

საქართველოს ტექნიკური უნივერსიტეტი

არჩილ გრიგალაშვილი

ჭიათურის მანგანუმის ღარიბი და შერეული მადნების გადამუშავების
ტექნოლოგიის სრულყოფა

ტექნიკის მეცნიერებათა კანდიდატის სამეცნიერო ხარისხის მოსაპოვებლად
წარმოდგენილი

დისერტაცია

სპეციალობა 05.15.11 – სამთო წარმოების ფიზიკური პროცესები

სამეცნიერო ხელმძღვანელები:

დემურ ტალახაძე

ტექნიკის მეცნიერებათა კანდიდატი,
პროფესორი

ანზორ აბშილავა

ტექნიკის მეცნიერებათა კანდიდატი,
პროფესორი

2006 წელი

ს ა რ ჩ ე ვ ი

შესავალი	4
თავი I. ჭიათურის მანგანუმის მრეწველობის განვითარება	8
1.1. მანგანუმის გავრცელება ბუნებაში და მისი გამოყენების სფერო	8
1.2. ჭიათურის მანგანუმის მრეწველობის განვითარების მოკლე მიმოხილვა . . .	9
1.3. ჭიათურის მანგანუმი მსოფლიო ბაზარზე	13
თავი II. მანგანუმის მადნების გამდიდრების თანამედროვე მდგომარეობა . . .	16
2.1. ზოგადი მიმოხილვა	16
2.2. ჭიათურის მანგანუმის საბადოს მადნის დახასიათება	17
2.3. ჭიათურის მადნის გამდიდრებაზე გამოცდის ძირითადი შედეგები	20
2.4. მანგანუმის საბადოები დსთ-ს ქვეყნებში	25
2.5. მანგანუმის საბადოები საზღვარგარეთის ქვეყნებში	29
თავი III. “ჭიათურმანგანუმი”-ს თანამედროვე მდგომარეობის ანალიზი და პერსპექტივები	31
3.1. წარმოების კრიზისი და მისი გამომწვევი მიზეზები	31
3.2. მანგანუმის საბადოს მარაგების ახლანდელი მდგომარეობა	33
3.3 მანგანუმის მადნის მოპოვების სხვადასხვა მეთოდების ეკონომიკური დასაბუთება	35
თავი IV. ღარიბი და ძნელადგასამდიდრებელი შერეული მადნების მოპოვება და გამდიდრება	40
4.1. ჭიათურის მანგანუმის მადნის მოპოვება	40
4.2. მანგანუმის კარბონატული მადნების გამდიდრება	41
4.3. მანგანუმის შერეული მადნების გამდიდრება	
54	

4.3.1. შერეული მადნების გამდიდრებაზე ჩატარებული სამუშაოების მიმოხილვა	54
4.3.2. შერეული მადნების გამდიდრება დალექვით	55
4.3.3. მადნის გამდიდრება მძიმე არეში	64
4.3.3.1. მძიმე არეში მადნის გამდიდრების პრინციპები	64
4.3.3.2. წვრილდისპერსიული მინერალური სუსპენზიის სიბლანტე	65
4.3.3.3. მანგანუმის შერეული მადნების გამდიდრება მძიმე სუსპენზიაში	69
4.3.3.4. მანგანუმის დაჟანგული მადნის გამდიდრება78
4.4 მანგანუმის შერეული მადნების გამდიდრებისათვის რეკომენდირებული ტექნოლოგიური სქემა79
4.5 მსხვილფრაქციული კარბონატული პროდუქტის სილიკომანგანუმის წარმოებაში გამოყენების ტექნიკურ-ეკონომიკური დასაბუთება	85
4.6. მსხვილფრაქციული მილების ტექნოლოგიის ეკონომიკური ეფექტიანობის დასაბუთება	89
თავი V. მანგანუმის მადნის შლამების გამდიდრება	91
5.1. ზოგადი მიმოხილვა	91
5.2 ჭიათურის მანგანუმის შლამების გამდიდრება დალექვით	91
5.3. შლამების გამდიდრება ფლოტაციური (ქაფიანი სეპარაციის) მეთოდით	101
საერთო დასკვნები და რეკომენდაციები	113

გამოყენებული ლიტერატურა

.114

დანართი 120

შ ე ს ა ვ ა ლ ი

მანგანუმის კონცენტრატები ძირითადად გამოიყენება სახალხო მეურნეობის სხვადასხვა სფეროში. მისი წარმოების (90-95)%-ს მეტალურგიული მრეწველობა მოიხმარს. გამოიყენება ელექტროტექნიკურ, ქიმიურ მრეწველობაში, მედიცინაში და სოფლის მეურნეობაში.

მანგანუმის მადანს განსაკუთრებული ადგილი უჭირავს ჩვენი ქვეყნის წიაღისეულ სიმდიდრეთა შორის. ჭიათურის მანგანუმის საბადო 125 წელია ექსპლოატაციაშია და ექსპლოატაციის დაწყებიდან მიიქცია მსოფლიოს ყურადღება მადნის მაღალი ხარისხით, დიდი სამრეწველო მარაგით და მოხერხებული გეოგრაფიული მდებარეობით.

საბადოს ხანგრძლივი ექსპლოატაციის მანძილზე ძირითადად მდიდარი მადნების მოპოვება ხდებოდა, მაშინ როცა ღარიბი მადნები, რომელთა მარაგი საკმაოდ დიდია თითქმის არ მოიპოვებოდა, რამაც აქტუალური გახადა შერეული და კარბონატული მადნების მოპოვების და მათი სახალხო მეურნეობაში გამოყენების საკითხი.

ჭიათურის მანგანუმის მადნის ამჟამინდელი მამდიდრებელი ფაბრიკების ტექნოლოგიური სქემა განკუთვნილია ადვილად გასამდიდრებელი მადნების გამდიდრებისათვის, რომელიც ითვალისწინებს მადნის დამტვრევას, მორეცხვას და კლასიფიცირებული მორეცხილი პროდუქტის ცალცალკე დალექვას.

დარკვეთის და ითხვისის მაღაროების მადნის მამდიდრებელ ფაბრიკებს მიეწოდება შერეული ჟანგეულ-კარბონატული მადანი, რადგან მადნის მოპოვება სელექციური მეთოდით ტექნიკურად შეუძლებელია და გამდიდრების არსებული

ტექნოლოგიით რთულია კარბონატულ-ჟანგეული მადნების განცალკევება და კონდიციური მაღალხარისხიანი მანგანუმის კონცენტრატის მიღება, რომელშიდაც მაქსიმალურად ამოიკრიფება მადნის ჟანგეული მინერალები, კარბონატული კი მიეწოდება ცენტრალურ დამყვან ფაბრიკას, როგორც შუალედი პროდუქტი სხვა ფაბრიკების ჟანგეულ შუალედურ პროდუქტთან ერთად, სადაც დაფქვის და დალექვის ციკლის გავლის შემდეგ საწყობდება როგორც ნარჩენები.

აქტუალობა. საქართველოს ეკონომიკური განვითარების ერთ-ერთ ძირითად ამოცანას წარმოადგენს სამთო-მოპოვებითი, ქიმიური და მეტალურგიული დარგების უპირატესი განვითარება, ბუნებრივი რესურსების კომპლექსური გამოყენება, წიაღისეულის გადამუშავებისა და გამდიდრების დროს სასარგებლო კომპონენტის დანაკარგების და გარემოზე წარმოების ნარჩენების მავნე ზემოქმედების შემცირება, რაც თავის მხრივ მჭიდროდაა დაკავშირებული ახალი ტექნოლოგიური პროცესების შემუშავებასა და უკვე არსებული ტექნოლოგიური სქემების სრულყოფის აუცილებლობასთან.

ჭიათურის მანგანუმის მადნის საბადოს ექსპლოატაციის დაწყებიდან დღემდე მოპოვებული ნედლეულის ძირითად მასას შეადგენდა მდიდარი ჟანგეული მადნები. მოპოვებულ მადნებში თანდათან მცირდებოდა მანგანუმის ჟანგეული მინერალები, იზრდებოდა ღარიბი და ძნელად გასამდიდრებელი მადნის ხვედრითი წილი, რამაც გამოიწვია მოპოვებული ნედლეულის ხარისხის შემცირება. თუ პირველ წლებში მასში მანგანუმის მასური წილი შეადგენდა 37-40 %-ს, ამჟამად იგი შემცირებულია 20-23%-მდე.

ჭიათურის მანგანუმის მადნების მამდიდრებელ ფაბრიკების მუშაობის ანალიზის საფუძველზე დადგინდა რომ მანგანუმის შერეული, დაბალხარისხოვანი და კარბონატული მადნების გამდიდრების ტექნოლოგია არასრულყოფილადაა შესწავლილი. ამდენად ასეთი მადნების გამდიდრების ტექნოლოგიის სრულყოფა-ინტენსიფიკაცია წარმოადგენს აქტუალურ საკითხს.

დანაკარგების შემცირების მიზნით მეტად აქტუალურია მამდიდრებელი ფაბრიკებიდან გამოყოფილი დიდი რაოდენობის შლამების (25-32%) გამდიდრების ტექნოლოგიის სრულყოფა დამატებითი სასაქონლო პროდუქციის მიღების მიზნით, რაც გაზრდის წარმოების ტექნიკურ-ეკონომიკურ მაჩვენებლებს და მკვეთრად გააუმჯობესებს გარემოს ეკოლოგიურ სიტუაციას.

სამუშაოს მიზანი. სამუშაოს მიზანს წარმოადგენს ჭიათურის მანგანუმის შერეული, დაბალხარისხოვანი, კარბონატული მადნების და მამდიდრებელი ფაბრიკებიდან გამოყოფილი შლამების გადამუშავების ტექნოლოგიის სრულყოფა-ინტენსიფიკაცია, მათგან კონდიციური კონცენტრატების მიღების და მისი შემდგომი გადამუშავების მიზნით.

კვლევის მეთოდები. მანგანუმის მადნებისა და კონცენტრატების დასახასიათებლად გამოყენებულ იქნა ანალიზის ქიმიური, მინერალოგიური, რენტგენოსპექტრული და გრავიტაციული მეთოდები. მანგანუმშემცველ მსხვილ ფრაქციულ პროდუქტში ელემენტების განაწილება შესწავლილ იქნა რენტგენომიკროანალიზატორზე “KAMEBAX MIKROREAT”. მადნის გამდიდრების პროცესები განხორციელდა ლაბორატორიული ტიპის სალექ და ქაფიან მანქანებზე, მძიმე სითხეებში და სუსპენზიებში.

მეცნიერული სიახლე. პირველად იქნა შესწავლილი და დამუშავებული ჭიათურის მანგანუმის შერეული მადნების გამდიდრებისას მაღალკაჟმიწაშემცველი მსხვილფარქციული პროდუქტის მიღებისა და მისგან სილიკომანგანუმის გამოდნობის ტექნოლოგია, რომელიც რეგისტრირებულია “საქპატენტში” (№ P 3370).

პირველად იქნა შესწავლილი და დამუშავებული კარბონატული მადნებიდან დაბალი კაჟმიწაშემცველობის კარბონატული კონცენტრატის მიღების ტექნოლოგია.

თეორიულად და პრაქტიკული ცდებით დასაბუთებულია მანგანუმის შლამების გამდიდრების კომბინირებული დალექვა-ფლოტაციური მეთოდის გამოყენების უპირატესობა ფლოტაციურთან შედარებით.

სამუშაოს პრაქტიკული მნიშვნელობა. მიღებული შედეგების საფუძველზე შესაძლებელია შერეული და ღარიბი მადნების გამდიდრება ისეთი ტექნოლოგიით, რომელიც საშუალებას იძლევა გამდიდრების პროდუქტების გამოყენების ფეროშენადნობთა წარმოებაში და რომელიც დაინერგა ითხვისის მალაროს მადნის მამდიდრებელ ფაბრიკაში.

ზესტაფონის ფეროშენადნობთა ქარხანაზე 2006 წლის პირველ ნახევარში მიწოდებულია 6 100 ტონა მსხვილფარქციული პროდუქტი, რომლის რეალიზაციის შედეგად მიღებულმა შემოსავალმა შეადგინა 132 380 ლარი და დღესაც გრძელდება ამ პროდუქტის მიწოდება “ფეროში”

კარბონატული მადნების შემუშავებული ტექნოლოგიით გამდიდრებისას მიიღება დაბალი კაჟმიწაშემცველი, ელექტროლიტური მანგანუმის მრეწველობისათვის კონდიციური პროდუქტი.

ფაბრიკებიდან მიღებული შლამების გრავიტაციული-ფლოტაციური მეთოდით გამდიდრება შესაძლებლობას მოგვცემს სასაქონლო პროდუქციაში მანგანუმის მთლიანი ამოკრეფა გაიზარდოს 3-5%-ით.

სამუშაოს აპრობაცია. დისერტაციის მასალები მოხსენებული იქნა ს.ს. “ჭიათურმანგანუმი“-ს ტექნიკურ საბჭოს სხდომაზე (2006 წ.) და საქართველოს ტექნიკური უნივერსიტეტის სასარგებლო წიაღისეულის გამდიდრების კათედრის გაფართოებულ სხდომაზე.

დაცვაზე გამოტანილია. ჭიათურის მანგანუმის შერეული მადნების გამდიდრების ახალი ტექნოლოგიის შედეგად მიღებული მსხვილფარქციული პროდუქტი მიღების ტექნოლოგია და მისი ეკონომიკური დასაბუთება:

- მსხვილფარქციული პროდუქტის სილიკომანგანუმის წარმოებაში გამოყენების შესაძლებლობა და გამოდნობის ტექნოლოგიური და ეკონომიკური შედეგები;
- ჭიათურის მანგანუმის შლამების გამდიდრების კომბინირებული ტექნოლოგია;

▪ ჭიათურის კარბონატული მადნიდან დაბალკაჟმიწა შემცველობის კარბონატული კონცენტრატის მიღების ტექნოლოგია.

პუბლიკაციები დისერტაციის ძირითადი შინაარსი გამოქვეყნებულია 8 ნაშრომში, მათ შორის 2 რეგისტრირებულია “საქპატენტში”.

სამუშაოს მოცულობა. დისერტაცია შედგება შესავლისგან, ხუთი თავისა და დასკვნისგან. შეიცავს 17 ნახაზს, 42 ცხრილს, სარჩევს, 84 ციტირებული ლიტერატურის დასახელებასა და დანართს. დისერტაციის საერთო მოცულობა შეადგენს 131 გვერდს.

თავი I. ჭიათურის მანგანუმის მრეწველობის განვითარება

1.1. მანგანუმის გავრცელება ბუნებაში და მისი გამოყენების სფერო

მანგანუმი ქიმიურად აქტიური ელემენტია და ბუნებაში თავისუფალი სახით არ გვხვდება. ბუნებაში გავრცელების მიხედვით მანგანუმს მეთხუთმეტე ადგილი უჭირავს სხვა ქიმიურ ელემენტთა შორის. იგი დედამიწის ქერქის მთელი მასის (0.09–0.1)%-ს შეადგენს და მეტ-ნაკლებად მონაწილეობას იღებს დედამიწაზე არსებულ თითქმის ყველა ქანის შემადგენლობაში [1]. ბუნებაში გავრცელებულია მხოლოდ ქიმიური ნაერთების, უმთავრესად ჟანგბადნაერთების სახით.

მანგანუმი არსებობს ზღვის წყალში, მცენარეთა შემადგენლობაში და ცხოველთა ორგანიზმში. მანგანუმის მარილები მცენარეთა ქსოვილების სიცოცხლის უნარიანობისა და ზრდა-განვითარების საქმეში აუცილებელ საჭიროებას წარმოადგენს.

მანგანუმის ძირითადი და უმთავრესი მომხმარებელია შავი მეტალურგია, რომელსაც ამა თუ იმ სახით სჭირდება მანგანუმი ფოლადის და თუჯის ფიზიკური და მექანიკური თვისებების გასაუმჯობესებლად.

მანგანუმი ასევე ფართოდ გამოიყენება ფერადი ლითონების შემადგენლობაში. მანგანუმიან თითბერს და ბრინჯაოს ფართოდ იყენებენ

სწრაფმავალი ძრავების და მანქანა-დანადგარების საკისრებისათვის. მისი სპილენძთან შენადნობებში გამოიყენება ტურბინების ფრთების დასამზადებლად და სხვა.

ელექტროქიმიური მრეწველობისათვის დიდი მნიშვნელობა აქვს მანგანუმის ორჟანგს (MnO_2), რომელიც ფართოდ გამოიყენება მშრალი ელექტროელემენტების დასამზადებლად.

მინის წარმოებაში მანგანუმს იყენებენ სხვადასხვა ფერის მინის მისაღებად, მისი მოქმედებით ხდება მწვანე მინის გაუფერულობა.

ფართოდ გამოიყენება მანგანუმი ლაქ-საღებავების წარმოებაში, განსაკუთრებით ფერადი საღებავების დამზადებისას.

კერამიკის წარმოებაში გამოიყენებენ პიროლუზიტს, რომ ჭურჭელს მიეცეს მეწამული ან მიხაკის ელფერი. აგრეთვე მეტალური მინანქრის დასამზადებლად.

მანგანუმის ნაერთების გამოყენება სოფლის მეურნეობაში, როგორც ნიადაგის გამანოყიერებელი კარგ შედეგს იძლევა. დადგენილია, რომ მანგანუმის შემცველი ნიადაგის მცენარეები ჩქარა ვითარდებიან და იძლევიან კარგ ნაყოფს.

პეროქსიდული მანგანუმი გამოყენებულია მანგანუმის პრეპარატებისა და მარილების დამზადებისათვის, რომელნიც ფართოდ იხმარება ქიმიურ ლაბორატორიებსა და მედიცინაში.

მიუხედავად მანგანუმის დიდი გავრცელებისა მისი სამრეწველო მნიშვნელობის საბადოები ბევრი არაა. ძირითადი მომპოვებელია გაბონი, ბრაზილია, სამხრეთ აფრიკა, ავსტრალია, ჩინეთი, უკრაინა, საქართველო და სხვა.

საქართველოში მანგანუმის მადანი გვხვდება მრავალ ადგილას. აღსანიშნავია ამბროლაურის, ვანის, თერჯოლის, თეთრი წყაროს და ჭიათურის რაიონების საბადოები. ამათგან სამრეწველო მნიშვნელობისაა ჭიათურის საბადო. დანარჩენი საბადოების ასათვისებლად აუცილებელია დამატებითი შესწავლა გეოლოგიური თვალსაზრისით და აგრეთვე მათი სამრეწველო ათვისების ტექნიკურ-ეკონომიკური დასაბუთება.

12. ჭიათურის მანგანუმის მრეწველობის განვითარების მოკლე მიმოხილვა

ჭიათურის მანგანუმის საბადო მდებარეობს ჭიათურა-საჩხერის რაიონის ტერიტორიაზე, მდინარე ყვირილას ხეობის შუა ნაწილში. საბადოს რაიონის სიმაღლე იცვლება ზღვის დონიდან (533-800) მეტრამდე. საბადო გაყოფილია მდინარე ყვირილას ღრმა ხეობით და მისი შენაკადებით, ეგრეთწოდებულ ზეგნებად. სულ საბადოზე ცამეტი ზეგანია.

ჭიათურის მანგანუმის საბადოს ექსპლუატაციის ისტორია პირობითად შეიძლება დავყოთ ხუთ ეტაპად [3].

პირველი ეტაპი მოიცავს პერიოდს 1879 წლიდან 1922 წლამდე, როცა ჭიათურის მანგანუმის საბადოს ექსპლოატაციას ეწეოდნენ ადგილობრივი კერძო პირები, უცხოელი კაპიტალისტები და სხვა სააქციო საზოგადოებები და გაერთიანებები. ამ პერიოდში საბადოს დამუშავება ხდებოდა ხელით, პრიმიტიული წესით.

მეორე ეტაპი მოიცავს პერიოდს 1923 წლიდან 1925 წლის შუა პერიოდამდე. 1923 წელს დაარსდა «შავი ქვის საგანგებო სამმართველო» და საბადოს დამუშავება სახელმწიფოს ხელში გადავიდა. მნიშვნელოვანი მუშაობა ჩატარდა დანგრეული მეურნეობის აღსადგენად. შედარებით მოგვარდა საბადოს ექსპლუატაციის საკითხი.

მესამე ეტაპი – 1925 წლის ივნისიდან 1928 წლის შემოდგომამდე. 1925 წლის ივნისში მთავრობამ ჭიათურის მანგანუმის საბადო იჯარით გადასცა ამერიკელ კონცესიონერს ჰარიმანს, ოცი წლის ვადით. მაგრამ კონცესიის პერიოდში

მანგანუმის წარმოება პირიქით დაქვეითების გზას დაადგა. ამიტომ 1928 წლის აგვისტოში მთავრობამ ჰარიმანთან დადებული ხელშეკრულება გააუქმა.

მეოთხე ეტაპი – 1928 წლიდან 1990 წლამდე. 1928 წლის აგვისტოში დაარსდა «ჭიათურმანგანუმი»-ს ტრესტი, რომელმაც კონცესიონერისაგან მანგანუმის მრეწველობა გაჩანაგებულ მდგომარეობაში ჩაიბარა.

საბჭოთა კავშირში მეტალურგიის სწრაფმა განვითარებამ და ექსპორტის ზრდამ მოითხოვა ჭიათურის მანგანუმის მეურნეობის ძირფესვიანად გარდაქმნა. იგი აღიჭურვა ახალი ტექნიკური საშუალებებით. აშენდა მადნის ახალი მომპოვებელი კომპლექსები.

მეხუთე ეტაპი დაიწყო 1991 წელს და გრძელდება დღემდე.

ჭიათურის მანგანუმის საბადოს დამუშავებიდან 1990 წლამდე მოპოვებულია 203 მლნ. ტონა ნედლი მადანი და რეალიზებულია 108 მლნ. ტონა სასაქონლო პროდუქცია. მანგანუმის მადნისა და სასაქონლო პროდუქციის წარმოება 1990-2006 წლებში მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილში 1 [4].

ცხრილი 1

მანგანუმის მადნისა და სასაქონლო პროდუქციის წარმოება 1990-2005 წლებში

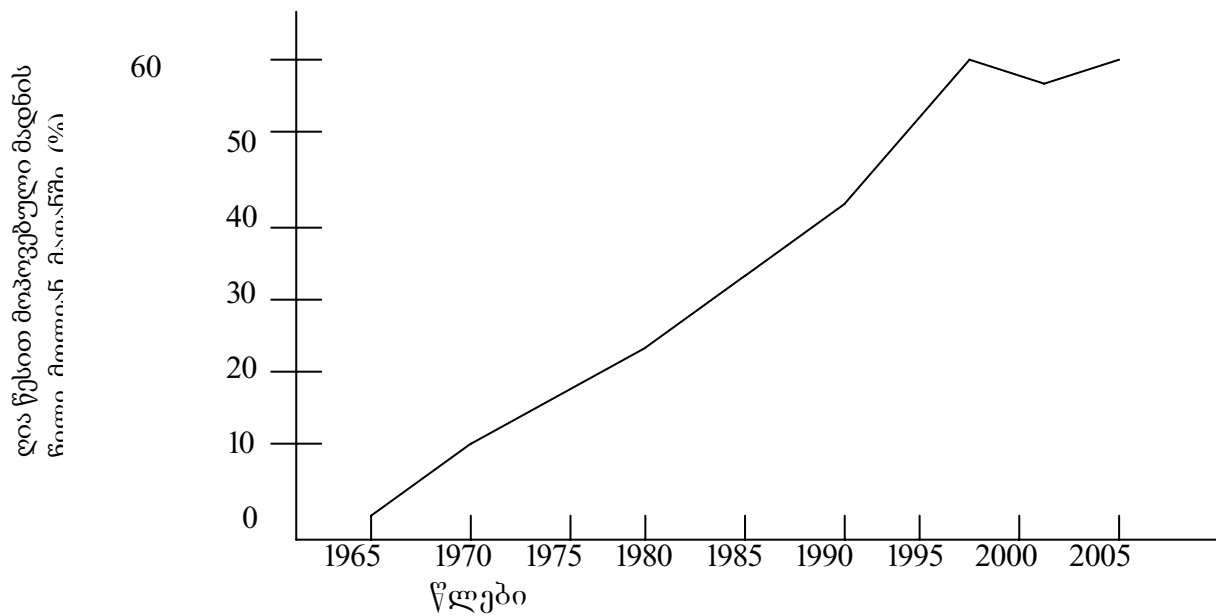
(ათასი ტონა)

წლები	მადნის მოპოვება	პროცენტულად (1990 წ-თან)	სასაქონლო პროდუქციის დამზადება	პროცენტულად (1990 წ-თან)
1990	2831.3	100.0	1251.6	100.0
1991	1265.6	44.7	491.0	39.2
1992	708.7	25.0	292.6	23.4
1993	101.5	3.5	29.3	2.3

1995	121.6	4.3	41.8	3.3
1996	94.4	3.3	15.5	1.2
1997	60.0	2.1	9.5	0.8
1998	9.9	0.3	4.5	0.4
1999	157.4	5.6	29.3	2.3
2000	126.6	4.5	25.3	2.0
2001	290.0	10.2	52.1	4.2
2002	300.0	10.6	68.5	5.4
2003	367.3	12.9	93.6	7.4
2004	518.1	18.3	132.1	10.4
2005	796.4	28.1	195.6	15.6

როგორც ცხრილიდან ჩანს, ნედლი მადნის მოპოვება და სასაქონლო პროდუქციის წარმოება საგრძნობლად შემცირდა 1996-1998 წლებში, რაც ძირითადად გამოწვეული იყო ენერგოკრიზისით – წარმოებაზე ელექტროენერჯის საკმარისი ოდენობით მიუწოდებლობით. ამას თანდაერთო საწარმოს ფინანსური მდგომარეობის გაუარესება, რამაც გამოიწვია სამაგრი და სხვა მასალების დეფიციტი. ეს მასალები კი, როგორც ცნობილია, განსაკუთრებით საჭიროა მადნის მიწისქვეშა წესით მოპოვებისათვის. ამის გამო ბოლო პერიოდში ნედლი მადანი მოიპოვება კარიერული წესით, რამაც გაზარდა მთელ მოპოვებულ მადანში ღია წესით მოპოვებული მადნის ხვედრითი წილი. ეს ნათლად ჩანს ქვემოთ მოყვანილ დიაგრამაზე (ნახ. 1).

ნახ. 1 ს.ს. “ჭიათურმანგანუმი»-ს მიერ ღია წესით მოპოვებული მანგანუმის მადნის დინამიკა 1970-2005 წლებში



ამასთან, უნდა ითქვას, რომ საგრძნობლად გაუარესდა მოპოვებული მადნის ხარისხი და დამზადებული სასაქონლო პროდუქციის ეკონომიკური მაჩვენებლები. ამის ერთ-ერთ მიზეზად ზემოხსენებულთან ერთად შეიძლება ჩაითვალოს საბადო ექსპლუატაციის სამთო-გეოლოგიური პირობებისა და მადნის ხარისხის გაუარესება.

სამთო მრეწველობა სპეციფიკური დარგია. მისი განვითარების ისტორიის ანალიზი ცხადყოფს, რომ საბადოს დამუშავების პირველ წლებში წარმოების

ძირითად საშუალებასთან ზრდასთან ერთად მატულობს როგორც მოპოვებული წიაღისეულის მოცულობა, ისე წარმოების ეკონომიკური ეფექტიანობა. შემდგომი წლების განმავლობაში ძირითადად საშუალებათა გაფართოება ამ მაჩვენებელთა მხოლოდ ერთ დონეზე შენარჩუნებას იძლევა, რასაც მოსდევს როგორც წიაღისეულის მოპოვების, ისე ეკონომიკური ეფექტიანობის შემცირება. ასეთ პირობებში აღმოჩნდა «ჭიათურმანგანუმი» ბოლო წლებში.

შექმნილ სიტუაციაში დარგის კრიზისიდან გამოსვლის ერთ-ერთი გზაა საწარმოთა პრივატიზაცია ან მართვის უფლებით გადაცემა ზესტაფონის ფეროშენადნობთა ქარხანასთან ერთად, რის შედეგადაც შესაძლებელია გამოყენებულ იქნას ჭიათურის მანგანუმის კარბონატული მადნებიც. ამ უკანასკნელის წილი კი საბადოს მარაგის 55%-ზე მეტია. ასეთ შემთხვევაში შესაძლოა განხორციელდეს არა შედარებით დაბალღირებული მანგანუმის კონცენტრატის, არამედ ნედლეულთან შედარებით მცირე რაოდენობისა და მაღალი ღირებულების მქონე კონკურენტუნარიანი ფეროშენადნობის საზღვარგარეთ რეალიზაცია. ამ მოსაზრებას ადასტურებს ისიც, რომ უკანასკნელ წლებში მთელ რიგ განვითარებად ქვეყნებში, რომლებიც ფლობენ მანგანუმის მადნის მდიდარ საბადოებს, შეიმჩნევა ტენდენცია, რომ ადგილზე აშენდეს ფეროშენადნობთა ქარხნები და მადნის მაგივრად შენადნობების ექსპორტი განხორციელდეს. ასეთი სქემის ეკონომიკურად მომგებიანობას მოწმობს ისეთი ქვეყნების გამოცდილება, როგორცაა: საფრანგეთი, ნორვეგია, იტალია. ეს ქვეყნები ანვითარებენ მანგანუმის შენადნობთა წარმოების ინდუსტრიას ადგილობრივი ნედლეულის უქონლობის პირობებში.

ზემოთ აღნიშნულიდან გამომდინარე მეტი ძალისხმევაა საჭირო, რათა უზრუნველყოფილი იქნას ჭიათურის მანგანუმის მადნების რაციონალურად და უდანაკარგოდ მოპოვება. ეს კი უზრუნველყოფს რეგიონის ეკონომიკური დონის ამაღლებას.

1.3. ჭიათურის მანგანუმი მსოფლიო ბაზარზე

ჭიათურის მანგანუმის მადნის პირველი პარტია 885 ტონა, პირველად 1879 წელს იქნა გატანილი მსოფლიო ბაზარზე, რომელიც გამოირჩეოდა მაღალი ხარისხით და რამაც დიდი ინტერესი გამოიწვია ისეთ ინდუსტრიულად განვითარებულ ქვეყნებში, როგორცაა ინგლისი, აშშ, ბელგია, გერმანია, საფრანგეთი რომლებთან არ გააჩნდათ მანგანუმის საბადოები.

მიუხედავად მანგანუმის მადანზე დიდი მოთხოვნისა ჭიათურის მადნის ექსპორტი 1890-1930 წლებში ხასიათდებოდა არათანაბრობით, რაც გამოწვეული იყო წარმოების ციკლურობით იმპერიალიზმის ეპოქაში.

მანგანუმის ახალი საბადოების ექსპლუატაციასთან დაკავშირებით (ინდოეთი, ბრაზილია, სამხრეთ აფრიკა) ჭიათურის მანგანუმის წილი მსოფლიო ბაზარზე შემცირდა, რაც ნათლად ჩანს ცხრილში 2.

ცხრილი 2

მანგანუმის მადნის მსოფლიო ექსპორტი განვითარებულ ქვეყნებში
1900-1930 წლებში

წლები	ტონა	პროცენტული წილი ექსპორტირებულ მადანში					
		საქართველო	უკრაინა	ინდოეთი	ბრაზილია	სამხ. აფრიკა	სხვა ქვეყნები
1900	923299	54.4	2.3	14.4	11.7	–	26.2
1905	1016119	32.9	3.6	31.7	21.4	–	10.4
1910	1658949	37.1	4.1	41.3	15.3	–	2.2
1913	2230254	49.5	4.1	36.7	5.5	–	4.2
1917	1130070	0.4	–	34.3	47.1	2.6	10.6
1922	1647600	10.2	2.3	54.1	20.7	3.8	8.9
1925	2295700	18.8	7.3	32.7	13.6	14.5	13.1

1927	2441600	23.7	8.4	34.5	11.0	15.1	7.3
1928	2250700	12.5	10.2	37.0	15.6	16.7	8.0
1929	2563100	25.4	11.0	30.4	13.2	15.9	4.1
1930	2264100	28.6	8.9	33.6	8.0	14.1	6.8

პირველი მსოფლიო ომის დაწყებამდე ჭიათურის მადნის ყველაზე მსხვილი იმპორტიორი იყო გერმანია, რომელზეც მოდიოდა მთელი ექსპორტის 43%, ინგლისზე – 23%, ბელგიაზე –14%, აშშ-ზე – 6%, საფრანგეთზე – 5%. ომმა (1914 წელს) გამოიწვია მადნის ექსპორტის შეწყვეტა გერმანიაში, იმავე წელს დარდანელის სრუტის დაკეტვამ კი სხვა ქვეყნებშიც.

რუსეთში სამოქალაქო ომისა და საქართველოში მენშევიკური მთავრობის დროს საგრძნობლად შემცირდა მადნის გატანა საზღვარგარეთ და 1921 წელს კი სულ შეწყდა.

ომის შემდგომ პერიოდში დიდი ცვლილებები მოხდა მანგანუმის მადნის მსოფლიო ბაზარზე. მნიშვნელოვნად გაუარესდა ჭიათურის მანგანუმის მადნის ხარისხი. მაგალითად თუ 1934 წელს მანგანუმის მადნის ხარისხი შეადგენდა 43,5%-ს, 1946 წელს ეს მაჩვენებელი შემცირდა 33,3%-მდე, 1955 წელს – 29,7%-მდე. ამის გამო შემცირდა მაღალი ხარისხის კონცენტრატების გამოსავალი 36,1%-დან 19,4%-მდე. ამასთანავე მანგანუმის მადნების რაოდენობა მსოფლიო ბაზარზე მნიშვნელოვნად აღემატებოდა მის მოთხოვნებს, რამაც მკვეთრად გაზარდა კონკურენცია ქვეყნებს შორის. ამის გამო შემცირდა ჭიათურის მადნის ექსპორტი საერთაშორისო ბაზარზე.

აღსანიშნავია ის ფაქტი, რომ გასული საუკუნის 75-80-იან წლებში მანგანუმის დაბალი ხარისხის კონცენტრატის ხვედრითი წილი საკმაოდ მაღალი იყო მთელ საექსპორტო პროდუქციაში.

მანგანუმის დაბალი ხარისხის კონცენტრატის ხვედრითი წილი ექსპორტირებულ პროდუქციაში (1965-1989 წლებში) მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილ 3-ში.

მანგანუმის დაბალი ხარისხის კონცენტრატის ხვედრითი წილი
ექსპორტირებულ პროდუქციაში (1965-1989 წლებში)

წლები	ექსპორტირებული პროდუქცია (ტონა)	მათ შორის დაბალი ხარისხის (ტონა)	დაბალი ხარისხის % წილი მთლიან ექსპორტში
1965	444 871	86 750	19,5
1970	382 768	12 631	3,3
1975	7 464	–	–
1980	183 252	172 257	94,0
1985	206 964	195 581	94,5
1989	119 418	114 164	95,0

დაბალი ხარისხის პროდუქცია მიეწოდებოდა როგორც კაპიტალისტურ (ფინეთი, საფრანგეთი, იაპონია, კანადა, ბელგია), ასევე სოციალისტურ (პოლონეთი, ჩეხოსლოვაკია) ქვეყნებს.

1990 წლიდან ცნობილი მიზეზების გამო სრულად შეწყდა «ჭიათურმანგანუმი»-ს პროდუქტის ექსპორტი.

თავი II. მანგანუმის მადნების გამდიდრების თანამედროვე მდგომარეობა

2.1. ზოგადი ცნობები

მანგანუმი თავისი აქტიური თვისებების გამო ბუნებაში თავისუფალი სახით არ გვხვდება. იგი გავრცელების მიხედვით სხვა ქიმიურ ელემენტთა შორის XV ადგილზეა და დედამიწის ქერქის მთელი მასის 0,09-0,1%-ს შეადგენს. მისი ხვედრითი წონა – 7,3, ხოლო დნობის ტემპერატურა 1244 °C. მანგანუმი არამაგნიტური ლითონია, მაგრამ მისი ჟანგეულები სუსტ მაგნიტურ თვისებებს ავლენენ.

მანგანუმი გამოიყენება სახალხო მეურნეობის სხვადასხვა დარგებში. მანგანუმის უდიდესი მომხმარებელია მეტალურგიული მრეწველობა. იგი მოიხმარს მთელი მოპოვებელი მადნის (90-95)%-ს. მანგანუმი MnO_2 -ის სახით გამოიყენება ქიმიურ და ელექტრო მრეწველობაში, ლაქ-საღებავების, კერამიკის, მინის წარმოებაში. სოფლის მეურნეობაში მისი გამოყენება სხვა სასუქებთან ერთად ზრდის მრავალი სასოფლო-სამეურნეო კულტურების მოსავლიანობას.

მანგანუმის კონცენტრატებზე, მისი გამოყენების და შემადგენლობის მიხედვით დამუშავებულია და შედგენილია ტექნიკურ პირობები – სტანდარტი გსტ 15626952-001-2004, რომლის ძირითადი მაჩვენებლები მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილ 4-ში.

ცხრილი 4

გსტ 15626952-001-2004

კონცენტრატის დასახელება	ხარისხი	ტიპი	ჯგუფი	ქვესახეობა	კლასი	მასური წილი %					კონცენტრატის პირობითი აღნიშვნა	
						არანაკლები	არანაკლები Mn	არაუმეტეს MnO_2	სინესტის საანგარიშო ნორმა SiO_2	დანაკარგი გამოწვის არანაკლები		ფაკულტატიური
სპეციალური	I	შ	2	1	2	–	87.00	5.0	9.0	–	0.180-0.200	2ჟ 212ჟ
	II	შ	2	2	1	–	82.00	8.0	8.0	–	0.180-0.200	2ჟ 221ჟ
	III	შ	2	3	1	–	72.00	10.0	8.0	–	0.180-0.200	2ჟ 232ჟ

მეტალურგული	I	შ	1	0	1	48.0	–	10.0	9.0	–	0.170-0.180	2ჟ 101ჟ
		შ	1	0	2	48.0	–	10.0	9.0	–	0.170-0.180	2ჟ 102ჟ
	I	შ	1	1	1	42.0	–	15.0	11.0	–	0.180-0.200	2ჟ 111ჟ
		შ	1	1	2	42.0	–	15.0	11.0	–	0.180-0.200	2ჟ 112ჟ
	II	შ	1	2	1	35.0	–	20.0	15.0	–	0.240-0.25	2ჟ 121ჟ
		შ	1	2	2	35.0	–	20.0	15.0	–	0.240-0.250	2ჟ 122ჟ
	III	შ	1	1	2	26.0	–	25.0	10.0	18.0	0.17-0.180	2ჟ 112ჟ
		შპ	1	3	1	17.0	–	36.0	15.0	–	0.19-0.200	2ჟ 131ჟ
	I	კ	1	3	2	17.0	–	36.0	15.0	–	0.190-0.200	2ჟ 131ჟ
		კ										

2.2. ჭიათურის მანგანუმის საბადოს მადნის დახასიათება

ჭიათურის მანგანუმის საბადო დანალექი წარმოშობისაა და აკადემიკოს ა. ბეტხტინის მონაცემების თანახმად წარმოიქმნა ზღვის წყალმცირე პერიფერიებში. მანგანუმის წყაროს წარმოადგენდა ძირულის გრანიტის მასივი, რომელიც მდებარეობდა ზღვის სამხრეთით.

მანგანუმის ნაერთების გამოყოფა კონტინენტიდან ხდებოდა მდინარეების ნელი დინებით და მისი კოაგულაცია ხდებოდა კოლოიდური ხსნარების შერევისას ზღვის წყლებთან, რომლის მინერალური მარილები ელექტროლიტის როლს ასრულებდნენ, რომლის შედეგად ხდებოდა მანგანუმის ველების გამოლექვა ოლითების სახით.

ჟანგეული ოლითური მადანი განლაგებულია საბადოს მთელ ფართობზე. პერიფერიებში მისი სიმძლავრე შეადგენს 0,2-0,3 მეტრს, საბადოს ცენტრალურ და სამხრეთ-დასავლეთ ნაწილში მისი სიმძლავრე 4-4,2 მეტრს აღწევს.

მადნის ფენის ზედა ნაწილი წარმოდგენილია კარბონატული და დაჟანგული მადნებით. დაჟანგული მადნები გენეტიკურად დაკავშირებულია კარბონატულ მადნებთან და წარმოადგენენ მათი დაჟანგვის პროდუქტს. კარბონატული მადნების სიმძლავრე ცვალებადობს 0,2-მეტრიდან 1,2-მეტრამდე.

მადნის ფენებში თიხა-ქვიშების გარდა გვხვდება აგრეთვე ოპალ-კარბონატული ჩანარები, ლინზების და თხელი ფენების სახით, რომელნიც ქიმიურ-მინერალოგიური შემადგენლობით წარმოადგენენ მანგანუმის კარბონატებს.

მანგანუმის მადანი ზეგნებზე განთავსებულია თითქმის ჰორიზონტალურად (0-5⁰ დახრილობით), სხვადასხვა მიმართულებით. ჭიათურის მანგანუმის საბადოებში ძირითადად გავრცელებულია შემდეგი ძირითადი მადნეული მინერალები, რომლებიც მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილ 5-ში [13].

ცხრილი 5

ჭიათურის მანგანუმის საბადოებში გავრცელებული მანგანუმის მინერალები

დასახელება	ქიმ. შემადგენლობა	ხვ. წონა	სიმაგრე	Mn-ის შემცველობა (%)
პიროლიზიტი	MnO ₂	4-5	4.2-4.5	63-მდე
ფსილომელანი	MnO ₂ MnO H ₂ O	5-6	4.1-4.3	49.6
მანგანიტი	Mn ₂ O ₃ ·H ₂ O	4.2-4.4	3-5.4	62.5
ბრაუნიტი	Mn ₂ O ₃ ·H ₂ O	4.7-4.9	6-6.5	69.6
გაუსმანიტი	Mn ₂ O ₃	4.7-4.8	5-5.5	72.03
როდობროზიტი	Mn ₂ O ₃	3.3-3.6	3.5-4.5	47.8
მანგანოკალციტი	(CaMn)CO ₃	2.6-2.9	4.5-4.8	25.5

ქვემოთ მოვიყვანთ იმ მინერალების მოკლე დახასიათებას, რომელიც საკმარისადაა შესწავლილი გ. ავალიანის [8,10,11], ა. ბეტეხტინის [12,13] და სხვათა მიერ [58,59,60].

პიროლიზიტი ყველაზე გავრცელებული მინერალია მანგანუმის ჟანგეულ მინერალებს შორის, საბადოზე წარმოდგენილია ოლითების სახით. იგი ძირითადი მინერალია მანგანუმის პეროქსიდული და მეტალურგიული კონცენტრატების წარმოებაში.

მანგანიტი წარმოადგენს მანგანუმის დაჟანგულ მინერალს, რომელიც წარმოიქმნება ჟანგადის უკმარისობის ზონაში. შემდეგი დაჟანგვისას იგი გარდაიქმნება მანგანუმის ორჟანგად.

როდობროზიტი და მანგანოკალციტი წარმოადგენენ ჭიათურის მანგანუმის საბადოს კარბონატული მადნის ძირითად მინერალებს.

ჭიათურის მანგანუმის მადანი იყოფა ორ ტექნოლოგიურ ჯგუფად:

1. ადვილად გასამდიდრებელი, რომელსაც მიეკუთვნება ეგრეთწოდებული «სარეცხი» მადნები – «საცხრილი», «ჟღალი»;
2. ძნელად გასამდიდრებელი – კარბონატული და დაჟანგული (მჩატე პოროვანი) მადნები – «ბელტა» და «მწვარი»

სარეცხი მადნები ძირითადად წარმოდგენილია მანგანუმის ჟანგეული მინერალებით. ქიმიურ-მინერალოგიური შედგენილობით, ფიზიკური თვისებებით და სტრუქტურით ანსხვავებენ შემდეგ სახეობებს: «პლასტი», «მარცვლოვანი მადანი», «ჟღალი», «ბელტა», «მწვარი».

ფერის მიხედვით ანსხვავებენ შავ და წითელ მარცვლოვან მადნებს. ასეთი სახის მადნები ჭარბობენ საბადოში და გავრცელებულია ყველა ზეგნებზე. მორეცხვით და დალექვით ამ სახის მადნებიდან მიიღება მაღალი ხარისხის მანგანუმის კონცენტრატი.

«საცხრილი» წარმოადგენს მარცვლოვან მადანს, რომელიც წარმოდგენილია გარდა ოლითებისა, ნატეხოვანი სახის «პლასტი»-ს ტიპის მადნებით. შავი ტიპის საცხრილი მიეკუთვნება პსილომელან-პიროლუზიტურ ტიპს, ღია ნაცრისფერ-მანგანიტს.

«ჟღალი» – წარმოდგენილია საშუალო სისხოს ოლითური მადნისაგან, რომელიც შეცემენტებულია ქვიშიან-კაჟმიწიან ნაერთებით და მათში არათანაბრადაა ჩაწინწკლული მანგანუმის მინერალები. ასეთი მადნების გამდიდრება საჭიროებს ჩვეულებრივ მარცვლოვან მადანთან შედარებით წვრილად დამტვრევას.

«მწვარი» – წარმოადგენს მასიურ ან ოლითურ კალციტიზირებულ მადანს, რომელიც წარმოიქმნა ძირა ფენებში არსებული მადნის მეტამორფოზით. მადანი ძირითადად წარმოდგენილია პიროლუზიტით და მანგანუმის ჰიდროჟანგებით.

შემაცემენტებელს წარმოადგენს კვარცების მარილი, მინდვრის შპატი და კალციტები, რაც განაპირობებს “მწვარის” სიმაგრეს. გამდიდრებისას “მწვარი” საჭიროებს (2-3) მმ-მდე დაფქვას და მისგან მიიღება (40-42)% მანგანუმის შემცველობის კონცენტრატი.

«ბელტა» – წარმოადგენს წვრილ და უწვრილეს მარცვლოვან, თიხისებრ შავი ან წითელი ფერის მადანს, რომელიც ადვილად იშლება დაწოლით. ღია მშრალ ადგილზე შენახვისას იშლება წვრილმარცვლების – მტვრის სახით. იგი შეიცავს (40-42)% მანგანუმს. “ბელტა” წარმოდგენილია პორილუზიტით, წითელი-მანგანიტით.

კარბონატული მადნები 2003 წლის მდგომარეობით შეადგენს ს.ს. «ჭიათურმანგანუმი»-ს ბალანსური საბადოს 55,4%. მინერალოგიური კვლევით დადგენილია, რომ კარბონატული მანგანუმის მადნები წარმოიქმნენ ძირითადად მანგანუმის კარბონატებისა და კალციუმის იზომორფული სახეობის შერწყმით. მადანში სილიციუმი წარმოდგენილია კვარცისა და ოპალოს სახით.

დაჟანგული (მჩატეპოროვანი) მადანი 2003 წლის მდგომარეობით წარმოადგენს საბადოს მადნის – 15,9%-ს. ძირითადად მადნეული მინერალები წარმოდგენილია პსილომელანით და ვერნადიტით. პსილომელან-ვერნადიტის შავი ფერის ნატეხები მსუბუქი, მაგარი და პოროვანია. ვინაიდან ასეთ მადანს გააჩნია შედარებით მცირე მოცულობითი წონა, გამდიდრებისას გადადიან კუდებში, რაც იწვევს მანგანუმის დანაკარგების გაზრდას.

2.3 ჭიათურის მადნის გამდიდრებაზე გამოცდის ძირითადი შედეგები

ჭიათურის მანგანუმის მადნის გამდიდრების სამეცნიერო-კვლევითი სამუშაოები ჩატარებულ იქნა 1929-1930 წლებში ლენინგრადის ინსტიტუტ «მეხანობრი»-ს მიერ, რომლის შედეგები მოცემულია ცხრილ 6-ში. ამავე ინსტიტუტის მიერ გამოცდილი იქნა იმ დროს მოქმედი გამამდიდრებელი

ფაბრიკების მიერ წარმოებული მანგანუმის დაბალი შემცველობის გამდიდრების პროდუქტები (კუდები, შლამები, IV ხარისხის კონცენტრატი).

«მეხანობრი»-ს და სხვა ინსტიტუტების მიერ 1940-1958 წლებში მიმდინარეობდა საკვლევო სამუშაოები ძნელად გასამდიდრებელი მადნების გამდიდრებაზე [15,16,17,62,63].

დარკვეთისა და ითხვისის ზეგნების შედარებით ღარიბი კარბონატული მადნების კვლევებმა აჩვენეს, რომ მადნის გამდიდრებით, დალექვით ან მძიმე სუსპენზიებით მიღებულ იქნა კარბონატული კონცენტრატი (23-28)% მანგანუმის შემცველობით.

ცხრილი 6

ჭიათურის მანგანუმის მადნის გამოცდის შედეგები ცალკეული ზეგნების მიხედვით (1929-30 და 1935-36 წლებში)

ზეგანი	გამდიდრების პროდუქტები	1929-1930 წლის სინჯები			1935-1936 წლის სინჯები		
		გამოსავალი (%)	Mნ-ის შემცველობა %	ამოკრეფა %	გამოსავალი (%)	Mნ-ის შემცველობა %	ამოკრეფა %
პერევისა	კონცენტრატი	65.9	52.7	86.3	—	—	—
	კუდები	17.6	8.1	3.6	—	—	—
	შლამები	16.5	22.8	9.5	—	—	—
	მადანი	100.0	39.9	100.0	—	—	—
შუქრუთი	კონცენტრატი	68.5	53.6	86.7	35.4	47.2	63.1
	კუდები	24.9	12.8	8.6	47.0	15.9	38.3
	შლამები	15.6	15.9	6.7	17.6	12.9	8.6
	მადანი	100.0	36.8	100.0	100.0	26.4	100.0
ითხვისი	კონცენტრატი	—	—	—	51.9	50.9	76.5
	კუდები	—	—	—	29.0	16.8	12.0
	შლამები	—	—	—	19.1	20.7	11.5
	მადანი	—	—	—	100.0	34.5	100.0
დარკვეთი	კონცენტრატი	66.5	53.5	82.1	56.5	50.5	81.7
	კუდები	17.5	18.5	7.5	43.5	14.7	18.3
	შლამები	16.5	28.1	10.4	—	—	—
	მადანი	100.0	43.3	100.0	100.0	34.9	100.0

მღვიმევი	კონცენტრატი	67.6	54.2	83.1	-	-	-
	კუდები	10.7	11.4	2.8	-	-	-
	შლამები	21.7	28.5	14.1	-	-	-
	მადანი	100.0	44.1	100.0	-	-	-

1955-1965 წლებში ჩატარდა სამუშაოები მადნის მძიმე სუსპენზიებით გამდიდრებაზე [18, 22, 64]. დადგენილ იქნა, რომ მადნის გაყოფით 3,0 და 2,4 ხვ. წონის მქონე სუსპენზიებში შეიძლება მიღებულ იქნეს მძიმე ფრაქცია (28-30)% მანგანუმის შემცველობით.

“მწვარი”-ს ტიპის მადნის გამდიდრებით გრავიტაციულ-მაგნიტურ სეპერაციული მეთოდით, მისი (3-0) მმ დამტვრევსას შესაძლებელია კონცენტრანტის მიღება (40-42)% მანგანუმის შემცველობით [17].

მანგანუმის მადნის და შლამების ფლოტაციური მეთოდით გამდიდრების შესწავლაზე მუშაობდნენ მრავალი სამეცნიერო-კვლევით ინსტიტუტები: «მეხანობრი», «მეხანობრჩერმეტი», «ურალმეხანობრი», საქართველოს პოლიტექნიკური ინსტიტუტი, კავკასიის მინერალური ნედლეულის ინსტიტუტი და სხვა. რომელთა შესრულებული სამუშაოების შედეგები გამოქვეყნებულია მრავალ სტატიებში, მონოგრაფიებში, სამეცნიერო სამუშაოების კრებულებში და სხვა [23-27, 65-68].

ჭიათურის მანგანუმის მამდიდრებელი ფაბრიკების დაპროექტება და აშენება გასული საუკუნის 40-70-იან წლებში დაიწყო, რომელთა ტექნოლოგია ითვალისწინებდა ძირითადად მანგანუმის ჟანგული მადნების გამდიდრებას.

ამჟამად მოქმედი ს.ს. «ჭიათურმანგანუმი»-ს მადნის მამდიდრებელი ფაბრიკების ჩამონათვალი მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილ 7-ში.

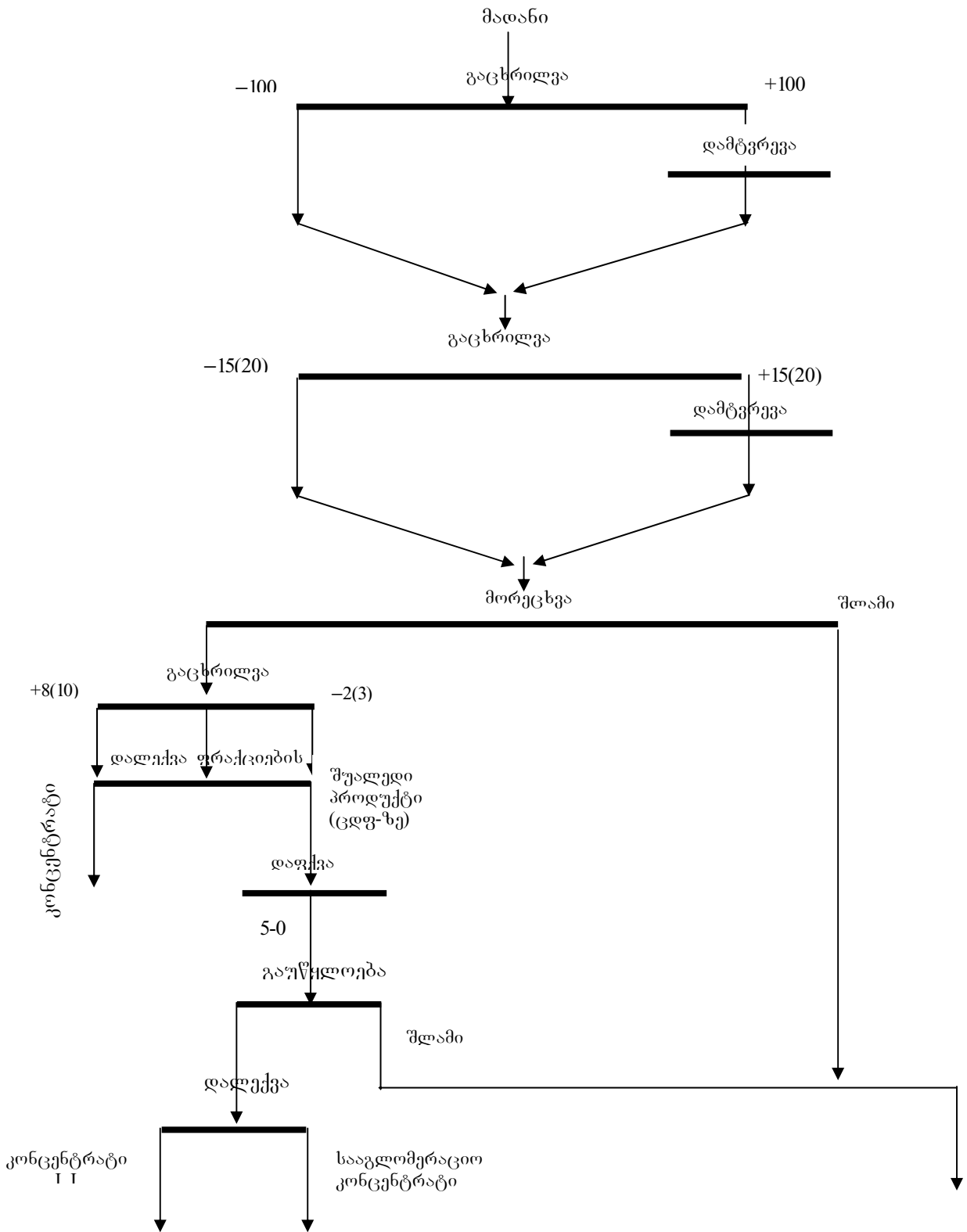
ცხრილი 7

ჭიათურის მანგანუმის მადნის მოქმედი მამდიდრებელი ფაბრიკები

№	ფაბრიკის დასახელება	ექსპლოატაციაში შესვლა (წელი)	ზეგანი, რომლის მადანსაც ფაბრიკა ამდიდრებს
1	ფაბრიკა 125-ბისი	1935	პერევისა
2	«პეროფი»	1940	რგანი

3	ცმფ-1	1950	შუქრუთი
4	ცმფ-2	1957	ითხვისი
5	ფაბრიკა 129	1961	მღვიმევი
6	ნმფ (ნოფი)	1961	დარკვეთი
7	ცდფ	1962	ყველა ფაბრიკების შუალედური პროდუქტი

ჭიათურის მადნის გამდიდრების პრინციპიალური სქემა მოცემულია ნახაზზე (ნახ. 2), რომელიც ითვალისწინებს შემოსული მადნის დამტვრევას 15 (20) მმ-მდე, მორეცხვას, გაცხრილვას $-15(20)+8(10)$ მმ, $-8(10)+2(3)$ მმ და $-2(3)+0$ მმ ფრაქციებად მათი ცალ-ცალკე დალექვას. შუალედური პროდუქტი მიეწოდება ცდფ-ზე, სდაც იფქვება $-5-0$ მმ სისხომდე და მდიდრდება დალექვით.



ნახ. 2 ჭიათურის მანგანუმის მადნის გამდიდრების მოქმედი პრინციპიალური სქემა

1969 წლიდან 1990 წლამდე ფუნქციონირებდა ცენტრალური ფლოტაციური ფაბრიკა, სადაც შლამების გამდიდრება წარმოებდა ქაფიანი სეპარაციით (ფლოტაციით).

2.4. მანგანუმის საბადოები დსთ-ს ქვეყნებში

ნიკოპოლის მანგანუმის საბადო აღმოჩენილ იქნა 1883 წელს, 1886 წელს კი დაიწყო მისი მოპოვება.

მადნის ნივთიერი შემადგენლობის შესწავლა და მისი გამდიდრების მეთოდების დამუშავება დაიწყო ლენინგრადის ინსტიტუტ «მეხანობრმა» 1928 წელს. მის მიერ დაპროექტებულ იქნა მაქსიმოვკის, ბოგდანოვკის და ოქტომბრის 40 წლისთავის სახელობის მადნის მამდიდრებელი ფაბრიკებში.

ბოლო წლებში «მეხანობრი»-ს გარდა მადნის საკვლევი სამუშაოები დაიწყო კრივოიროვის სამთო ინსტიტუტმა და «მეხანობრჩერმეტმა».

ნიკოპოლის მანგანუმის მადანი წარმოდგენილია ჟანგეული, კარბონატული და შერეული ტიპების სახესხვაობით. საბადოს ჩრდილო ნაწილში განლაგებულია ჟანგეული, შემდეგ შერეული და ბოლოს სამხრეთით კარბონატული მადნები. მანგანუმის შემცველობა ჟანგეულ მადანში 27%-მდე, კარბონატულში 19%, ხოლო შერეულში კი 26%.

პირველადი ჟანგეული მადნები წარმოდგენილია მანგანუმის ჟანგებით და ჰიდრო ჟანგებით, კარბონატულ-მანგანუმის კალციტებით. მადანშემცველი ფენების სისქე ცვალებადობს (2-6) მეტრამდე. მადნის ფენის სახურავს წარმოადგენს ნაცრისფერი თიხები, რომელიც შეიცავს გლაუკონიტს.

მადნის ფენების განლაგება ჰორიზონტალურადაა, რომლის სიღრმე აღწევს (70-80) მეტრამდე, ფენების სისქე ცვალებადობს (1,5-2,5) მეტრამდე. ფენებს შორის

ლინზების სახით და მცირე სისქის ფენებად ჩართულია ქვიშა-თიხების მასა. თვითონ მადნის ჟანგეული მინერალები წარმოდგენილია პიროლუზიტით, პსილომელანით, მანგანიტით. პიროლუზიტი წარმოდგენილია მკვრივი კრისტალური სახესხავობით, რაც მთელი მადნის კონკრეციების ძირითად მასას შეადგენს. მნიშვნელოვნადაა მისი რაოდენობა ფხვიერ წვრილმარცვლოვან მადნებშიც.

პსილომელანი წარმოდგენილია უფორმო ნატეხების, კონკრეციებისა და ოლითების სახით, უმნიშვნელი რაოდენობით კი ძარღვების სხით.

მანგანიტი, ისევე როგორც პიროლუზიტი გავრცელებულია ჟანგეული მადნის ყველა ფენებში. პიროლუზიტის ნაერთებისაგან იგი განსხვავდება მაღალი სიმკვრივით.

ფუჭი ქანი წარმოდგენილია თიხა-ქვიშებით, რომელიც სხვადასხვა რაოდენობის კვარცს შეიცავს. გვხვდება აგრეთვე მინდვრის შპატებიც.

კარბონატული მადნები წარმოდგენილია მანგანუმის კარბონატებით – მანგანოკალციტით და ნაწილობრივ როდოხროზიტით. მანგანუმის ჟანგები და ჰიდროჟანგები იშვიათად გვხვდება. ეს მადნები ძლიერი პორიანობით ხასიათდებიან, რომელიც შეესილია მინისებრი თიხა-კარბონატული მასით. ზოგჯერ ზედაპირზე აქვთ მოყვითალო-მონაცრისფო შემცველობა, რომელსაც წარმოქმნიან რკინის ჰიდროჟანგები.

არამადნეული ქანები წარმოდგენილია დოლიმიტის, კალციტის და თიხისებრი მასით.

მანგანუმის შემცველობა ჟანგეულ მადნებში ცვალებადობს (23-29)%-ის ფარგლებში, კარბონატულში კი (17-20)%-ის ფარგლებში.

როგორც ჭიათურის, ასევე ნიკოპოლის მანგანუმის მადნის მამდიდრებელი ფაბრიკები მუშაობენ ერთნაირი სქემით. კერძოდ მადნის დამსხვრევა (20-15) მმ-მდე, მისი დალექვა ცალკეული ფრაქციების მიხედვით, წვრილი (2-0) კლასის

მაგნიტური სეპარაციის და შემდგომ მაგნიტური ფრაქციის დალექვა. ამავე სქემით ამდიდრებენ შერეულ და კარბონატულ მადნებსაც.

რუსეთის აღმოსავლეთ რეგიონებში მანგანუმის საბადოები შემდეგ რაიონებშია:

1. ჩრდილოეთ ურალში – პოლუნოჩის, ბერეზოვსკის, იურკინსკის საბადოები;
2. სამხრეთ ურალში – აბზელილოვსკის, აკერმანის საბადოები;
3. დასავლეთ ციმბირში – მაზულკის და მალოხინგანის საბადოები;
4. შორეულ აღმოსავლეთში – ვანდანსკის და მალოხინგანის საბადოები.

პოლუნოჩის მადნები წარმოდგენილია კარბონატული, ჟანგეული და დაჟანგული სახესხვაობით. კარბონატული მადნები მთელი მარაგის 75%-ს შეადგენს, მასში მანგანუმის შემცველობა (17-22)%-მდე ცვალებადობს, ფოსფორის (0,3-0,7)%, მაღალია რკინის შემცველობაც (3,5-6)%.

ტექსტურულ-სტრუქტურული ნიშნებით მადანი იყოფა ფენოვან, კონკრეციულ-კვარცოვან და კონკრეციულ-თიხოვან სახეებად. კონკრეციულ კვარცოვანი მადნები ქმნიან კონგლომერატებს, რომელნიც შეიცავენ მუქ და ნაცრისფერ (1-20) მმ-მდე სიმსხოს კონკრეციებს. მადნეული მინერალები ძირითადად წარმოდგენილია როდოხროზიტით და მცირე რაოდენობის მანგანოკალციტით.

შედარებით სუფთა კარბონატული ხასიათდება შემდეგი შემადგენლობით: MnO – (20-40)%; Fe – (12-17)%; SiO₂ – (6-16)%; Al₂O₃ – (1,9-3,8)%; CaO – (5,6-12,4)%; CO₂ – (26-32)%; P – (0,2-0,25)%.

პოლუნოჩის მადნის (25-2)მმ გამდიდრებისათვის გამოყენებულია გრავიტაციული გამდიდრება. (2-0) მმ-თვის კი მაგნიტური სეპარაცია. მიღებული კონცენტრატი Mn – 29,7%. Fe – 3,4%; P – 0,26%, CaO – 7,6% გამოიყენება ადგილობრივი მნიშვნელობისათვის. ძირითადად მიეწოდებოდა ნიჟნიტაგილის მეტალურგიულ კომბინატს სილიკომანგანუმის და ფერომანგანუმის წარმოებისათვის.

უსინსკის მანგანუმის საბადო მდებარეობს ნოვოკუზნეცკის ჩრდილო-აღმოსავლეთით 80 კმ-ზე, კემეროვის ოლქში.

საბადოს პირვანდელი მარაგი იყო 100 მლნ. ტონა, რომელთა 94%-ს კარბონატული მადნები შეადგენდა, დანარჩენი კი დაჟანგული და ნახევრადდაჟანგული მადნებია.

საცდელი სამუშაოები წარმოებდა “ურალმეხანობრი“-ს მიერ. სხვადასხვა სახეობის მადნის ნივთიერი შემადგენლობის კვლევისას დადგენილ იქნა, რომ შემადგენლობით ისინი ერთმანეთთან ახლოსაა. ძირითადი მასა ამ მადნებისა წარმოდგენილია სხვადასხვა კარბონატებით. მცირე რაოდენობითაა კვარცი და სულფატებ-პირიტი და პირიტინი. კარბონატებიდან არის მანგანოკალციტი, როდოხროზიტი და კალციტი.

საცდელი სამუშაოების უმრავლესობა ჩატარებულია კარბონატულ მადნებზე. რეკომენდირებული სქემით, რომელიც გულისხმობს მადნის მძიმე სუსპენზიებში გამდიდრებას, მიღებულია კარბონატული კონცენტრატი შემდეგი ქიმიური შემადგენლობით: Mn – 26,0%, Fe – 5,9%, SiO₂ – 12%, P – 0,17%, CaO – 9,7 %, Al₂O₃ – 0,99%. როგორც ცდებმა აჩვენა ამ კონცენტრატის გამოყენებით შესაძლებელია სტანდარტული სილიკომანგანუმის მიღება. აღნიშნული კონცენტრატიდან ვერ მოხერხდება სტანდარტული ფერომანგანუმის მიღება.

ცენტრალური ყაზახეთის მანგანუმის მადნები ძირითადად თავმოყრილია ყარაგანდის ოლქში ატასუს და კარსაკპის რაიონებში. ატასუს ჯგუფში შედიან: აღმოსავლეთ და დასავლეთ კარაჟალის, ჯუმარტის საბადოები. კარსაკპის ჯგუფში – ჯეზდის, უშკატინის და სხვა საბადოები.

ატასუს საბადოების მანგანუმის მადანი რთულ პლასტისებრ მასას წარმოადგენს. ზედა ფენა წარმოდგენილია რკინის ჰემატიტური მადნებით, რომლის ქვევით განლაგებულია მანგანუმის მადანი. რკინა-მანგანუმის მადნების საშუალო სიმძლავრე ცხრა მეტრამდეა, სადაც მანგანუმის მადნის სიმძლავრე (0,7-1,5) მეტრია. საბადოს მარაგის 60%-ს ღარიბი მადნები წარმოადგენს. მადნის

საშუალო ქიმიური შემადგენლობა შემდეგია: Mn –23,9%; Fe –12,9%; MnO₂ - 39,4%; SiO₂ –24,1%. P – 0,04%; CaO – 2,4 %; Al₂O₃ – 4,3%.

აღნიშნული მადნების გამოცდას აწარმოებდა “ურალმეხანობრი”. კვლევის შედეგად დადგენილ იქნა, რომ გართულებულია რკინა-მანგანუმის განცალკავება და მიზანშეწონილია მიღებული კონცენტრატის გამოყენება ფერომანგანუმის გამოდნობისათვის.

აღმოსავლეთ და დასავლეთ კარაჯალის მარაგები 14 მლნ ტონამდეა, მანგანუმის საშუალო შემცველობით – 24,2%.

“მეხანობრი“-ს და “ურალმეხანობრი“-ს კვლევით დადგენილ იქნა ზემოხსენებული მადნების ოპტიმალური ტექნოლოგიური სქემა, რომელიც ითვალისწინებს მადნის დამტვრევას 20 მმ-მდე, (30) კლასის მოცილებას, როგორც კუდები და მსხვილი კლასის აღდგენით გამოწვას და შემდგომ გამომწვარი პროდუქციის მაგნიტურ სეპარაციას, რომლის შედეგადაც მიიღება მანგანუმის კონცენტრატი 4,3% რკინის და 48% მანგანუმის შემცველობით და რკინა-მანგანუმის კონცენტრატი რკინის 13,7% და მანგანუმის 15,3% შემცველობით. აღნიშნული სქემით მიღებული მანგანუმის კონცენტრატის გამოყენება შესაძლებელია ფერომანგანუმის, ხოლო რკინა-მანგანუმის სილიკომანგანუმის და თეთრი თუჯის წარმოებაში.

კარსაკპის ჯგუფის მადნებიდან საყურადღებოა ჯეზდის მადანი, რომლის მოპოვება და გრავიტაციულ-მაგნიტური სეპარაციის მეთოდით გამდიდრება წარმოებდა გასული საუკუნის 90-იან წლებამდე. მადანში მანგანუმის შემცველობა მერყეობდა (13-24)%-მდე.

ბოლო წლებში ექსპლოატაციაში შევიდა უშკატინსკის საბადო, რომლის მარაგი 50 მლნ ტონას შეადგენს. მარაგის 80%-ში მანგანუმის საშუალო შემცველობაა 27,8%, ხოლო რკინის 8,5%.

უნდა აღინიშნოს, რომ ცენტრალური ყაზახეთის მანგანუმის საბადოები ადგილობრივი მნიშვნელობისაა და არაკონკურენტუნარიანია მანგანუმის კონცენტრატები, რკინის მაღალი შემცველობის გამო.

2.5. მანგანუმის საბადოები საზღვარგარეთის ქვეყნებში

მანგანუმის ნედლეულის მწარმოებელი ძირითადი ქვეყნებია სამხრეთ ამერიკა, ავსტრალია, გაბონი, ბრაზილია, სამხრეთ აფრიკის რესპუბლიკა, მაროკო, კონგო, განა და სხვა. ამ ქვეყნებიდან მანგანუმის მადნის მარაგებით პირველ ადგილზეა სამხრეთ აფრიკის რესპუბლიკა, რომლის მარაგი შეადგენს 12,6 მილიარდ ტონას. საბადო წარმოდგენილია მანგანუმის მაღალი შემცველობის ჟანგეული მადნებით. საბადო მუშავდება ღია წესით, რომელსაც ამუშავებს კომპანია «სამანკორი». მის მიერ წარმოებული მანგანუმის მადნის პროდუქტების ქიმიური შემადგენლობა მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილ 8-ში.

ცხრილი 8

კომპ. «სამანკორი»-ს მანგანუმის პროდუქტების ქიმიური შემადგენლობა (%)

კომპონენტი	ვესელის მადარო				მამატკინის მადარო			
	50	48	40	38	48	44	38	32
Mn	8-10	9-10	12-18	16-18	5-6	5-6	4-5	4-6
F ₂	4-6	4-6	4-7	4-7	6-8	6-8	4-5	4-6
SiO ₂	5-7	6-8	5.9	5-9	13-15	15-18	14-17	14-18
CaO	1.5	2.0	2.0	2.0	4.6	4.5	4.0	5.0
MgO	0.5	0.5	0.5	0.5	0.8	0.5	0.3	0.6
Al ₂ O ₃	0.05	0.05	0.05	0.05	0.08	0.06	0.04	0.04
P	0.12	0.14	0.12	0.12	0.03	0.03	0.05	0.03

მანგანუმის მადნის გამდიდრება საზღვარგარეთის ქვეყნებში განვითარებულია ორი მიმართულებით. ისეთ ქვეყნებში, რომლებსაც გააჩნიათ წყლის რესურსები მადნის გამდიდრება წარმოებს სველი გრავიტაციული მეთოდით (ბრაზილია, ჩრდილოეთ ავსტრალია). აფრიკის კონტინენტზე, სადაც წყლის დეფიციტია იყენებენ გამდიდრების მშრალ მეთოდს.

მანგანუმის მადნის გამდიდრებისათვის საზღვარგარეთის ქვეყნებში ძირითადად გამოყენებულია გამდიდრების გრავიტაციული მეთოდები: გამდიდრება მძიმე სუსპენზიებში, დალექვით და ხრახნული სეპარატორებით.

თავი III. ჭიათურმანგანუმის თანამედროვე მდგომარეობის ანალიზი და პერსპექტივები

3.1. წარმოების კრიზისი და მისი გამომწვევი მიზეზები

გასული საუკუნის 90-იანი წლების ეკონომიკურმა კრიზისმა მნიშვნელოვანი ზიანი მიაყენა საქართველოს მრეწველობას და განსაკუთრებით სს. «ჭიათურმანგანუმს». 1992 წლიდან «ჭიათურმანგანუმი»-ს წარმოებები მუშაობდნენ პერიოდულად, არსებული სიმძლავრეების 2-5%-ის დატვირთვით. მაღაროები, მამდიდრებელი ფაბრიკები, სატრანსპორტო საშუალებები და დამხმარე ობიექტები აღმოჩნდნენ მძიმე მდგომარეობაში. დაინგრა და დაზიანდა მიწისქვეშა გვირაბები 35-40 კმ საერთო სიგრძით. დაზიანდა და მწყობრიდან გამოვიდა მიწისქვეშ არსებული მანქანა-მექანიზმების დიდი ნაწილი. უმოქმედობით ასევე დაზიანდა მიწისქვეშა ნაგებობები, საბაგრო გზები, ელექტროგადამცემი ხაზები და სხვა.

შექმნილმა მდგომარეობამ მკვეთრად შეამცირა წარმოების დონე და მნიშვნელოვნად გააუარესა საწარმოო მაჩვენებლები ცხრილი 9.

ს.ს. «ჭიათურმანგანუმი»-ს პროდუქციის წარმოების დონე 1992-2005 წლებში

მაჩვენებლები	1992	1993	1994	1995	1996	1997	1998	1999	2000	2001	2002	2003	2004	2005
მადნის მოპოვება (ათასი ტონა)	635.8	124.9	108.1	127.6	67.9	60.1	11.4	157.4	126.5	189.2	300.2	384.9	518.1	796.4
მაღალი ხარისხის კონც. წარმოება (ათასი ტონა)	75.4	13.3	11.9	18.5	15.5	9.3	1.3	29.3	25.8	63.1	68.5	93.6	132.9	195.6
რეალიზებული პროდუქციის ღირებულება	1299.5 მლნ. მან.	26350 მლნ. კუპ	2043685 მლნ. კუპ	2780 ათას ლარი	3070 ათას ლარი	1227 “_”	183 “_”	3805 “_”	6941 “_”	5115 “_”	8957 “_”	9989 “_”	15270 “_”	31764 “_”

როგორც ცხრილიდან ჩანს, მადნის მოპოვება და სასაქონლო პროდუქციის წარმოება საგრძნობლად შემცირდა 1996-1998 წლებში, რაც ძირითადად გამოწვეული იყო ენერგოკრიზისით – წარმოებაზე ელექტროენერჯის საკმარისი ოდენობით მიუწოდებლობით. ამას თანდაერთო საწარმოს ფინანსური მდგომარეობის გაუარესება, რამაც გამოიწვია სამაგრი და სხვა მასალების დეფიციტი. ეს მასალები კი როგორც ცნობილია, განსაკუთრებით საჭიროა მადნის მიწისქვეშა წესით მოპოვებისათვის.

პროდუქციის მკვეთრმა შემცირებამ საწარმოო ფინანსური მდგომარეობის დესტაბილიზაცია გამოიწვია. 2003 წლის პირველი იანვრისათვის კრედიტორულმა დავალიანებამ 58.7 მილიონი ლარი შეადგინა.

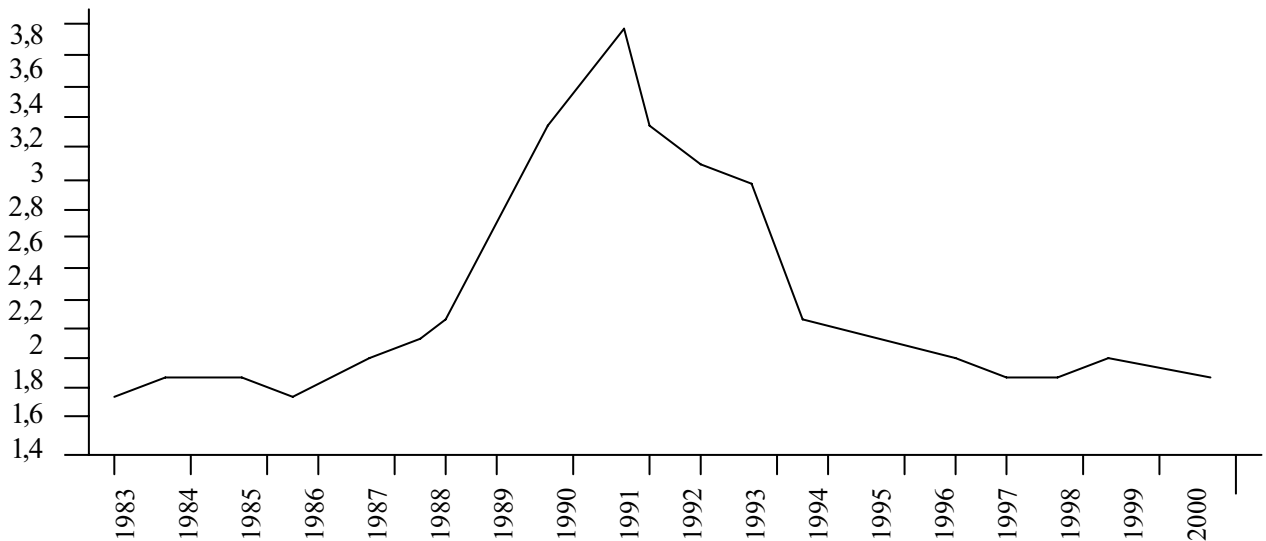
საბაზრო ეკონომიკაზე გადასვლის პერიოდის სხვა სირთულეებთან ერთად ს.ს. «ჭიათურმანგანუმი»-ს საფინანსო-სამეურნეო საქმიანობაზე განსაკუთრებულად უარყოფითად იმოქმედა შემდეგმა ფაქტორებმა:

– პროდუქციის ბაზრის დესტაბილიზაციამ, კერძოდ მაღალი ხარისხის კონცენტრატის ძირითადი მომხმარებლის ზესტაფონის ფეროშენადნობთა ქარხნის

მოთხოვნის მკვეთრმა შემცირებამ, დაბალი ხარისხის პროდუქციის გამსაღებლებთან-რუსეთსა და უკრაინის მეტალურგიულ საწარმოებთან საქმიანი კავშირების შეწყვეტამ;

– საერთაშორისო ბაზარზე მანგანუმის მადნის ფასების შემცირებამ თითქმის 30%-ით ბოლო 6-7 წლის განმავლობაში (ნახ. 3);

– ინვესტიციების მოზიდვის პრობლემების გადაუჭრელობამ.



ნახ. 3 მნ-ის 1% შემცველობაზე 1 ტ კონცენტრატის საცნობარო ფასი («ფობ» ფასებში)

3.2 მანგანუმის საბადოს მარაგების ახლანდელი მდგომარეობა

ჭიათურის საბადოს ხანგრძლივი ექსპლუატაციის მანძილზე ძირითადად მდიდარი მადნების მოპოვება წარმოებდა მაშინ, როცა ღარიბი მადნები, რომელთა მარაგი საკმაოდ დიდია არ მოიპოვებოდა, რამაც გამოიწვია ჟანგეული მადნების მკვეთრი შემცირება. დღეისათვის მისი წილი მთელი მარაგის 28.7%-ს შეადგენს, მაშინ როცა მომპოვებელ მადანში ჟანგეული მადნის ხვედრითი წილი 58% შეადგენს (ნახ. 4). ასეთი დისპროპორცია უარყოფითად მოქმედებს საბადოს

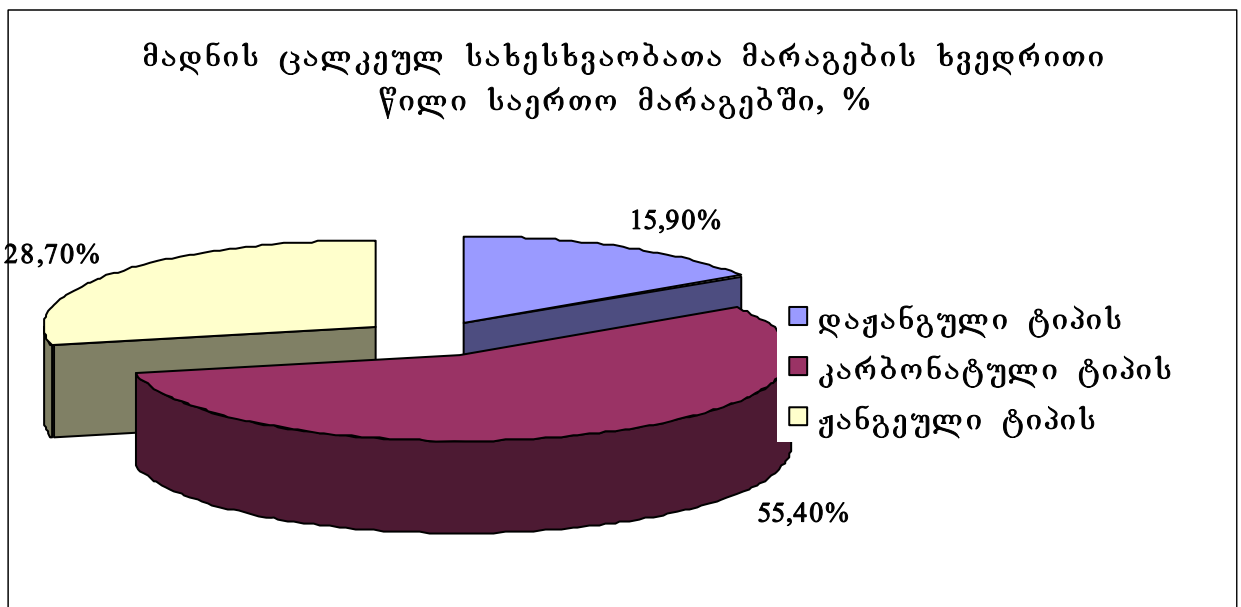
სამრეწველო პოტენციალზე, მითუმეტეს, რომ საბადო დეტალურად არის შესწავლილი და დადგენილია, რომ მანგანუმის მადნის მაღალი შემცველობის ახალი ველები გამოვლენა არ არის მოსალოდნელი.

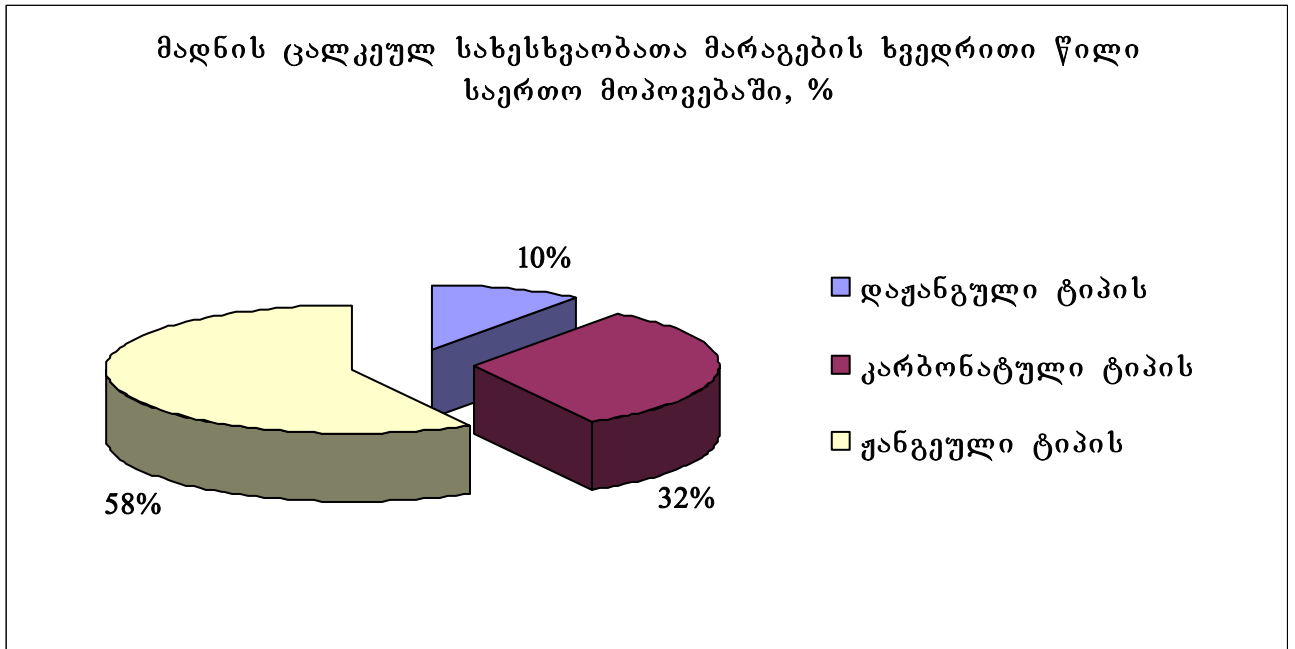
ქვემოთ მოცემულია ჭიათურის საბადოს ცალკეული ტიპის მადნების მარაგები $A+B+C_1$ კატეგორიების მიხედვით და სასარგებლო კომპონენტთა საშუალო შემცველობა 2003 წლის იანვრის მდგომარეობით (ცხრილი 10).

ცხრილი 10

ჭიათურის მანგანუმის საბადოს მარაგები

მადნის ტიპი	მარაგის კატეგორია	მარაგების რაოდენობა (ათასი ტონა)	Mn-ის შემცველობა (%)
ჟანგეული	$A+B+\beta_1$	50 437	26.2
მათ შორის პეროქსიდული «მწვარი»	$B+\beta_1$	5 350	38.2
შერეული	$A+B+\beta_1$	29 623	21.0
კარბონატული	$A+B+\beta_1$	93 295	16.0
დაჟანგული მანგანუმის ჰიდოქსანგით	$A+B+\beta_1$	30 718	21.3
გაჟღენთილი ქვიშაქვა	β_1	60	10.2
სულ	$A+B+\beta_1$	202 030	20.3





ნახ. 4

დღეისთვის გნსაკუთრებით აქტუალურია დაბალი ხარისხის კარბონატული მადნების და მაღალი ხარისხის პეროქსიდული მადნების მარაგების რაციონალური ათვისებისა და გამოყენების პრობლემები.

3.3. მანგანუმის მადნის მოპოვების სხვადასხვა მეთოდების ეკონომიკური დასაბუთება

ჭიათურის მანგანუმის მადნის 70%-ზე მეტი მოიპოვება მიწისქვეშა დამუშავების მეთოდებით, ამიტომ დამუშავების ამ მეთოდების ტექნოლოგიის გაუმჯობესებას

დიდი მნიშვნელობა აქვს როგორც ტექნიკური, ასევე ეკონომიკური თვალსაზრისით. ამჟამად მადნის დამუშავება ხდება ლავებით და სპირაჯოებით. ამათგან, როგორც მწარმოებლობით, ასევე ეკონომიკური თვალსაზრისით უპირატესობა ენიჭება ლავებით დამუშავებას, მაგრამ მისი ყველგან გამოყენება შეუძლებელია ტექნიკური მიზეზების გამო. კერძოდ, ვერ გამოიყენება საბადოს მეორედ დასამუშავებელ ველებში, რადგან ასეთ ადგილებში გადამხურავი ჭერი დაზიანებულია და მისი მართვა ლავებით დამუშავების შემთხვევაში შეუძლებელია. შრომის ნაყოფიერება ლავებით დამუშავებისას 1,2-ჯერ მეტია და მოპოვებული მადნის თვითღირებულება 1,95-ჯერ ნაკლებია სპირაჯოებით დამუშავებასთან შედარებით. აღსანიშნავია, რომ ლავებით დამუშავებისას დიდია მადნის გაღარიბების კოეფიციენტი, რაც თავს იჩენს მადნის გამდიდრების ეკონომიკურ მაჩვენებლებში.

როგორც ავლნიშნეთ, ჭიათურის მანგანუმის მადანი წარმოდგენილია ჟანგული, კარბონატული და დაჟანგული სახესხვაობებით, რომელთა გამდიდრების შედეგად მიღებული პროდუქტები განსხვავდებიან ერთმანეთისაგან, როგორც მანგანუმის შემცველობით, ასევე მეტალურგიული თვისებებით და სარეალიზაციო ფასებით. აქედან გამომდინარე, საბოლოო პროდუქტის თვითღირებულების შემცირებისათვის უმჯობესია მადნის სელექციური (არჩევითი) დამუშავება, თუმცა ეს მეთოდი ზრდის მოპოვებული მადნის თვითღირებულებას.

როგორც ჭიათურის მადნის გამდიდრების მაჩვენებლებიდან ჩანს სელექციის გარეშე მოპოვებული მადნების გამდიდრებისას მაღალი ხარისხის მანგანუმის კონცენტრატის გამოსავალი მცირდება 10,3%-ით და ლითონის ამოკრეფა 4,3%-ით და იზრდება დანაკარგები. ეს კი ზრდის პროდუქციის თვითღირებულებას. ერთი შეხედვით ეს ეჭვს იწვევს, რადგან არასელექციური მეთოდით მოპოვებული მადნის თვითღირებულება ნაკლებია სელექციურად მოპოვებაზე. მაგრამ საბოლოო კონცენტრატის მიღებამდე არის სხვა დანახარჯებიც. კერძოდ, მადნის ტრანსპორტირების და გამდიდრების ხარჯები. ასევე დაბალი ხარისხის

ნედლეულიდან მიიღება დაბალი გამოსავლისა და ხარისხის კონცენტრატი. ეს კოაისახება საბოლოო პროდუქციის ღირებულებაში.

ყოველივე ზემოხსენებულის ილუსტრირება შეიძლება მოვახდინოთ დარკვეთის მაღაროს მაგალითზე, სადაც 80-იან წლებში ხდებოდა კარბონატული და ჟანგეული მადნების ცალკე მოპოვება და გამდიდრება.

ერთი ტონა კონცენტრატის თვითღირებულება გამოვსახოთ ფორმულით [9].

$$m = \frac{a + b + c}{\gamma}$$

სადაც a – 1ტ. მადნის თვითღირებულება მონგრევის ადგილზე (მან);

b – 1ტ. მადნის ტრანსპორტირების თვითღირებულება

სანგრევიდან ფაბრიკამდე (მან);

c – 1ტ. მადნის გამდიდრების თვითღირებულება (მან);

γ – კონცენტრატის გამოსავალი (%).

$$\gamma = \frac{\alpha - \beta}{\beta - \beta}$$

სადაც α – მანგანუმის შემცველობა მოპოვებულ მადანში (%);

β – მანგანუმის შემცველობა კონცენტრატში (%);

ν – მანგანუმის შემცველობა კულებში (%).

დარკვეთის მაღაროს გამამდიდრებელ ფაბრიკის მონაცემებით

$\alpha=19,14\%$; $\beta=33,33$ (საშუალო შეწონილი ხარისხი); $\nu - 10,8\%$

$c=2,33$ მან; $a=1,55$ მან; $b=0,1$ მან.

1ტ. კონცენტრატის თვითღირებულება მადნის სელექციურად მოპოვების გარეშე

$$m = \frac{1,55 + 0,1 = 2,33}{\frac{19,14 - 10,8}{33,33 - 10,8}} = 10,76 \text{ მან.}$$

სელექციურად მოპოვებისას მადნის მონგრევის და ტრანსპორტირების თვითღირებულება არის 1,71 მანეთი, მადნის ხარისხი $h=21,74\%$.

ამ შემთხვევაში თვითღირებულება

$$m = \frac{1,71 + 0,1 + 2,33}{\frac{21,74 - 10,8}{33,33 - 10,8}} = 8,54 \text{ მან.}$$

მადნის ასეთმა მოპოვებამ და გამდიდრებამ კონცენტრატის საერთო გამოსავალი გაზარდა 37,01%-დან 48,5%-მდე, გადასამუშავებელ მადანში ჟანგეული მადნის წილის და მისი ხარისხის გაზრდის ხარჯზე.

როგორც ჩანს სელექციური წესით მადნის მოპოვებისას მისი თვითღირებულების გაზრდა არ იწვევს საბოლოო პროდუქციის თვითღირებულების გაზრდას.

როგორც ცნობილია, მოპოვებულ მადანში სასარგებლო კომპონენტის მინიმალურმა შემცველობამ უნდა უზრუნველყოს მის მოპოვებაზე და გამდიდრებაზე გაწეული ხარჯების უკუგება და აგრეთვე წარმოების გაფართოებისათვის საჭირო კაპიტალის დაგროვება (მოგება).

სასარგებლო კომპონენტის მინიმალური შემცველობა მოპოვებულ მადანში განისაზღვრება ფორმულით [10]:

$$d_{\min} \times \varepsilon \times k_p \times \varphi_o = (C_q + C_o)$$

$$d_{\min} = \frac{(C_q - C_o) \beta}{\varepsilon \times K_p \times \varphi_o} \%$$

სადაც d_{\min} – სასარგებლო კომპონენტის შემცველობა ნედლ მადანში (%);

ε – სასარგებლო კომპონენტის ამოკრეფა კონცენტრატში;

K_p – მადნის გაღარიბების კოეფიციენტი;

U_o – კონცენტრატის გასაყიდი ფასი (ლარი);

C_q – 1ტ. მადნის მოპოვების ღირებულება (ლარი);

C_o – 1ტ. მადნის გამდიდრების თვითღირებულება (ლარი);

β – სასარგებლო კომპონენტის შემცველობა კონცენტრატში (%).

ს.ს. «ჭიათურმანგანუმი»-ს 2003 წლის მაჩვენებლებს თუ გავითვალისწინებთ, როდესაც მხოლოდ მაღალი ხარისხის კონცენტრატის რეალიზაცია ხდებოდა, მივიღებთ:

$$d_{\min} = \frac{(25,61 + 6,2)44,28}{0,52 \cdot 0,93 \cdot 120,1} = 24,2\%$$

ამ პერიოდში დაბალი ხარისხის კონცენტრატი მომხმარებლის არ არსებობის გამო საწყობდებოდა (დასაწყობებულია 69 000 ტ.). თუ გავითვალისწინებთ მადნის მინიმალური ხარისხის განსაზღვრაში ამ პროდუქციას და მის სარეალიზაციო ფასს ავიღებთ საორიენტაციოდ 1 ტ. პროცენტისას ერთ აშშ დოლარს მივიღებთ:

$$d_{\min} = \frac{(25,61 + 6,2)32,26}{0,67 \cdot 0,93 \cdot 76,7} = 21,6\%$$

2003 წელს «ჭიათურმანგანუმი»-ს მიერ მოპოვებული მადნის საშუალო ხარისხი შეადგენს 21,5%-ს. ამ პერიოდში მოპოვებულ იქნა თანხვედრი კარბონატული მადანი და მიეწოდა გამამდიდრებელ ფაბრიკას 52286 ტონა. მის მოპოვებაზე და გამდიდრებაზე დაიხარჯა $(25,61 + 6,2) \cdot 52286 = 1663217$ ლარი, რაც ზედმეტ ხარჯად დააწვა საწარმოს.

აქედან გამომდინარე უნდა გადაწყდეს დაბალი ხარისხის კონცენტრატების გასაღების პრობლემა და ან უნდა მოხდეს მადნის სელექციურად მოპოვება, სადაც ეს შესაძლებელია და დასაწყობდეს ღარიბი კარბონატული მადნები, რაც თავიდან ააცილებს წარმოებას მის გამდიდრებაზე და დაბალი ხარისხის კონცენტრატის დასაწყობებაზე გაწეულ ხარჯებს.

ეს პრობლემა «ჭიათურმანგანუმს» 1991 წლამდე არ გააჩნდა, რადგან დაბალი ხარისხის პროდუქცია ყოველწლიურად 1-1,3 მლნ ტონა მიეწოდებოდა რუსეთის და უკრაინის მეტალურგიულ საწარმოებს. გარდა ამისა 20 000 ტონამდე იგზავნებოდა ევროპის ქვეყნებში. ბოლო წლებში საექსპორტო ბაზარი პრაქტიკულად დაიკარგა, თუ არ ჩავთვლით ეპიზოდურ, მცირე რაოდენობის კონცენტრატის მიწოდებას რუსეთისა და უკრაინის მეტალურგიულ საწარმოებზე.

თავი IV. ღარიბი და ძნელადგასამდიდრებელი მადნების მოპოვება და გამდიდრება

4.1 ჭიათურის მანგანუმის მადნის მოპოვება

ჭიათურის საბადოს ხანგრძლივი ექსპლუატაციის მანძილზე ძირითადად წარმოებდა მდიდარი მადნების მოპოვება, მაშინ როდესაც ღარიბი მადნები, რომელთა მარაგი საკმაოდ დიდია თითქმის არ მოიპოვებოდა. ამან გამოიწვია ჟანგეული მადნების მარაგების შემცირება და დღის წესრიგში დადგა კარბონატული და სხვა ტიპის ღარიბი მადნების მოპოვების და გამოყენების აუცილებლობა.

1964 წლის კონდიციებში საბადოს მარაგების გამოსათვლელად ითვალისწინებდა ყველა სახის მადნებში მანგანუმის შემცველობას 15%-ზე ზემოთ. 1984 წლის კონდიციებით ეს მონაცემები შემცირდა 10%-მდე. აქედან გამომდინარე საბადოს ადრე დამუშავებულ ველებში დარჩენილია საკმაო რაოდენობის მანგანუმის კონდიციური მადანი, რაც აუცილებელს ხდის მის მეორედ გადამუშავებას. საბადოს პირველადი დამუშავების დროს გამოყენებულ მეთოდებზე და ჩამოქცეული სახურავი ფენის სისქეზე დიდადაა დამოკიდებული დარჩენილი მადნის ხარისხი.

საქართველოს მეცნიერებათა აკადემიის სამთო-მექანიკის ინსტიტუტის მიერ მადნის მეორადი დამუშავების ტექნოლოგია გამოცდილ იქნა «ახალი ითხვისის» მაღაროში, რაც ხორციელდებოდა მონგრევა კომბინირებული მეთოდით და მადნის დატვირთვა ჩამჩებიანი მანქანებით. მადნის ზედა ფენების მონგრევა ხდებოდა ჩაქუჩებით, ქვედასი კი ბურღვა-აფეთქებით.

მანგანუმის საბადოს მეორადი დამუშავების დროს მადნის სელექციური დამუშავება არაეფექტურია მათი ძლიერი შერევის გამო.

დღეისათვის მადნის მოპოვება ხდება ბურღვა-აფეთქებით და მომგრევი ჩაქუჩების გამოყენებით ისეთ სანგრევეებზე, სადაც მადანი მაგარი არაა.

მოპოვებული მადნის ხარისხიდან და საბადოდან მანგანუმის ამოკრეფის მაჩვენებლებიდან გამომდინარე ბურღვა-აფეთქებით მადნის მოპოვებას გააჩნია მთელი რიგი უარყოფითი მხარეები [44]:

– აფეთქების შედეგად მადანი და ფუჭი ქანი ერევა ერთმანეთში და ხდება მადნის საგრძნობი გაღარიბება;

– აფეთქებისას მადანი იბნევა მთელ ფართზე და ადგილი აქვს მის დანაკარგებს;

– აფეთქების შემდგომ საგებში და ჭერში რჩება მადნის განსაზღვრული რაოდენობა.

ჩაქუჩებით მონგრევისას მადანი მოიპოვება უმნიშვნელო გაღარიბებით და ზოგჯერ შესაძლებელია მისი სელექციური მოპოვება, მაგრამ ამ შემთხვევაში საგრძნობლად მცირდება შრომისნაყოფიერება. ამიტომ მომგრევ ჩაქუჩებს იყენებენ განსაკუთრებულ შემთხვევაში. კერძოდ ისეთ უბნებში (წერეთლის, პერევისის, მღვიმევის მაღაროებზე), სადაც მადანი საგრძნობლად აშლილია, წარმოდგენილია ჟანგეული მადნების სახით და არ საჭიროებს აფეთქებას.

4.2. მანგანუმის კარბონატული მადნების გამდიდრება

კარბონატული მადნების გამდიდრების საკვლევი სამუშაოები დაიწყო ჯერ კიდევ გასული საუკუნის 50-იან წლებში ლენინგრადის ინსტიტუტ «მეხანობრი»-ს მიერ. ჭიათურის საბადოს ღარიბი კარბონატული მადნების გრავიტაციული მეთოდები (დალექვა, მძიმე სუსპენზიებში გამდიდრება), ხოლო წვრილი კლასის მაგნიტური სეპარაციით გამდიდრებისას მიღებულ იქნა კარბონატული კონცენტრატი (21-22)% მანგანუმის შემცველობით [80]. ნიკოპოლის საბადოს კარბონატული მადნების გამოცდის შედეგად დადგენილ იქნა, რომ შედარებით ეფექტურია მადნის მორეცხვა და გრავიტაციული მეთოდით გამდიდრება.

მრავალი სამეცნიერო კვლევითი სამუშაოების შედეგად [20,21,30,69] საბოლოოდ დადგენილ იქნა კარბონატული მადნების გამდიდრების ტექნოლოგია, რომელიც

საფუძვლად დაედო დარკვეთის კარბონატული მადნის მამდიდრებელი ფაბრიკის დაპროექტებას. პროექტი ითვალისწინებდა (20-5) მმ ფრაქციის მძიმე სუსპენზიებით გამდიდრებას გიდროციკლონებში და (5-0) მმ ფრაქციის კი დალექვით.

ფაბრიკის ტექნოლოგიის ათვისებისას გაირკვა, რომ კონდიციური კარბონატული კონცენტრატის მიღება შესაძლებელია სუსპენზიის 2600 კგ/მ³ სიმკვრივის დროს, რის მიღებაც შეუძლებელი იყო ფეროსილიციუმის ფხვნილის დამატების გარეშე.

სუსპენზიის მომზადების სირთულის და სიმკვრივის ავტომატური რეგულირების უქონლობის გამო ტექნოლოგიური პროცესი რთული სამართავი იყო. დიდი იყო სუსპენზიოდის – რკინის მაგნეტიტური კონცენტრატის დანაკარგები და ელ.ენერჯის დანახარჯი. მსხვილი ფრაქციიდან (20-5) მმ ვერ იქნა მიღებული კონდიციური კარბონატული კონცენტრატი, რაც დადასტურდა ინსტიტუტ «მეხანობრჩერმეტი»-ს მიერ [45]. ამის გამო კარბონატული მადნის მამდიდრებელი ფაბრიკის არსებობის ბოლო პერიოდში მსხვილი კლასის გამდიდრება ხდებოდა დალექვით, რომლის შედეგები არ ჩამოუვარდებოდა მძიმე სუსპენზიებით მიღებულ შედეგებს.

აქედან გამომდინარე, კარბონატული მადნების გამდიდრებისათვის ჩვენს მიერ მიღებულ იქნა დალექვის მეთოდი. სინჯი ალებულ იქნა მღვიმევის ზეგანზე არსებულ კარბონატულ მადნებზე, რომელთა სელექციურად მოპოვება არავითარ სირთულეს არ წარმოადგენს.

ვინაიდან კარბონატული მადანი შედარებით ერთგვაროვანია და მცირე რაოდენობით შეიცავს MnO₂-ს, სამუშაოები ჩატარდა მანგანუმის დიოქსიდის დაბალი შემცველობის კონცენტრატის მისაღებად, რაც ძირითად ნედლეულს წარმოადგენს ელექტროლიტური და ლითონური მანგანუმის წარმოებისათვის, რომლის დროსაც მანგანუმის მადანი დამუშავდება მჟავებით ან მარილების ხსნარებით, რომლებშიც იხსნება მხოლოდ ორვალენტიანი მანგანუმი. მაღალი ჟანგეულები შეიძლება გახსნილ იქნეს მათი აღდგენის შემდეგ, რაც ხდება მაღალ ტემპერატურაზე MnO₂-ის თერმული

დისოციაცია იწყება (250-500)⁰-ზე, Mn₂O₃-ის (850-900)⁰-ზე, Mn₃O₄-ს კი 1000⁰-ზე ზემოთ [46].

ქვემოთ მოცემულ ცხრილ 11-ში მოყვანილია სათბობის თერმოდინამიკური მონაცემები, რომელც საჭიროა მანგანუმის სხვადასხვა ჟანგეულების დისოციაციისათვის.

ცხრილი 11

მანგანუმის ჟანგეულების თერმული დისოციაცია

№	რეაქცია	რეაქციის სითბო კალორია			
		გ/მოლი შემოსულ ნაერთზე	გრ/ატომ Mn-ზე	1კგ Mn-ზე	გ/მოლი O ₂ -ზე
1	4MnO ₂ →2O ₃ +O ₂	-8,7	-8,7	-158	-34,8
2	6Mn ₂ O ₃ →4Mn ₃ O ₄ +O ₂	-11,3	-5,6	-102	-67,6
3	2Mn ₃ O ₄ →6MnO+O ₂	-54,5	-18,2	-330	-109,0

ამ მონაცემებიდან ჩანს, რომ MnO₂-ის თერმული აღდგენისათვის MnO-მდე იზრდება ტემპერატურა 1 გრ/მილ ჟანგბადის მოსაცილებლად. ყველაზე ძნელად ჟანგბადს გასცემს გაუსმანიტი _ Mn₃ O₄.

ელექტროლიტური და ლითონური მანგანუმის მისაღებად შესაძლებელია მანგანუმის ჟანგეული მადნების გამოყენებაც, მაგრამ მისი გამოტუტვა გოგირდმჟავით პრაქტიკულად არ იძლევა შედეგს მადნის წინასწარი აღდგენითი გამოწვის გერეშე.

როგორც ფაზური ანალიზით დადგინდა ალბულ სინჯში MnO₂-ის შემცველობა ფრაქციების მიხედვით სხვადასხვაა, შედარებით მეტი (8-12)% წარმოდგენილია (5-0)მმ ფრაქციებში, რომლის ერთჯერადი დალექვით შეუძლებელია მანგანუმის დაბალი დიოქსიდიანი კონცენტრატის მიღება.

მსხვილი ფრაქციების (20-5) მმ ორმაგი დალექვით სასურველი შედეგი მიღებულ იქნა მეორადი დალექვისას, რაც გამოწვეულია იმით, რომ მსხვილ ფრაქციაში

არსებული მანგანუმის დიოქსიდი წარმოდგენილია მსხვილი ოლითების სახით და პირველადი დალექვისას მაქსიმალურად გადადის კონცენტრატში.

ცდების შედეგად შერჩეულ იქნა სასურველი კარბონატული კონცენტრატის მიღების ტექნოლოგიური სქემა, რომელიც წარმოდგენილია მე-5 ნახაზზე.

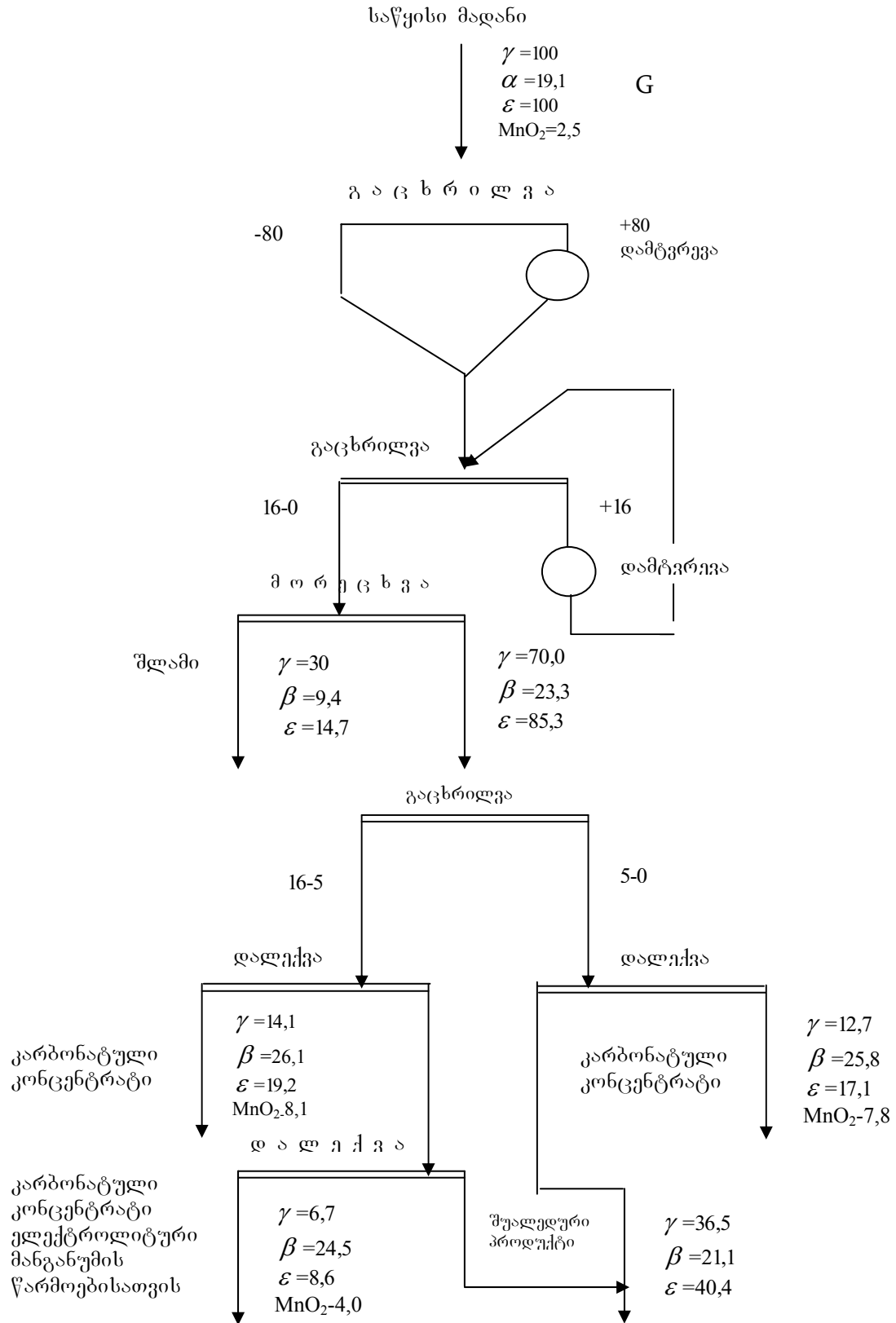
მიღებული პროდუქტების და გამოსაცდელად აღებული ნედლეულის ქიმიური შემადგენლობა მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ მე-12-ე ცხრილში.

ცხრილი 12

კარბონატული მადნის და მიღებული გამდიდრების პროდუქტების ქიმიური შემადგენლობა

პროდუქტების დასახელება	კომპონენტები							დანაკარგები გამოწვისას
	Mn	MnO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	Fe ₂ O ₃	P ₂ O ₅	
კარბ. კონც. ელექტროლიტური მანგანუმის წარმოებისათვის	24,5	4,0	21,2	2,3	9,5	2,1	0,4	26,8
ჩვეულებრივი კარბონატული კონცენტრატი	25,1	8,0	20,0	1,68	10,0	2,6	0,49	25,0
ნედლეული	19,1	2,5	31,0	2,37	14,0	1,85	0,41	22,5

როგორც ცხრილიდან ჩანს ჩვეულებრივი კარბონატული კონცენტრატი შეიცავს 20% – SiO₂, რაც ზრდის კონცენტრატში კაჟმიწის მოდულს (SiO₂/Mn) 0,6-0,7-მდე და არასასურველია ფეროშენადნობთა წარმოებაში.



ნახ. 5 დაბალი MnO_2 -ის შემცველობის კარბონატული კონცენტრატის მიღების ტექნოლოგიური სქემა

კაჟმიწის დაბალი შემცველობის კარბონატული კონცენტრატის მისაღებად აღებულ იქნა კარბონატული მადანი, რომელშიც მანგანუმის მასური ნაწილი შეადგენდა 22,5%, კაჟმიწის 25,2% და 54,7% წარმოდგენილი იყო მანგანუმის კარბონატებით, 6,3% ჟანგეულის აგრეგატებით და 3,7% ჟანგეულის და კარბონატის მინერალების შენაზარდებით.

გრავიტაციული თვისებების შესწავლისათვის მადანი დაყოფილ იქნა ვიწრო კლასებად და გამოიცადა სხვადასხვა სიმკვრივის მძიმე სითხეში. გრავიტაციული და მინერალური ანალიზი მოცემულია მე-13-ე ცხრილში.

როგორც ცხრილიდან ჩანს (16+5)მმ ფრაქციებში 2800 კგ/მ³ სიმკვრივის მქონე პროდუქციის გამოსავალი შეადგენს 37,1%, მანგანუმის 32,0% და კაჟმიწის 9,1 % შემცველობით და წარმოდგენილია 79,4% კარბონატის აგრეგატებით, 11,6% ჟანგეულებით და 9% ჟანგეულ-კარბონატების შენაზარდებით. 2400 კგ/მ³-ზე დაბალი სიმკვრივის პროდუქტი წარმოდგენილია გაჟღენთილი ქვიშაქვებით 7,9% მანგანუმის მასური წილით.

+5 მმ ფრაქციის 5 მმ-მდე დაფქვის შემდეგ გრავიტაციულმა ანალიზმა აჩვენა, რომ ჟანგეული აგრეგატები თავმოყრილია 3200 კგ/მ³ სიმკვრივის მაღლა ცხრილი 14. ფრაქცია 3000 კგ/მ³ სიმკვრივის ზემოთ წარმოადგენს დაბალ კაჟმიწიან პროდუქტს, რომლის გამოსავალი იზრდება (16+5 მმ ფრაქციის 5 მმ-მდე დაფქვის შემთხვევაში და შეადგენს 50,8%.

კუდების გამოყოფა რომლის არსებობა დადგენილ იქნა გრავიტაციული ანალიზით, დადგენილ იქნა _ 5 მმ ფრაქციის მაგნიტური ანალიზით, რომლის შედეგები მოცემულია ცხრილებში 15, 16.

როგორც ცდება აჩვენა ჟანგეული აგრეგატები მთლიანად ამოიკრიფება მაგნიტურ ფრაქციაში მაგნიტური ველის დამაბულობის 1120 კამპ/მ +1 მმ ფრაქციისათვის და 960 კამპ/მ -1 მმ ფრაქციისათვის.

არამაგნიტური ფრაქციის 30-40% წარმოდგენილია კარბონატის და კვარცის შენაზარდებით და 15% კვარცით.

მადნის მორეცხვის შედეგად მიღებული შლამების 30% წარმოდგენილია კარბონატული აგრეგატებით, 70% კვარცით და თიხებით. მისი გამდიდრება მაგნიტური სეპარაციით არაეფექტურია.

კარბონატული მადნის გრავიტაციული და მინერალოგიური ანალიზი

კლასები (მმ)	გაყოფის სიმკვრივე (კგ/მ ³)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)			ამოკრეფა (%)		მინერალური აგრეგატები (%)			
		კლასიდან	შემოს ული დან	Mn	SiO ₂	P	კლასიდან	შემოსუ- ლიდან	ჟანგეულები	კარბონა- ტული	შენაზარდები	
											ჟანგ. კარბ.	კარბ.კვარც
16-10	>3000	20,7	4,6	34,2	8,5	0,183	28,7	7,0	13	77	10	–
	3000-2800	10,1	2,25	27,8	9,9	0,196	11,4	2,8	–	95	5	–
	2800-2600	46,2	10,3	23,5	13,5	0,174	44,1	10,8	–	90	–	10
	2600-2400	13,8	3,1	22,5	27,2	0,126	12,7	3,1	–	65	–	35
	<2400	9,2	2,05	8,4	52,3	0,145	3,1	0,7	–	–	–	100
სულ	100,0	22,3	24,6	17,6	0,169	100,0	24,4	27	76,1	2,6	18,6	
10-5	>3000	15,2	5,5	41,2	6,8	0,17	27,5	10,1	35	45	20	–
	3000-2800	25,9	9,4	26,5	10,1	0,178	30,1	11,1	–	97	3	–
	2800-2600	16,0	5,8	23,1	14,0	0,193	16,2	6,0	–	90	–	10
	2600-2400	25,7	9,35	18,3	24,6	0,135	20,5	7,6	–	45	–	55
	<2400	17,2	6,25	7,7	50,1	0,136	5,7	2,1	–	–	–	100
სულ	100,0	36,3	22,8	20,8	0,161	100,0	36,9	5,3	57,9	3,9	32,9	
16-5	>3000	17,2	10,1	38,0	7,6	0,176	27,7	17,0	25,0	59,6	15,4	–
	3000-2800	19,9	11,65	26,8	10,1	0,181	22,6	13,9	–	96,6	3,4	–
	2800-2600	7,5	16,10	23,4	13,7	0,18	27,3	16,8	–	90,0	–	10,0
	2600-2400	21,2	12,45	19,4	25,2	0,133	17,4	10,7	–	50,0	–	50,0
	<2400	14,2	8,3	7,9	50,6	0,138	5,0	3,0	–	–	–	100,0
სულ	100,0	58,6	23,6	19,6	0,164	100,0	61,4	4,3	64,8	3,3	27,6	
5-3	>3000	17,5	3,5	47,4	6,5	0,162	36,6	7,4	55	20	25	–
	3000-2800	19,6	3,9	27,7	9,6	0,209	24,0	4,8	–	95	5	–
	2800-2600	16,3	3,3	22,3	17,5	0,186	16,0	3,2	–	77	3	20
	2600-2400	11,0	2,2	18,9	–	–	9,2	1,8	–	60	–	40
	<2400	35,6	7,1	9,0	–	–	14,2	2,9	–	–	–	100
სულ	100,0	20,0	22,6	27,4	–	100,0	20,1	9,6	41,3	5,8	44,3	

კლასები (მმ)	გაყოფის სიმკვრივე (კგ/მ ³)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)			ამოკრეფა (%)		მინერალური აგრეგატები და მარცვლები(%)			
		კლასიდან	შემოსულიდან	Mn	SiO ₂	P	კლასიდან	შემოსულიდან	ქანგეულები	კარბონატული	შენაზარდები	
											კარბ. ქანგ	კარბ. კვარც.
3_1	>3000	18,0	2,25	44,3	6,8	0,178	39,9	4,5	50	30	20	—
	3000-2800	20,9	2,6	27,4	10,0	0,19	28,6	3,2	—	89	5	5
	2800-2600	11,2	1,4	21,3	16,9	0,168	11,9	1,3	—	73	—	25
	2600-2400	13,2	1,65	16,3	—	—	10,8	1,3	—	45	—	53
	<2400	36,7	4,6	4,9	—	—	8,8	1,0	—	—	—	92
	სულ	100,0	12,5	20,0	28,6	—	100,0	11,3	9,0	38,1	4,6	44,7
1_0,5	>3000	30,1	1,23	39,5	6,6	0,167	54,5	2,2	35	60	4	—
	3000-2800	17,6	0,74	27,3	10,7	0,195	22,0	0,9	—	97	3	5
	2800-2600	9,8	0,41	21,2	17,1	0,211	9,5	0,4	—	72	—	25
	2600-2400	10,6	0,44	14,5	—	—	7,0	0,3	—	30	—	65
	<2400	31,9	1,38	4,8	—	—	7,0	0,3	—	—	—	85
	სულ	100,0	4,2	21,8	25,7	—	100,0	4,1	—	—	—	—
0,5_0,16	>3000	31,1	0,87	37,7	7,1	0,169	57,8	1,4	30	67	2	—
	3000-2800	15,3	0,43	26,4	10,9	0,197	19,8	0,5	—	88	—	10
	2800-2600	8,2	0,23	20,7	17,8	0,21	8,4	0,2	—	70	—	25
	2600-2400	10,6	0,3	13,2	—	—	6,8	0,2	—	25	—	60
	<2400	34,8	0,97	4,2	—	—	7,2	0,2	—	—	—	75
	სულ	100,0	2,8	20,3	62,7	—	100,0	2,5	9,3	42,7	0,6	36,1

(16-5) მმ კლასის (5-0) მმ-მდე დამტვრეული ფრაქციის კარბონატული მადნის გრავიტაციული და მინერალოგიური ანალიზი

კლასი (მმ)	გაყოფის სიმკვრივე (კგ/მ ³)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)			ამოკრეფა (%)		მინერალური აგრეგატები და მარცვლები (%)						
		კლა-სიდან	შემო-სულიდან	Mn	SiO ₂	P	კლა-სიდან	შემო-სულიდან	ჟანგე-ული	კარბო-ნატული	შენაზარდები		კვარცი, ოპალი	თიხები	რკინის ჰიდროქსიდები.
											ჟანგ.-კარბ.	კარ.-კვარც.			
5_3	>3000	16,5	4,4	39,4	6,9	0,163	24,3	7,3	35	62	3	—	—	—	—
	3000-2800	36,0	9,4	29,8	9,2	0,188	40,0	12,0	1	97	2	—	—	—	—
	2800-2600	25,0	6,6	24,9	14,8	0,17	23,3	6,9	—	81	1	18	—	—	—
	2600-2400	8,7	2,3	16,5	19,5	—	5,5	1,6	—	55	—	45	—	—	—
	<2400	13,8	3,6	13,6	36,8	—	7,0	2,1	—	—	—	100	—	—	—
	სულ	100,0	26,3	26,8	14,9	0,172	100,0	29,9	6,1	70,2	1,5	22,2	—	—	—
3_1	>3000	22,0	5,5	38,6	7,3	0,168	33,4	9,1	32	66	1	—	—	—	1
	3000-2800	37,2	9,4	27,3	11,2	0,18	40,0	10,8	1	88	1	8	—	—	2
	2800-2600	15,1	3,8	21,6	15,1	0,179	12,9	3,5	—	70	—	28	—	—	2
	2600-2400	9,6	2,4	15,1	20,3	—	5,7	1,5	—	50	—	47	3	—	—
	<2400	16,1	4,1	12,5	37,6	—	8,0	2,2	—	—	—	95	5	—	—
	სულ	100,0	25,2	25,4	16,2	0,17	100,0	27,1	7,4	62,6	0,6	27,1	1,1	—	1,2
1_0,5	>3000	28,2	4,0	38,1	7,4	0,168	42,1	6,4	32	64	1	—	—	—	2
	3000-2800	35,1	4,9	36,7	11,7	0,179	36,9	5,6	1	87	—	10	—	—	2
	2800-2600	8,8	1,2	20,7	15,8	0,168	7,1	1,1	—	65	—	30	3	—	2
	2600-2400	10,1	1,4	16,3	22,1	—	6,5	0,9	—	30	—	60	7	3	—
	<2400	17,8	2,5	10,6	38,5	—	7,4	1,1	—	—	—	83	10	7	—
	სულ	100,0	14,0	25,5	16,5	0,162	100,0	15,1	9,4	57,3	0,3	27	2,8	1,5	1,4

პირველადი მადნის 5-0 მმ ფრაქციის მაგნიტური და მინერალოგიური ანალიზი

კლასი (მმ)	მაგნიტური ველის დაძაბულობა (კა/მ)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)			ამოკრეფა (%)		მინერალური აგრეგატები და მარცვლები (%)						
		კლა- სიდან	შემო- სულიდან	Mn	SiO ₂	P	კლა- სიდან	შემო- სულიდან	ჟანგე- ული	კარბო- ნატული	შენაზარდები		კვარცი, ოპალი	თიხები	რკინი- ჰიდროქსი
											ჟანგ- კარბ.	კარ- კვარც.			
5-2	640	7,5	1,7	30,3	11,2	0,172	9,7	2,3	3	81	3	13	-	-	-
	800	15,1	3,3	29,1	12,3	0,16	18,6	4,4	8	67	5	19	-	-	1
	960	30,8	6,8	28,4	13,6	0,17	37,0	8,9	14	49	5	30	-	-	1
	1120	25,1	5,5	25,8	15,8	0,146	27,3	6,5	15	35	5	45	-	-	-
		21,5	4,7	8,2	-	-	7,4	1,8		3	5	90	2	-	-
	სულ	100,0	22,0	23,7	-	-	100,0	23,9	9,6	41	4,9	43,7	0,4	-	-
2-1	320	4,2	0,4	26,8	12,6	0,17	5,8	0,5	2	72	2	20	-	1	3
	480	7,1	0,7	25,9	16,0	0,154	9,5	0,9	5	60	4	25	1	2	2
	640	32,1	2,4	25,1	18,6	0,165	30	2,8	12	47	5	30	2	2	-
	800	43,2	4,6	21,2	-	-	47,5	4,4	15	38	5	35	2	5	-
	960	6,0	0,7	14,2	-	-	4,4	0,4	5	33	4	55	3	-	-
	სულ	100,0	10,5	19,3	-	-	100,0	9,3	10	36,6	4,4	42,7	27	28	0,8
1-0,16	320	8,5	0,6	28,3	12,4	0,154	12,1	0,8	3	73	2	18	1	1	2
	480	15,7	1,1	27,3	15,1	0,156	21,9	1,4	8	63	3	20	2	2	2
	640	40,1	2,8	23,8	22,7	0,165	48,2	3,1	13	50	4	27	2	4	-
	800	12,2	0,9	20,1	-	-	12,4	0,8	16	37	2	37	3	5	-
	960	4,2	0,3	14,3	-	-	3,0	0,2	2	41	2	50	5	-	-
	სულ	100,0	7,0	19,8	-	-	100,0	6,4	8,7	43	2,6	39,5	3,1	2,6	-

16-5 მმ ფრაქციის დაფქვის შედეგად მიღებული 5-0,16 მმ ფრაქციის მაგნიტური და მინერალოგიური ანალიზი

კლასი (მმ)	მმაგნიტური ველის დამაბულობა (კა/მ)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)			ამოკრეფა (%)		მინერალური აგრეგატები და მარცვლები (%)						
		კლა-სიდან	შემო-სულიდან	Mn	SiO ₂	P	კლა-სიდან	შემო-სულიდან	ჟანგე-ული	კარბო-ნატული	შენაზარდები		კვარცი, ოპალი	თიხა	რკინის ჰიდროქსიდები
										ჟანგ.-კარბ.	კარ.-კვარც.				
5_2	640	30,5	8,8	29,6	10	0.175	33,7	10,2	2	81	2	15	—	—	—
	800	38,6	11,1	28,3	10,5	0.168	41,0	12,5	13	66	1	20	—	—	—
	960	18,1	5,2	25,6	16,4	0.162	17,3	5,3	13	51	—	35	1	—	—
	1120	7,8	2,2	22,1	23,7	—	6,4	1,9	—	48	—	50	1	—	1
		5,0	1,5	8,5	—	—	1,6	0,5	—	10	—	88	2	—	—
	სულ	100,0	28,8	26,8	—	—	100,0	30,4	8,0	63,8	1,0	26,9	0,3	—	—
2_1	320	8,3	1,9	30,9	8,5	0.183	10,1	2,3	7	80	1	10	—	1	1
	480	33,0	7,5	29,5	9,9	0.181	38,3	8,7	8	72	3	15	—	1	1
	640	41,0	9,3	26,6	13,4	0.166	43,0	9,8	8	53	2	35	—	1	1
	800	9,2	2,1	18,2	22,4	0.158	6,6	1,5	5	46	1	45	1	2	2
	960	3,8	0,9	8,8	—	—	1,3	0,2	—	15	1	80	3	—	1
		4,7	1,0	3,2	—	—	0,7	0,2	—	—	—	90	10	—	—
	სულ	100,0	22,7	25,4	—	—	100,0	22,7	7,0	56,8	2,0	31,5	0,7	1,0	1,0
1_0,16	320	39,2	7,9	29,2	10,3	0.165	35,6	9,0	7	83	—	7	—	1	2
	480	25,2	6,8	27,1	11,5	0.178	28,5	7,3	10	72	—	12	2	3	1
	640	28,0	7,5	24,5	15,6	0.172	28,6	7,3	8	69	—	15	5	2	1
	800	8,5	2,2	15,2	29,5	0.167	5,4	1,4	2	50	—	37	8	2	1
	960	4,2	1,2	8,1	—	—	1,4	0,4	—	13	—	75	10	—	—
		4,9	1,4	2,5	—	—	0,5	0,1	—	—	—	55	40	—	—
	სულ	100,0	27,0	24,0	—	—	100,0	25,5	7,0	66,4	—	18,3	5,0	1,8	1,2

ზემოთმოყვანილ შედეგებზე დაყრდნობით შეიძლება დავასკვნათ, რომ კარბონატული მადნიდან მისი -5 მმ-მდე დაფქვის და გამდიდრების შემთხვევაში შესაძლებელია დაბალკაჟმიწიანი ($\text{SiO}_2 < 10\%$) კარბონატული კონცენტრატის მიღება 37% გამოსავლით და 26% მანგანუმის შემცველობით, რისი მიღებაც შეუძლებელია მძიმე სუსპენზიებში (16-5)მმ ფრაქციის გამდიდრების დროს.

4.3 მანგანუმის შერეული მადნის გამდიდრება

4.3.1. შერეული მადნის გამდიდრებაზე ჩატარებული სამუშაოების მიმოხილვა.

ჭიათურის საბადოს მანგანუმშემცველი ჰორიზონტი, რომლის სიმძლავრე 14 მეტრამდე აღწევს წარმოდგენილია ჟანგეული, კარბონატული, დაჟანგული მადნების და ფუჭი ქანის შრეებით, რომელთა სიმძლავრე 0,3-0,5 მეტრამდე აღწევს. მადნის მოპოვების მეთოდებიდან გამომდინარე ასეთი მადნების სელექციური გამდიდრება შეუძლებელია. ამის გამო მამდიდრებელ ფაბრიკებს მიეწოდება სხვადასხვა ტიპისა და ფუჭი ქანის ნარევი, რომლის გამდიდრება თანამედროვე არსებული ტექნოლოგიით გაძნელებულია, რადგან კარბონატული და ჟანგეული მადნების ფიზიკური თვისებები თითქმის ერთნაირია და გაძნელებულია მათი ურთიერთგანცალკევება.

მრავალი საკვლევი-სამეცნიერო შრომებით [15,16,17,30,31] რეკომენდირებულია შერეული მადნების გამდიდრება მძიმე სუსპენზიებში ან დალექვით.

კრივოიროგის ინსტიტუტ «მეხანობრჩერმეტი»-ს მიერ შერეული მადნის გრავიტაციული მეთოდით-ორსტადიური მძიმე სუსპენზიით (20-1) მმ ფრაქციის მადნის გამდიდრების შედეგად მიღებულ კარბონატულ კონცენტრატში ჟანგეული მინერალების შერევა შეადგენდა 15%-ს, ჟანგეულ კონცენტრატში კარბონატული მინერალების კი 25%-ს, რაც აჩვენებს მადნის არაეფექტურ გაყოფას.

ამავე ინსტიტუტის და მოსკოვის მინერალური ნედლეულის ინსტიტუტის მიერ ჩატარდა შერეული მადნის ფოტომეტრული მეთოდით გამდიდრების სამუშაოები.

ვინაიდან არ არსებობდა საწარმოო ტიპის ფოტომეტრული სეპარატორი ეს სამუშაოები არ გასცილებია ლაბორატორიის კედლებს.

მრავალი საკვლევი-სამუშაოებით, რომელიც მიემდვნა მანგანუმის შერეული მადნების ნივთიერი შემადგენლობის და ტექნოლოგიური თვისებების შესწავლას გამოვლინდა, რომ შერეულ მადნებში კარბონატული მადნები ჭარბობენ 20 მმ-ზე მსხვილ ფრაქციაში, ჟანგეული კი 20 მმ-ზე წვრილ ფრაქციაში, რაც იმით აიხსნება, რომ ჟანგეული მადანი კარბონატულთან შედარებით ნაკლებად მკვრივია და ადვილად იშლება მოპოვების და ტრანსპორტირების დროს.

4.3.2. შერეული მადნების გამდიდრება დალექვით

კვლევებისთვის აღებულ იქნა შერეული მადნების სინჯი დარკვეთისა და ითხვისის ზეგნებიდან, რომელთა ქიმიური და მინერალოგიური შემადგენლობა მოცემულია 17 და 18 ცხრილებში და გრავიტაციული დახასიათება ნახაზ 6-ზე. დარკვეთის კარბონატული მადანი წარმოდგენილია ნატეხოვანი მასური და ოლითური ტექსტურით. ნატეხოვან მასიურ ტექსტურაში შეიმჩნევა კარბონატის ოლითების 0,3-2,0 მმ ზომის ოლითების ჩანართები.

მადნის გამდიდრების შედეგად მიღებული პროდუქტების ქიმიური ანალიზების გადათვლით, ფაზურმა მონაცემებმა აჩვენა, რომ მანგანოკალციტში მანგანუმის მასური წილი შეადგენს (20,8-30)%-ს, კალციუმის როდოხროზიტში კი (36-37)%-ს, მანგანოკალციტის წილი მადანში შეადგენს 16%-ს, როდოხროზიტის კი _ 11,3%-ს.

ცხრილი 17

დარკვეთისა და ითხვისის ზეგნის მანგანუმის ქიმიური შემადგენლობა (%)

პროდუქტების დასახელება	კომპონენტები										
	Mn	MnO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	P	CaO	Fe	S	BaO	CO ₂	დანაკარგები გამოწვისას
დარკვეთის მადანი	16,4	3,8	40,5	2,45	0,137	9,1	2,14	0,3	1,33	16,80	21,2
ითხვისის	20,9	13,8	32,9	2,17	0,136	4,27	1,69	0,2	0,61	7,84	12,6

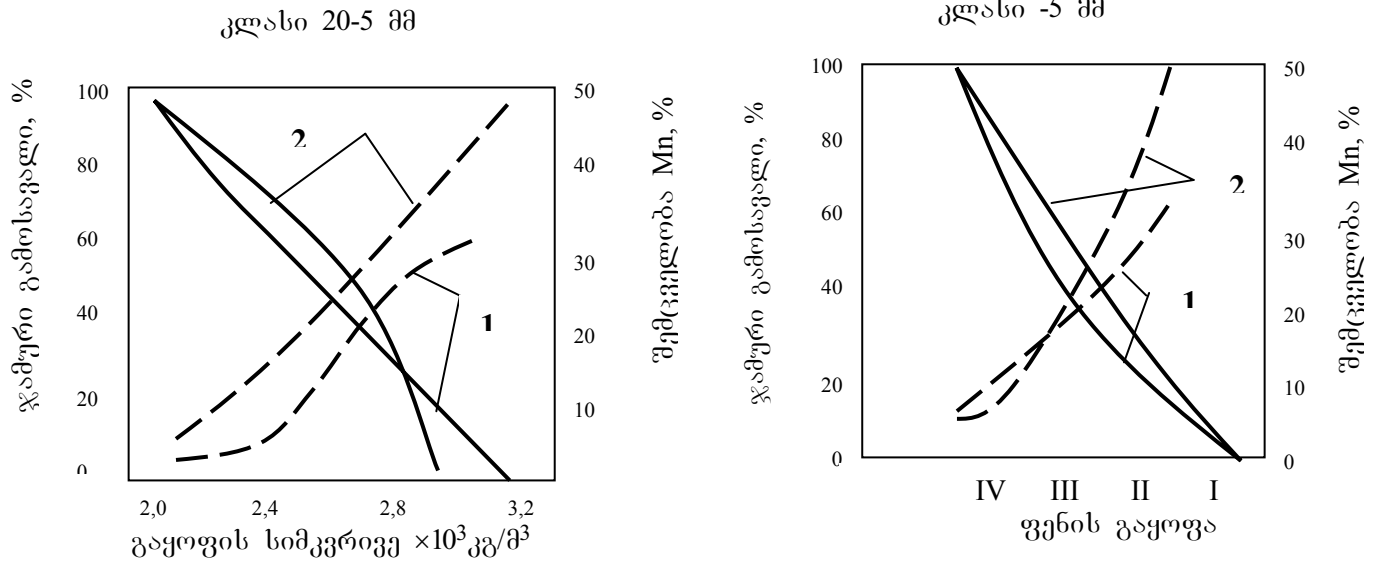
მადანი												
--------	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--	--

ცხრილი 18

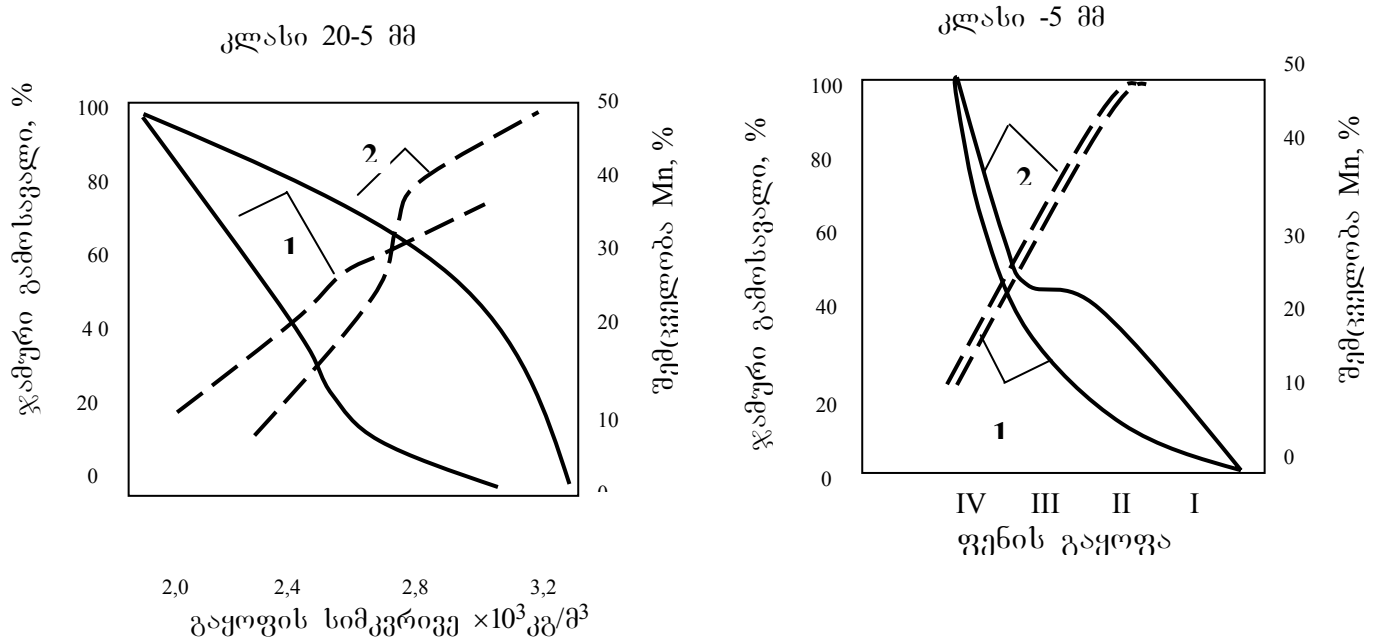
დარკვეთის და ითხვისის ზეგნის მანგანუმის მინერალოგიური შემადგენლობა (%)

პროდუქტების დასახელება	ჯამური მადნური ფაზა/წილი		მანგანიტი		პიროლუზიტი		პსილომელანი		კალციუმის როდოხროზიტი		მანგანო-კალციტი	
	მინ	Mn	მინ	Mn	მინ	Mn	მინ	Mn	მინ	Mn	მინ	Mn
დარკვეთის მადანი	49,6	16,4	4,0	2,5	0,5	0,3	1,5	0,8	17,8	6,5	25,8	6,3
ითხვისის მადანი	43,9	20,9	20,3	12,7	2,0	1,2	3,5	1,8	3,6	1,3	14,5	3,9

1. დარკვეთის მადანი



2. ითხვისის მადანი



— წამური გამოსავალი;
 - - - მანგანუმის შემცველობა

1. კარბონატულის მრუდი
 2. ჟანგულის მრუდი

ნახ. 6 დარკვეთისა და ითხვისის შერეული მადნების გრავიტაციული დახასიათება

მადანში არამადნეული მინერალები გავრცელებულია არათანაბრად. კვარცის მინერალები ზოგან გვხვდება თიხებში, ზოგან კი თავისუფალი სახით. ასევე ცვალებადია მინდვრის შპატის და ბარიტის გავრცელება.

ჟანგეული მადანი წარმოადგენს მადნეული მინერალების და თიხოვანი კვარცქვიშა ქვების აგრეგატებს. მადნეული მინერალებიდან ძირითადად გავრცელებულია მანგანიტი. შედარებით მცირე რაოდენობით კი პიროლუზიტი და ფსილომელანი. მინერალების ფორმა უმთავრესად ოლითურია. ფუჭი ქანის შემადგენელი მინერალები იგივეა, რაც კარბონატულ მადანში.

დარკვეთის კარბონატული მადნებისაგან განსხვავებით ითხვისის კარბონატული მადნებს აქვთ წვრილმარცვლოვანი სტრუქტურა. მთელ კარბონატულ მადანში გაბნელებულია უწვრილესი თიხოვანი ნაწილაკები.

მადნის ქიმიური ანალიზების ფაზური ანალიზებით გათვლამ აჩვენა, რომ მანგანოკალციტში მანგანუმის მასური წილი შეადგენს (21-28,5)%-ს, კალციუმის როდოხროზიტში კი (34-37,5)%-ს. მადანში მანგანოკალციტის რაოდენობა შეადგენს 14,5%-ს, როდოხროზიტის კი _ 3,6%-ს. კარბონატული მადნის ნატეხებში მანგანუმის შემცველობა იცვლება (11,4-24,8)%-მდე, კაჟმიწის კი _ (10-49,8)%-მდე.

ჟანგეული მადანი წარმოადგენს შავი-მოყავისფრო ფერის პსილომელან-ვერნადიტის მადანს, რომელშიც მანგანუმის მასური წილი (23,0-41)%-ს შეადგენს.

დარკვეთის მადნისაგან განსხვავებით ითხვისის მადანში გვხვდება კვარცის ქვიშები, რომელიც შეცემენტებულია კარბონატებით. შეცემენტებული კარბონატები წვრილმარცვლოვანია. ქვიშაქვებში მანგანუმის მასური წილი (5,8-9,5)%-ია.

სინჯის ნივთიერი შემადგენლობის განსაზღვრისას დადგენილია, რომ მასში მადნური წილი შეადგენს 43,9%-ს და ჟანგეული მინერალების წილი 25,8%-ს, მანგანუმის კარბონატების კი 18,1%-ს.

ტექნოლოგიური ანალიზის დროს შესწავლილ იქნა მადნის გრავიტაციულ თვისებები და მიღებული გამდიდრების პროდუქტების ნივთიერი შემადგენლობები. შემადგენლობიდან გამომდინარე სინჯის (100-20)მმ კლასს, რომელიც შეიცავს

კარბონატულ მინერალებს შემდგომში ეწოდება კარბონატული მადანი, (20-0) მმ კლასს კი ჟანგეული მადანი.

მორეცხილი მადნის კლასების მიხედვით გრავიტაციული ანალიზი მოცემულია 16 ნახაზზე.

როგორც სურათიდან ჩანს 2800 კგ/მ³-ზე მძიმე ფრაქცია კარბონატული მადნის (20-5)მმ კლასში შეადგენს 31,6%-ს, 27,5% მანგანუმის შემცველობით, 0,3% წარმოდგენილია კარბონატული მადნებით, 7% კი კარბონატული ქვიშაქვებით.

ქიმიური, მინერალოგიური და ფაზური ანალიზით დადგინდა, რომ მანგანოკალციტში მანგანუმის მასური წილი შეადგენს (20-30,2)%-ს, კალციუმის როდოხროზიტში კი 36,23%-ს. კარბონატული ქვიშაქვები სიმკვრივით ახლოსაა მადნის ნიმუშებთან და ადვილად ხვდებიან მძიმე ფრაქციებში და ამცირებს მის ხარისხს.

2 200 კგ/მ³ ხვ. წონაზე მსუბუქ ფრაქციებში წარმოდგენილია 90% ფხვიერი ქვიშაქვები, რომელშიდაც მანგანუმის შემცველობა 3,5%-მდეა.

დარკვეთის და ითხვისის მადნების სინჯები გამოცდილ იქნა ლაბორატორიულ სალექ მანქანაზე. (20-0) მმ-მდე დამტვერეული და მორეცხილი მადანი გაიყო (20-10) მმ, (10-5) მმ და (5-0) მმ ფრაქციებად და გამოიცადა როგორც დალექვით, ასევე მძიმე სუსპენზიებში გამდიდრებით, რომლის შედეგები მოცემულია შემდგომ პარაგრაფებში.

როგორც კვლევებმა აჩვენა (20-10) მმ ფრაქციის დალექვისას სტაბილურად მიიღება კარბონატული კონცენტრატი სალექი მანქანის მუშაობის შემდეგი რეჟიმის დროს:

პულსაციის რიცხვი _ 95-110 წთ-ში;

პულსაციის ამპლიტუდა _ 90-100 მმ;

გასამდიდრებელი პროდუქციის შრის სიმაღლე 180-200 მმ.

მანქანის ოპტიმალური მუშაობის დროს კონცენტრატის გამოსავალი შეადგენდა (22-25)%, მანგანუმის შემცველობა კი (24-27)%-ს.

იმავე კარბონატული მადნის (5-0) მმ ფრაქციის დალექვის დროს მიღებულ იქნა სალექი მანქანის ოპტიმალური რეჟიმი:

საგების სიმაღლე მაქანაში _ 90-100 მმ;

რხევის ამპლიტუდა _ 40-45 მმ;

რხევის სიხშირე _ 140-150 წთ-ში;

საგების სისხო _ 12-15 მმ.

ცდის შედეგად მიღებული შედეგები ფრაქციების მიხედვით მოცემულია მე-19-ე ცხრილში. დალექვის წინ ჩატარდა მორეცხილი პროდუქტის ფრაქციებად დაყოფა და გრავიტაციული ანალიზი ცხრილი 20..

ცხრილი 19

შერეული მადნის დალექვით გამდიდრების ტექნოლოგიური მჩვენებლები (%)

სქემის მხარე	პროდუქტები	გამოსავალი			Mn-ის შემცველობა			SiO ₂ -ის შემცველობა			
		გამოსავლის გადახრა	საშ. მნიშ.	საშ. კვადრ. გადახრა	გადა- ხრის ზღვრები	საშ. მნიშვნე- ლობა	საშ. კვადრ. გადახრა	გადა- ხრის საზღვ- რები	გადახრის საშ. მნიშვნე- ლობა	საშ. კვადრ. გადახრა	
წარმოებული	ჟან. კონცენტრატი კარბ. კონცენტრ. შუალედი პროდუქტი შემოსული ნედლეული	11,4_20,7 24,7_36,8 45,3_60,4 -	16,2 30,1 53,7 100,0	4,5 6,0 6,7 -	კლასი 10-5 მმ			-	14,7_16,3	15	0,6
					44,1_48,9	46,4	2,3				
					27,9_31,6	29,5	1,6				
					8,6_14,3	10,1	1,5				
	18,6_25,4	22,0	3,2	-	-	-	-	-	-		
	ჟან. კონცენტრატი კარბ. კონცენტრ. შუალედი პროდუქტი შემოსული ნედლეული	15,9_35,3 11,7_20,8 54,8_69,3 -	19,6 16,3 64,1 100,0	3,7 4,5 5,2 -	კლასი 3-0,16 მმ			-	13,8_16,2	15,8	0,9
					48,6_53,8	50,6	2,0				
					28,6_32,1	31,5	0,6				
	11,7_15,9	13,4	1,7	-	-	-	-	-			
21,3_25,9	23,6	2,3	-	-	-	-	-				
კარბ. კონცენტრ. შუალედი პროდუქტი შემოსული პროდუქტი	29,4_46,9 53,1_70,6 -	37,2 62,8 100,0	7,8 7,8 -	კლასი 20-10 მმ			-	14,2_16,3	15,7	0,6	
				27,6_32,8	30,3	2,5					
				10,4_18,6	13,3	3,2					
16,4_22,9	19,6	2,7	-	-	-	-	-				
კარბონატული	კარბ. ონცენტრატი ჟანგ. კონცენტრ. შუალედი პროდუქტი შემოსული პროდუქტი	7,1_12,3 0_2,9 7,09_92,6 -	8,8 2,4 88,8 100,0	1,7 0,5 4,2 -	კლასი 5-0,16 მმ			-	15,1_16,7	15,9	0,7_
					27,9_32,4	29,6	1,7				
					47,6_51,3	48,7	1,1				
					11,3_18,8	15,6	3,2				
-	15,2_20,3	17,6	2,4	-	-	-					

გასამდიდრებელი მადნის გრავიტაციული ანალიზი

გაყოფის სიმკვრივე ×10 ³ კგ/მ ³	კლასი 10-8 მმ			კლასი 8-3 მმ			ფენები	კლასი 5-0.16 მმ (კარბონატ.)			კლასი 3-0.16 მმ (ქანგეული)						
	გამოსა- ვალი	შემცველობა		ამოკრ- ევა Mn	გამო- სავალი	შემცვე- ლობა		ამოკრ- ევა Mn-ის	გამო- სავალი	შემცველო ბა		ამოკრ- ევა Mn-ის	გამოს ავალი	შემცველო ბა		ამოკრ- ევა Mn-ის	
		Mn	SiO ₂			Mn				SiO ₂	Mn			SiO ₂	Mn		SiO ₂
>3,2	–	–	–	–	7,9	52,3	–	18,7	I	3,4	49,6	–	9,6	20,2	51,2	–	43,8
3,2_3,0	6,3	48,2	–	15,5	6,4	41,8	–	12,1	II	12,3	30,2	–	21,1	24,3	28,9	–	29,8
3,0_2,8	5,4	33,6	–	9,2	19,8	29,6	–	26,6	II	45,6	22,0	–	57,0	23,9	14,6	–	14,8
2,8_2,6	21,9	27,9	–	31,2	14,7	25,3	–	16,9	IV	38,7	5,6	–	12,3	31,6	8,7	–	11,6
2,6_2,2	34,3	18,3	–	32,0	22,0	17,4	–	17,4	შემოს. ნედლ	100,0	17,6	–	100,0	100,0	23,6	–	100,0
<2,2	32,1	7,4	–	12,1	29,2	6,3	–	8,3	I	70,6	51,3	–	74,4	87,3	52,8	–	91,1
	100,0	19,6	–	100,0	100,0	22,0	–	100,0	II	18,9	46,2	–	17,9	12,7	35,5	–	8,9
									III	10,5	35,8	–	7,7	–	–	–	–
>3,2	–	–	–	–	48,8	52,3	–	55,0	ქანგ. კონც	100,0	48,7	–	100,0	100,0	50,6	–	100,0
3,2_3,0	–	–	–	–	37,0	42,8	–	34,2	I	68,8	32,0	14,8	75,4	8,8	33,6	12,6	10,8
3,0_2,8	–	–	–	–	9,3	28,4	–	7,7	II	14,7	27,8	16,3	13,8	85,4	31,4	15,6	85,1
2,8_2,6	–	–	–	–	4,9	29,4	–	3,1	III	14,0	20,9	19,8	9,9	5,8	22,6	23,6	4,1
2,6_2,2	–	–	–	–	–	–	–	–	IV	1,5	17,2	27,4	0,9	–	–	–	–
<2,2	–	–	–	–	–	–	–	–	კარბ. კონც.	100,0	29,6	15,9	100,0	100,0	31,5	15,8	100,0
	–	–	–	–	100,0	46,4	–	100,0	I	15,6	26,8	–	26,8	4,4	25,6	–	8,4
>3,2	16,9	18,2	8,4	26,9	1,3	37,3	12,6	1,6	II	18,6	22,3	–	26,6	13,7	21,6	–	22,1
3,0_2,8	14,6	33,6	13,7	16,2	60,8	30,9	15,0	63,7	III	24,1	17,4	–	26,9	21,7	16,3	–	26,1
2,8_2,6	41,9	28,1	15,8	38,9	35,9	27,2	16,6	33,1	IV	41,7	7,4	–	19,7	60,2	9,6	–	43,1
2,6_2,2	15,3	21,9	19,6	11,1	2,0	22,9	22,8	1,6	შუალედ. პრ.	100,0	15,6	–	100,0	64,1	13,4	–	100,0
<2,2	11,3	18,6	23,8	6,9	–	–	–	–									
	100,0	30,3	15,7	100,0	100,0	29,5	15,7	100,0									
>3,2	10,0	27,4	–	20,7	5,2	21,4	–	11,0									
2,6_2,4	3,3	20,8	–	5,2	20,4	15,3	–	30,9									
2,4_2,2	35,5	17,0	–	4,5,5	20,2	12,2	–	24,2									
<2,2	51,2	7,4	–	28,6	54,4	6,3	–	33,9									
	100,0	13,3	–	100,0	100,0	10,1	–	100,0									

ორივე სინჯის გამდიდრების საბოლოო ტექნოლოგიური მაჩვენებლები მოცემულია 21 და 22 ცხრილებში.

ცხრილი 21

დარკვეთის მადნის გამოცდის შედეგები

პროდუქტები	გამოსავალი (%)	Mn-ის შემცველობა (%)	SiO ₂ -ის შემცველობა (%)	ამოკრეფა (%)
კარბონატული კონცენტრატი	22,9	27,0	15,0	37,7
ჟანგეული კონცენტრატი	3,8	49,2	–	11,4
ჯამური კონცენტრატი	26,7	30,2	–	49,1
შუალედური პროდუქტი	36,4	14,3	–	31,8
კუდები	5,9	4,9	–	1,8
შლამები	31,0	9,2	–	17,3
ნედლეული	100,0	16,4	–	100,0

ცხრილი 22

ითხვისის მადნის გამოცდის შედეგები

პროდუქტები	გამოსავალი (%)	Mn-ის შემცველობა (%)	SiO ₂ -ის შემცველობა (%)	ამოკრეფა (%)
კარბონატული კონცენტრატი	19,8	49,2	–	46,6
ჟანგეუკი კონცენტრატი	4,8	28,7	15,8	6,7
ჯამური კონცენტრატი	24,6	45,3	–	53,3
შუალედური პროდუქტი	36,6	16,3	–	28,5
კუდები	2,8	8,5	–	1,1
შლამები	36,0	9,9	–	17,1
ნედლეული	100,0	20,9	–	100,0

როგორც გამდიდრების შედეგებიდან ჩანს დარკვეთის მადნიდან მიღებული ჯამური კონცენტრატის გამოსავალი შეადგენს 26,7%, მანგანუმის ამოკრეფა კი 49,1%, ითხვისის მადნიდან კი შესაბამისად 24,6% და 53,3%-ს.

4.3.3. მადნის გამდიდრება მძიმე არეში

4.3.3.1. მძიმე არეში მადნის გამდიდრების პრინციპები

ნაწილაკების გაყოფა მძიმე სითხეში და სუსპენზიაში ხორციელდება არქიმედეს კანონის მიხედვით. ნაწილაკები, რომელთა სიმკვრივე მეტია სითხის სიმკვრივეზე ეშვებიან ჭურჭლის ფსკერზე. მსუბუქი ნაწილაკები კი ტივტივებენ ზედაპირზე.

მძიმე სითხეებსა და სუსპენზიებს შორის, როგორც მადნის გამდიდრების არეს შორის არსებობს პრინციპული განსახვავება.

პირველი წარმოადგენს ერთგვაროვან სითხეს. მისი სიმკვრივე ყოველ უმცირეს მოცულობაში არის ერთგვაროვანი. ამის გამო ისი შეიძლება გამოყენებულ იქნეს ნაწილაკის ყველანაირი სისხოს გამდიდრებისათვის.

მეორე შედგება სითხისა და დამამძიმებლის ნაწილაკებისაგან. მისი სიმკვრივე იცვლება ნახტომისებურად სითხის სიმკვრივიდან დამამძიმებლის სიმკვრივემდე. ამის გამო დამამძიმებლი მოძრაობს განსაზღვრული მიმართულებით, რომელიც გამოწვეულია სიმძიმის ან ცენტრიდანული ძალით აპარატურაში, რომელშიდაც ხდება გამდიდრება. საჭიროა ერთნაირი სიმკვრივის შენარჩუნებისათვის ინტენსიური არევა. სუსპენზიაში იმ მარცვლების ეფექტური გაყოფა ხდება, რომელთა სიმსხო (4-6) მმ-ზე მეტია.

მძიმე არეში მადნის გამდიდრება ხდება სხვადასხვა კონსტრუქციის აპარატებში, რომელთაც გააჩნიათ შემდეგი ძირითადი ნაწილები: 1. აბაზანა გაყოფისათვის; 2. მძიმე ფრაქციის გამტვირთვი მოწყობილობა (აეროლიფტი, ელევატორი); 3. მსუბუქი ფრაქციის განმტვირთი მოწყობილობა.

დამამძიმებლად ძირითადად გამოიყენება მაგნეტიტი, გალენიტი და სხვა მძიმე მინერალები.

პრაქტიკულად მძიმე სუსპენზიებში მადნის გამდიდრების დროს რთულდება დამამძიმებლის ნაწილაკების მოცულობის პროცესი მადნის მძიმე და მსუბუქი ფრაქციების ზედაპირებიდან და მისი შემდგომი რეგენერაცია პროცესში ხელახალი დაბრუნებისათვის. განტვირთულ პროდუქტთან ერთად დამამდიდრებელი აპარატიდან დამამძიმებლის მუდმივი გამოსვლით ეცემა სუსპენზიის სიმკვრივე. მის შესანარჩუნებლად საჭიროა სუსპენზიოდის მიწოდების მკაცრი დოზირება.

მძიმე სუსპენზიებში გამდიდრების შედეგები განისაზღვრება ნაწილაკების მოძრაობის ტრაექტორიით, რომელთაც სხვადასხვა ფიზიკური მახასიათებლები აქვთ (სიმკვრივე, ზომა და სხვა). მოძრაობის ტრაექტორია განისაზღვრება ნაწილაკის ვარდნის სიჩქარით მძიმე არეში, რომელიც დამოკიდებულია სითხის სიმკვრივეზე და სიბლანტეზე.

მძიმე სითხეები წარმოადგენენ იდეალურ არეს გრავიტაციული გამდიდრებისათვის, მაგრამ მათი გამოყენება სამრეწველო პირობებში შეზღუდულია სიძვირის და ტოქსიკურობის გამო. ამიტომ ისინი გამოიყენებიან ძირითადად იშვიათი ლითონების მადნების გამდიდრებისათვის.

ძირითადად მძიმე სითხეები გამოიყენებიან ლაბორატორიულ პირობებში საცდელი სამუშაოების წარმოებისათვის. ესენია: თუთიის ქლორიდი – $ZnCl_2$, ხვ. წონით – 2,07; ბრომოფორმი $CHBr_3$, ხვ. წონით 2,89; ტეტრაბრომეთანი $C_2H_2Br_4$ ხვ. წონით 2,96 და სხვა, რომელთა შესაბამისი სითხეებით განზავებისას მიიღება სასურველი- სიმკვრივის სითხე.

4.3.3.2. წვრილდისპერსიული მინერალური სუსპენზიის სიბლანტე

წვრილდისპერსიული მინერალური სუსპენზიის გამოყენება შეზღუდულია სასარგებლო წიაღისეულის გამდიდრებისათვის, რომლის ერთ-ერთ მიზეზს წარმოადგენს მისი ფიზიკო-მექანიკური თვისებების ნაკლებად შესწავლა. სუსპენზიის სიბლანტის გათვლით საჭირო ზუსტი ფორმულების არ არსებობა არ იძლევა საშუალებას, რომ წინასწარ იქნას განსაზღვრული ვარგისია თუ არა

მოცემული სუსპენზია მინერალების ხვედრითი წონის მიხედვით ეფექტური გაყოფისათვის და გათვლილი იქნას მასში სხვადასხვა ხვედრითი წონის და სისხოს მინერალების მოძრაობის სიჩქარე.

ამ საკითხზე პირველი ფუნდამენტური კვლევები ჩატარებულ იქნა საუკუნის წინ ა. ეინშტეინის მიერ [47]. რომლის ფორმულა ასე გამოისახება:

$$\mu_c = \mu_0(1 + 2,5c)$$

სადაც μ_c სუსპენზიის სიბლანტის კოეფიციენტი;

μ_0 სითხის სიბლანტე;

c – მყარი მასის მოცულობითი კონცენტრაცია სუსპენზიაში.

ამ ფორმულის მნიშვნელოვანი შედეგია ის, რომ სუსპენზიის სიმკვრივე დამოკიდებული არაა დისპერსიული ფაზის ნაწილაკების სისხოზე ე.ი. სიბლანტე უნდა იყოს ერთნაირი როდესაც სუსპენზია შეიცავს დიდი ოდენობის სფერული ფორმის მცირე ზომის და მცირე ოდენობის დიდი ზომის სფერულ ნაწილაკებს. იმ შემთხვევაში თუ ჯამური მოცულობა ორივე შემთხვევაში ერთნაირია ამის გამო სიბლანტე სწორხაზოვნად იზრდება ფაზის მოცულობითი კონცენტრაციის ზრდასთან ერთად.

ეინშტეინის ფორმულის სისწორე დადასტურებულ იქნა მრავალი მკვლევარის მიერ, მყარი ფაზის შედარებით მსხვილი დისპერსიის დროს მცირე კონცენტრირებულ სუსპენზიებზე ექსპერიმენტით.

მ. ბანსელენის ექსპერიმენტებით, რომელიც იკვლევდა სუსპენზიის სიბლანტეს, რომლის ნაწილაკების სისხო იყო (0,6-8,0) მიკრონი და 0,0024-დან 0,0211-მდე. ეინშტეინის ფორმულით მიღებული იქნა μ_c 2,5, ექსპერიმენტით კი 2,4-დან 2,9-მდე [47]. უორდის თეორიული კვლევების თანახმად ეინშტეინის ფორმულა გამართლებულია ისეთი სუსპენზიისათვის, რომელშიაც მყარის მოცულობითი ფარდობა არ აღემატება 1%-ს.

მაგნიტური სუსპენზიის სიბლანტის განსაზღვრისათვის ჩვენს მიერ გამოყენებულ იქნა კაპილარული ვისკოზიმეტრი, ამრევის სუსპენზიის

კინემატიკური სიბლანტე y_c განისაზღვრება 100 სმ^3 წყლის და ამავე მოცულობის სუსპენზიის გამოდინების დროს ფარდობით

$$y_c = y_B \frac{T_c}{T_B}$$

სადაც y_c – არის სუსპენზიის სიბლანტე;

y_B – წყლის სიბლანტე;

T_c – სუსპენზიის გამოდინების დრო კაპილარიდან;

T_B – წყლის გამოდინების დრო კაპილარიდან.

ამრევანი კაპილარული ვისკოზიმეტრის ძირითადი უარყოფითი მხარეა: სუსპენზიის გამდიდრების დროს წნევის ცვლილება, ამრევის ბრუნვის დროს პერიფერიისაკენ გაიტყორცნება სუსპენზიოდის მსხვილი ნაწილაკები. ამავე დროს ხდება სუსპენზიოდის ტურბოლენტური მოძრაობა.

როგორც მუზილაგვის ცდებმა აჩვენა ამ უარყოფითი მხარეებს არ აქვს არსებითი მნიშვნელობა [48]. კერძოდ, წნევის ცვალებადობა სუსპენზიის გამოდინების დროს უმნიშვნელოა. ასევე სიმკვრივეზე გავლენას არ ახდენს მსხვილფრაქციული ნაწილაკების გატყორცნა პერიფერიისაკენ.

სასარგებლო წიაღისეულის გრავიტაციული მეთოდით გამდიდრების შესაძლებლობა შეიძლება განისაზღვროს ფორმულით:

$$I_r = \frac{\delta_T - \delta_c}{\delta_A - \delta_c}$$

სადაც I_r – გრავიტაციული მეთოდით გამდიდრების მაჩვენებელია;

δ_T – მძიმე მინერალის ხვედრითი წონა;

δ_A – მსუბუქი მინერალის ხვედრითი წონა;

δ_c – არეს (სუსპენზიის) ხვედრითი წონა.

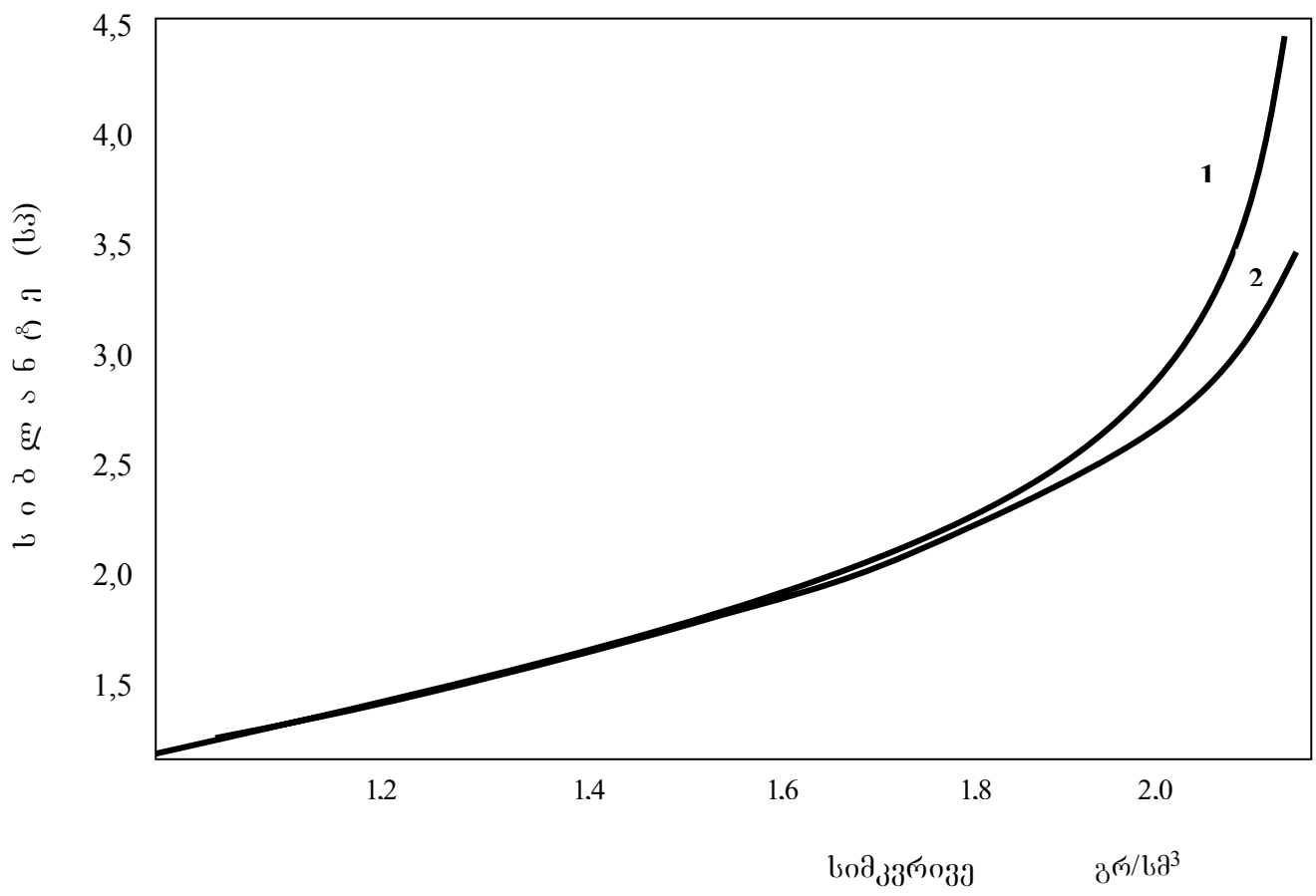
როდესაც I_r მეტია 2,5-ზე შესაძლებელია ყოველგვარი სისხოს მასალის გაყოფა. როდესაც I_r ნაკლებია 1,25-ზე მაშინ გრავიტაციული გამდიდრება შესაძლებელია მხოლოდ მძიმე არეში, რაც საშუალებას იძლევა I_r სიდიდის გაზრდისას და

პრაქტიკულად როდესაც მძიმე არეს ხვედრითი წონა აღწევს ან უმნიშვნელოდ მძიმეა მსუბუქი მინერალის ხვედრით წონაზე $1 \times$ უტოლდება უსასრულობას.

ჩვენს მიერ ცდების წარმოებისათვის სუსპენზიის შესაქმნელად გამოყენებული იყო მაგნეტიტის კონცენტრატი, რომლის სისხო შეადგენდა 0,074 მმ-ს და ფეროსილიციუმის წვრილად გრანულირებული მასალა.

კვლევის შედეგად დადგინდა, რომ სუსპენზიის დაბალი ($C \leq 0,09$) კონცენტრაციის დროს სიბლანტე მხოლოდ კონცენტრაციის ფუნქციაა და ნაწილაკების ზომაზე არაა დამოკიდებული. კონცენტრაციის გაზრდისას სიბლანტე იზრდება სუსპენზიიდან მარცვლების ზედაპირებს შორის ხახუნით, რომელიც ხორციელდება მათი მოძრაობისას. აქედან ჩანს, რომ რაც უფრო ნატეხოვანია დამამძიმებლის ზედაპირი მით მეტია სიბლანტე. ამის დასადასტურებლად მომზადებულ იქნა მაგნეტიტის და გრანულირებული ფეროსილიციუმის ერთნაირი სისხოს დამამძიმებლით სუსპენზია, რომელიც (90-98)%_0.074 მმ ფრაქციას შეიცავდა. გამოცდის შედეგები მოცემულია მე-7-ე ნახაზზე.

როგორც სურათიდან ჩანს ფეროსილიციუმისაგან მომზადებული სუსპენზიის სიბლანტის შემცირება მაგნეტიტისაგან მომზადებულ სუსპენზიის სიბლანტესთან შედარებით შეიმჩნევა 1,6 გრ/სმ³ სიმკვრივის ზემოთ, რაც შეიძლება აიხსნას იმით, რომ შედარებით ნაკლები სიმკვრივის დროს სუსპენზიიდან მარცვლებს შორის მანძილი საკმარისია რომ მარცვლები გადაადგილდნენ თავისუფლად ე.ი. აქ მარცვლის ფორმა გავლენას არ ახდენს სუსპენზიის სიმკვრივეზე. მაღალი სიმკვრივის დროს ეს მანძილი მცირდება და გავლენას ახდენს სიბლანტეზე მარცვლების ურთიერთხახუნი. მრავალი ფორმის დამამძიმებლის დროს საგრძნობლად მცირდება ხახუნი და შესაბამისად სიბლანტეც.



ნახ. 7 დამოკიდებულება სუსპენზიის სიბლანტისა და სიმკვრივეს შორის ჩვეულებრივი მაგნეტისის კონცენტრატისა(1) და გრანულირების ფეროსილიციუმის(2) დროს

4.3.3.3. მანგანუმის შერეული მადნების გამდიდრება მძიმე სუსპენზიაში

საცდელი სამუშაოებისათვის აღებულ იქნა დარკვეთის ზეგნის შერეული მადანი, რომლის მინერალური შემადგენლობა მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილში 23.

ცხრილი 23

მანგანუმის შერეული მადნის მინერალოგიური შემადგენლობა

პროდუქციის დასახელება	Mn-ის შემცველობა	ჯამური მადნური წილი	ქანგეული მინერალები (%)			კარბონატი (%)	კვარცი (%)
			ფსილომელან-ვერნადიტი	მანგანიტი	პიროლუზიტი		
შერეული მადანი	21,4	45,2	12,9	6,9	4,6	20,8	20,4

გრანულომეტრული დახასიათება და მინერალების განაწილება ფრაქციების მიხედვით მოცემულია ცხრილებში 24 და 25.

მადნის გრავიტაციულმა ანალიზმა აჩვენა, რომ კონცენტრატი რომელშიდაც მანგანუმის შემცველობა იქნება 34% და კაჟმიწის კი 11,4% შეიძლება მიღებული იქნეს სუსპენზიის +2,6 გ/სმ³ სიმკვრივის დროს.

სუსპენზიის დამამძიმებლად აღებულ იქნა რკინის მაგნეტიტური კონცენტრატი 4,7 გ/სმ³ ხვ. წონით და 67,4% რკინის შემცველობით. მაღალი

სიმკვრივის მისაღებად (2,8 გ/სმ³ და მეტი) ემატებოდა 8-10% ფეროსილიციუმის ფხვნილი.

სუსპენზიის სიმკვრივე მოწმდებოდა აწონვის მეთოდით და იცვლებოდა 2,2 გ/სმ³-დან 3,2, გ/სმ³-ის ფარგლებში.

მანგანუმის შერეული მადნის გრანუმეტრიული და მინერალოგიური შემადგენლობა

ფრაქცია (მმ)	გამოსავალი (%)	შემცველობა (%)		ამოკრევა (%)	მინერალური შემადგენლობა (%)			
		Mn	SiO ₂		ჟანგეულს +დაჟანგული	შენაზარდებში კვარცთან და კარბონატებთან	კარბონატი	ქვიშაქვები
+20	6,1	17,0	31,6	4,8	10	15	35	40
20+15	27,4	19,6	32,7	25,1	23	14	20	43
15+10	35,8	20,5	28,8	34,3	25	16	23	36
10+5	27	24,1	23,9	30,4	32	18	25	25
5+3	3,4	31,7	17,8	5,0	43	19	27	11
3+1	0,3	27,1	22,7	0,4	30	20	26	21
სულ	100,0	21,4	28,3	100,0	26,0	16,0	23,6	34,4

შერეული მადნის გრავიტაციული ანალიზი

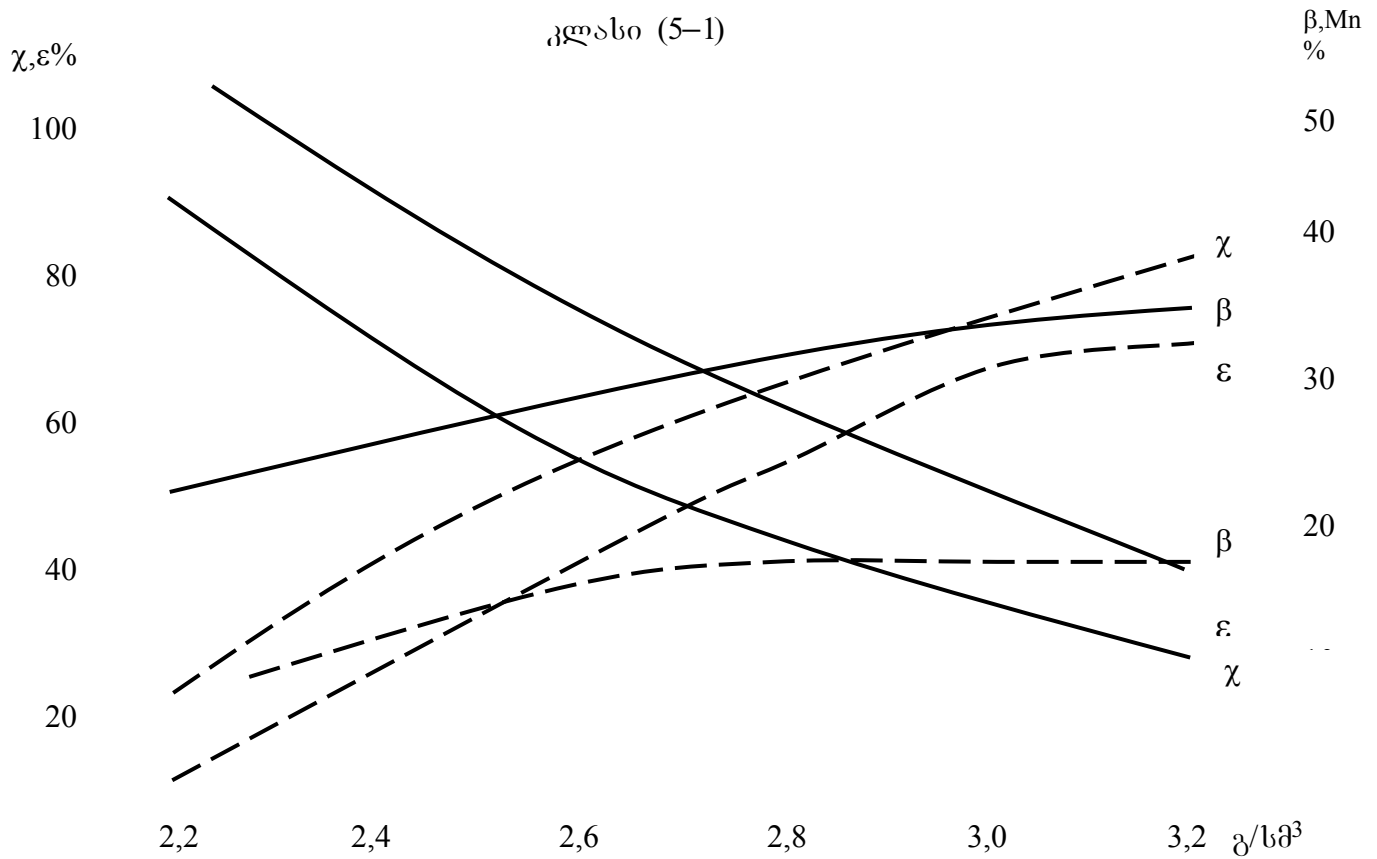
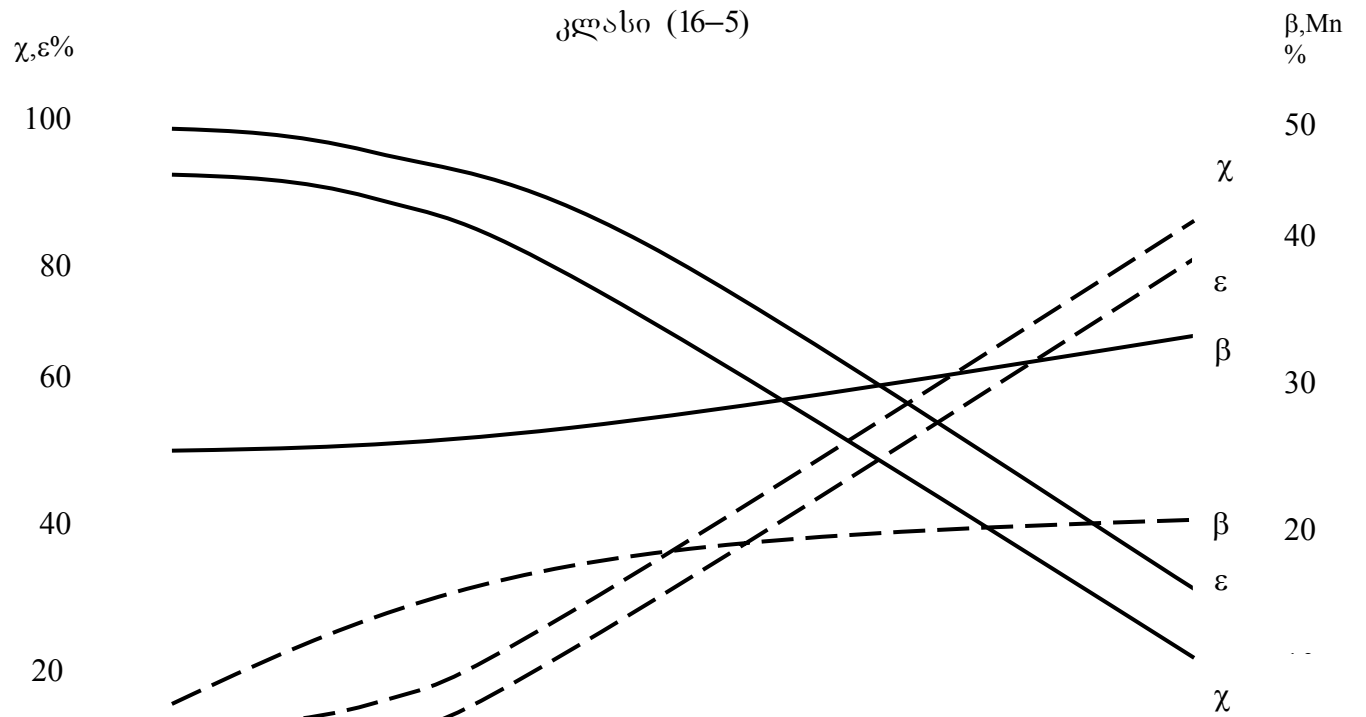
სუსპენზიის ხვ. წონა (გ/მ ³)	გამოსავალი (%)	შემცველობა (%)		ამოკრევა (%)	მინერალური შემადგენლობა (%)			
		Mn	SiO ₂		ჟანგეულს +დაჟანგული ნატეხები	ჟანგ. და დაჟან. შენაერთები კვარც-კარბონატებით	კარბონატული ნატეხები	ქვიშაქვები
3,2	0,5	55,7	3,7	1,3	92	–	8	–
-3,2+3,0	2,0	49,8	4,4	4,6	47	–	13	–
-3,0+2,8	2,8	41,4	8,0	5,4	40	6	54	–
-2,8+2,6	13,6	29,4	13,5	18,7	12	11	40	37
-2,6+2,4	33,6	23,8	20,7	37,3	23	17	35	25
-2,4+2,2	18,4	20,1	27,6	17,3	28	20	25	27
-2,2+2,0	11,3	17,4	40,2	9,2	40	12	–	48
-2,0	17,8	7,4	53,6	6,2	20	15	–	65
ნედლეული	100,0	21,4	28,3	100,0				

მერვე ნახაზზე მოცემული მრუდების ანალიზი აჩვენებს, რომ მანგანუმის შემცველობა კონცენტრატში სიმკვრივის 2,2-დან 3,2 გ/სმ³ ზღვრებში ცვლილებისას იცვლება 21,8%-დან 32,0%-მდე, ამავე დროს ამოკრეფა ეცემა. (2,6-3,2) გ/სმ³ სიმკვრივის ზღვრებში მანგანუმის შემცველობა კონცენტრატში უმნიშვნელოდ იცვლება. ამიტომ ოპტიმალურ სიმკვრივედ აღებული იქნა 2,7 გ/სმ³. ამ დროს მიღებული კუდების და კონცენტრატის გრავიტაციულმა ანალიზმა აჩვენა (ცხრილი 26), რომ კუდების დასვრა სასარგებლო მინერალების ნატეხებით უმნიშვნელოა და შეადგენს 4,1%, კონცენტრატის დასვრა ფუჭი ქანით კი შეადგენს 25%-ს

გამდიდრების მაჩვენებლებზე გასამდიდრებელი მადნის ფრაქციულობის გავლენის მიზნით მადანი გამდიდრდა (15-1) მმ, (10-1) მმ და (5-1) მმ ფრაქციებად. ყველა პროდუქტი გამდიდრდა ერთნაირი მუშა სუსპენზიებში. ცდის შედეგები მოცემულია ცხრილში 27.

მიღებული შედეგების ანალიზი აჩვენებს, რომ ყველა მაღალი ხარისხის კონცენტრატი მიღებულ იქნა მადნის 5 მმ-მდე დამტვერვის დროს, რაც გამოწვეულია სასარგებლო მინერალების და ფუჭი ქანის შენაზარდების სრული გახსნით.

თუ გავითვალისწინებთ, რომ მძიმე სუსპენზიებით გამდიდრების ტექნოლოგიის მართვა საკმაოდ რთული და მაღალი თვითღირებულებისაა და შევადარებთ შერეული მადნის დალექვის შედეგად ჩატარებულ ცდების შედეგების, ტექნიკურ-ეკონომიკური თვალსაზრისით გამართლებულია შერეული მადნის დალექვით გამდიდრება.



— კონცენტრატი, - - - კუდები

ნახ. 8 ტექნოლოგიური მაჩვენებლების ცვლილების დამოკიდებულება სუსპენზიის სიმკვრივეზე

შერეული მადნის და გამდიდრების პროდუქტების გრავიტაციული ანალიზი (%)

სიმკვრი-ვე გ/სმ ³	მადანი			კონცენტრატი				კუდები			
	გამოსა- ვალი	Mn-ის შემცვე- ლობა	ამოკრე- ფა	გამოსავალი		Mn-ის შემცვე- ლობა	ამო- კრეფა	გამოსავალი		Mn-ის შემცვე- ლობა	ამოკრე- ფა
				ოპერაც	შემო- სული			ოპრაციიდ ან	შემოსული და		
+3,2	0,5	55,7	1,3	2,2	0,5	55,7	3,8	-	-	-	-
3,2-3,0	2,0	49,8	4,6	8,5	2,0	49,8	13,8	-	-	-	-
3,0-2,8	2,8	41,4	5,4	11,8	2,8	41,4	15,2	-	-	-	-
2,8-2,6	13,6	29,4	18,7	40,3	8,5	29,4	35,8	5,4	4,1	29,4	28,9
2,6-2,4	33,6	23,8	37,3	18,3	6,7	27,4	24,1	35,2	26,9	22,0	43,4
2,4-2,2	18,4	20,1	17,3	8,9	2,1	24,8,	6,9	21,3	16,3	19,5	23,4
2,2-2,0	11,3	17,4	9,2	-	-	-	-	14,8	11,3	17,4	14,5
-2,0	17,8	7,4	6,2	-	-	-	-	23,3	17,8	7,4	9,7
სულ	100,0	21,4	100,0	100,0	23,6	32,1	100,0	100,0	76,4	17,8	100,0

გასამდიდრებელი მადნის და გამდიდრების პროდუქტების გრანულმეტრიული დახასიათება

ფრაქცია (მმ)	ნედლეული				კონცენტრატი					კულები				
	გამოსავალი (%)	შემცველობა (%)		ამიკრევა (%)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)		ამიკრევა (%)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)		ამიკრევა (%)
		Mn	SiO ₂		ოპერაც- დან	ნედლ.	Mn	SiO ₂		ოპერაც- დან	ნედლ.	Mn	SiO ₂	
დამტვრევა 15 მმ-მდე														
+15	36,6	20,1	28,5	34,4	28,7	10,2	26,0	15,6	25,9	40,9	26,4	17,8	35,7	42,3
15-10	27,8	21,5	290	28,0	34,3	12,2	27,7	14,8	33,0	24,4	15,6	16,6	36,8	23,5
10-5	26,0	22,6	27,3	27,5	22,5	8,0	32,2	13,6	25,2	27,9	18,0	18,3	34,9	29,7
5-3	5,9	22,5	29,7	6,2	9,8	3,5	31,8	14,1	10,8	3,7	2,4	8,9	38,4	1,9
3-1	37	22,5	28,9	3,9	4,7	1,7	31,6	12,8	5,1	3,1	2,0	14,7	37,8	2,6
ნედლეული	100,0	21,4	28,3	100,0	100,0	35,6	38,8	14,6	47,9	100,0	64,4	17,2	35,9	100,0
დამტვრევა 10 მმ-მდე														
+10	5,4	22,3	13,1	5,6	5,6	1,9	30,6	13,1	5,3	5,3	3,5	18,0	30,1	5,5
10-5	66,9	20,9	29,4	65,5	69,5	23,9	29,4	15,4	69,2	65,5	43,0	16,4	36,8	62,4
5-3	23,0	22,4	26,3	24,1	21,4	7,4	28,8	15,8	21,0	23,8	15,6	19,0	31,8	26,3
3-1	4,7	21,8	28,5	4,8	3,5	42	27,8	17,8	3,3	5,4	3,5	18,6	34,0	5,8
ნედლეული	100,0	21,4	28,3	100,0	100,0	34,4	29,3	15,4	47,0	100,0	65,6	17,2	35,1	100,0
დამტვრევა 5 მმ-მდე														
+5	68,9	21,7	28,6	69,9	61,9	33,6	14,1	62,9	72,0	49,9	16,5	35,0	73,2	27,0
5-3	27,5	20,7	27,9	26,6	31,0	9,5	32,6	13,2	30,6	25,0	18,4	15,4	34,4	24,7
3-1	3,6	21,1	27,2	3,5	7,1	2,2	30,5	14,5	6,5	2,0	1,4	16,9	32,8	21,0
ნედლეული	100,0	21,4	28,3	100,0	100,0	30,7	33,1	13,8	47,4	100,0	69,3	16,2	34,8	100,0

4.3.3.4 მანგანუმის დაჟანგული (მჩატეპოროვანი) მადნის გამდიდრება

დაჟანგული მადნები, როგორც ზემოთ იყო აღნიშნული წარმოადგენენ კარბონატული მადნების დაჟანგვის პროდუქტს. მანგანუმის ძირითადი მინერალებია: პიროლუზიტი, პსილომელანი, ვერნადიტი და უმნიშვნელო რაოდენობით შეიცავს მანგანუმის კარბონატებს. ამ სახით მადნები გავრცელებულია თითქმის ჭიათურის მანგანუმის აუზის ყველა ზეგნებზე. შედარებით დიდი რაოდენობითაა სარეკის და პასიეთის უბნებზე.

დაჟანგულ მადნებს გააჩნიათ შედარებით დაბალი ხვედრითი წონა და მაღალი ტენიანობა.

ამ ტიპის მადნის გამდიდრებაზე მრავალი სამუშაოები იქნა ჩატარებული [4,5,6,7,8,70], როგორც დალექვით, ასევე სუსპენზიებში და მაგნიტური სეპარაციით. საბოლოოდ რეკომენდირებული იყო მადნის დამტკრევა 5(3)-0 მმ-მდე, მაგნიტური სეპარაცია და დალექვა, რომლის შედეგად მიიღებოდა მანგანუმის კონცენტრატი (37-40)% მანგანუმის შემცველობით და (10-12)% გამოსავლით.

ვინაიდან ამ სქემით მუშაობს ცენტრალური დამყვანი ფაბრიკის ერთი სექცია და ისიც განიცდის ნედლეულის უქონლობას. დაჟანგული მადნის სელექციურად მოპოვების სირთულისა და მარაგების სიმცირის გამო (ცხრილი 28) მიზანშეწონილი არაა ამ მადნებზე საკვლევი სამუშაოების ჩატარება.

ცხრილი 28

დაჟანგული მადნების მარაგები ზეგნების მიხედვით 01.01.2006 წლის მდგომარეობით

№	დასახელება	დაჟანგული მადნები	
	მადარო	რაოდენობა (ათასი ტონა)	Mn-ის შემცველობა (%)
1	სტალინის სახ. მადარო	291,0	18,5
2	შუქრუთის მადარო	1 181,0	19,2
3	პატარიძის სახ. მადარო	920,0	20,1
4	დარკვეთის მადარო	2 690,0	22,4
5	მღვიმევის მადარო	3 325,0	22,1
6	წერეთლის მადარო	2 972,0	23,89

სულ ს.ს. «ჭიათურმანგანუმი»-ს მიხედვით	11 379,0	22,08
---------------------------------------	----------	-------

4.4. მანგანიუმის შერეული მადნების გამდიდრებისათვის რეკომენდირებული ტექნოლოგიური სქემა

მანგანუმი შერეული მადნის გამდიდრების კვლევითი სამუშაოების გაცნობამ და ჩვენს მიერ კვლევითი სამუშაოების ჩატარებით მიღებული შედეგების გაანალიზებით დადგინდა იქნა, რომ მანგანუმი კარბონატული მინერალები უმთავრესად თავმოყრილია +20 მმ და ჟანგეული მინერალები -20 მმ ფრაქციაში, რაც იმით აიხსნება, რომ ჟანგეული მადანი, რომელიც კარბონატულთან შედარებით რბილი და ფხვიერია, ადვილად იშლება ტრანსპორტირების და დამტვრევის დროს (ცხრილი 29)

ცხრილი 29

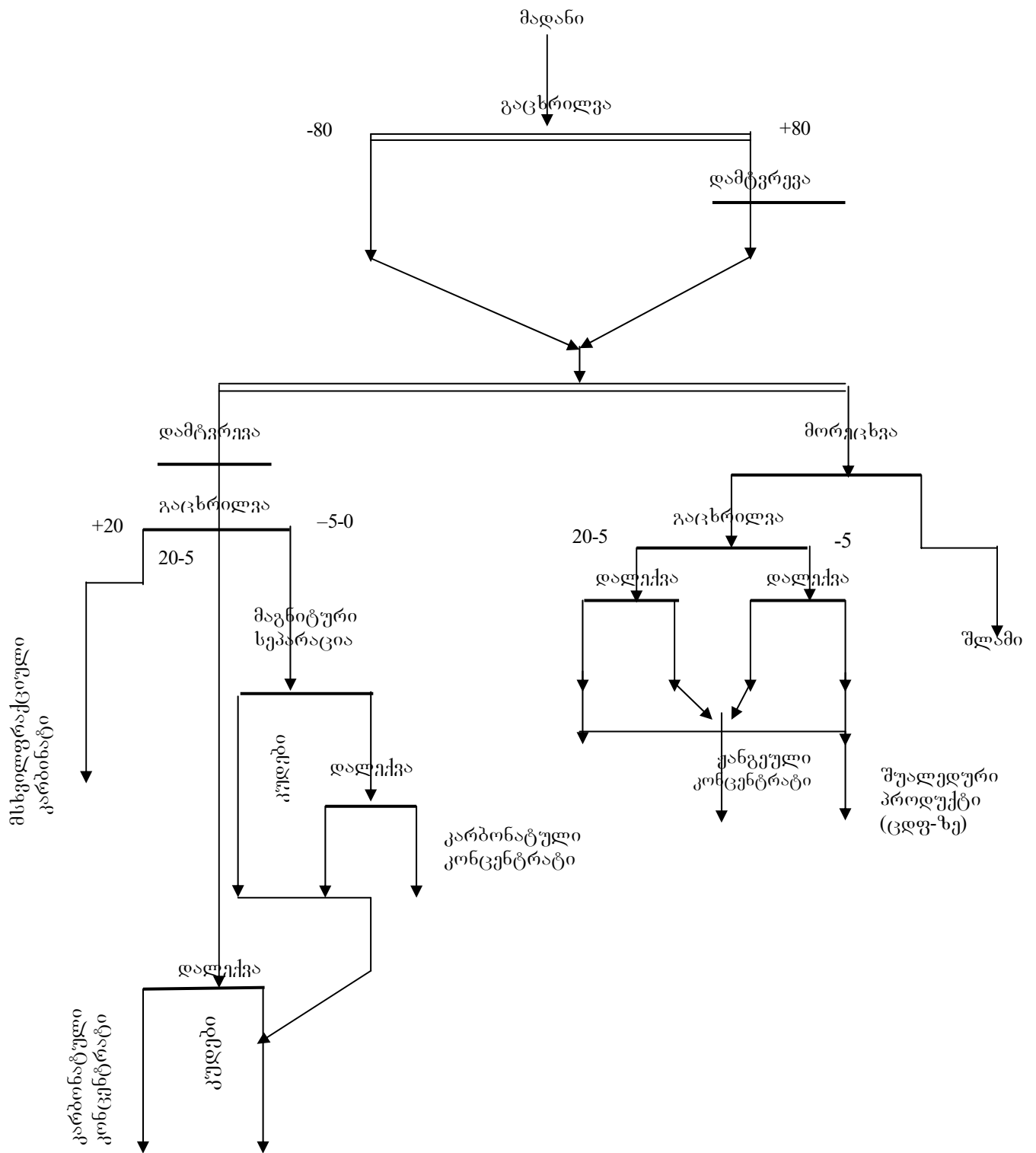
შერეული მანგანუმი მადნის მინერალური შემადგენლობა კლასების მიხედვით (%)

ზეგანის დასახელება	კლასი (მმ)	Mn-ის მასური წილი (%)	ჟანგეული მადანი	კარბონატული მადანი	კარბონატული ქვიშაქვები	თიხა-კვარცის ქვიშაქვები	დაჟანგული	ჰიდროქსიდები
დარკვეთი	100-20	17,5	–	52	28	18	1	1
	20-0	22,2	17	39	19	20	4	1
ითხვისი	100-20	19,3	8	23	46	20	3	–
	20-0	31,0	48	7	32	9	4	–

არჩევითი დამტვრევის ეს მეთოდი დაედო საფუძვლად ჩვენს მიერ რეკომენდირებული მანგანუმი შერეული მადნების გამდიდრების ტექნოლოგიურ სქემას (ნახ. 9).

20 მმ-ზე მსხვილი ფრაქციების მეორადი დამტვრევით და 16 მმ-ზე გაცხრილვით მიიღება მსხვილფრაქციული პროდუქტი, რომელიც შეიცავს (18-23)% მანგანუმს, (35-

40)% SiO_2 -ს და (4-6)% CaO -ს და წარმოდგენილია 50-16 მმ ფრაქციის სახით და ააღარ უბრუნდება დამტვერვას. დადგენილ იქნა, რომ +16 მმ ფრაქციის სხვადასხვა პროცენტული რაოდენობის გამოყოფა გასამდიდრებელ ნედლეულიდან გავლენას ახდენს გამდიდრების ტექნოლოგიურ მაჩვენებლებზე. რომ არ მოხდეს ჟანგეული მინერალების ამოკრეფა მსხვილ ფრაქციაში, მისი მოხსნის მაჩვენებელი შეადგენს (12-15)%-ს ნედლეულიდან.



ნახ. 9 ჭიათურის მანგანუმის საბადოს შერეული მადნების გამდიდრების სქემა

შესწავლილ იქნა (50+16)მმ ფრაქციის გამდიდრების შედეგად კარბონატული კონცენტრატის მიღების შესაძლებლობა. დადგენის მიზნით ამ პროდუქციის ნიმუშის სხვადასხვა უბანში რენდგენომიკროანალიზატორ „KAMBAXMIKROREAT“-ის გამოყენებით შესწავლილ იქნა ელემენტების განაწილების კანონზომიერება (ცხრილი 30).

ცხრილი 30

ელემენტების წონითი რაოდენობის ცვლილება სპეცპროდუქტში

№	Mn	Si	Fe	Ca	Mg	Ca/Mn	Si/Mn
1	8,202	0,109	0	22,9*49	0	2,8	0,01
2	0,281	22,313	3,730	1,027	1,772	3,6	79,4
3	0,151	22,301	30838	0890	1,558	5,9	147,7
4	0,217	33,885	0,056	,0155	0	0,7	156,2
5	5,963	12,207	0,336	3,175	0,773	0,5	2,0
6	5,797	3,868	0	13,249	0	2,3	0,7
7	6,887	0,027	0	24,539	0	3,6	0,004
8	7,639	9,398	0,244	14,053	0	1,8	1,2
9	6,636	3,141	0,044	19,921	0	3,0	0,5
10	7,158	0,469	0,012	20,366	0	2,8	0,06
11	0,415	38,453	0,028	0,131	0	0,3	92,6
12	0,361	32,629	0,719	0,518	0,106	1,4	90,4
13	11,255	1,015	0	9,491	0	0,8	0,09
14	1,817	23,121	0,156	5,324	0	2,9	12,7
15	14,718	2,853	0	11,362	0	0,8	0,19

16	8,573	6,357	0	13,392	0	1,6	0,7
----	-------	-------	---	--------	---	-----	-----

დადგინდა, რომ აღნიშნულ უბანში მცირეა იმ წერტილების რაოდენობა, სადაც სილიციუმის მაქსიმალურ მნიშვნელობას მანგანუმის მინიმალური მნიშვნელობა ეთანადება და პირიქით. კერძოდ სილიციუმის მოდულის მაღალი მნიშვნელობა ($Si/Mn > 12$) განხილული უბნების მხოლოდ 3,7%-ში დაფიქსირდა, რაც იმას მიუთითებს, რომ მსხვილფრაქციული პროდუქტის დამტვრევა შემდგომში გამდიდრების მიზნით ეკონომიკური და ტექნოლოგიური თვალსაზრისით არაა გამართლებული, რაც ექსპერიმენტალური კვლევებითაც დადასტურდა.

კერძოდ, ნატეხოვანი სპეცპროდუქტი დაიფქვა (10-0) მმ-მდე და გაიყო (10-5) მმ და (5-0) მმ ფრაქციებად, რომელთა გამდიდრება მოხდა ცალ-ცალკე (ცხრილი 31).

ცხრილი 31

10-0 მმ-მდე დამტვრეული სპეცპროდუქტის გრავიტაციული გამდიდრების მაჩვენებლები.

ოპერაციის დასახელება	პროდუქტის დასახელება	გამოსავალი %		Mn-ის შემცველობა (%)
		ოპერაციიდან	ნედლეულიდან	
დამტვრევა 10-0	მორეცხილი მასალა	–	86,0	17,31
	შლამი	–	14,0	15,16
	ნედლეული	–	100,0	17,00
გაცხრილვა მორეცხილი პროდუქტის	10-5 მმ	71,3	61,3	15,90
	5-0 მმ	28,7	24,7	20,84
	სულ	100,0	86,0	17,3
10-5 მმ დალექვა პულსაცი	I	15,4	9,4	28,05
	II	22,6	13,9	19,28
	III	22,2	13,6	13,81
	IV	39,8	24,4	10,45
	სულ	100,0	61,3	15,90
5-0 მმ დალექვა	I	16,7	4,1	40,0
	II	30,6	7,6	26,3
	III	19,4	4,8	18,0
	IV	33,3	8,2	7,8
	სულ	100,0	24,7	20,84

როგორც ცხრილიდან ჩანს მსხვილფრაქციული პროდუქტის შემდგომი გამდიდრებით მიიღება მანგანუმის მესამე ხარისხის კონცენტრატი 40% Mn-ის შემცველობით და 4,1% გამოსავალით, რაც შეეხება მიღებულ სხვა პროდუქტებს, მომხმარებლის უქონლობის გამო უნდა დასაწყობდეს.

როგორც შერეული მადნების დალექვით და მძიმე სუსპენზიებში გამდიდრების შედეგების ანალიზიდან ჩანს მსხვილი ფრაქციიდან შეუძლებელია დაბალი კაჟმიწის შემცველობის კარბონატული კონცენტრატის მიღება, რაც შესაძლებელია მისი 5-0 მმ-მდე დაფქვით და დალექვით. თუ გავითვალისწინებთ მადნის მძიმე სუსპენზიებში გამდიდრების ტექნოლოგიის სირთულეს და ეკონომიკურად ძვირად ღირებულ პროცესს. მიზანშეწონილია შერეული მადნების სხვადასხვა ფრაქციებად დაყოფა და დალექვით გამდიდრება, რასაც ითვალისწინებს ჩვენს მიერ რეკომენდირებული ტექნოლოგიური სქემა.

შერეული მადნის რეკომენდებული სქემით გამდიდრების ტექნოლოგიური მაჩვენებლები მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილში 32.

ცხრილი 32

შერეული მადნების გამდიდრების ტექნოლოგიური მაჩვენებლები

პროდუქტები	დარკვეთის მადანი			ითხვისის მადანი		
	გამოსავალი %	Mn-ის შემცველობა %	ამოკრეფა %	გამოსავალი %	Mn-ის შემცველობა %	ამოკრეფა %
ჟანგეული კონც.	5,7	44,6	15,5	25,2	47,7	58,6
კარბონატული კონც.	28,0	26,8	45,7	14,4	36,6	18,7
მსხვილფრაქციული კონც.	12,5	24,1	18,4	5,2	25,5	6,5
კუდები და შლამები	53,8	6,2	20,4	55,2	6,0	16,2
შემოსული მადანი	100,0	16,4	100,0	100,0	20,5	100,0
ჟანგეული	15,0	20,8	–	72,4	22,2	–
კარბონატული	85,0	15,6	–	27,6	16,2	–

როგორც ცდებმა აჩვენა მანგანუმის ერთნაირი შემცველობის სინჯებიდან რომელნიც სხვადასხვა ზეგანზე იქნა აღებული ერთნაირი ტექნოლოგიური

მაჩვენებლები არ მიიღება, როგორც გაირკვა გამდიდრების ტექნოლოგიური მაჩვენებლები დიდადაა დამოკიდებული მადნის მინერალურ შემადგენლობაზე და სტრუქტურულ აგებულებაზე. მინერალური და სტრუქტურული გავლენა გამდიდრების მაჩვენებლებზე მცირდება მადნის შედარებით წვრილად დამტვრევისას, რადგან მადნეული მინერალების გამოთავისუფლება ფუჭი ქანისაგან იზრდება.

4.5. მსხვილფრაქციული კარბონატული პროდუქტის სილიკომანგანუმის წარმოებაში გამოყენების ტექნიკურ-ეკონომიკური დასაბუთება

მსხვილნაჭროვანი სპეცპროდუქტი _ როგორც ახალი სახის პროდუქტი თავისი ქიმიური, მინერალოგიური და ფრაქციული შემადგენლობით (ცხრილი 33) და მიღების ტექნოლოგიით რეგისტრირებული იქნა «საქპატენტში» როგორც გამოგონება.(№ P3469).

ცხრილი 33

სპეცპროდუქტის ფაზური შემადგენლობა (%)

საერთო მანგანუმი	კარბონატული მინერალების სახით	ოქსიდების სახით
16-22	68-74	30-25

ცხრილი 34

სპეცპროდუქტის ქიმიური შემადგენლობა (%)

Mn	MnO ₂	SiO ₂	CaO	MgO	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	P	დანაკარგები გამოწვისას
16_22	3_5	35_40	5_11	1_2,5	2,8_3	2_3	0,14_0,17	18_23

ზესტაფონის ფეროშენადნობთა ქარხანაში სილიკომანგანუმის დნობის ტექნოლოგია ითვალისწინებს კაზმში მაღალხარისხოვანი მანგანუმის კონცენტრატის, კვარცის და მეორადი წიდის გამოყენებას.

სილიკომანგანუმის კაზმში კვარცის ნაცვლად სპეცპროდუქტის გამოყენების ვარგისიანობის დადგენის მიზნით აღნიშნული პროდუქტი მიეწოდება ზესტაფონის ფეროშენადნობთა ქარხანას. 2004 წლის 11 და 12 თებერვალს ცდები ჩატარდა «ფეროს»¹²⁵ ელექტროდუმელში, სადაც კაზმში კვარცის ნაცვლად გამოყენებულ იქნა სპეცპროდუქტი, რომელიც დამზადებულ იქნა ითხვისის მადაროს მამდიდრებელ ფაბრიკაში. დნობის ტექნიკურ-ეკონომიკური მაჩვენებლები დაფიქსირებულია სამრეწველო დნობის აქტში (იხ. დანართი).

კომისია თვლის, რომ კვარციტების ნაცვლად ჭიათურის კარბონატული მადნის _ სპეცპროდუქტის გამოყენება ეფექტურია.

მიღებული ტექნოლოგიური მაჩვენებლების საფუძველზე ჩატარებულ იქნა თვითღირებულების კალკულაციის ანგარიში (ცხრილი 35). მიღებული შედეგები შედარებულ იქნა ბაზურ ვარიანტთან (ცხრილი 36), რითაც დადასტურდა, რომ კვარციტების ნაცვლად მაღალკაჟმიწაშემცველი სპეცპროდუქტის გამოყენება მომგებიანია.

სილიკომანუმის თვითღირებულების კალკულაცია კვარციტის გამოყენებით

№	დანახარჯთა ჩამონათვალი	განზომილება	ერთეულის ფასი (\$)	დანახარჯი 1ტ. პროდუქციაზე	
				ხვედრითი ხარჯი (ტ)	მთლიანი თანხა (\$)
1	იმპორტული მადანი (Mn 45%)	ტ.	160	1,800	288
2	ჭიათურის კონცენტრატი (Mn 45%)	--	67,5	0,444	29,97
3	კოქსი	--	316	0,500	158
4	კვარციტი	--	70	0,550	38,5
5	კირქვა	--	5	0,250	1,25
6	სულ				515,72
7	ნარჩენები: გადასამუშავებელი წიდა (Mn 18%)	ტ.	18,7	0,980	18,326
8	სულ ნარჩენების გამოკლებით	აშშ (\$)			497,394
9	ელ. ენერჯია ტექნოლოგიური	კვტ/სთ	0,0154	4800	73,92
10	ელექტროდის მასა	ტ.	290	0,054	15,65
11	მრგვალი რკინა	--	460	0,0035	1,61
12	ფურცლოვანი ფოლადის გარცმი	--	624,38	0,004	2,49
13	ძირითადი ხელფასი	აშშ (\$)			2,5
14	საცვლელი მოწყობილობა	--			2,8
15	სულ პირდაპირი დანახარჯები	--			596,374
16	გადამუშავების ხარჯები	--			71,28
17	საწარმოო თვითღირებულება	--			667,654
18	არასაწარმოო ხარჯები	--			13,0
19	სრული თვითღირებულება	--			680,654
20	ფოსფორის რაოდენობა ლითონში	%			<0,3

სილიკომანგანუმის თვითღირებულების კალკულაცია მაღალკაჟმიწაშემცველი
მსხვილფრაქციული პროდუქტის გამოყენებით

№	დანახარჯთა ჩამონათვალი	განზომილება	დანახარჯი 1ტ. პროდუქციაზე		მთლიანი თანხა (\$)
			ხვედრითი ხარჯი (ტ)	ერთეულის ფასი (\$)	
1	სპეცპროდუქტი (Mn 20%)	ტ.	1,905	11,5	21,91
2	იმპორტული მადანი (Mn 45%)	--	1,000	160	160
3	ჭიათურის კონცენტრატი (Mn 45%)	--	0,400	67,5	27
4	კოქსი	--	0,650	316	205,4
5	კირქვა	--	0,176	5,0	0,88
6	სულ				415,19
7	ნარჩენები: გადასამუშავებელი წიდა (Mn 18%)	ტ.	1,100	18,7	20,57
8	სულ ნარჩენების გამოკლებით	აშშ (\$)			394,62
9	ელ. ენერგია ტექნოლოგიური	კვტ/სთ	5118	0,0154	78,82
10	ელექტროდის მასა	ტ.			15,66
11	მრგვალი რკინა	--	0,054	290	1,61
12	ფურცლოვანი ფოლადის გარცმი	--	0,0035	460	2,49
13	ძირითადი ხელფასი	აშშ (\$)	0,0041	624,38	2,5
14	საცვლელი მოწყობილობა	--			2,8
15	სულ პირდაპირი დანახარჯები	--			498,5
16	გადამუშავების ხარჯები	--			71,28
17	საწარმოო თვითღირებულება	--			569,78
18	არასაწარმოო ხარჯები	--			13,0
19	სრული თვითღირებულება	--			582,78
20	ფოსფორის რაოდენობა ლითონში	%		<0,3	

4.6. მსხვილფრაქციული პროდუქტის მიღების ტექნოლოგიის ეკონომიკური ეფექტიანობის დასაბუთება

ვინაიდან სპეცპროდუქტის მიღება ხდება მადნის გამდიდრების პროცესის დასაწყისში – მეორე დამტვრევის ციკლში, იგი გამდიდრების დანარჩენ ეტაპს არ გადის. კერძოდ არ ხდება მისი დამტვრევა 16-0 მმ-მდე, მორეცხვა და დალექვა, რომლის დროსაც ზემოთაღნიშნული პროდუქტის 30% იკარგება შლამში, დანარჩენის ტრანსპორტირება ხდება რკინიგზის ვაგონებით ცენტრალურ დამყვან ფაბრიკამდე, სადაც იგი გადის გამდიდრების სრულ ციკლს და 5-0 მმ-მდე დამტვრეული საწყობდება როგორც აგლოკონცენტრატი. მთელი ამ ციკლის დროს პროდუქტის 1 ტონის გატარების ღირებულება არის: ტრანსპორტირება ცენტრალურ დამყვან ფაბრიკამდე – 1 ლარი, ცდგ-ში გამდიდრების თვითღირებულება – 4,3 ლარი, მიღებული აგლოკონცენტრატის დასაწყობების ღირებულება $0,5 \text{ ტ} \times 0,60 \text{ ლ} = 0,3$ ლარი. სრული ღირებულება იქნება $1 + 4,3 + 0,3 = 5,6$ ლარი ე.ი. ერთი ტონა მსხვილფრაქციული პროდუქტის გადამუშავება ცდგ-ზე წარმოებს აძლევს 5,6 ლარის ზარალს.

2006 წლის პირველ ნახევარში გადატვირთულია 6 100 ტონა მსხვილფრაქციული პროდუქტი, რომლის რეალიზაციით მიღებულმა შემოსვალმა შეადგენა 132 380 ლარი. მხოლოდ ითხვისის მაღაროს მამდიდრებელ ფაბრიკაში შემოთავაზებული ტექნოლოგიის დანერგვით მოსალოდნელი ეკონომიკური ეფექტი შეადგენს 303 193 აშშ დოლარს (იხ. დანართი).

დასკვნა

1. ჭიათურის საბადოს მანგანუმის კარბონატული მადნები, რომელთა ნაწილის სელექციურად მოპოვება და ფაბრიკაზე მიწოდება რეკომენდებულია გამდიდრდეს დალექვით 5_0 მმ დაფქვის შემდეგ, რაც საშუალებას იძლევა მიღებულ იქნეს დაბალკაჟმიწა შემცველი კარბონატული მანგანუმის კონცენტრატი 37% გამოსავლით და 26% მანგანუმის შემცველობით.

2. მანგანუმის შერეული მადნების გამდიდრებაზე ჩატარებულმა კვლევებმა აჩვენა, რომ 16-5 მმ ფრაქციიდან მძიმე სუსპენზიებში გამდიდრების მეთოდით ვერ მიიღება კონდიციონირებული კარბონატული კონცენტრატი.
3. შერეული მადნების არჩევითობის დამტკრევის თვისება შესაძლებლობას იძლევა მადანი გაიყოს მსხვილ-კარბონატულ და წვრილ-ჟანგეულ ფრაქციებად და მათი გამდიდრება მოხდეს ცალცალკე.
4. მეორადი დამტკრევის შემდეგ მიღებული +16 მმ ფრაქციის მანგანუმის კარბონატული მინერალებით წარმოდგენილი პროდუქტის შემდგომი დამტკრევა-დაფქვა და გამდიდრება არ იძლევა საბოლოო კონდიციურ კონცენტრატებს.
5. კვლევების საბოლოო შედეგების გაანალიზებით შეირჩა შერეული მადნების გამდიდრების ტექნოლოგია და რომელიც პრაქტიკულად დაინგრა ითხვისის მადაროს ცენტრალურ მამდიდრებელ ფაბრიკაში.
6. ჩვენს მიერ რეკომენდირებული ტექნოლოგიის დანერგვით მოსალოდნელი ეფექტი, მხოლოდ ერთ მამდიდრებელ ფაბრიკაში შეადგენს 303 113 აშშ დოლარს (იხ. დანართი).

თავი V. მანგანუმის მადნის შლამების გამდიდრება

5.1. ზოგადი მიმოხილვა

მანგანუმის შლამების გამდიდრების საკითხებზე მუშაობდა მრავალი ინსტიტუტი, რომელთა კვლევის შედეგები გაშუქებულია სხვადასხვა საჟურნალო სტატიებში, მონოგრაფიებში თუ ნაშრომთა კრებულებში [1,2,3,4].

ღარიბი შლამებიდან მანგანუმის ამოკრეფისათვის დამუშავებულია გამდიდრების ქიმიური, ფლოტაციური და კომბინირებული მეთოდები. შესწავლილია მანგანუმის მინერალების ფლოტაციური თვისებები და დადგენილია მათი ფლოტაციური

რიგითობა. მრავალი კვლევების შედეგები წარმოებაში ვერ იქნა დანერგილი უმნიშვნელო ტექნოლოგიური ეფექტის გამო ან ეკონომიკური მიზეზებით.

სამრეწველო ფლოტაცია საშუალებას იძლევა შლამებიდან ამოკრეფილ იქნეს 15-18% Mn, რომელიც საკმარისი არ არის ფლოტაციური პროცესებისათვის.

ჭიათურის მანგანუმის შლამების კვლევისას დადგენილ იქნა, რომ მასში კარბონატული მანგანუმის 25-30%-ის შემცველობის შემთხვევაში შეუძლებელია მაღალხარისხოვანი ჟანგეული კონცენტრატის მიღება კოლექტიური ფლოტაციით.

დადგენილია, რომ მანგანუმის კარბონატული და მყიფე და ჭვარტლისებური ჟანგეული მინერალების ერთად დაფქვა იწვევს ამ უკანასკნელის გადაფქვას და იზრდება მისი დანაკარგები ფლოტაციის წინ შლამის შესქელებისას, რაც აუარესებს ფლოტაციის ტექნოლოგიურ მაჩვენებლებს. ასეთ პირობებში მნიშვნელოვანია შლამის დაფქვის გარეშე გამდიდრების ტექნოლოგიის დამუშავება.

5.2. ჭიათურის მანგანუმის შლამების გამდიდრება დალექვით

ჭიათურის მანგანუმის მადნის გამდიდრების დროს წარმოიქმნება შლამები, რომელიც გადასამუშავებელი ნედლეულის 35-40%-ს შეადგენს და მასში მანგანუმის შემცველობა (10-14)%-ის ზღვრებშია. იგი წარმოადგენს ჟანგეული და კარბონატული მადნების მექანიკურ ნარევს. შლამების ფრაქციული დახასიათება მოცემულია ქვემოთ მოყვანილ ცხრილში 37.

ცხრილი 37

ჭიათურის მანგანუმის შლამების ფრაქციული დახასიათება

კლასი (მმ)	გამოსავალი (%)		შემცველობა (%)		ამოკრეფა (%)
	ოპერაციიდან	ჯამური	Mn	CaO	
+1,0	3,1	3,1	14,9	3,0	3,6
-1,0+0,5	3,4	6,5	11,8	4,1	3,1
-0,5+0,2	22,1	28,6	13,0	4,2	22,4
-0,2+0,16	26,3	54,9	13,0	3,5	26,6

-0,16+0,074	32,1	87,0	12,8	2,8	32,1
-0,074+0,043	9,8	96,8	11,8	3,0	8,8
-0,043	3,2	100,0	12,7	4,2	3,1
შემოსული შლამი სულ	100,0		12,8	3,1	100,0

როგორც ცხრილიდან ჩანს შლამი შეიცავს 55% 0,16 მმ-ზე მსხვილ ფრაქციას, რომლის გამდიდრება შეუძლებელია მექანიკურ საფლოტაციო მანქანებში დაფქვის გარეშე.

ჩვენს მიერ შესწავლილ იქნა მსხვილფრაქციული მასალის დალექვით გამდიდრების შესაძლებლობა. ცდები ჩტარებულ იქნა 200*200 მმ კამერის ზომის მქონე დიაფრაგმულ სალექ მანქანაზე, რომელიც აღჭურვილი იყო მუდმივი დენის ძრავით და პულსაციის სიხშირის რეგულირება შეიძლებოდა სასურველ ფარგლებში.

პირველად გაკეთდა აღებული სიჯის დეშლამაცია, რომლის დროსაც მიღებულ იქნა -0,16 მმ ფრაქცია. მსხვილი ფრაქცია მიეწოდა სალექ მანქანას.

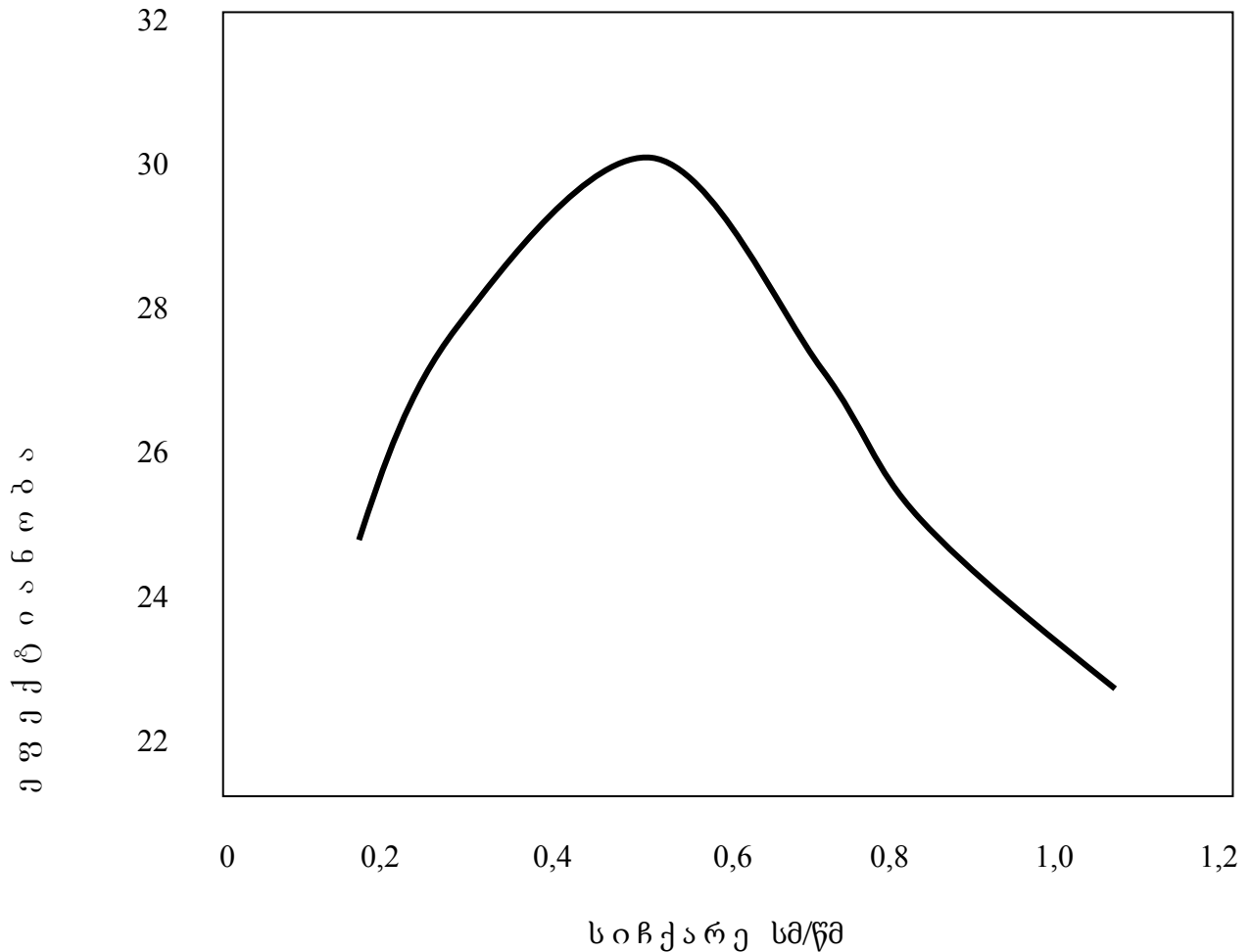
ექსპერიმენტით დადგენილ იქნა ხელოვნური საგების მარცვლის სისხოს და სიმაღლის, წყლის პულსაციის სიხშირის, დალექვაზე შემოსილი მასალის განზავების (T: Ж), ცხრილქვეშა წყლის სიჩქარის და გამდიდრების სხვა პარამეტრების ოპტიმალური სიდიდეები.

ხელოვნური საგების მნიშვნელობა წვრილი კლასის დალექვის პროცესის ეფექტური წარმართვისათვის გაშუქებულ იქნა მრავალ შრომებში[49-53,71-82].

ხელოვნურ საგებში მარცვლის გასვლის მექანიზმი დრემდე სრულად გარკვეული არ არის. შემოთავაზებულია მხოლოდ სხვადასვა ჰიპოტეზები მისი ახსნისათვის[4,6,7,8,]. მიზანშეწონილია საგებში გამავალი მარცვლის დაყოფა სისხოს მიხედვით ორ ჯგუფად: პირველი-რომლის ზომები ნაკლებია საგებ შორის სივრცის ზომებზე და მეორე კი სივრცის ზომებზე სხვილია.

პირველი ჯგუფის მარცვლები საგებში გადის მთელი დალექვის ციკლის დროს. მათი მოძრაობა ხდება ძირითადად მიზიდულობის ძალით და იმ არეს გავლენით

რომელშიდაც ხდება დაღეჟვა. ასეთ ნაწილაკებზე დიდ გავლენას ახდენს ცხრილქვეშა წკლის სიჩქარე, რაც ნათლად ჩანს ნახაზ 10-ზე.



ნახ. 10 გამდიდრების ეფექტურობის დამოკიდებულება ცხრილქვეშა წყლის სიჩქარეზე.

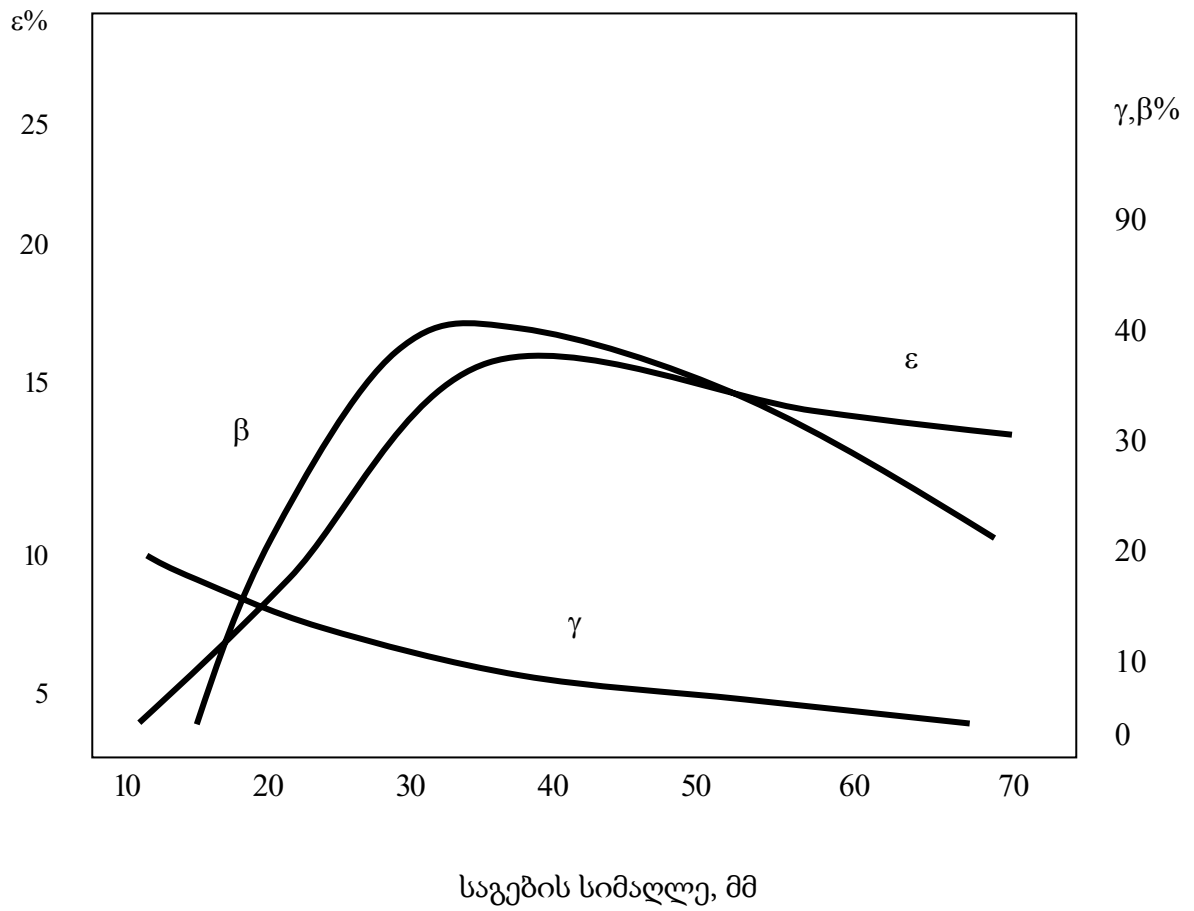
მეორე ჯგუფის მარცვლები კი მაშინ გადიან საგებში, როდესაც გაიზრდება საგების მარცვლებს შორის სივრცე ე.ი. აშლის დროს. როგორც ჩანს ხელოვნური საგები წარმოადგენს თავისებურ ფილტრს, რომელიც ატარებს მძიმე და აკავებს მსუბუქ მინერალებს. ამიტომ იგი მნიშვნელოვანი ფაქტორია წვრილმარცვლოვანი ნადლეულის გამდიდრებისათვის.

საღეჭი მანქანის კამერაში შეიძლება განვასხვავოთ ორი მკაფიოდ გამოყოფილი ზონა: ზედა- საგებზედა ზონა, რომელიც წარმოდგენილია გასამდიდრებელი პროდუქტის შედარებით წვრილი და მსუბუქი მარცვლებისაგან და საგების ზონისაგან, რომელიც წარმოდგენილია შედარებით სხვილი და მძიმე მარცვლებისაგან.

დაღეჭვის განხორციელებისათვის საგები და მასზე არსებული გასამდიდრებელი მასალის ფენა განიცდის აშლას პულსაციის ნახევარციკლის დროს, რათა მძიმე მინერალის მარცვალს შეეძლოს დაბლა გადაადგილება ე.ი. საგები კარგია როდესაც ადვილად იშლება აღმავალი ნაკადის დროს და მჭიდროდ ლაგდება დაღმავალი ჭავლის დროს და საშუალებას არ აძლევს მსუბუქი ფრაქციის მიგრაციას საგების შრეში.

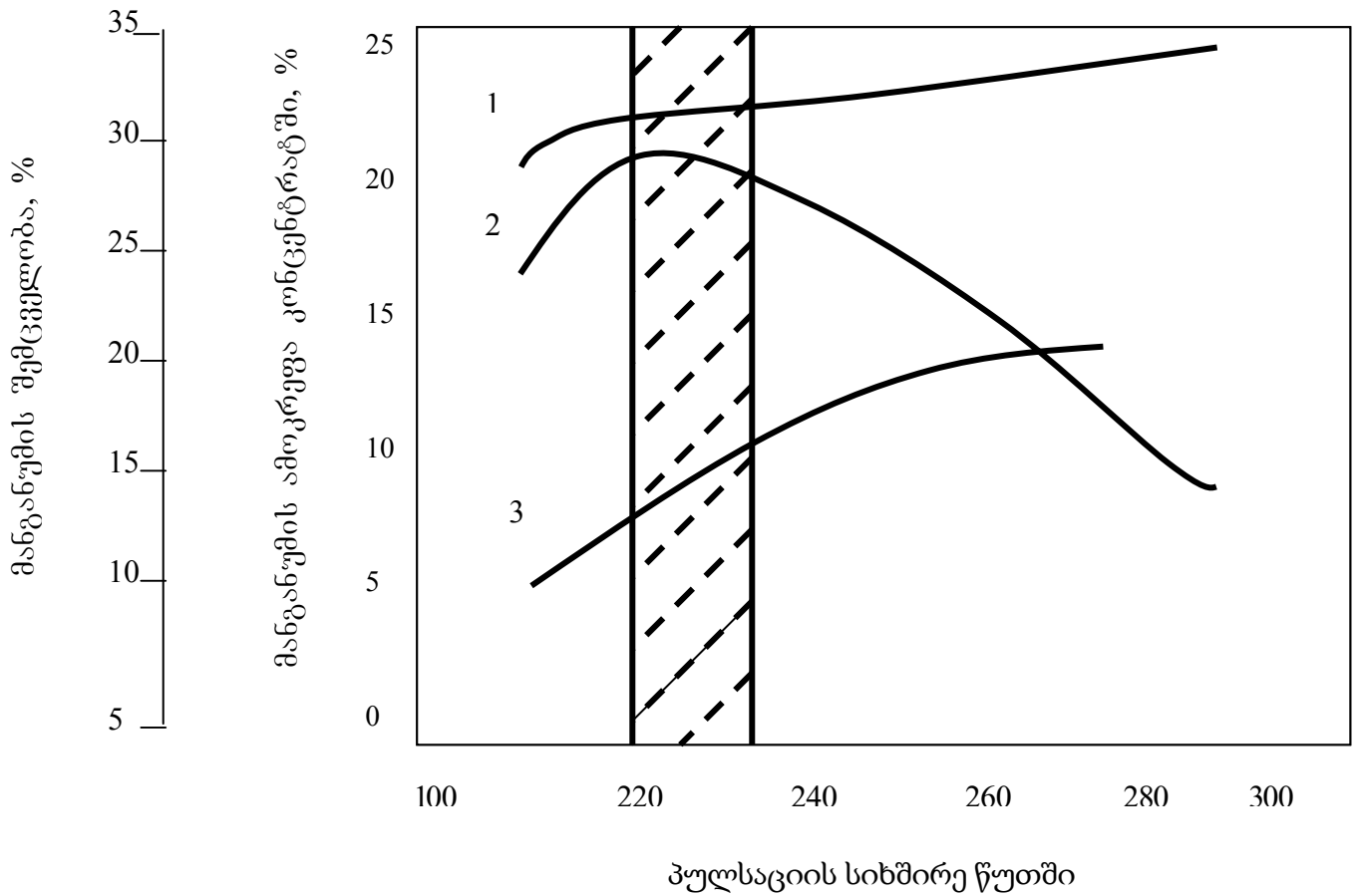
რადგან საგების მინიმალური მარცვლის სისხო რეკომენდირებულია 3-4-ჯერ მეტი გასამდიდრებელი პროდუქტის მარცვლის მაქსიმალურ ზომაზე. ჩვენს მიერ საგებად შერჩეულ იქნა მანგანუმის მადნის პეროქსიდული კონცენტრატი 6-10 და 10-12 მმ ფრაქცია, როგორც ცდებმა აჩვენა საგების სიმაღლის გაზრდით მცირდება ცხრილქვეშა პროდუქტის გამოსავალი.


საგების სიმაღლეზე დამოკიდებული ტექნოლოგიური მაჩვენებლების მრუდიდან (ნახ. 11) ჩანს, რომ მოცემული სისხოს საგების შემთხვევაში არსებობს საგების ისეთი სიმაღლე, რომლის დროსაც მრუდების ხასიათი მკვეთრად იცვლება და რომლის ზემოთაც პროცესის ტექნოლოგიური მაჩვენებლები შედარებით სტაბილური ხდება ე.ი. საგების სიმაღლე კრიტიკული ხდება, რომლის ზემოთ გამდიდრების მაჩვენებლები უარესდება.



ნახ. 11 ტექნოლოგიური მაჩვენებლების დამოკიდებულება
საგების სიმაღლეზე

ექსპერიმენტით დადგენილ იქნა პულსაციის სიხშირის გავლენა გამდიდრების ტექნოლოგიურ მაჩვენებლებზე (ნახაზი 12).



 მუშა რხევის ინტერვალი

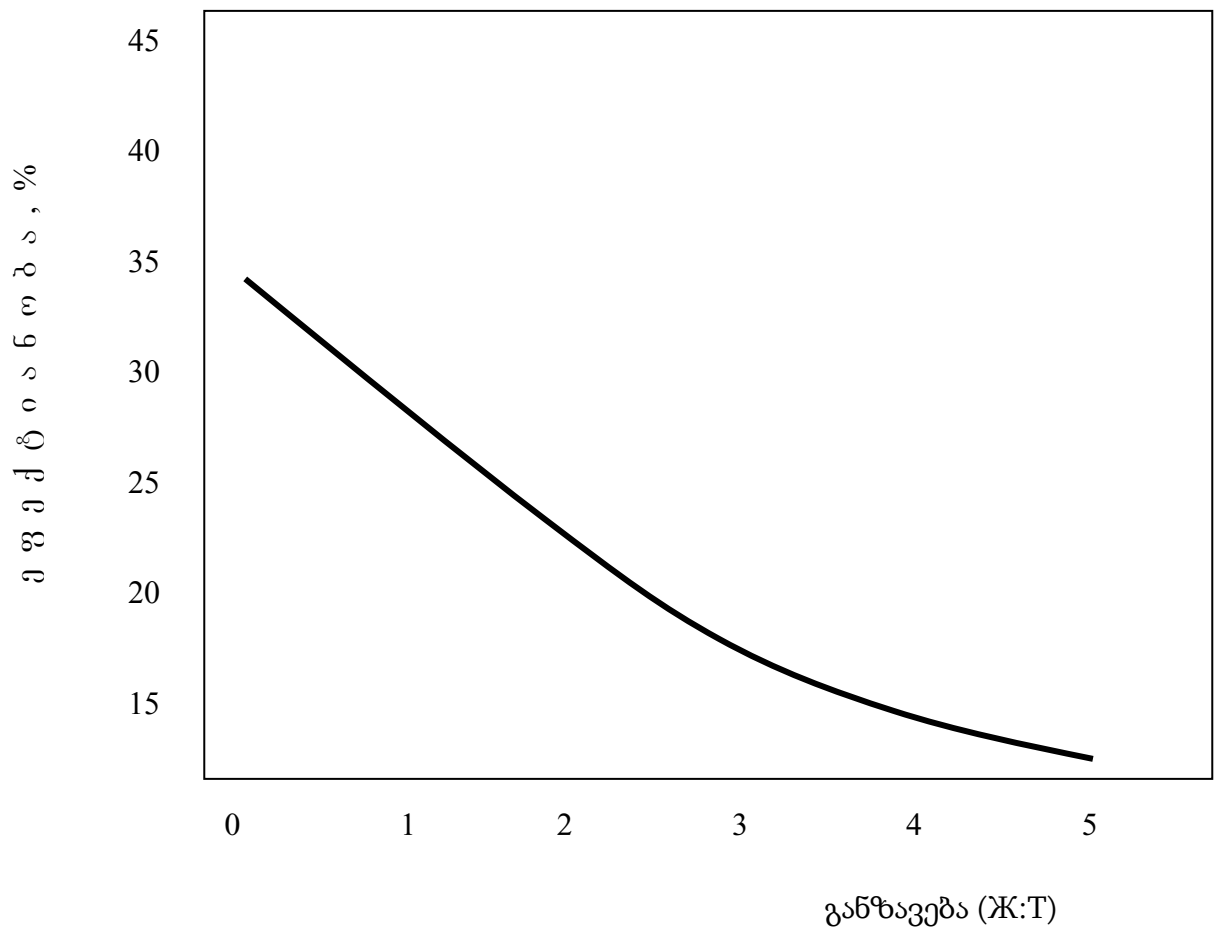
ნახ. 12 2-0,16 ფრაქციის მანგანუმის შლამის დალექვის ტექნოლოგიური მაჩვენებლების დამოკ. წყლის პულსაციის სიხშირეზე

1. მანგანუმის შემცვ. კონც.
2. მანგანუმის ამოკრეფა კონცენტრატში;
3. მანგანუმის შემცველობა კუდებში

მანგანუმის კველაზე მაღალი ამოკრეფა და კონცენტრატის მაღალი ხარისხი მიიღება 220-230 კულსი/წთ. დროს. პულსაციის სიხშირის გაზრდისას იზრდება კონცენტრატის ხარისხი, მაგრამ საგრძნობლად მცირდება მანგანუმის ამოკრეფა კონცენტრატში, რაც მიუთითებს იმაზე, რომ წვრილი კლასის დალექვისათვის პულსაციის მაღალი რიცხვი გაუმართლებელია. ეს იმით აიხსნება, რომ დაიფრაგმის დაბალი რხევის დროს სალექ მანქანაში წყალი მაღლა დაბლა მოძრაობს ამპლიტუდის შესაბამისად. სიხშირის გაზრდისას სითხე მანქანის ზედაპირზე განსაზღვრული სიხშირის დროს განიცდის გვერდით რხევებს. შემდგომი გაზრდისას კი ზედაპირზე წარმოიქმნება ტალღები. მათი შერწყმისას სალექი მანქანის შუაგულში წარმოიქმნება წყლის სვეტი, რომლის რხევა ბევრად აღემატება დაიფრაგმის რხევის ამპლიტუდას.

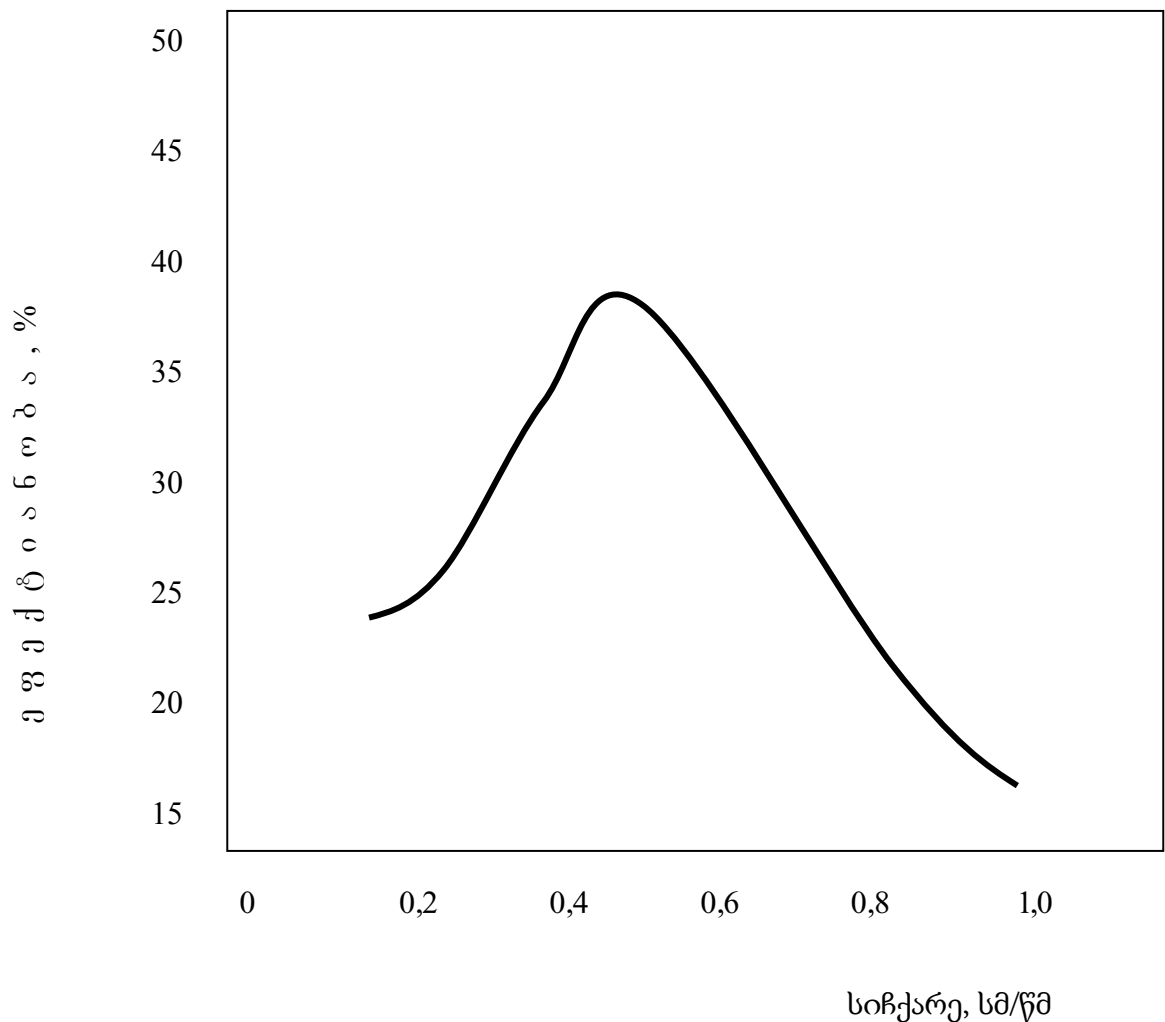
დიდი მნიშვნელობა ენიჭება დალექვაზე შემოსულ მასალაში მყარი მასალის და წყლის რაოდენობის ფარდობას (T:Ж). როგორც ცდებმა აჩვენა წყლის რაოდენობის გაზრდა შემოსულ მასალაში მკვეთრად ამცირებს გამდიდრების ეფექტიანობას, რაც იმით აიხსნება, რომ ნედლეულთან შემოსული წყალი სალექ მანქანაში ზრდის დაღმავალ ჭავლს, რომელიც თანწარიტაცებს წვრილფრაქციულ მსუბუქ მარცვლებს, რომელიც ადვილად გადის საგების მარცვლებს შორის სივრცეებში მაშინაც კი როდესაც საგები წყნარ, არაგაფხვიერებულ მდგომარეობაშია.

როგორც ნახაზი 13-დან ჩანს არარეკომენდირებულია გამდიდრებაზე შემოსულ მასალაში T:Ж იყოს 1:1-ზე მეტი.



ნახ. 13 2-0,16 მმ შლამის დალექვის ეფექტურობის დამოკიდებულება შემოსული მასალის განზავებაზე (კ:ტ).

წვრილფრაქციული მასალის გამდიდრების დროს დიდ ყურადღებას საჭიროებს ცხრილქვეშა (აღმავალი ჭავლის) წყლის სიქარე. მისი გაზრდის შემთხვევაში კონცენტრატის გამოსავალი მცირდება და იზრდება მასში მანგანუმის შემცველობა. მცირე სიქარის დროს კი პირიქით. როგორც №14 ნახაზიდან ჩანს გამდიდრების ეფექტიურობა ოპტიმალურია წყლის 0,4-0,6 სმ/წმ სიქარის დროს. მცირე სიქარის დროს ეფექტიურობის შემცირება გამოწვეულია კონცენტრატის გაღარიბებით, დიდი სიქარის დროს კი კონცენტრატის გამოსავალის შემცირებით.



ნახ. 14 2-0,16 მმ ფრაქციის შლამის დალექვის ეფექტიურობის დამოკიდებულება
ცხრილქვეშა წყლის სიჩქარეზე

ცდების შედეგად დადგენილ იქნა მანგანუმის შლამების დალექვის ოპტიმალური ტექნოლოგიური პარამეტრები, რომლის დროსაც მიღებულ იქნა მაქსიმალური ტექნოლოგიური მაჩვენებლები (ცხრილი 38).

ცხრილი 38

მანგანუმის შლამების დალექვის ოპტიმალური პარამეტრები

ფრაქცია (მმ)	დიაფრაგმის სვლა (მმ)	პულსაცია (წთ)	Mn-ის შემცველობა (%)	საგების		კონცენტრატი		
				სისხო (მმ)	სიმაღლე (მმ)	α (%)	β (%)	γ (%)
2-0,16	15-20	220-230	12,6	6-10	40	6,8	36,7	19,8

როგორც ფაზური ანალიზით დადგინდა შლამებში მანგანუმის კარბონატული მინერალების შემცველობა მერყეობს 45-60% ფარგლებში. ამის გამო დალექვით მიღებული კონცენტრატის გამისავლის გაზრდისას მისი დასვრა ხდება კარბონატული მინერალებით, რაც აუარესებს კონცენტრატის ხარისხს.

როგორც მიღებულმა შედეგებმა აჩვენა სრულიად შესაძლებელია 2-0,16 მმ ფრაქციის მანგანუმის შლამის გამდიდრება დალექვით, რომლის დროსაც ხდება ჟანგეული მინერალების მაქსიმალური ამოკრეფა. დარჩენელი პროდუქტი კი შეიძლება გამდიდრდეს კოლექტიური ფლოტაციით, რასაც ვასაბუთებთ შემდგომ პარაგრაფებში.

5.3 შლამების გამდიდრება ფლოტაციური (ქაფიანი სეპარაციის) მეთოდით

როგორც ზემოთ იყო აღნიშნული ჭიათურის მანგანუმის შლამები შეიცავს 55%-ზე მეტ 0,16 მმ-ზე მსხვილ ფრაქციას, რომლის გამდიდრება მექანიკური ფლოტაციით შეუძლებელია მისი დაფქვის გარეშე.

ქაფიანი სეპარაციის მეთოდი წარმოადგენს სრულყოფილ მეთოდს, რომლითაც შესაძლებელია მსხვილმარცვლოვანი შლამების გამდიდრება. ამ მეთოდის ერთ-ერთი ძირითადი ფაქტორია მასში გასამდიდრებელი მასალის მიწოდება უშუალოდ ქაფის ფენაზე, რომელშიც მინერალების მოძრაობა შეიძლება დაიყოს სამ ეტაპად:

1. მინერალის მოძრაობა ჰაერში, რომლის დროსაც ნაწილაკის მიერ განვითარებული სიჩქარე რდამოკიდებულია ვარდნის მანძილზე და ნაწილაკის მასაზე.

2. ნაწილაკის მოძრაობა ქაფში მანამ სანამ მისი სიჩქარე არ გახდება ნულის ტოლი.

3. ნაწილაკის დამაგრება ჰაერის ბუშტულაზე და მისი ამოტანა ზედაპირზე.

ჰაერის ბუშტულის მინერალიზაცია ხდება მასზე მინერალის დაჯახებით. წარმოქმნილი ფლოტოკომპლექსი ქაფის ზედაპირზე ამოიტანება თუ მისი წონა ნაკლები იქნება ამომგდები ძალისა და ფიდროდინამიკური ძალის ჯამზე. ამ უკანასკნელის სიდიდე კი ტოლია ქვემოთ მოძრავი ქაფის მიერ ფლოტოკომპლექსზე მოქმედი ნაწილებისა.

საფლოტაციო პულპის კონდიცირება წარმოადგენს ერთ-ერთ მნიშვნელოვან მექანიზმს, რომელზედაც დიდადაა დამოკიდებული ფლოტაციური პროცესის ოპტიმალური წარმართვა.

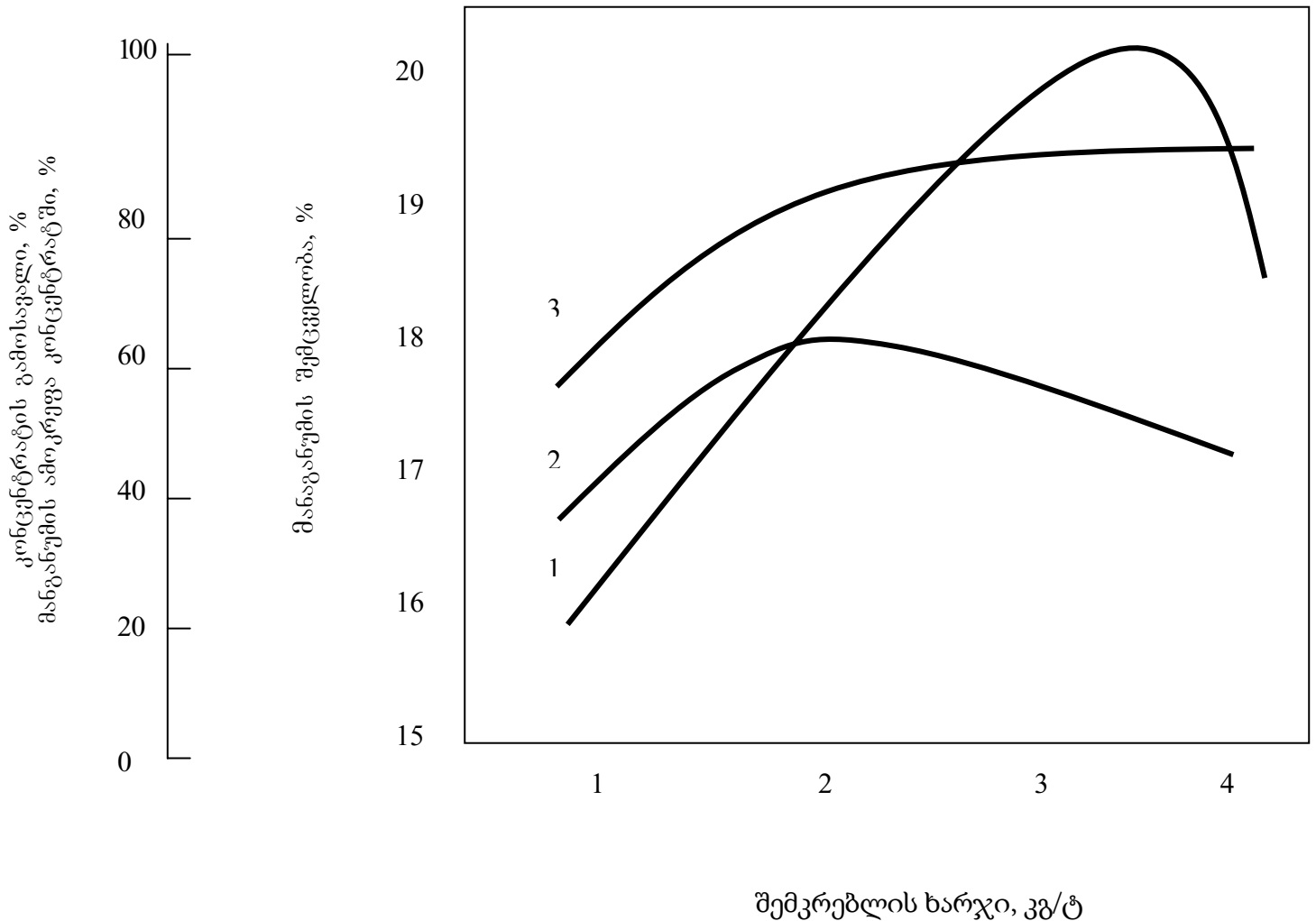
ეს საკითხი განსაკუთრებით აქტუალური გახდა ბოლოწლებში, როდესაც წარმოებაში დაინერგა მსხვილი ფრაქციული ნედლეულის გამდიდრება ქაფიანი სეპარაციის მანქანებით.

როგორც მკვლევარები აღნიშნავენ მსხვილი მარცვლების წარმეტებით ფლოტირებისათვის აუცილებელია მისი შედარებით ხანგრძლივი კონტაქტირება შემკრებლებთან ვიდრე წვრილი მარცვლებისა.

ქაფიანი სეპარაციის დროს მინერალიზირებული ჰაერის ბუშტუზე არ მოქმედებს ძალები, რომელნიც წარმოიქმნებიან მექანიკურ მანქანებში როტორის ბრუნვის შედეგად. ყოველივე ამით განპირობებულია შედარებით მსხვილმარცვლოვანი მინერალის მიმგრება ქაფის ბურთულაზე.

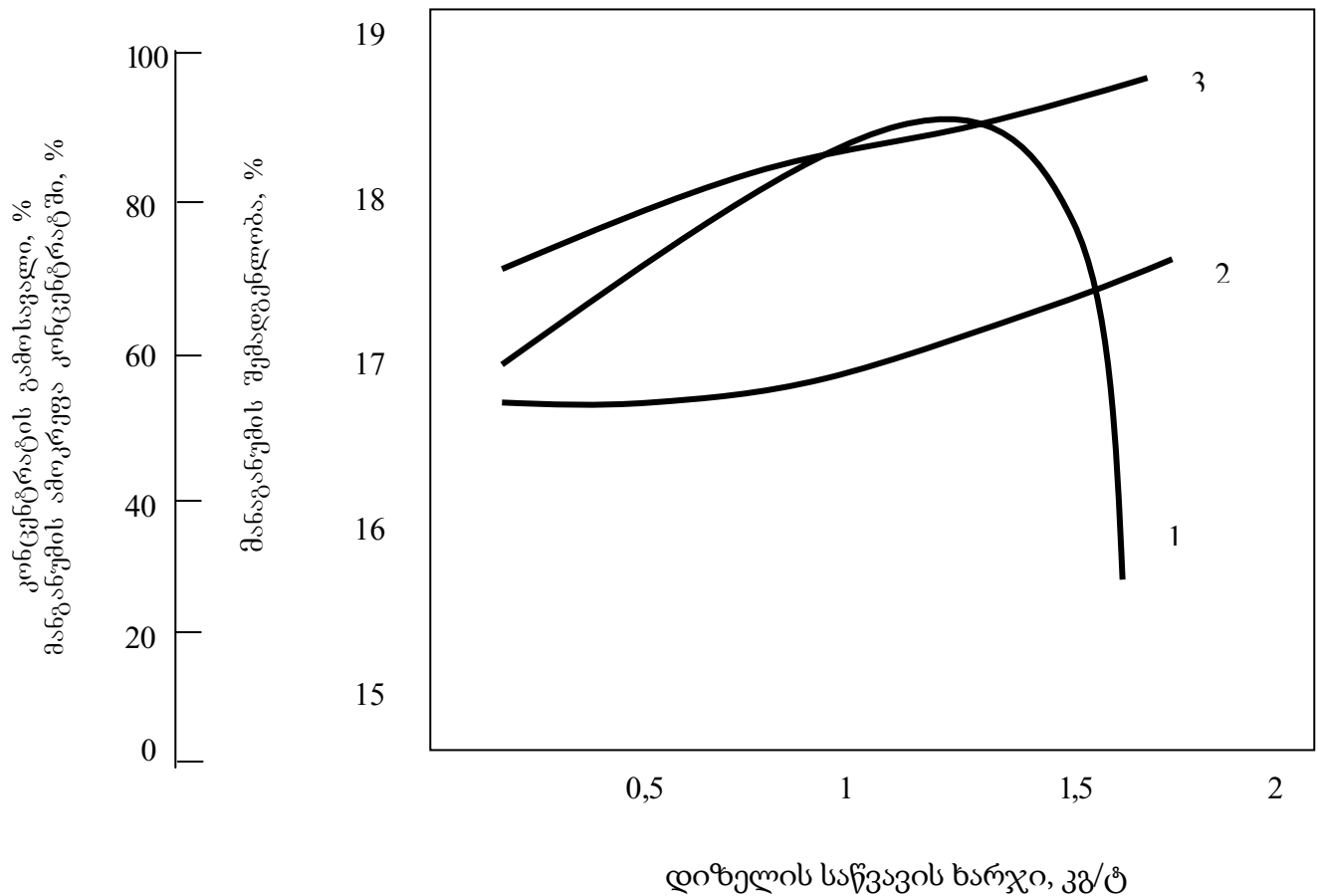
საცდელი სამუშაოები ჩატარდა ათი ლიტრი მოცულობის ქაფიანი სეპარაციის მანქანაზე. კვლევის საგანს წარმოადგენდა რეაგენტების ოპტიმალური ხარჯისდადგენა, PH-ის, ტემპერატურის გავლენა შლამის ქაფიანი სეპარაციით გამდიდრების პროცესზე.

დადგენილ იქნა, რომ პულპის ტემპერატურის გაზრდა აუმჯობესებს ქაფიანის სეპარაციის შედეგს, რაც აიხსნება ნედლი ტალის ზეთის საპნის უკეთ ხსნადობით და მდგრადი ქაფის წარმოქმნით (ნახაზი 15).



ნახ. 15 შემკრებლის ხარჯის გავლენა ქაფიანი სეპარაციის შედეგებზე

1 _ მანგანუმის შემცველობა კონცენტრატში, %;
 2 _ კონცენტრატის გამოსავალი, %;
 3 _ მანგანუმის ამოკრეფა კონცენტრატში, %
 ოპტიმალური შედეგი მიღებულ იქნა შემკრებლის (ტალის ზეთის) 3-3,5 კგ/ტ და 1-1,2კგ/ტ დიზელის საწვავის ხარჯისას (ნახაზი 16).



ნახ. 16 დიზელის საწვავის ხარჯის გავლენა ქაფიანი სეპარაციის შედეგებზე.

- 1 _ მანგანუმის შემადგენლობა კონცენტრატში, %;
- 2 _ კონცენტრატის გამოსავალი, %;
- 3 _ კონცენტრატის ამოკრეფა, %.

როგორც 39 ცხრილიდან ჩნას კოლექტიური ფლოტაცია საშუალებას იძლევა მირებულ იქნას კონცენტრატი მანგანუმის 26%-მდე შემცველობით და 74% ამოკრეფით.

ცხრილი 39

მანგანუმის შლამების კოლექტიური ქაფიანი სეპარაციის შედეგები

პროდუქტი	გამოსავალი (%)	Mn-ის შემცველობა (%)	Mn-ის ამოკრეფა (%)
1. კონცენტრატი	33,6	24,20	67,5
კუდები	66,4	5,09	32,5
გასამდიდრებელი შლამი	100,0	12,03	100,0
2. კონცენტრატი	34,5	26,20	74,8
კუდები	65,5	4,70	25,2
გასამდიდრებელი შლამი	100,0	12,1	100,0

ვინაიდან ექსპერიმენტის ანალიზის და დაგეგმვის მათემატიკური მეთოდი წარმოადგენს ექსპერიმენტების რაოდენობის შემცირების ერთ-ერთ გზას[83,84]. ოპტიმალური რეჟიმის შერჩევისათვის ქაფიანი სეპარაციის ცდები დაგეგმილი იქნა ლათინური კვადრატის მეთოდით (ცხრილი 40, 41).

კარბონატული ქაფიანი სეპარაციის ექსპერიმენტების დაგეგმვის მატრიცა

№	X ₁	X ₂	X ₃	γ %	Mn %	ε %
1	0	0,5	5	5,1	21,1	8,9
2	1	1,0	8	14,2	22,3	25,9
3	2	2,0	12	20,1	24,7	40,7
4	3	2,5	15	21,1	25,3	44,1
5	1	2,5	5	19,4	24,7	39,6
6	0	2,0	8	18,5	19,1	29,2
7	3	1,0	1	15,9	22,9	29,8
8	2	0,5	15	17,9	25,3	37,1
9	2	1,0	5	18,3	21,9	33,4
10	3	0,5	8	18,0	22,1	29,5
11	0	2,5	12	20,9	23,8	41,4
12	1	2,0	15	18,8	24,7	38,7
13	3	2,0	5	18,7	24,0	37,7
14	2	2,5	8	19,7	24,0	39,4
15	1	0,5	12	18,1	23,7	35,2
16	0	1,0	15	19,0	24,0	37,4

ქანგეული ქაფიანი სეპარაციის ექსპერიმენტების დაგეგმვის მატრიცა

№	X ₁	X ₂	X ₃	γ %	Mn %	ε %
1	0	1,5	8	2,0	26,1	4,3
2	1	2,0	8	4,9	35,9	14,4
3	2	4,0	8	11,9	27,3	25,6
4	3	3,0	8	5,0	36,9	15,2
5	1	4,0	12	16,0	26,5	35,2
6	0	3,0	12	11,2	31,9	29,5
7	3	1,5	12	4,6	38,5	14,5
8	2	2,0	15	5,9	37,0	17,9
9	2	3,0	15	10,9	38,0	34,5
10	3	1,5	15	13,0	38,6	41,8
11	0	2,0	15	7,9	35,8	23,8
12	1	1,5	20	5,2	38,0	19,6
13	3	2,0	20	9,9	38,7	31,9
14	2	1,5	20	5,9	38,1	18,7
15	1	3,0	20	10,8	37,7	33,4
16	0	4,0	20	12,8	36,9	38,7

ცხრილში:

X₁ _ არის სოდის ხარჯი, კგ/ტ;

X_2 – ნედლი ტალის ზეთის საპნის ხარჯი, კგ/ტ;

X_3 – პულპის დრო, წამებში;

ცდების დროს უცვლელი იყო:

1. ხსნადი მინის ხარჯი – 0,8 კგ/ტ;
2. ჰაერის წნევა აერატორებში – 1,2 ატმ;
3. პულპის სიმკვრივე აგიტაციის დროს – (55-60)5.

ექსპერიმენტალური მონაცემების გამოთვლით – მანქანის მათემატიკური დამუშავების შედეგად მიღებული იქნა ქვემოთ მოყვანილი მოდელი:

კარბონატული ქაფიანი სეპარაციისათვის

$$\gamma = 5,9X_1 + 5,28X_2 + 1,23X_3 - 0,5X_1^2 + 0,17X_2^2 - 0,007X_3^2 - 0,64X_1X_2 - 0,26X_1X_3 - 0,2X_2X_3 - 0,90$$

კორელაციური დამოკიდებულება $\eta_{(\alpha)}=0,751$

$$Mn = 2,5X_1 - 3,58X_2 - 0,31X_3 - 0,51X_1^2 + 0,17X_2^2 + 1,47X_3^2 + 0,04X_1X_2 + 0,30X_1X_3 - 0,10X_1X_3 - 0,06X_2X_3 + 22,83$$

$$\eta_{(Mn)}=0,739$$

$$\varepsilon = 14,74X_1 + 1,85X_2 + 1,42X_3 - 1,69X_1^2 + 3,08X_3^2 + 0,06X_3^2 - 0,68X_1X_2 - 0,67X_1X_3 - 0,37X_2X_3 + 2,64$$

$$\eta_{(\varepsilon)}=0,881$$

ქანგეული ქაფიანი სეპარაციისათვის

$$\eta_{(\gamma)}=0,821$$

$$Mn = 8,6X_1 + 9,13X_2 + 1,18X_3 - 0,17X_1^2 + 2,30X_2^2 - 0,007X_3^2 - 0,38X_1X_2 - 0,45X_1X_3 + 0,07X_2X_3 + 9,68$$

$$\eta_{(Mn)}=0,871$$

$$\varepsilon = 4,58X_1 + 9,52X_2 + 6,86X_3 + 1,01X_1^2 + 0,07X_2^2 - 0,22X_3^2 - 1,2X_1X_2 + 0,45X_1X_3 + 0,006X_2X_3 - 48,65$$

$$\eta_{(E)}=0,711$$

მეხუთე ტოლობის გამოკვლევამ ექსტრემუმზე აჩვენა, რომ მანგანუმის მაქსიმალური შემცველობა კონცენტრატში – 38,76% მისაღებია ცვლადი პარამეტრების შემდეგი მნიშვნელობის დროს, როდესაც $X_1=2,448$ კგ/ტ, $X_2=2,021$ კგ/ტ; $X_3=15,6$ წთ. მანგანუმის ამ შემცველობას შეესაბამება:

$$\eta_{(Mn-მაქს)}=10,2 \%, \quad \varepsilon_{(Mn-მაქს)}=30,72 \%$$

პროცესის მირებული პარამეტრები წარმოადგენენ ოპტიმალურს კვლევის მოცემულ მომენტში.

ტალის ზეთის ხარჯის გაზრდისას კარბონატულ ფლოტაციაში იზრდება როგორც მანგანუმის შემცველობა ასევე ამოკრეფა კარბონატულ კონცენტრატში, რაც იმით აისნება, რომ კარბონატულ კონცენტრატში ამოიკრიფება მანგანუმის ჟანგეული მინერალები. კარბონატული ფლოტაციის დროს ტალის ზეთის ოპტიმალური ხარჯი შეადგენს 1-1,5კგ/ტ, რომლის დროსაც მიიღება კარბონატული კონცენტრატი 23% მანგანუმის შემცველობით.

ჟანგეული ფლოტაციის დროს ტალის ზეთის ოპტიმალური ხარჯი შეადგენს 2,5კგ/ტ, აგიტაციის დრო კი 15 წუთს.

როგორც ქაფიანი სეპარაციით მიღებული გამდიდრების პროდუქტების ფარქციულმა ანალიზმა აჩვენა, ერთ მილიმეტრზე მსხვილი მასალის ამოკრეფა ვერ ხერხდება კონცენტრატში (ცხრილი 42).

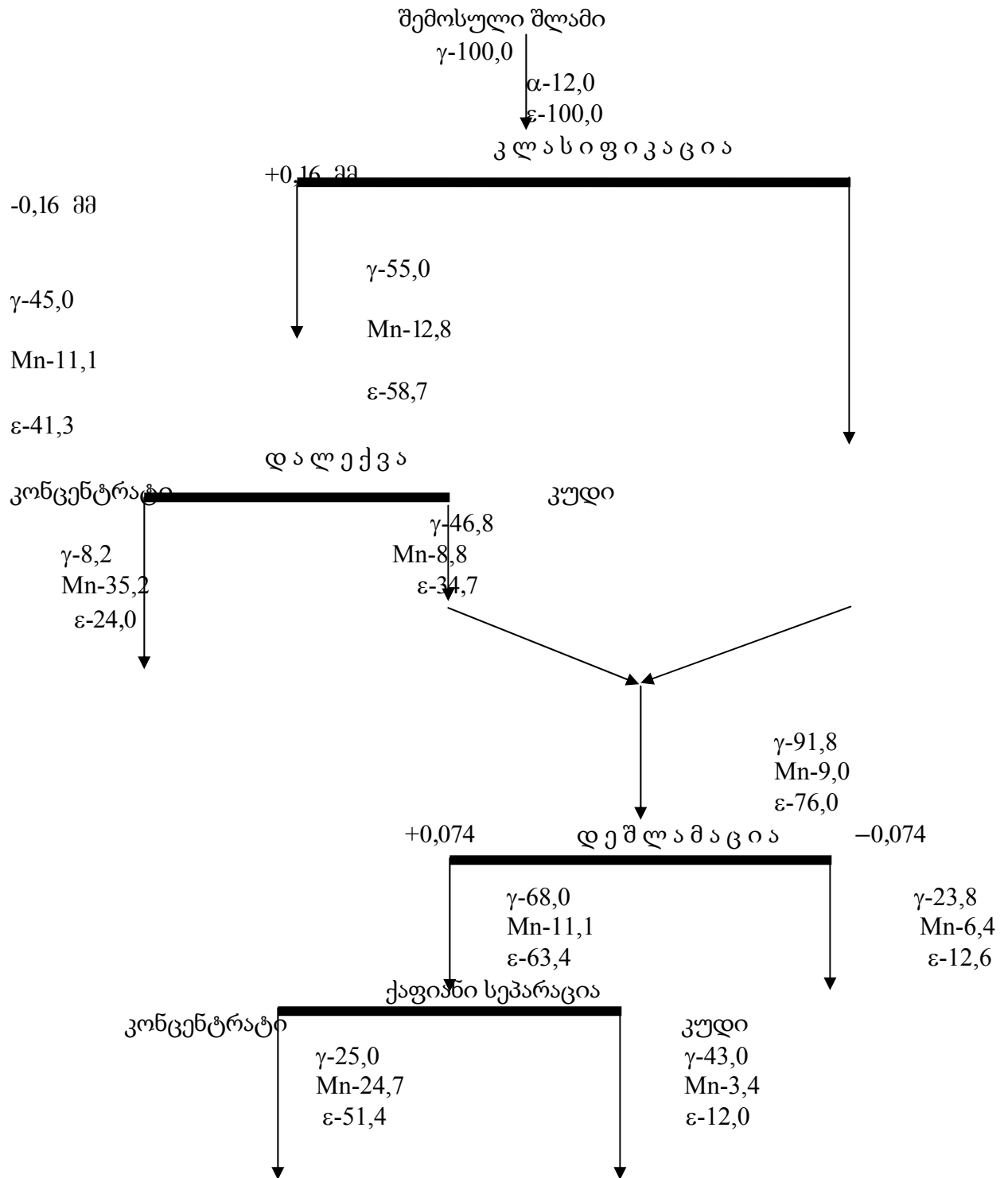
ცხრილი 42

ფარქცია (მმ)	კარბონატული კონცენტრატი		ჟანგეული კონცენტრატი		კუდები	
	γ (%)	β (%)	γ (%)	β (%)	γ (%)	β (%)
+1	--	--	--	--	2,1	10,3

-1+0,5	2,4	18,0	10,3	29,6	20,5	6,7
-0,5+0,25	23,2	21,7	39,1	35,7	30,6	4,6
-0,25+0,16	34,6	22,7	29,1	36,5	27,7	2,1
-0,16+0,10	22,6	22,8	13,3	28,5	13,0	1,7
-0,10+0,074	6,5	22,3	1,0	38,6	2,5	1,7
-0,074+0,04	6,5	21,5	1,0	37,7	2,0	1,7
-0,04	4,2	10,1	1,2	32,1	1,6	2,5
სულ	100,0	22,1	100,0	100,0	100,0	3,9

ამიტომ მოზანშეწონილია წინასწარ მოხდეს შლამების დალექვით გამდიდრება, რომლის დროსაც კონცენტრატში ამოიკრიფება 2-0,16 მმ სისხოს ჟანგეული მინერალების 75-80%, დალექვის ნარჩენები და -0,16 მმ ფრაქცია კი გამდიდრდეს კოლექტიური ქაფიანი სეპარაციით, რაც უზრუნველყოფს დარცენელი ჟანგეული და კარბონატული მინერალების მაქსიმალურ ამოკრეფას.

ცდებით მიღებულ შედეგებზე დაყრდნობით შედგენიულ იქნა შლამების გამდიდრების ოპტიმალური კომბინირებული ტექნოლოგიური სქემა (ნახაზი 17).



ნახ. 17 ქიათურის მანგანუმის შლამების გამდიდრების სქემა

უნდა აღინიშნოს, რომ შემოთავაზებული ტექნოლოგია ვერ წყვეტს მთლიანი შლამების გამდიდრების საკითხს, რადგან რჩება უწვრილესი შლამები, რომელნიც შეადგენენ “ჭიათურმანგანუმი“-ს მადნის შლამების 25-30%-ს და რომელთა გამდიდრება შესაძლებელია მხოლოდ ქიმიური მეთოდებით.

დასკვნა

1. ექსპერიმენტით დაგენილ იქნა მანგანუმის მადნის მორეცხვის შედეგად წარმოქმნილი მსხვილფრაქციული 2-0,16 მმ შლამის გამდიდრება დალექვით.
2. შეირჩა ხელოვნური საგების ოპტიმალური სისხო და შრის სიმაღლე.
3. მანგანუმის კონცენტრატის მაღალი ხარისხი და ნასში მანგანუმის ამიკრეფა მიიღწევა წყლის 220-240 პულსი/წთ. დროს.
4. წვრილფრაქციული პროდუქტის დალექვით გამდიდრების დროს დიდ ყურადღებას საჭიროებს ცხრილქვეშა მიწოდებული წყლის სიჩქარე, რადგან მის ოპტიმალურზე (0,6-0,8 სმ/წთ) გაზრდის შემთხვევაში საგრძნობლად მცირდება კონცენტრატის გამოსავალი.
5. ცდების შედეგად დადგენილ იქნა 2-0,16 მმ ფრაქციის მანგანუმის შლამის დალექვით გამდიდრების ოპტიმალური მაჩვენებლები.
6. ქაფიანი სეპარაციით შლამების გამდიდრებისას დადგინდა, რომ გასამდიდრებელი შლამის მაქსიმალური სისხო არ უნდა აღემატებოდეს ერთ მილიმეტრს.
7. მათემატიკური დაგეგმვის მეთოდით შეირჩა ოპტიმალური რეაგენტული რეჟიმი ქაფიანი სეპარაციისათვის.
8. მსხვილი მარცვლების ჰიდროფობიზაციისათვის და მათი ქაფზე დამაგრებისათვის აუცილებელია ცხიმმჟავა შემკრებლებთან ერთად გამოყენებულ იქნეს გაჯერებული ნახშირწყალბადი.

9. ექსპერიმენტებით დადგინდა, რომ 2-0 მმ სისხოს მანგანუმის შლამების გამდიდრებისათვის ეფექტურია კომბინირებული დალექვა-ქაფიანი სეპარაციის სქემა.

10. ცდებით მიღებულ შედეგებზე დაყრდნობით შემუშავებულია და რეკომენდირებულია შლამების გამდიდრების ტექნოლოგიის ოპტიმალური სქემა, რომელიც უზრუნველყოფს სასარგებლო კომპონენტის მაქსიმალურ ამოკრეფას.

საერთო დასკვნები და რეკომენდაციები

1. მანგანუმის მადნის გამდიდრების სფეროში არსებული სამუშაოების ანალიზის საფუძველზე დადგინდა ჭიათურის მანგანუმის შერეული, კარბონატული და ლარიბი მადნების გამდიდრების სრულყოფის გზები.

2. მანგანუმის შერეული, კარბონატული და ლარიბი მადნების ქიმიური, მინერალოგიური და ფაზური ანალიზის საშუალებით დადგინდა მათი გამდიდრებადობის შესაძლებლობა.

3. შემუშავებულია მანგანუმის შერეული, კარბონატული და ლარიბი მადნების გამდიდრების ოპტიმალური ტექნოლოგიური სქემა, რომელიც საშუალებას იძლევა:

- შერეული მანგანუმის მადნებიდან მიღებულ იქნეს მსხვილნაჭრონვანი სპეცპროდუქტი ($Mn \geq 19\%$, $SiO_2 - 35-39\%$, $CaO \geq 5\%$, $P \leq 0,16\%$) და რომელიც რეგისტრირებულია “საქპატენტში”.
- კარბონატული მადნის გამდიდრების შედეგად მიიღება დაბალკაჟმიწაშემცველობის კარბონატული კონცენტრატი ($SiO_2 < 10\%$).

4. მანგანუმის მსხვილფრაქციული შლამების გამდიდრებისათვის რეკომენდირებულია კომბინირებული – დალექვა-ქაფიანი სეპარაციის ტექნოლოგია, რომლის განხორციელების შედეგად სასაქონლო პროდუქციაში მანგანუმის ამოკრეფა იზრდება (3-5)%-ით.

5. ზესტაფონის ფეროშენადნობთა ქარხანაში ჩატარებული საწარმოო ცდებით დადასტურდა სილიკომანგანუმის დნობის პროცესში მსხვილფრაქციული პროდუქტის გამოყენების შესაძლებლობა და როგორც ახალი ტექნოლოგია რეგისტრირებულია “საქპატენტში”.

6. ჩვენს მიერ რეკომენდირებული შერეული მანგანუმის მადნების გამდიდრების ტექნოლოგია დაინერგა ს.ს. “ჭიათუმანგანუმი”-ს ითხვისის მაღაროს მადნის გამდიდრებელ ფაბრიკაში, რომლის პირობითი ეკონომიკური ეფექტი შეადგენს 303 113 აშშ დოლარს.

7. 2006წლის ცხრა თვეში ზესტაფონის ფეროშენადნობთა ქარხანაზე მიწოდებულია 6 100 ტონა მსხვილფრაქციული პროდუქტი, რომლის რეალიზაციით მიღებულმა შემოსავალმა შეადგინა 132 380 ლარი. აღნიშნული პროდუქციის მიწოდება ამჟამადაც გრძელდება.

გამოყენებული ლიტერატურა

1. Гавашели А.В. Марганцевые руды Чиатура-Сачхерского бассейна. Тб., изд. «Сабчота Сакартвело», 1969 г., стр. 85.
2. Фишман М.А. Технология полезных ископаемых, Москва, 1955 г., стр. 325.
3. შ. შეყლაშვილი, გრ. წიწილაშვილი ჭიათურის მანგანუმის მრეწველობა საუკუნის მანძილზე, თბ., 1997 წ.
4. Докучаева И.Н. Испытание на обогатимость пробы пористой руды Чиатурского месторождения. В сб. Аннотации научно-исследовательских работ. Кривой Рог, 1961г.
5. Качан И.Н. Обогащение марганцевых руд Чиатурского месторождения. Вып. 132, Л., 1963 г.
6. Материалы Всесоюзного совещания по обогащению и использованию бедных марганцевых руд для производства марганцевых сплавов. М., 1962 г.
7. Качан И.Н. Обогащение бедных карбонатных и окисленных руд Чиатурского месторождений. Труды IV Научно-технической сессии механообр. Л., 1961 г.

8. Хухунашвили И.А., Мхеидзе Т.А. Исследование обогатимости некондиционной окисленной марганцевой руды нагорья Дарквети Чиатурского месторождения. Труды Грузинского политехнического института, сборник №4(45), 1956 г.
9. Канделаки Э.Я. Экономические проблемы черной металлургии ГССР. Том 1, «Мецниереба», Тб., 1968 г., стр. 198.
10. Качан И.Н., Фомин Я.И. Обогащение марганцевых руд. Л.: вып. 132, 1963 г., 292 стр.
11. Школьник М.Я., Макарова Н.А. Микроэлементы в сельском хозяйстве. Изд. АН СССР, 1957 г., 167 стр.
12. Бетехтин А.Г. Влияние органических движений на состав рудоносных фракций Чиатурского марганцевого месторождения. Т. XI, 1938 г.
13. Обогащение марганцевых руд. Л., 1963 г., стр. 26.
14. Кекелидзе М.А. Качественная и технологическая характеристика марганцевых руд. М.: Недра, 1964 г., стр. 234.
15. Качан И.Н. Обогащение бедных карбонатных и окисных руд Чиатурского месторождения. 1960 г., стр. 31-32.
16. Качан И.Н. Исследование обогатимости Чиатурских марганцевых руд типа Мцвари. Л.: вып. 95, 1966 г., стр. 121-129.
17. Качан И.Н. Обогащение бедных карбонатных и окисленных руд Чиатурского месторождения. Л.: 1961 г., стр. 195-201.
18. Кармазин В.И., Косой Г.М. Обогащение марганцевых руд в тяжелых суспензиях в гидроциклоне. Горный журнал, 1962 г., №3, стр. 25-27.
19. Фомин Я.Н. Обогащение марганцевой руды в тяжелой суспензии, а шлам-флотаций. Горный журнал, 1958 г., №11, стр. 26-28.
20. Евсевич С.Г. Исследование свойства тяжелых суспензий как среды для гравитационного обогащения полезных ископаемых. М.: Metallurgizdat, 1953 г., стр. 83-103.
21. Кармазин В.И., Цыбулько Л.А. Опыты по повышению качества утяжителя при обогащения в тяжелых суспензиях. Сб. трудов Механобрчермета, вып.6, М.: Недра, 1965 г., стр. 250-254.
22. Сан М.Ч., Моррис И.Е. Флотация низкосортной марганцевой руды. Сб. «Механобр», Л., 1959 г., вып.126, стр. 75-79.

23. Богданов О.С., Бондаренко О.П. Некоторые закономерности флотации марганцевых минералов. Л.: 1967 г., №6, стр. 17-19.
24. Бондаренко О.П. Пенная сепарация марганцевых шламов Чиатурского месторождения. Обогащение руд. Л., 1972 г., №2, стр. 41-43.
25. Бондаренко О.П. Промышленное освоение флотаций марганцевых шламов ЦФФ треста «Чиатурмарганец». Обогащение руд. Л., 1972 г., №2, стр. 25.27.
26. Гольдберг Ю.С. О некоторых особенностях флотационного поведения марганца. Сб. «Марганец», Тб., 1967 г., №1, стр. 43-54.
27. Косой Г.И. Обогащение марганцевых руд в гидроциклонах. 1960 г., №10, стр. 22-23
28. Фомин Я.И. Пути улучшения обогащения марганцевых руд. «Горный журнал», 1951 г., №3, с. 24-25.
29. «Обогащение марганцевых руд». Л., 1963 г., стр. 226.
30. “საბთო ჟურნალი”. 2000 წ., №1(4), გვ. 36.
31. Семешко В.М., Гольдбург Ю.С. Флотация марганцевых руд. М.: Недра, 1970 г., стр. 215.
32. Долотова И.А. Обогащение марганцевых шламов Чиатурских фабрик по флотационно-магнитным схемам. Сб. «Марганец», Тбилиси, 1970 г., №3, стр. 83-84.
33. Гольдберг Ю.С. О возможных причинах флотуемости марганцевых окислов. Сб. «Марганец», Тбилиси, 1969 г., №1(8), стр. 27-37.
34. Goudin A.M. and Behrens R.H. «Mining» №11(40), 1937.
35. Бондаренко О.П. Некоторые закономерности флотации и магнитной сепарации марганцевых минералов, Л., 1969 г., стр. 20.
36. Шукакидзе Н.В., Кочинева С.М. Флотационные свойства некоторых марганцевых минералов. Тбилиси, 1971 г., стр. 341-347.
37. «Марганец» - отчет Конгрессу США №33320, изд. «Бюро переводов», ВИНТИ, 1963 г.
38. «Типовая методика определения экономической эффективности капитальных вложений», М., Госплан СССР, АН СССР, 1969 г.
39. Трубецкой К.Н. Пашков А.Ф. Методы оценки эффективности инвестиций горных предприятий. М., «Горный журнал» №2, 1993 г.
40. Хойер В. Как делать бизнес в Европе. М., Прогресс, 1999 г.

41. Ковалев В.В. Фтнансовый анализ, М., 1966 г., стр. 198.
42. “სამთო ჟურნალი” №2(13), 2004 წ. გვ.50.
43. «Добыча и обогащение полезных ископаемых Грузии». Справочник «Мецниереба», 1989 г., стр.90.
44. «Испытание по обогащению смешанных окисно-карбонатных руд Чиатурского месторождения», Кривой-Рог, 1984 г., стр. 86.
45. Гельд П.В. Процессы высокотемпературного восстановления. – Metallurgizdat, 1957 г.
46. Вопросы теории гравитационных методов обогащения полезных ископаемых. М.: Госгортехиздат, 1960, с.167..
47. Музидаев Г.А. Обогащение угля в минеральных суспензиях. М., Углетехиздат, 1954г., с. 140.
48. Кизильватер Б.В. Влияние пастели на разделение мелкого и тонкого материала в процессе отсадки. В кн.: Гравитационные методы обогащения. М., Metallurgizdat, 1953.
49. Лили Г.Р. Исследование движения частиц в пастели отсадочной машины. Тр. V Конгресса по обогащению полезных ископаемых. М., 1962г., стр. 302-318.
50. Шестепов И.М., Мимеер Э.В. О работе искусственной пастели в отсадочной машине. Научные сообщения ИГВ им. Скочинского, вып. XIII 1961г., стр. 107-115.
51. Плдкосов А.Г. Исследование работы пастели отсадочной машины. Вып. 21, 1970 г., стр. 83-104.
52. Починок В.В. Исследование свойств искусственной пастели при обогащении угля отсадочной. Научн.тр. УкрНИИ углеобогащения, т. IV, 1965 г., стр. 95-111.
53. Богданов О.С., Хайман В.Я. Зависимость скорости флотации от крупности минеральных частиц. Цветные металлы, 1953 г., №5, стр.22-29.
54. Богданов О.С. Физико-химические основы теории флотации. М., Недра, 1983 г., стр. 384.
55. Смирнов Ю.М., Стреловский Л.Н. Вопросы флотации крупных частиц минералов. Цветная металлургия, 1968 г., №15, стр. 22-25.
56. Эйгелес М.А. Основы флотации несulfидных минералов. М., Недра, 1964 г., стр. 407.

58. Годе Т.В., Годе Е.Я. Физико-химическое изучение марганцевых минералов и руд. – М.: АН СССР, 1937, стр. 226.
59. Штеретберг А.Е., Виталь Д.А. К вопросу об изучении карбонатов марганца при помощи термического анализа. – «Теория и разведка», 1963, стр. 11-19.
60. Гершой Ю.Г., Тасиц П.Г., Якудовская И.А. Вещественный состав марганцевых руд. – М., Недра, 1965, стр. 162-174.
61. Авалиани Г.А. Минералогия Чиатурских карбонатных марганцевых руд. – Геологический сб. №1, КИМС, 1959.
62. Титков Н.П. Обогащение карбонатной марганцевой руды в тяжелой суспензии. – Сб. Марганец. Тбилиси, 1966, 1(8), стр. 61-82.
63. Косой Г.М. Обогащение марганцевых руд в гидроциклонах. – 1960, №10, стр. 22-23.
64. Тимофеева М.Х., Шикоренко С.Ф. Обогащение марганцевых руд треста Чиатурмарганец в тяжелых суспензиях в гидроциклонах. – В кн.: Обогащение марганцевых руд. Изд. «Недра», 1965, стр. 26-230.

65. Климович А.А. Результаты исследований движения частиц марганцевых минералов в пене при пенной сепарации. – В кн.: «Пенная сепарация», М., 1971, стр. 90-98.
66. Гольдберг Ю.С. О возможных причинах низкой флотиремости марганцевых окислов. – Сб. «Марганец», Тбилиси, 1969, №1(8), стр. 27-37.
67. Гольдберг Ю.С. Изучение флотационных свойств манганокальцита и кварца. – Сб.: «Марганец», Тбилиси, 1967, №2, стр. 67-74.
68. Харламов В.С., Кирносов Э.Т. Флотация марганцевых минералов в кислых и мелочных средах. – «Горный журнал», 1966, №11, стр. 17-21.
69. Барский Л.А., Мачехина Э.Т. Снижение потерь со шламами при обогащении марганцевых руд. – «Горный журнал», 1973, №3, стр. 69-71.
70. Докучаева И.Н. Исследование обогатимости окисленных руд Чиатурского месторождения. – В кн.: «Обогащение марганцевых руд», М., Недра, 1965, стр. 175-181.
71. Верховский Л.М. Исследование кинетики процесса отсадки. – «Горный журнал», №10, 1959, стр. 141-148.

72. Виноградов Н.Н. Изучение механизма расслоения зерен в процессе отсадки. – В кн.: «Обогащение углей гравитационными методами». М., «Недра», 1965, стр. 5-20.
73. Качан И.Н. К исследованию процесса отсадки тонкого материала. 1953, вып. 28, стр. 83-91.
74. Кизивальтер Б.В. Разрыхление слоя частиц в процессе отсадки. – «Горный журнал», 1957, №3, стр. 123-129.
75. Кизивальтер Б.В. Влияние постели на разделение мелкого и тонкого материала в процессе отсадки. – В кн.: «Гравитационные методы обогащения», М., Metallurgizdat, 1953, стр. 31-38
76. Кузнецов Г.Г. Некоторые особенности действия постели в отсадочной машине. 1959, №10, стр. 21-28.
77. Кузнецов Г.Г. О механизме действия постели в отсадочной машине. 1959, вып. №2, стр. 1-44.
78. Нестеров И.М. Научные основы обогащения отсадкой тонких классов руд. – М., «Недра», 1966, 1970.
79. Подкосов Л.Г. Исследование работы постели отсадочной машины. М., «Недра», 1970, вып. 21, стр. 83-104.
80. Починок В.В. Исследование свойств искусственной постели. 1965, стр. 95-111.
81. Самилин Н.А. Починок В.В. Динамика формирования постели отсадочных машин. М., 1964, стр. 69-91.
82. Фоменко Т.Г. Разрыхление материала в процессе отсадки. – «Цветная металлургия», 1960, №3, стр. 126-134.
83. Барский Л.А., Реизман А.С. Статистический анализ исходных предпосылок планирования экстремальных экспериментов в условиях промышленной флотации. – 1973, стр. 3-6.
84. Маркова Е.В. Латинские квадраты в планировании экспериментов. – 1968, стр. 27-30