriile de bază ale abatajelor va fi transportată cu ajutorul transportoarelor care o va vîrsa în suitorii ce se găsesc plasati la 3—6 m (spre abataje) de la planul înclinat săpat în strat. Suitorii varsă producția în transportorul din planul înclinat săpat în culcușul zăcămîntului, care transportă și varsă producția în vagonete, care ulterior o evacuează la zi.

Circulația muncitorilor se va face prin planul înclinat din culcușul zăcămîntului, suitorii și galeriile de bază ale abatajelor către fronturile de abataje. Această circulație nu necesită deschiderea porților de aeraj plasate pe galeriile de bază ale abatajelor între planul înclinat săpat în strat și suitorii.

Aerajul este separat pentru fiecare abataj în parte. Aerul intră prin planul înclinat săpat în culcușul zăcămîntului și prin suitorii de aeraj, intră în galeriile de abataj de bază, spală fronturile și prin galeria de abataj de cap, intră în planul înclinat, săpat în zăcămînt și de aici, prin galeria de cap a panoului, se evacuează la zi.

Între suitorii și planul săpat în zăcămînt sunt prevăzute uși de aeraj care nu se vor deschide în tot timpul exploatarii abatajelor, nefind nevoie. Datorită acestui fapt, aerajul se va realiza în condiții bune.

Transportul materialelor și al utilajelor se va face prin intermediul unui troliu pe planul săpat în zăcămînt și pentru fiecare abataj în parte, prin galeria de cap a fiecarui abataj. În general, transportul materialelor și al utilajelor către planul de



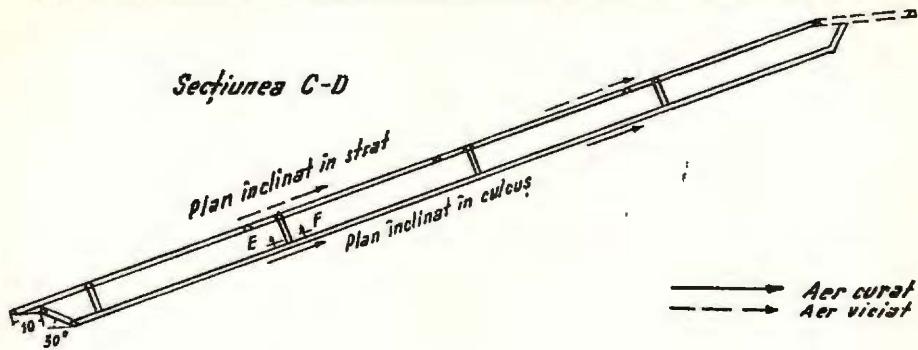
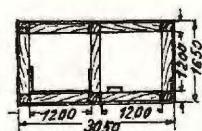
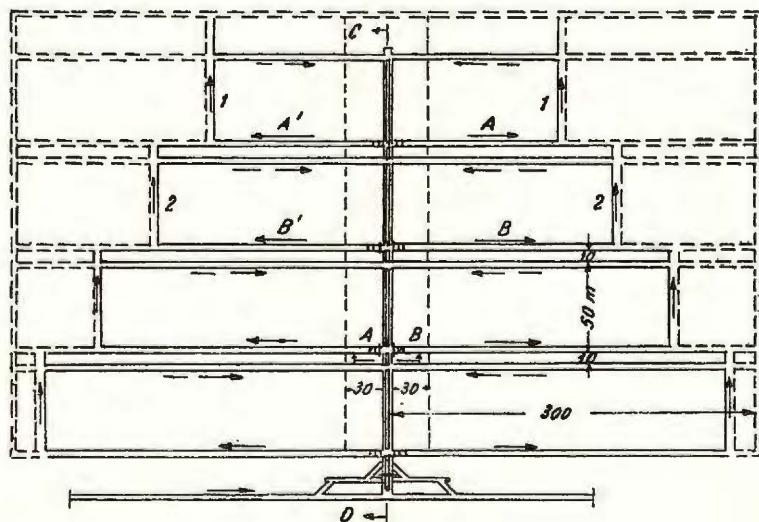
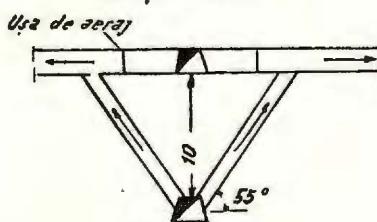
*Secțiunea E-F**Secțiunea A-B*

Fig. 1.

exploatare, se poate face prin galeria de cap sau de bază a panoului, aşa cum se va hotărî prin sistemul de organizare al minei. Din cele de mai sus rezultă că, cu metodele propuse, se pot exploata în același panou și în același timp, în condiții bune, toate abatajele cuprinse în panou.

Sînt tehnicieni care cred că, pe aceeași aripă de panou, va fi greu să se exploateze deodată mai mult de două abataje; părerea noastră este că nu am încercat și în special nu cunoaștem viteza cu care trebuie să înaintăm în exploatare, ca presiunile rezultate din cauza exploatarii să nu fie dăunătoare la continuarea exploatarii.

Realizarea pregătirilor în panou. Se pot pregăti abataje noi în condiții bune de aeraj, transport etc., în timp ce alte abataje sunt în exploatare. Materialele și utilajele se vor aduce la fronturile de lucru prin galeria de cap sau de bază a panoului, aşa cum va hotărî sistemul de organizare al exploatarii.

Exploatarea stîlpului de protecție al planului înclinat săpat în zăcămînt se poate face în condiții bune de aeraj și de transport al materialelor, utilajelor și producției.

Metodele de exploatare cu două plane conjugate, cu două aripi și cîte un abataj pe aripă (metode vechi)

Pentru a ne da seama de avantajele pe care le prezintă în exploatare metodele propuse, vom arăta mai jos caracteristicile pe care le prezintă metodele vechi în exploatare la operațiunile principale (fig. 2).

Transportul producției. Producția în abataje și pe galeriile de bază ale acestora va fi transportată cu ajutorul transportoarelor care o va vîrsa pe transportorul ce se găsește montat în planul I, care la rîndul său varsă producția în vagonete pentru transportul la zi.

Circulația muncitorilor se face prin planul I, pe care este instalat transportorul, prin galeriile de bază ale abatajelor, către fronturile de abataj. Pentru a se realizează această circulație, muncitorii vor fi nevoiți să deschidă porțile de aeraj plasate pe galeriile de bază ale abatajelor.

Aerajul. Aerul intră prin planul înclinat I, ulterior trecînd prin galeriile de bază ale abatajelor, spală fronturile și prin galeriile de cap ale abatajelor, intră în planul înclinat II și de aici prin galeria de cap a panoului se evacuează la zi. Pentru ca acest aeraj să fie posibil, va trebui ca aerul să circule prin punțile de aeraj, plasate în acoperiș peste planele înclinate I și II săpate în zăcămînt.

Porțile de aeraj, care deservesc punțile de aeraj, plasate peste planul II, vor fi instalate deasupra transportoarelor. Datorită acestui fapt, precum și faptului că muncitorii la fiecare schimb și poate și în timpul schimbului, vor deschide porțile de aeraj, se vor produce pe o scară largă scurt-circuitări care vor duce la un aeraj deficent.



În cazul cînd se vor exploata numai abatajele 1 și 1' și dacă pe planul înclinat II, între galeria de bază și galeria de cap a abatajului I, se va plasa o poartă de aeraj, aerajul se va realiza în condiții bune.

Transportul materialelor și utilajelor se va face prin planul II, săpat în zăcămînt, prin intermediul unui troliu plasat în T.

Dacă pentru abatajele I și I', transportul materialelor și al utilajelor este normal, pentru abatajele 2 și 2' materialele și utilajele vor trebui transportate peste transpor-

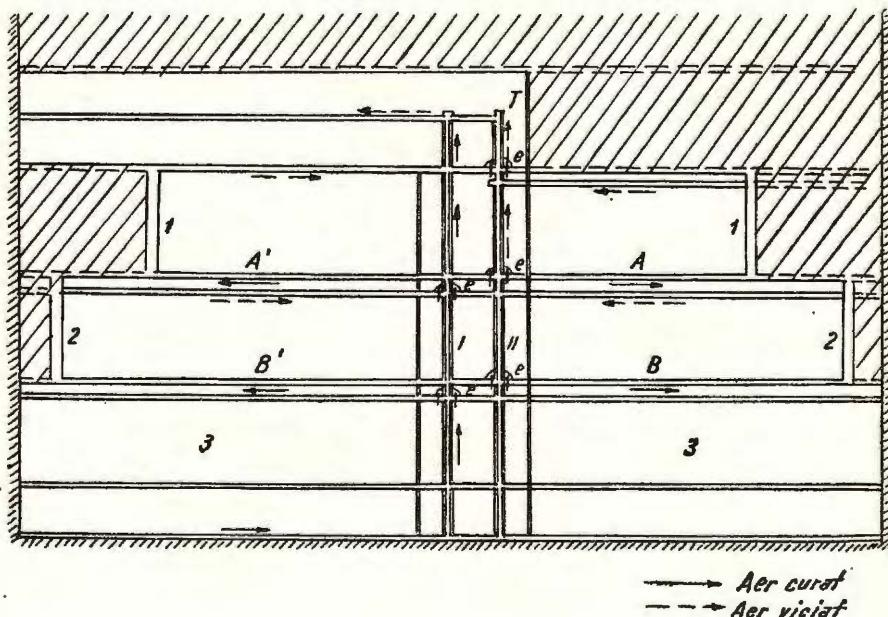


Fig. 2.

toarele din galeria A și A' și care va face acest transport dacă nu imposibil, dar foarte greu de realizat și foarte scump. Din cele de mai sus rezultă că cu aceste metode nu se poate exploata în condiții normale decît un abataj pe aripă. Transportul materialelor și utilajelor necesitate de exploatare nu se poate face decît prin galeria de cap a panoului.

Realizarea pregătirilor în panou. Pregătirea abatajelor noi în timp ce alte abataje sunt în exploatare cere să se sape încă un plan înclinat pentru pregătirea aripei stîngi a panoului, cere să se instaleze încă două trolley și mai cere încă ca materialele și utilajele să se aducă pentru exploatarea abatajelor prin galeria de cap a panoului, iar pentru pregătiri prin galeria de bază a panoului. Acest plus de activitate va face ca aerajul în abataje să se realizeze în condiții și mai rele.

Exploatarea stîlpului de protecție al planelor săpate în zăcămînt. Stîlpul de protecție al planelor inclinate săpate în zăcămînt este mult mai mare și pentru exploatare necesită lucrări miniere în plus, pe lîngă că exploatarea nu se poate realiza decît în parte. De multe ori pierderile în acești stîlpi sunt aşa de mari, încît duc la înlăturarea acestor metode și înlocuirea lor cu metodele cu abataje pentru exploatarea numai pe o singură aripă, însă care asigură exploatarea stîlpului de protecție. Cu aceste metode exploatarea nu se poate face în condiții normale decît cu un singur abataj.

Din cele arătate mai sus se vede ce mari deficiențe au metodele cu două plane inclinate, săpate în strat și care în mod normal nu pot fi folosite decît pentru exploatarea unui singur abataj, pe aripă, față de metodele propuse care permit ca în același panou și în același timp să se exploateze în condițiuni bune, toate abatajele din panou.

Elemente de construcție la metodele propuse. La metodele propuse, planele inclinate, suprapuse în plan vertical, din zăcămînt și culcuș, vor putea fi decalate din planul vertical, însă numai atât ca suitorii care sunt plasați la 3—6 m de planul inclinat săpat în zăcămînt, să-și păstreze o înclinare de 45° — 70° . În cazul cînd acest decalaj va fi mai mare, se va ajunge la metode care au aproape toate defectele metodelor cu două plane conjugate săpate în zăcămînt.

Suitorii care fac legătura între planul săpat în culcușul zăcămîntului și galeriile de bază ale abatajelor, urmează să se întîlnească în același loc în planul inclinat din culcuș. Dacă această construcție va fi greu de realizat, suitorii vor putea fi decalați între ei pînă la jumătate din lungimea abatajelor care se exploatează. În aceste cazuri și galeriile de bază și de cap ale abatajelor vor trebui să capete același decalaj. Pentru că această măsură poate să aducă greutăți în exploatare și poate să mărească și prețul de cost, credem că este mai bine ca galeriile de bază și de cap să nu se decaleze. În acest caz, pentru ca execuția suitorilor să se poată realiza, se va adopta la suitori o înclinare în aşa fel ca ei să se întîlnească în planul inclinat din culcuș cu un decalaj de cca 1 m — ca astfel construcția să fie posibilă și totuși suitorii să fie deserviți la vîrsarea producției pe transportul din culcuș numai de un singur muncitor.

Metodele propuse pot fi folosite la toate zăcămîntele lentiforme și stratiforme cu înclinări între 0° — 40° , indiferent de grosimea lor, deoarece una din galerii este săpată în zăcămînt, iar cealaltă poate fi săpată în partea dinspre culcuș a zăcămîntului, sau în culcușul zăcămîntului, indiferent dacă aceasta din urmă se află în steril sau în alt zăcămînt. Pentru zăcămîntele cu înclinări de 40° sau aproape de 40° , se vor putea aduce oarecare modificări planului inclinat din culcușul zăcămîntului, dîndu-i înclinări mai mici, însă în aşa fel ca suitorii să nu devină prea lungi.

Legătura între planul inclinat din culcuș și căile de transport se poate face fie aşa cum este indicată în fig. 1, dînd posibilitatea să se încarce în vagoneți o producție



mai mare, fie adoptîndu-se o altă soluție care va trebui să corespundă situației, însă care neapărat va asigura încărcarea producției în vagonete.

Metodele propuse se pot folosi în roci moi și în roci tari. Considerăm însă că în rocile mai tari vor da rezultate mai bune.

Metodele propuse pot fi folosite plasîndu-se frontul lung de exploatare pe înclinare, diagonal sau pe direcția zăcămîntului. În cazul cînd frontul de exploatare este plasat pe înclinarea zăcămîntului sau diagonal, exploatarea se poate face descedent sau ascendent. În cazul cînd frontul de exploatare este plasat pe direcția zăcămîntului, adoptarea metodelor propuse, face ca deschiderea zăcămîntului să se facă cu două galerii paralele A și B, plasate în culcușul zăcămîntului.

Explotarea se va putea face pe două aripi, din care una va fi exploatată ascendent, iar alta descendent (fig. 3 și 3'). Așa cum este arătat în acest desen, evacuarea minereului la zi se va face pe bandă. Metodele se pretează prin excelență la transportul producției, către puțul de extracție, pe bandă. În acest caz, la zăcămîntele orizontale sau aproape orizontale pînă la 3° înclinare, dacă considerăm că suntem în afara undei de presiune, la o distanță de 25 m și că exploatarea se va face cu fronturi lungi de 50 m, se poate ajunge la panouri de exploatare lungi de 700—800 m și deci pe ambele aripi, frontul de exploatare va putea însumă 1400—1600 m. Capacitatea de producție pe 24 ore, dintr-un singur panou va putea fi cel puțin de 3000 tone. Astfel de condiții ne va duce la cea mai ieftină exploatare. În studiul ce se va face, se va considera cazul cel mai puțin economic, anume cînd frontul lung de exploatare este plasat pe înclinarea zăcămîntului.

Perfecționări tehnice, raționalizări în producție și raționalizări administrative la metodele propuse. Datele economice s-au calculat pentru un zăcămînt de 2 m grosime și pentru o capacitate de producție de 4000 t/zi.

Perfecționări tehnice. a) Perfecționări tehnice care asigură o securitate mai mare pentru muncitorii:

Căile de circulație ale muncitorilor nu se întrelăsă cu căile de circulație ale utilajelor și materialelor;

Asigură că noi de evacuarea muncitorilor prin culcușul zăcămîntului care au legătură atît cu puțul de aeraj cît și cu puțul de extracție;

Înlătură aproape total cauzele care duc la aprinderea rezervelor de substanțe minerale din subteran.

b) Perfecționări tehnice care asigură o igienă mai bună pentru muncitori:

Asigură în condiții bune, aeraj separat, pentru fiecare abataj în parte.

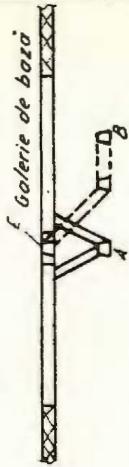
Metodele propuse asigură pe panou o viteză de exploatare de cca 6 ori mai mare decît metodele vechi și deci exploatarea zăcămîntului în abataj se va putea face cu instrumente care asigură viteze mai mici și deci care vor produce mai puțin praf.

c) Perfecționări tehnice:

Separă transportul utilajelor și materialelor de transportul producției.



Sectiunea C-D



Galeriile de deschidere sunt plasate la
o cotaș colo.

FIG. 3'

FIG. 3

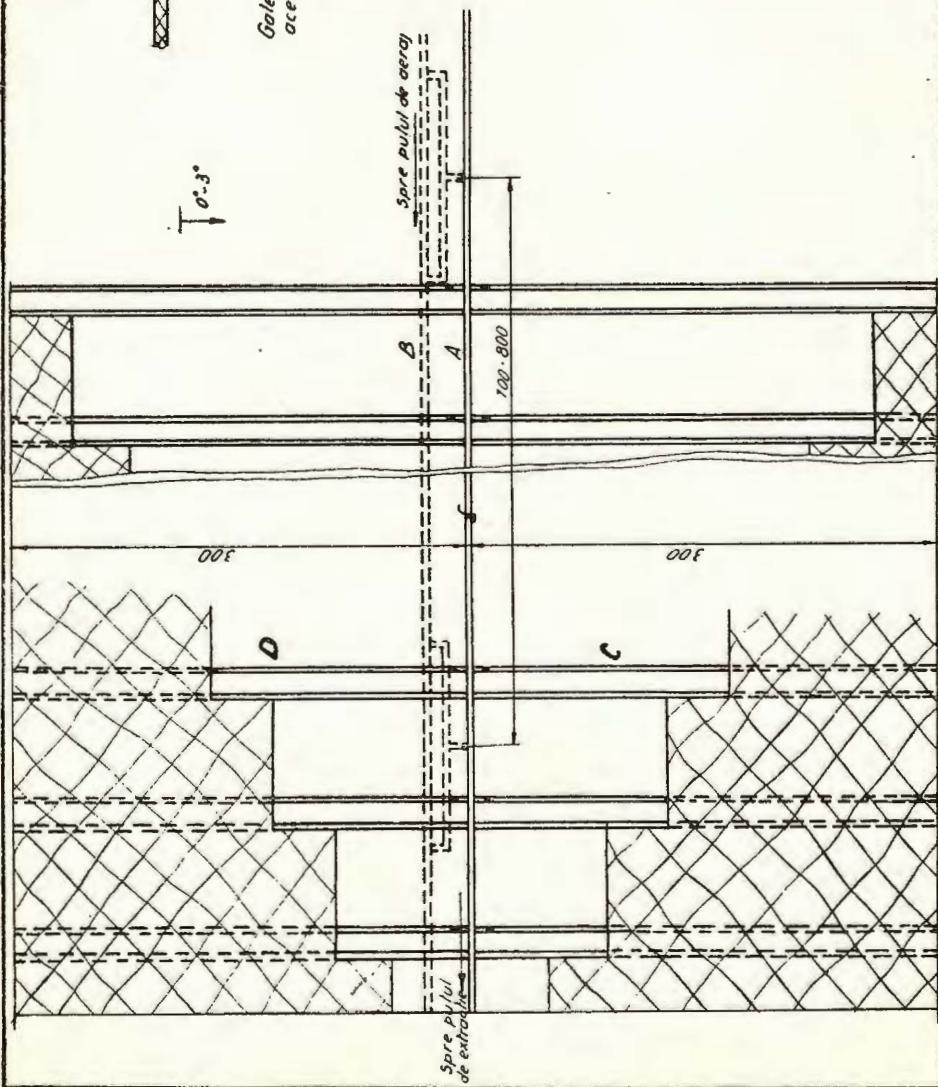


Fig. 3 și fig. 3'.



Abatajele în exploatare, precum și abatajele în pregătire cuprinse în același panou, se pot aproviziona cu utilaje și materiale fie prin galeria de cap, fie prin galeria de bază a panoului.

Concentreză în mod deosebit producția pe panou, dind posibilitatea ca în același timp și în același panou să se exploateze toate abatajele sau o parte să se exploateze, iar altă parte să se pregătească.

Asigură în condiții normale pe măsură și din același orizont capacitatea de producție de 4000 t/zi, spre deosebire de metodele vechi care nu pot asigura decât 1000 t/zi.

Utilajul folosit la construirea lucrărilor miniere necesită de metodele noi, precum și la exploatarea zăcământului, este în cantitate mai mică, iar folosirea lui se face cu productivitatea mai mare.

Asigură atât pe perimetru cât și pe panou o exploatare mai organizată.

Pregătirea ce o realizează metodele noi pe panou este foarte indicată pentru zăcăminte unde se experimentează lungimea frontului de abataj, de asemenea pentru folosirea abatajelor-cameră atunci cînd din diferite cauze nu se pot folosi abatajele frontale.

Mărește viteza de exploatare pe panou de cca șase ori față de metodele vechi.

Aripile perimetrului, adică dimensiunea pe direcție (lungimea) a perimetrului afectat unui puț de extracție se poate mări mult datorită concentrării producției pe panou, micșorării costurilor de întreținere, precum și datorită faptului că metoda propusă face ca exploatarea să fie mai economică și mai organizată cînd lucrările miniere de deschidere și transport se construiesc în culcușul zăcământului.

Raționalizări în producție. La capacitatea de producție de 4000 t/zi reduce lucrările miniere de investiții, precum și lucrările de pregătire principale pe panou la 30% din cele necesită de metodele vechi. Reduce costurile de întreținere cu cca 4,3% din valoarea prețului de valorificare pe tonă. Asigură o conservare mai mare a rezervelor de substanțe minerale utile prin faptul că, micșorăză volumul stîlpilor de siguranță, asigură exploatarea totală a stîlpilor de siguranță, a căilor de aeraj și transport pe panou și înălțătură aproape total cauzele care produc focuri în subteran.

Raționalizări administrative. Reduce personalul de conducere necesar în subteran, reduce numărul de muncitori necesari la realizarea pregătirilor, la manipularea materialelor, precum și la transportul în subteran care se soldează la o reducere de 3,5% a prețului de valorificare pe tonă. La exploatarea zăcămîntelor de 2 m grosime și la capacitatea de producție de 4000/t/zi reduce costurile de regie de la suprafață, costurile de administrație și amortismentelor instalațiilor de la suprafață cu cca 18% din quantumul prețului de valorificare pe tonă.

Toate aceste perfecționări tehnice, raționalizări în producție și raționalizări administrative la capacitatea de producție de 4000 t/zi asigură, față de metodele vechi,



o micșorare a prețului de cost de cca 30%, o economie la utilaje de cca 13.000.000 lei și micșorează costurile inițiale de investiții și pregătiri cu cca 130.000.000 lei.

Din cele expuse în acest capitol o parte s-au dovedit atunci cînd s-au descris metodele, iar cealaltă parte se vor dovedi pe parcursul studiului tehnico-economic.

Originalitatea fizică a metodelor propuse. La metodele propuse, a căror particularitate constă în concentrarea deosebită a producției, suitorii nu leagă direct — între vatra unuia și tavanul celuilalt, aşa cum se face în metoda de la Lupeni — planele suprapuse în plan vertical, ci leagă planul din culcuș cu galerile de bază ale fronturilor de abataj și cu gura acestor suitorii, plasată la 3—6 m de planul înclinat săpat în zăcămînt spre abatajul pe care îl evacuează, aşa cum se poate vedea din secțiunea A—B, din fig. 1. Datorită acestui fapt se poate asigura aerajul separat pe fiecare abataj în parte, se poate separa transportul materialelor și utilajelor de transportul producției, se poate aprovisiona abatajele în exploatare cît și cele în pregătire, din același panou, fie numai prin galeria de cap, fie numai prin galeria de bază a panoului și se poate asigura o securitate deosebită pentru muncitorii. Aceste perfecționări tehnice asigură originalitatea principală a metodelor noi propuse, concentrarea deosebită a producției.

La unele exploatari, pentru a se rezolva anumite situații s-au construit pentru exploatare suitorii sau galerii în culcușul zăcămîntului, exemplu stratul V. Lupeni (fig. 4), cazul Sălajului, (fig. 5, 6, 7) și cazul Petroșani, stratul III (fig. 8).

Din analizarea operațiunilor principale, transportul producției, circulația muncitorilor, aerajul și transportul materialelor și utilajelor, pe fiecare metodă în parte, se constată că metoda aplicată la Lupeni nu poate fi folosită în condiții normale decit cu un abataj pe o singură aripă; folosirea ei cu două abataje în serie sau cu un abataj în exploatare și cu unul în pregătire aduce mari deficiențe în ceea ce privește aerajul, transportul materialelor și utilajelor, precum și securitatea muncitorilor. De asemenea, metoda de la Sălaj nu poate fi folosită decit cu cîte un abataj pe fiecare aripă. Analiza metodei de la Sălaj s-a făcut pentru cazul cînd legătura între stratul în exploatare și planul din culcuș se face prin suitorii verticali (fig. 6), precum și pentru cazul cînd legătura se face cu suitorii înclinați (fig. 7). Din aceste figuri rezultă că în cazul cînd s-ar folosi mai mult de un abataj pe aripă, materialele și utilajele trebuie transbordate peste transportorul T sau T', și asta din cauză că suitorul face legătura cu talpa galeriei de bază a abatajului din dreapta, la stînga planului înclinat P.

În ceea ce privește metoda de la Petroșani str. III nu este cazul a se mai analiza.

Importanța tehnică și în special economică a metodelor propuse este așa de mare încît dacă aceste metode ar fi fost cunoscute, ar fi fost tratate în toate revistele și lucrările de specialitate și s-ar fi stabilit și ce greutăți survin în aplicarea lor.

Uneori s-au confundat lucrările care s-au săpat pentru exploatare la Lupeni și Sărmășag, cu metodele propuse. Din această cauză, metodele propuse nu au fost



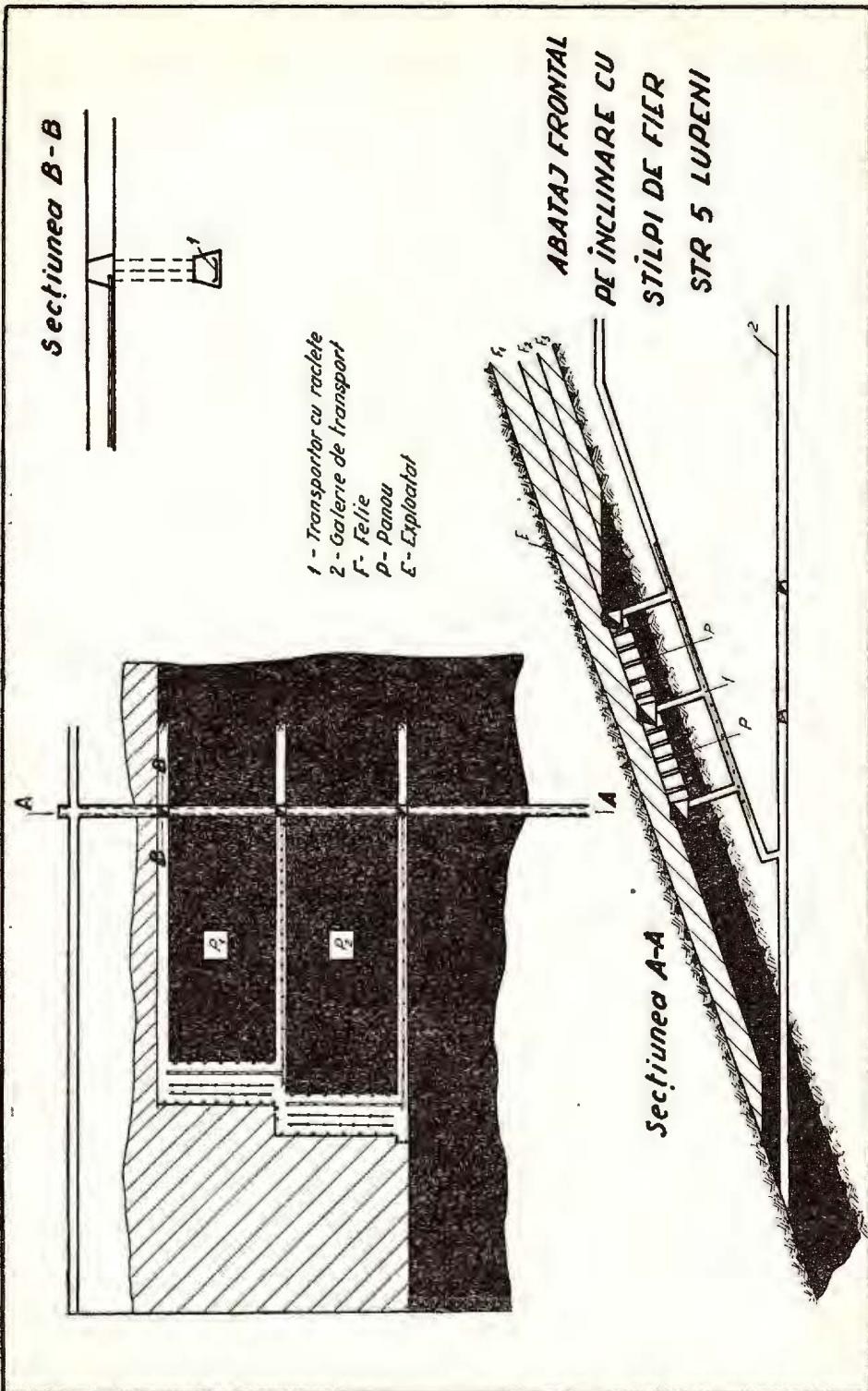


Fig. 4.

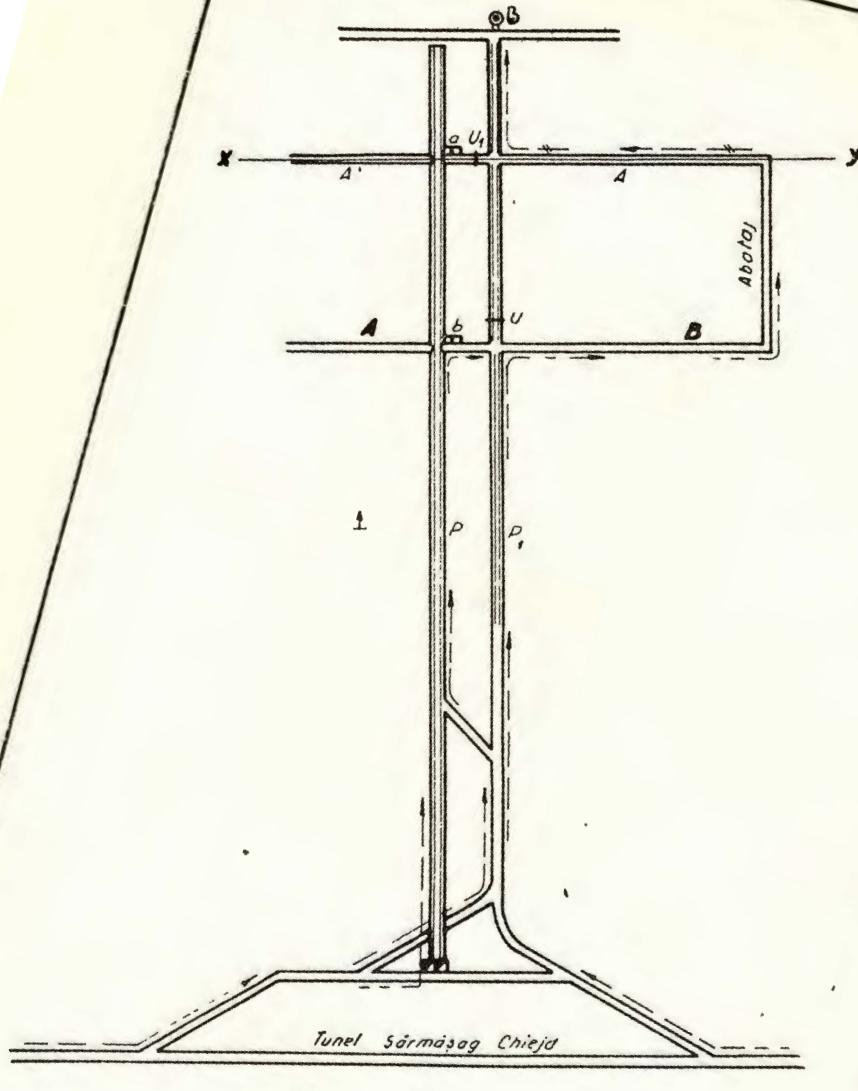


Fig. 5.



Institutul Geologic al României

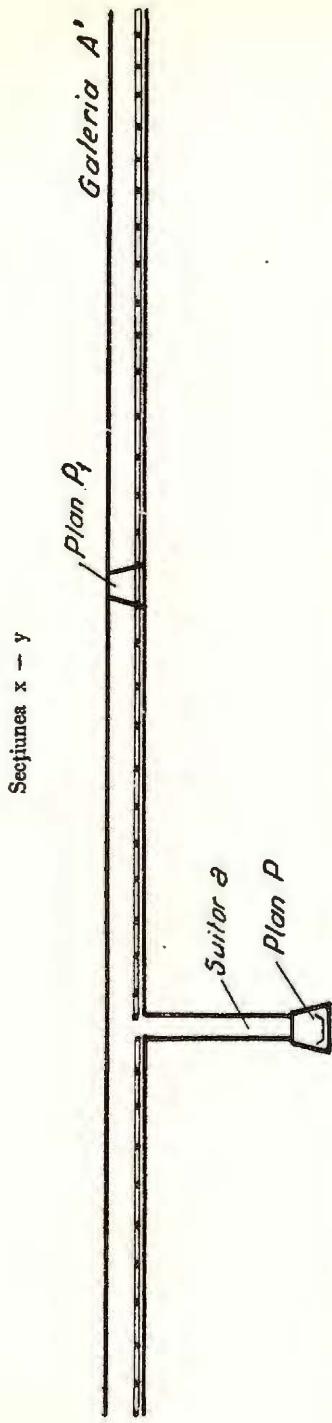


Fig. 6. — Metoda prevăzută în proiect să considerat că se folosește pentru exploatare cu două aripi pentru a fi comparabilă cu metoda propusă.

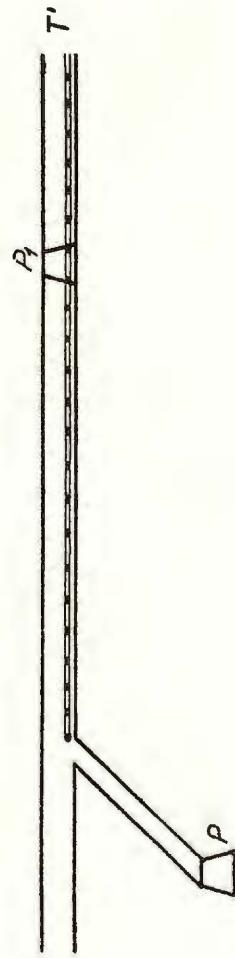
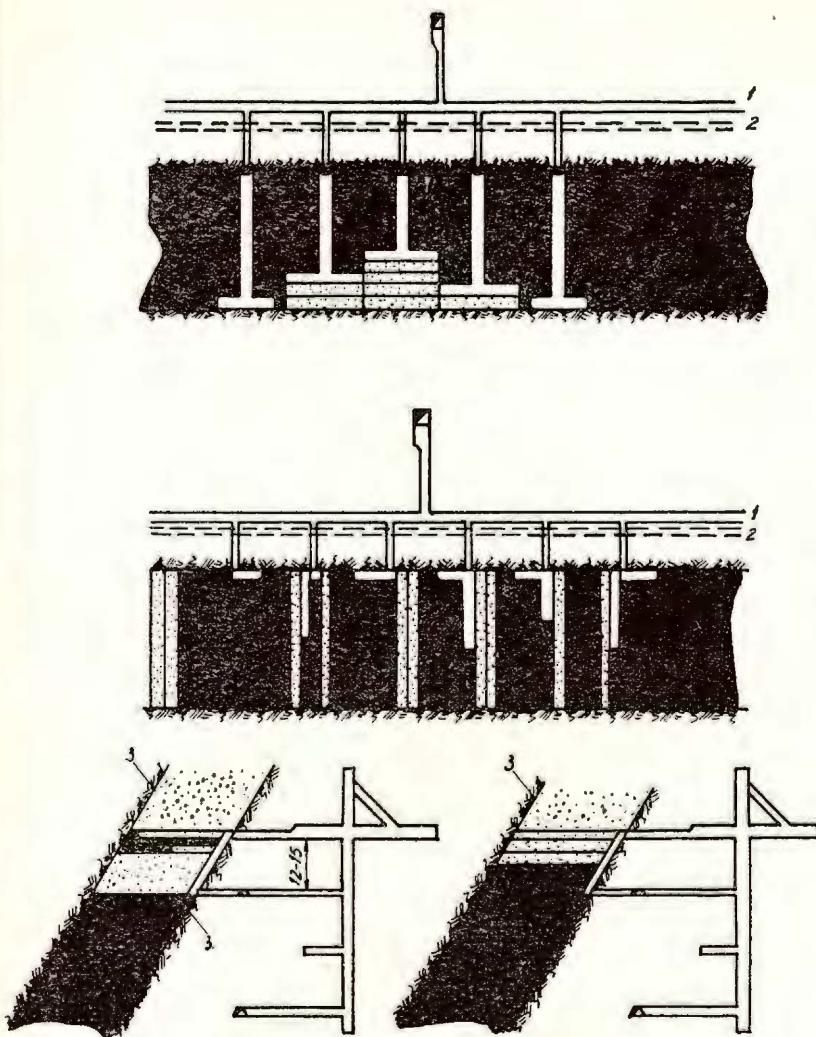


Fig. 7.



**ABATAJ CAMERĂ ÎN STR. 3 CU RAMBLEU
ȘI EXPLOATARE ÎN FELII ASCENDENTE ȘI DES-
CENDENTE**

- 1-Galerie pt.rambleu și aeraj :
- 2-Galerie de transport
- 3-Rambleu

Fig. 8.



Institutul Geologic al României

experimentate și nu se folosesc în exploatare. Până în prezent industria extractivă nu s-a putut bucura de nenumăratele avantaje tehnice și economice pe care le aduce exploatarii folosirea acestor metode.

Studiul tehnico-economic

Observațiuni tehnice referitoare la metodele de exploatare

Observațiuni generale. În zăcăminte stratiforme groase folosirea metodelor propuse este mai economică din cauză că planul înclinaț de transport din culcuș și suitorii se vor putea folosi pentru toate feliile ce se vor exploata de sus în jos.

În zăcăminte stratiforme de grosime medie, cazul cel mai puțin economic se prezintă atunci cînd zăcămîntul are grosimea de 2 m.

Dacă din studiu ce-l vom face mai jos va rezulta că pentru zăcăminte cu o grosime de 2 m, cu metodele propuse (pe care le vom denumi metodele C), se vor exploata mai ieftin decît cu metodele de exploatare cu două planuri conjugate, cu două aripi și cu cîte un abataj pe aripă (pe care le vom denumi metodele A) sau cu metodele de exploatare cu două planuri conjugate cu o aripă și cu un abataj pe aripă (pe care le vom denumi metodele B), atunci vom putea trage concluzia că și pentru zăcăminte mai groase de 2 m metodele noi propuse sănt mai economice.

În ceea ce privește economicitatea folosirii metodelor propuse, la exploatarea zăcămintelor stratiforme subțiri, din observațiile ce se vor face pe parcursul expunerii și din aplicarea raționamentului ce se va face pentru zăcăminte stratiforme de grosime medie, se va ajunge la concluzia că metodele C sănt cele mai economice.

Pentru a întocni expunerea propusă vom considera un zăcămînt care are o înclinare de 14° , format dintr-un strat de 2 m grosime și un al doilea strat de 1,60 m grosime, la 27 m sub primul strat (proiectul « Deschiderea minei Valea Podului, prin puț de extracție » I. C. Berevoești). Stratul de 2 m grosime îl vom exploata prin panouri de 300 m lungime și 400 m lățime măsurată pe înclinarea stratului. Deoarece metodele A și B dau rezultate economice mai bune, cu cît frontul abatajului este mai lung, vom considera că mina se va exploata prin abataje cu frontul lung de 100 m. Este de amintit că abatajele frontale au în medie lungimea de 50 m.

Un astfel de abataj, cu front lung de 100 m (pe care îl vom folosi pentru studiu la toate metodele), la un salt de 1,15 m pe 24 ore, la o greutate a mineralului de 1,2 kg/dm³ și la o recuperare de 95% din cantitatea de mineral produs s-a considerat că va da o producție de circa 250 t/zi.

Deschiderea minei cu galeria de transport în zăcămînt. Producția de 1000 t zi se va produce cu ajutorul a patru abataje, care, în cazul cînd mina s-a deschis cu galeria de transport în zăcămînt, se vor plasa:

a) Dacă se vor folosi metodele A, aşa cum se arată în planșa I;



- b) Dacă se vor folosi metodele B, aşa cum se arată în planşa II;
- c) Dacă se vor folosi metodele C, aşa cum se arată în planşa III;

Dacă examinăm planşa I, cazul metodelor A, și planşa II, cazul metodelor B, comparativ cu planşa III, cazul metodelor C (propuse), constatăm că pentru aceeași producție de 1000 t/zi, în cazul metodelor A și B trebuie să se facă de la început investiții în diverse lucrări miniere cu circa 5,5 milioane lei mai mult, provenite din 400 m plan înclinat a 4400 lei/m, 400 m suitori a 1740 lei/m și 900 m galerie de bază a circa 3400 lei/m și care, după cum vom vedea în timpul exploatarii, vor mări mult costul pe tonă datorită întreținerilor, precum și muncitorilor în plus pe care îi necesită.

Dacă la valoarea acestor investiții făcute de la început, se mai adaugă, în cazul metodelor A și B, valoarea utilajului în plus necesar, o instalație de transport pentru lungimea de 400 m în valoare de 600.000 lei, cinci trolley cu cablu pentru 400 m în valoare de 250.000 lei și 15 vagonete în valoare de circa 75.000 lei, valoarea totală de investit în plus este de cel puțin 6.500.000 lei.

Problema stilpului de siguranță în cazul metodelor B nu se pune, deoarece el se va extrage aplicîndu-se metode de exploatare în continuare. În cazul metodelor A, stilpul de siguranță pentru planul înclinat și suitor, pentru a acoperi unda de presiune care are efect pe 20—30 m, va avea cel puțin 80 m lățime pe întreaga lungime de 400 m.

Pentru exploatarea acestui stilp de siguranță care reprezintă 13% din cantitatea de cărbune cuprinsă în panou va trebui să se sape în vatra stilpului, pe o lungime de 400 m, un canal care din 100 m în 100 m va fi legat cu zăcămintul prin suitori. Aceste lucrări vor alcătui calea de evacuare a aerului obosit din frontul de exploatare al stilpului de siguranță.

Este de observat că aceste lucrări care trebuie executate în cazul metodelor A, pentru exploatarea stilpului de siguranță, sănt ceva mai puțin pretențioase și deci mai ieftine decât planul înclinat din culcuș și suitori din metoda C. Aceste lucrări fiind totuși necesare, și ținând seamă de îmbunătățirile pe care le aduce în exploatare, arătate la metodele C, considerăm că fără a căuta alte argumente, metodele A trebuie înlocuite cu metodele C.

În cazul metodelor B se poate vedea că s-au prevăzut două abataje succesive în același panou. Această prevedere nu este în concordanță cu cele arătate la descrierea metodelor de exploatare, totuși în studiul economic s-a luat în considerație această prevedere pentru a se cunoaște un rezultat economic.

Dacă s-ar fi respectat cele arătate la descrierea metodelor de exploatare, ar fi trebuit ca, pentru producția de 1000 t/zi și folosirea acestei metode de exploatare, să se deschidă și orizontul 268 și deci să se mărească de la început cheltuielile în plus pentru investiții cu cel puțin 20.000.000 lei.



Dacă o mină s-ar deschide numai pe o aripă, cu galeria de deschidere în zăcămînt, cu abataje lungi de 100 m va putea produce în condiții normale și cu investiții raționale cu metodele A maximum 500 t/zi, iar cu metodele B maximum 250 t/zi. Pe măsură ce lungimea frontului de abataj se va reduce, în aceeași măsură se va reduce și capacitatea de producție a minei. La un front de abataj de 60 m lungime, cu ajutorul metodelor A se va putea produce 300 t/zi, iar cu metodele B 150 t/zi. De asemenea, pe măsură ce stratul care se exploatează este mai subțire, în aceeași măsură se reduce și capacitatea de producție a minei.

La un strat de 1,00 m grosime și la un front de abataj de 60 m lungime, cu ajutorul metodelor A se va putea produce în condiții normale 150 t/zi, iar cu metodele B 75 t/zi. Pentru producții mai mari se va reedita cazul zăcămintelor cu grosime medie.

În general, metodele A și B sunt metode de capacitate de producție mică. Metodele C, care, după cum am arătat, au o mulțime de avantaje, au marele dezavantaj că sub nivelul hidrostatic, la săparea suitorilor de transport va trebui să se traverseze stratele de nisipuri purtătoare de apă. Această traversare se va realiza de la caz la caz, fie folosindu-se procedeul silicatizării prin electrosmoză, fie scoborându-se nivelul hidrostatic și asecind zona care ne interesează prin plasarea în culcușul și la baza zonei respective a uneia sau două sondeuze de asecare.

Din calculele făcute, ținându-se seamă de experiența căpătată în asecarea făcută la mina de sulf de la Pucioasa, în speță asecarea va crește costurile pe metru de suitor cu cel mult 300 lei (forarea găurii de sondă pe metru costă 600 lei).

La metodele C, propuse, micșorarea lungimii abatajelor nu poate influența capacitatea de producție care la stratele de 2 m grosime se poate ridica pînă la capacitatea de circa $800 \times 1,15 \times 2 \times 1,2 \times 0,95 = 2025$ t/zi, iar la stratele de 1 m grosime se poate ridica pînă la capacitatea de circa 1000 t/zi.

Metodele C sunt metode de capacitate de producție mare.

Deschiderea minei cu galeria de transport în culcuș. Producția de 1000 t/zi, se va produce cu ajutorul a patru abataje, care, în cazul cînd mina se va deschide cu galeria de transport în culcuș se vor plasa.

a) Dacă se vor folosi metodele A, aşa cum se arată în planșa IV;

b) Dacă se vor folosi metodele B, aşa cum se arată în planșa V;

c) Dacă se vor folosi metodele C, aşa cum se arată în planșa VI.

Dacă examinăm planșa IV, cazul metodelor A, comparativ cu planșa V, cazul metodelor B, constatăm că metodele B în sistemul deschiderii cu galeria de transport în culcuș este mai scumpă decît metodele A din cauză că în metodele B pentru fiecare panou de 300 m lungime, va trebui să construim cîte două galerii de legătură de cîte 70 m lungime a 3400 lei/m, cîte un plan înclinat de 400 m lungime a



4400 lei/m pentru transportul producției, cîte un suitor de 400 m lungime a 1740 lei/m pentru transportul materialelor, cîte un canal de 400 m lungime a 1400 lei/m și patru suitorii a 27 m lungime a 700 lei/m pentru exploatarea stîlpului de siguranță, adică în total va trebui să cheltuim 3.567.600 lei, pe cînd în cazul metodelor A aceeași sumă de 3.567.600 lei o vom cheltui pentru două panouri de cîte 300 m lungime.

Chiar în cazul cînd vom aplica metodele B și vom exploata două abataje successive și deci vom face o exploatare defectuoasă din punct de vedere al aerajului și al transportului, cheltuielile de investiție vor fi tot așa de mari și numai cheltuielile de întreținere vor fi ceva mai mici.

Din cele arătate mai sus se vede că pentru a trage o concluzie este suficient să comparăm planșa IV, cazul metodelor A, cu planșa VI, cazul metodelor C, din care se poate vedea că pentru aceeași producție de 1000 t/zi, în cazul metodelor A, pe lîngă că sunt necesare întrețineri precum și muncitori în plus, trebuie să se facă de la început investiții în plus față de metodele C în diverse lucrări miniere și utilaje în valoare de 6.260.000 lei provenite din 600 m galerie în culcuș a 3.400 lei/m, 70 m galerie de legătură cu panoul a 3.400 lei/m, 400 m plan înclinat a 4400 lei/m, 400 m suitor a 1.740 lei/m o instalație, în plus, de transport pentru lungimea de 400 m în valoare de 600.000 lei, cinci trolii în plus cu cablu pentru 400 m în valoare de 250.000 lei și 15 vagonete în plus în valoare de circa 75.000 lei.

De asemenea este necesar ca aceste investiții să înceapă a se face, în cazul metodelor A, cu cel puțin trei ani mai devreme decît în cazul metodelor C, ca minele respective să înceapă a produce cîte 1.000 t/zi în același timp.

Pentru asigurarea continuității exploatarii pe timp mai mare decît patru ani, în cazul metodelor A este necesar ca din patru în patru ani, numărîndu-se perioada de la începutul investițiilor, să se realizeze lucrări miniere și diverse utilaje în valoare de circa 6.250.000 lei cu trei ani mai devreme decît în cazul metodelor C.

În ceea ce privește capacitatea de producție a metodelor sunt de făcut aceleași observații ca în cazul precedent. Cînd se va micșora grosimea stratului la 1 m sau lungimea abatajului la 60 m, producția de 1.000 t/zi în cazul metodelor C se va realiza în condiții normale, pe cînd în cazul metodelor A, va trebui să se plaseze și aripa stîngă a minei; investițiile ce se vor face de la început pentru metodele A vor fi mult mai mari, iar întreținerea lucrărilor miniere pentru exploatare va crește în proporție directă cu investițiile.

Este de menționat că în cazul deschiderii cu galeria de transport în culcuș, scoborîrea nivelului hidrostatic și asecarea cerută de metodele C și de celelalte metode în cazul cînd se vor exploata și stîlpii de siguranță, se vor realiza mai ușor, lucrările necesare pentru aceste operațiuni executîndu-se chiar din galeria de deschidere din culcuș.



Considerații referitoare la metodele de exploatare prevăzute în expunere

Pentru ca rezultatele să poată fi comparabile s-a considerat că:

Explotarea se va face total cu fiecare metodă în parte, pe o suprafață de zăcămînt de $400/600+600/m^2$, la o producție zilnică de 1.000 t mineral cu utilaje de același fel și cu forțe de muncă de aceeași calificare, pe o durată de patru ani;

La costul suitorilor, care vor străbate strate purtătoare de apă, se va adăuga, 300 lei/m;

Costul pe m al diferitelor lucrări miniere s-a luat din documentația IPROMIN;

Galerile de abataj de cap ale abatajelor următoare se vor săpa o dată cu galeria de abataj de bază a abatajelor superioare;

Costul întreținerii diferitelor lucrări miniere se va socoti: 50 lei/m pe an pentru galerile armate în beton; 100 lei/m pe an pentru canale cu vatra betonată și armate în lemn; 150 lei/m pe an pentru galerii cu vatra betonată și armate în lemn; 250 lei/m pe an pentru galerii armate în lemn; 150 lei/m pe an pentru suitorii de transport și aeraj; 70 lei/m pentru punți de aeraj și suitori de aeraj.

Metodele A

Lucrările de pregătire pentru abatajele următoare din panouri se vor săpa în timpul exploatarii abatajelor superioare.

Pentru săparea lucrărilor de pregătire se va mai săpa un suitor în zăcămînt, de 240 m lungime, armat în lemn, care va costa 1.250 lei/m și se va întreține $2\frac{1}{2}$ ani. Pentru cele două panouri, în afară de personalul auxiliar, trolisti în plus necesari la transportul pe planele înclinate vor fi de cel puțin 15 pe zi.

Materialele și utilajul necesar pentru abatajele în exploatare se vor transporta prin galeria de cap, iar lemnul și alte diferite materiale și utilaje pentru lucrările de pregătire prin galeria de bază. Această operație va necesita 6 muncitori în plus la puțul de aeraj, cîte 3 electrolăcătuși și 3 muncitori pentru aeraj pe galeriile de cap ale panourilor, și o instalație de transport cu personalul necesar.

Aerul curat va intra pe planul înclinat, iar aerul viciat se va evacua pe suitorul din zăcămînt. Pentru realizarea aerajului se vor construi cinci punți de aeraj pe perechea de panouri.

Pentru exploatarea stilpului de siguranță de circa 80 m lățime, se va construi în culcuș pe toată lungimea planului înclinat, un canal (desemnat în tabloul 1 cu litera C) și suitori de aeraj din sută în sută de metri.

Canalul se va plasa în stratul II; el va avea lungimea de 430 m, o durată de doi ani, se va construi cu vatră betonată, se va arma în lemn și va costa 1.400 lei/m.

Suitorii de aeraj, în număr de patru pe două panouri alăturate, vor fi de 29 m lungime și vor costa 700 lei/m (costul propriu-zis).

Transportul mineralului ce va rezulta din stâlpul de siguranță se va face pe banda din planul înclinat către puțul de extracție. Transportul materialelor se va face în schimbul de noapte pe puțul de extracție.

Aerajul în timpul extractiei stâlpului de siguranță se va face prin ventilatoare tub între suitorul de aeraj și front. Costul în plus va fi de 1,25 lei/t mineral extras din acest stâlp de siguranță. Pentru exploatarea acestui stâlp va trebui să se demoleze armătura de beton a planului înclinat. După experiența făcută la Filișești va costa 800 lei/m.

Transportul mineralului rezultat din exploatarea stâlpului de siguranță de 100 m lățime de la galeria de cap se va face pe bandă sau crater pînă la transportorul din planul înclinat de la următoarea pereche de panouri și va costa în plus 1,70 lei/t. Materialele se vor transporta în schimbul de noapte. Aerajul se va face cu ventilatoare tub prin galeria orizontului de cap și va costa în plus pe tonă de mineral 1,25 lei.

Pentru evacuarea eventualelor ape din canal s-au prevăzut 173.380 lei (tabl. 1).

În tabloul 2 s-a stabilit necesarul de personal în plus pentru folosirea acestor metode.

Metodele B

Lucrările de pregătire pentru abatajele următoare din panou se vor săpa în timpul exploatarii abatajelor superioare.

Materialele și utilajul necesar pentru abatajele în exploatare se vor transporta prin galeria de cap, iar lemnul și alte diferite materiale și utilaje pentru abatajele în pregătire prin galeria de bază.

Pentru cel de al doilea abataj în exploatare condițiile de transport al materialelor și utilajelor sunt foarte grele și arată că metoda nu se poate folosi decît cu un singur abataj. Pentru studiu și pentru a se cunoaște un rezultat economic, și numai în cazul deschiderii cu galeria de transport în zăcămînt, s-au admis două abataje succesive.

Aerul curat va intra pe planul înclinat iar aerul viciat se va evacua pe suitoarea din zăcămînt. Pentru realizarea aerajului se vor construi în lungul galeriilor de abataj trei punți de aeraj, fiecare avînd o lungime de 30 m. Punțiile de aeraj vor trebui să dureze doi ani și vor costa 700 lei/m.

Exploatarea stâlpului de siguranță al planului înclinat și al suitoarei din cărbune se va face în continuare la exploatarea panoului următor. Acest procedeu necesită cheltuieli în plus provenite din funcționarea transportorilor care sunt mai lungi, din exploatarea stâlpului din dreapta planului înclinat și formarea unui nou front de abataj pe lingă planul înclinat în partea stîngă a planului. Aceste cheltuieli în plus le apreciem la 500 lei/m de plan înclinat.



TABELA 1

Deschiderea minei cu galeria de transport în zăcămînt

Nr. cert.	Lucrări	Preț unitar	Metoda A			Metoda B			Metoda C		
			Nr. de același fel de lucrări	Lun- gime pe lu- crare m	Valori totale Lei	Nr. de același fel de lucrări	Lun- gime pe lu- crare m	Valori totale Lei	Nr. de același fel de lucrări	Lun- gime pe lu- crare m	Valori totale Lei
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1	Plan înclinat în cărbune	4.404	2	400	3.523.200	4	400	7.046.400	—	—	—
2	Suitor în cărbune armat octagonal	1.740	2	400	1.392.000	4	400	2.784.000	2	400	1.392.000
3	Plan înclinat cu vatra betonată armat în cîmp	2.032	—	—	—	—	—	—	2	400	1.625.600
4	Puncte de aeraj	700	10	30	300.000	12	30	360.000	—	—	—
5	Canal cu vatra betonată armat în lemn (c)	1.400	2	430	1.204.000	—	—	—	—	—	—
6	Suitoare de aeraj	700+300	8	27	216.000	—	—	—	—	—	—
7	Canal coborîtor	1400+300	2	32	108.800	—	—	—	—	—	—
8	Suitoare de aeraj și transport	1100+300	—	—	—	—	—	—	16	29	649.600
9 ¹⁾	Coborîtorul D (în col. 12 s-a trecut ½ din valoare)	3474+300	—	—	—	—	—	—	4	32	241.600
10 ¹⁾	Galeria de legătură B (idem)	3.000	—	—	—	—	—	—	2	120	360.000
11 ¹⁾	Galeria de legătură E (idem)	2.032	—	—	—	—	—	—	2	30	60.960
12	Întreținerea lucrărilor minere	—	—	—	5.362.620	—	—	4.647.900	—	—	3.393.100
COSTURI ÎN PLUS LA EXTRAGEREA CĂRBUNELUI											
13	Săparea unui plan în plus	1.250	2	240	600.000	—	—	—	—	—	—
14	Întreținerea acestui plan pe 1½ ani	250	2	240	120.000	—	—	—	—	—	—
15	Spragerea armăt. de beton la planul înclinat	800	2	400	640.000	—	—	—	—	—	50.000
16	Costul aerajului la piciorul de siguranță al planului înclinat	—	—	—	50.000	—	—	—	—	—	100.000
17	Transportul și aerajul la piciorul galeriei cap.	—	—	—	100.000	—	—	—	—	—	—
18	Amortismente pentru utilaje în plus	—	—	—	333.000	—	—	333.000	—	—	90.000
19	Lucrări la baza planului, evacuarea apelor	—	—	—	173.380	—	—	—	—	—	277.140
20	Cost în plus pentru formarea unui nou front pe lîngă planul înclinat	500	—	—	—	2	400	400.000	—	—	—
21	Costuri în plus pentru personal	—	—	—	1.728.000	—	—	1.728.000	—	—	—
TOTAL:											
					15 850.000	—	—	17 499.300	—	—	8.240.000

¹⁾ La pozițiile 9, 10 și 11 s-a trecut jumătate din valoare, deoarece lucrările de la baza planului înclinat se vor folosi și pentru exploatarea panourilor din aval.

În tabela 2 s-a stabilit necesarul de personal în plus pentru folosirea acestor metode. În cazul cînd aceste metode se folosesc în condiții normale de exploatare, muncitorii în plus necesari vor fi în număr mai mare decît cei arătați la metodele precedente. În cazul însă cînd, aceste metode se folosesc cu două abataje successive, vor funcționa șase troliști mai puțini decît în metodele A și din această cauză în tabloul 2 nu s-au mai socotit muncitorii de la instalația de transport din galeria de cap a panoului.

TABELA 2

Personalul necesar în plus cînd se folosesc pentru exploatare metodele A și B

Nr. crt.	Felul personalului	Necesar pe zi muncitori	salariu lunar lei	Fond de salariu pe an lei	Fon de salariu pe 4 ani lei
1	Inginer de mine	1	1200	14.400	57.600
2	Maestru minier	3	900	32.400	129.600
3	Artificieri	3	800	28.800	115.200
4	Electro-lăcătuși	9	800	86.400	345.600
5	Troliști	15	750	135.000	540.000
6	Muncitori la baza planului din stînga panoului și la puțul de aeraj	12	600	86.400	345.600
7	Circulație și aeraj	9	450	48.600	194.400
TOTAL:		52	692	432.000	1.728.000

În cazul metodelor A și B consider că pentru transportul în subteran este necesară o locomotivă în plus și deci ar fi trebuit să se mai prevadă în tabloul de personal trei mecanici și trei ajutor mecanici.

Metodele C

Lucrările de pregătire pentru abatajele următoare din panou se vor săpa în timpul exploatarii abatajelor superioare. Mineralul rezultat din lucrările de pregătire se va transporta prin suitoare și ulterior pe banda din planul înclinat din culcuș, iar piatra cu vagonetele pe suitoarea din stratul de mineral.

Materialele și utilajele necesare pentru abatajele în exploatare, precum și pentru lucrările de pregătire se vor transporta prin galeria de bază.

Suitoarea din cărbune va funcționa doi ani, în al treilea an, cînd va fi părăsită, va fi folosită pentru extragerea stîlpului de siguranță.

În dreapta și stînga suitorilor s-au lăsat stîlpi de siguranță de 40 m, în loc de stîlpi de 20 m. Acești suitorii ar fi trebuit să se armeze în cîmpuri, mai cu seamă că ei vor fi folosiți numai doi ani. În tabela 1 s-a considerat totuși



că se vor arma octogonal ca și în metoda A, unde acești suitorii vor funcționa opt ani (proiect I. C. Berevoești).

Planul înclinat din culcuș se va săpa în stratul 2 și va funcționa trei ani de zile, după care se va părăsi. Acest plan se va construi cu vatra betonată și se va arma în lemn în cîmpuri de 0,50 m și va costa 2.032 lei/m spre deosebire de planul înclinat din metodele A care trebuie să funcționeze cel puțin opt ani și din această cauză s-a armat în beton și s-a socotit la 4.400 lei/m (proiect I. C. Berevoești).

Suitorii de aeraj și transport vor fi lungi de 29 m și vor costa 1.100 lei/m (costul propriu-zis). Dublarea galeriei de bază desemnată în tablou cu litera B, va fi lungă de 120 m și s-a socotit la 3.000 lei/m.

Coboritorii de legătură dintre dublația galeriei de bază și stratul 2 (desemnată în tabloul 1 cu litera D) vor fi lungi de 32 m, se vor arma în beton și vor costa 3.474 lei/m.

Galeria de legătură între coboritori și planul înclinat din culcuș (desemnată în tabloul 1 cu litera E) va fi lungă de 30 m, se va construi cu vatra betonată, se va arma din lemn în cîmpuri de 0,50 m și va costa 2.032 lei/m.

Stîlpul de siguranță de 80 m lățime al suitoarei din zăcămînt se va exploata către puțul de extracție. Transportul mineralului ce va rezulta din stîlpul de siguranță se va face pe suitoare și pe banda din planul înclinat din culcuș. Transportul materialelor se va face cu vagonetele pe suitoarea din zăcămînt. Aerajul, în timpul extracției stîlpului de siguranță, se va face prin ventilatoare tub între suitorii și front și va costa 1,25 lei/t de mineral extras din acest stîlp de siguranță.

Stîlpul de siguranță de 80 sau 100 m lățime, de la galeria de cap, se va exploata către puțul de aeraj, transportul mineralului se va face pe bandă sau crateră, pînă la suitoarea din panoul imediat vecin și va costa în plus cca 1,70 lei/tonă de mineral. Aerajul se va face prin galeria orizontului de cap cu ventilatoare tub și va costa în plus pe tonă de mineral 1,25 lei.

Pentru diferite lucrări la baza planului din culcuș și eventuale evacuări de apă, în tabloul 1 s-a prevăzut suma de 277.140 lei.

Cum organizează exploatarea perimetrelor metodele clasice (metodele vechi) față de metodele propuse

Costuri de întreținere

Considerații generale. Pentru stabilirea costurilor de întreținere am considerat că viteza de construire a diverselor lucrări miniere este de 1 m pe zi la galeriile cu vatră betonată și susținute în beton, bolțari sau cadre de lemn, precum și la galeriile armate octogonal în desîș, și de 1,50 m pe zi la galeriile de abataj și la preabataje, la care s-au montat toate instalațiile necesare pentru exploatare.



Durata întreținerii în timpul construirii s-a calculat considerindu-se timpul de întreținere la jumătate din timpul cît a durat construirea lucrării respective. Este adevărat că în primul an, după construirea lucrării miniere, întreținerea respectivă este mai mică, însă neputind-o aprecia am considerat-o la aceeași valoare ca în anii cînd se întreține în condiții normale.

Costurile de întreținere pe timpul exploatareii s-au stabilit pentru cele două alternative de deschidere ale minei, adică, cu galeria de transport în zăcămînt sau cu galeria de transport în culcuș și cînd mina se exploatează și dă o producție de 1.000 tone pe zi.

Deschiderea minei cu galeria de transport în zăcămînt. În cazul folosirii pentru exploatare a metodelor A va rezulta schema de exploatare din fig. 9; în cazul folo-

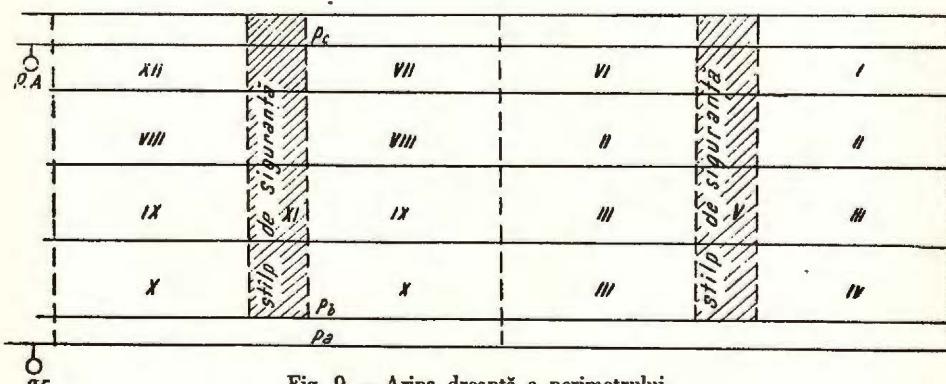


Fig. 9. — Aripa dreaptă a perimetrului.

Ordinea de exploatare a șabelor (a abatajelor) în panou.

sirii pentru exploatare a metodelor B va rezulta schema de exploatare din fig 10; în cazul folosirii pentru exploatare a metodelor C va rezulta schemele de exploatare din fig 11 și 12, care se referă la întreg orizontul în exploatare.

Comparind schemele de mai sus constatăm că metodele B prezintă pentru exploatare cazul cel mai simplu, exploatarea întregului orizont se realizează în opt ani, mina producind 1.000 t/zi și avînd în exploatare ambele aripi ale perimetrului.

Dacă am fi folosit pentru exploatare metodele propuse însă numai cu o singură aripă, am fi avut o schemă de exploatare mai simplă decît aceea pe care o prezintă metodele B. La producția de 1.000 t/zi aripile minei s-ar fi exploatat succesiv și costurile de întreținere ar fi fost minime.

În cazul metodelor B, ținînd seama de cele arătate mai sus și de schema respectivă de exploatare, costul întreținerilor pentru exploatarea suprafeței de $400/600 + 600/m^2$ în mediu este de 4.647.900 lei.



Din examinarea celoralte scheme constatăm că metodele C dă posibilitatea ca majoritatea orizontului să se exploateze cu o producție de 1.000 t/zi în opt ani;

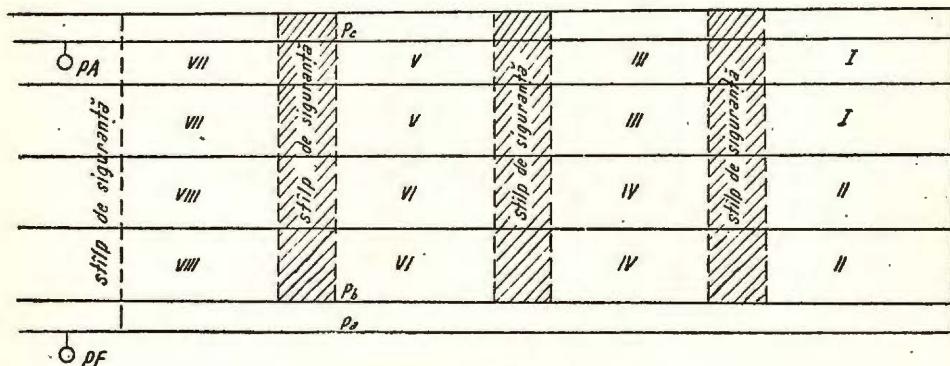


Fig. 10. — Aripa dreaptă a perimetrului.

Ordinea de exploatare a șabilor (a abatajelor) în panouri. Stilpii de siguranță se exploatează prin aplicarea metodei în continuare.

în anul al nouălea orizontul va produce 500 t/zi, în anul al zecelea se va exploata ultimul stilp de siguranță al suitorului în cărbune, iar în anul al unsprezecelea se va exploata ultima șaibă. Producția din această șaibă este mai economic să se trans-

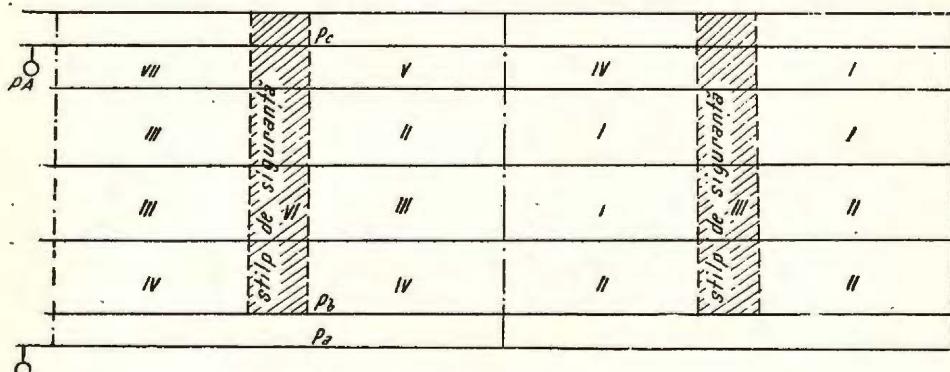


Fig. 11. — Aripa dreaptă a perimetrului.

Ordinea de exploatare a șabilor (a abatajelor) în panouri.

porte prin puțul de aeraj. Această șaibă se va exploata însă o dată cu stilpul de siguranță al puțului de aeraj.

În cazul acestor metode costul întreținerilor pentru exploatarea suprafeței de $400/600 + 600/m^2$ în mediu este de 3.393.100 lei.

Schema din fig. 9, care reprezintă folosirea în exploatare a metodelor A arată că exploatarea în acest caz este cel mai puțin organizată. Același orizont se exploatează abia în doisprezece ani.

Chiar fiind realizate toate investițiile la acest orizont, în primul an de exploatare nu va putea produce decât 500 t/zi, în anul al doilea, al treilea și al patrulea

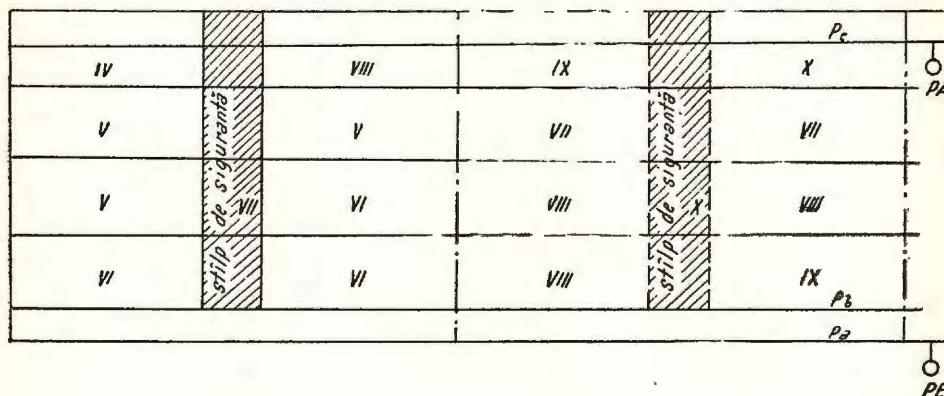


Fig. 12. — Aripa stângă a perimetrlui.
Ordinea de exploatare a șaibelor (a abatajelor) în panou.

mina va produce 1.000 t/zi, ca ulterior să urmeze o perioadă de trei ani în care mina să nu producă decât 500 t/zi.

După această perioadă, urmează o nouă perioadă de trei ani în care mina va produce cîte 1.000 t/zi și în fine la sfîrșitul exploatării orizontului, vor rămîne de exploatat șaibele XII pe ambele aripi care vor putea fi exploataate o dată cu stîlpul de siguranță al puțului de aeraj.

În cazul acestei metode costul întreținerilor pentru exploatarea suprafetei de 400/600+600/m² în mediu este 5.363.620 lei.

Metodele A și B ale căror costuri de întreținere sunt mari, mai au dezavantajul că cheltuielile de întreținere în prima parte a exploatării sunt aproape duble. Este de amintit că metodele B sunt luate în calcul numai pentru a se cunoaște un rezultat economic: folosirea lor cu două abataje succesive duce la aeraj, transport și securitatea muncitorilor, defectuoase.

Deschiderea minei cu galeria de transport în culcuș. În cazul folosirii pentru exploatare a metodelor A va rezulta schema de exploatare din fig. 13; în cazul folosirii pentru exploatare a metodelor C va rezulta schema de exploatare din fig. 14.

Din examinarea schemelor se constată că din punct de vedere al producției, ambele metode, în acest caz, prezintă aceleași condiții, și metodele A și metodele C vor produce 1.000 t/zi în primii șapte ani, în anul al optulea vor produce cîte

750 t/zi și ultimul stîlp de siguranță al suitorilor în cărbune se va exploata în anul al nouălea.

Deschiderea zăcămîntului cu galeria de transport în culcuș are un mare avantaj că micșorează costurile de întreținere. În cazul metodelor A, pentru exploatarea

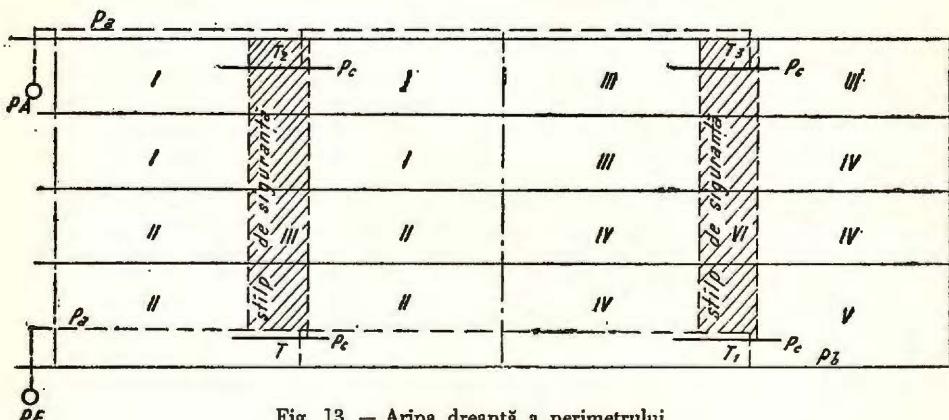


Fig. 13. — Aripa dreaptă a perimetrlui.

suprafeței de $400/600 + 600/m^2$, aceste costuri sunt de 3.018.320 lei, iar în cazul metodelor C sunt de 2.180.900 lei. Tinînd seama de cele arătate mai sus, s-a realizat exploatarea cu metodele A, B și C și în tablourile 1 și 2 s-au trecut valorile elemen-

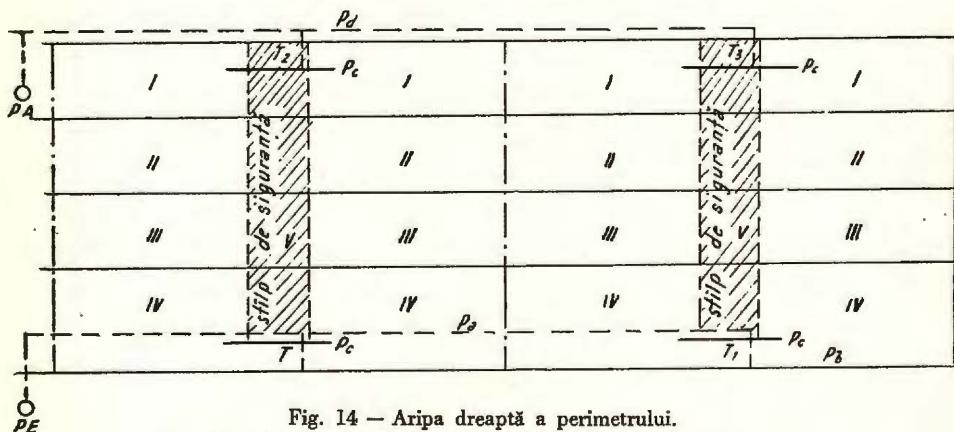


Fig. 14 — Aripa dreaptă a perimetrlui.
Ordinea de exploatare a șaibelor (a abatajelor) în panouri.

telor care diferă de la metode la metode pentru cazul cînd mina s-a deschis cu galeria de transport în zăcămînt.

În cazul cînd mina s-a deschis cu galeria de transport în culcuș, tabloul 1 de costuri se va modifica numai la poziția 12 și se va introduce în cazul metodelor A

valoarea de 3.018.320 lei în loc de 5.362.620 lei, iar în cazul metodelor C valoarea de 2.180.900 lei în loc de 3.393.100 lei.

În tabloul de mai sus s-a trecut și costul personalului necesar în plus pentru cazul cînd în exploatare se va folosi metodele A sau metodele B (tabl. 2). Din tabloul 1 se poate vedea că metodele B sunt cele mai scumpe, cu toate că în analiza făcută am admis că exploatarea se face cu două abataje succesive. Acest studiu s-a făcut pentru a se cunoaște acest rezultat care arată că metodele B sunt metode foarte scumpe și că ele nu pot fi luate în considerație la exploatarea minelor a căror producție este mai mare de 125—250 t/zi. Din celelalte două metode, cea mai ieftină, în cazul deschiderii minei cu galeria de transport în zăcămînt, sunt metodele C, care produc tonă de mineral cu un cost general al costurilor din subteran cu 7,20 lei/t mai ieftin decît metodele A, adică:

$$\frac{15.850.000 - 8.240.000}{400 (600 + 600) \times 2 \times 1,2 \times 0,95} = \frac{7.610.000}{1.056.400} = 7,20 \text{ lei/t}$$

În cazul cînd mina se deschide cu galeria de transport în culcuș, metodele cele mai ieftine sunt tot metodele C, care produc tonă de mineral cu un cost general al costurilor din subteran cu 6,13 lei/t mai ieftin decît metodele A, adică:

$$\frac{13.505.700 - 7.027.800}{400 (600 + 600) \times 2 \times 1,2 \times 0,95} = \frac{6.477.900}{1.056.400} = 6,13 \text{ lei/t}$$

Comparatie între sistemul de deschidere cu galeria de transport în culcuș și sistemul de deschidere cu galeria de transport în zăcămînt cînd se folosesc metodele C. La deschiderea minelor cu galeria de transport în culcuș, costurile pentru producția de 1.056.400 t mineral suferă următoarele modificări:

Costurile de întreținere a lucrărilor se micșorează 3.393.100—2.180.900 = 1.212.200 lei. Costurile în plus pentru galeria de transport în culcuș față de galeria de transport din zăcămînt socotită la 400 lei/m pentru 900 m se măresc cu $400 \times 900 = 360.000$ lei. Costurile pentru diferite lucrări în plus se măresc cu costul celor două galerii P_b adică $160+160 = 320$ m galerii cari la prețul de 1600 lei/m dă 512.000 lei precum și cu costul a două galerii T de 70 m care socotite la 3.400 lei/m dă $70 \times 3.400 \times 2 = 476.000$ lei. Costurile de transport se măresc cu 140.000 lei.

La deschiderea minelor cu galeria de transport în zăcămînt, la exploatarea stil-pului respectiv de siguranță va trebui să cheltuim cu demolarea armăturii 800 lei/m, adică pentru cele 1.056.400 t mineral va trebui să cheltuim $1.000 \text{ m galerie} \times 800 = 800.000$ lei.



Din cele de mai sus rezultă că la minele care s-au deschis cu galeria de transport în culcuș se extrage tonă de mineral cu 0,496 lei, adică:

$$\begin{aligned} & \underline{1.212.200 + 800.000 - 512.000 - 476.000 - 360.000 - 140.000} \\ & \qquad\qquad\qquad \underline{\underline{1.056.400}} \\ & = \frac{524.200}{1.056.400} = 0,496 \text{ lei/t} \end{aligned}$$

mai ieftin decât la minele care s-au deschis cu galeria de transport în zăcămînt.

În concluzie, rezultă că este de recomandat ca minele să se deschidă cu galeria de transport în culcuș pentru că asigură un preț de cost mai mic și o organizare mai bună. Din cele de mai sus rezultă că, în cazul cînd mina s-a deschis cu galeria de transport în culcuș și exploatarea se face folosindu-se metodele C, la un front de abataj lung de 100 m, va rezulta o exploatare care comparativ cu exploatarea cînd se folosesc metodele A, este mai bine organizată, mai tehnică, oferă condiții de securitate mai mari, costurile inițiale necesitate de investiții și pregătiri se reduc cu 6.250.000 lei, iar costurile de exploatare pe tonă de mineral se micșorează cu 6,13 lei.

În cazul cînd exploatarea se face cu fronturi de abataj lungi de 50 m și se folosesc metodele propuse:

Pentru producția de 1.000 t/zi, costurile inițiale necesitate de investiții și pregătiri se reduc cu cel puțin 17.000.000 lei, iar costurile de exploatare pe tonă se micșorează cu 13 lei.

Pentru producția de 2.000 t/zi costurile inițiale necesitate de investiții și pregătiri se reduc cu cel puțin 35.000.000 lei, iar costurile de exploatare pe tonă se micșorează cu cel puțin 25 lei.

Pe măsură ce lungimea frontului de abataj se micșorează, pe aceeași măsură, față de metodele de exploatare vechi, rezultatele economice ale metodelor propuse sunt mai bune.

Este de menționat că pregătirea panoului, așa cum este arătată în fig. 1, adică cu legătura făcută între planuri prin talpa galeriilor de bază ne duce la o pregătire deosebit de bună pentru exploatarea șabilor prin abataje cameră, atunci cînt din diferite motive nu se poate folosi abatajul cu front lung.

Pentru capacitați de producție pe zi și mai mari, cînd se folosesc metodele propuse, rezultatele economice sunt și mai deosebite.

La minele care exploatează un zăcămînt stratiform de 2 m grosime, cu metodele propuse, capacitatea de producție de 4.000 t/zi se poate realiza dintr-un singur orizont în condiții normale, pe cînd cu metodele vechi nu se poate realiza în condiții normale decât o capacitate de 1.000 t/zi.

Datorită acestui fapt, economia inițială ce se face la investiții este deosebit de mare căci se va organiza pentru extracție o singură vatră de mină în loc de patru



vetre și se va săpa un singur puț de extracție și un singur puț de aeraj în loc de patru puțuri de extracție și patru puțuri de aeraj.

Metodele propuse sunt alcătuite din lucrări miniere cunoscute în industria minieră, iar condițiunile care se vor ivi la construirea acestor lucrări, consider că industria minieră le cunoaște și știe cum trebuie petrecute.

În cazul cînd se va trece la aplicarea metodelor propuse, s-ar putea ridica obiecțiunea că planul înclinat săpat în culcușul zăcămîntului precum și suitorii care fac legătura între planul din culcuș și planul din zăcămînt vor costa mai mult decît s-a socotit și va rezulta deci un plus de investiții. De asemenea, se mai pot face obiecțiuni de felul cum trebuie să se dirijeze exploatarea cînd în panou sunt în exploatare toate abatajele.

Am arătat mai sus că la o producție de 2.000 t/zi, la un panou cu două aripi lung de 600 m și lat de 400 m, va rezulta la exploatare o economie de 25 lei/t și deci din întreg panoul va rezulta o economie de:

$$\frac{600 \times 400 \times 2 \times 1,20 \times 95 \times 25 \text{ lei/t}}{100} = 13,680.000 \text{ lei}$$

(calculul s-a făcut la un recuperaj de 95%).

Dacă considerăm că cei 16 suitori, a căror lungime totală este de $29 \times 16 = 464$ m (caz excepțional, de obicei acești suitori vor avea 6–10 m lungime) și planul înclinat din culcuș, a cărui lungime este de 400 m, vor costa cu 2.000 lei/m mai mult decît costurile prevăzute, rezultă că economia pe panou se va micșora la $13.680.000 - (864 \times 2.000) = 11.952.000$ lei.

Dacă se urmărește ca această economie să fie și mai mare se vor mări aripile panoului la 400 m, 500 m și chiar mai mult.

În ceea ce privește faptul că acești bani trebuie investiți înainte de a se face exploatarea și deci tot reprezentă o investiție în plus, vom aminti că arătam că atunci cînd se folosesc aceste metode la o capacitate de producție de 2.000 t/zi, reduce investițiile inițiale cu 35.000.000 și deci costul în plus al planului înclinat și al suitorilor nu ar face decît să micșoreze quantumul sumei cu care se reduc investițiile inițiale cînd se folosesc metodele propuse.

În ceea ce privește obiecțiunea referitoare la exploatarea simultană a tuturor abatajelor cuprinse în panou, considerăm că este întemeiată și urmează a fi experimentată.

Importanța economică a „Metodelor noi care asigură o mai mare conservare a rezervelor de substanțe minerale utile“

Importanța deosebită economică a acestor metode o vom cunoaște mai bine în cazul cînd mina construită pentru exploatarea zăcămîntului considerat va produce 4.000 t/zi, adică va avea în exploatare ambele aripi ale minei; într-o aripă se



va găsi în exploatare un panou care va produce 2.000 t/zi, și un altul în pregătire, iar în cealaltă aripă de asemenea se va găsi în exploatare un panou care va produce 2.000 t/zi, și un altul în pregătire.

Din cele arătate în lucrare sub titlul « Deschiderea minei cu galeria de transport în culcuș », se poate vedea că, dacă lungimea frontului de abataj este de 50 m și dacă la exploatarea minei se folosesc unele din metodele clasice (metodele vechi), mina respectivă dintr-un singur orizont nu poate produce decât 1.000 t/zi. Pentru a produce mai mult de 1.000 t/zi și anume circa 2.000 t/zi, va trebui să punem în exploatare și orizontul II, denumit în acest studiu orizontul 268. Pentru aceasta, va trebui fie să aducem puțul existent de la orizontul 360 la orizontul 268, fie să săpăm un puț orb în subteran pentru exploatarea orizontului 268 și astfel — cu toate că este greu de realizat — să exploatăm simultan ambele orizonturi.

Deoarece soluțiunile de mai sus ne duc la o exploatare neeconomică, va trebui pentru producția de 4.000 t/zi și cind pentru exploatare se folosesc metodele vechi, să săpăm patru puțuri de exploatare și deci să organizăm pentru exploatare patru mine și din fiecare să exploatăm câte 1.000 t/zi. Orizonturile inferioare, dacă va fi cazul, se vor exploata succesiv, de sus în jos, pe fiecare mină în parte. În speță, vom considera că se exploatează un singur orizont.

La mina la care se folosesc metodele propuse și care produce 4.000 t/zi costurile de întreținere pe an, față de o mină la care se folosesc pentru exploatare metodele vechi și care produce 1.000 t/zi, sunt cu 1.365.000 lei mai mici. Aceste costuri de întreținere în plus, la mina care produce 1.000 t/zi, calculate pe date medii provin din:

$$\begin{aligned} & 8 \text{ galerii de cap ale abatajelor inferioare} \times 300 \text{ m} \times 250 \text{ lei} + \left(\frac{4 \times 4 - 1}{4} \right) \text{ plane inclinate} \\ & \times 400 \text{ m} \times 50 \text{ lei} + \left(\frac{4 \times 4 - 1}{4} \right) \text{ suitori armați octogonal} \times 400 \times 250 \text{ lei} \\ & + 4 \text{ plane inclinate pentru pregătirile din aripa stângă} \times 105 \text{ m} (\text{lungime medie}) \\ & \times 250 \text{ lei} + (4 \times 900 - 4 \times 300) \text{ galerii de transport} \times 50 \text{ lei} = 1.365.000 \text{ lei.} \end{aligned}$$

De asemenea, la un abataj lung de 50 m, viteza de exploatare pe panou la mină la care se folosesc pentru exploatare metodele propuse, față de viteza de exploatare pe panou de la o mină la care se folosesc pentru exploatare metodele vechi este de circa 6 ori mai mare și anume:

Un panou de dimensiunile arătate, la un front de abataj cu lungimea de 50 m, cind se folosesc metodele de exploatare vechi, se exploatează în condiții normale în 8 ani, pe cind, atunci cind se folosesc metodele propuse, se exploatează în:

$$\frac{300 \text{ m lungime unei șaibe} + 7 \times 25 \text{ m lungimea undei de presiune}}{1,15 \text{ saltul de înaintare în abataj pe zi}} = \frac{475}{1,15} = 413 \text{ zile}$$



și deci viteza de exploatare pe panou, la mina la care se folosesc metodele propuse, este de:

$\frac{8 \text{ ani} \times 300 \text{ zile lucrătoare}}{413 \text{ zile}}$, circa șase ori mai mare decât viteza de exploatare

pe panou de la o mină la care se folosesc pentru exploatare metodele vechi.

La aceste mine, la care se folosesc pentru exploatare metodele propuse și care produc 4.000 t/zi, deoarece costurile de întreținere, după cum am văzut, sunt foarte mici, iar viteza de exploatare pe panou, cind se folosesc abataje cu front lung de 50 m este de aproape șase ori mai mare decât a minelor care se exploatează cu metodele vechi, aripile lor, dacă ținem seama de întrețineri și viteza de exploatare, pot fi mult mai lungi decât aripile minelor exploatate cu metode vechi.

Pentru a ne da seama de economiile care rezultă, la mina noastră nouă, care are aripile mai lungi decât minele vechi, care folosește pentru exploatare metodele propuse cu abataje cu fronturi lungi de 50 m și care produce 4.000 t/zi, față de cele patru mine care folosesc pentru exploatare metode vechi, cu abataje cu fronturi lungi tot de 50 m, și care produc fiecare cîte 1.000 t/zi, vom considera că, săparea puțului de extracție și aeraj, dotarea acestor puțuri, instalațiile de organizare a vetreriei cu calea de transport pentru evacuarea producției, la mina noastră nouă sunt o dată și jumătate mai scumpe decât respectivele de la o mină care produce 1.000 t/zi.

În acest caz, la mina nouă, față de cele patru mine cu metode de exploatare vechi, vor rezulta:

Economii la investiții lei 86.172.000

Economii inițiale la investiții și pregătiri și care se vor cheltui ulterior în timpul exploatarii și după ce mina a fost pusă în producție » 74.000.000

Micșorarea prețului de cost pe tonă lei/t 31,96

Acste economii s-au stabilit aşa cum se arată mai jos:

Economii la investiții :

92 m × 15.000 lei × 2½	lei	3.450.000
92 m × 10.000 lei × 2½	»	2.300.000
Dotarea puțului de extracție și puțului de aeraj de la minele de 1.000 t/zi vor costa în plus 7.000.000 lei × 2½	»	17.500.000
Organizarea vetrelor de mină cu calea de transport pentru evacuarea producției de la minele de 1.000 t/zi vor costa în plus 20.000.000 × 2½	»	50.000.000
Utilajele în plus la minele de 1.000 t/zi, transportoare, trolley, vagonete: 13 × 925.000 + 4 × 225.000 lei locomotive Diesel	»	12.922.000
	Total	lei 86.172.000



Economii initiale la investiții și pregătiri. Aceste economii, care se vor cheltui ulterior în timpul exploatarii și după ce mina a fost pusă în producție, provin din: $(4-1) \times (900+900)$ m galerii de deschidere $\times 3.400$ lei + $3 \times 4 \times 400$ m plane înclinate $\times 4.400$ lei + $3 \times 4 \times 400$ m suitorii armați octogonali $\times 1.740$ lei + $3 \times 4 \times 70$ m galerii de legătură $\times 3.400$ lei + $4 \times 4 \times 320$ m plane pentru pregătirile din aripa stângă $1.250 + 4 \times 4 \times 400$ m $\times 2.730$ lei diferențe în plus la lucrările miniere = 74.000.000 lei.

Micșorarea prețului de cost. Din costurile subterane, prețul de cost se micșoarează cu 13,36 lei/t și anume:

4,50 lei/t, costuri de întreținere + 3,45 lei/t, costuri din salariu, + 1,65 lei/t, costuri din diferite lucrări miniere în plus, + 1,96 lei/t, costuri provenite din amortismentul utilajelor în plus, + 1,80 lei/t, costuri provenite din plusuri de costuri la lucrările miniere = 13,36 lei/t.

Diferitele costuri arătate mai sus se calculează astfel:

$$4,50 \text{ lei} = \frac{1.365.000 \text{ lei} \text{ (costuri de întreținere în plus pe an la o mină de } 1.000 \text{ t/zi}}{300.000 \text{ t producție pe an a unei mine de } 1.000 \text{ t/zi}}$$

$$3,45 \text{ lei} = \frac{1.728.000 \times 2 \quad (900 + 600) \text{ 3 schimburi } \times 12 \text{ luni } \times 8 \text{ ani, salariile}}{\text{salarii pe 8 ani} + \text{mecanicilor și ajutoarelor, pentru panourile din dreapta}} \frac{2}{(tabl. 2)}$$

$$3,45 \text{ lei} = \frac{1.056.400 \text{ t producția totală a două panouri.}}{1.056.400 \text{ t producția totală a două panouri.}}$$

Datele arătate mai sus s-au luat din tabloul 2.

Costurile din salariile în plus pe tonă, la celealte mine de 1.000 t/zi, vor fi și mai mari.

$$1,65 \text{ lei} = \frac{300.000 + 1.204.000 + 216.000 + 108.800 + 600.000 + 640.000 - 2(241.600 + 360.000 + 60.960)}{1.056.400 \text{ producția totală a două panouri.}}$$

Costurile arătate mai sus pentru diferitele lucrări miniere în plus s-au luat din tabloul 1.

$$1,96 \text{ lei} = \frac{925.000 \text{ lei utilaj} + 225.000 \text{ lei, valoarea unei locomotive Diesel, pentru}}{\text{în plus pe panou} + \text{aprovisionarea prin galeria de cap a panoului 2}} \frac{528.200 \text{ t producția totală dintr-un panou}}{528.200 \text{ t producția totală dintr-un panou}}$$

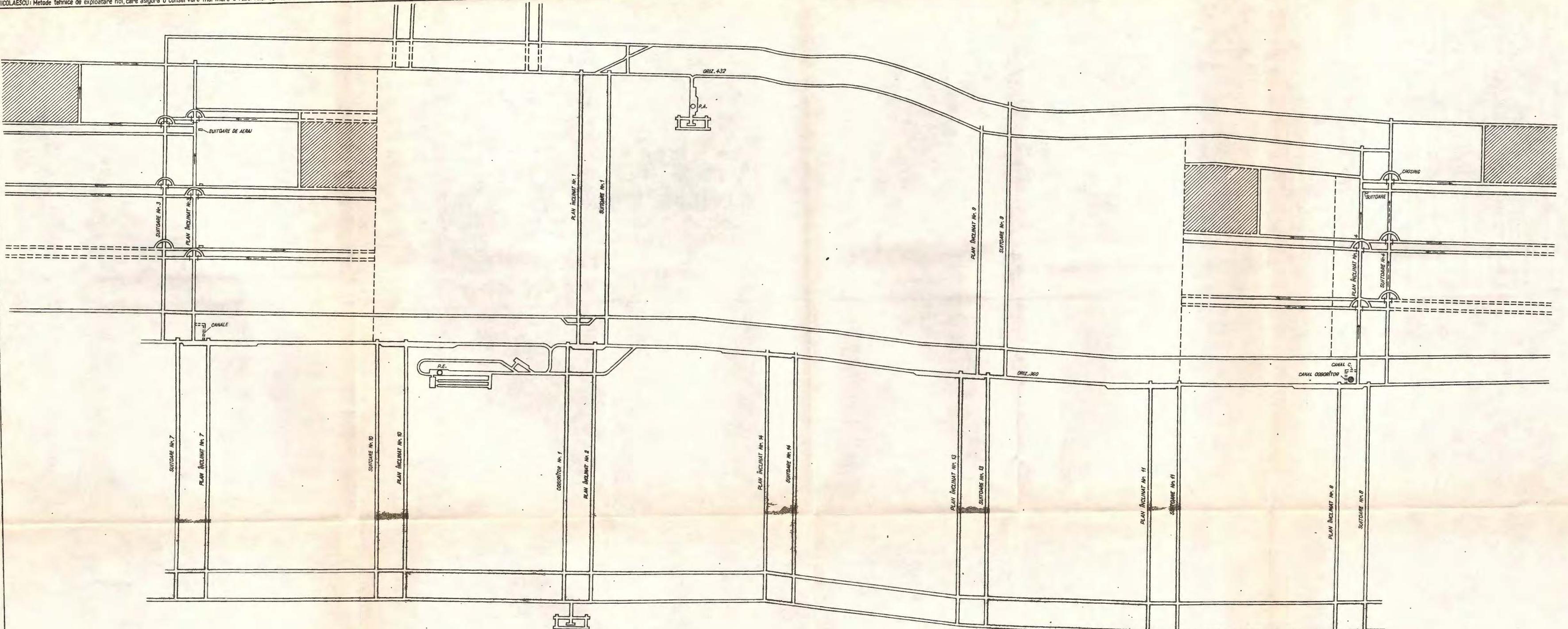
Datele arătate mai sus s-au luat din lucrare (pag. 126) și din cele arătate în partea finală a tabloului 2.

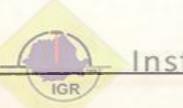
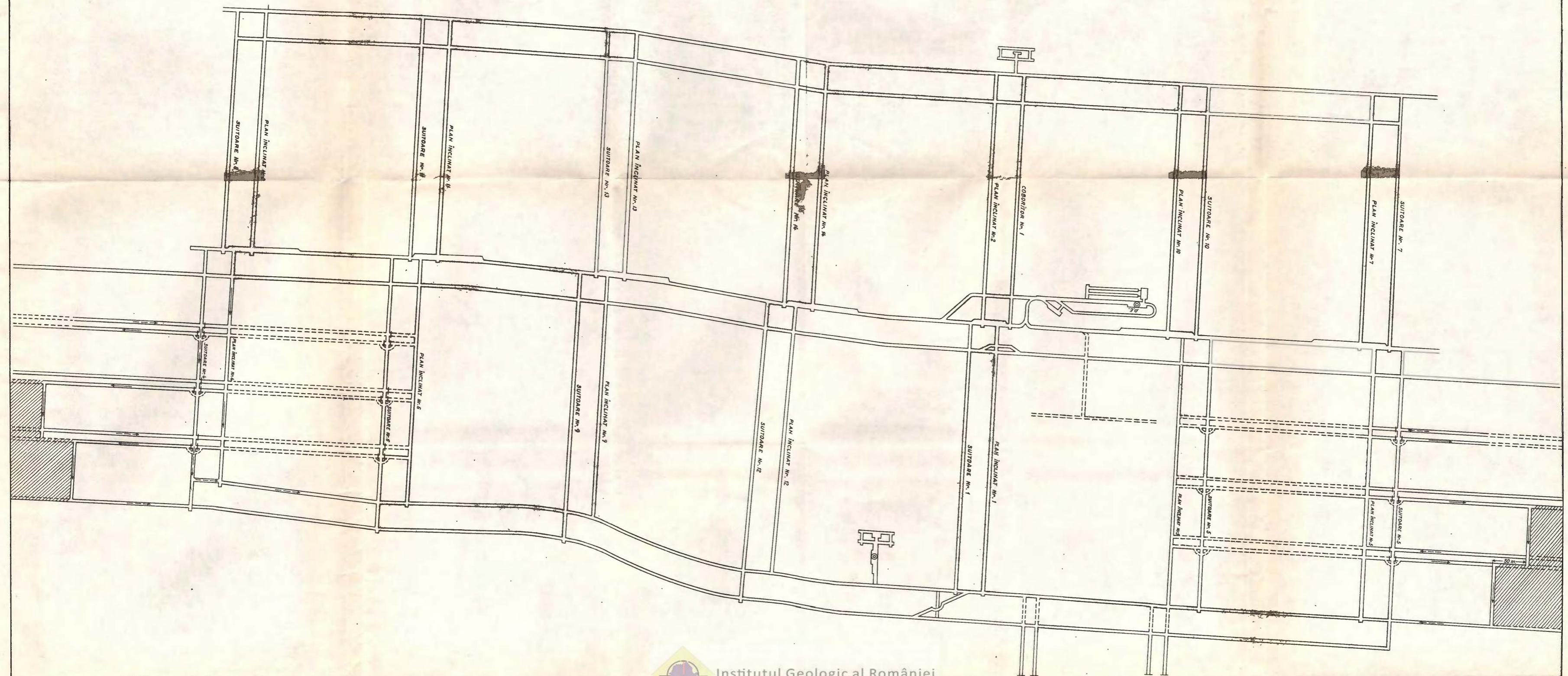
În egalitatea de mai sus, s-a considerat că utilajul în plus arătat se amortizează complet în cei opt sau nouă ani cît durează exploatarea.

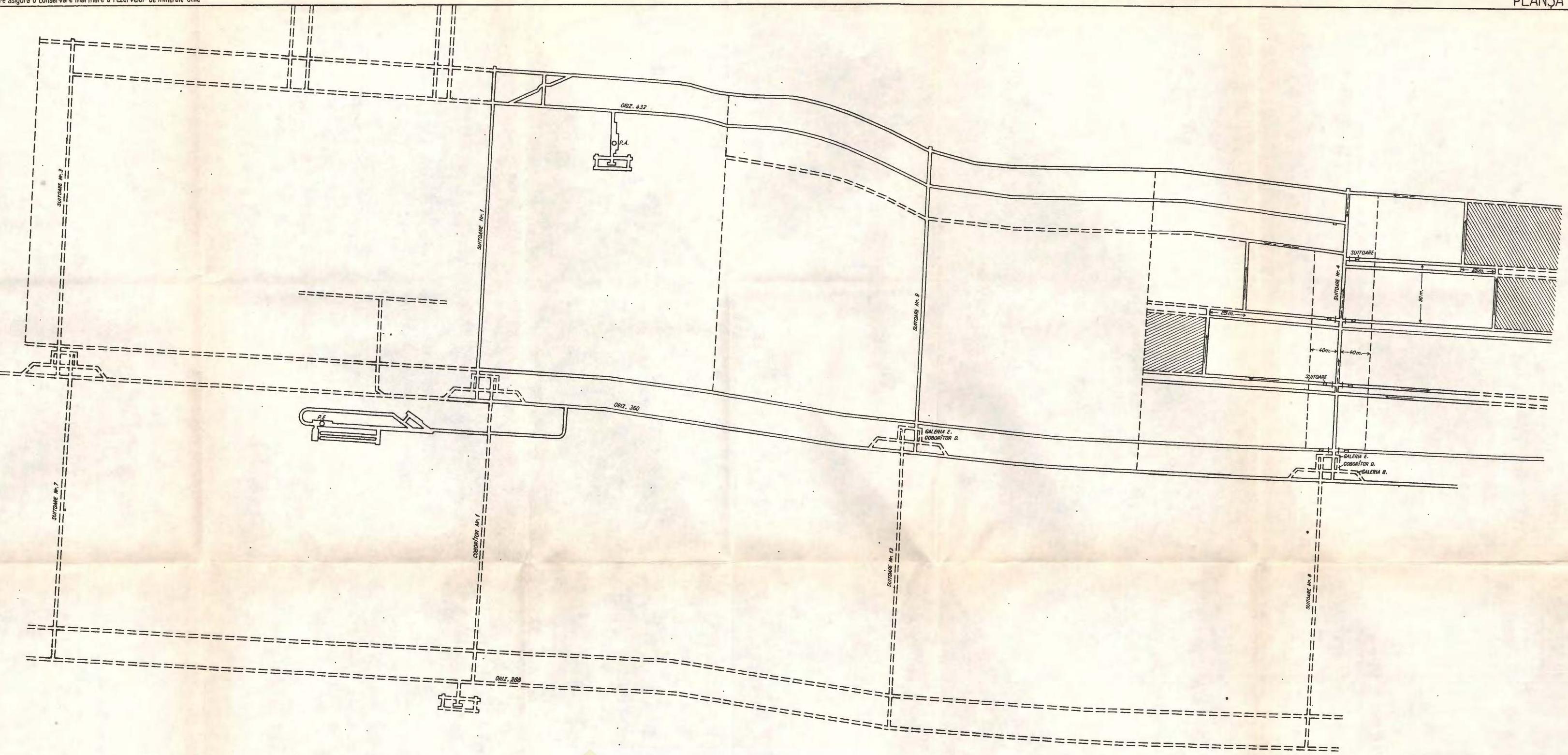
În aprovisionarea prin galeria de cap a panoului, nu s-au prevăzut circa 20 vagonete în plus care sunt necesare.

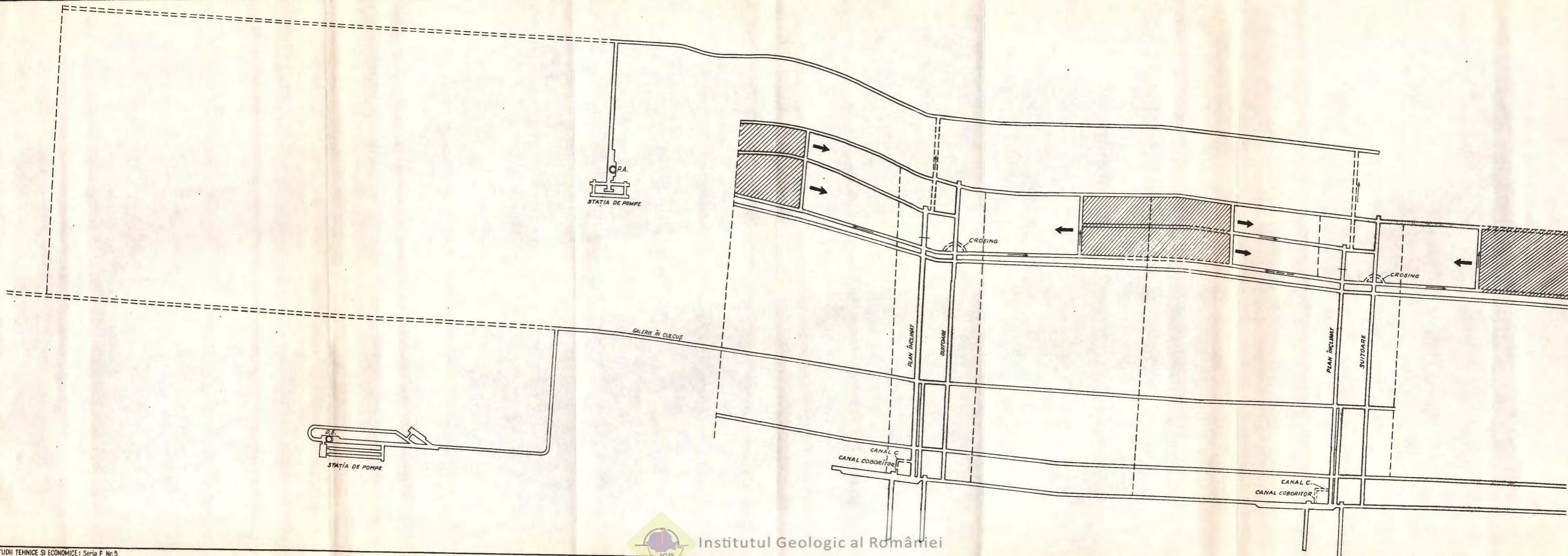
$$1,80 \text{ lei} = \frac{400 \times (4.404 \text{ lei} - 2.032 \text{ lei}) \text{ plusul de costuri la lucrările miniere}}{528.200 \text{ t producția totală dintr-un panou}}$$





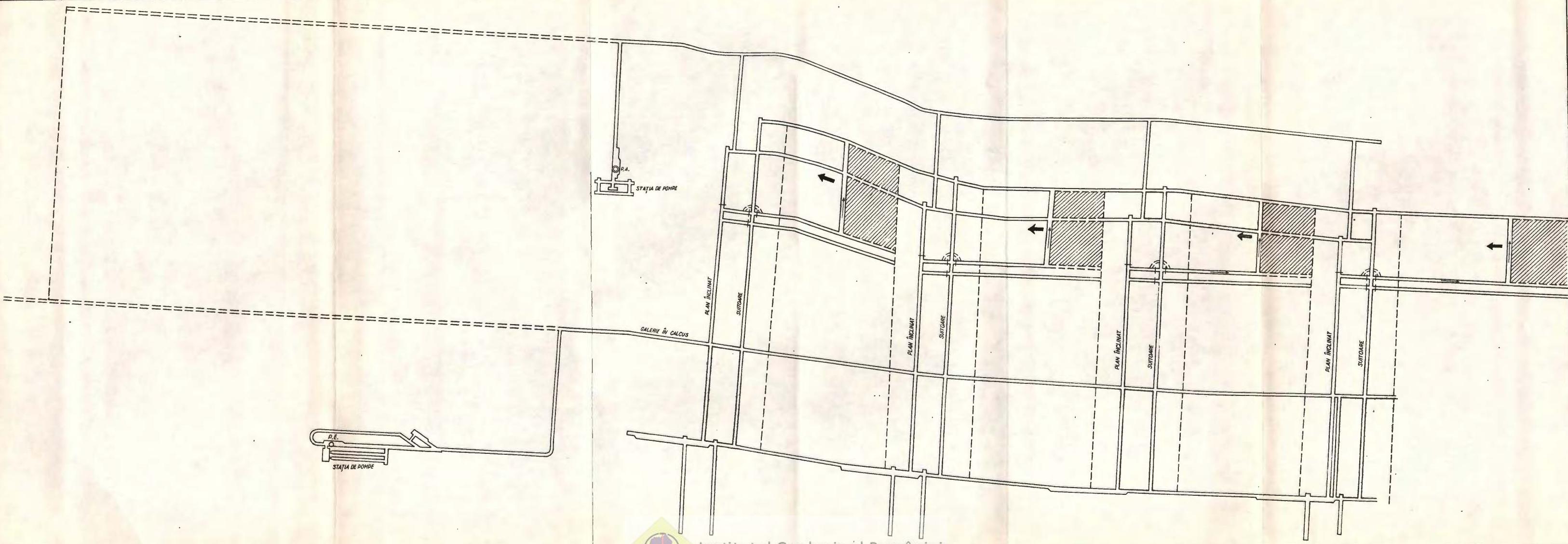






Institutul Geologic al României

D.NICOLAESCU: Metode tehnice de exploatare noi, care asigură o conservare mai mare a rezervelor de minerale utile



Institutul Geologic al României

Datele de mai sus s-au luat din tabela 1 și din lucrare (pag. 132).

Din costurile de la suprafață, prețul de cost se micșorează cu 18,60 lei/t. La minele cu producție de 1.000 t/zi, diferențele costuri pe tonă pînă la depozitarea în vagonul C.F.R. se ridică la circa 105 lei/t. Din aceste costuri, circa 30%, adică circa 31 lei/t, reprezintă costurile provenite din cheltuielile pentru administrație, din cheltuielile pentru regia de la suprafață, precum și din cheltuielile pentru amortizarea puțului de extracție și aeraj, cu dotările respective, și organizarea vîtrei minei cu calea de transport pentru evacuarea producției. În cazul producțunii de 4.000 t/zi, aceste costuri s-au considerat că se reduc la 40%, adică la circa 12,40 lei/t și deci, din aceste cheltuieli, rezultă o economie de 18,60 lei/t. Din cele de mai sus se vede că, în cazul când se aplică metodele propuse și mina nouă produce 4.000 t/zi, prețul de cost pe tonă se micșorează cu circa 13,36 lei/t + 18,60 lei/t egal cu 31,96 lei/t, adică cu circa 30%. De asemenea nu s-a socotit întreținerea lucrărilor miniere la minele de 1.000 t/zi pînă ce aceste mine pot produce 1.000 t/zi și care reprezintă circa 8.000.000 lei.

Pentru stabilirea valorii economice a metodelor propuse să considerăm cazul cel mai puțin economic când ariile minei nu vor fi mai lungi de 1.500 metri și când nici exploatarea unui orizont inferior nu se va face. În acest caz va trebui ca costurile în plus de 14.650.000 lei, care în cazul minei care produce 4.000 t/zi, provin din săparea puțurilor, dotarea lor și organizarea vîtrii minei etc., să se acopere din economiile ce rezultă din exploatarea zăcămîntului.

Atunci când se folosesc metodele propuse, la prețul de cost, rezultă o economie de 31,96 lei/t și în speță economia ce va rezulta din exploatare, la această mină, față de o mină la care se folosesc metode de exploatare vechi, va fi de 87.474.520 lei, adică:

$$3.000 \text{ m} \times 400 \text{ m} \times 2 \text{ m} \times 1,2 \text{ t/m}^3 \times 0,95 \text{ rec.} \times 31,96 \text{ lei/t} = \\ = 2.737.000 \text{ t} \times 31,96 \text{ lei/t} = 87.474.520 \text{ lei.}$$

Chiar în acest caz, cel mai dezavantajos, folosirea metodelor propuse și exploatarea zăcămîntului cu o producție de 4.000 t/zi față de minele la care se folosesc metodele vechi, ne va duce la:

Economii la investiții provenite din utilaje 12.922.000 lei

Economii inițiale, la investiții și pregătiri din care o parte se vor cheltui, când se vor săpa mine noi, iar altă parte, ulterior, în timpul exploatarii și după ce mina a fost pusă în producție
73.250.000 + 74.160.000 — 14.650.000 lei 132.760.000 »

Economii ce vor rezulta din exploatare prin micșorarea prețului de cost de 87.474.520 — 14.650.000 72.824.520 »

În orice caz, metodele propuse, care asigură o mai mare conservare a rezervelor de substanțe minerale utile, prezintă astăzi de mari avantaje tehnice, de securitate și economice.



ritate și de igienă muncii și în special economice, încit considerăm că trebuie să cunoască de toată lumea minieră și folosite întotdeauna în industria minieră extractivă acolo unde zăcămintele pot fi exploatați cu aceste metode.

**НОВЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ РАЗРАБОТКИ,
ОБЕЗПЕЧИВАЮЩИЕ НАИЛУЧШЕЕ СОХРАНЕНИЕ РЕЗЕРВОВ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

ДОРИН НИКОЛАЕСКУ

(Краткое содержание)

Предложенные автором новые технические методы обеспечивают наилучшее сохранение резервов полезных ископаемых при посредстве уменьшения объема околосвольных целиков — валовой эксплуатации столбов разработок, обеспечивающих аэрацию и рудничную откатку на участке, и почти полное устранение причин, порождающих пожары полезных ископаемых в шахтах.

Эти методы обусловливают эксплуатацию наличием двух наложенных ремсбергов в вертикальном плане, из которых один проводится в залежи, а другой в основании ложа залежи уклоны связаны между собой так, как это указано на рис. 1 секция АВ.

Через бремсберг, проведенный в залежи транспортируется оборудование и материалы необходимые эксплуатации, безрудный материал, полученный в результате подготовки забоя и эвакуируется мертвый воздух, в то время как через бремсберг, проведенный в основании залежи, связанный ходоками с основным штреком забоев, транспортируется разработка, являясь параллельно людским ходоком и каналом для аэрации забоев.

На основании анализа, проведенного над главными операциями необходимыми в эксплуатации, т. е.: транспортом разработки, передвижением рабочих, аэрации и транспорте оборудования и необходимых материалов для эксплуатации, может быть установлено, что предложенные новые технические методы позволяют в одно и тоже время и через один и тот же участок, разработку какой либо части или всего забоя, включенного в зону, при нормальных условиях, в отличии от старых методов, непозволяющих в одно и тоже время и на том же участке при нормальных условиях, разработку более одного забоя в крыле (рис. 2).

Предложенные новые методы позволяют подготовку новых забоев на участке при нормальных условиях аэрации, транспорта и безопасности, в то время как верхние забои участка находятся в разработке. Старые методы,



для подготовки новых забоев в то время когда верхние забои находятся еще в эксплуатации, предусматривают проведение нового ската, установку двух новых лебедок, перевозку материалов и оборудования для забоев в эксплуатации через головной штрек, а для забоев в подготовке через основной штрек, смешивание загрязненного воздуха со свежим воздухом, с тем что бы впоследствии были подвергнуты аэрации эксплуатационные забои.

Околоствольные целики, обеспечивающие пути транспорта и аэрации, проведенные в залежи, в случае применения новых методов будут иметь более малый объем, а разработка может быть реализована полностью при нормальных условиях аэрации, транспорта и безопасности для рабочих, в то время как в случае применения старых методов, околоствольные целики имеют больший объем, а их разработка не может быть проведена иначе как при помощи проведения новых выработок, удораживающих намного их эксплуатацию.

Предложенные новые методы могут быть использованы для разработки линзообразных и пластовых залежей с уклоном от 0° до 40° , независимо от их мощности. Бремсберги, связанные между собой ходоками, проведенными между потолком бремсберга в основании залежи и забоем основных штреков, отверстие которых должно находиться в основании главных штреков на расстоянии 4–6 м. от бремсберга, проведенного в залежи по направлению к эвакуированному забою, могут быть смещены с таким расчетом что бы бремсберги имели бы уклон между 45° – 75° .

Способ установленный ходоками между бремсбергом основания залежи и брмсбертом проведенным в залежи, как это видно на рис. 1, составляет физическую оригинальность этих методов.

В том случае если залежи расположены горизонтально или и имеют уклон до 3° , приспособление этих новых методов проводится вскрытием соответствующей залежи двумя параллельными штреками, проведенными в ложе (рис. 3), а разработка проводится на обоих крыльях на участках, достигающих до 600–800 м.

Предложенные новые методы обеспечивают следующие технические усовершенствования и производственные и административные рационализации.

Технические усовершенствования обеспечивают большую безопасность для рабочих. Людские ходки не скрещиваются с путями транспорта оборудования и материалов. Обеспечивают новые пути для эвакуации рабочих через основание залежи, имеющее связь как со стволом аэрации, так и с откаточной штолней.

Устраняют почти полностью причины, ведущие к пожарам резервов полезных ископаемых шахтах. *Технические усовершенствования*, обеспечивают

лучшую гигиену для рабочих (полную аэрацию для каждого, взятого в отдельности, забоя).

Новые методы, помимо этого обеспечивают на участке эксплуатационную скорость, примерно, в 6 раз, большую скорость, нежели старые методы и таким образом эксплуатация залежи в забое может быть проведена аппаратами, обеспечивающими меньшие скорости и следовательно будут производить меньше пыли.

в) *Технические усовершенствования имеют преимущества:*

Отделяют транспорт оборудования и материалов от рудничной откатки.

Эксплуатационные забои, а также и подготовительные, включенные в том же участке, могут быть снабжены оборудованием и материалами как при посредстве головных штреков, так и через основной штрек шахты.

Концентрируют в особенности разработку на скате, позволяя в одно и то же время и на том же участке проводить разработку всех забоев, или частичную разработку параллельно с подготовительной разработкой.

Обеспечивают при нормальных условиях в шахте производственную мощность, из того же горизонта, в 4000 т/с, в отличии от старых методов, которые не могут обеспечить более 1000 т/с.

Использованное оборудование при проведении новых методов, а также при эксплуатации залежи является количественно меньшим, при большей производительности.

Обеспечивает как на периметре, так и на участке более организованную эксплуатацию. Подготовка, проводимая новыми методами на участке очень целесообразна для залежей, в которых экспериментируется длина очистного забоя, а также для использования камерных выработок, когда не может быть, по различным причинам, проведена сплошная разработка.

Увеличивает эксплуатационную скорость на участке, примерно в 6 раз большую нежели при эксплуатации по старым методам. Крылья периметра т. е. размер простирации (длина) периметра, приспособленный к подъемному стволу, может быть много увеличен, благодаря концентрации разработки на участке, уменьшению расходов содержанию, а также и потому что новый метод способствует более организованной и более экономичной эксплуатации, когда шахтные работы по открытию и транспорту проводятся в основании залежи.

Рационализация производства. Сокращает, при производственной мощности в 4000 т/с, капиталовложение по шахтным и подготовительным главным работам на участке до 30% необходимой стоимости по старым методам.

Сокращает расходы по содержанию, примерно, на 4,3% продажной цены на тону.



Обеспечивает более лучшее сохранение резервов полезных ископаемых, уменьшением объема околосвольных целиков и их полную разработку на путях аэрации и рудничной откатки по участку, устранивая почти полностью причины вызывающие пожары в шахтах.

Административная рационализация. Сокращает необходимый руководящий состав в шахтах и количество необходимых рабочих для реализации подготовки, перевозки материалов в шахтах — суммирующие 3,5% продажной цены на тону.

Сокращает управленические и административные расходы на поверхности и погашает стоимость установок поверхности, примерно, на 18% — продажной стоимости на тону — при эксплуатации залежей мощностью в 2 м. и при продуктивной мощности в 4000 т/с.

Все эти технические усовершенствования, производственные и административные рационализации при производственной мощности в 4000 т/с., обеспечивают, по сравнению со старыми методами, понижение себестоимости, примерно, на 30% и экономию на оборудование, примерно, в 13 000 000 лей и уменьшают инициальные стоимости капиталовложения и подготовки, примерно, на 130 000 000 лей.

Технико — экономические исследования. Применение представленных методов по эксплуатации мощных пластовых залежей является более экономной, так как бремсберг, проведенный в ложе залежи и ходоки, проводящие связь между бремсбергами могут быть использованы для эксплуатации всех пластов, которые будут разработаны сверху вниз.

При эксплуатации залежей средней мощности, наименее экономной разработкой является залежь мощностью в 2 м.

Если доводы представленные автором окажутся обоснованными, в отношении эксплуатации пластовых залежей, мощностью в 2 м., по новым предложенными методам, названными методами В, они являются более экономными нежели эксплуатация залежей по старым методам, т.е. метода эксплуатации с двумя сопряженными двухкрылыми бремсбергами, по одному забою на крыло (названные методами А), или эксплуатационными методами с двумя сопряженными однокрылыми бремсбергами с одним забоем по крылу (названные методами Б), то тогда смогут быть сделаны выводы, касающиеся более мощных залежей, а их эксплуатация методами В окажется более экономной.

Что же касается экономности использования предложенных методов, при разработке тонких пластовых залежей, то на основании проведенных наблюдений и применения обоснования установленного при эксплуатации залежей средней мощности, может быть сделан вывод, что методы В являются более экономными.

Для опытного проведения исследований была взята залежь Беревоешть с уклоном в 14° , состоящая из двух пластов, мощностью в 2 м. и в 1,6 м., расположенная на глубине в 27 м., под первым пластом (Проект «Открытие шахты Валя Подулуй при посредстве подъемного ствола» И. Ч. Беревоешти). Пласт 2 м. мощности будет эксплуатирован участками длиной в 300 м. и шириной в 400 м., высчитанных на уклоне залежи.

Так как методы А и Б дают более экономные результаты когда забой более удлинен, было принято во внимание для исследования то обстоятельство, что разработка шахты будет проведена забоями — длиной в 100 м. Автор напоминает что сплошные разработки имеют, в среднем, длину в 50 м.

Такого рода разработка, которая будет использована автором для исследования по всем методам, будет иметь забой длиной в 100 м., со скачком в 1,15 м. в сутки, при $1,2 \text{ кг /дм}^3$ — веса минерала и при рекуперации, примерно, в 95% — количества разработанного минерала — даст выработку, примерно в 250 т/с.

Выработка в 1000 т/с. сможет быть выполнена и при посредстве четырех забоев:

1. Эти забои будут расположены, в том случае если шахта будет открыта в залежи с откаточным штреком, следующим образом:

- а) если будет применен метод А, как указано на черт. I;
- б) если будет применен метод Б, как указано на черт. II;
- в) если будет применен метод В, как указано на черт. III.

2. В том случае если шахта будет открыта в ложе с откаточным штреком забои будут расположены следующим образом:

- а) если будет применен метод А, как указано на черт. IV;
- б) если будет применен метод Б, как указано на черт. V;
- в) если будет применен метод В, как указано на черт. VI.

Для сравнения результатов, были приняты во внимание следующие обстоятельства:

Эксплуатация должна быть проведена полностью при использовании одинакового оборудования и рабочей силы той-же квалификации, по каждым, взятым в отдельности методам, на площади залежи в $400 (600+600)\text{м}^2$, при суточной выработке в 1000 т., следовательно, с продолжением эксплуатации на 4 г.

Подготовительные работы для следующих забоев в участках будут проведены во время разработки верхних забоев.

Головные забойные штреки, следующих забоев будут проведены одновременно с основным забойным штреком верхних забоев.

К стоимости ходоков, проведенных через водоносные пласти, будет прибавлено по 300 лей/м.



Стоимость на м. различных шахтных работ и содержание различных выработок были подсчитаны в одинаковых условиях и ценах для всех методов.

В этих условиях были проанализированы результаты выработок проведенных методами А, Б, и В и в таблицах 1 и 2 — были занесены все полученные значения элементов, по которым разнятся метод от метода и системы открытия от системы открытия залежей.

На основании полной эксплуатации периметра, предназначенного на один подъемный ствол, (схемы 9, 10, 11, 12, 13, и 14) было установлено автором, что открытие шахт с откаточным штреком — в основании залежи, указывает на возможность — что эксплуатация периметра была реализована более организовано и что была обеспечена меньшая стоимость по их содержанию. Во всяком случае методы В обеспечивают самую организованную эксплуатацию при наименьшей стоимости по их содержанию.

Из анализа таблиц значений явствует что самые дорогие методы — это — Б, а самые дешевые — это предложенные автором методы — В.

В том случае если шахта открыта в залежи с откаточным штреком, методами В вырабатывается тонна минерала при общей стоимости шахтных работ на 7,20 лей/т. дешевле нежели — методами А, а в случае когда шахта открыта в ложе с откаточным штреком, методами В вырабатывается тонна минерала в общих ценах шахтных работ на 6,13 лей/т. — дешевле нежели методами А.

В заключении автор рекомендует чтобы шахты открывались с откаточным штреком в основании залежи, так как они обеспечивают меньшую себестоимость и значительно лучшую организацию эксплуатации.

В том случае если шахта была открыта с откаточными штреком в основании залежи и эксплуатация проводится, используя методы В при выемочном забое — длиной в 100 м., автор приходит к выводу что эксплуатация, сопоставленная с эксплуатацией, в которой используется метод А, оказывается более организованной, технически более оборудованной, представляя лучшие условия охраны, в результате чего инициальная подготовительное необходимое капиталовложение снижено до, примерно, 6.280.000 лей, а эксплуатационная стоимость на тону угля снижена на 6,13 лей.

В том случае когда эксплуатация проводится с очистным забоем длиной в 50 м. и с выработкой в 1 000 т/с., инициальная стоимость необходимая при подготовке и капиталовложению снижена самое меньшее на 17.000.000 лей, а эксплуатационная стоимость на тону — уменьшается на 13 лей /т., а при выработке в 2.000 т/с.. инициальные стоимости необходимые для определения капиталовложения и по подготовительным работам, сокращены самое меньшее на 35.000 000 лей, а эксплуатационные расходы на тону сокращены самое меньшее на 25 лей.



Особенное экономическое значение этих методов сможет быть продемонстрировано, по мнению автора лучше в том случае когда шахта проведена для эксплуатации залежи с расчетом что выработка достигнет 4.000 т/с., т. е. будут находиться в эксплуатации оба крыла шахты, в одном из них — участок с выработкой в 2.000 т/с. и другой — в подготовке, а на другом крыле то же участок с выработкой в 2.000 т/с. и другой — в подготовительных шахтных работах.

В такого рода шахте, себестоимость, по сравнению с шахтами, где применяются старые методы, будет, примерно, на 30% меньше; на оборудовании — реализуется экономия в 13.000.000 лей, а инициальные стоимости по капиталовложению и по подготовительным работам понижены, примерно, на 125.000.000 лей.

Эти экономические преимущества могут быть, по мнению автора, еще больше увеличены, если будут применены в эксплуатации предложенные им методы, по той причине, что крылья периметра, т.е. размер простирания (длина) периметра, приуроченный подъемному стволу, может быть намного увеличен, вследствии концентрации производства, сокращению расходов на содержание и благодаря еще тому обстоятельству, что предложенные методы обеспечивают более экономную эксплуатацию при проведении главных шахтных работ по открытию и рудничной откатке в основании залежи.

Новые технические методы имеют настолько большие технические, экономические и охранные преимущества, что автор полагает целесообразным довести до сведения всего шахтного отдела с тем что бы они были использованы всегда в рудной добывающей промышленности, где они могут иметь применение.

NOUVELLES MÉTHODES TECHNIQUES D'EXPLOITATION EN VUE D'UNE
MEILLEURE CONSERVATION DES RÉSERVES DE SUBSTANCES
MINÉRALES UTILES

PAR
DORIN NICOLAESCU

(Résumé)

Les nouvelles méthodes techniques proposées présentent l'avantage de garantir une meilleure conservation des réserves de substances minérales utiles, par la diminution du volume des piliers de protection, par l'exploitation totale des piliers d'exploitation qui assurent l'aérage et le transport dans le panneau et par la disparition



presque complète des causes qui produisent l'allumage des substances minérales utiles dans le souterrain.

Ces méthodes préconisent que l'exploitation ne se fasse plus par l'entremise de deux plans inclinés parallèles creusés dans le gisement, mais par l'entremise de deux plans superposés verticalement, dont l'un est creusé dans le gisement et l'autre dans le mur de ce dernier et rattachés entr'eux (voir fig. 1, Section AB).

L'outillage et les matériaux nécessaires à l'exploitation et le stérile résultant des abatages seront transportés par le plan incliné creusé dans le gisement et l'air vicié sera évacué également par la même voie, tandis que par le plan creusé dans le mur du gisement — rattaché par des puits ascendants à la galerie de base des abatages — la production sera transportée, les ouvriers circuleront et l'air frais sera dirigé vers les abatages.

De l'examen des opérations principales de l'exploitation, à savoir: le transport de la production, la circulation des ouvriers, l'aérage et le transport des outillages et des matériaux nécessaires pour l'exploitation, on peut constater que les méthodes techniques nouvelles proposées permettent que, simultanément et dans un même panneau, une partie ou tous les abatages du panneau soient exploités en conditions normales, différemment des anciennes méthodes qui ne permettent en même temps et dans un même panneau, en conditions normales, que l'exploitation d'un seul abatage par aile (fig. 2).

Par les nouvelles méthodes, la préparation de nouveaux abatages dans le panneau est réalisée dans des conditions normales d'aérage, de transport et de sécurité, pendant que les abatages supérieurs continuent à être exploités. Par les anciennes méthodes, pour préparer de nouveaux abatages pendant que des abatages supérieurs sont en exploitation, il est nécessaire qu'on creuse un nouveau plan incliné, qu'on installe deux nouveaux treuils, que les matériaux et l'outillage soient transportés pour les abatages en exploitation par la galerie de tête, tandis que pour les abatages en préparation, par la galerie de base; également, l'air vicié des abatages en préparation, est mélangé à l'air frais et ultérieurement on doit aérer les abatages en exploitation.

Les piliers de protection — qui assurent les voies de transport et d'aérage, creusées dans le gisement — ont un volume réduit dans les nouvelles méthodes et permettent une exploitation totale, en conditions normales d'aérage, de transport et de sécurité pour les ouvriers. Au cas des anciennes méthodes, les piliers de protection ont un volume plus grand et leur exploitation nécessitent des travaux miniers supplémentaires qui rendront beaucoup plus chère l'exploitation.

Les nouvelles méthodes peuvent être utilisées à l'exploitation des gisements lenticulaires et stratiformes à pendages allant de 0° à 40° , indifféremment de leur puissance. Les plans raccordés par des puits ascendants (creusés entre le toit du plan du mur et le mur des galeries de base des abatages et dont l'ouverture doit se



trouver dans le mur des galeries de base — à 4—6 m distance du plan creusé vers l'abatage qu'il vient d'évacuer — peuvent être décalés afin que les puits ascendants aient des pendages de 45° à 75°.

L'originalité physique des nouvelles méthodes consiste justement dans le mode dont les puits ascendants établissent le raccord entre le plan du mur et le plan creusé dans le gisement (fig. 1).

Lorsque les gisements sont horizontaux ou ont des pendages jusqu'à 3°, ces méthodes nouvelles peuvent être adaptées si l'on ouvre le gisement par deux galeries parallèles creusées dans le mur (fig. 3) et l'exploitation se fait sur les deux ailes, par des panneaux qui peuvent atteindre 600—800 m de longueur.

Les nouvelles méthodes présentent les suivants perfectionnements techniques, rationalisations de la production et rationalisations administratives:

Perfectionnements techniques. *Perfectionnements techniques qui garantissent une meilleure sécurité aux ouvriers.* Les voies de circulation des ouvriers ne se croisent pas avec les voies de transport des outillages et des matériaux. De nouvelles voies d'évacuation des ouvriers sont assurées par le mur du gisement, communiquant autant avec le puits d'aérage qu'avec le puits d'extraction.

Les causes qui produisent l'allumage des réserves de substances minérales utiles dans le souterrain sont presque totalement écartées.

Perfectionnements techniques qui entraînent une meilleure hygiène pour les ouvriers :

Assurent dans de bonnes conditions, l'aérage séparé, pour chaque abatage.

Les nouvelles méthodes permettent dans chaque panneau la réalisation d'une vitesse d'exploitation à peu près six fois plus grande que par les anciennes méthodes et par conséquent, l'exploitation dans l'abatage peut être effectuée au moyen d'un outillage de vitesses plus réduites et produisant donc, moins de poussière.

Perfectionnements techniques qui assurent:

La séparation entre le transport de l'outillage et des matériaux et le transport de la production.

Le transport de l'outillage et des matériaux dans les abatages en exploitation, ainsi que dans ceux en préparation — du même panneau — est possible soit par la galerie de tête, soit par la galerie de base du panneau.

Une concentration particulière de la production dans le panneau, permettant ainsi — dans le même panneau et simultanément — l'exploitation de tous les abatages ou l'exploitation d'une partie de ces derniers et la préparation de plusieurs autres.

La réalisation — en conditions normales de la mine et du même horizon — d'une capacité de production de 4.000 tonnes/jour, à l'encontre des anciennes méthodes qui ne sauraient assurer que 1.000 tonnes/jour.



Une quantité réduite d'outillage nécessaire à la construction des nouvelles méthodes et à l'exploitation du gisement, dont l'emploi entraîne des productivités plus élevées.

Une exploitation plus organisée autant dans le périmètre, que dans le panneau.

La préparation réalisée au moyen des nouvelles méthodes, dans le panneau, est très recommandable dans les gisements où l'on expérimente la longueur du front d'abatage, ainsi que dans les abatages par chambres, lorsqu'on ne peut pas utiliser les abatages de front.

Une vitesse d'exploitation dans le panneau, six fois plus grande qu'avec les anciennes méthodes.

Les ailes du périmètre, c'est-à-dire la dimension en direction (longueur) du périmètre affecté à un puits d'extraction, augmentent beaucoup par suite de la production concentrée dans le panneau, d'une diminution des frais d'entretien, ainsi que du fait que la méthode proposée rend l'exploitation moins coûteuse et plus organisée lorsque les travaux miniers d'ouverture et de transport sont construits dans le mur du gisement.

Rationalisation de la production. Pour une capacité de production de 4.000 tonnes/jour, les nouvelles méthodes permettraient la réduction des travaux miniers d'investissements, ainsi que des travaux de préparation principales du panneau, de 30% par rapport aux anciennes méthodes.

Les frais d'entretien diminueraient d'environ 4,3% de la valeur du prix de revient par tonne.

Une meilleure conservation des réserves de substances minérales utiles serait réalisable par suite de la diminution du volume des piliers de protection et de l'exploitation totale des piliers de protection des voies d'aérage et de transport dans le panneau et la disparition presque complète des causes qui donnent lieu à des allumages dans le souterrain.

Rationalisations administratives. La réduction du personnel dirigeant, nécessaire dans le souterrain, et du nombre des ouvriers employés dans les travaux de préparation, dans la manipulation des matériaux, ainsi que dans le transport en souterrain, qui au total représente une réduction de 3,5% du prix de revient par tonne, serait possible.

Dans l'exploitation des gisements ayant 2 m d'épaisseur et à une capacité de production de 4.000 tonnes/jour, on diminue les frais de régie à la surface, des frais d'administration et des amortissements des installations à la surface avec 18% du prix de revient par tonne.

L'ensemble de ces perfectionnements techniques, rationalisations de production et d'administration pour une capacité de production de 4.000 tonnes/jour, représente



vis-à-vis des anciennes méthodes une diminution du prix de revient d'environ 30%, une économie des outillages d'environ 13.000.000 lei et une diminution des frais initiaux d'investissements et de préparation, d'environ 130.000.000 lei.

Un nombre de perfectionnements et de rationalisations a été montré dans le chapitre description de méthodes; le reste sera exposé dans l'étude technico-économique, ci-dessous.

Étude technico-économique. L'emploi des méthodes proposées dans l'exploitation des gisements stratiformes puissants est plus économique étant donné que le plan incliné creusé dans le mur du gisement et les puits ascendants qui établissent le raccordement entre les plans, pourront être utilisés pour l'exploitation de bas en haut de toutes les tranches.

Dans l'exploitation des gisements de puissance moyenne, le cas le moins économique est celui lorsque le gisement a 2 m d'épaisseur.

Si nous pouvions démontrer que l'exploitation des gisements stratiformes de 2 m de puissance, au moyen des nouvelles méthodes (dénommées par nous méthodes C) est plus économique que l'exploitation de ces gisements par les anciennes méthodes, à savoir: l'exploitation avec deux plans conjugués, à deux ailes et un seul abatage par aile (dénommées méthodes A) ou l'exploitation avec deux plans conjugués à une seule aile et un seul abatage par aile (dénommées méthodes B), alors nous pourrons tirer la conclusion en ce qui concerne les gisements plus puissants, que leur exploitation par les méthodes C est plus économique.

Quant à l'emploi des méthodes proposées dans l'exploitation des gisements stratiformes peu puissants, on arrivera, suivant les observations faites durant cet exposé et le raisonnement sur les gisements de puissance moyenne, à la conclusion que les méthodes C sont les plus économiques.

Notre étude considère le gisement de Berevoești, ayant un pendage de 14° et deux couches, dont l'une à 2 m de puissance et l'autre de 1,6 m situé à 27 m au-dessous de la première (Projet « Ouverture de la mine de Valea Podului par puits d'extraction » I. C. Berevoești).

La couche à 2 m d'épaisseur sera exploitée par panneaux à 300 m de longueur et 400 m de largeur, mesurées sur le pendage du gisement.

Vu que les méthodes A et B sont plus économiques si le front de l'abatage est plus long, nous avons considéré dans notre étude, que la mine sera exploitée par des abatages à front long de 100 m. Rappelons que les abatages de front atteignent en moyenne 50 m de longueur.

Un tel abatage, que nous utiliseront à l'étude de toutes les méthodes, pour un saut de 1,15 m par 24 heures, un poids du minéral de 1,2 kg/dm³ et une récupération d'environ 95% de la quantité du minéral produit, donnerait une production d'environ 250 tonnes/jour.



La production de 1.000 tonnes/jour sera obtenue au moyen de quatre abatages:

1. Si la mine sera ouverte par la galerie de transport dans le gisement, ces abatages seront emplacés tels qu'ils sont représentés sur les diverses planches, à savoir:

Sur la planche I, si l'on emploie les méthodes A;

Sur la planche II, lorsqu'on emploie les méthodes B;

Sur la planche III, dans le cas des méthodes C.

2. Si la mine sera ouverte par une galerie de transport creusée dans le mur:

Sur la planche IV, l'emplacement des abatages selon les méthodes A;

Sur la planche V, les abatages disposés selon les méthodes B;

Sur la planche VI, les abatages suivant les méthodes C.

Pour que les résultats soient comparables, nous avons considéré que:

L'exploitation sera complète, avec des outillages du même type et des forces de travail d'égale qualification, avec chaque méthode séparément, sur une surface de gisement de 400 (600+600) m², pour une production de 1.000 tonnes/jour et une durée donc de quatre années.

Les travaux de préparation des futurs abatages des panneaux, seront creusés pendant l'exploitation des abatages supérieurs.

Les galeries d'abatage de tête des futurs abatages seront creusées en même temps que la galerie d'abatage de base des abatages supérieurs.

Aux frais des puits ascendants qui traverseront des couches aquifères on ajoutera 300 lei/m.

Les frais par mètre des divers travaux miniers et d'entretien de ces derniers ont été calculés dans des conditions égales pour toutes les méthodes.

L'exploitation a été analysée dans ces conditions au moyen des méthodes A, B et C; dans les tableaux 1 et 2 sont inscrites les valeurs des éléments qui varient suivant les méthodes et le système d'ouverture.

Si l'on considère l'exploitation totale du périmètre affecté à un puits (schéma 9, 10, 11, 12, 13 et 14), l'on constate que l'ouverture des mines à galerie de transport dans le mur, offre la possibilité d'une exploitation plus organisée et des frais d'entretien plus réduits. Dans tous les cas les méthodes C assurent l'exploitation la mieux organisée et les moindres frais d'entretien.

Les tableaux des valeurs montrent que les méthodes B sont les plus coûteuses, tandis que les méthodes C proposées sont les plus économiques.

Lorsque la mine est ouverte par une galerie de transport dans le gisement, les méthodes C — comparées aux méthodes A — permettent une production d'une tonne de minéral avec une économie de 7,20 lei/tonne en ce qui concerne les frais des travaux en souterrain; lorsque la mine est ouverte par une galerie de transport dans le mur, les méthodes C réalisent une économie de 6,13 lei/tonne de minéral.



En conclusion, il est recommandable que les mines soient ouvertes par une galerie de transport dans le mur, ce qui assure un prix de revient plus réduit et une meilleure organisation de l'exploitation.

Lorsque la mine est ouverte par une galerie de transport dans le mur et l'exploitation est effectuée par les méthodes C — avec un front d'abatage long de 100 m — l'exploitation, comparée aux méthodes A, serait mieux organisée et plus technique, offrant des conditions de sécurité meilleures, les frais initiaux d'investissements et de préparation seraient réduits d'environ 6.250.000 lei et les frais d'exploitation par tonne de charbon diminueraient de 6,13 lei.

Si l'exploitation était faite avec des fronts d'abatage longs de 50 m, on réaliserait pour une production de 1.000 tonnes/jour, une économie au moins de 17.000.000 lei des frais initiaux d'investissements et de préparation et de 13 lei par tonne pour le prix d'exploitation; pour une production de 2.000 tonnes/jour, les frais d'investissements et de préparation diminueraient d'au moins 35.000.000 lei et le prix d'exploitation par tonne, d'au moins 25 lei.

L'importance économique de ces méthodes serait mieux mise en évidence dans le cas où la mine exploitée produirait 4.000 tonnes/jour, c'est-à-dire lorsque les deux ailes de la mine seraient exploitées; alors, dans une aile on exploiterait un panneau qui produirait 2.000 tonnes/jour et un autre serait en préparation et dans l'autre aile la situation serait similaire.

Dans une mine exploitée par ces méthodes, le prix de revient — comparé aux mines exploitées par des anciennes méthodes — serait d'environ 30% plus réduit, l'économie pour les outillages atteindrait 13.000.000 lei, les frais initiaux d'investissements et de préparation diminueraient d'environ 125.000.000 lei.

Ces avantages économiques deviennent encore plus marquants si l'exploitation était faite suivant les méthodes proposées, vu que les ailes du périmètre, c'est-à-dire la longueur du périmètre affecté à un puits d'extraction peut être beaucoup augmentée par la concentration de la production, la diminution des frais d'entretien et le fait que les méthodes proposées permettent une exploitation plus économique lorsque les principaux travaux miniers d'ouverture et de transport sont emplacés dans le mur du gisement.

Les nouvelles méthodes techniques proposées accusent des avantages de sécurité, techniques et économiques, de sorte qu'elles doivent être connues par tout le monde minier et utilisées toujours dans l'industrie minière extractive dès que leur application est possible.



PROPUNERI PENTRU SEMNELE CONVENTIONALE
CE URMEAZĂ SĂ FIE UTILIZATE ÎN CARTOGRAFIEREA
REGIUNILOR CARSTICE

— FORMELE EXOCARSTICE —
DE
M. BLEAHU, T. RUSU

Uniformizarea semnelor convenționale cartografice pentru hărțile geologice și geografice constituie o problemă importantă și acută. Numărul tot mai mare de publicații, ce apar în aproape toate limbile, face necesară adoptarea unor sisteme de reprezentare cu valabilitate internațională, care să permită lectura și înțelegerea tuturor documentelor grafice, fără a fi necesară cunoașterea limbii în care sunt redactate legendele acestora. În acest scop s-au făcut diferite propuneri care se referă însă mai ales la notarea elementelor petrografice, stratigrafice și tectonice.

Elementele morfologice au fost luate în discuție în măsură mai mică, considerindu-se că ele trebuie să constituie preocuparea geomorfologilor. Între elementele morfologice, cele legate de regiunile carstice ocupă un loc aparte, deoarece ele pun în evidență o serie de fenomene strâns dependente de natura și structura subsolului. De aceea notarea fenomenelor carstice trebuie făcută cu precizie pe hărțile geologice generale și mai ales pe cele hidrogeologice, de geologie tehnică și geomorfologie.

Deși regiunile carstice prezintă o gamă largă de forme specifice, pînă în momentul de față nu s-a încercat o reprezentare cartografică completă a acestora. Cartografi nu s-au preocupat de modul lor de reprezentare, deși unele dintre ele, ca de exemplu pierderile de apă și exurgeantele, constituie elemente de importanță primordială pentru înțelegerea unei rețele hidrografice și deci a reliefului. Geomorfologii (P. COTET, 1954) s-au limitat la reprezentarea doar a celor mai banale forme (doline, chei) fără să intre într-o detaliere genetică și nici măcar morfologică. Speologii în sfîrșit și-au îndreptat atenția mai ales asupra reprezentării formelor endocarstice (cele legate de golarile subterane), tratînd în subsidiar pe cele exocarstice (adică elementele care apar la suprafață).



Avîntul pe care l-au luat în ultimul timp cercetările asupra regiunilor carstice, care au intrat în cercul de preocupări al hidrogeologilor, geotehnicienilor, geomorfologilor și speologilor, face necesară elaborarea unui sistem unic de reprezentare cartografică a tuturor formelor carstice. Această problemă a constituit una din temele celor de la al treilea Congres Internațional de Speologie de la Viena din 1961. Dar și aici se pare că accentul a fost pus pe elementele endocarstice, fără să se ajungă la un acord deplin. De aceea am considerat util a elabora un sistem de reprezentare cartografică a fenomenelor carstice, cele prezentate mai jos având valoarea unor propunerii și constituind o contribuție românească în această problemă. Considerând că reprezentarea elementelor endocarstice este de domeniul strict al speologiei, ne limităm în nota de față la reprezentarea elementelor exocarstice.

În alegerea diverselor signaturi am ținut seama în primul rînd de criteriul expresivității lor, în aşa fel încît ele să sugereze cât mai plastic elementul respectiv. Al doilea criteriu de alegere a semnelor a fost acela al intrării lor în uz. În cazurile în care nu am avut de făcut detalieri morfologice sau genetice (ca de exemplu la izvoare și ponoare) am menținut semnele folosite în general în topografie sau geomorfologie (de ex. abrupturi, chei).

În capitolul «Elemente litologice» am ales numai signaturile pentru rocile carstificabile. Pentru calcar, calcar recifal, dolomit și cretă, am menținut semnele uzuale (R. CIOCIRDEL, 1952), pentru tuful calcaros, gips și sare am ales semnele propuse de BREDDIN (1960), părințindu-năse mai expresive. Deoarece pe hărțile menite a prezenta fenomenele carstice rocile necarstificabile joacă un rol mai redus, propunem semnul 9 pentru separarea zonelor necarstificabile.

O atenție deosebită am acordat-o elementelor hidrologice cuprinse în capitolul II. O distincție netă pe care am făcut-o a fost acea între izvoare și izbucuri, primele constituind punctul de emergență a unei ape dintr-un strat acvifer freatic, celealte, emergența unei ape care circulă pe canale carstice. Izvoarele sunt clasificate după debit (11–12) și morfologic (13–15). Pentru izbucuri am renunțat la semnul obișnuit (arc de cerc din care pleacă o apă) și am adoptat vîrful de săgeată din care pleacă apa, vîrful indicind amplasamentul precis al izbucului. Acest semn dă posibilitate de combinare cu alte semne care să indice debitul (19–20) sau morfologia (21–26). În alegerea semnelor pentru clasificarea morfologică a prevalat expresivitatea: pentru izbucuri din stîncă, unde apa iesă pe o fantă — o linie verticală (21); pentru izbucuri de sub grohotiș — un triunghi care să sugereze un bloc de stîncă (22); pentru izbucuri cu lac — un cerc (23), iar pentru cel sifonant — un cerc care indică un lac în interiorul masivului de calcar (24). Izbucurile din peșteri și avene se combină cu semnele respective (25–26).

Pentru pierderile de apă am adoptat ca semn vîrful de săgeată (ponor în stîncă — 30) care, combinat cu un cerc, ce sugerează un lac, dă semnul de sorb (32) sau se combină cu semnul de peșteră sau aven (33–34). Pierderea în patul



văii neputind fi niciodată bine precizată, am ales pentru ea arcul de cerc (31), adică semnul de poros folosit pînă acum, dar care nu dă posibilitatea de precizare a locului, calitate pe care o are vîrful de săgeată.

Pentru elementele morfologice cuprinse în capitolul III am păstrat semnele uzuale, propunind ca semne noi doar pe cele ce reprezintă lapiezurile (60—61).

Elementele speologice (capitolul IV) au format obiectul a numeroase propuneri, dintre care cele mai complete aparțin lui CHOPPY care, la interval de trei ani (1958 și 1961), a făcut însă două propuneri total diferite. O primă obiecție care se poate face acestor propuneri este inexpressivitatea lor. În amândouă versiunile faptul că peșterile sau avenele sunt receptoare sau debitoare, permanente sau temporare, este exprimat prin înegrirea parțială sau totală a semnului, fără să se țină seama de cursul de apă, ceea ce cere o memorare a semnificației semnelor. Noi propunem utilizarea semnului de izbuc sau poros și a semnului de apă permanentă sau temporară, la care se adaugă semnul de peșteră sau aven, ceea ce duce la combinații expresive, ce vorbesc de la sine și nu fac necesară memorarea lor.

A doua obiecție ce se poate aduce lui CHOPPY și în general speologilor străini (RHENAULT, BUTCHER) este reprezentarea avenelor prin triunghi, semn care nu are nici o contingență cu forma în sine a avenului și care nu permite indicarea exactă a amplasamentului. Sägeata pe care o folosesc acești speologi pentru precizarea locului este impropriu, ea trebuind să indice sensuri (de ex. la cursurile de apă), nu puncte de amplasament. De aceea noi propunem pentru aven semnul 78, care arată în mod expresiv abruptul și care permite o amplasare precisă, centrul cercului indicind locul intrării.

În afara semnelor de reprezentare a formelor legate strict de carst am inclus în tabele și o serie de semne de uz general al unor elemente (tectonice, lucrări miniere, etc.) care apar frecvent în regiunile carstice și a căror figurare este adesea necesară.

BIBLIOGRAFIE

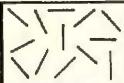
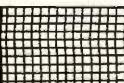
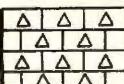
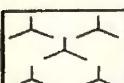
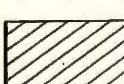
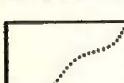
1. BREDDIN H. Vorschläge zu einer international einheitlichen Darstellung auf lithologischen, tektonischen und hydrogeologischen Zeichnungen und Karten. Erster Teil. *Geol. Mitt.*, Bd I, H. 1, Aachen 1960.
2. BUTCHER A. L. Cave Surveying, in British Caving, cap. XVII, Ed. Routledge, London 1953.
3. CHOPPY J. Projet de normalisation des signes conventionnels de Morphologie et d'Hydrologie karstiques. *Colloquium intern. de Spéléol. Mémoires*. Bruxelles 1958.
4. CHOPPY J., DUBOIS P. Essai de normalisation des signes conventionnels appliqués aux cavités souterraines. *Spelunca* (4^e sér.), Mém. no 1, Paris 1961.



5. COTET P. Metode de reprezentări cartografice. Ed. Tehnică, Bucureşti 1954.
6. LAHEE F. H. Field Geology. Ed. Mc Graw-Hill, London 1952.
7. PETRESCU-BURLOIU I. Elemente de topografie, ed. II, Bucureşti 1944.
8. PETROCHILOS J. Signes conventionnels en cartographie de formes spéléologiques. *Bull. Soc. Spél. Grèce*, V/1, Athènes 1959.
9. POUBA Z. Geologické Mapováni. Ed. Ceskosl. Akad. VED, Praha 1959.
10. RĂDULESCU M., ȘTEFĂNESCU P. Desen tehnic topografic și cartografic. Ed. Agro-Silv., Bucureşti 1962.
11. RHENAUPT PH. Normalisation des signes conventionnels en Spéléologie. *Ann. Spéléol.*, XIV/1—2, Paris 1959.
12. RODINA G. Iconografia speleologica. Segni conventionali speleologici. Coll. «Ghidi Didattiche» della Ras. Spel. Italiana, II, Como 1958.
13. TEISSL L. Kartenskizzen natürlicher Höhlen. Österr. Bundesverlag, Wien 1925.
14. * * Die Instruktion über die Zusammenstellung und Drucklegung geologischer Karten und Lagersätttenkarten im Maßstab 1: 200.000. *Wydawn. Geolog.*, Warszawa 1958.
15. * * Symbols for use in drawing plans of caves. *Porocila. Acta Carsologica*, I, Lubljana 1955.
16. * * Topographie souterraine. Tableau des signes conventionnels. *Ceskoslov. Cras*, 1951, no 3—4, Brno 1951.

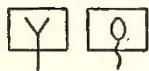


NOTAȚII CONVENTIONALE
I. Elemente litologice

- | | | | |
|----|---|--|--|
| 1 |  | Calcare stratificate sau calcare
în general | Zonele carstificabile pot fi lăsate
și în alb pentru a contrasta cu
rocile necarstificabile. (Semnul 9). |
| 2 |  | Calcare recifale. | |
| 3 |  | Dolomite. | |
| 4 |  | Cretă. | |
| 5 |  | Tuf calcaros. | |
| 6 |  | Gips. | |
| 7 |  | Sare. | |
| 8 |  | Bauxită. | |
| 9 |  | Roci necarstificabile. | |
| 10 |  | Limita între formațiunile geologice. | |

II. Elemente hidrografice, hidrologice și hidrogeologice

- | | | | | |
|----|---|--|---|--|
| 11 |  | Izvoare cu apă multă. | } | Se pot combina cu semnele 13—15. |
| 12 |  | Izvoare cu apă puțină. | | |
| 13 |  | Izvoare helocrene. (Semnul se pune în punctul în care s-a format un șuviu de apă). | | |
| 14 |  | Izvoare reocrene. | | |
| 15 |  | Izvoare limnocrene. | } | Notăjii generale când nu se definește modul de emergență și debitul. |
| 16 |  | Izbuc permanent. | | |
| 17 |  | Izbuc temporar. | | |
| 18 |  | Izbuc intermitent. | | |
| 19 |  | Izbuc cu apă multă. | } | Se pot combina cu semnele 16—18 și 21—24. |
| 20 |  | Izbuc cu apă puțină. | | |
| 21 |  | Izbuc cu ieșirea apei direct din stâncă. | } | Când apa care ieșe este temporară va fi trecută cu semnul 39. |
| 22 |  | Izbuc cu ieșirea apei de sub grohotiș. | | |
| 23 |  | Izbuc care formează la ieșire un lac. | | |

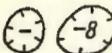
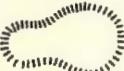
- 24  Izbuc cu sifonare.
- 25  Emergență din peșteră.
- 26  Emergență din aven.
- 27  Izbuc — poror (cu funcție alternativă).
- 28  Izbuc captat și izvor captat.
- 29  Puț de apă—fântină.
- 30  Pierdere de apă în stîncă (poror).
- 31  Pierderi de apă în patul văii.
- 32  Pierdere de apă prin sorburi.
- 33  Pierdere de apă în peșteră.
- 34  Pierdere de apă în aven.
- 35  Lac carstic permanent.
- 36  Lac carstic temporar.
- 37  Lac carstic cu nivel variabil (conturul plin reprezintă nivelul maxim iar cel întrerupt nivelul de etaj).
- Cind apa careiese este temporară va fi trecută cu semnul 39.

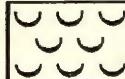
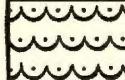
- 38 Talweg sec (sohodol).
- 39 Curs de apă temporar.
- 40 Curs de apă permanent.
- 41 Sensul de curgere.
- 42 Cascadă.
- 43 Talweg cu marmite.
- 44 Repezișuri.
- 45 Cumpăna de apă morfologică.
- 46 Cumpăna de ape hidrologică (carstologică).
- 47 Circulație de apă subterană (demonstrată cu fluoresceină, spori, radio-trasori, etc.).
- 48 Circulație de apă subterană presupusă.

III. Elemente morfologice

- 49 Abrupt.

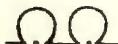
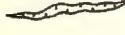
- 50 Chei.

- 51  Defileu.
- 52  Dolină (cifra indică adîncimea în m).
- 53  Dolină cu aven.
- 54  Dolină cu fund plat.
- 55  Doline conjugate (uvala).
- 56  Dolină cu abrupt.
- 57  Dolină în roci necarstificabile care acoperă calcarul.
- 58  Depresiune închisă (polje).
- 59  Martor de eroziune.
- 60  Cîmp de lapiezuri active.
- 61  Cîmp de lapiezuri fosile sau acoperite.
- 62  Con de dejecție activ.
- 63  Con de dejecție stabilizat.
- 64  Conuri și pînze de grohotiș activ.

- 65  Conuri și pînze de grohotiș stabilizat.
- 66  Alunecări de teren active.
- 67  Alunecări de teren stabilizate.
- 68  Alunecări de teren fosile.
- 69  Prăbușiri.

IV. Elemente speologice

- 70  Nișe (abri).
- 71  Intrare de peșteră inactivă (fără curs de apă).
- 72  Intrare de peșteră debitoare permanentă.
- 73  Intrare de peșteră debitoare temporară.
- 74  Intrare de peșteră receptoare permanentă.
- 75  Intrare de peșteră receptoare temporară.
- 76  Intrare de peșteră cu funcție alternativă (debitoare-receptoare).

- 77  Grup de peșteri.
- 78  Gură de aven inactiv.
- 79  Gură de aven debitor permanent.
- 80  Gură de aven debitor temporar.
- 81  Gură de aven receptor permanent.
- 82  Gură de aven receptor temporar.
- 83  Gură de aven cu funcție alternativă (debitor-receptor).
- 84  Aven care intersectează un râu subteran.
- 85  Peșteră cu aven.
- 86  Aven cu peșteră.
- 87  Cavitate orizontală impenetrabilă.
- 88  Cavitate verticală impenetrabilă.
- 89  Fantă, crăpătură.

90  Peșteră ocrotită (Monument al naturii).

91  Peșteră închisă nevizibilă.

92  Peșteră închisă vizibilă.

93  Peșteră amenajată.

94  Peșteră electrificată.

95  Aven ocrotit (Monument al naturii).

96  Aven închis nevizibil.

97  Aven închis vizibil.

98  Aven amenajat.

99  Aven electrificat.

100  100. Proiecția la suprafața terenului a unui gol subteran (G 35 — grosimea calcarului de la suprafața terenului pînă la tavanul golului subteran). Conturul poate fi și complet înegrit.

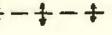
V. Elemente tectonice

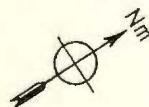
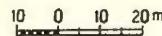
101  101. Direcția și înclinarea stratelor.

102  102. Stratе verticale.

- 103  Strate orizontale.
- 104  Fisură înclinată.
- 105  Fisură verticală.
- 106  Fisură orizontală.
- 107  Diaclază înclinată.
- 108  Diaclază verticală.
- 109  Diaclază orizontală.
- 110  Lineație cu înclinare (oglinzi, striuri de alunecare, caneluri etc).
- 111  Lineație verticală.
- 112  Lineație orizontală.
- 113  Clivaj cu înclinare.
- 114  Clivaj vertical.
- 115  Clivaj orizontal.



- 116  Folie în general.
- 117  Plan de folie înclinat.
- 118  Plan de folie vertical.
- 119  Sensul de deplasare pe falii înclinate.
- 120  Folie cu deplasare orizontală (decroșare).
- 121  Folie cu deplasare verticală.
- 122  Folie cu deplasare rotațională.
- 123  Încălcare, pînză de șariaj.
- 124  Ax de sinclinal.
- 125  Ax de anticlinal.
- VI. Elemente miniere
- 126  Carieră în exploatare.
- 127  Carieră părăsită.
- 128  Cuptor de var în funcțiune.
- 129  Cuptor de var părăsit.

- 130  Galerie de mină în exploatare.
- 131  Galerie de mină părăsită.
- 132  Plan înclinat de mină în exploatare.
- 133  Plan înclinat de mină părăsit.
- 134  Puț de mină în exploatare.
- 135  Puț de mină părăsit.
- VII. *Alte notății*
- 136  Punct de colectare de probe geologice.
- 137  Punct de colectare de probe faunistice.
- 138  Punct de colectare de probe floristice.
- 139  Punct fosilifer.
- 140  Punct arheologic.
- 141  Nordul magnetic (se aplică pe schiță sau hartă cînd chenarul vertical al acestora nu este orientat pe direcția nord).
- 142  Raportul de reducere al lungimilor naturale exprimat prin scara grafică simplă.

ПРЕДСТАВЛЕНИЕ ПРОЕКТА УСЛОВНЫХ ОБОЗНАЧЕНИЙ В ВИДУ ИХ ПРИМЕНЕНИЯ В КАРТОГРАФИИ КАРСТОВЫХ ОБЛАСТЕЙ ЭКЗОКАРСТОВЫЕ ВИДЫ

М. ВЛЯХУ, Т. РУСУ.

(Краткое содержание)

Все более увеличивающееся количество геологических и геоморфологических работ, издаваемых почти на всех языках, вызывает необходимость установления новой международной системы картографического представления. Обозначения используемые в картографии карстовых областей не соответствуют требованиям, по причине недостаточного детализирования (например, название выходов на поверхность) или невыразительности (например, название трещина в закарстованном известняке), или их искусственного создания (например, предложения Шоппи). На этом основании авторы предлагают целый ряд простых выразительных обозначений, вошедших, в общем, в обиход. Настоящий проект относится только к экзогенным видам, т. е. к видам, которые находятся на поверхности земли.

УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

I. Литологические элементы

1. Стратиграфические известняки или известняки, в общем,
2. Рифовые известняки.
3. Доломиты.
4. Мел.
5. Известковые туфы
6. Гипс.
7. Соль.
8. Боксит.
9. Некарстующиеся породы.
10. Граница между геологическими образованиями.

Примечание. Зоны карстовых пород могут быть оставлены нештрихованными, с тем что бы их можно было противопоставить некарстующим породам (обозначение 9).

II. Гидрографические, гидрологические и гидрогеологические элементы

11. Источники с большим дебитом воды.
12. Источники с малым дебитом воды.
13. Гелокреногенные источники.
14. Реокреногенные источники.
15. Лимнокренитовые источники.
16. Постоянный ключ.
17. Временный ключ.
18. Прерывистый ключ.
19. Ключ с большим количеством воды
20. Ключ с малым количеством воды.
21. Ключ с выходом воды непосредственно из скалы.
22. Ключ с выходами воды из под обломков горных пород.
23. Ключ образующий у выхода озера.
24. Ключ с сифоном.



нированием. 25. Выход на поверхность из пещеры. 26. Выход на поверхность из трещины в закарстованном известняке. 27. Ключи-поноры (с чередующимися функциями). 28. Ключ-каптаж и источник — каптаж. 29. Колодец. 30. Утечка воды в скале (поноры). 31. Утечка воды в ложе долины. — 32. Утечка воды через сопла. 33. Утечка воды в пещере. 34. Утечка воды в закарстованном известняке. 35. Карстовое постоянное озеро. 36. Временное карстовое озеро. 37. Карстовое озеро с разнообразным зеркалом воды (полный контур представляет — уровень, а прерывистый — межень). 38. Сухой тальвег. 39. Временный водный поток. 40. Постоянный водный поток. 41. Направление течения. 42. Водопад, цифра указывает высоту в м. 43. Тальвег с ледниковыми котлами. 44. Стремнины. 45. Морфологический водораздел. 46. Гидрологический водораздел (карстологический). 47 Циркуляция воды — демонстрируемая подземная (с флуоресценцией, спорами, радиоактивными индикаторами и т.д.). 48. Циркуляция воды — подземная предполагаемая.

Примечание. Знаки 11—12 могут быть комбинированы с 13—15. Знаки 16—18 — являются общими обозначениями, когда не установлен способ выхода на поверхность и дебит. Знаки 19—20 могут быть комбинированы с 16—18 и 21—24. Знаки 21—26, когда вода, выходящая на поверхность является временной, будет обозначена знаком 39. Знаки 30—34, когда утечка воды является временной, будет обозначена знаком 39. Знаки 38—44 обозначаются простой или двойной линией по масштабу карты.

III. Морфологические элементы

49. Крутой. 50. Набережная. 51. Ущелье. 52. Долина (цифра указывает глубину в м.). 53. Долина с прорывом воды. 54. Долина с пологопадающим дном. 55. Сливающиеся долины (увала). 56. Долины с обрывом. 57. Долина в некарстующихся породах, перекрывающих известняк. 58. Замкнутая впадина (полье). 59. Останец — свидетель эрозии. 60. Активные каровые поля. 61. Каровые ископаемые или перекрытые поля. 62. Активный конус выноса. 63. Стабилизированный конус выноса. 64. Активная осьль. 65. Стабилизированная осьль. 66. Активные оползни. 67. Стабилизированные оползни. 68. Оползни — ископаемые. 69. Провал.

IV. Спелеологические элементы

70. Ниши (убежища). 71. Бездействующий пещерный вход (без водного потока). 72. Пещерный вход с постоянным дебитом. 73. Пещерный вход с временным дебитом. 74. Пещерный вход — постоянный приемник. 75. Пещерный вход — временный приемник. 76. Пещерный вход с



переменными функциями (дебит — приемник). 77. Группа пещер. 78. Бездействующий выход трещины в закарстованном известняке. 79. Выход трещины с постоянным дебитом. 80. Выход трещины с временным дебитом. 81. Выход трещины с постоянным приемником. 82. Выход трещины с временным приемником. 83. Выход трещины с переменными функциями (дебит — приемник). 84. Выход трещины пересекающей подземную реку. 85. Пещеры с выходом трещины. 86. Трещина в закарстованном известняке с пещерой. 87. Непроницаемая горизонтальная пустота (карстова). 88. Непроницаемая вертикальная пустота (карстовая). 89. Щель, трещина. 90. Заповедная пещера (природный памятник). 91. Закрытая непосещаемая пещера. 92. Закрытая посещаемая пещера. 93. Благоустроенная пещера. 94. Электрифицированная пещера. 95. Заповедная трещина (природный памятник). 96. Закрытая непосещаемая трещина. 97. Закрытая посещаемая трещина. 98. Благоустроенная трещина. 99. Электрифицированная трещина. 100. Проекция на поверхность земли подземной пустоты (М. 35 — мощность известняка от поверхности земли до потолка подземной пустоты). Контур может быть полностью зачернен.

У. Тектонические элементы

101. Направление и падение пластов. 102. Вертикальные пласти. 103. Горизонтальные пласти. 104. Наклонная трещина. 105. Вертикальная трещина. 106. Горизонтальная трещина. 107. Наклонные диаклазы (тектонические трещины). 108. Вертикальные диаклазы. 109. Горизонтальные диаклазы. 110. Линейчатость с наклоном (зеркала, оползневые штриховки, участки жилы или пласта). 111. Вертикальная линейчатость. 112. Горизонтальная линейчатость. 113. Кливаж с наклоном. 114. Вертикальный кливаж. 115. Горизонтальный кливаж. 116. Сброс-сдвиг в общем. 117. План наклонного сброса-сдвига. 118. План вертикального сброса-сдвига (комбинируется со знаками 119—122). 119. Направление сдвига наклонного сброса. 120. Сброс с горизонтальным сдвигом (смещение). 121. Сброс с вертикальным сдвигом. 122. Сброс с вращательным сдвигом. 123. Надвиг, шарнирный покров. 124. Синклинальная ось. 125. Антиклинальная ось.

VI. Горные элементы

126. Карьер в разработке. 127. Покинутый карьер. 128. Известковая печь в действии. 129. Покинутая известковая печь. 130. Штолня в разработке. 131. Покинутая штолня. 132. Бремсберг в эксплоатации. 133. Покинутый бремсберг. 134. Откаточная штолня в эксплоатации. 135. Покинутая откаточная штолня.



VII. Другие заметки

136. Пункт сбора пробных геологических образцов. 137. Пункт сбора фаунистических образцов. 138. Пункт сбора флористических образцов. 139. Ископаемоносный пункт. 140. Археологический пункт. 141. Магнитный север (накладывается на чертеже или карте, когда вертикальное обрамление не ориентировано по направлению к северу). 142. Сокращенное соотношение естественной длины изображенной на простой графической шкале.

PROPOSITIONS POUR LES SIGNES CONVENTIONNELS QUI SERONT UTILISÉS SUR LES CARTES DES RÉGIONS KARSTIQUES — FORMES EXOKARSTIQUES —

PAR

M. BLEAHU, T. RUSU

(Résumé)

Les nombreux ouvrages géologiques et géomorphologiques qui paraissent dans toutes les langues imposent l'établissement d'un système international de représentation cartographique.

Les signes utilisés pour les cartes des régions karstiques ne sont pas tout à fait correspondants, étant donné qu'ils sont soit insuffisamment détaillés (p. ex. les signes des émergences) soit inexpressifs (par exemple le signe d'aven) soit artificiellement créés (par ex. les propositions de Chopp). C'est pourquoi, les auteurs proposent une série de signes simples, expressifs ou, en général, très utilisés.

L'ouvrage considère seulement les formes exokarstiques, c'est-à-dire existant à la surface du terrain.

SIGNES CONVENTIONNELS

I. ÉLÉMENTS LITHOLOGIQUES

1. Calcaires stratifiés ou calcaires en général. 2. Calcaires récifaux. 3. Dolomies.
4. Craie. 5. Tufs calcaires. 6. Gypse. 7. Sel. 8. Bauxite. 9. Roches non-karstiques.
10. Limite entre les formations géologiques.

Note. Les zones à roches karstiques peuvent être laissées en blanc, par contraste avec les zones à roches non-karstiques (signe 9).



II. ÉLÉMENTS HYDROGRAPHIQUES, HYDROLOGIQUES ET HYDROGÉOLOGIQUES

11. Source abondante. 12. Source à faible débit. 13. Source hélocrenne. 14. Source réocrène. 15. Source limnocrène. 16. Exsurgence permanente. 17. Exsurgence périodique. 18. Exsurgence intermittante. 19. Exsurgence abondante. 20. Exsurgence à débit faible. 21. Exsurgence avec sortie directe de l'eau. 22. Exsurgence recouverte par des éboulis. 23. Exsurgence formant un lac à la sortie 24. Exsurgence siphonante. 25. Grotte émergence. 26. Aven émissif. 27. Émergence-perte (à fonction alternative). 28. Emergence captée et source captée. 29. Puits et fontaine artificielle. 30. Perte dans la roche (ponor). 31. Perte dans le lit du ruisseau. 32. Perte dans un entonnoir. 33. Perte dans une grotte. 34. Perte dans un aven. 35. Lac karstique permanent. 36. Lac karstique périodique. 37. Lac karstique à niveau variable (le contour continu représente le niveau maximum, le contour interrompu le niveau d'étiage). 38. Thalweg sec. 39. Cours d'eau temporaire. 40. Cours d'eau permanent. 41. Sens du cours d'eau. 42. Chute d'eau, le chiffre indique la hauteur exprimée en mètres. 43. Thalweg avec des marmites. 44. Rapides. 45. Ligne de faite. 46. Ligne de partage des eaux (karstologique). 47. Circulation de l'eau souterraine, (prouvée par coloration, spores, isotopes etc.). 48. Circulation de l'eau souterraine, présumée.

Note. Les signes 11—12 peuvent être combinés avec 13—15.

Les signes 16—18 représentent des notations générales, lorsque le mode d'émergence et le débit ne sont pas définis.

Les signes 19—20 peuvent être combinés avec 16—18 et 21—24.

Pour les signes 21—26, lorsque l'eau qui sort est temporaire, on emploie le signe 39.

Pour les signes 30—34, lorsque l'eau qui sort est temporaire, on utilisera le signe 39.

Pour les signes 38—44 on dessine une ligne simple ou double selon l'échelle de la carte.

III. ÉLÉMENTS MORPHOLOGIQUES

49. Falaise. 50. Gorge. 51. Défilé. 52. Doline (le chiffre indique la profondeur, exprimée en mètres). 53. Doline avec abîme. 54. Doline à fond plat. 55. Dolines conjuguées (uvala). 56. Doline à escarpement. 57. Doline sur roches non karstifiables qui recouvrent le calcaire. 58. Dépression fermée (poljé). 59. Butte-témoin. 60. Champ à lapiès actifs. 61. Champ à lapiès fossiles ou recouverts. 62. Cône de déjection actif. 63. Cône de déjection stabilisé. 64. Cônes et nappes d'éboulis actifs. 65. Cônes et nappes d'éboulis stabilisés. 66. Glissements de terrain actifs. 67. Glissements de terrain stabilisés. 68. Glissements de terrain fossiles. 70. Effondrements.



IV. ÉLÉMENTS SPÉOLOGIQUES

70. Abri sous roche. 71. Grotte inactive (sans cours d'eau). 72. Grotte émergence permanente. 73. Grotte émergence temporaire. 74. Grotte perte permanente. 75. Grotte perte temporaire. 76. Grotte fonctionnant alternativement comme perte et comme émergence. 77. Grottes multiples. 78. Aven inactif. 79. Aven émissif permanent. 80. Aven émissif temporaire. 81. Aven absorbant permanent. 82. Aven absorbant temporaire. 83. Aven alternativement émissif et absorbant. 84. Aven recouplant un ruisseau souterrain. 85. Grotte à aven. 86. Aven avec grotte. 87. Cavité horizontale impénétrable. 88. Cavité verticale impénétrable. 89. Fente, crevasse. 90. Grotte protégée. (Monument de la Nature). 91. Grotte fermée non visitable. 92. Grotte fermée visitable. 93. Grotte aménagée. 94. Grotte électrifiée. 95. Aven protégé (Monument de la Nature). 96. Aven fermé non-visitable. 97. Aven fermé visitable. 98. Aven aménagé. 99. Aven électrifié. 100. Projection à la surface du terrain d'une cavité souterraine (G_{35} = puissance du calcaire, en mètres, depuis la surface du terrain jusqu'au toit de la cavité souterraine). Le contour peut être noirci complètement.

V. ÉLÉMENTS TECTONIQUES

101. Direction et pendage des couches. 102. Couches verticales. 103. Couches horizontales. 104. Fissure inclinée. 105. Fissure verticale. 106. Fissure horizontale. 107. Dioclase inclinée. 108. Dioclase verticale. 109. Dioclase horizontale. 110. Linéation à pendage (stries de friction, cannelures etc.). 111. Linéation verticale. 112. Linéation horizontale. 113. Clivage à pendage. 114. Clivage vertical. 115. Clivage horizontal. 116. Faille en général. 117. Plan de faille enclin. 118. Plan de faille vertical. 119. Sens du déplacement sur une faille inclinée. 120. Faille à déplacement horizontal (décrochement). 121. Faille à déplacement vertical. 122. Faille à déplacement rotationnel. 123. Chevauchement, nappe de charriage. 124. Axe synclinal. 125. Axe anticlinal.

Note. Les signes 117—118 peuvent être combinés avec 119—122.

VI. ÉLÉMENTS MINIERS

126. Carrière en exploitation. 127. Carrière abandonnée. 128. Four à chaux, en fonction. 129. Four à chaux, abandonné. 130. Galerie de mine en exploitation. 131. Galerie de mine abandonnée. 132. Plan incliné en exploitation. 133. Plan incliné, abandonné. 134. Puits de mine, exploité. 135. Puits de mine, abandonné.



VII. NOTATIONS DIVERSES

136. Point de collection des échantillons géologiques. 137. Point de collection des spécimens fauniques. 138. Point de collection des spécimens floristiques. 139. Point fossilifère. 140. Point archéologique. 141. Nord magnétique (appliqué à l'esquisse ou à la carte lorsque leur bordure verticale n'est pas orientée vers le Nord). 142. Rapport de réduction des longueurs naturelles exprimé au moyen de l'échelle graphique simple.



Redactor: Mircea Pancă
Tehnoredactor și corectori: G. Cazaban,
I. Mateescu, L. Fote
Traduceri: C. Missir, V. Untul
Ilustrația: I. Petrescu

Dat la cules 3. VI 1963. Bun de tipar: 12. III 1964 Tiraj: 750 ex.
Hartie cartografică 49 gr/m². Ft. 70×100. Coli de tipar 9. Com.
nr. 760 1963. Pentru biblioteci indicele de clasificare 691.2.

*Tiparul executat la Întreprinderea «Arta Grafică»,
Calea Șerban Vodă nr. 133–135. București, R.P.R.*



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României



Institutul Geologic al României